

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**RECUPERACIÓN DE PILARES, RELLENOS ANTIGUOS Y MINERAL CON  
EL MÉTODO DE PERFORACIÓN POR TALADROS LARGOS EN LA  
UNIDAD OPERATIVA ARCATA – CÍA. MINERA ARES**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**Bach. JUAN CARLOS GUTIERREZ ABADO  
Bach. WILFREDO GUTIERREZ ABADO**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**PUNO - PERÚ  
2019**



**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

**RECUPERACIÓN DE PILARES, RELLENOS ANTIGUOS Y MINERAL  
CON EL MÉTODO DE PERFORACIÓN POR TALADROS LARGOS EN  
LA UNIDAD OPERATIVA ARCATA – CÍA. MINERA ARES**

**TESIS  
PRESENTADA POR:**

**Bach. Juan Carlos Gutierrez Abado  
Bach. Wilfredo Gutierrez Abado**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**APROBADA POR EL SIGUIENTE JURADO:**

**PRESIDENTE**

Dr. Juan Mayhua Palomino

**PRIMER MIEMBRO**

Mg. Felipe Mamani Oviedo

**SEGUNDOMIEMBRO**

Ing. Esteban Aquino Alanoca

**ASESOR DE TESIS**

M. Sc. Ing. Eugenio Araucano Domínguez

**Área:** Ingeniería de Minas.

**Tema:** Método de extracción de minerales metálicos

**Fecha de Sustentación:** 30 / 09 / 2019

## DEDICATORIA

A Dios supremo, quien es nuestro guía, fortaleza y que con él todo y sin el nada es posible; a él por darnos la oportunidad de vivir y brindarnos la fortuna de compartir nuestra vida con una familia maravillosa, que con virtudes y defectos aprendimos a amar, compartir.

A nuestros padres: Evaristo Gutierrez Abado y Clara Abado de Gutierrez también a nuestros hermanos y hermana quienes fueron un ejemplo para nosotros, para seguir el camino hacia el futuro, por sus apoyos moral y material para cumplir con nuestros objetivos profesionales.

## AGRADECIMIENTO

A mis padres: Evaristo Gutierrez Abado y Clara Abado de Gutierrez también a mis hermanos y hermana quienes fueron ejemplo para conducirnos al camino del éxito.

Al personal académico y no académico de la Escuela Profesional de Ingeniería Minas de la Universidad Nacional del Altiplano, que transcurrieron con mi formación profesional.

A todos mi más profundo agradecimiento.

## ÍNDICE GENERAL

|   |     |
|---|-----|
| DEDICATORIA.....                                  | I   |
| AGRADECIMIENTO.....                               | II  |
| ÍNDICE DE FIGURAS.....                            | VII |
| ÍNDICE DE TABLAS.....                             | X   |
| RESUMEN.....                                      | 1   |
| ABSTRACT.....                                     | 2   |
| 1    CAPÍTULO I.....                              | 3   |
| INTRODUCCIÓN.....                                 | 3   |
| 1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....               | 3   |
| 1.2 FORMULACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....          | 3   |
| 1.2.1 Problema general.....                       | 3   |
| 1.2.2 Problemas específicos.....                  | 4   |
| 1.3 HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN.....            | 4   |
| 1.3.1 Hipótesis general.....                      | 4   |
| 1.3.2 Hipótesis específicas.....                  | 4   |
| 1.4 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....            | 5   |
| 1.4.1 Objetivo general.....                       | 5   |
| 1.4.2 Objetivos específicos.....                  | 5   |
| 2    CAPÍTULO II.....                             | 6   |
| REVISIÓN DE LITERATURA.....                       | 6   |
| 2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.....         | 6   |
| 2.2 MARCO TEÓRICO.....                            | 7   |
| 2.2.1 OPERACIONES DEL PROCESO DE EXPLOTACIÓN..... | 7   |
| a) Operaciones mina.....                          | 7   |
| b) Rampas.....                                    | 8   |
| c) Ventanas.....                                  | 8   |
| d) Preparación.....                               | 8   |
| e) Sub niveles.....                               | 8   |
| 2.2.2 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.....                  | 8   |
| 1. Operaciones unitarias de minado.....           | 10  |
| 2. Perforación.....                               | 10  |

|   |           |
|---|-----------|
| 3. Voladura .....   | 10        |
| 4. Geometría de los pilares de explotación.....                         | 12        |
| 5. Explotación.....   | 14        |
| 6. Acarreo y limpieza .....   | 14        |
| 8. Relleno en pasta .....   | 15        |
| 9. Transporte de mineral .....  | 16        |
| 10. Ventilación.....  | 16        |
| <b>2.2.3 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE MACIZOS ROCOSOS (PILAR).....</b>  | <b>18</b> |
| 1) Objetivos de la clasificación geométrica.....                        | 18        |
| 2) Determinación de índice de calidad de roca (RQD).....                | 19        |
| 3) Clasificación geomecánica RMR (Bieniawski).....                      | 19        |
| 4) Clasificación geomecánica Q (BARTON) .....                           | 21        |
| 5) Pre diseño de sostenimientos a partir del índice Q. Barton.....      | 22        |
| 6) Índice Geológico de Resistencia GSI .....                            | 22        |
| 7) Caracterización geomecánica en operaciones con Taladros Largos ..... | 23        |
| 8) Método de explotación Sub Level Stopping .....                       | 28        |
| 9) Diseño de la malla de perforación de Taladros Largos .....           | 31        |
| 10) Método taladros en abanicos- SLC .....                              | 33        |
| 11) Método taladros paralelos· SLV .....                                | 33        |
| <b>2.3 MARCO CONCEPTUAL .....</b>                                       | <b>34</b> |
| a) Geomecánica. ....  | 34        |
| 1) Determinación de estabilidad de los métodos de minado .....          | 35        |
| 2) Método de explotación por taladros largos.....                       | 39        |
| <b>3 CAPÍTULO III .....</b>   | <b>41</b> |
| <b>MATERIALES Y MÉTODOS.....</b>  | <b>41</b> |
| <b>3.1 DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN .....</b>                             | <b>41</b> |
| 3.1.1 Método de investigación.....                                      | 41        |
| 3.1.2 Nivel de investigación .....                                      | 41        |
| <b>3.2 PROCEDENCIA DEL MATERIAL UTILIZADO.....</b>                      | <b>42</b> |
| 3.2.1 Análisis de la operación.....                                     | 42        |
| a) Ventajas .....   | 42        |
| b) Desventajas.....   | 42        |
| 3.2.2 Costos e índices de minado.....                                   | 42        |
| a) Costos de minado .....   | 42        |

