



UNIVERSIDAD DEL AZUAY
FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA
ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS

**Diseño de un método de explotación dentro de la concesión
minera Asonambile**

Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:

INGENIERO EN MINAS

Nombre del autor:

BRYAN PATRICIO LOYAGA ORTIZ

Nombre del director:

JAIME ALFONSO AMPUERO FRANCO

CUENCA, ECUADOR

2018

DEDICATORIA

A Dios.

A mis padres César y Moraima, por su confianza y apoyo incondicional.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

| | |
|---|----------|
| DEDICATORIA | ii |
| ÍNDICE DE FIGURAS | viii |
| ÍNDICE DE TABLAS | x |
| ÍNDICE DE ANEXOS..... | xii |
| RESUMEN..... | xiii |
| ABSTRACT | xiv |
| | |
| INTRODUCCIÓN | 1 |
| | |
| CAPÍTULO I: GENERALIDADES | 2 |
| | |
| 1.1. Ubicación..... | 2 |
| 1.2. Acceso | 3 |
| 1.3. Clima | 4 |
| 1.4. Geomorfología e Hidrografía | 4 |
| 1.5. Flora y Fauna..... | 5 |
| 1.6. Aspectos socio – económicos..... | 5 |
| 1.7. Geología regional | 6 |
| 1.8. Geología local..... | 7 |
| 1.8.1. Complejo Intrusivo de Zamora | 8 |
| 1.8.2. Skarn | 8 |
| 1.8.3. Unidad Plan del Oso | 9 |
| 1.8.4. Unidad Piuntza | 9 |
| 1.8.5. Unidad La Saquea | 9 |
| 1.9. Geología estructural | 10 |

| | | |
|---|---|-----------|
| 1.10. | Mineralogía y litología..... | 11 |
| 1.11. | Construcciones mineras | 11 |
| 1.12. | Perforación y voladura..... | 13 |
| 1.13. | Carga y transporte | 15 |
| CAPÍTULO II: CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO | | 16 |
| 2.1. | Introducción..... | 16 |
| 2.2. | Propiedades físico mecánicas de la roca | 16 |
| 2.2.1. | Peso específico | 16 |
| 2.2.2. | Resistencia a la compresión simple | 17 |
| 2.2.3. | Presión de recubrimiento..... | 18 |
| 2.3. | Parámetros estructurales de las discontinuidades..... | 19 |
| 2.3.1. | Orientación..... | 19 |
| 2.3.2. | Separación | 20 |
| 2.3.3. | Continuidad..... | 21 |
| 2.3.4. | Abertura..... | 22 |
| 2.3.5. | Rugosidad..... | 23 |
| 2.3.6. | Relleno | 24 |
| 2.3.7. | Alteración..... | 25 |
| 2.3.8. | Agua freática | 26 |
| 2.4. | Índice de calidad de la roca | 27 |
| 2.5. | Clasificación RMR del macizo rocoso | 27 |
| 2.5.1. | Procedimiento | 27 |
| 2.5.2. | Resultados | 29 |

| | |
|---|---------------|
| CAPÍTULO III: SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN | 32 |
| 3.1. Introducción..... | 32 |
| 3.2. Métodos de explotación subterránea | 32 |
| 3.2.1. Hundimiento por bloques | 32 |
| 3.2.2. Hundimiento por subniveles | 33 |
| 3.2.3. Tajos largos | 33 |
| 3.2.4. Métodos por cámaras | 33 |
| 3.3. Parámetros para la selección del método de explotación | 35 |
| 3.3.1. Geometría y distribución de leyes del depósito | 35 |
| 3.3.2. Características geomecánicas del depósito | 36 |
| 3.4. Selección del método de explotación según la metodología de Nicholas ... | 37 |
| 3.4.1. Procedimiento | 37 |
| 3.4.2. Resultados | 41 |
| 3.5. Método de Cámaras y Pilares | 44 |
| 3.5.1. Cámaras y pilares en depósitos horizontales..... | 45 |
| 3.5.2. Cámaras y Pilares en depósitos inclinados..... | 46 |
| 3.5.2.1. Explotación continua | 46 |
| 3.5.2.2. Explotación escalonada..... | 47 |
| 3.5.2.3. Explotación con relleno | 48 |
| CAPÍTULO IV: EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES | 49 |
| 4.1. Consideraciones generales..... | 49 |
| 4.2. Cámaras | 49 |
| 4.2.1. Forma de la sección transversal | 49 |
| 4.2.2. Tamaño de la sección transversal..... | 50 |
| 4.2.3. Sostenimiento..... | 51 |

| | | |
|------------|---|----|
| 4.3. | Pilares | 53 |
| 4.3.1. | Forma | 53 |
| 4.3.2. | Tamaño..... | 54 |
| 4.3.3. | Esfuerzos | 55 |
| 4.3.3.1. | Esfuerzo vertical | 55 |
| 4.3.3.2. | Esfuerzo horizontal | 58 |
| 4.3.3.3. | Esfuerzo promedio | 59 |
| 4.3.4. | Resistencia..... | 60 |
| 4.3.5. | Factor de seguridad | 61 |
| 4.4. | Tamaño óptimo de cámaras y pilares | 62 |
| 4.5. | Distribución de cámaras y pilares | 63 |
| 4.6. | Orientación de cámaras y pilares..... | 64 |
| 4.7. | Perforación y voladura de cámaras y pilares | 66 |
| 4.7.1. | Equipo de perforación | 66 |
| 4.7.2. | Sustancia explosiva | 69 |
| 4.7.3. | Diámetro de la perforación..... | 71 |
| 4.7.4. | Longitud de perforación | 71 |
| 4.7.5. | Método de avance | 72 |
| 4.7.5.1. | Etapa 1..... | 74 |
| 4.7.5.1.1. | Malla de perforación..... | 74 |
| 4.7.5.1.2. | Carga e iniciación de los barrenos..... | 85 |
| 4.7.5.1.3. | Consumo de explosivos..... | 87 |
| 4.7.5.2. | Etapa 2..... | 89 |
| 4.7.5.2.1. | Malla de perforación..... | 89 |
| 4.7.5.2.2. | Carga e iniciación de los barrenos..... | 93 |
| 4.7.5.2.3. | Consumo de explosivos..... | 94 |
| 4.7.5.3. | Etapa 3..... | 96 |
| 4.7.5.3.1. | Malla de perforación..... | 97 |
| 4.7.5.3.2. | Carga e iniciación de los barrenos..... | 98 |
| 4.7.5.3.3. | Consumo de explosivos..... | 99 |

| | |
|--|-----|
| 4.8. Ventilación | 99 |
| 4.8.1. Caudal de aire por número de trabajadores | 100 |
| 4.8.2. Caudal de aire por consumo de explosivos | 100 |
| 4.9. Carga y Transporte | 102 |
| 4.10. Perdida de mineral | 102 |
| | |
| CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES | 103 |
| BIBLIOGRAFÍA | 106 |
| ANEXOS | 108 |

ÍNDICE DE FIGURAS

| | |
|---|----|
| Figura 1.1 Mapa de ubicación de la concesión Asonambile..... | 3 |
| Figura 1.2 Vías de acceso a la concesión Asonambile..... | 4 |
| Figura 1.3 Comunidad de Nambija. | 6 |
| Figura 1.4 Mapa geológico del Distrito Minero Zamora. | 7 |
| Figura 1.5 Mapa geológico del Distrito Aurífero Nambija..... | 10 |
| Figura 1.6 Bocamina del Nivel 0. | 13 |
| Figura 1.7 Entrada al Pozo 01. | 13 |
| Figura 1.8 Malla de perforación actual. | 14 |
| Figura 1.9 Método de iniciación de voladura actual. | 14 |
| Figura 1.10 Carro minero utilizado actualmente..... | 15 |
| Figura 2.1 Determinación de la orientación de discontinuidades. | 20 |
| Figura 2.2 Determinación de la separación entre discontinuidades. | 21 |
| Figura 2.3 Determinación de la continuidad de discontinuidades. | 22 |
| Figura 2.4 Determinación de la abertura de discontinuidades. | 23 |
| Figura 2.5 Perfiles para la clasificación de la rugosidad..... | 24 |
| Figura 2.6 Determinación de la rugosidad en discontinuidades. | 24 |
| Figura 2.7 Determinación del relleno en discontinuidades..... | 25 |
| Figura 2.8 Determinación de la alteración en discontinuidades. | 26 |
| Figura 2.9 Determinación de agua freática. | 26 |
| Figura 3.1. Explotación por Cámaras y Pilares en depósitos horizontales. | 46 |
| Figura 3.2. Explotación continua por Cámaras y Pilares en depósitos inclinados..... | 47 |
| Figura 3.3. Explotación escalonada por Cámaras y Pilares en depósitos inclinados. | 47 |
| Figura 3.4. Explotación por Cámaras y Pilares con relleno en depósitos inclinados. | 48 |
| Figura 4.1. Estabilidad de la excavación según la forma de la sección. | 50 |
| Figura 4.2. Abertura máxima de excavaciones según clasificación RMR..... | 51 |
| Figura 4.3. Tiempo y longitud de avance sin soporte según RMR. | 53 |
| Figura 4.4. Variación de la resistencia de un pilar con la variación de la forma. | 54 |
| Figura 4.5. Variación de la resistencia de un pilar con la variación del tamaño..... | 54 |
| Figura 4.6. Pilares inclinados respecto al buzamiento del depósito..... | 56 |
| Figura 4.7. Representación de los esfuerzos verticales y horizontales en un cubo.... | 59 |

| | |
|--|----|
| Figura 4.8. Dimensiones óptimas de cámaras y pilares para la concesión Asonambile. | 63 |
| Figura 4.9. a) Cámaras y pilares sistemáticos, b) Cámaras y pilares ocasionales..... | 64 |
| Figura 4.10. Condición de la construcción según orientación de estructuras. | 65 |
| Figura 4.11. Roseta de discontinuidades con proyección de tules perpendiculares... 65 | 65 |
| Figura 4.12. Perforadora Shen Yang YT27 utilizada actualmente. | 67 |
| Figura 4.13. Broca utilizada actualmente..... | 68 |
| Figura 4.14. Selección de explosivos según propiedades geomecánicas..... | 70 |
| Figura 4.15. Diámetro de perforación según el área de voladura. | 71 |
| Figura 4.16. Construcción de túneles de gran sección. | 73 |
| Figura 4.17. Dimensiones de las etapas de voladura para la construcción de las cámaras..... | 73 |
| Figura 4.18. Curva de desviación de perforación con barra. | 80 |
| Figura 4.19. Área de influencia del barrenos..... | 82 |
| Figura 4.20. Malla de perforación propuesta para la Etapa 1. | 84 |
| Figura 4.21. Carga e iniciación de los barrenos en la Etapa 1. | 86 |
| Figura 4.22. Secuencia de iniciación de voladura propuesta para la Etapa 1. | 87 |
| Figura 4.23. Malla de perforación en banco propuesta para la Etapa 2. | 92 |
| Figura 4.24. Carga y configuración de iniciación de los barrenos en la Etapa 2. | 94 |
| Figura 4.25. Secuencia de iniciación de voladura propuesta para la Etapa 2. | 94 |
| Figura 4.26. Banqueo horizontal y vertical en un avance a doble sección. | 97 |
| Figura 4.27. Malla de perforación propuesta para la Etapa 3. | 98 |
| Figura 4.28. Secuencia de iniciación de voladura propuesto para la Etapa 3. | 99 |

ÍNDICE DE TABLAS

| | |
|---|----|
| Tabla 1.1 Coordenadas de la concesión Asonambile. | 2 |
| Tabla 2.1 Resultados del ensayo de peso específico. | 17 |
| Tabla 2.2 Resistencia a la compresión simple promedio de las muestras de roca. | 18 |
| Tabla 2.3 Resultados de la presión de recubrimiento. | 19 |
| Tabla 2.4 Clasificación de la separación entre discontinuidades. | 20 |
| Tabla 2.5 Clasificación de la continuidad en las discontinuidades. | 21 |
| Tabla 2.6 Clasificación de la abertura entre discontinuidades. | 22 |
| Tabla 2.7 Clasificación de la alteración en discontinuidades. | 25 |
| Tabla 2.8 Clasificación del agua freática en discontinuidades. | 26 |
| Tabla 2.9 Parámetros geomecánicos de la clasificación RMR. | 28 |
| Tabla 2.10 Corrección RMR por orientación de las discontinuidades. | 29 |
| Tabla 2.11 Calidad de macizos rocosos según índice RMR. | 29 |
| Tabla 2.12 Resultado del índice de calidad de la roca. | 30 |
| Tabla 2.13 Resultado de la condición de las discontinuidades. | 31 |
| Tabla 2.14 Resultados de la clasificación del macizo rocoso según el índice RMR. | 31 |
| Tabla 3.1. Principales métodos con construcción de cámaras. | 33 |
| Tabla 3.2. Clasificación de depósitos por geometría y distribución de leyes. | 38 |
| Tabla 3.3. Clasificación de depósitos por propiedades geomecánicas. | 38 |
| Tabla 3.4. Clasificación de métodos de explotación por geometría y distribución de leyes del depósito. | 39 |
| Tabla 3.5. Clasificación de métodos de explotación por propiedades geomecánicas del depósito. | 40 |
| Tabla 3.6. Determinación de la geometría y distribución de leyes en la concesión Asonambile. | 41 |
| Tabla 3.7. Resultados de la resistencia de la matriz rocosa. | 42 |
| Tabla 3.8. Resultado del espaciamiento entre discontinuidades. | 42 |
| Tabla 3.9. Resultados de la resistencia de las discontinuidades. | 42 |
| Tabla 3.10. Resultados de la selección del método por geometría y distribución de leyes. | 43 |
| Tabla 3.11. Resultados de la selección del método por propiedades geomecánicas. | 43 |
| Tabla 3.12. Resultados de la selección del método por geometría y propiedades geomecánicas. | 44 |

| | |
|---|-----|
| Tabla 4.1. Tipo de sostenimientos según clasificación RMR..... | 52 |
| Tabla 4.2. Dimensión de cámaras y pilares impuestos para el cálculo..... | 56 |
| Tabla 4.3. Parámetros para el cálculo del esfuerzo vertical. | 56 |
| Tabla 4.4. Resultados del análisis Buscar Objetivo..... | 62 |
| Tabla 4.5. Especificaciones técnicas de la perforada YT27. | 67 |
| Tabla 4.6. Especificaciones técnicas de la broca. | 68 |
| Tabla 4.7. Especificaciones técnicas de la barrena a utilizar..... | 69 |
| Tabla 4.8. Características técnicas de Explogel III..... | 70 |
| Tabla 4.9. Características técnicas de Anfo Normal..... | 70 |
| Tabla 4.10. Características respecto a la calidad de la roca y dimensiones de la Etapa 1. | 74 |
| Tabla 4.11. Constantes de factor de seguridad. | 81 |
| Tabla 4.12. Determinación del retacado mínimo para cada grupo de barrenos en la Etapa 1. | 81 |
| Tabla 4.13. Resultados del burden y espaciamentos entre barrenos en la Etapa 1. | 83 |
| Tabla 4.14. Características técnicas de Fulminante Ordinario N°8 | 86 |
| Tabla 4.15. Características técnicas de Mecha de Seguridad. | 86 |
| Tabla 4.16. Características técnicas de Conectores de Mecha Rápida. | 86 |
| Tabla 4.17. Características técnicas de Mecha Rápida..... | 87 |
| Tabla 4.18. Tiempos estimados para el inicio de la voladura de la Etapa 1. | 88 |
| Tabla 4.19. Cantidad de Explogel III y Anfo normal requerido por voladura en la Etapa 1. | 88 |
| Tabla 4.20. Cantidad de mecha de seguridad y mecha rápida requerida por voladura en la Etapa 1. | 88 |
| Tabla 4.21. Cantidad de fulminantes y conectores de mecha rápida requeridos por voladura en la Etapa 1. | 88 |
| Tabla 4.22. Gasto específico de sustancia explosiva según coeficiente de Protodiakonov. | 90 |
| Tabla 4.23. Características técnicas de Cordón Detonante..... | 95 |
| Tabla 4.24. Consumo de sustancia explosiva por voladura en la Etapa 2. | 96 |
| Tabla 4.25. Configuración de la malla de perforación propuesta para la Etapa 3. | 97 |
| Tabla 4.26. Consumo de explosivos por voladura en la Etapa 3. | 99 |
| Tabla 4.27. Caudal de aire requerido en el circuito de ventilación. | 101 |

ÍNDICE DE ANEXOS

| | |
|--|-----|
| Anexo 1. Planimetría de construcciones subterráneas analizadas en el presente estudio. | 108 |
| Anexo 2. Ensayo de peso específico con muestras de roca de la concesión Asonambile | 109 |
| Anexo 3. Topografía y proyección planimétrica tridimensional de las construcciones analizadas. | 111 |
| Anexo 4. Hojas de campo del levantamiento geomecánico en las construcciones analizadas. | 112 |
| Anexo 5. Base de datos e histogramas del macizo rocoso en las construcciones analizadas. | 115 |
| Anexo 6. Área de influencia del grupo de barrenos en la malla de perforación de la Etapa 1. | 119 |

**DISEÑO DE UN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DENTRO DE LA
CONCESIÓN MINERA ASONAMBILE**

RESUMEN

El presente trabajo tiene como objetivo tecnificar la etapa de explotación en la concesión Asonambile mediante la aplicación de un método de explotación generalizado el cual se estableció evaluando propiedades geomecánicas de los macizos para su correspondiente clasificación de acuerdo a su calidad. A partir de esto, e identificando las propiedades geométricas con las que se presenta la mineralización en la concesión se determinó a la explotación por Cámaras y Pilares como el método más conveniente de aplicar desde el punto de vista técnico, esto conllevó al diseño de pilares de soporte y construcción de cámaras.

Palabras clave: cámaras y pilares, geomecánica, método de explotación.



Jaime Alfonso Ampuero Franco
Director del Trabajo de titulación



Leonardo Anibal Núñez Rodas
Coordinador de Escuela



Bryan Patricio Loyaga Ortiz

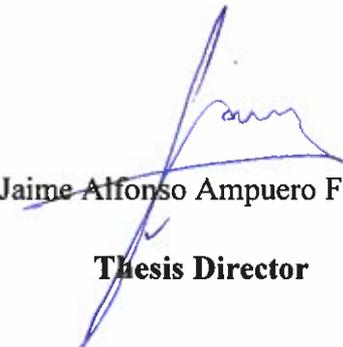
Autor

**DESIGN OF AN EXPLOITATION METHOD IN THE ASONAMBILE
CONCESSION**

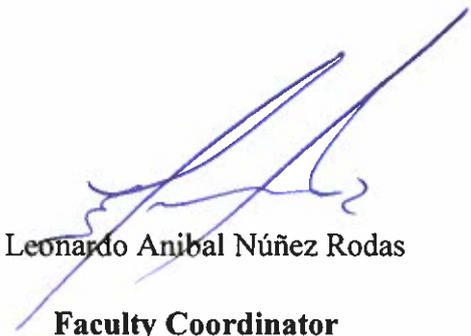
ABSTRACT

The objective of this work was to technify the exploitation stage in the Asonambile concession through the application of a generalized exploitation method. The method was established by evaluating the geomechanical properties of the massifs for their classification according to their quality. From this, the geometrical properties presented by mineralization in the concession were identified and the exploitation by Cameras and Pillars was determined as the most convenient method from the technical point of view. This led to the design of support pillars and the construction of cameras.

Keywords: chambers and pillars, geomechanics, method of exploitation.



Jaime Alfonso Ampuero Franco
Thesis Director



Leonardo Anibal Núñez Rodas
Faculty Coordinator



Bryan Patricio Loyaga Ortiz
Author



UNIVERSIDAD DEL
AZUAY
Dpto. Idiomas



Translated by
Ing. Paul Arpi

Loyaga Ortiz Bryan Patricio

Trabajo de Titulación

Ing. Jaime Alfonso Ampuero Franco

Septiembre, 2018

DISEÑO DE UN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DENTRO DE LA CONCESIÓN MINERA ASONAMBILE

INTRODUCCIÓN

La concesión Asonambile pretende tecnificar sus operaciones al implementar un método de explotación para extraer mineral alojado en skarn cuya explotación se lleva a cabo mediante perforaciones y voladuras continuas en las bolsonadas mineralizadas creando grandes salones que provocan inestabilidad del macizo rocoso e inseguridad en los trabajos.

El presente estudio tiene como objetivo diseñar un método de explotación para la recuperación de mineral aurífero que particularmente se ha proyectado en una galería de exploración en donde se observa una red de vetillas mineralizadas del orden de milímetros a pocos centímetros.

A partir de lo anterior, el presente estudio incluye el análisis de las propiedades geométricas de las proyecciones minerales y las propiedades geomecánicas del macizo rocoso que las contiene, obteniendo las bases necesarias para la selección de un método de explotación enfocado en la seguridad y a partir del cual se diseñarán las operaciones de perforación y voladura de las construcciones requeridas para la correcta aplicación del mismo.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1. Ubicación

La concesión Asonambile está inscrita con el código 501423 y se encuentra ubicada al suroriente del Ecuador, en la comunidad de Nambija de la parroquia San Carlos de las Minas, cantón Zamora, provincia de Zamora Chinchipe (ver Figura 1.1). El polígono de la concesión consta de 68.68 hectáreas cuyas coordenadas en el sistema WGS84 se exponen en la siguiente tabla:

Tabla 1.1 Coordenadas de la concesión Asonambile.

| Punto | X | Y |
|-------|-------------|--------------|
| 1 | 745848.4903 | 9550129.4400 |
| 2 | 745848.4903 | 9549929.4400 |
| 3 | 745868.4903 | 9549929.4400 |
| 4 | 745868.4903 | 9549829.4400 |
| 5 | 745848.4903 | 9549829.4400 |
| 6 | 745848.4903 | 9549379.4403 |
| 7 | 745548.4903 | 9549379.4403 |
| 8 | 745548.4903 | 9548929.4403 |
| 9 | 745098.4903 | 9548929.4403 |
| 10 | 745098.4903 | 9549129.4403 |
| 11 | 745148.4903 | 9549129.4403 |
| 12 | 745148.4903 | 9549929.4403 |
| 13 | 745299.4903 | 9549929.4403 |
| 14 | 745299.4903 | 9550129.4403 |

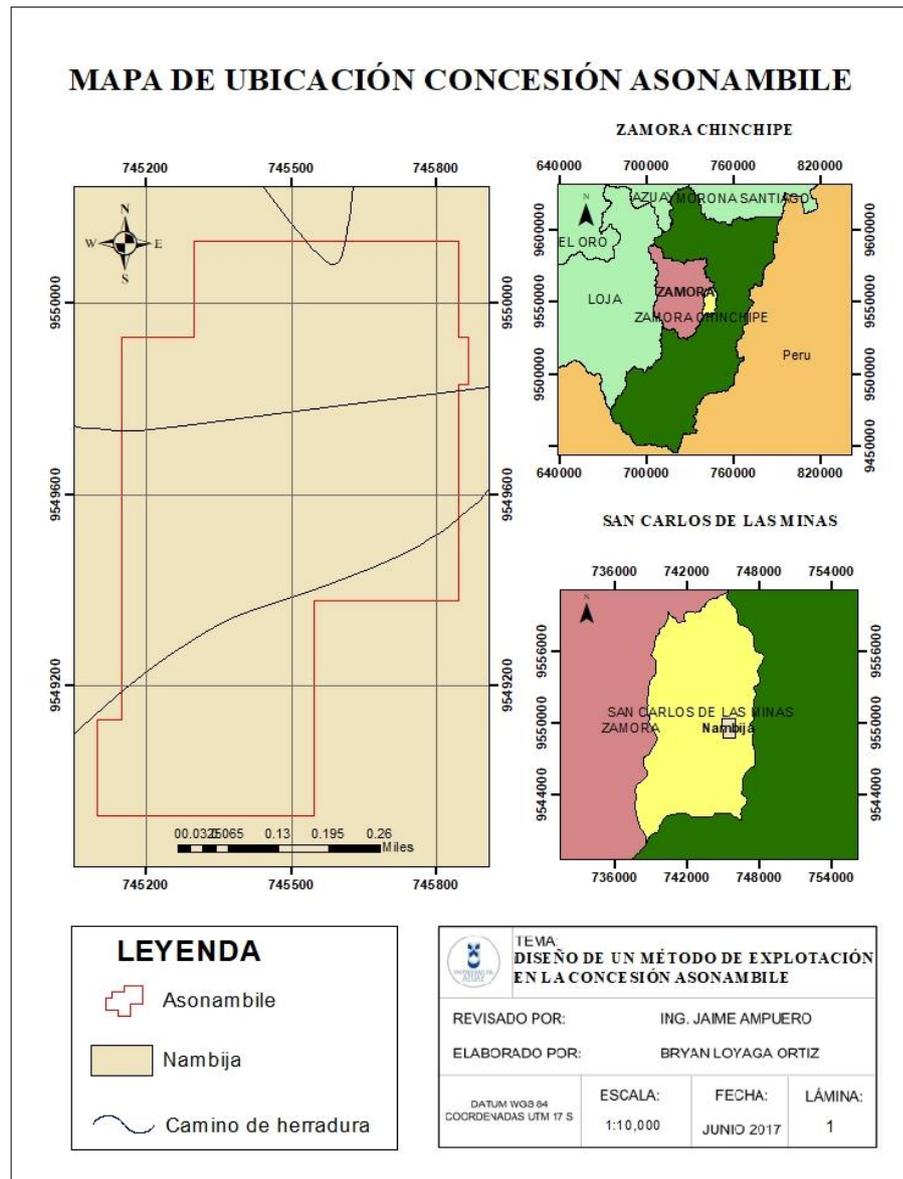


Figura 1.1 Mapa de ubicación de la concesión Asonambile.

1.2. Acceso

El recorrido más corto desde la ciudad de Cuenca a la concesión Asonambile, con aproximadamente 248 km. y un tiempo estimado de 5 horas en automóvil, consiste en tomar progresivamente las vías de primer orden: Troncal de la Sierra (E35) con dirección a Azogues, vía colectora Gualaceo-Gualaquiza (E594), Troncal Amazónica (E45) hacia el poblado de Namirez. Desde Namirez se accede por vías de segundo y tercer orden: Namirez-San Carlos de las Minas y San Carlos de las Minas-Nambija.



Figura 1.2 Vías de acceso a la concesión Asonambile.

Fuente: (Google Earth)

1.3. Clima

Nambija presenta un clima templado con precipitaciones medias anuales entre 2500 mm. y 3500 mm. siendo de febrero a julio los meses con más presencia de lluvias. Respecto a la temperatura, el mapa de isotermas del INAMHI establecen una temperatura entre 16°C – 18°C, sin embargo, la información de la estación climática del INIGEMM la establece entre 11.1°C - 25.7°C con una humedad relativa de 25% a 99% y vientos desde 1.2 m/s hasta 4.9 m/s (Ministerio del Ambiente, 2015).

1.4. Geomorfología e Hidrografía

Nambija registra una topografía entre 1690 a 2110 m.s.n.m. situándose al oeste de la Cordillera Nanguipa en una zona montañosa irregular de valles profundos en forma de “V” con pendientes entre 20° y 70°, además de superficies relativamente planas como resultado de las actividades mineras. En cuanto a su hidrografía, se ubican dentro de la microcuenca del Río Nambija formado por la confluencia de algunas quebradas,

como Del Fierro, De La Iglesia, El Diamante, entre otras; y corrientes naturales de agua estacionarias, en un drenaje de tipo dendrítico que confluye al Río Zamora (Ministerio del Ambiente, 2015).

1.5. Flora y Fauna

En flora se registran 34 especies, de las cuales, cuatro presentan sensibilidad media por la alteración de su hábitat. Se destacan dos tipos de hábitat importantes: el bosque de neblina montano situado entre los 1800 a 2800 m.s.n.m.; y matorral húmedo montano bajo situado entre los 1200 a 1800 m.s.n.m.

En fauna se puede determinar la presencia de mamíferos (raposa común, armadillo, guatusa, venado, mono nocturno, entre otros); aves (gavilán campestre, urraca inca, gallo de la peña, tangara dorada, cuco ardilla, entre otras), anfibios, reptiles, insectos (escarabajo estercolero) y peces (corroncho) (Ministerio del Ambiente, 2015).

1.6. Aspectos socio – económicos

Según el último censo realizado por el INEC en el 2010, en Nambija habitan 791 personas de las cuales el 68% se encuentran en edad de trabajar (15 – 64 años) en la que hoy es la principal fuente de ingresos, la explotación de oro. Ésta población habita en casas de madera con techos de zinc ubicadas en laderas montañosas en donde solo el 0.58% de las 346 viviendas tienen acceso a la red pública de agua potable, el resto de la comunidad se abastece de las vertientes naturales y pozos.

Así mismo, solo el 73,70% de las viviendas cuenta con energía eléctrica, los residuos domésticos son desalojados por carro recolector, no cuentan con sistema de alcantarillado; sin embargo, Nambija cuenta con transporte público (rancheras), un centro de salud, Unidad de Policía Comunitaria (UPC) y una escuela de educación básica (Ministerio del Ambiente, 2015).



Figura 1.3 Comunidad de Nambija.