|  |    |
|--|----|
| 3.2.3. Ratios e índices de minado (KPI) .....  | 44 |
| 3.3 POBLACIÓN .....  | 44 |
| 3.4 MUESTRA .....  | 45 |
| 3.5 PROCEDIMIENTO.....   | 45 |
| La aplicación del método de explotación de Sub Nivel con taladros Largos, se ha planteado en función al buen potencial de reservas de mineral probado y probable y las características del yacimiento a explotar. .... |    |
| 45   | 45 |
| a) Estudio geomecánico del nivel a explotar .....  | 46 |
| b) Geología de mineralogía y su entorno físico .....   | 46 |
| c) Estereografía en el nivel 4400 .....  | 46 |
| d) Análisis estereográfico de las discontinuidades Geológico- Estructurales  | 47 |
| e) Estereografía de la caja techo en el nivel 4400.....  | 48 |
| f) Análisis estereográfico de las discontinuidades Geológico- para el método de minado .....   | 49 |
| g) Estructura del macizo rocoso .....  | 51 |
| 3.6 DIMENSIONAMIENTO GEOMECÁNICO .....   | 55 |
| 3.6.1 Cálculo del número de estabilidad.....   | 56 |
| a) Cálculo del índice “Q” .....  | 56 |
| b) Cálculo del índice “A” .....  | 57 |
| c) Factor de Ajuste “B” por orientación de discontinuidad crítica.....   | 58 |
| d) Factor de Ajuste “C” .....  | 59 |
| e) Cálculo del número de Estabilidad “N” .....   | 59 |
| f) Cálculo del Radio Hidráulico “S” .....  | 60 |
| 3.7 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES. ....  | 61 |
| 3.7.1 Variable independiente .....   | 61 |
| 3.7.2 Variable dependiente .....   | 61 |
| 3.8 ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS.....  | 62 |
| 3.8.1 Planteamiento de recuperación de pilares.....  | 62 |
| 3.8.2 Condiciones de aplicación del método .....   | 62 |
| 3.8.3 Criterios geológicos .....   | 62 |
| 3.8.4 Criterios geomecánicos.....  | 63 |
| 3.8.5 Preparación de pilares.....  | 64 |
| a) Labores de desarrollo .....   | 65 |
| b) Labores de preparación .....  | 65 |

|  |     |
|--|-----|
| c) Servicios Auxiliares .....                    | 66  |
| 3.8.6 Selección de equipos .....                 | 67  |
| a) Equipo de perforación .....                   | 67  |
| b) Equipo de limpieza y relleno .....            | 68  |
| 3.8.7 Operaciones unitarias .....                | 69  |
| a) Perforación .....                             | 69  |
| b) Tipos de perforación en taladros largos ..... | 70  |
| c) Aceros de perforación.....                    | 72  |
| d) Voladura de taladros largos .....             | 72  |
| e) Limpieza .....                                | 77  |
| f) Relleno en pasta .....                        | 77  |
| 3.9 UBICACIÓN GEOGRÁFICA DEL ESTUDIO.....        | 81  |
| 3.9.1 Ubicación y Accesibilidad .....            | 81  |
| 3.9.2 Fisiografía .....                          | 82  |
| 3.9.3 Recursos naturales .....                   | 83  |
| 3.9.4 Recursos humanos .....                     | 83  |
| 3.9.5 Historia de la mina.....                   | 84  |
| 3.9.6 Geología Regional .....                    | 85  |
| 3.9.7 Estratigrafía.....                         | 86  |
| a) Grupo Tacaza (Mioceno) .....                  | 88  |
| b) Volcánico Sencca (Plioceno).....              | 89  |
| b) Depósitos clásticos cuaternarios.....         | 89  |
| 3.9.8 Geología local.....                        | 89  |
| 3.1.9 Controles estructurales .....              | 93  |
| 3.1.10 Mineralogía.....                          | 94  |
| a) Modelo de mineralización.....                 | 94  |
| b) Tipos de alteración .....                     | 95  |
| 3.9.11 Geología de los sistemas de vetas.....    | 97  |
| 1) Veta Mariana.....                             | 98  |
| 2) Veta Alexia .....                             | 98  |
| 3) Veta Nicole .....                             | 98  |
| 3.9.12 Geología económica .....                  | 98  |
| a) Descripción de los minerales de mena .....    | 100 |
| b) Descripción de los minerales de ganga .....   | 101 |

|   |     |
|---|-----|
| c) Principales características de las estructuras de veta.....              | 102 |
| 3.9.13 Reservas.....  | 105 |
| a) Inventario de recursos y reservas minerales. Marzo 2017.....             | 105 |
| 3.9.14 Operaciones mineras en la Unidad Operativa Arcata.....               | 106 |
| 3.9.15 Planta concentradora.....  | 106 |
| a) Sistema de chancado.....   | 108 |
| b) Cálculo de las capacidades de las tolvas de gruesos, medios y finos..... | 109 |
| c) Características, capacidades y eficiencias .....                         | 112 |
| CAPÍTULO IV .....   | 114 |
| RESULTADOS Y DISCUSIÓN .....  | 114 |
| 4.1 ELABORACIÓN DE INDICADORES ÓPTIMOS .....                                | 114 |
| 4.1.1 Diseño de la malla de perforación y voladura en taladros largos.....  | 114 |
| 1. Según Pearse.....  | 114 |
| 2. Fórmula empírica.....  | 114 |
| 3. Según Lilly .....  | 115 |
| 4. Según Langerfors.....  | 115 |
| 5. Según Rustan .....   | 115 |
| 4.1.2 Análisis de burden y espaciamiento .....                              | 116 |
| Diseño de malla de perforación y voladura para Slot 64mm .....              | 117 |
| Diseño de la columna explosiva para taladros de 64mm.....                   | 118 |
| a) Cálculo de costo de voladura en la U.O. Arcata.....                      | 120 |
| b) Cálculo de radio de la broca 64mm.....                                   | 120 |
| c) Longitud de taladro a ser cargado. ....                                  | 121 |
| d) Cálculo de volumen.....  | 121 |
| e) Cálculo del peso cargado.....  | 121 |
| f) Cálculo de mezcla por kilo .....   | 121 |
| g) Cálculo de mezcla para el taladro con explosivo .....                    | 122 |
| h) Costo de explosivo por taladro.....                                      | 122 |
| i) Cálculo el costo de acero.....   | 122 |
| j) Cálculo el costo de labor (mano de obra).....                            | 123 |
| k) Cálculo de toneladas por voladura .....                                  | 123 |
| l) Costo por tonelada.....  | 124 |
| m) Cálculo de factor de carga.....  | 124 |
| A. RECUPERACIÓN DE PILARES EN NIVEL 4400.....                               | 125 |

|    |  |     |
|----|--|-----|
| i. | MINADO CON PILARES CORRIDOS .....                                      | 126 |
| 1. | Corte B-B' Sección Transversal .....                                   | 126 |
| 2. | Corte A-A' Sección Transversal.....                                    | 128 |
|    | PRODUCCION DE RECUPERACION DE PILARES .....                            | 131 |
|    | Producción diaria.....   | 131 |
|    | Producción mensual.....  | 132 |
| 3. | Cálculo de costo económico .....                                       | 132 |
| 4) | Planeamiento de minado para la recuperación de pilares.....            | 135 |
| 5) | Análisis de costos directos en perforación y voladura de taladros..... | 135 |
|    | CONCLUSIONES.....  | 137 |
|    | RECOMENDACIONES .....  | 138 |
|    | REFERENCIAS .....  | 139 |
|    | ANEXO N° 1.....  | 142 |

## ÍNDICE DE FIGURAS

|   |    |
|---|----|
| Ilustración 1 : Ciclo de minado en Arcata .....   | 10 |
| Ilustración 2 : Diseño de la columna explosiva para taladros de 64mm .....  | 11 |
| Ilustración 3 : Generalidades del método explotación de Sub Niveles con Taladros Largos. ....                     | 13 |
| Ilustración 4 : Microscoop Sandvick LH-201 de 4 yd <sup>3</sup> y 3.5 yd <sup>3</sup> .....                       | 15 |
| Ilustración 5: Raise Borer 20, extractor principal del circuito Marión.....                                       | 17 |
| Ilustración 6 : Ventilador de 25 000 CFM.....   | 17 |
| Ilustración 7 : Esquema de taladros largos (Sub Niveles) .....  | 30 |
| Ilustración 8 : Ejemplo de voladura – Taladros largos pasantes .....  | 31 |
| Ilustración 9 : Método de explotación – Sub Niveles (SLS) .....   | 31 |
| Ilustración 10 : Simulación de tajeo. ....  | 35 |
| Ilustración 11 : Distribución de labores.....   | 36 |
| Ilustración 12 : Esquema de altura máxima de corte para que continúe estable .....                                | 37 |
| Ilustración 13 : Modelación de relleno y sostenimiento.....   | 38 |
| Ilustración 14 : Verificación de la estabilidad de cámaras y pilares .....  | 39 |
| Ilustración 15 : Sistema de operación de pilares .....  | 40 |
| Ilustración 16 : Análisis Pareto – ABC, resultados de tajos corte y relleno del 2018, fuente área de costos. .... | 43 |
| Ilustración 17: Condiciones actuales y estereográficos de los sistemas de discontinuidades .....                  | 47 |
| Ilustración 18 : Modelación a diferentes aperturas del método SARC .....  | 48 |
| Ilustración 19 : Simulación de la secuencia de minado.....  | 50 |
| Ilustración 20 Número de estabilidad “N” vs radio hidráulico “S” .....  | 55 |
| Ilustración 21 : Esquema isométrico del método planteado .....  | 64 |
| Ilustración 22 : Esquema de preparaciones (rampa, subnivel y ore pass) .....                                      | 66 |
| Ilustración 23 : Esquema de colocación de tolva en una ventana .....  | 66 |
| Ilustración 24 Boomer T1D con brazo telescópico .....   | 68 |
| Ilustración 25 Scooptram. Modelo ST- de 4 yd <sup>3</sup> .....   | 69 |
| Ilustración 26 : Taladros Largos en abanico.....  | 70 |
| Ilustración 27 : Taladros Largos en paralelo .....  | 71 |
| Ilustración 28 : Esquema de desviación de taladros según diámetros de barra .....                                 | 71 |