1.7. Geología regional

Geológicamente Nambija se sitúa dentro del Distrito Aurífero Nambija adjudicado al Distrito Minero Zamora, en esta área se distinguen otras zonas importantes de mineralización aurífera y cuprífera como San Carlos-Panantza, Mirador, Fruta del Norte y Chinapintza (ver Figura 1.4)

De acuerdo con el mapa geológico del Ecuador el Distrito Minero Zamora lo conforma principalmente el Complejo Intrusivo de Zamora con afloramientos precámbricos de la Unidad Plan del Oso; lavas intruidas, tobas, volcanosedimentos, ignimbritas y areniscas del triásico. Afloran también andesitas basálticas de la Unidad La Saquea y andesitas masivas de la Formación Misahuallí situadas debajo de areniscas cuarzosas las cuales están en contacto con lutitas cretácicas de la Formación Napo (Instituto Nacional de Investigación Geológico Minero Metalúrgico, 2017),

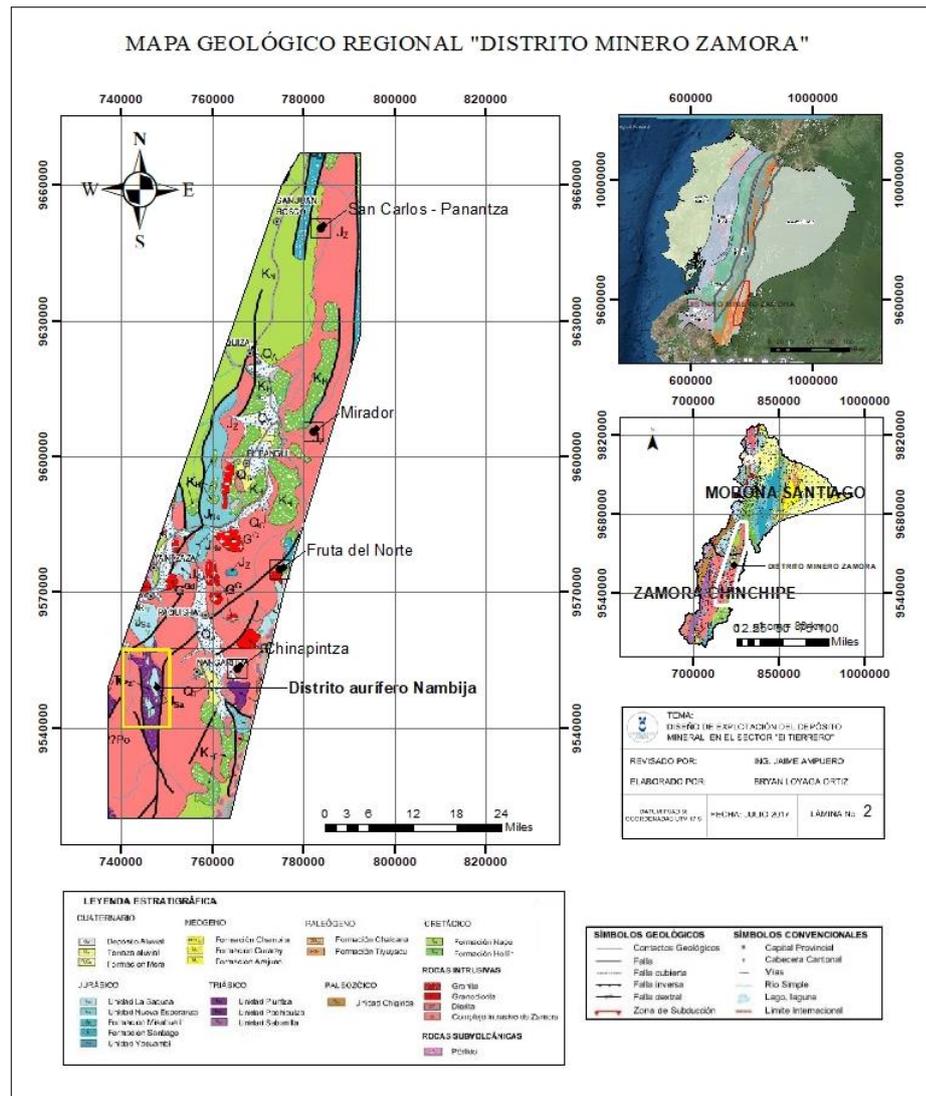


Figura 1.4 Mapa geológico del Distrito Minero Zamora.

Fuente: (Instituto Nacional de Investigación Geológico Minero Metalúrgico [INIGEMM], 2017)

1.8. Geología local

El Distrito Aurífero Nambija incluye las zonas mineras de Nambija, Guayzimi, Campana, Campanillas, Cumay, La Fortuna y Sultana del Cóndor. La mineralización ocurre en cuerpos metasomáticos de skarns oxidados, en una especie de lente de 20 km de largo desarrollado en el jurásico tardío en rocas volcanosedimentarias de la Unidad Piuntza.

La formación de los depósitos se produce en una alteración retrógrada que deposita oro, hematita, calcopirita y pirita en vetillas del orden de centímetros o milímetros cuyos fluidos salinos provienen de una alteración prógrada a alta temperatura de granate tardío, epidota y cuarzo. Las convergencias de las series de vetillas mineralizadas en el skarn forman depósitos tipo *stockwork* cuya estructura se conecta con fallas regionales de la zona, generando una posible formación por esfuerzos tectónicos (Fontboté, Vallance, Markowski, y Charadia, 2004).

Dentro del distrito aurífero se destaca la presencia del Complejo Intrusivo de Zamora en toda el área con lentes de granito y cuarzodiorita, se encuentran también pórfidos, skarn y las unidades: Plan del Oso, Piuntza y la Saquea (ver Figura 1.5)

1.8.1. Complejo Intrusivo de Zamora

Es un batolito elongado con más de 200 km de largo por 50 km de ancho segmentado en tres partes por las fallas La Canela y Nangaritza. Está constituido principalmente por granodioritas horbléndicas, monzogranitos y dioritas de grano grueso a medio con textura fanerítica que datan del jurásico medio – inferior (Litherland, Aspden, y Jemielita, 1994).

1.8.2. Skarn

Lo constituyen cuerpos masivos de granate marrón, skarn de piroxeno-epidota, skarn azul-verde de granate idiomorfo-andradítico, y granates netamente andradíticos (Fontboté et al., 2004).

1.8.3. Unidad Plan del Oso

Está constituida de cuarcitas, ortogneis y paragneis nematoblásticos migmáticos intruidos por diques de microdiorita y pegmatita cuyo origen data del precámbrico. Se ubica al este de la Falla Palanda en forma de techos colgantes (INIGEMM, Hoja geológica Zamora, 2017).

1.8.4. Unidad Piuntza

Comprende una serie estratigráfica de volcanosedimentos continentales y marinos del período triásico, presentándose tres litologías importantes: toba – brecha volcánica – andesita porfirítica; siendo las tobas y estratos calcáreos donde se produce la skarnificación producto del contacto con el Complejo Intrusivo de Zamora y que se presentan desde la Quebrada Nambija, Sultana del Cóndor hasta Guayzimi Alto constituyendo los cuerpos metasomáticos de exoskarn con andradita y epidota (INIGEMM, Hoja geológica Zamora, 2017).

1.8.5. Unidad La Saquea

Comprende andesitas y andesitas basálticas diaclasadas, silificadas y epidotizadas; intercaladas con brechas volcánicas y volcanosedimentos, intruídas por el Complejo Intrusivo de Zamora y relacionadas con el arco volcánico Misahuallí (INIGEMM, 2017).

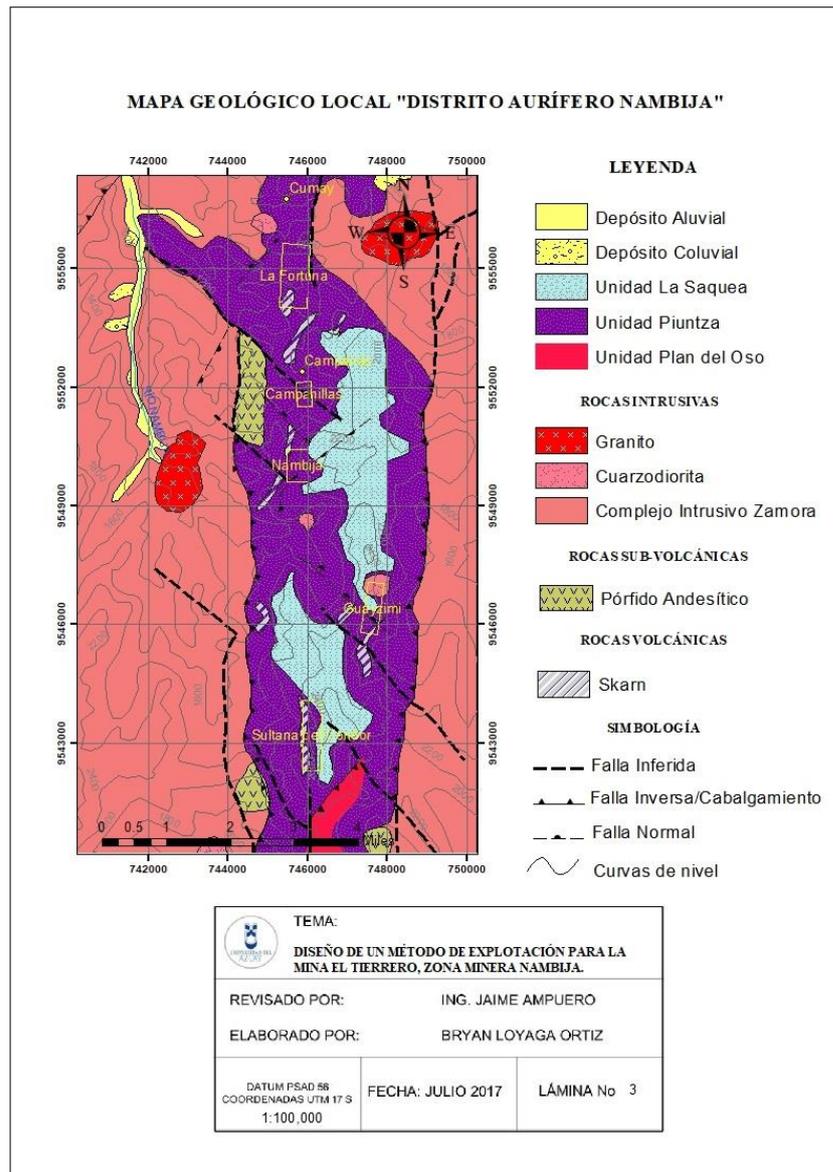


Figura 1.5 Mapa geológico del Distrito Aurífero Nambija.

Fuente: (INIGEMM, Hoja geológica Zamora, 2017)

1.9. Geología estructural

Regionalmente se distinguen la falla biselada Nangaritzta y la falla La Canela, además de fallas de movimiento sinistral en dirección NE – SW que concurren con las fallas regionales N – S y NNE – SSW. Estas están relacionadas con la mineralización del distrito y a su vez controlan el magmatismo y la metalogénesis de la región, sobresaliendo la falla El Cóndor que delimita el este del Complejo Intrusivo de Zamora.

Las estructuras locales importantes son fallas con dirección NE – SW, E – W, NW – SE y discontinuidades con planos estriados y zonas de cizallamiento (Veintimilla, 2014).

1.10. Mineralogía y litología

La mineralización ocurre en vetillas de cuarzo, con presencia de oro de tamaño macro, en rocas skarn de color verde claro de textura granular. Entre la mineralización se evidencia también inorgánicos esenciales como muscovita, biotita y feldespato; por otra parte, el contenido de sulfuros es bajo pudiendo encontrarse magnetita y rodonita.

La roca de caja es andesita volcánica de color gris claro con textura porfídica intermedia de matriz porfirítica. La matriz presenta diseminaciones de piritita y está compuesta de plagioclasa, minerales ferro magnesianos y pequeñas cantidades de granates con cuarzo en finas vetillas tipo hilos (Veintimilla, 2014).

1.11. Construcciones mineras

En la etapa de exploración se construyeron galerías y pozos en estéril hasta encontrar zonas enriquecidas con mineral de los que al final de su explotación resultan grandes salones. En el Anexo 1 se expone la planimetría de las construcciones mineras pertinentes en el presente estudio que permitirán la implementación del método de explotación y cuyas características se presentan a continuación.

Nivel 0. - Es una galería principal construida en su mayoría sobre estéril, cuya bocamina se encuentra en las coordenadas X: 745637.18, Y: 9549861.07, Z: 1936. Presenta una forma abovedada de 1.50 m. de ancho por 2.00 m. de alto y un desarrollo total de 273.48 m. de los cuales 140.55 m. son hacia el este y 132.93 m. hacia el sur. Cuenta con fortificación de hormigón en los primeros 5 m. para evitar posibles desprendimientos de roca del techo y paredes (ver Figura 1.6).

Nivel 1. - Está situada a 11 m. del nivel 0 conectadas por un pozo vertical. Tiene una forma abovedada de 1.50 m de ancho por 1.70 m. de alto con 87.59 m. de avance total, de los cuales 39.83 m. son hacia el sureste y 47.76 m. hacia el noreste.

Nivel 2. - Se sitúa a 13 m. por debajo del nivel 1, tiene forma abovedada de 1.20 m. de ancho por 1.50 m. de alto. Presenta un desarrollo total de 24.45 m. de los cuales 10.49 m. son hacia el sureste, 3.46 m. hacia el suroeste y 10.50 m. hacia el noroeste.

Pozo 01. - Es de forma circular con 1.50 m. de diámetro e inicia en la cota 1947.31 y termina en la cota 1936.31, conectando los niveles 0 y 1 con una longitud total de 11 m. con 89° de buzamiento. Debido a las condiciones de su construcción es de un solo compartimiento para la entrada y salida de personal (ver Figura 1.7). A partir de éste, la exploración continua horizontalmente con la galería 1 y verticalmente con el pozo 12.

Pozo 12. - Está construido a continuación del pique 01 pero con direcciones descendentes variables producto del proceso de exploración. Tiene forma circular con un diámetro de 1.50 m. e inicia en la cota 1936.31 y culmina en la cota 1923.16 conectando los niveles 1 y 2 con una longitud total de 18.56 m.

Se identifican cuatro tramos: el primer tramo de 9.39 m. en sentido noroeste con un buzamiento de 45°; el segundo tramo de 2.30 m. en sentido noreste con 50°; el tercer tramo de 3.19 m. en sentido sureste con 45°; el cuarto y último tramo de 3.68 m. en sentido suroeste con 52° de buzamiento.



Figura 1.6 Bocamina del Nivel 0.



Figura 1.7 Entrada al Pozo 01.

1.12. Perforación y voladura

La malla de perforación más común consta de 16 barrenos cargados y 3 barrenos de alivio dispuestos en forma horizontal en el centro de la sección de voladura (ver Figura 1.8). La perforación de los barrenos se realiza con una perforadora neumática manual a rotación y percusión con martillo en cabeza, barrena de 1.60 m y brocas de tungsteno

de 32 mm en los que se carga 2 cartuchos de Explogel III de 1 1/8" x 7" en el fondo, 4 cartuchos de 25 mm de Anfo normal en la columna, y encartuchados de arena como retacado.

El método de iniciación utilizado consiste en provocar la combustión de la mecha de seguridad en cuyo extremo opuesto se dispone el fulminante que a su vez se encuentra empataado al cordón detonante, el cual transmite la energía por la troncal hacia los cordones secundarios dispuestos en cada barreno, provocando el disparo de los cebos a los que se les ha insertado un extremo de cordón (ver Figura 1.9).

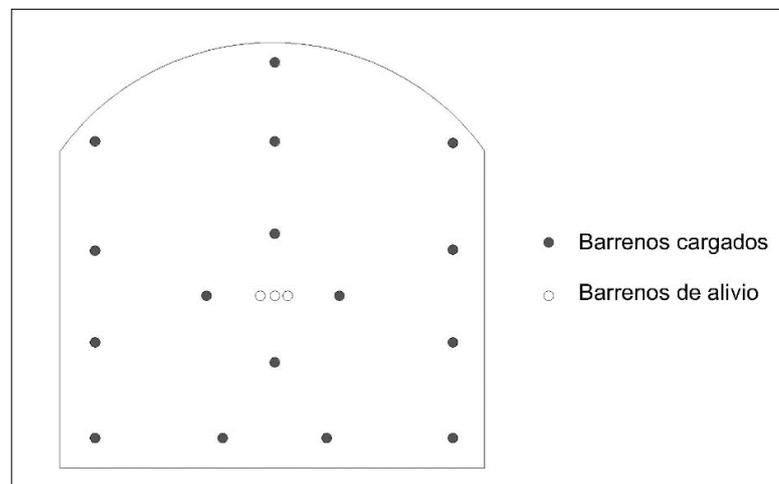


Figura 1.8 Malla de perforación actual.

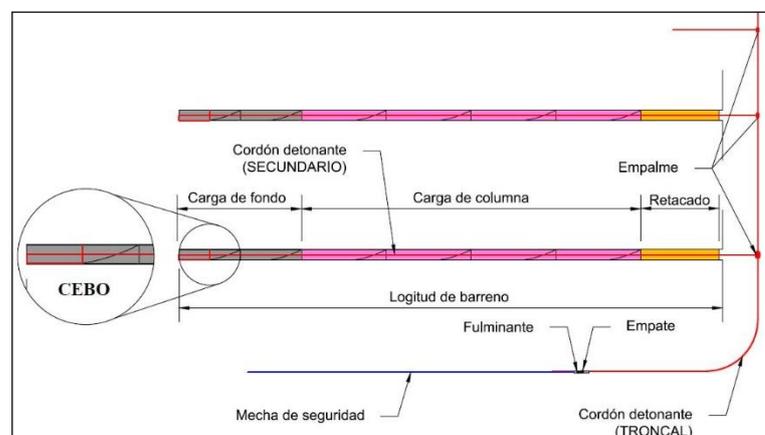


Figura 1.9 Método de iniciación de voladura actual.

1.13. Carga y transporte

La operación de carga se realiza de forma manual, disponiendo un número de trabajadores en los frentes de avance que se encargan de llenar carros mineros de aproximadamente 1 ton (ver Figura 1.10). Estos carros transportan el material hacia el punto de acopio o hacia la escombrera.



Figura 1.10 Carro minero utilizado actualmente.

CAPÍTULO II

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

2.1. Introducción

Construir obras subterráneas presenta un alto grado de dificultad al momento de definir el comportamiento del macizo rocoso frente a la excavación, es por ello que el criterio ingenieril debe basarse en el estudio de las estructuras geológicas y propiedades mecánicas de la roca que permiten determinar índices de calidad y sostenimientos requeridos para asegurar la estabilidad de la obra (González de Vallejo, Ferrer, Ortuño y Oteo, 2004).

2.2. Propiedades físico mecánicas de la roca

2.2.1. Peso específico

El peso de un cuerpo es la propiedad que expresa la fuerza gravitacional con la que la masa de un cuerpo es atraída mientras que el peso específico es la división entre el peso del cuerpo y el volumen que ocupa. A partir de lo anterior, el peso específico de un elemento se determina a partir de la fórmula siguiente:

$$Pe = \frac{P}{V} = \frac{m * g}{V}$$

Donde:

Pe : Peso específico (N/m³)

P : Peso del cuerpo (N)

m : Masa del cuerpo (kg)

g : Gravedad (9.8 m/s²)

V : Volumen del cuerpo (m³)

Para determinar esta propiedad se recolectaron un total de nueve muestras de roca, tres por cada nivel construido, y posteriormente se realizó el ensayo de peso específico en laboratorio cuyo procedimiento y resultados se encuentran descritos en el Anexo 2 y Tabla 2.1 respectivamente. Así mismo, las proyecciones de las coordenadas de muestreo se exponen en el Anexo 3.

Tabla 2.1 Resultados del ensayo de peso específico.

| Zona | Muestra | Coordenada X | Coordenada Y | Coordenada Z | Peso específico (kN/m ³) |
|---------|---------|--------------|--------------|--------------|---|
| Nivel 0 | S1 | 745751.53 | 9549772.49 | 1947.31 | 24.43 |
| | S2 | 745745.68 | 9549818.73 | 1946.14 | 24.34 |
| | S3 | 745738.49 | 9549851.46 | 1941.95 | 24.56 |
| Nivel 1 | A1 | 745752.06 | 9549771.64 | 1936.31 | 25.34 |
| | A2 | 745768.20 | 9549747.06 | 1930.09 | 25.05 |
| | A3 | 745782.75 | 9549780.34 | 1927.25 | 25.68 |
| Nivel 2 | I1 | 745748.75 | 9549774.42 | 1923.16 | 27.97 |
| | I2 | 745754.88 | 9549765.39 | 1922.04 | 26.67 |
| | I3 | 745739.33 | 9549780.96 | 1921.99 | 27.21 |

2.2.2. Resistencia a la compresión simple

La resistencia a la compresión simple es la capacidad de un material a resistir cargas de compresión hasta su quiebre y se obtiene en laboratorio aplicando una fuerza unidireccional sobre una sección lisa de la muestra del material hasta provocar su rotura, cuyo valor se determina por la siguiente fórmula (González de Vallejo et al., 2004):

$$R_c = \frac{P}{A}$$

Donde:

R_c : Resistencia a la compresión simple o uniaxial (MPa)

P : Fuerza máxima de rotura (N)

A : Sección de la muestra (m^2)

La resistencia promedio a la compresión simple expuesta en la Tabla 2.2 se obtiene a partir del estudio de León (2015) sobre estabilización de taludes en el sector El Tierrero, el cual corresponde al área objeto del presente estudio, y cuyo valor se le ha adjudicado a cada una de las muestras debido a que la diferencia de altura es poco relevante en cuanto no supera los 100 m de profundidad.

Tabla 2.2 Resistencia a la compresión simple promedio de las muestras de roca.

| Descripción | Valor promedio |
|---|----------------|
| Resistencia a la compresión (MPa) | 69.82 |
| Resistencia a la compresión (kg/cm^2) | 711.99 |

Fuente: (León, 2015)

2.2.3. Presión de recubrimiento

La presión de recubrimiento es la presión ejercida por el macizo rocoso sobre un punto determinado en el subsuelo, cuya fórmula se define como sigue (Llanque et al., 1999).

$$P_c = \delta * z$$

Donde:

P_c : Presión del recubrimiento (Pa)

δ : Peso específico de la roca de recubrimiento (N/m^3)

z : Profundidad desde la superficie (m)

Se ha definido la presión de recubrimiento para cada una de las nueve muestras de roca recolectadas en interior mina en el ensayo de peso específico, en donde la profundidad de extracción se determinó por medio de altimetría y representación tridimensional de la planimetría de la mina (ver Anexo 3) cuyos resultados se muestran en la tabla siguiente:

Tabla 2.3 Resultados de la presión de recubrimiento.

| Zona | Muestra | Peso específico (kN/m ³) | Profundidad (m) | Presión de recubrimiento (MPa) | Promedio |
|---------|---------|---|-----------------|--------------------------------------|----------|
| Nivel 0 | S1 | 24.43 | 42.69 | 1.04 | 1.43 |
| | S2 | 24.34 | 58.86 | 1.43 | |
| | S3 | 24.56 | 73.55 | 1.81 | |
| Nivel 1 | A1 | 25.34 | 53.69 | 1.36 | 1.54 |
| | A2 | 25.05 | 54.91 | 1.38 | |
| | A3 | 25.68 | 73.25 | 1.88 | |
| Nivel 2 | I1 | 27.97 | 66.84 | 1.87 | 1.75 |
| | I2 | 26.67 | 67.96 | 1.81 | |
| | I3 | 27.21 | 58.01 | 1.58 | |

2.3. Parámetros estructurales de las discontinuidades

Para determinar las propiedades de las discontinuidades se ha realizado trabajo de campo que consistió de levantamiento geomecánico de tres tramos representativos de cada nivel de estudio en la concesión Asonambile, cuyos datos se pueden verificar en las hojas de campo expuestas en el Anexo 4. A continuación, se describen los parámetros considerados en el presente estudio.

2.3.1. Orientación

La orientación de las discontinuidades está definida por el buzamiento y dirección del buzamiento de las estructuras o discontinuidades presentes en el macizo rocoso. La dirección del buzamiento se mide siguiendo la dirección de las agujas del reloj desde

el norte, y varía entre 0° y 360° ; mientras que el buzamiento se mide mediante el clinómetro con valores entre 0° y 90° (González de Vallejo et al., 2004).



Figura 2.1 Determinación de la orientación de discontinuidades.

2.3.2. Separación

La separación entre discontinuidades corresponde a la distancia perpendicular entre dos planos de discontinuidades de una misma familia a la que se le asigna un valor promedio característico. Su relación con la orientación es que definen el tamaño de los bloques individuales de roca intacta, la permeabilidad y circulación de agua del macizo rocoso. El parámetro puede clasificarse como se presenta en la Tabla 2.4 (González de Vallejo et al., 2004).

Tabla 2.4 Clasificación de la separación entre discontinuidades.

| Denominación | Descripción (m) |
|------------------------|-----------------|
| Muy próximas | < 0.06 |
| Próximas | 0.06 – 0.20 |
| Medianamente separadas | 0.20 – 0.60 |
| Separadas | 0.60 – 2.00 |
| Muy separadas | > 2.00 |

Fuente: (Bieniawski, 1989)

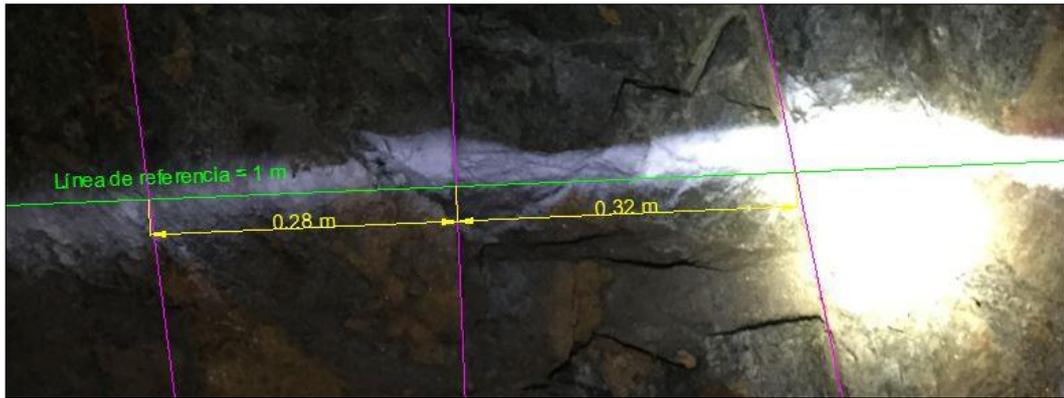


Figura 2.2 Determinación de la separación entre discontinuidades.

2.3.3. Continuidad

La continuidad es la longitud de la discontinuidad siguiendo su plano de buzamiento hasta la extinción de la misma, pudiendo o no terminar en otra discontinuidad. Definir este parámetro es importante para establecer las condiciones de los planos de rotura, que se vuelven débiles en aquellas familias muy persistentes, sin embargo, es muy difícil de medir.

Las discontinuidades por su continuidad pueden clasificarse como se presenta en la Tabla 2.5 (González de Vallejo et al., 2004).

Tabla 2.5 Clasificación de la continuidad en las discontinuidades.

| Denominación | Longitud (m) |
|--------------|--------------|
| Muy baja | < 1 |
| Baja | 1 – 3 |
| Media | 3 – 10 |
| Alta | 10 – 20 |
| Muy alta | > 20 |

Fuente: (González de Vallejo et al., 2004)



Figura 2.3 Determinación de la continuidad de discontinuidades.

2.3.4. Abertura

Es la distancia perpendicular entre las paredes del plano de la discontinuidad cuya medida debe verificarse en al menos 3 m para establecer un valor promedio. La abertura de las discontinuidades se mide con regla milimetrada o calibrador. Para clasificar este parámetro se usa la terminología expuesta en la Tabla 2.6 (González de Vallejo et al., 2004).

Tabla 2.6 Clasificación de la abertura entre discontinuidades.

| Denominación | Descripción (mm) |
|--------------|------------------|
| Cerrada | 0 |
| Muy angosta | < 0.1 |
| Algo abierta | 0.1 – 1.00 |
| Abierta | 1.00 – 5.00 |
| Muy abierta | > 5.00 |

Fuente: (Bieniawski, 1989)

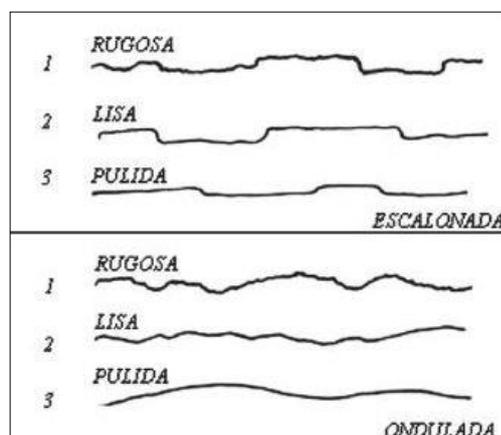


Figura 2.4 Determinación de la abertura de discontinuidades.

2.3.5. Rugosidad

Toma en cuenta la condición del plano de la discontinuidad con respecto a ondulaciones a simple vista o a pequeña escala. Para una identificación rápida y sencilla puede emplearse la comparación con perfiles de rugosidad cuya nomenclatura puede relacionar dos condiciones como rugosa escalonada, lisa escalonada, lisa plana, etc. (ver Figura 2.5) (González de Vallejo et al., 2004).

Sin embargo, para la caracterización del macizo, la rugosidad se clasificará entre suave, ondulada, ligeramente rugosa, rugosa y muy rugosa (Bieniawski, 1989).



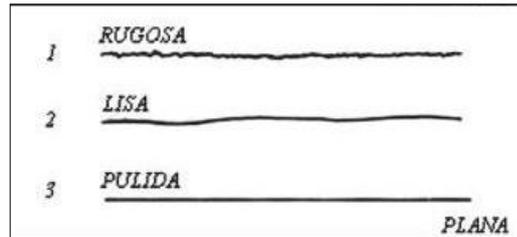


Figura 2.5 Perfiles para la clasificación de la rugosidad.

Fuente: (González de Vallejo et al., 2004).

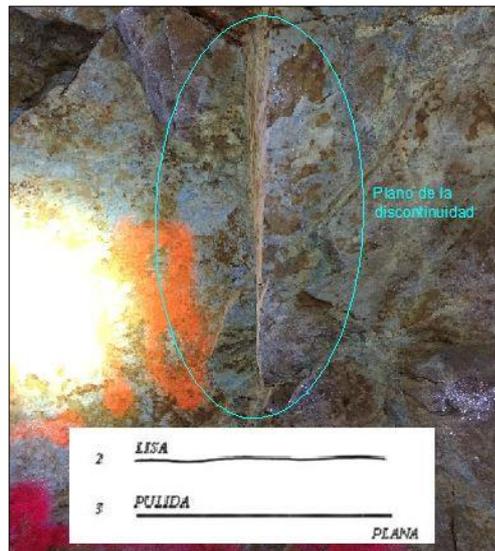


Figura 2.6 Determinación de la rugosidad en discontinuidades.

2.3.6. Relleno

El material de relleno de las discontinuidades puede poseer propiedades físicas y mecánicas diferentes de la roca que conforman las paredes, debido a materiales que se han depositado por procesos tectónicos, fluidos mineralizantes o por otros fenómenos geológicos. Este parámetro influye también en el comportamiento de la estructura frente a esfuerzos donde rellenos blandos sufrirán cambios importantes si la humedad se ve alterada (González de Vallejo et al., 2004).

Según Bieniawski (1989) el relleno se clasifica en: ninguno, duro (< 5 mm), duro (> 5 mm), blando (< 5 mm) y blando (> 5 mm).

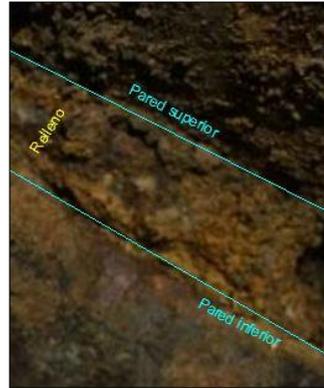


Figura 2.7 Determinación del relleno en discontinuidades.

2.3.7. Alteración

La alteración de las discontinuidades se determina por el grado de meteorización de sus paredes y de acuerdo con las recomendaciones de la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas o ISRM por sus siglas en inglés, el parámetro se clasifica como se expone en la tabla siguiente:

Tabla 2.7 Clasificación de la alteración en discontinuidades.

| Denominación | Descripción |
|-----------------------------|---|
| Sin alteración | No se observan signos visibles de intemperie: roca fresca; cristales brillantes. |
| Roca ligeramente alterada | Las discontinuidades están teñidas o descoloridas en un 20% y pueden contener un relleno delgado de material alterado. |
| Roca moderadamente alterada | La decoloración extiende desde los planos de discontinuidad hasta más del 20% y pueden contener relleno de material alterado. |
| Roca altamente alterada | La decoloración se extiende por toda la roca que se ha conservado principalmente, pero se ha producido la separación de los granos. |
| Roca totalmente alterada | La roca está totalmente descolorida y descompuesta y en una condición desmenuzable. La apariencia externa es la del suelo. |

Fuente: (Bieniawski, 1989)



Figura 2.8 Determinación de la alteración en discontinuidades.

2.3.8. Agua freática

Se describe como el tránsito de agua en el túnel en litros por minuto, medidos en intervalos de 10 m y clasificándose como sigue:

Tabla 2.8 Clasificación del agua freática en discontinuidades.

| Denominación | Descripción (litro/min) |
|--------------------|-------------------------|
| Seco | 0 |
| Ligeramente húmedo | < 10 |
| Húmedo | 10 – 25 |
| Goteando | 25 – 125 |
| Agua fluyendo | > 125 |

Fuente: (Bieniawski, 1989)



Figura 2.9 Determinación de agua freática.

2.4. Índice de calidad de la roca

El RQD por sus siglas en inglés, propuesto por Deere en 1964, se basa en la observación y registro cuantitativo de aquellos núcleos enteros mayores a 10 cm de la longitud total del barreno, provenientes de una perforación a diamantina con recuperación de testigo, a partir del cual se puede definir el grado de fracturación del macizo (Hoek y Brown, 1985).

La fórmula con la que se establece este índice de calidad es la siguiente:

$$\text{RQD (\%)} = 100 \times \frac{\text{Longitud de los núcleos mayores a 100 mm}}{\text{Largo del barreno}}$$

2.5. Clasificación RMR del macizo rocoso

La clasificación de Bieniawski se presentó por primera vez en 1973 y fue modificada por última vez en 1989; su sistema utiliza el índice RMR (*rock mass rating*) para definir cuantitativamente la calidad del macizo, estimar los problemas de estabilidad en construcciones subterráneas, definir el sostenimiento adecuado y propiedades de la roca como el ángulo de fricción interna y cohesión (González de Vallejo et al., 2004).

2.5.1. Procedimiento

Los parámetros en los que se basa la clasificación RMR representan la mecánica y geología del macizo rocoso y sus estructuras, en donde a cada una de ellas se les atribuye una puntuación de acuerdo a su condición o magnitud (ver Tabla 2.9). Estas propiedades se determinan en el trabajo de campo y se describen en una hoja organizada para levantamiento geomecánico de macizos que permitirá posteriormente la comparación con el sistema de Bieniawski y finalmente determinar el índice RMR con la suma de los valores correspondientes a cada parámetro.

Sin embargo, debe evaluarse la corrección del índice de acuerdo con la orientación de las discontinuidades con respecto a la orientación de la excavación (ver Tabla 2.10) para finalmente clasificar al macizo entre las cinco categorías que propone Bieniawski (ver Tabla 2.11).

Tabla 2.9 Parámetros geomecánicos de la clasificación RMR.

| | | | | | | | | |
|--|---------------------------------|----------------|----------------------|------------------------|---------------------|-------------------------|-------|-----|
| Resistencia de la matriz rocosa (MPa) | Ensayo de carga puntual | > 10 | 10 - 4 | 4 - 2 | 2 - 1 | Compresión simple (MPa) | | |
| | Compresión simple | > 250 | 250 - 100 | 100 - 50 | 50 - 25 | 25 - 5 | 5 - 1 | < 1 |
| Puntuación | | 15 | 12 | 7 | 4 | 2 | 1 | 0 |
| RQD | | 90% - 100% | 75% - 90% | 50% - 75% | 25% - 50% | < 25% | | |
| | Puntuación | 20 | 17 | 13 | 6 | 3 | | |
| Separación | | > 2 m | 2 - 0,6 m | 0,6 - 0,2 m | 0,2 - 0,06 m | < 0,006 m | | |
| | Puntuación | 20 | 15 | 10 | 8 | 5 | | |
| Continuidad | | < 1 m | 1 - 3 m | 3 - 10 m | 10 - 20 m | > 20 m | | |
| | Puntuación | 6 | 4 | 2 | 1 | 0 | | |
| Abertura | | Cerrada | < 0,1 mm | 0,1 - 1 mm | 1 - 5 mm | > 5 mm | | |
| | Puntuación | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 | | |
| Rugosidad | | Muy rugosa | Rugosa | Ligeramente rugosa | Ondulada | Suave | | |
| | Puntuación | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 | | |
| Relleno | | Ninguno | Duro < 5 mm | Duro > 5 mm | Blando < 5 mm | Blando > 5 mm | | |
| | Puntuación | 6 | 4 | 2 | 1 | 0 | | |
| Alteración | | Sin alteración | Ligeramente alterada | Moderadamente alterada | Altamente alterada | Totalmente alterada | | |
| | Puntuación | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 | | |
| Agua freática | Caudal por 10 m de túnel | Nulo | < 10 litros/min | 10 - 25 litros/min | 25 - 125 litros/min | > 125 litros/min | | |
| | Presión de | 0 | 0 - 0,1 | 0,1 - 0,2 | 0,2 - 0,5 | > 0,5 | | |

| Estado general | agua/Tensión principal mayor | | | | |
|----------------|------------------------------|--------------------|--------|----------|---------------|
| | Seco | Ligeramente húmedo | Húmedo | Goteando | Agua fluyendo |
| Puntuación | 15 | 10 | 7 | 4 | 0 |

Fuente: (Bieniawski, 1989)

Tabla 2.10 Corrección RMR por orientación de las discontinuidades.

| Perpendicular al eje de la excavación | | | | Paralela al eje de la excavación | | < 20° de buzamiento en cualquier dirección |
|---------------------------------------|-----------|----------------------|--------------|----------------------------------|--------------|--|
| A favor del buzamiento | | Contra el buzamiento | | | | |
| 45° a 90° | 20° a 45° | 45° a 90° | 20° a 45° | 45° a 90° | 20° a 45° | |
| Muy Favorable | Favorable | Media | Desfavorable | Muy Desfavorable | Desfavorable | Desfavorable |
| Corrección en túneles | | | | | | |
| 0 | -2 | -5 | -10 | -12 | -10 | -10 |

Fuente: (Bieniawski, 1989)

Tabla 2.11 Calidad de macizos rocosos según índice RMR.

| Clase | Calidad | Valoración RMR | Cohesión (kg/cm ²) | Ángulo de rozamiento (°) |
|-------|-----------|----------------|--------------------------------|--------------------------|
| I | Muy Buena | 100 – 81 | > 4 | > 45 |
| II | Buena | 80 – 61 | 3 – 4 | 35 – 45 |
| III | Media | 60 – 41 | 2 – 3 | 25 – 35 |
| IV | Mala | 40 – 21 | 1 – 2 | 15 – 25 |
| V | Muy Mala | < 20 | < 1 | < 15 |

Fuente: (Bieniawski, 1989)

2.5.2. Resultados

Resistencia de la matriz rocosa. – se ha especificado este valor en el apartado 2.2.2, y será definido como propiedad de los tres niveles de exploración debido a la cercanía geológica de las zonas.

Índice de calidad de la roca. – debido al elevado costo que implica la perforación con recuperación de testigos, se optó por aplicar una correlación que analiza el número de fracturas por metro de la línea de análisis y su fórmula se representa de la siguiente manera (Andrade, 2014):

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

A partir de lo anterior y de los datos del levantamiento geomecánico (ver Anexo 4), se determina el RQD de los tres niveles cuyos resultados se exponen en la tabla siguiente:

Tabla 2.12 Resultado del índice de calidad de la roca.

| Nº | Ordenada inicial | Ordenada final | Longitud de línea de muestreo | Nº de fracturas por segmento | Nº de fracturas por metro lineal | RQD (%) |
|----|------------------|----------------|-------------------------------|------------------------------|----------------------------------|---------|
| 1 | P36 | P36+7 | 7 | 18 | 2.57 | 89.72 |
| 2 | P52 | P52+7 | 7 | 17 | 2.43 | 90.28 |
| 3 | P42 | P42+5 | 5 | 8 | 1.60 | 93.60 |

Parámetros estructurales. – los datos de los parámetros estructurales se obtuvieron con el trabajo de campo denominado levantamiento geomecánico analizando una pared representativa de cada nivel de exploración. Con estos datos se construyó una base de datos que permitió analizarla en el software Dips a partir del cual se construyeron histogramas representado cada uno de los parámetros y la característica que más se repite en cada una de ellas, estableciendo de esta manera, la condición que la representa (ver Anexo 5) y cuyos resultados se presentan en la Tabla 2.13.

Una vez se han definido los parámetros que Bieniawski propone para la clasificación de macizos, se aplica el procedimiento descrito anteriormente y se clasifica el macizo rocoso cuyos resultados se presentan en la Tabla 2.14.

Tabla 2.13 Resultado de la condición de las discontinuidades

| Característica | Condición | | |
|----------------|------------------------|--------------------|------------------------|
| | Nivel 0 | Nivel 1 | Nivel 2 |
| Separación | Medianamente separadas | Próximas | Medianamente separadas |
| Continuidad | Baja | Baja | Baja |
| Abertura | Cerrada | Cerrada | Muy angosta |
| Rugosidad | Ondulado | Ligeramente rugosa | Rugosa |
| Relleno | Ninguno | Ninguno | Ninguno |
| Alteración | Moderadamente alterada | Sin alteración | Ligeramente alterada |
| Agua freática | Seco | Seco | Seco |

Tabla 2.14 Resultados de la clasificación del macizo rocoso según el índice RMR.

| Ref. | Tramo geotécnico | | RMR | Clasificación | |
|---------|------------------|-------|-----|---------------|-------|
| | Desde | Hasta | | | |
| Nivel 0 | P36 | P36+7 | 69 | II | Buena |
| Nivel 1 | P52 | P52+7 | 77 | II | Buena |
| Nivel 2 | P42 | P42+5 | 77 | II | Buena |

CAPÍTULO III

SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

3.1. Introducción

El mejor método de explotación permite maximizar los ingresos económicos sin poner en riesgo la estabilidad técnica, ambiental y legal; por esta razón, la selección implica un proceso en donde se analiza la interacción de varios factores que permiten expresar el resultado de la aplicación de una explotación superficial o subterránea.

3.2. Métodos de explotación subterránea

La minería subterránea es considerada de alto riesgo y con elevados requerimientos técnicos y de mano de obra, sin embargo, son compensados por una extracción selectiva que produce minerales de mayor ley con los que se pueden aplicar métodos más costosos. Los métodos más generalizados son:

3.2.1. Hundimiento por bloques

Se aplica en depósitos verticales o inclinados de grandes dimensiones con baja ley y consiste en la perforación y voladura de todo el cuerpo rocoso provocando su colapso para posteriormente recuperar el material por chimeneas de extracción. Este proceso genera también alteración de la superficie natural (Darling, 2011).

3.2.2. Hundimiento por subniveles

Éste método se utiliza en depósitos tabulares de grandes dimensiones que además requieran de una explotación selectiva. La perforación y voladura, a diferencia al hundimiento por bloques, solo se realiza en roca mineralizada dejando que el macizo estéril colapse por gravedad (Darling, 2011).

3.2.3. Tajos largos

El método se aplica en depósitos tabulares extensos utilizando especialmente rozadoras y bandas transportadoras. El proceso consiste en el avance continuo de la rozadora en una sola sección, generando un vacío en el que colapsa el techo, sin embargo, la rozadora es protegida por un mecanismo hidráulico de contención del techo que permite la ininterrupción de su trabajo (Darling, 2011).

3.2.4. Métodos por cámaras

Una cámara es un vacío en el macizo rocoso cuya estabilidad dependerá de las propiedades mecánicas del mismo y por lo tanto determinan las dimensiones de la cámara. El método se caracteriza por la forma del depósito, el método de perforación, secuencia de las cámaras y las necesidades de sostenimiento y relleno. Algunos de los métodos más relevantes que conllevan la construcción de cámaras se presentan en la tabla siguiente (Darling, 2011):

Tabla 3.1. Principales métodos con construcción de cámaras.

| Método | Tipo de depósito | Tipo de relleno | Perforación y Voladura | Distribución de las cámaras | Uso de pilares | Comentarios |
|--------|------------------|-----------------|------------------------|-----------------------------|----------------|-------------|
|--------|------------------|-----------------|------------------------|-----------------------------|----------------|-------------|

| | | | | | | |
|------------------------|---|--|---|---|--|---|
| Cámaras y Pilares | Tabular echados | No aplicable | Barrenos cortos con jumbos | Sin restricciones | Pilares permanentes | Equipos mecanizados de perforación y de transporte de mineral con productividad media a alta |
| Cámaras por subniveles | Masivos y Tabulares muy inclinados | No consolidados | Sistema de barrenos largos con equipos especializados | Secuencias transversales y longitudinales variables | Cámaras secundarias pueden actuar como pilares si se aplican rellenos ingenieriles. También puede ser permanente | Uno de los métodos más productivos y de bajo costo aplicado en diferentes tipos de mineralización |
| Cámara almacén | Tabulares muy inclinados | La mena fracturada es usada como plataforma de trabajo y como soporte temporal de las paredes de la cámara | Barrenos cortos con equipos portátiles manuales | Independiente de otras cámaras | Pilares permanentes para separar las cámaras | Producción muy pobre, rara vez aplicado |
| Corte y Relleno | Tabulares, moderadamente o muy inclinados | No consolidado | Barrenos cortos con jumbos | Independiente de otras cámaras | Pilares permanentes para separar las cámaras | Método altamente mecanizado: jumbos de perforación, equipos de bajo perfil y sistema de rampas |

Fuente: (Darling, 2011).

3.3. Parámetros para la selección del método de explotación

La selección del método de explotación conlleva un proceso de análisis de la interacción de factores técnicos, ambientales, sociales, políticos, de época y económicos, que permiten expresar de forma teórica los resultados a tiempo real de su aplicación y con ello la evaluación de su eficacia. Por otra parte, las principales características que influyen en la selección del método son la distribución de leyes, geología del depósito y geomecánica de las rocas de caja y mineralizas (Darling, 2011).

3.3.1. Geometría y distribución de leyes del depósito

Forma. - De acuerdo con su forma los depósitos pueden encontrarse desde tabulares, depósitos extensos en dos dimensiones, hasta masivos los cuales se extienden en tres dimensiones; por lo tanto, cada uno representa condiciones mecánicas diferentes (Lopez, 1994).

Espesor. - Se entiende como la potencia del cuerpo mineralizado o ancho en vetas mineralizadas y permite determinar el número de bancos o etapas requeridos en la explotación, así como las dimensiones de los equipos (Darling, 2011).

Inclinación. - Es la posición espacial en la que se encuentra el depósito variando de una posición plana a depósitos muy inclinados, además, esta propiedad limita el método del manejo de roca volada refiriéndose al empleo de gravedad o equipos especiales (Darling, 2011).

Profundidad. - La distancia a la que se sitúa el depósito mineral por debajo de la superficie permite definir la magnitud de los esfuerzos a los que se somete su cuerpo rocoso y los huecos vacíos producto de la construcción de túneles en la explotación,

ya que conforme se profundiza el minado aumentan proporcionalmente las presiones litostáticas (Lopez, 1994).

Distribución de leyes. - Toma en cuenta la forma en que se encuentran distribuidos los minerales valiosos en el depósito mineral, así como la importancia de los mecanismos de control y distribución (Darling, 2011).

3.3.2. Características geomecánicas del depósito

Resistencia de la matriz rocosa. - Permite idealizar el comportamiento de la roca frente a las presiones de su entorno y antrópicas producto de las actividades mineras. Se define como el cociente entre la resistencia a compresión simple y la presión del recubrimiento expresado en fórmula siguiente (Llanque et al., 1999):

$$R = \frac{R_c}{P_c}$$

Donde:

R : Resistencia de la matriz rocosa

R_c : Resistencia a la compresión simple (MPa)

P_c : Presión de recubrimiento (MPa)

Espaciamiento entre discontinuidades. - Una fractura se manifiesta en el macizo rocoso como una discontinuidad ya que divide al mismo en una o más partes, pudiendo encontrarse más de una discontinuidad en la pared rocosa. Se puede obtener analizando el número de discontinuidades por metro lineal o con el RQD (Llanque et al., 1999).

Resistencia de las discontinuidades. - Interpreta las condiciones del material de relleno y rugosidad de las discontinuidades, pudiéndose encontrar discontinuidades rellenas con material duro o blando con superficies suaves o rugosas (Llanque et al., 1999).

3.4. Selección del método de explotación según la metodología de Nicholas

La metodología de Nicholas se presentó por primera vez en 1981; el método analiza cuantitativamente los métodos de explotación de acuerdo con la probabilidad de aplicación según las características geométricas y geomecánicas del depósito mineral. Este análisis corresponde solo a la primera etapa en la selección de un método de explotación, sin embargo, el presente estudio se basará solo en el resultado del mismo dejando otros factores para investigaciones más avanzadas.

3.4.1. Procedimiento

Primeramente, las características geométricas y geomecánicas del depósito se clasifican según los parámetros propuestos por Nicholas (ver Tabla 3.2 y 3.3) para seguidamente relacionarlos con la clasificación de los métodos según su geometría y distribución de leyes (ver Tabla 3.4) y según su geomecánica (ver Tabla 3.5). En este último, el método analiza de forma separada la geomecánica de la roca de caja y de la roca mineralizada ya que impone relevancia una sobre otra.

Cada método de explotación tiene asignado un valor numérico que está en función de las propiedades del depósito, en donde valores de 3 y 4 sugieren la preferencia de aplicación del método; 1 y 2 indican probabilidad; 0 un método improbable pero no desechado; y -49 la eliminación completa del método. Sin embargo, es la suma de la clasificación por geometría y geomecánica la que toma importancia sobre la selección del método, al considerar el más puntuado como el método más conveniente.

Tabla 3.2. Clasificación de depósitos por geometría y distribución de leyes.

| Forma general/ancho | |
|------------------------------|---|
| Equidimensional | Todas las dimensiones son similares en cualquier dirección. |
| Tabular | Dos magnitudes son mucho mayores que el espesor que usualmente no supera los 100 m. |
| Irregular | Las dimensiones varían en distancias cortas. |
| Espesor | |
| Estrecho | < 10 m |
| Intermedio | 10-30 m |
| Potente | 30-100 m |
| Muy Potente | > 100 m |
| Inclinación | |
| Plano | <20° |
| Intermedio | 20°-55° |
| Inclinado | >55° |
| Distribución de leyes | |
| Uniforme | La ley en cualquier punto del depósito no varía significativamente de la ley principal. |
| Gradual | El valor de la ley tiene distribución zonal y cambia de una zona a otra. |
| Errático | El valor de la ley cambia radicalmente en distancias cortas y no existe un patrón en sus cambios. |

Fuente: (Darling, 2011)

Tabla 3.3. Clasificación de depósitos por propiedades geomecánicas.

| Resistencia de la Matriz Rocosa | | |
|---|---|--------|
| | Débil | <8 |
| | Moderado | 8-15 |
| | Fuerte | >15 |
| Espaciamiento entre discontinuidades | No. de fracturas/m | % RQD |
| Muy estrechas | >16 | 0-20 |
| Estrechas | 10-16 | 20-40 |
| Amplias | 3-10 | 40-70 |
| Muy amplias | <3 | 70-100 |
| Resistencia de las discontinuidades | | |
| Débil | Fracturas limpias con una superficie suave o rellena con material de resistencia menor que la de la matriz rocosa | |
| Moderada | Fracturas limpias con una superficie rugosa | |
| Fuerte | Fracturas rellenas con un material de igual o mayor resistencia que de la matriz rocosa | |

Fuente: (Darling, 2011)

Tabla 3.4. Clasificación de métodos de explotación por geometría y distribución de leyes del depósito.

| Métodos | Forma general ¹ | | | Espesor ² | | | | Inclinación ³ | | | Distribución de ley ⁴ | | |
|----------------------------|----------------------------|---|-----|----------------------|----|-----|-----|--------------------------|----|-----|----------------------------------|---|----|
| | E | T | I | E | IT | P | MP | P | IT | IN | U | G | ER |
| Cielo abierto | 3 | 2 | 3 | 2 | 3 | 4 | 4 | 3 | 3 | 4 | 3 | 3 | 3 |
| Hundimiento por bloques | 4 | 2 | 0 | -49 | 0 | 2 | 4 | 3 | 2 | 4 | 4 | 2 | 0 |
| Cámaras por subniveles | 2 | 2 | 1 | 1 | 2 | 4 | 3 | 2 | 1 | 4 | 3 | 3 | 1 |
| Hundimiento por subniveles | 3 | 4 | 1 | -49 | 0 | 4 | 4 | 1 | 1 | 4 | 4 | 2 | 0 |
| Tajos largos | -49 | 0 | -49 | 4 | 0 | -49 | -49 | 4 | 0 | -49 | 4 | 2 | 0 |
| Cámaras y pilares | 0 | 4 | 2 | 4 | 2 | -49 | -49 | 4 | 1 | 0 | 3 | 3 | 3 |
| Cámara almacén | 2 | 2 | 1 | 1 | 2 | 4 | 3 | 2 | 1 | 4 | 3 | 2 | 1 |
| Corte y Relleno | 0 | 4 | 2 | 4 | 4 | 0 | 0 | 0 | 3 | 4 | 3 | 3 | 3 |

¹E = Equidimensional, T = Tabular, I = Irregular.

²E = Estrecho, IT = Intermedio, P = Potente, MP = Muy Potente.

³P = Plano, IT = Intermedio, IN = Inclinado.

⁴U = Uniforme, G = Gradual, ER = Errático.

Fuente: (Darling, 2011)

Tabla 3.5. Clasificación de métodos de explotación por propiedades geomecánicas del depósito.

| Métodos | Resistencia de la matriz rocosa | | | Espaciamiento entre discontinuidades | | | | Resistencia de las fracturas | | |
|----------------------------|---------------------------------|---|---|--------------------------------------|---|---|----|------------------------------|---|---|
| | D | M | F | ME | E | A | MA | D | M | F |
| Zona mineral | | | | | | | | | | |
| Cielo abierto | 3 | 4 | 4 | 2 | 3 | 4 | 4 | 2 | 3 | 4 |
| Hundimiento por bloques | 4 | 1 | 1 | 4 | 4 | 3 | 0 | 4 | 3 | 0 |
| Cámaras por subniveles | -49 | 3 | 4 | 0 | 0 | 1 | 4 | 0 | 2 | 4 |
| Hundimiento por subniveles | 0 | 3 | 3 | 0 | 2 | 4 | 4 | 0 | 2 | 2 |
| Tajos largos | 4 | 1 | 0 | 4 | 4 | 0 | 0 | 4 | 3 | 0 |
| Cámaras y pilares | 0 | 3 | 4 | 0 | 1 | 2 | 4 | 0 | 2 | 4 |
| Cámara almacén | 1 | 3 | 4 | 0 | 1 | 3 | 4 | 0 | 2 | 4 |
| Corte y Relleno | 3 | 2 | 2 | 3 | 3 | 2 | 2 | 3 | 3 | 2 |
| Caja Superior | | | | | | | | | | |
| Cielo abierto | 3 | 4 | 4 | 2 | 3 | 4 | 4 | 2 | 3 | 4 |
| Hundimiento por bloques | 4 | 2 | 1 | 3 | 4 | 3 | 0 | 4 | 2 | 0 |
| Cámaras por subniveles | -49 | 3 | 4 | -49 | 0 | 1 | 4 | 0 | 2 | 4 |
| Hundimiento por subniveles | 3 | 2 | 1 | 3 | 4 | 3 | 1 | 4 | 2 | 0 |
| Tajos largos | 4 | 2 | 0 | 4 | 4 | 3 | 0 | 4 | 2 | 0 |
| Cámaras y pilares | 0 | 3 | 4 | 0 | 1 | 2 | 4 | 0 | 2 | 4 |
| Cámara almacén | 4 | 2 | 1 | 4 | 4 | 3 | 0 | 4 | 2 | 0 |
| Corte y Relleno | 3 | 2 | 2 | 3 | 3 | 2 | 2 | 4 | 3 | 2 |
| Caja Inferior | | | | | | | | | | |
| Cielo abierto | 3 | 4 | 4 | 2 | 3 | 4 | 4 | 2 | 3 | 4 |
| Hundimiento por bloques | 2 | 3 | 3 | 1 | 3 | 3 | 3 | 1 | 3 | 3 |
| Cámaras por subniveles | 0 | 2 | 4 | 0 | 0 | 2 | 4 | 0 | 1 | 4 |
| Hundimiento por subniveles | 0 | 2 | 4 | 0 | 1 | 3 | 4 | 0 | 2 | 4 |
| Tajos largos | 2 | 3 | 3 | 1 | 2 | 4 | 3 | 1 | 3 | 3 |
| Cámaras y pilares | 0 | 2 | 4 | 0 | 1 | 3 | 3 | 0 | 3 | 3 |
| Cámara almacén | 2 | 3 | 3 | 2 | 3 | 3 | 2 | 2 | 2 | 3 |
| Corte y Relleno | 4 | 2 | 2 | 4 | 4 | 2 | 2 | 4 | 4 | 2 |

D = Débil, M = Moderado, F = Fuerte

ME = Muy Estrechas, E = Estrechas, A = Amplias, MA = Muy Amplias

D = Débil, M = Moderado, F = Fuerte

Fuente: (Darling, 2011)

3.4.2. Resultados

Geometría y distribución de leyes del depósito. – definir un depósito mineral en la zona de Nambija es complicado debido a la irregularidad con la que se presenta la mineralización, además de su variación en las leyes ya que se puede pasar en pocos metros de zonas muy ricas a zonas muy pobres (León, 2015).

Sin embargo, se puede establecer que los depósitos minerales en la zona se presentan echados o inclinados levemente con extensiones horizontales considerables mientras que verticalmente su proyección es menor a los 10 m. A partir de lo anterior se plantea una configuración de la geometría y distribución de leyes de un depósito mineral en la concesión Asonambile expuesto en la tabla siguiente:

Tabla 3.6. Determinación de la geometría y distribución de leyes en la concesión Asonambile.

| Característica | Clasificación |
|-----------------------|---------------|
| Forma | Tabular |
| Potencia del mineral | Estrecho |
| Inclinación | Plano |
| Distribución de leyes | Errático |

Resistencia de la matriz rocosa. – se ha determinado aplicando la fórmula previamente expuesta con valores de la resistencia a la compresión simple y presión de recubrimiento presentados en el Capítulo II (ver Tabla 2.2 y 2.3). Posteriormente, se comparan con los criterios propuestos por Nicholas y se clasifica el parámetro como se presenta en la siguiente tabla:

Tabla 3.7. Resultados de la resistencia de la matriz rocosa.

| Zona | Resistencia a la compresión simple (MPa) | Presión del recubrimiento (MPa) | Resistencia de la matriz rocosa | |
|---------|--|---------------------------------|---------------------------------|--------|
| Nivel 0 | 69.82 | 1.43 | 48.83 | Fuerte |
| Nivel 1 | 69.82 | 1.54 | 45.34 | Fuerte |
| Nivel 2 | 69.82 | 1.75 | 39.90 | Fuerte |

Espaciamiento entre discontinuidades. – se ha determinado mediante el RQD obtenido en el Capítulo II (ver Tabla 2.12) para posteriormente compararlo con los criterios propuestos por Nicholas y clasificar el parámetro como se presenta en la tabla siguiente:

Tabla 3.8. Resultado del espaciamento entre discontinuidades.

| Zona | RQD (%) | Secuencia de las discontinuidades |
|---------|---------|-----------------------------------|
| Nivel 0 | 89.72 | Muy amplias |
| Nivel 1 | 90.28 | Muy amplias |
| Nivel 2 | 93.60 | Muy amplias |

Resistencia de las discontinuidades. – este parámetro considera el estado de rugosidad y de relleno de las discontinuidades; propiedades que se han descrito en el Capítulo II (ver Tabla 2.13). Posteriormente, se compara con los criterios propuestos por Nicholas y se clasifica el parámetro como se presenta en la tabla siguiente:

Tabla 3.9. Resultados de la resistencia de las discontinuidades.

| Zona | Rugosidad y Relleno | Resistencia |
|---------|--------------------------------|-------------|
| Nivel 0 | Ondulada sin relleno | Débil |
| Nivel 1 | Ligeramente rugosa sin relleno | Moderado |
| Nivel 2 | Rugosa sin relleno | Moderado |

Método de explotación. - es importante destacar la presencia de mineralización en la galería de exploración denominada como Nivel 1, a partir de la cual se ha convenido considerarla para el proceso de selección como la zona mineral y los niveles 0 y 2 como la caja superior e inferior respectivamente.