|  |     |
|--|-----|
| Ilustración 29 : Aceros la de columna de perforación TL .....  | 72  |
| Ilustración 30 : Esquema de carguío.....   | 76  |
| Ilustración 31 : Relleno en pasta.....   | 78  |
| Ilustración 32 : Flujograma de Relleno en Pasta .....  | 79  |
| Ilustración 33 :Relleno en pasta.....  | 80  |
| Ilustración 34 : Ubicación de la mina Arcata .....   | 82  |
| Ilustración 35 : Geología simplificada. Mineralización Arcata centrada por un domo<br>riolítico..... | 86  |
| Ilustración 36 Figura columna estratigráfica .....   | 87  |
| Ilustración 37 Columna estratigráfica simplificada.....  | 88  |
| Ilustración 38 Mapa geológico simplificado del Distrito Minero Arcata.....                           | 90  |
| Ilustración 39 : Flujos lávicos.....   | 91  |
| Ilustración 40 : Detalle en corte de sucesión de rocas volcanoclásticas.....                         | 92  |
| Ilustración 41 : Modelo estructural en Arcata .....  | 93  |
| Ilustración 42 : Relación entre la fosa (graben) de Arcata y la estructura de colapso....            | 94  |
| Ilustración 43 : Paragénesis mineral.....  | 96  |
| Ilustración 44 : Principales sistemas de vetas en Arcata .....                                       | 97  |
| Ilustración 45 Sistema de vetas en la Unidad Operativa Arcata.....                                   | 104 |
| Ilustración 46 Tolva de medios .....   | 110 |
| Ilustración 47 Tolva de finos .....  | 111 |
| Ilustración 76 : Diseño malla Slot para broca de 64mm.....   | 117 |
| Ilustración 77 : Diseño malla de perforación.....  | 118 |
| Ilustración 78 : Diseño de la columna explosiva para taladros de 64mm .....                          | 119 |
| Ilustración 79 : Vista en Planta: Block mineralizado .....   | 125 |
| Ilustración 80 : Crucero superior e inferior .....   | 126 |
| Ilustración 81 : Perforación con taladros para voladura controlada .....                             | 126 |
| Ilustración 82 : Limpieza del mineral roto .....   | 127 |
| Ilustración 83: Relleno del tajeo con relleno cementado.....   | 127 |
| Ilustración 84 : Topeo del relleno al techo con equipo Rammer Jammer .....                           | 128 |
| Ilustración 85 : Condición inicial de los tajeos primarios .....                                     | 128 |
| Ilustración 86 : Apertura los cruceros superior e inferior del primer tajeo secundario               | 129 |
| Ilustración 87 : Apertura de los pilares primarios (Cámaras).....                                    | 129 |
| Ilustración 88 :Se dispara el mineral en el pilar de preparación.....                                | 130 |
| Ilustración 89 : Limpieza del mineral.....   | 130 |

|   |     |
|---|-----|
| Ilustración 90 :Tajeo secundario es rellenado con relleno cementado .....                 | 131 |
| Ilustración 91 : Factor de seguridad en subniveles antes de aplicar taladros largos ....  | 142 |
| Ilustración 92 : Factor de seguridad después de la abertura en tajo de taladros largos    | 143 |
| Ilustración 93 : Factor de seguridad después del relleno en tajo de taladros largos ..... | 144 |
| Ilustración 94 Salida grafica del Sigma 1 (esfuerzos), antes de la abertura TL .....      | 145 |
| Ilustración 95 : Preparación primaria de los pilares .....                                | 146 |

## ÍNDICE DE TABLAS

|   |     |
|---|-----|
| Tabla 1 : Gradación de los agregados finos y gruesos combinados .....       | 15  |
| Tabla 2 : Calidad de la roca en función de RQD.....                         | 19  |
| Tabla 3 : Clasificación de roca según el valor del RMR de Bieniawski .....  | 20  |
| Tabla 4 : Puntuación de clasificación Q de Barton. ....                     | 22  |
| Tabla 5 : Clasificación de sus parámetros y sus valores (Bieniawski) .....  | 25  |
| Tabla 6 Corrección por orientación propuesto por Bieniawski.....            | 26  |
| Tabla 7 : Características de aplicación del método de taladros largos ..... | 33  |
| Tabla 8 Costos unitarios de la U.O. Arcata .....                            | 43  |
| Tabla 9 Ratios e índices de minado (KPI), fuente área de costos .....       | 44  |
| Tabla 11 DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES DE LA CAJA TECHO.....               | 49  |
| Tabla 12 Valores de buzamiento y dirección de buzamiento.....               | 51  |
| Tabla 13 Intervalos por calidad de roca geomecánica.....                    | 51  |
| Tabla 14 Clasificación geomecánica RMR de Bieniawski del nivel 4400.....    | 52  |
| Tabla 15 Clasificación geomecánica RMR de Bieniawski de la caja techo.....  | 53  |
| Tabla 16 Clasificación geomecánica RMR de Bieniawski de la Veta Nicole..... | 54  |
| Tabla 17 Clasificación del macizo rocoso según índice “Q” modificado .....  | 57  |
| Tabla 18 Cálculo del factor “A” .....                                       | 58  |
| Tabla 19 Cálculo del factor “B” .....                                       | 58  |
| Tabla 20 Cálculo del factor “C” .....                                       | 59  |
| Tabla 21 Cálculo de “N” .....   | 59  |
| Tabla 22 Cálculo de “N” vs “S” .....  | 60  |
| Tabla 23 Operacionalización de variables.....                               | 61  |
| Tabla 24 Valor del mineral.....   | 105 |
| Tabla 25 Resumen general del inventario mineral a diciembre 2017 .....      | 106 |
| Tabla 30 Burden y espaciamientos calculados en Arcata.....                  | 116 |
| Tabla 31 Burden y espaciamiento estándar en Arcata.....                     | 116 |
| Tabla 32 Dilución real de la mina .....                                     | 134 |
| Tabla 33 Costos directos de perforación .....                               | 135 |
| Tabla 34 Costos directos de voladura.....                                   | 136 |
| Tabla 35 Comparativo de resultados evaluación económica.....                | 136 |

## ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

1. CIA = Compañía
2. U.O. = Unidad operativa
3. S.A.C. = Sociedad anónima cerrada
4. Tm = Tonelada métrica
5. TMD = Tonelada métrica día
6. SW = Sur oeste
7. NE = Nor este
8. RQD = Índice de calidad de roca

## RESUMEN

La Unidad Operativa Arcata de la Compañía Minera Ares, se encuentra ubicado en la Cordillera Occidental de los Andes, dentro de la jurisdicción del distrito de Cayarani, Provincia de Condesuyos y Departamento de Arequipa, para la explotación de los minerales de plata y oro ha utilizado el método de Cámaras y Pilares. Actualmente al realizar la evaluación de reservas de mineral viene afrontando problemas de agotamiento de reservas minerales y como alternativa se ha planteado la recuperación de pilares. El estudio de investigación tiene como objetivo recuperar los pilares, rellenos antiguos y mineral mediante el método de explotación de Sub Niveles con Taladros Largos en la Unidad Operativa Arcata de la Compañía Minera Ares. En los tajeos antiguos, para la recuperación de pilares se ha utilizado como equipo principal de perforación de Taladros Largos SIMBA 1254 y para el sostenimiento de las labores de explotación se ha utilizado el relleno en pasta con cemento. La metodología para realizar el estudio de investigación ha consistido en su primera etapa en evaluar todo el proceso de la explotación anterior considerando, los equipos utilizados, reservas de mineral, leyes de mineral, el ciclo de minado, labores de explotación, método de explotación, posteriormente en el estudio de investigación se ha considerado, el tipo de sostenimiento, los equipos de explotación tales como equipo de perforación, equipo de carguío, acarreo y transporte de mineral, las pruebas se han realizado durante 12 días equivalente a 24 guardias, los datos se ha registrado en sus respectivas fichas de control. Finalmente se ha llegado a las siguientes conclusiones, aplicando el método de explotación de Sub Nivel con Taladros Largos se ha recuperado 338Tm/día, utilizando para el sistema de sostenimiento el relleno en pasta con cemento y se ha seleccionado para la perforación SIMBA 1254, para el carguío y acarreo scoops de 3.5 yd<sup>3</sup> y 4 yd<sup>3</sup> de capacidad de cuchara y para el sistema de transporte volquetes de 15 m<sup>3</sup> de capacidad de tolva. Los beneficios económicos obtenidos por la extracción de 338Tm/día de mineral para un precio internacional de 17.62 US\$/Onza de plata y 41.79 US\$/gr de oro y una recuperación de 80%, se ha obtenido un beneficio económico de US\$ 81643,50/día.

**Palabras Clave:** Recuperación, pilares, rellenos, extracción y taladros largos.

## ABSTRACT

The Arcata Operating Unit of the Ares Mining Company, is located in the Western Cordillera of the Andes, within the jurisdiction of the district of Cayarani, Province of Condesuyos and Department of Arequipa, for the exploitation of the minerals of silver and gold has used the method of Chambers and Pillars. Currently, when evaluating the mineral reserves, it is facing problems of depletion of mineral reserves and as an alternative the recovery of pillars has been considered. The research study aims to recover the pillars, old and mineral fillings using the method of exploitation of Sub Levels with Long Drills in the Arcata Operating Unit of the Ares Mining Company. For old pillars, for the recovery of pillars, the main drilling rig for Long Drills SIMBA 1254 has been used and for the maintenance of the exploitation work the paste filling with cement has been used. The methodology for conducting the research study has consisted in its first stage in evaluating the entire process of the previous exploitation considering, the equipment used, ore reserves, ore laws, the mining cycle, exploitation work, exploitation method, Subsequently in the research study, the type of support, the exploitation equipment such as drilling equipment, loading equipment, hauling and transport of ore, the tests have been carried out for 12 days equivalent to 24 guards, the data has been registered in their respective control sheets. Finally, the following conclusions have been reached, applying the method of exploitation of Sub Level with Long Drills, 338Tm / day has been recovered, using the paste filling with cement for the sustaining system and SIMBA 1254 has been selected for drilling. the loading and hauling scoops of 3.5 yd<sup>3</sup> and 4 yd<sup>3</sup> bucket capacity and for the 15 m<sup>3</sup> dump hopper transport system. The economic benefits obtained by the extraction of 338Tm / day of ore for an international price of US \$ 17.62 / Ounce of silver and US \$ 41.79 / g of gold and a recovery of 80%, an economic benefit of US \$ 81643 has been obtained , 50 / day.

**Keywords:** Recovery, pillars, fillings, extraction and long drills.

# 1 CAPÍTULO I

## INTRODUCCIÓN

### 1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.

La Unidad Operativa Arcata de la Compañía Minera Ares, ha explotado minerales de Plata y Oro, aplicando el método de Cámaras y Pilares en el nivel 4400 m.s.n.m. y mediante la evaluación de reservas de mineral viene afrontando problemas de agotamiento de reservas minerales y como alternativa se ha planteado la recuperación de pilares cuyas reservas ascienden a 480 790 Tm. con una ley de 15.12 Oz-Ag/Tm y 0.85 gr-Au/Tm. El estudio de investigación tiene como objetivo recuperar los pilares, rellenos antiguos y mineral mediante el método de explotación de Sub Niveles con Taladros Largos en la Unidad Operativa Arcata de la Compañía Minera Ares.

Para la recuperación de pilares, rellenos antiguos y mineral que se encuentra en el nivel 4400 m.s.n.m. de la Unidad Operativa Arcata, se ha planteado demostrar que la recuperación de pilares y rellenos antiguos es económicamente rentable teniendo en cuenta que la Empresa Minera Arcata cuenta con infraestructura y equipos actuales de alto rendimiento.

Con la viabilidad técnica – económica demostrada de la recuperación de pilares y rellenos antiguos se garantiza la prolongación de la vida útil de la Unidad Operativa Arcata de la Compañía Minera Ares.

### 1.2 FORMULACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.

#### 1.2.1 Problema general

¿Cómo determinamos la recuperación de pilares, rellenos antiguos y mineral con una ley de 15.12 Oz-Ag/Tm y 0.85 Gr-Au/Tm por el método de explotación de Sub Niveles con Taladros Largos en la Unidad Operativa Arcata – CIA Minera Ares?

### 1.2.2 Problemas específicos

- a) ¿Qué tipo de sostenimiento se aplicará para la recuperación de los pilares, rellenos antiguos y mineral con el método de explotación de Sub Niveles con Taladros Largos en la Unidad Operativa Arcata – Compañía Minera Ares?
- b) ¿Cómo será la aplicación de equipos para el método de explotación de Sub Niveles con Taladros Largos en la Unidad Operativa Arcata – Compañía Minera Ares?
- c) ¿Cuáles serán los resultados de beneficios económicos esperados con el método de Explotación de Sub Niveles con Taladros Largos para la recuperación de pilares, rellenos antiguos y mineral en la Unidad Operativa Arcata – Compañía Minera Ares?

## 1.3 HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

### 1.3.1 Hipótesis general

Implementando la recuperación de pilares, rellenos antiguos y mineral con el método explotación de Sub Niveles con Taladros Largos se incrementará la producción y la productividad en la Unidad Operativa Arcata – Compañía Minera Ares.