Por lo tanto, una vez se han definido los parámetros de Nicholas, se aplica el procedimiento descrito anteriormente para determinar el método de explotación más conveniente según las propiedades geométricas y geomecánicas. Los resultados se presentan a continuación:

Tabla 3.10. Resultados de la selección del método por geometría y distribución de leyes.

| Método de explotación | T | E | T | ER | Puntos |
|------------------------------|----------|----------|----------|-----------|---------------|
| Cielo abierto | 2 | 2 | 3 | 3 | 10 |
| Hundimiento por bloques | 2 | -49 | 3 | 0 | -44 |
| Cámaras por subnivel | 2 | 1 | 2 | 1 | 6 |
| Hundimiento por subniveles | 4 | -49 | 1 | 0 | -44 |
| Tajeo largo | 0 | 4 | 4 | 0 | 8 |
| Cámaras y pilares | 4 | 4 | 4 | 3 | 15 |
| Cámara almacén | 2 | 1 | 2 | 1 | 6 |
| Corte y relleno | 4 | 4 | 0 | 3 | 11 |

Tabla 3.11. Resultados de la selección del método por propiedades geomecánicas.

| Método de explotación | Zona mineral | Caja techo | Caja piso | Total |
|------------------------------|---------------------|-------------------|------------------|--------------|
| Cielo abierto | 11 | 10 | 11 | 32 |
| Hundimiento por bloques | 4 | 6 | 9 | 19 |
| Cámaras por subniveles | 10 | 7 | 7 | 24 |
| Hundimiento por subniveles | 9 | 7 | 8 | 24 |
| Tajos largos | 3 | 6 | 9 | 18 |
| Cámaras y pilares | 10 | 7 | 8 | 25 |
| Cámara almacén | 10 | 6 | 7 | 23 |
| Corte y Relleno | 7 | 8 | 8 | 23 |

Tabla 3.12. Resultados de la selección del método por geometría y propiedades geomecánicas.

| Método de explotación | Características geométricas | Características geomecánicas | Total |
|----------------------------|-----------------------------|------------------------------|-------|
| Cielo abierto | 10 | 32 | 42 |
| Hundimiento por bloques | -44 | 19 | -25 |
| Cámaras por subniveles | 6 | 24 | 30 |
| Hundimiento por subniveles | -44 | 24 | -20 |
| Tajos largos | 8 | 18 | 26 |
| Cámaras y pilares | 15 | 25 | 40 |
| Cámara almacén | 6 | 23 | 29 |
| Corte y relleno | 11 | 23 | 34 |

El análisis cuantitativo de las características geométricas y geomecánicas indica que el método de explotación Cielo Abierto es el más apropiado, sin embargo, en este estudio solo se consideran métodos subterráneos, por lo tanto, el método de explotación por Cámaras y Pilares es el seleccionado para su implementación en la concesión Asonambile.

3.5. Método de Cámaras y Pilares

Conocido también como *Room and Pillar*, es un método en el que se construyen vacíos denominados cámaras entre las cuales se encuentran dispuestos pilares, generando un sostenimiento natural del techo. La aplicación del método se limita a depósitos donde el mineral y la roca de caja son muy resistentes, planos o hasta 45° de buzamiento, extensos, de espesor uniforme y minerales que no requieran clasificación.

Los pilares pueden estar contruidos en mineral o roca estéril, siendo importantes en el primero de los casos, ya que el método lo considera como mineral perdido, por lo tanto, no forman parte de las reservas. Su distribución puede ser planificada de una forma regular con la posibilidad de recuperar parcial o totalmente los pilares aplicando sostenimiento artificial o hundimiento controlado.

Las variaciones económicas del método dependerán del tamaño de los pilares y del ancho de las cámaras (López C., López E., Pernía y Pla, 1994) (Darling, 2011).

Algunas de las ventajas más relevantes del método son:

- La estabilidad del macizo para la etapa de cierre de mina permite el abandono de las cámaras sin necesidad de relleno.
- Permite la explotación selectiva en depósitos con distribuciones erráticas ya que zonas estériles pueden no explotarse.
- La etapa de explotación puede ser totalmente mecanizada dependiendo de las condiciones y tamaño del depósito.
- Los porcentajes de recuperación de mineral no son completos, aunque pueden lograrse desde el 50 a 75% del total de reservas.

Algunas de las desventajas del método son:

- La circulación de aire puede ser limitada en la red completa de cámaras aumentando el tiempo necesario para la extracción del aire viciado.
- El desarrollo de la explotación no considera inicialmente la recuperación del mineral contenido en los pilares.
- La estabilidad del techo influye en el tamaño de las cámaras debiendo considerar que cuando son muy pequeñas se debe considerar cambiar de método.
- Requiere de varias galerías en la etapa de preparación.

3.5.1. Cámaras y pilares en depósitos horizontales

Se aplica en depósitos horizontales con perforación y voladura similar a la construcción normal de una galería, donde la sección de la galería corresponde a la sección de la cámara. Es posible la aplicación de equipos con empujadoras neumáticas

hasta equipos de brazos hidráulicos que elevan la productividad de la operación. La disposición horizontal del depósito permite utilizar equipos de carguío y transporte mecanizados como camiones de bajo perfil.

Cuando se aplica en depósitos potentes la explotación se divide en etapas, iniciando el minado desde la parte superior para posteriormente aplicar el minado por banqueo del mineral subyacente (ver Figura 3.2) (Llanque et al., 1999).

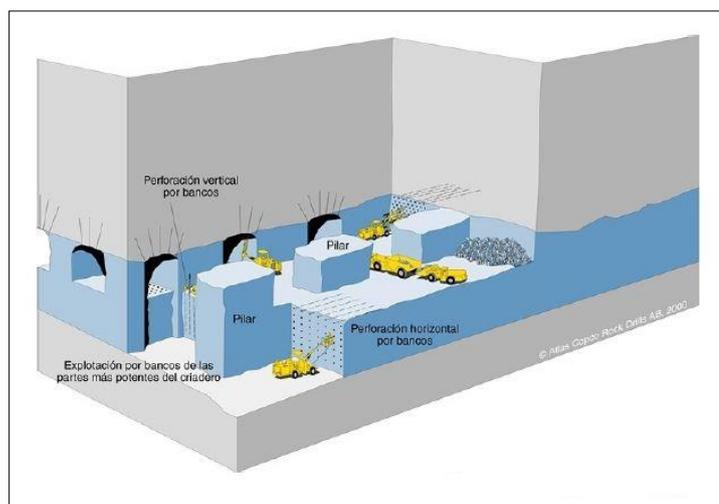


Figura 3.1. Explotación por Cámaras y Pilares en depósitos horizontales.

Fuente: (López C., 2005)

3.5.2. Cámaras y Pilares en depósitos inclinados

3.5.2.1. Explotación continua

La perforación y voladura se realiza de abajo hacia arriba a lo largo de la inclinación en intervalos determinados, los cuales están definidos por galerías de transporte que siguen la caja del depósito (ver Figura 3.3). Debido a la inclinación, el acarreo del material desde los frentes se realiza con rastrillos hacia los echaderos de donde se cargan hacia los piques de extracción (Llanque et al., 1999).

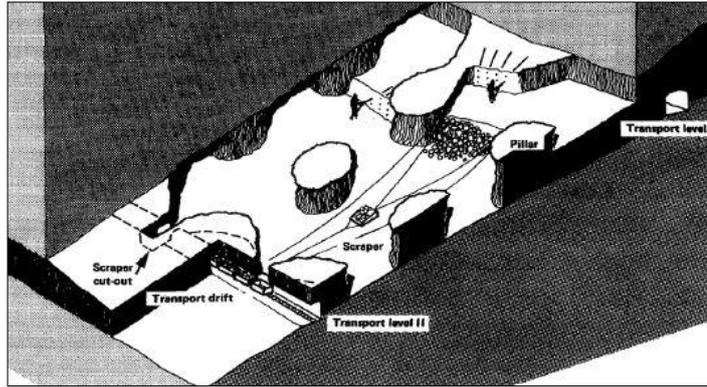


Figura 3.2. Explotación continua por Cámaras y Pilares en depósitos inclinados.

Fuente: (Llanque et al., 1999)

3.5.2.2. Explotación escalonada

Es una variación diseñada para la mecanización del proceso de carga y transporte con equipos de bajo perfil en depósitos de hasta 2 m. de potencia con buzamientos de 15° a 30° . Para llegar a todos los frentes, la rampa de transporte atraviesa el depósito con un ángulo capaz de permitir su movilidad, así mismo, la explotación escalonada en sentido del buzamiento permite el transporte normal del equipo (ver Figura 3.4) (Llanque et al., 1999).

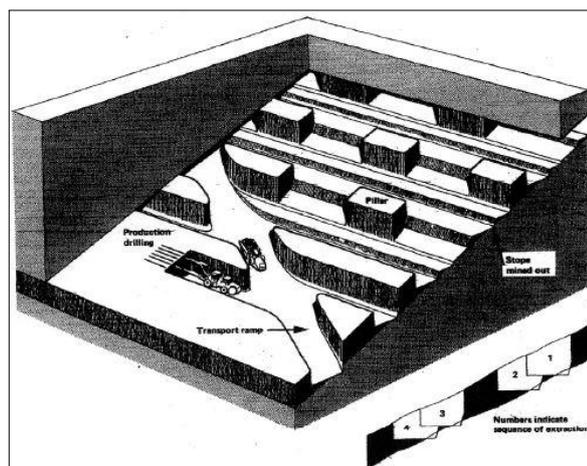


Figura 3.3. Explotación escalonada por Cámaras y Pilares en depósitos inclinados.

Fuente: (Llanque et al., 1999)

3.5.2.3. Explotación con relleno

El proceso es ascendente, explotando y rellenando el vacío remanente para generar un piso estable para la explotación del cuerpo superior, además, aumenta la estabilidad de los pilares a modo de un soporte pasivo. Este método que incluye técnicas de corte y relleno se aplica en depósitos potentes con una inclinación de 20° a 25° (ver Figura 3.5) (López C., 2005)

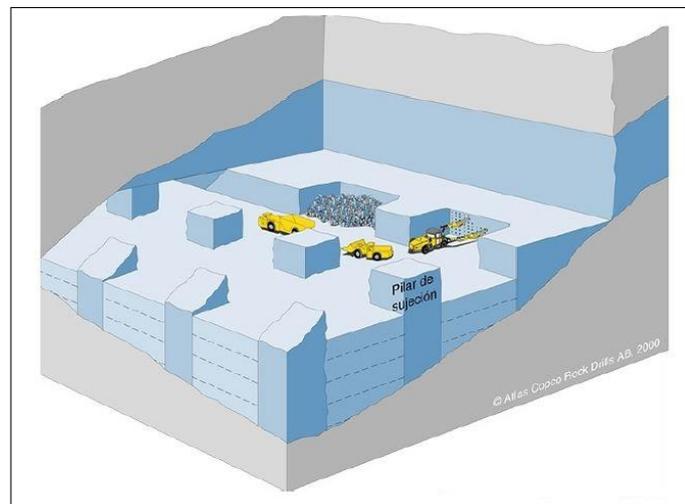


Figura 3.4. Explotación por Cámaras y Pilares con relleno en depósitos inclinados.

Fuente: (López C., 2005)

CAPÍTULO IV

EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES

4.1. Consideraciones generales

El estudio de las características geométricas, de distribución de leyes y propiedades geomecánicas del macizo rocoso permitió establecer al método de Cámaras y Pilares como el más apropiado técnicamente para una extracción futura. Los diseños se basarán en la aplicación de una explotación continua para depósitos inclinados en donde la principal característica es el minado ascendente, sin embargo, el método podrá ser aplicado también en explotaciones horizontales.

4.2. Cámaras

Las cámaras son excavaciones interconectadas entre si y separadas por pilares que cumplen la función de soporte. Estas labores se realizan en roca mineralizada y se diseñan de acuerdo a varios parámetros como dimensión del depósito, calidad del macizo rocoso, etapas de minado, entre otros.

4.2.1. Forma de la sección transversal

Se distinguen dos perímetros para la forma de una excavación, los que crean bóvedas y lo que crean esquinas (ver Figura 4.1). Se considera a las galerías de forma rectangular inestables debido a la acumulación de esfuerzos en las esquinas las cuales son difíciles de formar con perforación y voladura; por otra parte, las secciones abovedadas son más resistentes ya que eliminan esfuerzos críticos y colapsos (Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería [OSINERGMIN], 2017).

A partir de lo anterior, se propone construir las cámaras con una sección abovedada de un solo arco, sin embargo, para efectos de cálculos posteriores se asumen cámaras de perímetro rectangular con la finalidad de no incidir en el diseño de los pilares.

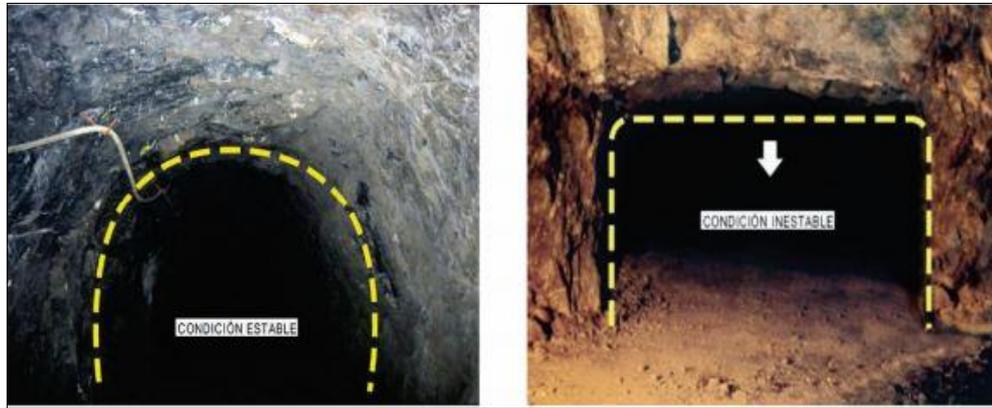


Figura 4.1. Estabilidad de la excavación según la forma de la sección.

Fuente: (OSINERGMIN, 2017)

4.2.2. Tamaño de la sección transversal

El tamaño de una labor está definido por el uso final de la misma, el tamaño de la maquinaria, número de vías, requerimientos de ventilación en función del número de trabajadores, tipo de sostenimiento y otros espacios como los requeridos para la distribución de los servicios de mina (Herrera y Gómez, 2007).

La característica más importante de la cámara es su tamaño o distancia entre pilares (Llanque et al., 1999). En este estudio se obtendrá una aproximación mediante la curva de abertura crítica, que se define como el diámetro máximo de un círculo aplicado entre pilares.

Este método relaciona la condición del macizo rocoso de acuerdo con su clasificación RMR y el tamaño de la abertura evaluando su condición de estabilidad, debiendo ser corregido con menos 10 puntos si existen en el macizo discontinuidades con

buzamiento menor a 30° (ver Figura 4.2) (OSINERGMIN, 2017). El análisis de la curva de aberturas de acuerdo con un RMR de 77 calculado en este estudio para el Nivel 1 establece un ancho máximo entre pilares de 20 m aproximadamente.

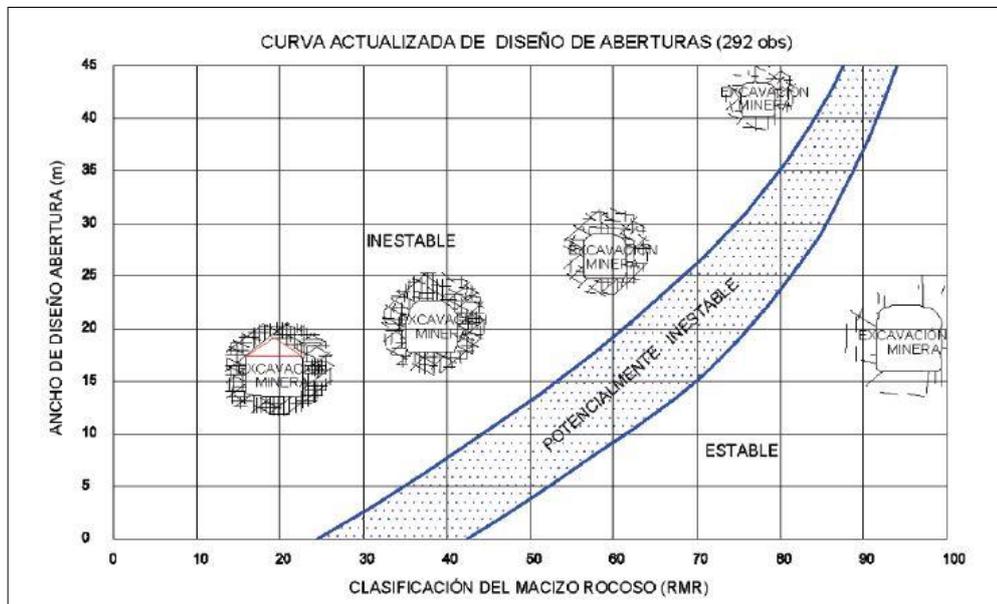


Figura 4.2. Abertura máxima de excavaciones según clasificación RMR.

Fuente: (OSINERGMIN, 2017)

4.2.3. Sostenimiento

El sostenimiento consiste en implementar estructuras capaces de sostener el macizo rocoso del techo, paredes y en algunos casos del piso; obteniendo de esta manera condiciones seguras de trabajo. Actualmente los tipos de sostenimiento se pueden dividir en activos (pernos de anclaje, cables de anclaje) y pasivos (mallas, cuadros de madera, marcos de acero, etc.) diferenciados por cómo actúan sobre la roca, es decir, reforzándola o sosteniéndola.

El tipo de sostenimiento se puede determinar aplicando métodos analíticos, numéricos, empíricos y observacionales, siendo el método empírico basado en el índice RMR el

aplicado en este estudio (ver Tabla 4.1) que además permite evaluar la longitud de avance permisible sin sostenimiento (ver Figura 4.3).

A partir de lo anterior, y estableciendo como RMR del Nivel 1 de 77 puntos se establece como sostenimiento sugerido pernos de anclaje local de 2 a 5 m de longitud separados de 2 a 2.5 m dispuestos en el techo eventualmente con malla; u, hormigón lanzado de 5 cm de espesor en el techo y 3 cm en las paredes. Así mismo, se define una longitud permisible de avance sin sostenimiento de 2.8 m para un tiempo de 15.95 meses.

Tabla 4.1. Tipo de sostenimientos según clasificación RMR.

| RMR | Sostenimiento | | |
|---------------|---|---|---|
| | Pernos de anclaje | Hormigón proyectado | Marcos |
| I 100 - 81 | Innecesario, salvo algún perno ocasional. | No. | No. |
| II 80-61 | Empernado local en el techo con longitudes de 2-5 m y separación de 2-2.5 m, eventualmente con mallado. | 5 cm en el techo y 3 cm en hastiales. | No. |
| III 60-41 | Empernado sistemático de 3-4 m con separaciones de 1.5 a 2 m en techo y hastiales. Mallado en el techo. | 5 a 10 cm en el techo y 3 cm en hastiales. | No. |
| IV 40-21 | Empernado sistemático de 4-5 m con separaciones de 1-1.5 m en techo y hastiales con mallado. | 10 a 15 cm en el techo y 10 cm en hastiales. Aplicación según avanza la excavación. | Marcos ligeros espaciados 1.5 m cuando se requieran. |
| V ≤ 20 | Empernado sistemático de 5-6 m, con separaciones de 1-1.5 m en techo y hastiales con mallado. Pernos en el piso. | 15-20 cm en el techo, 15 cm en hastiales y 5 cm en el frente. Aplicación inmediata después de cada avance. | Marcos pesados separados 0.75 m con blindaje de chapas y cerradas en el piso. |

Fuente: (González de Vallejo et al., 2004)

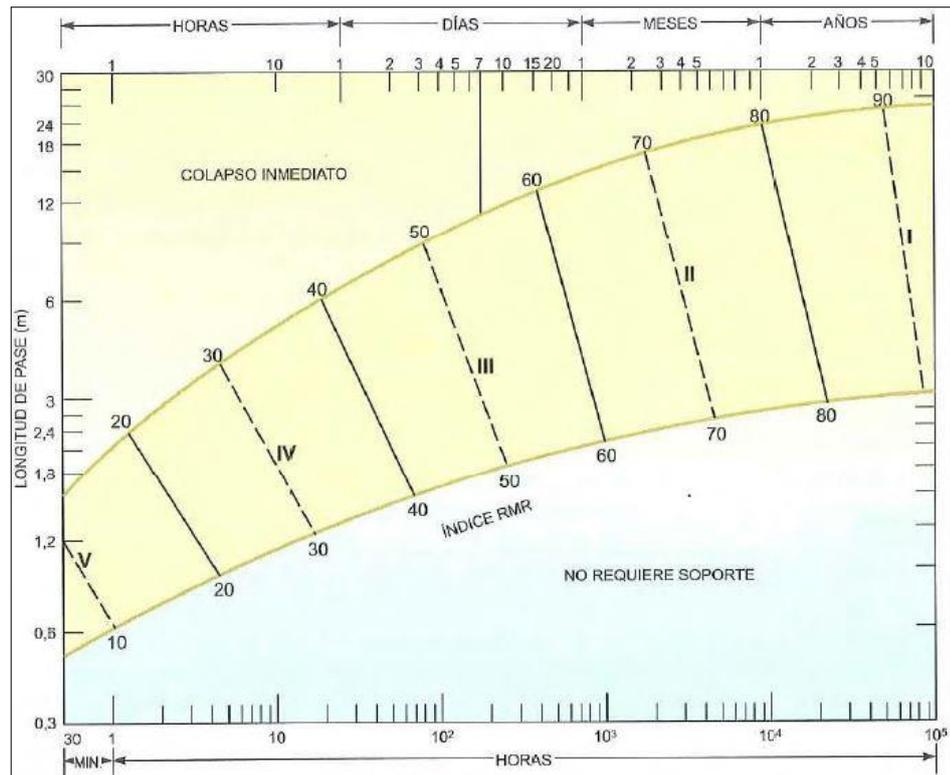


Figura 4.3. Tiempo y longitud de avance sin soporte según RMR.

Fuente: (González de Vallejo et al., 2004)

4.3. Pilares

Los pilares tienen la función de soportar el macizo rocoso considerando para su diseño el esfuerzo al que se somete y su resistencia, sin embargo, no son fáciles de estimar debido a las propiedades características de un macizo rocoso in situ que aquellas interpretaciones en laboratorio (Darling, 2011).

4.3.1. Forma

La resistencia de pilares puede ser determinada aplicando fórmulas en las que se establece que la resistencia de pilares de iguales dimensiones (ancho y alto) es la misma, sin considerar su tamaño o volumen. Una representación de éste análisis se presenta la siguiente figura:

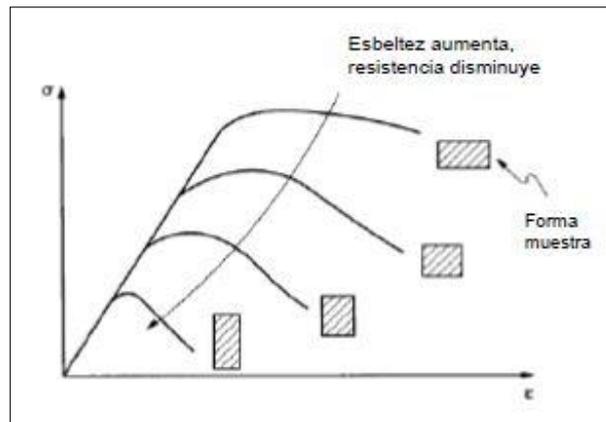


Figura 4.4. Variación de la resistencia de un pilar con la variación de la forma.

Fuente: (Yrarrazaval, 2013)

4.3.2. Tamaño

La resistencia de pilares puede ser determinada aplicando fórmulas en las que se establece que la resistencia de pilares disminuye conforme el volumen del pilar aumenta ya que se considera que a mayor tamaño más discontinuidades atraviesan el pilar (ver Figura 4.20).

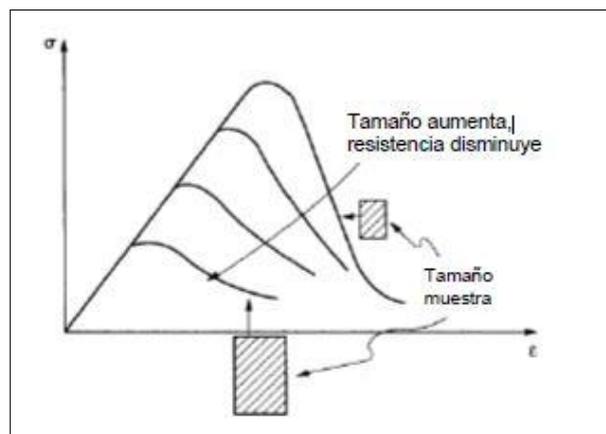


Figura 4.5. Variación de la resistencia de un pilar con la variación del tamaño.

Fuente: (Yrarrazaval, 2013)

4.3.3. Esfuerzos

Los pilares una vez se excavan las cámaras se someten al peso de los estratos superiores y al empuje lateral del terreno en forma de esfuerzos verticales y horizontales que se redistribuyen entre ellos. Estas fuerzas se alteran conforme avanza la excavación volviéndolas, en algunos casos, más fuertes que la resistencia de la roca del macizo provocando deformaciones, desprendimientos y hasta estallidos de roca (Hoek y Brown, 1985).

4.3.3.1. Esfuerzo vertical

Es la presión que genera la roca sobre el pilar y se determina con la siguiente fórmula (Hoek y Brown, 1985):

$$\sigma_v = \gamma * Z$$

Donde:

σ_v : Esfuerzo promedio vertical (MPa)

γ : Peso específico de la roca de recubrimiento (N/m³)

Z : Profundidad por debajo de la superficie (m)

Sin embargo, la fórmula anterior se limita a depósitos planos o con buzamiento hasta 8%, para buzamientos mayores es necesario considerar la posición del pilar con respecto al buzamiento, pudiendo diseñarse pilares normales al buzamiento o pilares inclinados con respecto al buzamiento del depósito (Figura 4.6) (Llanque et al., 1999)

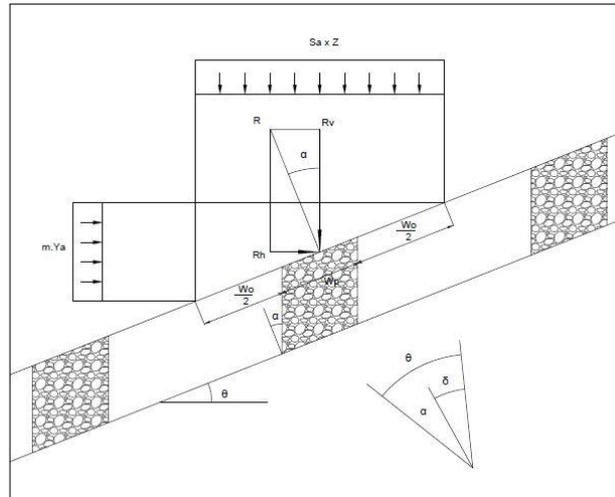


Figura 4.6. Pilares inclinados respecto al buzamiento del depósito.

Fuente: (Llanque et al., 1999)

Determinación del esfuerzo vertical. - el diseño propuesto en este trabajo establece pilares inclinados respecto al buzamiento de un depósito únicamente por consideraciones operativas y de manejo de equipos. La dimensión de los pilares y las cámaras presentados en la Tabla 4.2 se han determinado de forma arbitraria para fines de cálculos posteriores en donde se obtendrán las dimensiones reales para el diseño. Así mismo, se especifican algunos parámetros presentados en capítulos anteriores necesarios para determinar el esfuerzo vertical (ver Tabla 4.3).

Tabla 4.2. Dimensión de cámaras y pilares impuestos para el cálculo.

| Descripción | Valor (m) |
|--------------------|-----------|
| Ancho de la cámara | 7 |
| Ancho del pilar | 5 |
| Largo del pilar | 5 |
| Alto del pilar | 5 |

Tabla 4.3. Parámetros para el cálculo del esfuerzo vertical.

| Descripción | Valor | Unidad |
|---|-------|-------------------|
| Buzamiento del cuerpo mineralizado* | 7.1 | ° |
| Peso específico de la roca de recubrimiento** | 24.44 | kN/m ³ |
| Profundidad desde la superficie al Nivel 1 | 60 | m |

* Buzamiento de la galería de exploración Nivel 1

** Promedio del peso específico de las muestras del Nivel 0 (ver Tabla 2.1).

Primeramente, se determina el ángulo óptimo del eje de los pilares haciendo que la dirección de la fuerza resultante R sea paralela a sus parámetros logrando con ello que los esfuerzos sean uniformes y la resistencia sea la más alta (Llanque et al., 1999)

$$\alpha = \theta - \arctan(m * \tan \theta)$$

Donde:

α : Ángulo óptimo del eje de los pilares (°)

θ : Ángulo de buzamiento (°)

m : Para profundidades menores a 1000 m en rocas desconocidas (m=1/3)

Remplazando:

$$\alpha = 7.1^\circ - \arctan\left(\frac{1}{3} * \tan 7.1^\circ\right)$$

$$\alpha = 4.72^\circ$$

Posteriormente se calcula la resultante R sobre el pilar:

$$R = S_a * Z * (W_p + W_o) * \frac{m * \sin \theta}{\sin (\theta - \alpha)}$$

Donde:

R : Resultante sobre el pilar (MPa)

S_a : Peso específico de la roca de recubrimiento (N/m³)

Z : Profundidad del depósito (m)

W_p : Ancho del pilar (m)

W_o : Ancho de la cámara (m)

Remplazando:

$$R = 24443.33 * 60 * (5 + 7) * \frac{\frac{1}{3} * \text{Sen } 7.1^\circ}{\text{Sen } (7.1^\circ - 4.72^\circ)}$$

$$R = 17.47 \text{ MPa}$$

Finalmente, se determina el esfuerzo promedio vertical sobre el pilar:

$$\sigma_v = \frac{\text{Cos } \theta}{W_p} * R$$

$$\sigma_v = \frac{\text{Cos } 7.1^\circ}{5} * 17.47$$

$$\sigma_v = 3.46 \text{ MPa}$$

4.3.3.2. Esfuerzo horizontal

Terzaghi y Richart en 1952 determinaron que en rocas comunes con módulo de Poisson de 0.25 los esfuerzos horizontales corresponden a un tercio del esfuerzo vertical y por lo tanto se igualan a cero (ver Figura 4.7), sin embargo, no siempre los esfuerzos horizontales son tan bajos y fáciles de predecir ya que se ha comprobado que a menores profundidades los esfuerzos horizontales son más grandes.

Por otra parte, la Regla de Heim se refiere a como el macizo no es capaz de soportar una diferencia tan grande entre los esfuerzos verticales y horizontales, razón por la que

éstos tienden a equilibrarse después de un periodo considerable de tiempo (Hoek y Brown, 1985). A partir de lo anterior, en el presente diseño no se considera la relevancia de los esfuerzos horizontales sobre el diseño de los pilares.

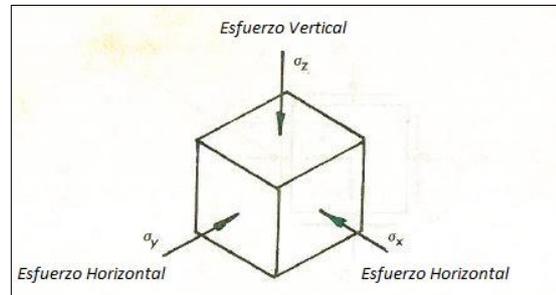


Figura 4.7. Representación de los esfuerzos verticales y horizontales en un cubo.

Fuente: (Hoek y Brown, 1985)

4.3.3.3. Esfuerzo promedio

El esfuerzo promedio sobre el pilar se puede determinar aplicando análisis numéricos o métodos tradicionales, como el del área atribuida el cual es aplicable en depósitos poco profundos en donde se asume que los esfuerzos se redistribuyen hacia los pilares una vez se excavan las cámaras. Se determina con la siguiente fórmula (Hoek y Brown, 1985):

$$\sigma_c = \sigma_v * \left(1 + \frac{W_o}{W_p}\right)^2$$

Donde:

σ_c : Esfuerzo promedio axial sobre el pilar (MPa)

σ_v : Esfuerzo promedio vertical (MPa)

W_o : Ancho de la cámara (m)

W_p : Ancho del pilar (m)

Remplazando:

$$\sigma_c = 3.46 * \left(1 + \frac{7}{5}\right)^2$$

$$\sigma_c = 19.98 \text{ MPa}$$

4.3.4. Resistencia

La resistencia del pilar depende de la resistencia de la roca en la que se construye, a partir de ello, es necesario determinar el comportamiento del macizo frente a esfuerzos mediante ensayos de laboratorio desde uniaxiales hasta triaxiales, así como la influencia de las discontinuidades (Hoek y Brown, 1985).

Por otra parte, existen varias fórmulas empíricas para calcular la resistencia de los pilares las cuales analizan las propiedades geomecánicas de la roca. Para el presente estudio se ha determinado aplicar la fórmula de Sjoberg que se deriva del análisis de la forma del pilar al cual hemos dimensionado arbitrariamente como un cubo. La fórmula de Sjoberg se expresa de la siguiente manera (Yrarrazaval, 2013):

$$Sp = 0.308 * UCS * \left(0.778 + 0.222 * \frac{W}{H}\right)$$

Donde:

Sp : Resistencia del pilar (MPa)

UCS : Resistencia a la compresión simple (MPa)

W : Ancho del pilar (m)

H : Altura del pilar (m)

La resistencia a la compresión simple del macizo se ha especificado en capítulos previos con un valor de 69.82 MPa, mientras que las dimensiones impuestas de la cámara y pilares se especifican en la Tabla 4.2. Entonces reemplazando los valores en la fórmula se obtiene:

$$S_p = 0.308 * 69.82 * (0.778 + 0.222 * \frac{5}{7})$$

$$S_p = 20.14 \text{ MPa}$$

4.3.5. Factor de seguridad

El factor de seguridad se calcula dividiendo la resistencia del pilar entre el esfuerzo sobre el pilar (OSINERGMIN, 2017) en donde factores mayores o iguales a 1.4 se consideran estables sin signos de fracturas, factores menores a 1.4 se consideran inestables presentando desprendimientos de roca y en factores menores o iguales a 1 la desintegración del pilar es muy probable (Yrarrazaval, 2013).

Calculando el factor de seguridad con las dimensiones de cámaras y pilares impuestas arbitrariamente obtenemos:

$$FS = \frac{S_p}{\sigma_c}$$

$$FS = \frac{20.14}{19.98}$$

$$FS = 1.01$$

El factor de seguridad resultante no es recomendable ya que se debe obtener condiciones altamente estables, dadas las condiciones de la zona de Nambija, es decir un factor mayor o igual a 1.4. A partir de lo anterior, se aplica un análisis en la base de datos con las que han obtenido estos resultados para determinar el tamaño óptimo de las cámaras y pilares.

4.4. Tamaño óptimo de cámaras y pilares

La base de datos se analiza con el programa Excel mediante el comando análisis de hipótesis y su herramienta “buscar objetivo” en la cual es posible establecer una variable en una operación con un conjunto de datos cuyo resultado se desea modificar a conveniencia.

Por lo tanto, se establece como variable de la operación el ancho de la cámara y como resultado objetivo un factor de seguridad de 1.5. A partir de esto, el comando arroja como resultado que el tamaño óptimo de las cámaras es de 6 m de ancho por 5 m de alto separadas por pilares de 5 m de ancho, largo y alto (ver Tabla 4.4). Con estas dimensiones se obtiene un factor de seguridad para los pilares de 1.5, el cual es favorable y acorde con las condiciones mineras de la zona (ver Figura 4.8).

Tabla 4.4. Resultados del análisis Buscar Objetivo.

| Condición | Descripción | Actual | Deseado | Resultado Buscar Objetivo |
|---------------------|------------------------|--------|---------|---------------------------|
| Entrada objetivo | Factor de seguridad | 1.03 | 1.5 | 1.5 |
| Entrada a modificar | Ancho de la cámara (m) | 7 | - | 6 |

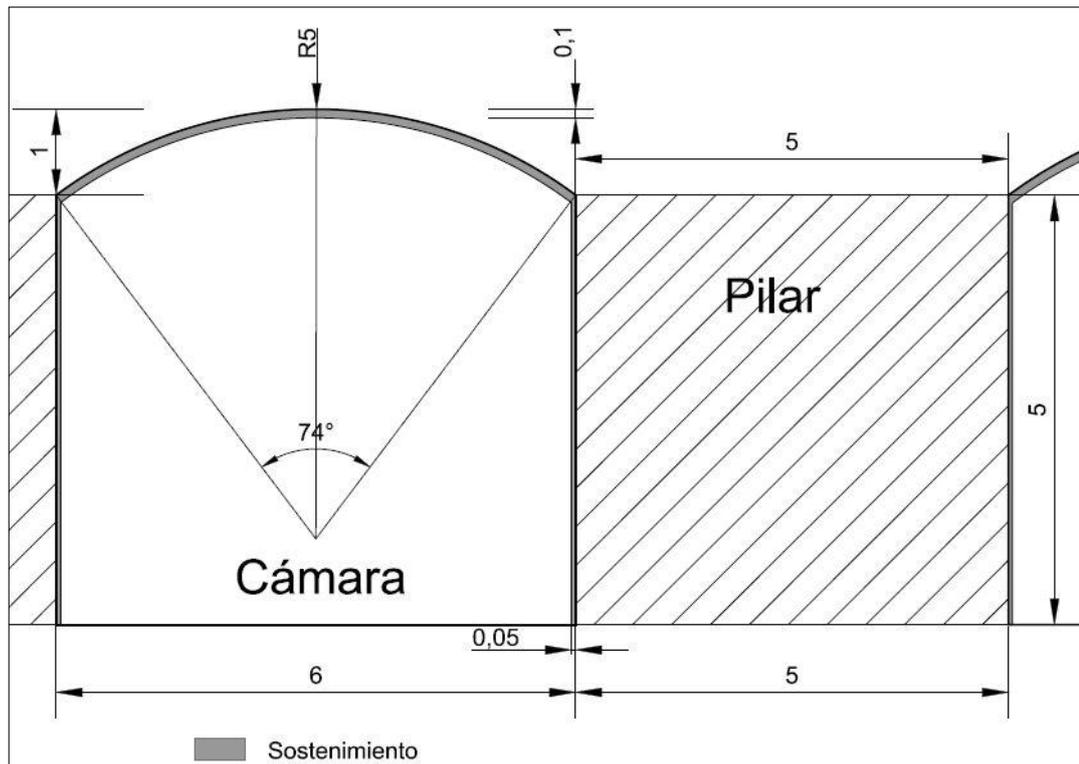


Figura 4.8. Dimensiones óptimas de cámaras y pilares para la concesión Asonambile.

4.5. Distribución de cámaras y pilares

Las distribuciones más destacadas del método son cámaras y pilares sistemáticos, y cámaras con pilares ocasionales. En el primero de los casos, los pilares se distribuyen en intervalos conocidos a modo de una red geométrica construyéndose paralelamente las cámaras y formando los pilares; se aplica normalmente en depósitos con buzamientos de 0° a 30°. Mientras que en la distribución ocasional los pilares se construyen en zonas de baja ley o donde el techo requiera de mayor soporte, generando un esquema irregular de cámaras y pilares (ver Figura 4.9) (Llanque et al., 1999).

El diseño de explotación del presente estudio aplica una distribución regular de pilares que ayuda también a que los esfuerzos se distribuyan de forma equilibrada. Por otro lado, el número de cámaras y pilares estará en función de la geometría del depósito.

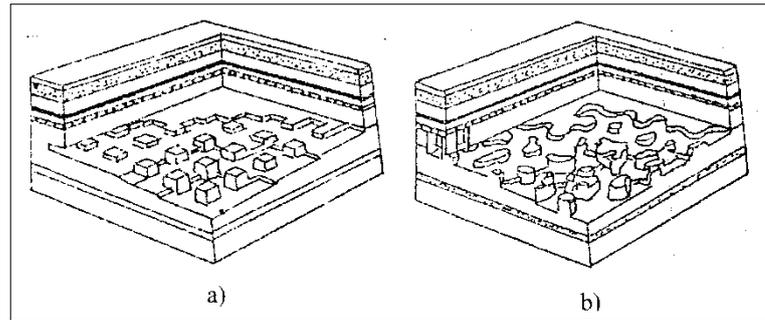


Figura 4.9. a) Cámaras y pilares sistemáticos, b) Cámaras y pilares ocasionales.

Fuente: (Llanque et al., 1999)

4.6. Orientación de cámaras y pilares

Las excavaciones subterráneas presentan condiciones más estables cuando su orientación es perpendicular a las estructuras del macizo y desfavorables cuando la excavación avanza de forma paralela a éstas (ver Figura 4.10) (González de Vallejo et al., 2004). A partir de lo anterior, la dirección de las cámaras se definirá en este estudio analizando la dirección de las estructuras presentes en el macizo rocoso.

Para determinar la tendencia de la dirección de las estructuras se aplicó el software Dips con la base de datos del levantamiento geomecánico del Nivel 1 que es donde se presenta indicios de mineralización. El programa genera un diagrama de rosas con la dirección preferencial de las discontinuidades en la que se puede determinar la dirección óptima de un túnel debiendo ser ésta perpendicular a la dirección de las discontinuidades.

Sin embargo, el método tradicional de cámaras y pilares requiere de cámaras perpendiculares entre sí, a partir de esto, se proyecta la dirección de éstas de tal manera que intersecten diagonalmente a la tendencia de las estructuras obteniendo condiciones medias de estabilidad (ver Figura 4.11).

Finalmente, se establece el rumbo de las cámaras en N 25° W y N 65° E permitiendo una intersección perpendicular y diagonales a la orientación de las principales estructuras.

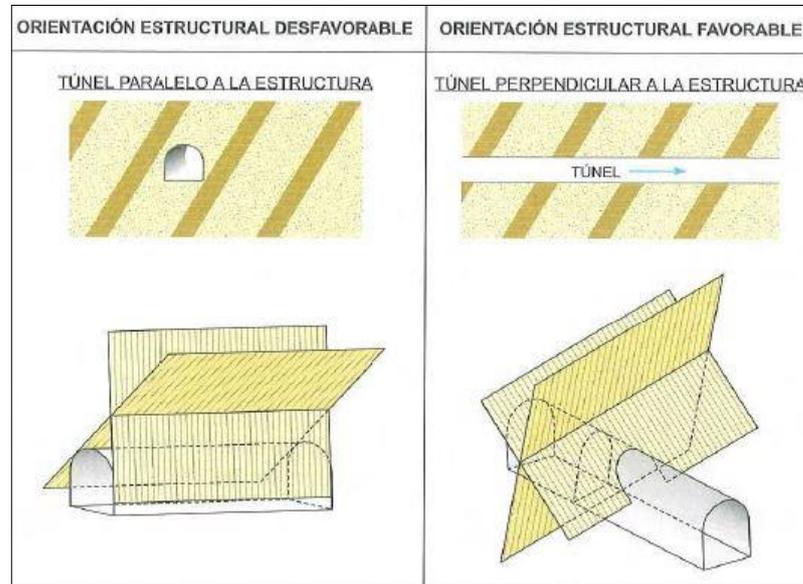


Figura 4.10. Condición de la construcción según orientación de estructuras.

Fuente: (González de Vallejo et al., 2004)

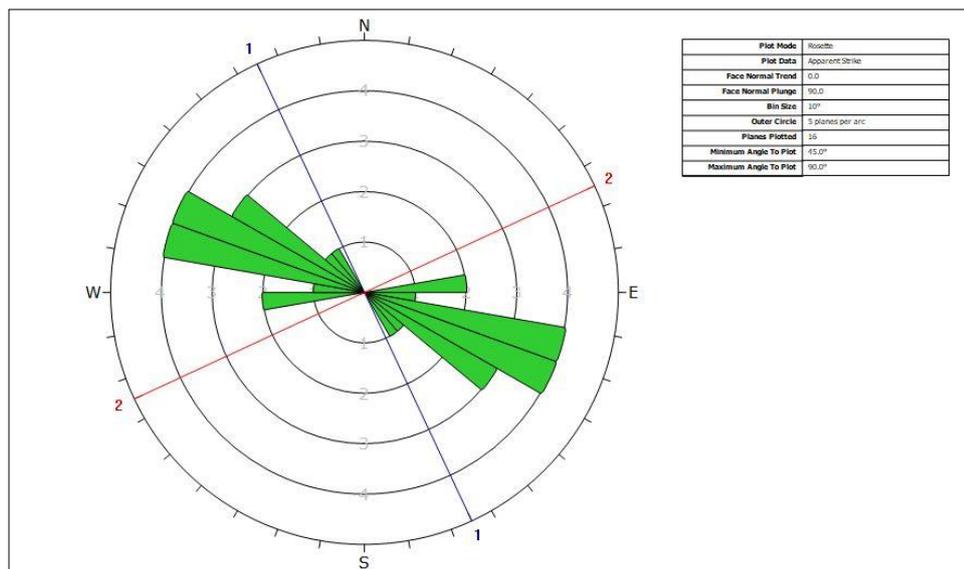


Figura 4.11. Roseta de discontinuidades con proyección de tules perpendiculares.

4.7. Perforación y voladura de cámaras y pilares

En la perforación se construyen hoyos cilíndricos (barrenos) siguiendo una malla de perforación en un plano del macizo rocoso, donde se introducirán sustancias explosivas y dispositivos iniciadores capaces de fracturar el bloque estéril o mineral. Existen diferentes mecanismos para penetrar la roca aplicados según las características del macizo, sin embargo, en este trabajo únicamente se abordará el sistema mecánico a percusión y rotación por ser el aplicado actualmente en la concesión.

La voladura por su parte es la detonación controlada de la carga explosiva colocada de forma homogénea en los barrenos según su posición y función para arrancar el bloque de roca del macizo terrestre.

Una buena voladura la define una fracturación con desplazamientos y tamaños de los fragmentos esperados, de ello dependerá la eficiencia de la etapa de carga y transporte, sin embargo, en minería subterránea la voladura se torna confinada, pues no se dispone de suficientes caras libres como en minera a cielo abierto, consecuentemente se eleva el consumo específico de explosivos.

4.7.1. Equipo de perforación

Perforadora. - Se dispone de martillos neumáticos manuales del modelo Sheng Yuang YT27 con empujadores FT160; la mecánica del equipo es el avance por rotopercusión con martillo en cabeza donde la mayor cantidad de energía provoca el vaivén del pistón generando energía percutiva y la fragmentación por impacto, mientras que otra parte de la energía produce el movimiento en la rueda de trinquetes generando la rotación para evitar que el golpe caiga sobre una misma superficie (López C., López E., Pernía y Pla, 1994).

Tabla 4.5. Especificaciones técnicas de la perforadora YT27.

| Característica | Valor | Unidad |
|---|----------|--------|
| Peso | 27 | kg |
| Consumo de aire | 57 | l/s |
| Retenedor de culata barrena (hexagonal) | 22 x 108 | mm |
| Diámetro de rango de barrenos | 32 - 45 | mm |
| Frecuencia de impactos | 39 | Hz |
| Velocidad de rotación | 300 | rpm |
| Conexión de manguera | 25 | mm |

Fuente: (Atlas Copco)



Figura 4.12. Perforadora Shen Yang YT27 utilizada actualmente.

Broca. - La broca es el útil que se encuentra en contacto directo con la roca y está construida normalmente en acero aleado al carbono o con cromo de molibdeno en cuyo extremo se disponen las inserciones o botones construidos generalmente de carburo de tungsteno con geometrías que pueden variar según la dureza del terreno (Andrade, 2014).

Actualmente se dispone de brocas de 32 mm con 5 botones cónicos en la periferia y 2 centrales, un orificio de barrido en el centro y otro en el lateral. Estas especificaciones permiten cumplir el trabajo de perforación con normalidad ya que los botones cónicos son especiales para terrenos duros y abrasivos, sin embargo, se recomienda verificar que el grado de carburo de tungsteno sea el adecuado para un fuerte desgaste diametral.

Tabla 4.6. Especificaciones técnicas de la broca.

| Características | Valor | Unidad |
|---|----------------------------------|--------|
| Tipo | Broca de botones de faldón corto | - |
| Acople | Barrena hexagonal de 22 mm | - |
| Conicidad | 12 | ° |
| Diámetro | 32 | mm |
| Longitud | 55 | mm |
| Número de botones | 7 | - |
| Botones x Diámetro de botones periféricos | 5 x 7 | mm |
| Botones x Diámetro de botones centrales | 2 x 7 | mm |
| Orificios de barrido lateral | 1 | - |
| Orificios de barrido central | 1 | - |
| Peso aproximado | 0.2 | kg |

Fuente: (Atlas Copco)



Figura 4.13. Broca utilizada actualmente.

Barrena. - La barrena es una barra con la que se prolonga la sarta de perforación transmitiendo el golpe y rotación desde el mecanismo de la perforada hacia la broca, además, dispone de un orificio en el centro para el proceso de barrido de detritos.

La selección del tipo de barrena lo determinan las especificaciones del martillo y el tipo de broca seleccionada (Andrade, 2014). Las características de la barrena que se dispone actualmente se presentan en la tabla siguiente:

Tabla 4.7. Especificaciones técnicas de la barrena a utilizar.

| Característica | Valor | Unidad |
|--------------------|------------------------|--------|
| Tipo | Barra cónica hexagonal | - |
| Diámetro de culata | 22 | mm |
| Longitud de culata | 108 | mm |
| Cono | 12 | ° |
| Longitud | 1600 | mm |

Fuente: (Atlas Copco)

4.7.2. Sustancia explosiva

Para seleccionar el tipo de sustancia explosiva se debe no solo considerar las propiedades explosivas de la misma, sino, analizar una serie de factores externos como precio, niveles de suministro, atmósfera de trabajo, presencia de agua, volumen a explotar, volumen de gases generados, diámetro del barreno y calidad de la roca (López et al., 1994).

De estos últimos se determina que en diámetros menores a 50 mm se recomienda utilizar dinamitas encartuchadas o explosivos gelatinosos, mientras que en barrenos de 50 a 100 mm se recomienda Anfo para la carga de columna. Respecto a la calidad del macizo rocoso se deriva una aproximación de la sustancia explosiva más conveniente, según las propiedades geomecánicas de la roca propuesto por Brady y Brown en 1985 (ver Figura 4.14).

A partir de lo anterior, se sustenta y establece como base de los cálculos posteriores la sustancia explosiva aplicada actualmente con Explogel III para la carga de fondo (ver Tabla 4.5) y Anfo normal para la carga de columna (ver Tabla 4.6).

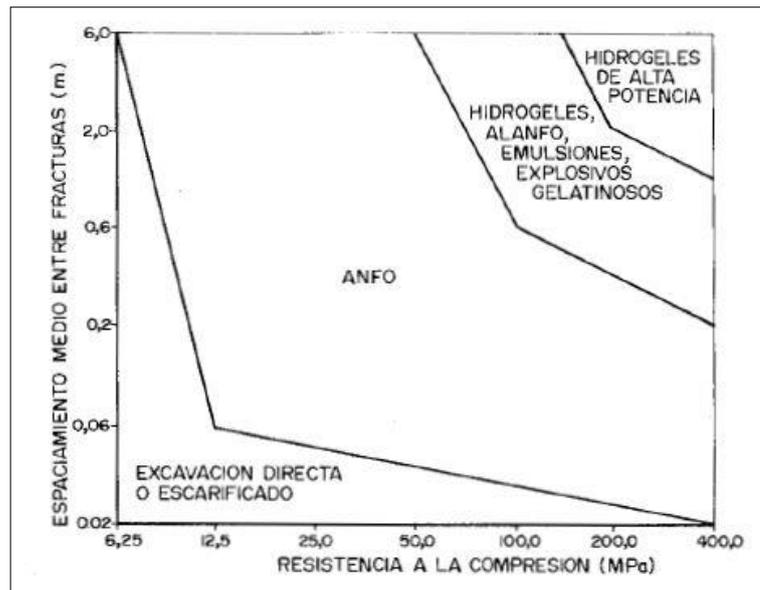


Figura 4.14. Selección de explosivos según propiedades geomecánicas.

Fuente: (López et al., 1994)

Tabla 4.8. Características técnicas de Explogel III.

| Tamaño, pulg (Diámetro X Largo) | Peso Cartucho (g. Aprox) | Número de cartuchos por caja (Aprox) | Velocidad de Detonación Sin confinar m/s (Aprox) |
|--|-----------------------------|---|---|
| 1 1/8 X 7" | 119 | 212 | 3689 |
| Parámetros | Unidad | Especificación | |
| Densidad | g/cm ³ | 1.05 | |
| Velocidad de detonación (Confinado 1 1/2") | m/s | 4750 | |
| Volumen de Gases | l/kg | 831 | |
| Calor de Explosión | cal/kg | 1013 | |
| Potencial | kJ/kg | 4238 | |
| Ensanchamiento de Trauzl | cm ³ /10g | 420 | |
| Pode rompedor, Método HESS | Mm | 17.50 | |
| Resistencia al agua | horas | 15 | |
| Vida útil | años | 1 | |

Fuente: (EXPLOCEN, 2012)

Tabla 4.9. Características técnicas de Anfo Normal.

| Parámetros | Unidad | Especificación |
|--|-------------------|----------------|
| Densidad Aparente | g/cm ³ | 0.80 |
| Velocidad de Detonación (Sin confinar) | m/s | 2250 |
| Velocidad de detonación (Confinado 2") | m/s | 3600 |
| Presión de Detonación | kbar | 10 |
| Volumen de gases | l/kg | 984 |
| Calor de Explosión | cal/kg | 922 |
| Potencial | kJ/kg | 3857 |
| Resistencia al agua | - | Nula |
| Vida útil | años | 1 |

Fuente: (EXPLOCEN, 2012)

4.7.3. Diámetro de la perforación

En labores de secciones menores se recomienda diámetros pequeños que disminuyen la velocidad de perforación cuyos resultados se reflejan en los tiempos de perforación y en los costes del equipo. Además, barrenos de diámetro pequeño mejoran la formación de los perfiles del túnel aumentando su resistencia y disminuyendo la necesidad de sostenimiento (Andrade, 2014).

Además, para labores de secciones menores a 10 m^2 es recomendable emplear diámetros de perforación entre 27 a 40 mm (ver Figura 4.15), por lo tanto, la broca disponible define el diámetro de perforación en 32 mm.

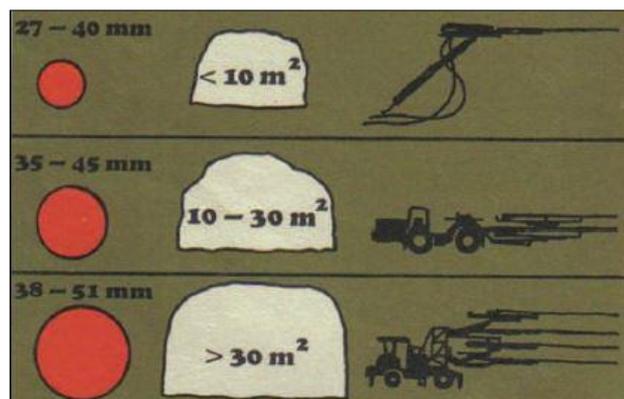


Figura 4.15. Diámetro de perforación según el área de voladura.

Fuente: (López C., 2005)

4.7.4. Longitud de perforación

La longitud óptima de perforación se puede relacionar con la sección de la labor, características de la malla de perforación, especificaciones del equipo de perforación, capacidad rompedora del explosivo o ciclos de trabajo. En este último presenta gran importancia ya que perforaciones muy extensas generan grandes cantidades de material en la voladura, mientras que perforaciones cortas hacen que el avance sea más rápido debido a la baja remoción de material.

Sin embargo, es recomendable aplicar una corrección que supone el 95% de la longitud total de perforación como el avance real por voladura. Este porcentaje podrá ser modificado positivamente si se controla la desviación de los barrenos y la voladura del corte (Andrade, 2014).

Para determinar una aproximación inicial se establece la longitud de perforación en relación con el equipo de perforación, específicamente con la longitud de la barrena. Entonces, dada la longitud de la barrena en 1.60 m, y una corrección del 95% se define una longitud de perforación real de 1.52 m.

4.7.5. Método de avance

La sección de una labor en función de su tamaño y condición de la roca podrá ser excavada a sección completa cuando su área sea menor a 100 m² y en rocas competentes; para secciones mayores y en rocas de competencia baja se deberá aplicar voladura por etapas en la que se construye inicialmente una galería estrecha desde la que se excavara progresivamente hasta generar la sección deseada (ver Figura 4.16) (Llanque et al., 1999).

La construcción de las cámaras se compondrá de tres etapas, en donde la sección de la Etapa 1 se establece reduciendo la longitud de perforación del perímetro lateral externo de la Etapa 2 y reduciendo doblemente la longitud de perforación del piso de la Etapa 3 (ver Figura 4.17); de esta forma se asegura la explotación con el equipo disponible.

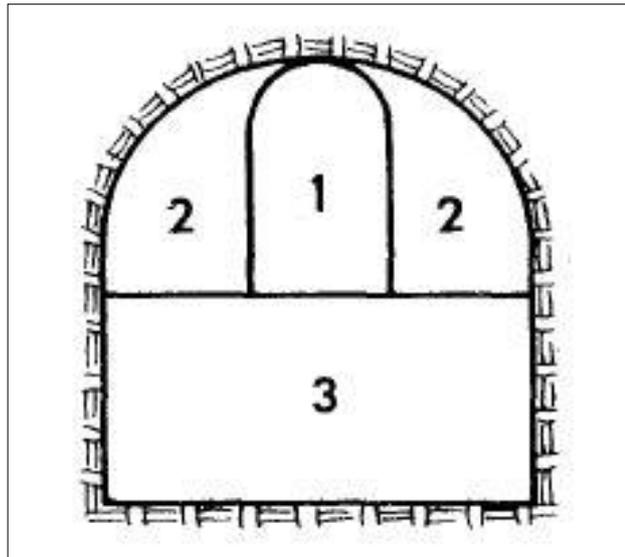


Figura 4.16. Construcción de túneles de gran sección.