### 1.3.2 Hipótesis específicas

- a) Con la construcción de las labores, para la recuperación de pilares y rellenos antiguos y minerales con el método de explotación de Sub Niveles con Taladros Largos y el sostenimiento adecuado será seguro la explotación de minerales en la Unidad Operativa Arcata – Compañía Minera Ares.
- b) Mediante la aplicación con equipos de alta tecnología y eficiencia se obtendrá mayor productividad en la Unidad Operativa Arcata – Compañía Minera Ares.

- c) Mediante la recuperación de pilares, rellenos antiguos y mineral con el método de explotación de Sub Niveles con Taladros Largos se obtendrá mayor rentabilidad y mejores beneficios económicos en la Unidad Operativa Arcata – Compañía Minera Ares.

## **1.4 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN**

### **1.4.1 Objetivo general**

Recuperar los Pilares, rellenos antiguos y mineral con el método de explotación de Sub Niveles con Taladros Largos en la Unidad Operativa Arcata – Compañía Minera Ares.

### **1.4.2 Objetivos específicos**

- a) Diseñar el sistema de sostenimiento para la recuperación de pilares, rellenos antiguos y mineral con el método de explotación de Sub Niveles con Taladros Largos en la Unidad Operativa Arcata – Compañía Minera Ares.
- b) Utilizar los equipos que cuenta la minera que son de alta tecnología y eficiencia para obtener mayor productividad en la Unidad Operativa Arcata – Compañía Minera Ares.
- c) Obtener mejores beneficios económicos y mayor rentabilidad en la recuperación de pilares, rellenos antiguos y mineral con el método de explotación de Sub Niveles con Taladros Largos en la Unidad Operativa Arcata. – Compañía Minera Ares.

## 2 CAPÍTULO II

### REVISIÓN DE LITERATURA

#### 2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

El presente estudio de investigación versa de los siguientes antecedentes:

**Güere, C. E. (2018)**, La presente tesis muestra la optimización de la seguridad en trabajos de alto riesgo en recuperación de puentes mineralizados en minas subterráneas. Esta investigación propone estándares y procedimientos óptimos a partir de la experiencia laboral del autor en la Cía. Minera Ares S.A.C. - Unidad Pallancata.

**Ibañez V. J. I. (2014)** la presente tesis está orientada a realizar un diagnóstico de la mediana minería, en el tema de Infraestructura, Maquinaria, Transporte e Instalaciones Auxiliares. Este diagnóstico se realiza a partir de la revisión y posteriores informes de supervisión que las empresas fiscalizadoras externas Osinergmin. Luego de la revisión y análisis de la información de los informes de supervisión se muestran las condiciones en que se encuentra la mediana minería, en Jo referente a las condiciones que presentan los talleres de mantenimiento, piques, campamentos, sistema de drenaje, polvorines, sistema de iluminación, energía eléctrica, también se da cuenta acerca de la del control de riesgos que las unidades mineras deben de realizar.

**Muñoz, B.E. (2006)**, en su tesis con Título “Ampliación de producción de la Unidad Minera Chungar de 2000TMD a 3000TMD” , para optar el título profesional de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería Geológica, Minería y Metalúrgica – Universidad Nacional de Ingeniería; en uno de sus Ítem concluye que La productividad actualmente del tajeo en rotura en Corte y Relleno Ascendente en Bresting en donde se perfora con Jumbo es de 7.2Tn/h-gdia; mientras que en este mismo Tajeo implementando un diseño de mallas con voladura controlada, tomando en cuenta las informaciones geomecánicas del terreno la productividad es de 8.4 Tn/h-gdia.

**Torres, A. (2009):** Compañía Minera Raura La aplicación de taladros largos en la explotación por subniveles en la mina, los cuales se vienen aplicando con éxito en la unidad minera, logrando minimizar los accidentes por desprendimientos de roca, reducir los costos de minado de 12 \$/TM a 7.04 \$/TM, elevando la producción de 7,000 TM/mes a 12,000 TM/mes y mejorando la productividad de 18 TM/H-gdía a 27 TM/H-gdía. El empleo de taladros largos permite obtener costos operativos más bajos en comparación con otros métodos de perforación, debido básicamente a la alta mecanización de la operación y su alto nivel de producción.

**Tito, Q.R.P. (2018),** en su tesis Explotación por Subniveles con Taladros Largos en cuerpos mineralizados para el incremento de la Producción en la Unidad Minera Untuca, Cori Puno S.A.C., Concluye que mediante el método de explotación por Subniveles con Taladros Largos se ha logrado una producción de 1272 Tm de mineral por día en la Unida Minera Untuca – Cori Puno S.A.C.

## 2.2 MARCO TEÓRICO

Actualmente, los objetivos de la Empresa Minera., están orientados básicamente en reducir los índices de accidentabilidad por caída de rocas y mejorar los índices de productividad reflejados en finos de concentrado, según los planes, a corto, mediano y largo plazo, los cuales están direccionados en la importancia de preparación, según la infraestructura futura que requiera el método de explotación de Sub Niveles con Taladros Largos (Bench And Fill).

### 2.2.1 OPERACIONES DEL PROCESO DE EXPLOTACIÓN

En la Unidad Minera Arcata, se efectúan los desarrollos mediante un plan previamente establecido, dentro de ellos se tiene niveles, sub niveles, tajos y ventanas.

#### a) Operaciones mina

Las Operaciones de la Mina están divididas en dos zonas productivas, la Zona I que comprende principalmente los tajos de la Veta Mariana que aporta el 40% de la producción, y la Zona II que comprende el Sector de Ramales Norte de la Veta Nicole y que cubre el 60% de la producción de la mina.

Se cuenta con tres rampas de acceso principales, distribuidos estratégicamente, todas interconectadas. También sirven como ruta de las troncales principales de Servicios, como son Ventilación (ingreso de aire fresco), instalaciones de Agua, Red de Aire Comprimido, y Cableado para Energía Eléctrica.

Se explotan con el método por explotación por Sub Niveles con Taladros Largos de la producción. Para el relleno se cuenta con una Planta de Relleno cementado de acuerdo al yacimiento con relleno en pasta.