Fuente: (López et al., 1994)

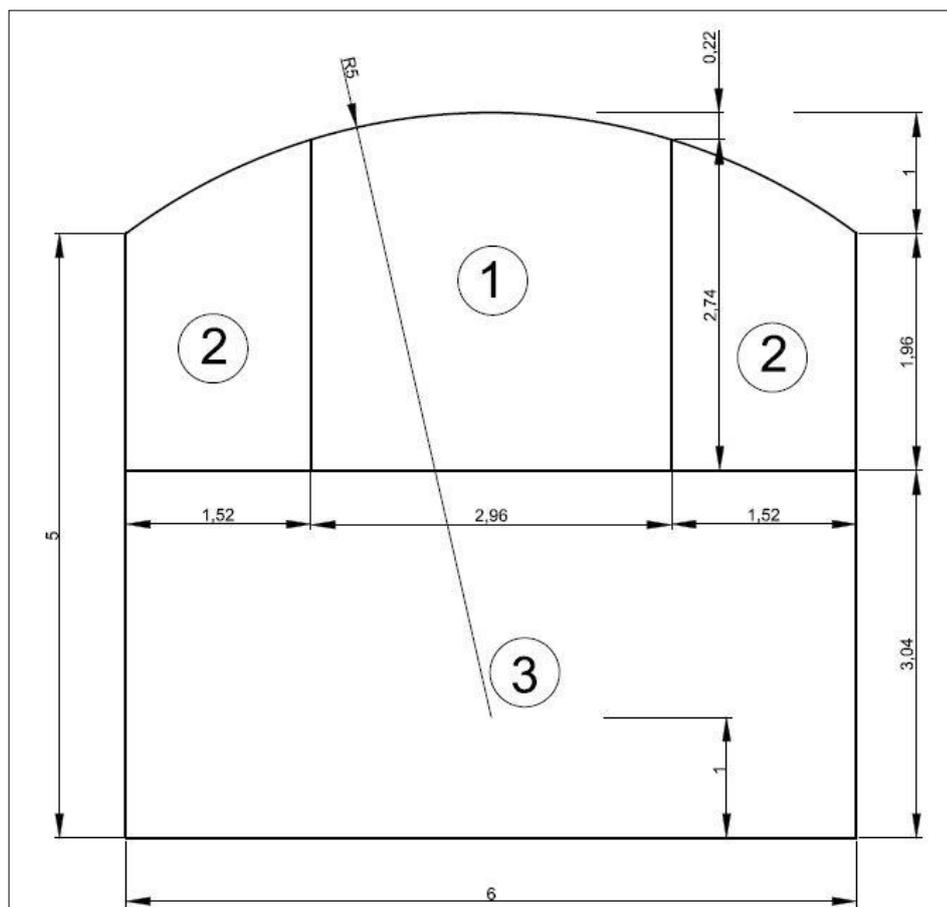


Figura 4.17. Dimensiones de las etapas de voladura para la construcción de las cámaras.

4.7.5.1. Etapa 1

Comprende la galería estrecha o galería piloto cuya sección se ha determinado gráficamente y en la que se aplicará voladura convencional, además, se plantea finalizar la excavación de las galerías en cada una de las cámaras transversales para conseguir un mejor flujo de aire y con ello mejorar la ventilación post-voladura de las etapas siguientes.

4.7.5.1.1. Malla de perforación

La distribución de los barrenos mediante la aplicación del modelo matemático de área de influencia permite justificar la malla al analizar características del macizo rocoso, propiedades del explosivo y los parámetros de carga. El método consiste en determinar el burden de los barrenos de corte, arranque, ayudas, subayudas y de contorno cuya área de influencia se ajustará de forma gráfica en la sección (Ojeda, 2008).

El parámetro principal del método para la generación de la malla de perforación es el burden, para ello es necesario previamente calcular otros parámetros para la aplicación de las fórmulas, además, es preciso volver a especificar ciertos parámetros determinados en este estudio en capítulos anteriores (ver Tabla 4.10)

Tabla 4.10. Características respecto a la calidad de la roca y dimensiones de la Etapa 1.

| Especificación | Valor | Unidad |
|-----------------------------|-------|----------------|
| Sección óptima* | 8.54 | m ² |
| Resistencia a la compresión | 69.82 | MPa |
| RQD** | 90.28 | % |

* Obtenida a través del software AutoCAD.

** Valor correspondiente al Nivel 1 extraído de la Tabla 2.12.

Longitud del barreno. - es el espacio en donde se colocarán las cargas explosivas dependiendo del modelo de voladura, identificándose el espacio requerido por la carga de fondo, carga de columna y retacado. La longitud de los barrenos está en función de

la longitud de la barrena (L_b) y de la eficiencia de la perforación (E_p); establecidas para el diseño en 1.60 m. y 95% respectivamente. Entonces la longitud del barreno es:

$$L_t = L_b * E_p$$

$$L_t = 1.60 * 95\%$$

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

Longitud de la carga de fondo

$$L_{cf} = N_{cf} * l_{cf}$$

Donde:

L_{cf} : Longitud de la carga de fondo (m)

N_{cf} : Número de cartuchos de carga de fondo

l_{cf} : Longitud del cartucho de carga de fondo (m)

Se establece una carga de fondo con cinco cartuchos de Explogel III; reemplazando valores:

$$L_{cf} = 5 * 0.177$$

$$L_{cf} = 0.89 \text{ m}$$

Longitud de la carga de columna. - Se calcula de forma similar a la longitud de la carga de fondo:

$$L_{cc} = N_{cc} * l_{cc}$$

Donde:

L_{cc} : Longitud de la carga de fondo (m)

N_{cc} : Número de cartuchos de carga de columna

l_{cc} : Longitud del cartucho de carga de columna (m)

Se establece una carga de columna con un cartucho de Anfo de 30 mm de diámetro por 25 cm de longitud, entonces reemplazando valores obtenemos:

$$L_{cc} = 1 * 0.25$$

$$L_{cc} = 0.25 \text{ m}$$

Longitud de carga total del barreno

$$L_c = L_{cf} + L_{cc}$$

$$L_c = 0.89 + 0.25$$

$$L_c = 1.14 \text{ m}$$

Factor de carguío de la carga de fondo

$$F_{cf} = \frac{\phi_{cf}^2 * L_{cf} * N_{cf}}{\phi_t^2 * L_t}$$

Donde:

F_{cf} : Factor de carguío de la carga de fondo

ϕ_{cf} : Diámetro del cartucho de la carga de fondo (m)

\emptyset_t : Diámetro del barreno (m)

Reemplazando:

$$F_{cf} = \frac{0.028^2 * 0.18 * 5}{0.032^2 * 1.52}$$

$$F_{cf} = 0.45$$

Factor de carguío de la carga de columna. - Para la carga de columna en cartuchos la fórmula del factor de carguío es similar a la del factor de carga de fondo:

$$F_{cc} = \frac{\emptyset_{cc}^2 * L_{cc} * N_{cc}}{\emptyset_t^2 * L_t}$$

Donde:

F_{cc} : Factor de carguío de la carga de fondo

\emptyset_{cc} : Diámetro del cartucho de la carga de fondo (m)

\emptyset_t : Diámetro del barreno (m)

Remplazando:

$$F_{cc} = \frac{0.030^2 * 0.25 * 1}{0.032^2 * 1.52}$$

$$F_{cc} = 0.14$$

Presión de detonación de Explogel III. - En hidrodinámica la capacidad de fragmentación de un explosivo se determina con la siguiente fórmula (EXSA, 2010):

$$PD = \rho_e * \frac{VD^2}{4} * 10^{-3}$$

Donde:

PD : Presión de detonación (MPa)

ρ_e : Densidad del explosivo (gr/cm³)

VD : Velocidad de detonación del explosivo (m/s)

10⁻³ : Factor de conversión

Remplazando:

$$PD_{ef} = 1.05 * \frac{4750^2}{4} * 10^{-3}$$

$$PD_{ef} = 5922.66 \text{ MPa}$$

Presión de detonación de Anfo Normal. - La presión de detonación del Anfo se especifica en la Tabla 4.9. Aplicando conversión respectiva:

$$PD_{ec} = 1000 \text{ MPa}$$

Presión de detonación de la carga de fondo

$$PD_{cf} = PD_{ef} * F_{cf}$$

$$PD_{cf} = 5922.66 * 0.45$$

$$PD_{cf} = 2652.11 \text{ MPa}$$

Presión de detonación de la carga de columna

$$PD_{cc} = PD_{ec} * F_{cc}$$

$$PD_{cc} = 1000 * 0.14$$

$$PD_{cc} = 144.56 \text{ MPa}$$

Presión de detonación en el barreno

$$PD_t = PD_{cf} + PD_{cc}$$

$$PD_t = 2652.11 + 144.56$$

$$PD_t = 2796.66 \text{ MPa}$$

Espesor de rotura. - Es el espacio producido por la voladura del barreno y se determina con la siguiente fórmula:

$$e = \frac{PD_t * \phi_t}{2 * \sigma_r * RQD}$$

Donde:

e : Espesor de rotura

σ_r : Resistencia a la compresión simple (MPa)

RQD : Índice de calidad de la roca (%)

Reemplazando:

$$e = \frac{2796.66 * 0.032}{2 * 69.82 * 90.28\%}$$

$$e = 0.71$$

Desviación de perforación. - Este factor depende del equipo auxiliar del sistema de perforación operando actualmente únicamente con la barrena como guía, por lo tanto, se analiza la curva de desviación con barrenos cónicos de perforación (ver Figura 4.18) de la que se extrae la siguiente fórmula:

$$DES_{barra} = 0.0031l_b^2 + 0.0063l_b + 0.0007$$

Donde:

DES_{barra} : Desviación de perforación (m)

l_b : Longitud del barreno (m)



Figura 4.18. Curva de desviación de perforación con barra.

Fuente: (Ojeda, 2008)

Para una longitud de perforación de 1.60 m. la desviación de perforación es:

$$DES_{\text{barra}} = 0.0031(1.6)^2 + 0.0063(1.6) + 0.0007$$

$$DES_{\text{barra}} = 0.02 \text{ m}$$

Factor de seguridad. - El burden para cada grupo de barrenos está determinado por una constante de seguridad relacionada con la influencia de su área crítica en la voladura. Los valores de esta constante se exponen en la tabla siguiente:

Tabla 4.11. Constantes de factor de seguridad.

| F_s | Aplicación |
|-------|------------|
| 2 | Contorno |
| 3 | Subayuda |
| 4 | Ayuda |
| 5 | Arranque |
| 6 | Corte |

Fuente: (Ojeda, 2008)

Retacado mínimo. - La longitud del retacado está en función del espesor de rotura (e) y el factor de seguridad de los barrenos (F_s) y se determina como sigue (Ojeda, 2008):

$$T_{\min} = \frac{e}{F_s}$$

Para cada grupo de barrenos el retacado mínimo se especifica en la tabla siguiente:

Tabla 4.12. Determinación del retacado mínimo para cada grupo de barrenos en la Etapa 1.

| Barrenos | T_{\min} |
|----------|------------|
| Corte | 0.12 |
| Arranque | 0.14 |
| Ayuda | 0.18 |
| Subayuda | 0.24 |
| Contorno | 0.35 |

Fórmulas para el cálculo del burden. - El burden del barrenado se establece analizando el área de influencia en su detonación (ver Figura 4.19) permitiendo definir gráficamente el número de barrenos necesarios para la voladura de la sección.

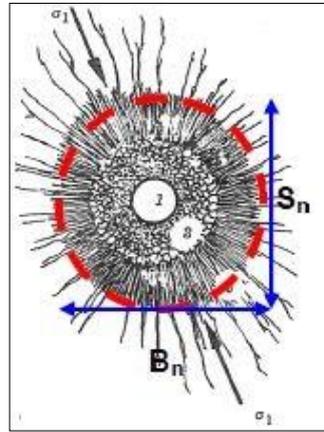


Figura 4.19. Área de influencia del barreno.

Fuente: (Ojeda, 2008)

Burden nominal

$$B_n = \phi_t * \left(\frac{PD_t}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right); (m)$$

Espaciamiento nominal

$$S_n = B_n$$

Burden ideal

$$B_i = B_n - DES_{barra}; (m)$$

Espaciamiento ideal

$$S_i = B_i$$

Burden y espaciamentos calculados. - En el cálculo del burden para cada grupo de barrenos se aplican las mismas fórmulas, por esta razón, se ha convenido construir la tabla siguiente en la que se exponen los resultados de dichos cálculos.

Tabla 4.13. Resultados del burden y espaciamentos entre barrenos en la Etapa 1.

| Barrenos | Bn (m) | Sn (m) | Bi (m) | Si (m) |
|----------|--------|--------|--------|--------|
| Corte | 0.27 | 0.27 | 0.25 | 0.25 |
| Arranque | 0.32 | 0.32 | 0.30 | 0.30 |
| Ayuda | 0.39 | 0.39 | 0.37 | 0.37 |
| Subayuda | 0.51 | 0.52 | 0.49 | 0.49 |
| Contorno | 0.74 | 0.74 | 0.72 | 0.72 |

Barrenos de alivio. - Es el o los barrenos sin carga explosiva dispuestos en el centro de la sección que proporcionan la cara libre para los barrenos de corte. El diámetro máximo del barreno de alivio se determina con la siguiente fórmula:

$$\phi_{\max} = \frac{B_{nc}}{\pi}$$

Donde:

ϕ_{\max} : Diámetro máximo del barreno de alivio (m).

B_{nc} : Burden de los barrenos de corte (m).

Remplazando obtenemos:

$$\phi_{\max} = \frac{0.27}{\pi}$$

$$\phi_{\max} = 0.086 \text{ m}$$

El diámetro mínimo del barreno de alivio corresponde al diámetro de los barrenos con carga explosiva:

$$\phi_{\min} = \phi_t$$

$$\therefore \phi_{\min} = 0.032 \text{ m}$$

A partir de lo anterior, es posible determinar el número de barrenos de alivio para satisfacer la necesidad de caras libres.

$$n_a = \left(\frac{\varnothing_{\max}}{\varnothing_{\min}} \right)^2$$

$$\therefore n_a = \left(\frac{0.086}{0.032} \right)^2$$

$$n_a = 7 \text{ barrenos de alivio}$$

Finalmente, la malla de perforación propuesta dispone de 33 barrenos con un único barreno de alivio central de 9 cm, formado por la perforación sin espacimientos de 7 barrenos (ver Figura 4.20). Por otra parte, la gráfica de la sección de la Etapa 1 con las áreas de influencia de todos los barrenos se expone en el Anexo 6.

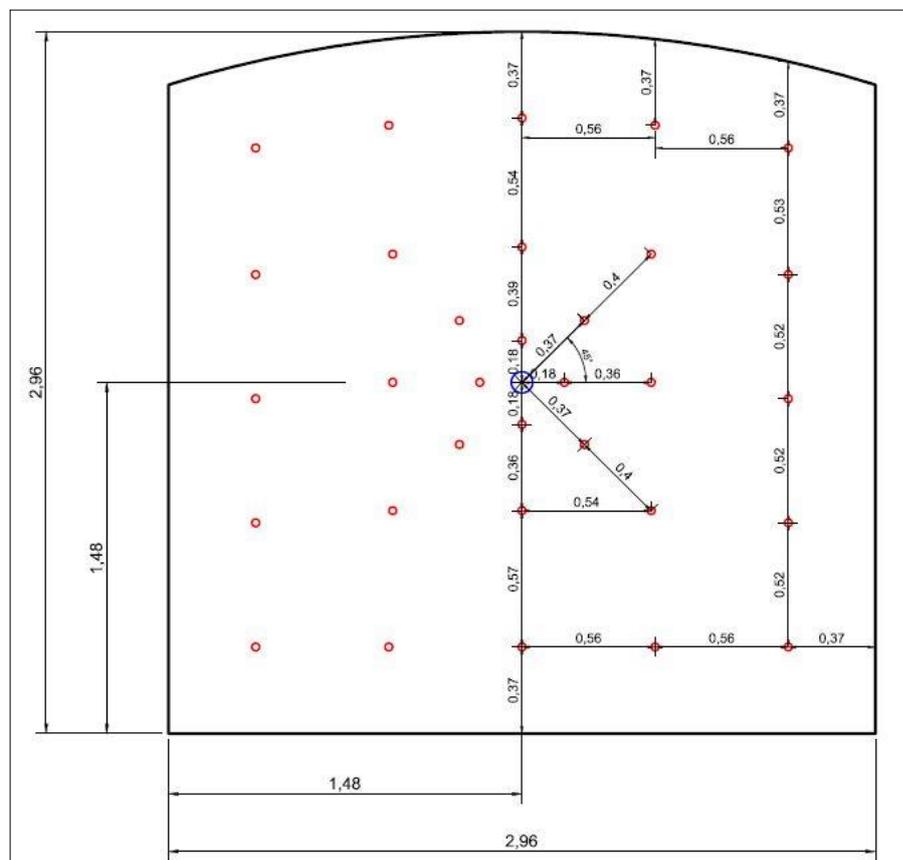


Figura 4.20. Malla de perforación propuesta para la Etapa 1.

4.7.5.1.2. Carga e iniciación de los barrenos

Para iniciar el conjunto de barrenos con carga explosiva se requiere de un impulso, para ello se emplean accesorios de voladura como detonadores, mecha de seguridad, mecha rápida, cordón detonante, conectores, retardadores; que podrán combinarse de varias formas de acuerdo con el método de iniciación.

La carga de los barrenos con la que se ha diseñado la malla de perforación comprende una carga de fondo con cinco cartuchos de Explogel III, una carga de columna con un cartucho de Anfo Normal de 25 cm y una longitud de retacado desde 12 a 36 cm según el grupo de barrenos (ver Figura 4.21).

En cuanto a la iniciación se aplicará el método con mecha rápida, por garantizar seguridad para el perforista, y consiste en transmitir la ignición con la mecha de seguridad para iniciar el conector de mecha rápida y encender la mecha de seguridad que transmite el impulso al fulminante para detonarlo mientras que retardos para una detonación secuencial se pueden conseguir con retardadores o analizando el tiempo por longitud que proporcionan las mechas (ver Figura 4.21) (EXSA, 2010).

El inicio de los barrenos es de forma secuencial donde el orden de detonación lo determina el orden de encendido de las mechas cuya secuencia se expone en la Figura 4.23

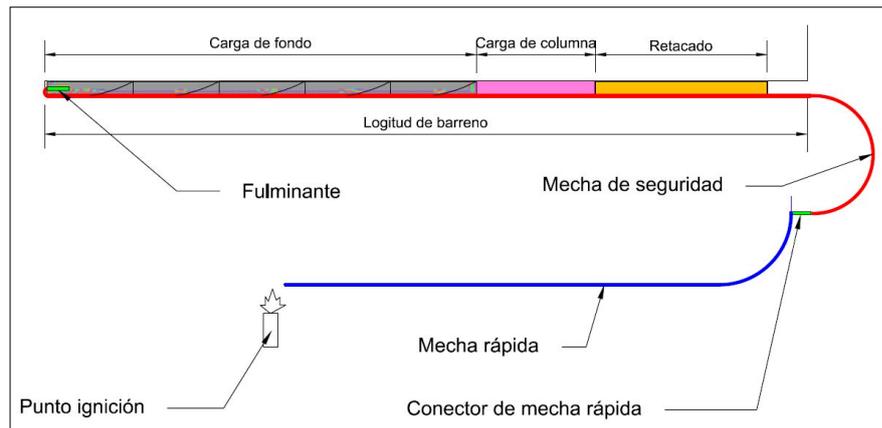


Figura 4.21. Carga e iniciación de los barrenos en la Etapa 1.

Tabla 4.14. Características técnicas de Fulminante Ordinario N°8

| Características | N° 8 |
|--|-----------|
| Longitud | 45 mm |
| Diámetro externo | 6.3 mm |
| Prueba de Esopo diámetro de perforación (mm) | 10 |
| Resistencia a la humedad relativa de 100 % (h) | 24 |
| Potencia relativa volumen trauzl mínimo (cm ³) | 23 |
| Resistencia al impacto (2 kg/1m) | No detona |
| Sensibilidad a la chispa de la mecha de seguridad | Si |

Fuente: (EXPLOCEN, 2012)

Tabla 4.15. Características técnicas de Mecha de Seguridad.

| Parámetros | Unidad | Especificación |
|-------------------------|--------|----------------|
| Núcleo de Pólvora Negra | g/m | 5.4 |
| Tiempo de Combustión | s/m | 1.60 |
| Alcance de la chispa | mm | 50 mínimo |
| Diámetro externo | mm | 4.5 |
| Peso por metro lineal | g/m | 17.2 |

Fuente: (EXPLOCEN, 2012)

Tabla 4.16. Características técnicas de Conectores de Mecha Rápida.

| Tipo | 45 mm. |
|-----------------------------------|--------|
| Diámetro Externo (mm) | 6,3 |
| Longitud De Casquillo (mm) | 45 |
| Ancho De La Ranura (mm) | 2,4 |
| Carga De Material Pirotécnico (g) | 0,5 |
| Altura De Carga (mm) | 12 |

Fuente: (EXPLOCEN, 2012)

Tabla 4.17. Características técnicas de Mecha Rápida.

| Características | Z-18 |
|--|----------|
| Color de la mecha rápida | Rojo |
| Peso promedio del material pirotécnico (g/m) | 3,4 |
| Tiempo promedio de combustión a.n.m (s/m) | 35 |
| Diámetro externo promedio (mm) | 1,8 |
| Peso total promedio (g/m) | 6,5 |
| Cobertura exterior | Plástico |

Fuente: (EXPLOCEN, 2012)

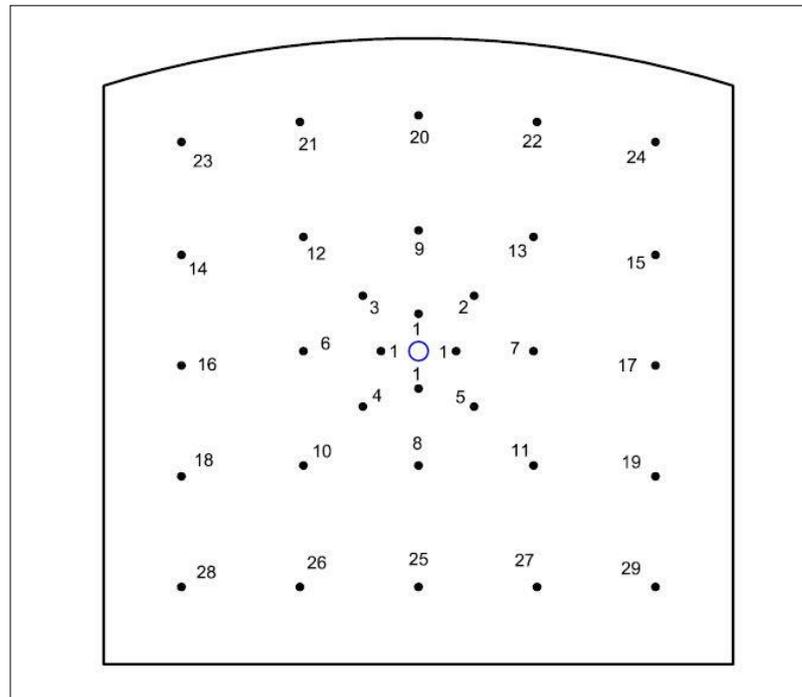


Figura 4.22. Secuencia de iniciación de voladura propuesta para la Etapa 1.

4.7.5.1.3. Consumo de explosivos

La configuración de la carga en los barrenos permite determinar el explosivo necesario para desprender del macizo el volumen de roca establecido en la voladura. Comprende además los accesorios de voladura que se han dimensionado de acuerdo al tiempo en minutos que proporcionan al perforista para encender el conjunto de barrenos y ubicarse en un lugar seguro. Las tablas a continuación presentan la metodología del cálculo de sustancia explosiva y accesorios de voladura requeridos por avance.

Tabla 4.18. Tiempos estimados para el inicio de la voladura de la Etapa 1.

| Descripción | Longitud (m) | Tiempo de combustión (s/m) | Tiempo hasta la detonación (min) |
|---|--|----------------------------------|----------------------------------|
| Mecha de seguridad | 2.20 | 160 | 5.86 |
| Mecha rápida | 2.00 | 35 | 1.16 |
| Total | | | 7.02 |
| Número de barrenos cargados | Tiempo promedio en iniciar una mecha (s) | Tiempo en iniciar la malla (min) | |
| 32 | 5.00 | 2.66 | |
| Tiempo resultante para alejarse de la zona (min) | | | 4.36 |

Tabla 4.19. Cantidad de Explogel III y Anfo normal requerido por voladura en la Etapa 1.

| Descripción | Barrenos Nº | Carga de fondo | | Carga de columna | | Masa de Explogel III (kg) | Masa de Anfo normal (kg) |
|--------------|----------------|-----------------|------------------------|---|---|---------------------------|--------------------------|
| | | Nº de cartuchos | Peso del cartucho (kg) | Volumen de carga $\pi * \left(\frac{\phi_c}{2}\right)^2 * L_{cc}$ (m ³) | Densidad del explosivo (kg/m ³) | | |
| Corte | 4 | 5 | 0.119 | 176.71×10^{-6} | 800 | 2.38 | 0.57 |
| Arranque | 4 | 5 | 0.119 | 176.71×10^{-6} | 800 | 2.38 | 0.57 |
| Ayuda | 4 | 5 | 0.119 | 176.71×10^{-6} | 800 | 2.38 | 0.57 |
| Subayuda | 4 | 5 | 0.119 | 176.71×10^{-6} | 800 | 2.38 | 0.57 |
| Contorno | 16 | 5 | 0.119 | 176.71×10^{-6} | 800 | 9.52 | 2.26 |
| Total | | | | | | 19.04 | 4.52 |

Tabla 4.20. Cantidad de mecha de seguridad y mecha rápida requerida por voladura en la Etapa 1.

| Descripción | Barrenos Nº | Mecha de seguridad (m) | Longitud total (m) | Mecha rápida (m) | Longitud total (m) |
|--------------|----------------|------------------------|--------------------|------------------|--------------------|
| Corte | 4 | 2.20 | 8.80 | 2.00 | 8.00 |
| Arranque | 4 | 2.20 | 8.80 | 2.00 | 8.00 |
| Ayuda | 4 | 2.20 | 8.80 | 2.00 | 8.00 |
| Subayuda | 4 | 2.20 | 8.80 | 2.00 | 8.00 |
| Contorno | 16 | 2.20 | 35.20 | 2.00 | 32.00 |
| Total | | | 70.40 | | 64.00 |

Tabla 4.21. Cantidad de fulminantes y conectores de mecha rápida requeridos por voladura en la Etapa 1.

| Descripción | Barrenos Nº | Fulminantes (uds.) | Conectores de mecha rápida (uds.) |
|--------------|----------------|--------------------|-----------------------------------|
| Corte | 4 | 4 | 4 |
| Arranque | 4 | 4 | 4 |
| Ayuda | 4 | 4 | 4 |
| Subayuda | 4 | 4 | 4 |
| Contorno | 16 | 16 | 16 |
| Total | | 32 | 32 |

4.7.5.2. Etapa 2

La voladura en banco se ha convertido en el método más utilizado para la voladura de rocas a cielo abierto cuya característica principal es disponer de dos caras libres, generalmente la superior y la frontal. Con el desarrollo del método, se ha logrado introducirlo en minería subterránea en la que varios autores han desarrollado fórmulas basadas en parámetros como el diámetro del barreno, propiedades de los explosivos, resistencia de la roca, etc. (López et al., 1994)

Los cuerpos rocosos laterales, remanentes de la construcción de la Etapa 1, se explotarán aplicando voladura en banco ya que el macizo dispone ahora de caras libres, por otra parte, los barrenos en voladura por banqueo son generalmente verticales, sin embargo, en este caso se construirán horizontalmente y de forma paralela al frente de avance, esto por abordar la cara libre de mayor sección.

4.7.5.2.1. Malla de perforación

El diseño de la malla de perforación para los cuerpos rocosos laterales se basará en el método ruso de pasaporte de voladura para bancos menores a 5 m, ya que considera tanto las características de los explosivos como propiedades de la roca. Por otra parte, cabe indicar que el modelo se calcula para un banco lateral derecho, representativo de la etapa, pero que es adaptable para todos los bancos laterales remanentes.

Burden. - El burden es la distancia desde el eje del barreno hasta la cara libre perpendicular más cercana, y se determina como sigue:

$$w = d * \sqrt{\frac{8.2 * \Delta}{m * q}}$$

Donde:

w: Burden o línea de menor resistencia (m)

d: Diámetro del barreno (dm)

Δ : Densidad de la sustancia explosiva (kg/dm^3)

m: Coeficiente de aproximación de las cargas (1 rocas fuertes - 1.25 rocas blandas)

q: Gasto específico de sustancia explosiva (kg/m^3) (ver Tabla 4.22)

Tabla 4.22. Gasto específico de sustancia explosiva según coeficiente de Protodiakonov.

| Coeficiente de dureza (f) Protodiakonov | Gasto específico de SE (kg/m^3) dependiendo de la sección en m^2 | | | | |
|--|--|-----|-------|-------|-----|
| | 4-6 | 7-9 | 10-12 | 13-15 | >16 |
| >15 | 2,2 | 2,2 | 2,1 | 2 | 1,9 |
| 10-14 | 1,9 | 1,8 | 1,7 | 1,7 | 1,6 |
| 7-9 | 1,5 | 1,4 | 1,4 | 1,3 | 1,2 |
| <6 | 1,2 | 1,1 | 1 | 1 | 1 |

Fuente: (Otaño, Blanco, y Provatorov, s.f.)