#### **b) Rampas**

Se viene desarrollando la rampa 4 SW y 4 NE hacia la Veta Mariana, tomando mayor énfasis en el control del radio de curvatura. La pendiente planificada es de 12%, su dirección es paralelo a la Veta Mariana (N 066° E y S 66° W). Las dimensiones planificadas son 4 m x 4 m de sección.

#### **c) Ventanas**

Las ventanas se desarrollan a partir de la rampa en forma perpendicular hasta interceptar a la Veta Nicole, son de pendiente positiva (+1%), sus dimensiones planificadas de las ventanas son de 4m x 4m igual que las rampas.

#### **d) Preparación**

En esta etapa se prepara subniveles, Es importante indicar que en toda esta preparación se tiene un cuidado especial en el sostenimiento.

#### **e) Sub niveles**

Los sub niveles son de 3m x 3.5m de sección a partir de estos se inician los siguientes cortes a la explotación del mineral

### **2.2.2 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN**

En la Unidad Operativa Arcata de la Compañía Minera ARES, en el nivel 4440 m.s.n.m.se ha aplicado el método Sub Niveles con Taladros Largos.

Es un método donde el mineral es arrancado por franjas verticales (realce), empezando previa preparación de pilares. Cuando se ha extraído la franja completa, proveniente del descaje del tajo (2 tercios), las cámaras sirven de piso

de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes del tajeo, y el techo.

Se utiliza en sectores que presenten las siguientes características:

- Fuerte buzamiento, superior a los 50° de inclinación.
- Características de roca es competente
- Potencia moderada.
- Límites regulares del yacimiento.

Se ejecuta una galería de 3,0 x 3.5 metros y un By Pass paralelo de 4,0 x 4,5 metros, con ventanas de sección de 4,0 x 4,0 metros cada 80 metros, que sirven de acceso para volquetes hacia los ore pass. Los tajeos cautivos se explotan por cada 13 metros de altura y una longitud de 150 metros con dos chimeneas camino extremas y una intermedia de doble compartimiento.

El estándar de sostenimiento es perno y malla en la corona, para tener techo seguro en las actividades que ya se desarrolló, pero en la recuperación de pilares se empleara relleno cementado.

La limpieza se realiza con scoop de 3.5 yd<sup>3</sup> y/o 4 yd<sup>3</sup>, el mineral es chuteado a volquetes de 15 m<sup>3</sup> de capacidad y se transporta vía rampa hasta la bocamina con destino final en la tolva de gruesos, con una distancia de recorrido de 6 km. de longitud.

La limpieza se realiza en función al ancho del mineral, con scoop de 4 yd<sup>3</sup> y/o 3.5yd<sup>3</sup> en lugares angostos.

El transporte de mineral a la planta concentradora se realiza con volquetes de una capacidad de tolva de 15 m<sup>3</sup>.

### 1. Operaciones unitarias de minado

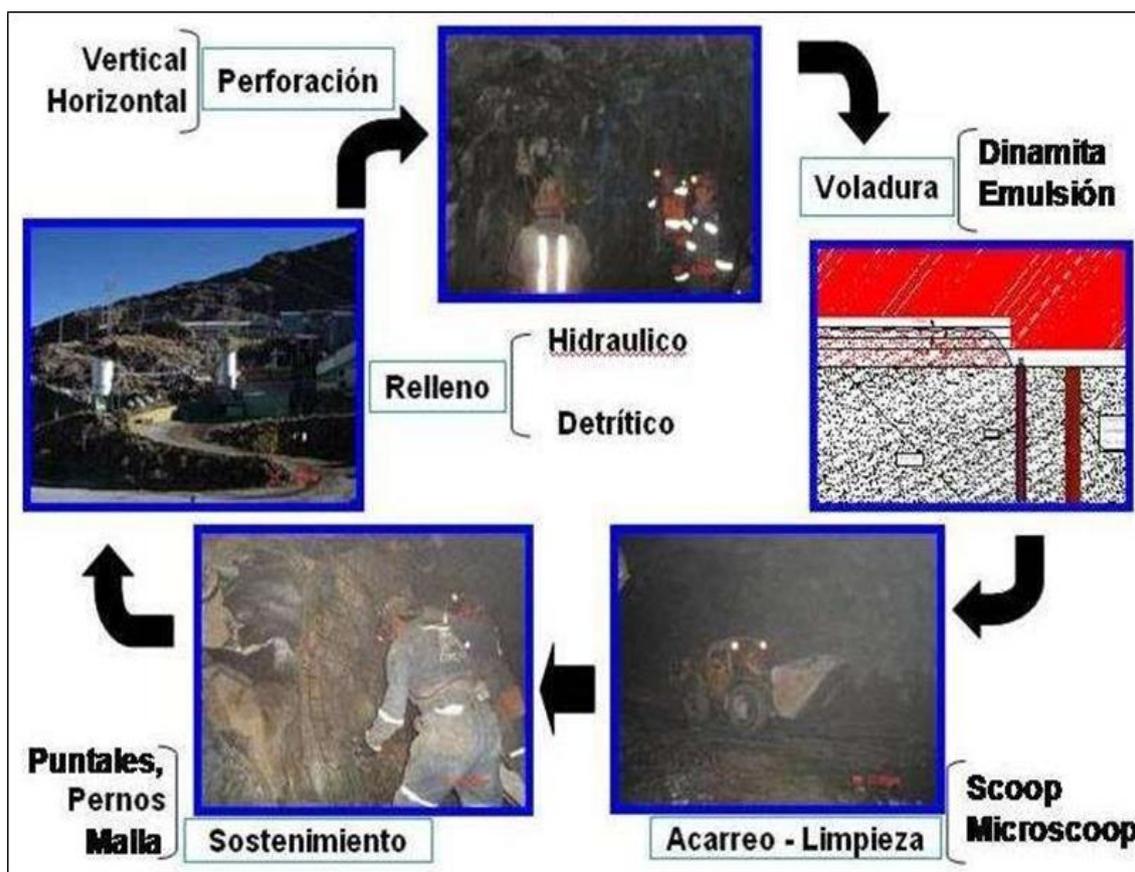


Ilustración 1 : Ciclo de minado en Arcata

Fuente: Elaboracion propia

### 2. Perforación

El tipo de perforación que se utiliza en la explotación es Vertical, con taladros de 15 metros de longitud e inclinación de 75°, acumulando por guardia un promedio de 30 taladros por máquina. Para iniciar la voladura masiva se debe tener una longitud de carguío de 9 metros como mínimo. El equipo que se utiliza son máquinas perforadoras Simba 1254