El coeficiente de dureza de Protodiakonov se puede determinar a partir de la resistencia a la compresión simple mediante la siguiente relación:

$$f = 0.1 * \sigma_c$$

$$f = 0.1(69.82)$$

$$f = 6.98 \cong 7$$

El área de voladura para el banqueo lateral es de 18.00 m^2 , por lo tanto, según la Tabla 4.22 le corresponde un gasto específico de 1.20 kg/m^3 . Entonces, remplazando los valores en la fórmula obtenemos el burden para barrenos paralelos a la cara libre:

$$w = 0.32 * \sqrt{\frac{8.2 * 1.05}{1 * 1.20}}$$

$$w = 0.86 \text{ m}$$

Distancia entre barrenos

$$a = m * W$$

$$a = 1 * 0.86$$

$$a = 0.86 \text{ m}$$

Distancia entre filas

Para distribución cuadrada: $b = a$

$$b = 0.86$$

Para distribución al tresbolillo: $b = \frac{a}{2} * \tan 60$

$$b = \frac{0.86}{2} * \tan 60$$

$$b = 0.74 \text{ m}$$

Longitud de sobreperforación. - En perforaciones verticales, la sobreperforación ayuda al corte de la roca sobre el nivel del piso dejando la superficie adecuada para la movilidad de los equipos, sin embargo, una longitud demasiado corta producirá lomos de roca, y una longitud sobrestimada proyectará mayormente las vibraciones y aumentará los costos de perforación (López et al., 1994).

4.7.5.2.2. Carga e iniciación de los barrenos

La carga de los barrenos es la cantidad de sustancia explosiva requerida por barreno y según el pasaporte de voladura del método ruso se determina como sigue:

$$Q = 0.7 * q * w * a * H$$

Donde:

Q: Cantidad de sustancia explosiva (kg)

H: Altura del banco (m); en este caso se considera como altura del banco a la longitud de perforación del equipo de perforación.

Remplazando:

$$Q = 0.7 * 1.2 * 0.86 * 0.86 * 1.52$$

$$Q = 0.94 \text{ kg}$$

A partir de lo anterior, el número de cartuchos requeridos por barreno de Explogel III para conseguir una carga de 0.94 kg es de ocho, cumpliendo con la carga establecida en un 101.5 %. Con esta configuración, el uso de Anfo es excluido y se estima una longitud de retacado de 10 cm. para todos los barrenos.

Por otra parte, en voladura de bancos, cuando no es posible la aplicación de iniciación eléctrica, se emplea cordón detonante por la flexibilidad que permite configurarse para diferentes redes de encendido en barrenos de filas múltiple. A partir de lo anterior, se establece el método de iniciación con cordón detonante para la voladura de la Etapa 2 cuyos principios están establecidos al ser el método actual de iniciación (ver Figura 4.24). Por otro lado, la secuencia de iniciación propuesta es la salida simultanea por filas con la que se obtiene mejor fragmentación de la roca y un acopio bajo y extendido que facilitaran la tarea de carguío (ver Figura 4.25) (EXSA, 2010).

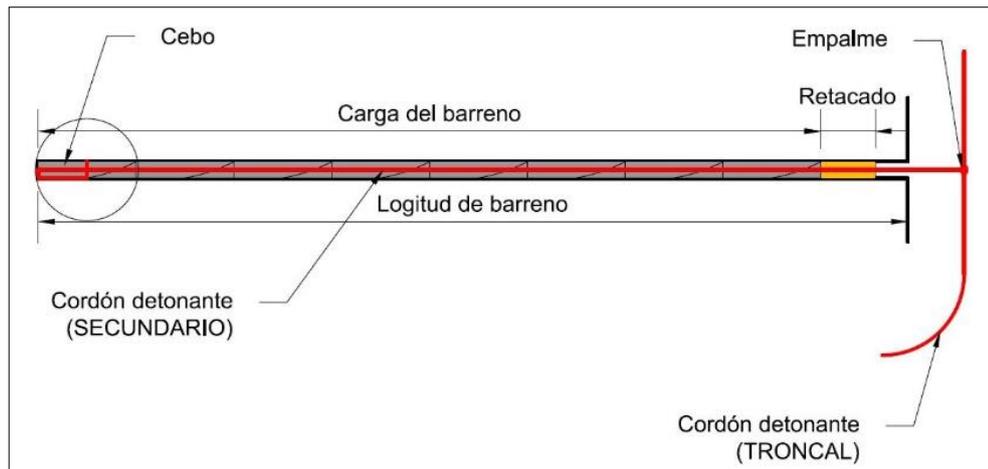


Figura 4.24. Carga y configuración de iniciación de los barrenos en la Etapa 2.

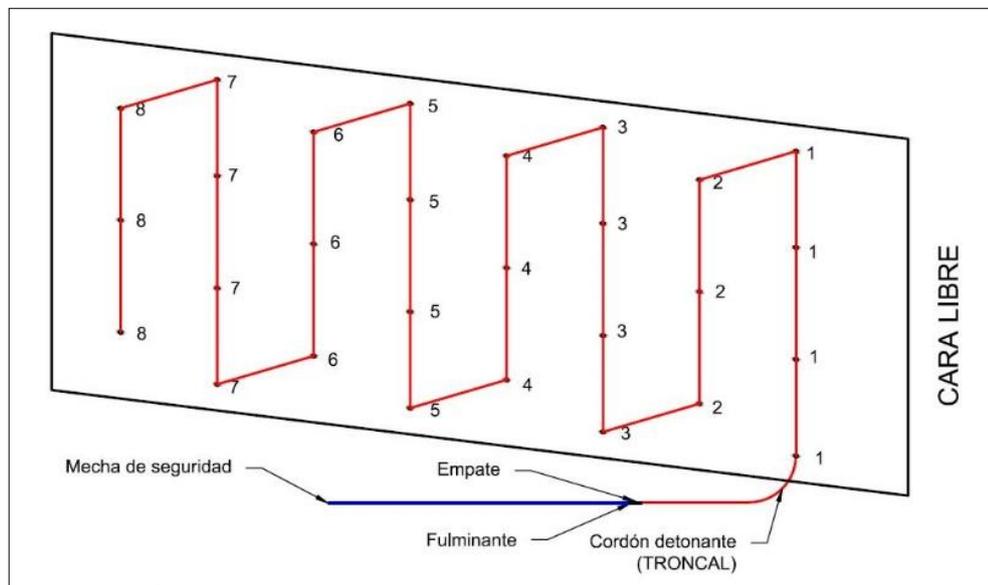


Figura 4.25. Secuencia de iniciación de voladura propuesta para la Etapa 2.

4.7.5.2.3. Consumo de explosivos

Explogel III. - Es la cantidad de sustancia explosiva requerida en el proceso de voladura y según el pasaporte de voladura del método ruso se determina como sigue:

$$Q_T = N_b * Q$$

Donde:

Nb: Número de barrenos.

Reemplazando:

$$Q_T = 28 * 0.94$$

$$Q_T = 26.32 \text{ kg}$$

Cordón detonante. - La longitud total de cordón detonante para las guías secundarias la determina el número de barrenos en la malla, mientras que la longitud de cordón detonante de la línea troncal lo determina las distancias entre filas y entre barrenos calculados en la malla. Entonces, estableciendo una longitud máxima de guía en 1.60 m para 28 barrenos y definiendo gráficamente la longitud de la línea troncal en 21.60 m obtenemos un total de 66.40 m, redondeados a 70 m para distanciar el empate del fulminante del eje del primer barreno.

La velocidad de detonación del cordón detonante (ver Tabla 4.23) implica que la detonación del banco ocurrirá en 0.009 segundos aproximadamente.

Tabla 4.23. Características técnicas de Cordón Detonante.

| Parámetros | Unidad | Especificación | |
|---------------------------|--------|------------------|---------------|
| | | De 5g (Amarillo) | De 10g (Azul) |
| Velocidad de Detonación | m/s | 7000 | 7000 |
| Núcleo de explosivo | g/m | 5.6 | 10.4 |
| Resistencia a la tracción | k g | 50 | 50 |
| Diámetro Externo | mm | 3.46 | 4.26 |

Fuente: (EXPLOCEN, 2012)

Mecha de seguridad. - Debido a que la combustión del cordón detonante es muy rápida, se considera únicamente el tiempo de combustión de la mecha de seguridad como el tiempo que tiene el perforista para alejarse de la zona de voladura. Por lo tanto,

se establece una longitud mínima de 2 m para obtener un tiempo de seguridad estimando de 5.33 minutos.

Fulminante. - El método de iniciación propuesto, requiere de un fulminante por voladura.

Finalmente, el consumo general de explosivos entre la carga y el sistema de iniciación se exponen en la tabla siguiente:

Tabla 4.24. Consumo de sustancia explosiva por voladura en la Etapa 2.

| Explosivo | Cantidad | Unidad |
|--------------------|-----------------|---------------|
| Explogel III | 24.44 | kg |
| Mecha de seguridad | 2.00 | m |
| Cordón detonante | 70.00 | m |
| Fulminante | 1 | und |

4.7.5.3. Etapa 3

Ésta etapa se explotará también con voladura en banco, pudiendo aplicar banqueo vertical cuando se dispone de equipos especializados con los que inclusive se puede volar el banco completo de forma continua con la galería piloto. No obstante, la aplicación del equipo de perforación común podrá ser aplicado en un banqueo horizontal, cuya desventaja es la voladura discontinua con la galería (ver Figura 4.26) (López et al., 1994).

A partir de lo anterior, se diseñará la voladura del banco con perforación horizontal aplicando el método ruso con el que se obtuvo previamente la malla de perforación de la Etapa 2, eso implica cálculos similares, por lo tanto, se presentaran únicamente tablas de resultados.



Figura 4.26. Banqueo horizontal y vertical en un avance a doble sección.

Fuente: (López et al., 1994)

4.7.5.3.1. Malla de perforación

Se aplica el método ruso con el que se calculó la malla de perforación en banco de la Etapa 2, a partir del cual se presenta la siguiente tabla de resultados:

Tabla 4.25. Configuración de la malla de perforación propuesta para la Etapa 3.

| Especificación | Valor | Unidad |
|---|-------|--------------------|
| Área de voladura | 18.24 | m ² |
| Coefficiente de dureza | 7 | - |
| Gasto específico | 1.2 | kg/m ³ |
| Coefficiente de aproximación de las cargas | 1 | - |
| Densidad de la sustancia explosiva (Explogel III) | 1.05 | kg/dm ³ |
| Diámetro del barreno | 0.32 | dm |
| Burden | 0.86 | m |
| Distancia entre barrenos | 0.86 | m |
| Distancia entre filas (Tresbolillo) | 0.74 | m |

Finalmente, se ha considerado la distribución de barrenos al tresbolillo obteniendo un total de 23 barrenos y al igual que en la Etapa 2, presenta variaciones en la distancia entre los barrenos de los hastiales debido al espacio que se ha reducido para la correcta operación del equipo de perforación (ver Figura 4.27).

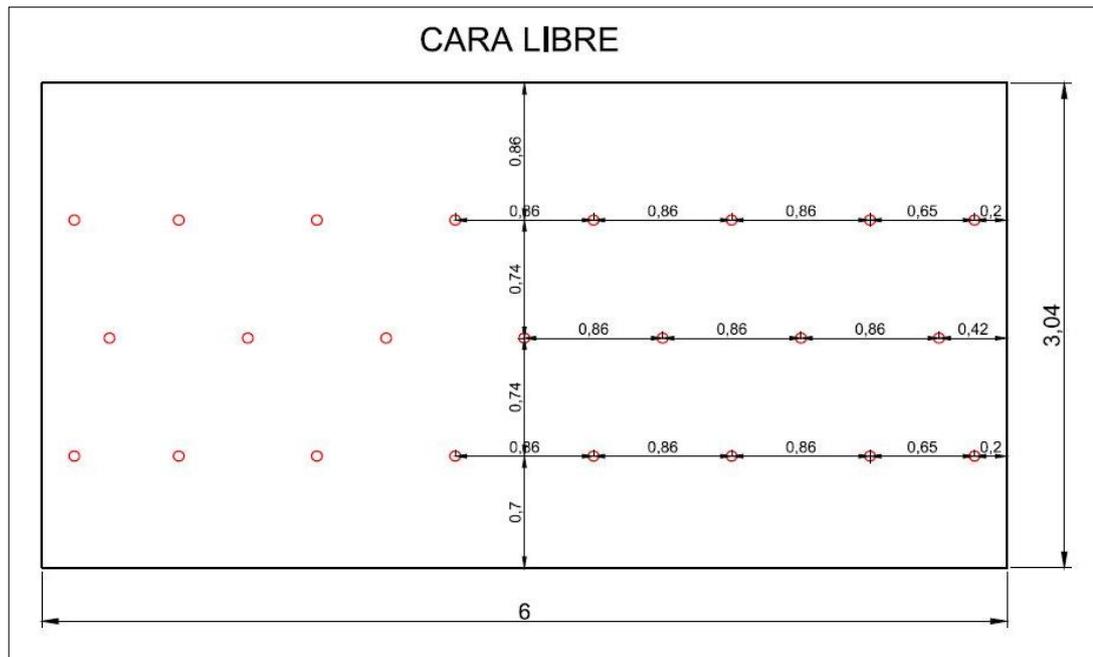


Figura 4.27. Malla de perforación propuesta para la Etapa 3.

4.7.5.3.2. Carga e iniciación de los barrenos

La voladura en la Etapa 3 en la cual se establece la misma longitud de perforación o altura del banco, burden y gasto específico que el de la Etapa 2 implica una carga de explosivo por barreno similar.

Por lo tanto, se establece una carga por barreno de 0.94 kg cumpliéndose en un 101.5% cargando ocho cartuchos de Explogel III cuya iniciación será con cordón detonante y salida simultanea por filas (ver Figura 4.24 y 4.28).

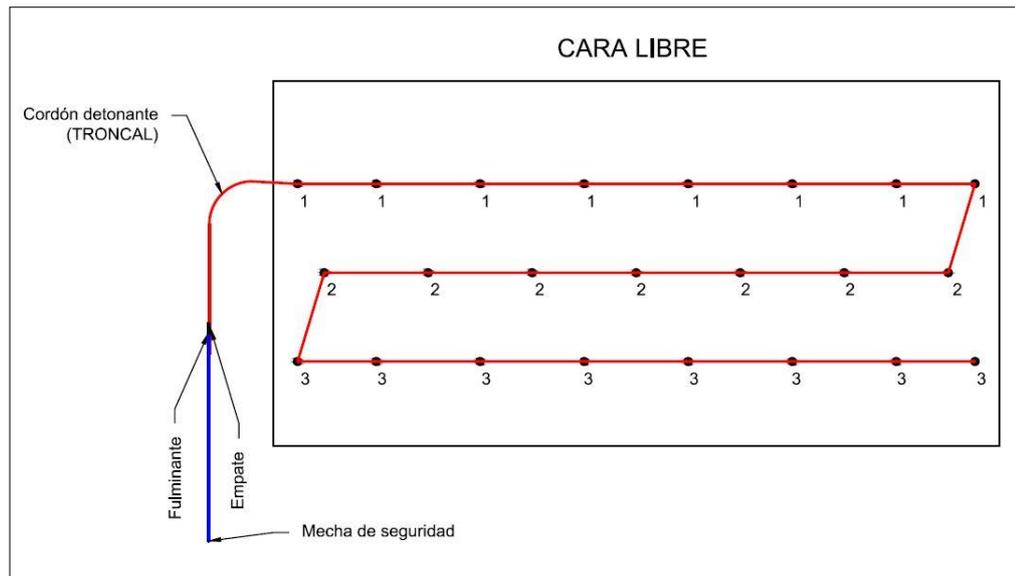


Figura 4.28. Secuencia de iniciación de voladura propuesta para la Etapa 3.

4.7.5.3.3. Consumo de explosivos

Para determinar la cantidad de sustancia explosiva necesaria se realiza el mismo análisis expuesto en la Etapa 2 y cuyos resultados se presentan en la siguiente tabla:

Tabla 4.26. Consumo de explosivos por voladura en la Etapa 3.

| Explosivo | Cantidad | Unidad |
|--------------------|----------|--------|
| Explogel III | 21.89 | kg |
| Mecha de seguridad | 2.00 | m |
| Cordón detonante | 60.00 | m |
| Fulminante | 1 | und |

4.8. Ventilación

Generalmente el circuito de ventilación natural consiste en la entrada de aire fresco por la bocamina principal, recorre la red de galerías perdiendo oxígeno y acumulando polvo, gases y calor, producto de las actividades extractivas, mecanismo de los equipos, presencia de ciertos materiales y sobre todo por la biología humana; convirtiéndose en un aire viciado o de retorno.

La salida del aire contaminado es a través de otra bocamina o por una chimenea de ventilación, distribuidas en diferentes niveles para lograr una diferencia de presión logrando una circulación efectiva, sin embargo, no se recomendable establecerlo como único mecanismo de ventilación, a partir de los cual existen los métodos de ventilación artificial.

El parámetro principal en un sistema de ventilación es el caudal de aire por unidad de tiempo influenciado directamente por el número de equipos diésel, número de trabajadores y sustancia explosiva. Para la concesión Asonambile, que no dispone de equipos diésel, el caudal de aire se define por el número de personas y por sustancia explosiva.

4.8.1. Caudal de aire por número de trabajadores

El flujo mínimo de aire es de $3 \text{ m}^3/\text{min}$ por persona ubicadas hasta 1500 m.s.n.m. (Reglamento de Seguridad y Salud en el Trabajo en el Ámbito Minero, 2014). El número máximo de trabajadores que coincidirían en la zona de trabajo son 5 personas aproximadamente, por lo tanto, el caudal requerido es:

$$Q = 5 \text{ personas} * 3 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

$$Q = 15 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

4.8.2. Caudal de aire por consumo de explosivos

La detonación de explosivos genera grandes cantidades de polvo y gases generando un ambiente de trabajo irrespirable. Para la dispersión de éstos agentes contaminantes, el caudal de aire necesario post voladura se determina con la siguiente fórmula (López C., 2005):

$$Q = \frac{G * E}{60 * T * f}$$

Donde:

Q : Caudal (m³/seg)

G : Volumen de gases generados en la detonación de 1 kg de explosivo (m³);
(Generalmente G = 0.04 m³/kg)

T : Tiempo de dilución (min)

E : Cantidad de explosivo por voladura (kg)

f : Porcentaje de dilución de gases, no menos de 0.008%

La máxima cantidad de explosivo por voladura se produce en la explotación de la Etapa 2 consumiendo un total de 24.44 kg. de Explogel III, por otra parte, la dilución de los gases se asume en 60 minutos, entonces, remplazando los valores en la fórmula obtenemos:

$$Q = \frac{0.04 * 24.44}{60 * 60 * 0.008\%}$$

$$Q = 203.67 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

Finalmente, el caudal total de aire requerido se presenta en la tabla siguiente:

Tabla 4.27. Caudal de aire requerido en el circuito de ventilación.

| Descripción | Caudal (m ³ /min) |
|----------------------------------|------------------------------|
| Caudal por el número de personas | 15.00 |
| Caudal por consumo de explosivos | 203.67 |
| Total | 218.67 |

4.9. Carga y Transporte

El carguío consiste en remover la roca volada de los frentes de explotación hacia los equipos de transporte, esta maniobra puede efectuarse de modo manual o mecánico. La elección del método dependerá de parámetros como volumen de explotación, espacio para maniobras, recursos económicos, etc. Por otra parte, el transporte es la función de retirar el mineral o estéril desde los puntos de almacenamiento o carga, hacia su destino final.

La operación de carga se mantendrá en forma manual si el número de trabajadores es proporcional al nivel de producción requerido. El ciclo propuesto es la carga de los carros mineros en el frente de explotación para posteriormente transportar la roca hacia la escombrera o punto de acopio.

4.10. Perdida de mineral

La pérdida de mineral valioso en la etapa de explotación puede ocurrir por la metodología del proceso de extracción y la disposición del depósito, específicamente en aquellos que se aplica soporte natural compuesto de mineral. También se considera como pérdida a la dilución del mineral en métodos que requieren del almacenamiento in situ (Llanque et al., 1999).

La aplicación del método de Cámaras y Pilares genera pérdida de mineral con el primero de los casos, en donde el mineral que no se recupera forma parte de los pilares que sirven de sostenimiento para el techo, sin embargo, la recuperación de éstos requerirá de estudios avanzados que garanticen la estabilidad de las labores mediante la aplicación de mecanismos de soporte.

Por otra parte, debe considerarse que ningún método es capaz de recuperar totalmente las reservas (Llanque et al., 1999).

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones:

- El macizo rocoso de la concesión Asonambile tiene puntajes RMR desde 69 a 77 puntos categorizándose dentro de rocas tipo II o Buena.
- De acuerdo con las características geométricas, de distribución de leyes y propiedades geomecánicas de las zonas mineralizadas se determina aplicar en la etapa de explotación el método de Cámaras y Pilares.
- Las dimensiones óptimas de las cámaras son 6 m de ancho por 5 m de alto en sus hastiales y 6 m desde el piso hasta su punto más alto en su perímetro abovedado. Los pilares están diseñados con una forma cúbica de 5 m de ancho, largo y alto cuya estabilidad está respaldada con un factor de seguridad de 1.5.
- La máxima longitud permisible sin sostenimiento de la cámara es de 2.8 m para un tiempo máximo de 15.95 meses, a partir del cual se deberá implementar un método de sostenimiento como pernos de anclaje de 3 a 4 m de largo en el techo y paredes u hormigón lanzado con 5 o 10 cm de espesor en el techo y 3 cm de espesor en las paredes.
- Las cámaras y pilares se dispondrán formando una red sistemática en donde la magnitud de la misma dependerá de la extensión de la mineralización. El rumbo del eje de las cámaras deberá ser de N 25° W y N 65° E para conseguir la intersección perpendicular.
- La construcción de las cámaras se realizará por etapas. En la Etapa 1 se aplicará voladura convencional en una sección abovedada de 2.96 m de ancho por 2.74 m de alto. En la Etapa 2 y 3 cuyas dimensiones son 6.67 m por 2.74 m y 6 m por 3.04 m respectivamente se aplicará voladura en bancos.

- La voladura de la Etapa 1 contempla la construcción de 32 barrenos cargados y 1 barreno vacío. La carga en el fondo contendrá 5 cartuchos de Explogel III y en la columna 1 cartucho de Anfo Normal, los cuales se iniciarán con el método de mecha rápida con una detonación secuencial.
- La voladura de la Etapa 2 contempla la construcción de 28 barrenos cargados con 8 cartuchos de Explogel III los cuales iniciaran con el método de cordón detonante generando la detonación simultánea de las cargas.
- La voladura de la Etapa 3 contempla la construcción de 23 barrenos cargados con 8 cartuchos de Explogel III los cuales iniciaran con el método de cordón detonante generando la detonación simultánea de las cargas.
- El total de sustancia explosiva requerida por voladura en la Etapa 1 son: 19.04 kg de Explogel III, 4.52 kg de Anfo Normal, 70.40 m de Mecha de Seguridad, 64 m de Mecha Rápida, 32 Fulminantes y 32 Conectores de mecha rápida.
- El total de sustancia explosiva requerida por voladura en la Etapa 2 son: 24.44 kg de Explogel III, 2 m de Mecha de Seguridad, 70 m de Cordón Detonante y 1 Fulminante.
- El total de sustancia explosiva requerida por voladura en la Etapa 3 son: 21.89 kg de Explogel III, 2 m de Mecha de Seguridad, 60 m de Cordón Detonante y 1 Fulminante.
- El caudal de aire requerido en el sistema de ventilación respecto al número de personas y consumo de explosivos es de $218.67 \text{ m}^3/\text{min}$.
- La carga y transporte del material remanente de la voladura consiste de un sistema manual en el que se cargan a pulso en los frentes para transportarlos manualmente hasta los puntos de acopio o escombreras.

Recomendaciones

- Aplicar el método propuesto en el presente estudio para la explotación de futuras reservas en la concesión Asonambile.
- Implementar análisis químicos de muestras de roca de los frentes de avance con el objetivo de establecer las leyes de mineralización.
- Realizar un estudio de planificación minera con énfasis en turnos de trabajo, ciclos de trabajo y selección de equipos.
- Realizar un estudio respecto a la eficiencia de la operación de voladura.
- Aplicar un sistema de ventilación artificial con el objetivo de reducir los tiempos de dispersión de aire viciado de los frentes de trabajo en la etapa de producción.
- Realizar estudios para el aprovechamiento de las arenas de relave para su empleo en el sostenimiento de las labores.

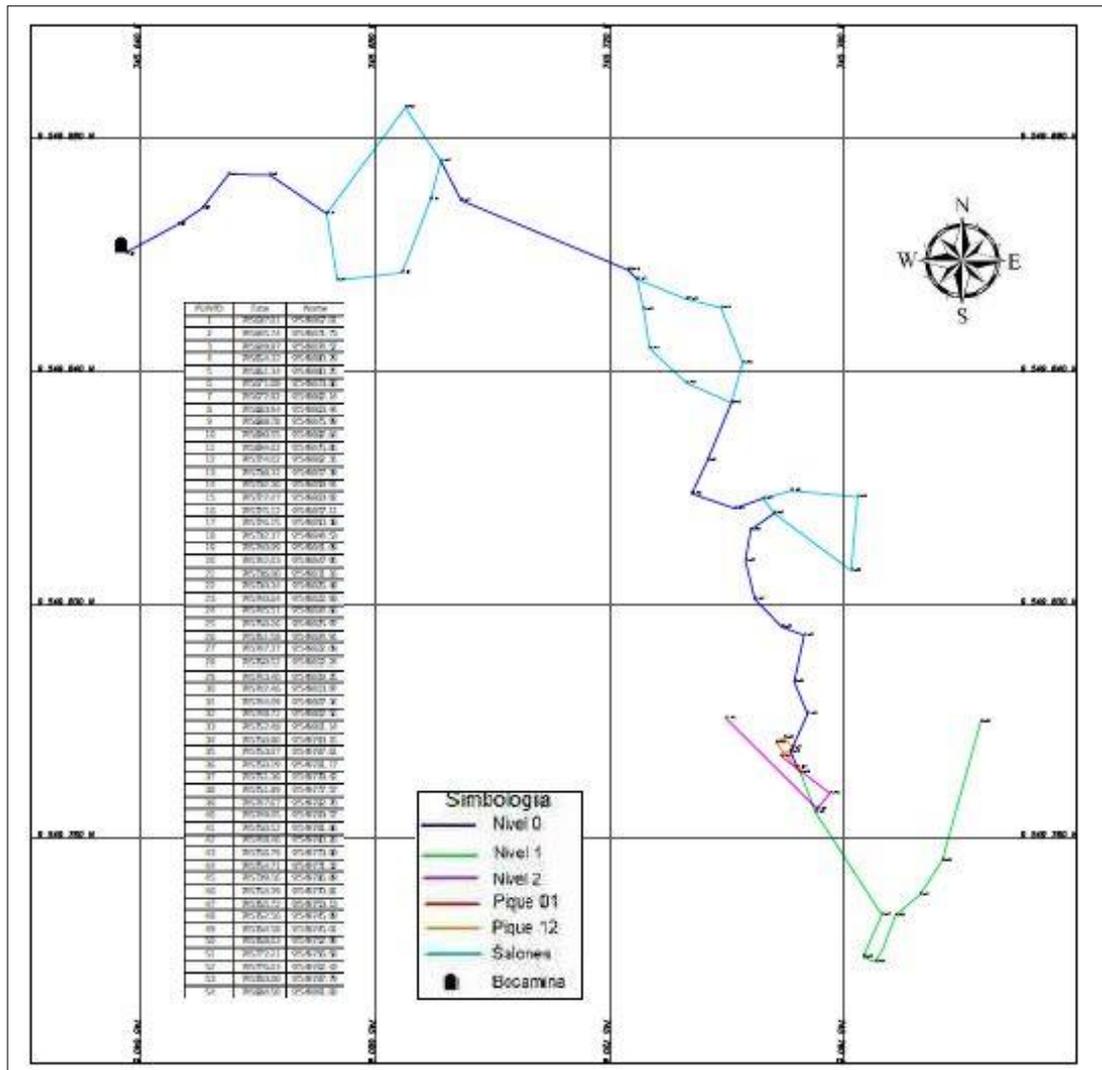
BIBLIOGRAFÍA

- Andrade, C. (2014). Diseño de excavación para profundizar el "Pique de Fierro" ubicado en el área "Ciruelo Unificado" operado por la compañía MINESADCO S.A. Quito, Ecuador.
- Atlas Copco. (2017). Equipos de perforación. Recuperado el 14 de 11 de 2017, de <https://www.atlascopco.com/es-ec>.
- Bieniawski, Z. (1989). Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologist in mining, civil and petroleum engineering. Canadá: John Wiley & Sons.
- Darling, P. (2011). SME Mining Engineering Handbook (Third ed.). USA: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.
- EXPLOCEN. (2012). Manual técnico de explosivos de la compañía Explocen. Ecuador.
- EXSA. (2010). Manual práctico de voladura. Perú.
- Fontboté, L., Vallance, J., Markowski, A., & Chiaradia, M. (2004). Oxidized gold skarns in the Nambija District, Ecuador. En R. H. Sillitoe, J. Perelló, & C. E. Vidal (Edits.), Andean metallogeny: New discoveries, concepts, and updates (First ed.). Society of economic geologists, INC.
- González de Vallejo, L., Ferrer, M., Ortuño, L., & Oteo, C. (2004). Ingeniería Geológica. (I. Capella, Ed.) Madrid, España: Pearson Educación, S.A.
- Google Earth. (2018). Imagen satelital de San Carlos de las Minas. Recuperado el 22 de 02 de 2018, de Google Earth Pro on Desktop.
- Herrera, J., & Gómez, J. (2007). Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas. Madrid.
- Hoek, E., & Brown, E. (1985). Excavaciones subterráneas en roca (Primera ed.). (R. Dely, Trad.) Iztapalapa, D. F., México: Litográfica Ingramex S.A.
- INIGEMM. (2017). Hoja geológica Zamora. Mapas geológicos 2017. Ecuador. Obtenido de <http://www.geoinvestigacion.gob.ec/mapas-geologicos-2017/>

- INIGEMM. (2017). Mapa geológico de la República del Ecuador. Ecuador. Obtenido de <http://www.geoinvestigacion.gob.ec/mapas-geologicos-2017/>
- León, P. (2015). Estabilización de taludes en el sector "El Tierrero" de la mina Nambija. Quito, Ecuador.
- Litherland, M., Aspden, J. A., & Jemielita, R. A. (1994). The metamorphic belts of Ecuador. England: British Geological Survey.
- Llanque, O., Navarro, V., Durant, J., Coila, Y., Calderon, R., Tapia, H., . . . Camac, E. (1999). Explotación Subterránea, Métodos y Casos Practicos (Primera ed.). (O. E. Llanque Maquera, & V. F. Navarro Torres, Edits.) Puno, Perú: Perú Offset Editores.
- López, C. (2005). Diseño de un método de explotación para la mina Colombia, CVG Minerven, El Callao, Estado Bolívar. Venezuela.
- López, C., López, E., Pernía, J., & Pla, F. (1994). Manual de perforación y voladura de rocas (Segunda ed.). Madrid, España: Instituto Tecnológico Geominero de España. Obtenido de <https://ebookcentral.proquest.com/>
- Lopez, V. (1994). Manual para la seleccion de metodos de explotacion de minas. D.F., México: Departamento de Publicaciones de la Facultad de Ingeniería.
- Ministerio del Ambiente. (2015). Diagnóstico socioambiental de la zona minera Nambija. Quito.
- Ojeda, R. (2008). Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de areas de influencia. Perú.
- OSINERGMIN. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño. construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (Primera ed.). Lima, Perú.
- Otaño, Blanco, & Provatorov. (s.f.). Cálculo del pasaporte de los trabajos de perforación y explosión.
- Veintimilla, J. (2014). Caracterización geológica y mineralógica del sector El Tierrero, distrito minero Nambija, provincia de Zamora Chinchipe - Ecuador. Loja, Ecuador.
- Yrarrazaval, M. (2013). Nueva fórmula de resistencia para el diseño empírico de pilares de roca. Chile.

ANEXOS

Anexo 1. Planimetría de construcciones subterráneas analizadas en el presente estudio.



Anexo 2. Ensayo de peso específico con muestras de roca de la concesión Asonambile.

Materiales

- 9 muestras de roca
- Balanza de precisión
- Probeta milimetrada
- Agua
- Pinzas auxiliares

Procedimiento

- 1 Se pesa la muestra seca en la balanza de precisión y se registra el dato arrojado. Obteniendo de esta forma su masa en gramos.



- 2 En la probeta se vierte agua hasta un intervalo establecido, en este caso 300 ml (la probeta utilizada registra intervalos cada 10 ml).



- 3 Con ayuda de la pinza se introduce la muestra en la probeta con agua.



- Se mide hasta donde sube el agua por la
- 4 inmersión de la roca obteniendo así el volumen de la muestra en mililitros.



Datos obtenidos

| Zona | Muestra | Masa (gr) | Volumen (ml) |
|----------|---------|-----------|--------------|
| Superior | S1 | 67.24 | 27 |
| | S2 | 37.21 | 15 |
| | S3 | 57.58 | 23 |
| Mineral | A1 | 54.25 | 21 |
| | A2 | 63.84 | 25 |
| | A3 | 60.21 | 23 |
| Inferior | I1 | 57.03 | 20 |
| | I2 | 40.78 | 15 |
| | I3 | 69.33 | 25 |

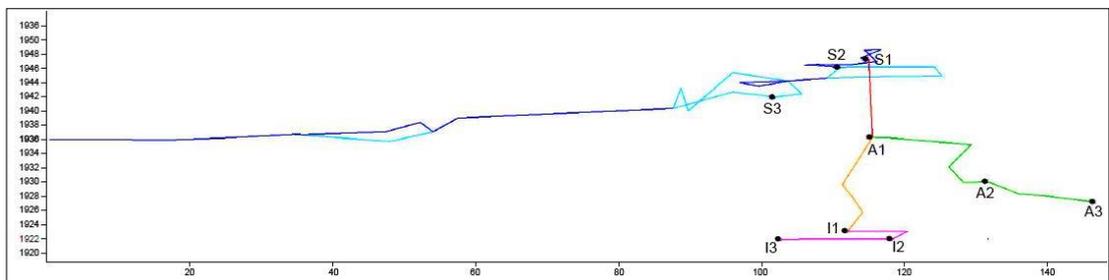
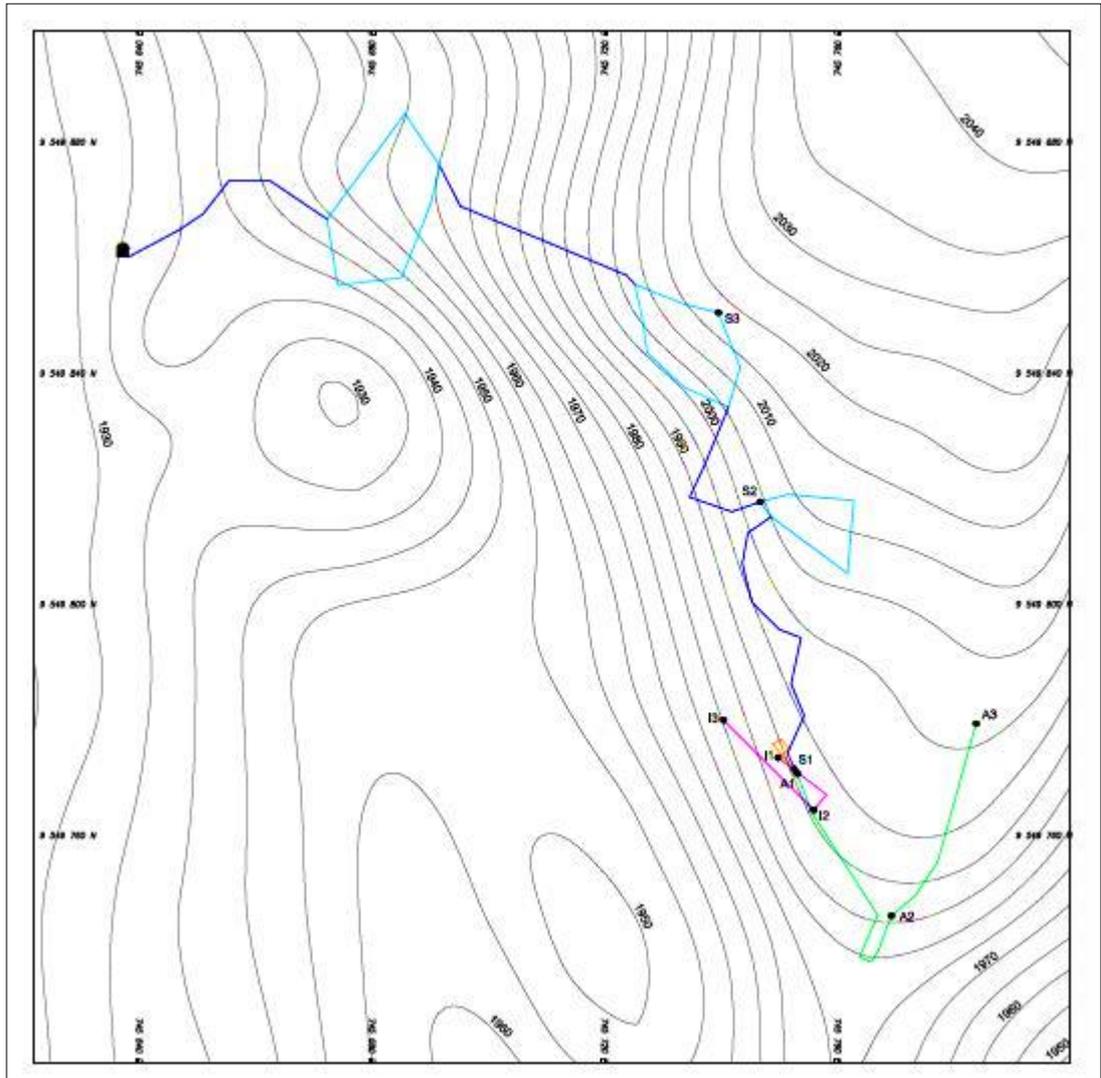
Conversión de unidades

$$1 \text{ kg} = 1\,000 \text{ gr}$$

$$1 \text{ m}^3 = 1\,000\,000 \text{ ml}$$

| Muestra | Masa (kg) | Volumen (m ³) |
|---------|-----------|---------------------------|
| S1 | 0.06724 | 0.000027 |
| S2 | 0.03721 | 0.000015 |
| S3 | 0.05758 | 0.000023 |
| A1 | 0.05425 | 0.000021 |
| A2 | 0.06384 | 0.000025 |
| A3 | 0.06021 | 0.000023 |
| I1 | 0.05703 | 0.000020 |
| I2 | 0.04078 | 0.000015 |
| I3 | 0.06933 | 0.000025 |

Anexo 3. Topografía y proyección planimétrica tridimensional de las construcciones analizadas.



Anexo 5. Base de datos e histogramas del macizo rocoso en las construcciones analizadas.

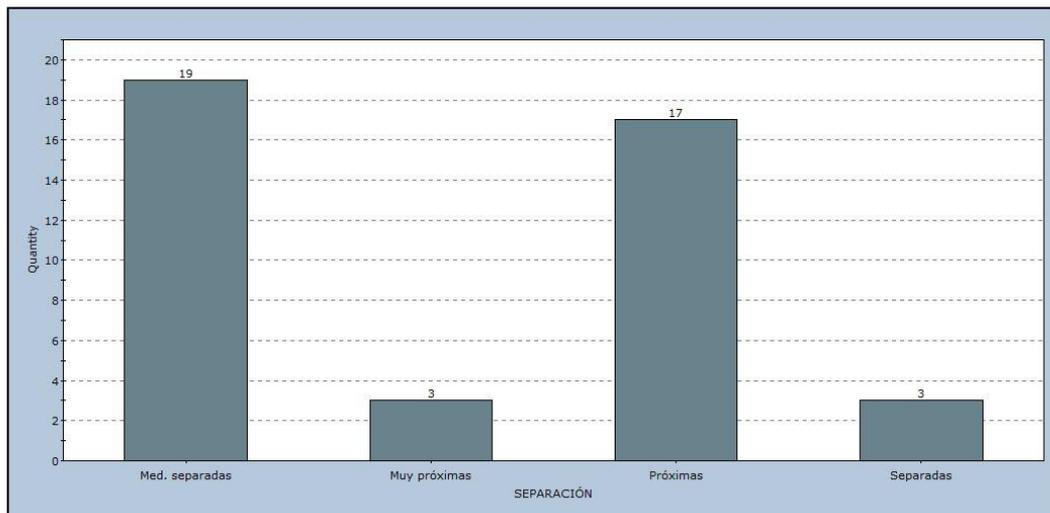
| ID | Dip | Dip Direction | Set | SEPARACIÓN | LONGITU | ABERTURA | RUGOSIDA | RELLEN | ALTERACIÓN | AGUA |
|----|-----|---------------|-----|----------------|---------|--------------|-------------|----------|---------------|--------|
| 1 | 26 | 343 | | Próximas | 3 - 10 | Nada | Ondulada | Ninguno | Mod. alterada | Húmedo |
| 2 | 58 | 357 | | Próximas | 3 - 10 | Nada | Ondulada | Ninguno | Mod. alterada | Húmedo |
| 3 | 90 | 20 | 2 | Próximas | 3- 10 | Nada | Ondulada | Ninguno | Mod. alterada | Húmedo |
| 4 | 85 | 345 | | Med. separadas | 1 - 3 | Algo Abierta | Muy Rugosa | Blando<5 | Mod. alterada | Húmedo |
| 5 | 70 | 50 | | Med. separadas | 1 - 3 | Algo Abierta | Muy Rugosa | Blando<5 | Mod. alterada | Húmedo |
| 6 | 80 | 306 | | Separadas | 1 - 3 | Nada | Ondulada | Ninguno | Mod. alterada | Húmedo |
| 7 | 55 | 326 | | Med. separadas | 1 - 3 | Nada | Ondulada | Ninguno | Mod. alterada | Húmedo |
| 8 | 84 | 338 | | Med. separadas | 1 - 3 | Nada | Ondulada | Ninguno | Mod. alterada | Húmedo |
| 9 | 80 | 306 | | Med. separadas | 1 - 3 | Nada | Ondulada | Ninguno | Mod. alterada | Húmedo |
| 10 | 30 | 335 | | Med. separadas | 1 - 3 | Nada | Suave | Ninguno | Mod. alterada | Húmedo |
| 11 | 30 | 280 | | Med. separadas | 1 - 3 | Nada | Suave | Ninguno | Mod. alterada | Húmedo |
| 12 | 30 | 280 | | Med. separadas | 1 - 3 | Nada | Suave | Ninguno | Mod. alterada | Húmedo |
| 13 | 42 | 312 | | Próximas | 1 - 3 | Algo Abierta | Lig. rugosa | Ninguno | Mod. alterada | Húmedo |
| 14 | 51 | 328 | | Próximas | 1 - 3 | Algo Abierta | Lig. rugosa | Ninguno | Mod. alterada | Húmedo |
| 15 | 65 | 210 | 1 | Próximas | 1 - 3 | Nada | Ondulada | Ninguno | Mod. alterada | Húmedo |
| 16 | 57 | 143 | | Med. separadas | 1 - 3 | Nada | Ondulada | Ninguno | Mod. alterada | Húmedo |
| 17 | 57 | 345 | | Med. separadas | 1 - 3 | Nada | Ondulada | Ninguno | Mod. alterada | Húmedo |
| 18 | 90 | 13 | 2 | Med. separadas | 1 - 3 | Nada | Ondulada | Ninguno | Mod. alterada | Húmedo |
| 19 | 80 | 355 | | Próximas | 1 - 3 | Nada | Ondulada | Ninguno | Sana | Húmedo |
| 20 | 76 | 224 | | Próximas | 1 - 3 | Nada | Ondulada | Ninguno | Sana | Húmedo |
| 21 | 90 | 16 | 2 | Próximas | 1 - 3 | Nada | Ondulada | Ninguno | Sana | Húmedo |
| 22 | 90 | 190 | 2 | Med. separadas | 1 - 3 | Nada | Ondulada | Ninguno | Sana | Húmedo |
| 23 | 90 | 190 | 2 | Próximas | 1 - 3 | Nada | Ondulada | Ninguno | Sana | Húmedo |
| 24 | 82 | 235 | | Próximas | 1 - 3 | Nada | Ondulada | Ninguno | Sana | Húmedo |
| 25 | 80 | 203 | | Próximas | 3 - 10 | Abierta | Lig. rugosa | Duro<5 | Sana | Húmedo |
| 26 | 60 | 213 | 1 | Próximas | 3 - 10 | Abierta | Lig. rugosa | Duro<5 | Sana | Húmedo |
| 27 | 60 | 213 | 1 | Próximas | 3 - 10 | Abierta | Lig. rugosa | Duro<5 | Sana | Húmedo |
| 28 | 90 | 190 | 2 | Separadas | 1 - 3 | Muy angosta | Lig. rugosa | Ninguno | Sana | Húmedo |
| 29 | 90 | 215 | | Med. separadas | 1 - 3 | Muy angosta | Lig. rugosa | Ninguno | Sana | Húmedo |

| | | | |
|---|----------------------|----------------------|-------------------------------------|
|  | | Project | |
| | | Analysis Description | |
| Client ID | | Contact | |
| Date | 30/01/2018, 14:48:03 | # Name | Analisis geomecanico integral.dips6 |

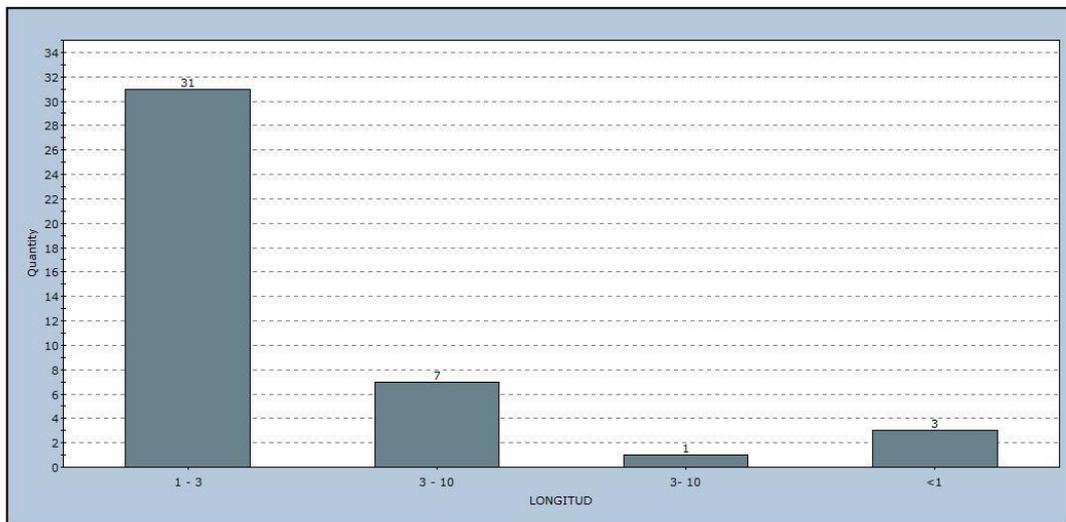
| ID | Dip | Dip Direction | Set | SEPARACIÓN | LONGITU | ABERTURA | RUGOSIDA | RELLEN | ALTERACIÓN | AGUA |
|----|-----|---------------|-----|----------------|---------|--------------|-------------|---------|---------------|--------|
| 30 | 33 | 190 | | Med. separadas | 1 - 3 | Muy angosta | Lig. rugosa | Ninguno | Sana | Húmedo |
| 31 | 50 | 5 | | Separadas | 3 - 10 | Nada | Rugosa | Ninguno | Sana | Húmedo |
| 32 | 80 | 355 | | Med. separadas | 1 - 3 | Nada | Lig. rugosa | Ninguno | Sana | Húmedo |
| 33 | 80 | 200 | 2 | Próximas | 1 - 3 | Nada | Lig. rugosa | Ninguno | Sana | Húmedo |
| 34 | 80 | 200 | 2 | Próximas | 1 - 3 | Nada | Lig. rugosa | Ninguno | Sana | Húmedo |
| 35 | 80 | 200 | 2 | Próximas | 3 - 10 | Nada | Ondulada | Ninguno | Sana | Húmedo |
| 36 | 65 | 280 | | Muy próximas | <1 | Muy angosta | Muy rugosa | Ninguno | Lig. alterada | Húmedo |
| 37 | 65 | 280 | | Muy próximas | <1 | Muy angosta | Muy rugosa | Ninguno | Lig. alterada | Húmedo |
| 38 | 30 | 240 | | Muy próximas | 1 - 3 | Muy angosta | Muy rugosa | Ninguno | Lig. alterada | Húmedo |
| 39 | 55 | 215 | 1 | Med. separadas | 1 - 3 | Algo abierta | Rugosa | Ninguno | Lig. alterada | Húmedo |
| 40 | 55 | 215 | 1 | Med. separadas | 1 - 3 | Algo abierta | Rugosa | Ninguno | Lig. alterada | Húmedo |
| 41 | 55 | 215 | 1 | Med. separadas | 1 - 3 | Algo abierta | Rugosa | Ninguno | Lig. alterada | Húmedo |
| 42 | 50 | 225 | 1 | Med. separadas | <1 | Muy angosta | Rugosa | Ninguno | Lig. alterada | Húmedo |
| 43 | | | | | | | | | | |
| 44 | | | | | | | | | | |
| 45 | | | | | | | | | | |
| 46 | | | | | | | | | | |
| 47 | | | | | | | | | | |
| 48 | | | | | | | | | | |
| 49 | | | | | | | | | | |
| 50 | | | | | | | | | | |
| 51 | | | | | | | | | | |
| 52 | | | | | | | | | | |
| 53 | | | | | | | | | | |
| 54 | | | | | | | | | | |
| 55 | | | | | | | | | | |
| 56 | | | | | | | | | | |
| 57 | | | | | | | | | | |
| 58 | | | | | | | | | | |

| | | | |
|---|----------------------|----------------------|-------------------------------------|
|  | | Project | |
| | | Analysis Description | |
| Client ID | | Contact | |
| Date | 30/01/2018, 14:48:03 | # Name | Analisis geomecanico integral.dips6 |

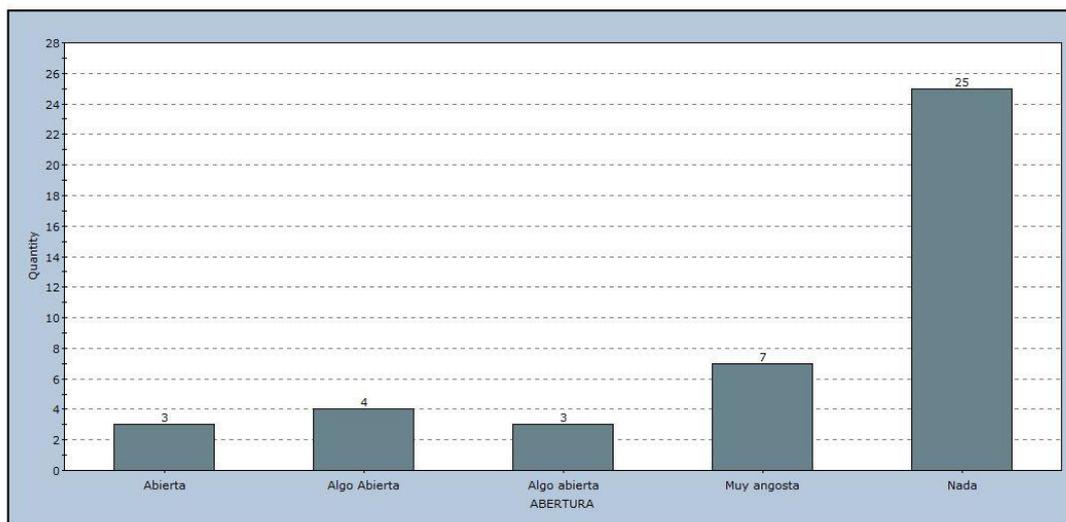
Qualitative Chart of SEPARACIÓN



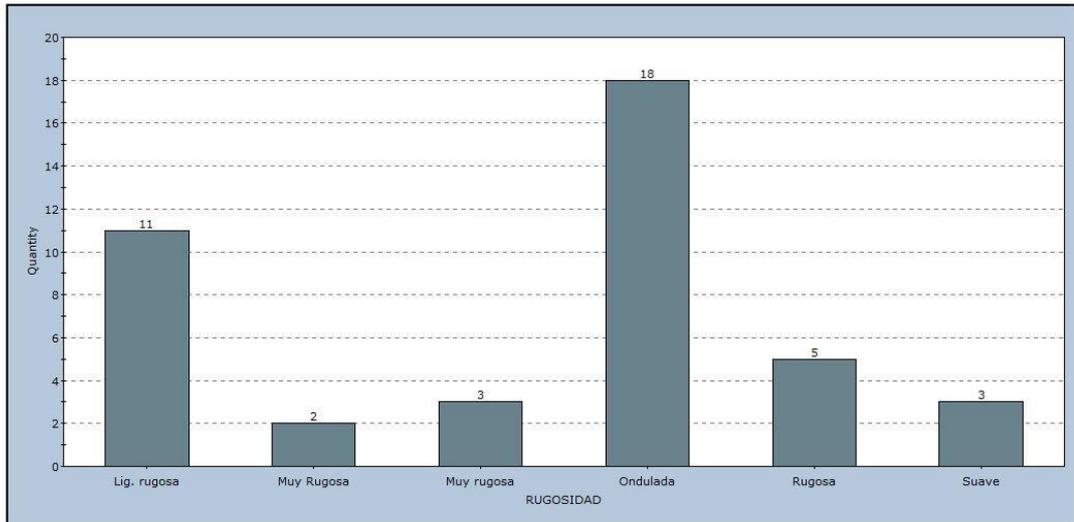
Qualitative Chart of LONGITUD



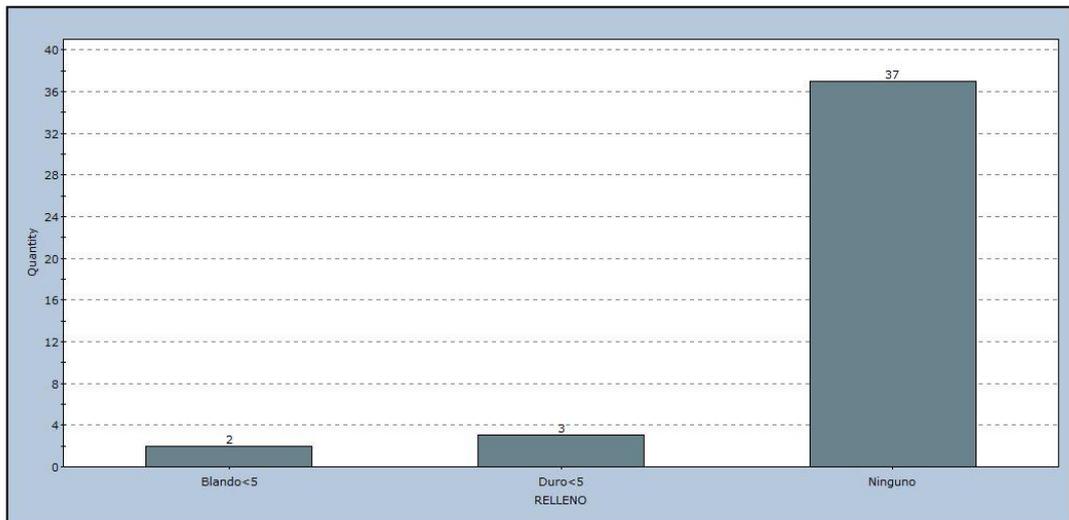
Qualitative Chart of ABERTURA



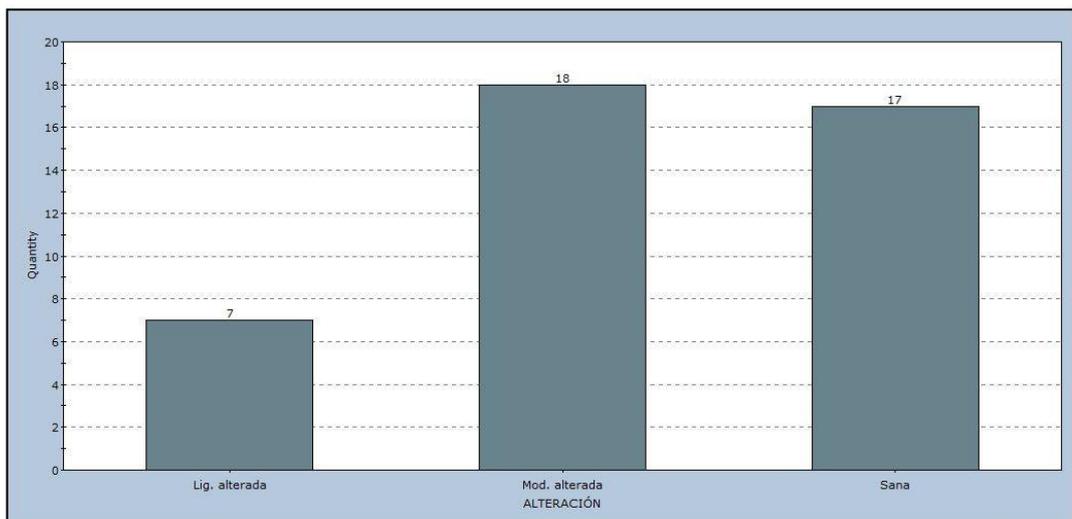
Qualitative Chart of RUGOSIDAD



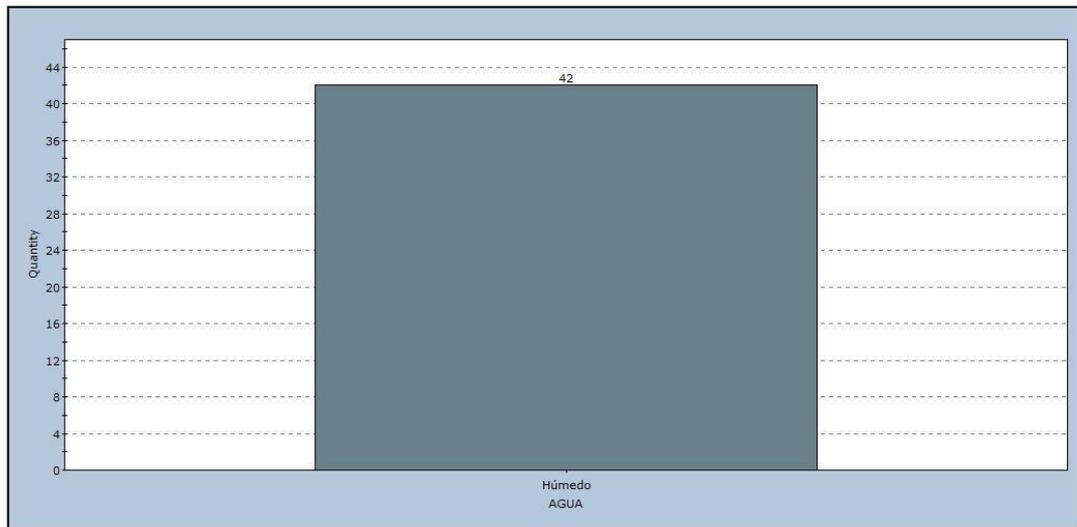
Qualitative Chart of RELLENO



Qualitative Chart of ALTERACIÓN



Qualitative Chart of AGUA



Anexo 6. Área de influencia del grupo de barrenos en la malla de perforación de la Etapa 1.