### 3. Voladura

El carguío de taladros de producción se realiza en forma manual, iniciándose en retirada a partir de la cara libre en los pilares de perforación vertical. En la mina Arcata se emplea la Voladura Controlada o Amortiguada que reduce el factor de acoplamiento perimetral para limitar la sobre rotura y costos de sostenimiento

posterior al disparo. Se utiliza como explosivo la dinamita en los sectores de roca media a baja, y emulsión en los sectores de roca buena. Asimismo, para garantizar la voladura masiva se utiliza el Fanel como accesorio de voladura.

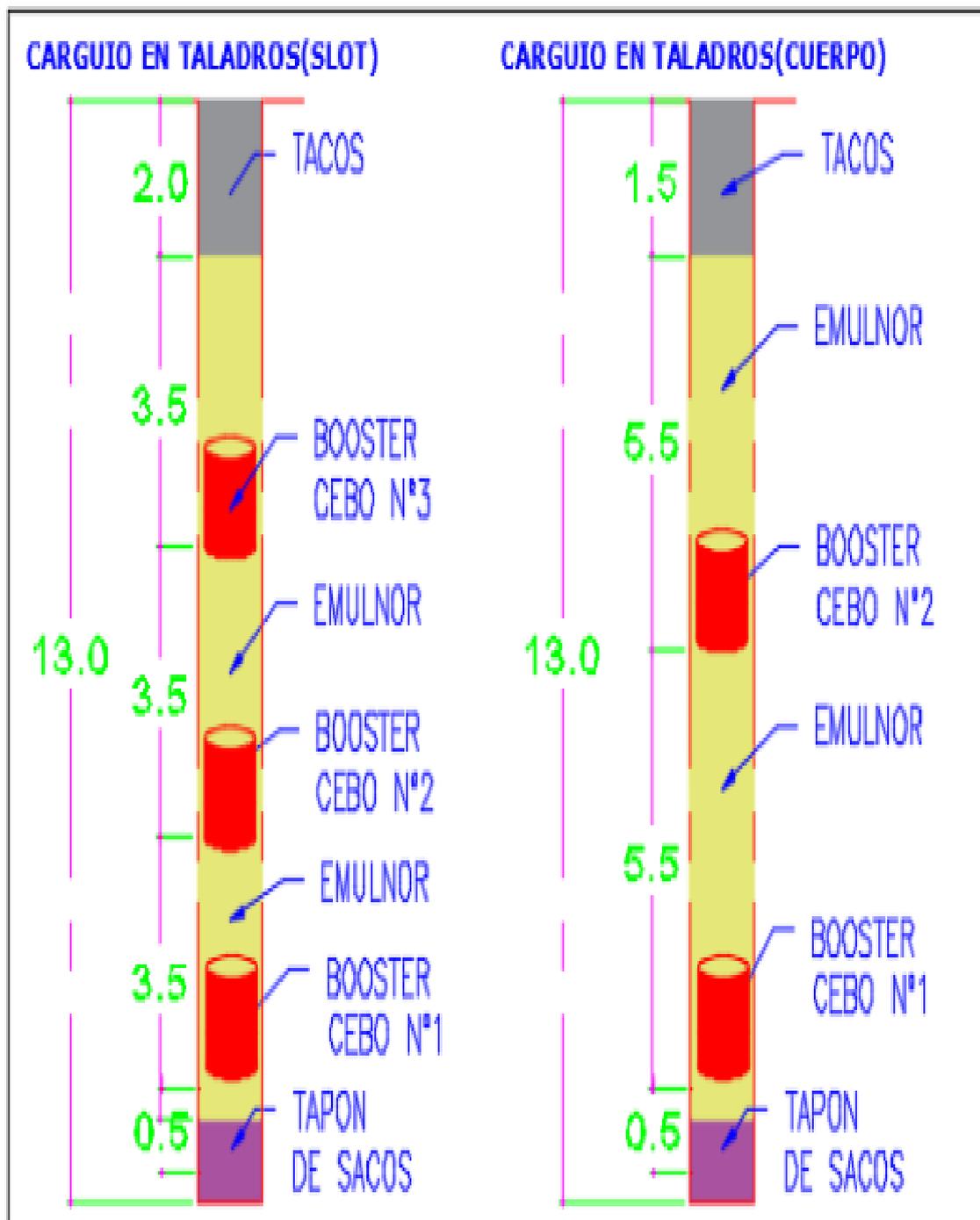


Ilustración 2 : Diseño de la columna explosiva para taladros de 64mm

Fuente: Operación Mina Arcata

#### 4. Geometría de los pilares de explotación

La geometría de los pilares de explotación está condicionada a la forma y a las leyes de los cuerpos mineralizados.

Las dimensiones de los tajos explotados varían en los siguientes rangos: en lado NE Se tiene potencias entre 1.2-3.5m. y en lado SW esta entre anchos de estructura de 4.5- 10.5 m. con longitud de toda la estructura que comprende ambos lados 960 m. El buzamiento de la estructura es sub vertical ( $80^{\circ}$ - $85^{\circ}$ ) de inclinación con rumbo NE-SW y altura de estructura de 125m. de mineral probado.

En la ilustracion se muestra los parámetros de explotación: ancho de tajeo: 10 m, altura de tajeo: 15 m, longitud de tajeo: 16 – 30 m, ancho de pilar: 10 m.

Los rellenos antiguos contienen minerales de baja ley y actualmente por el agotamiento de reservas de mineral son económicamente explotables, las dimensiones son variables y tienen un promedio de 5 a 10 m de longitud.

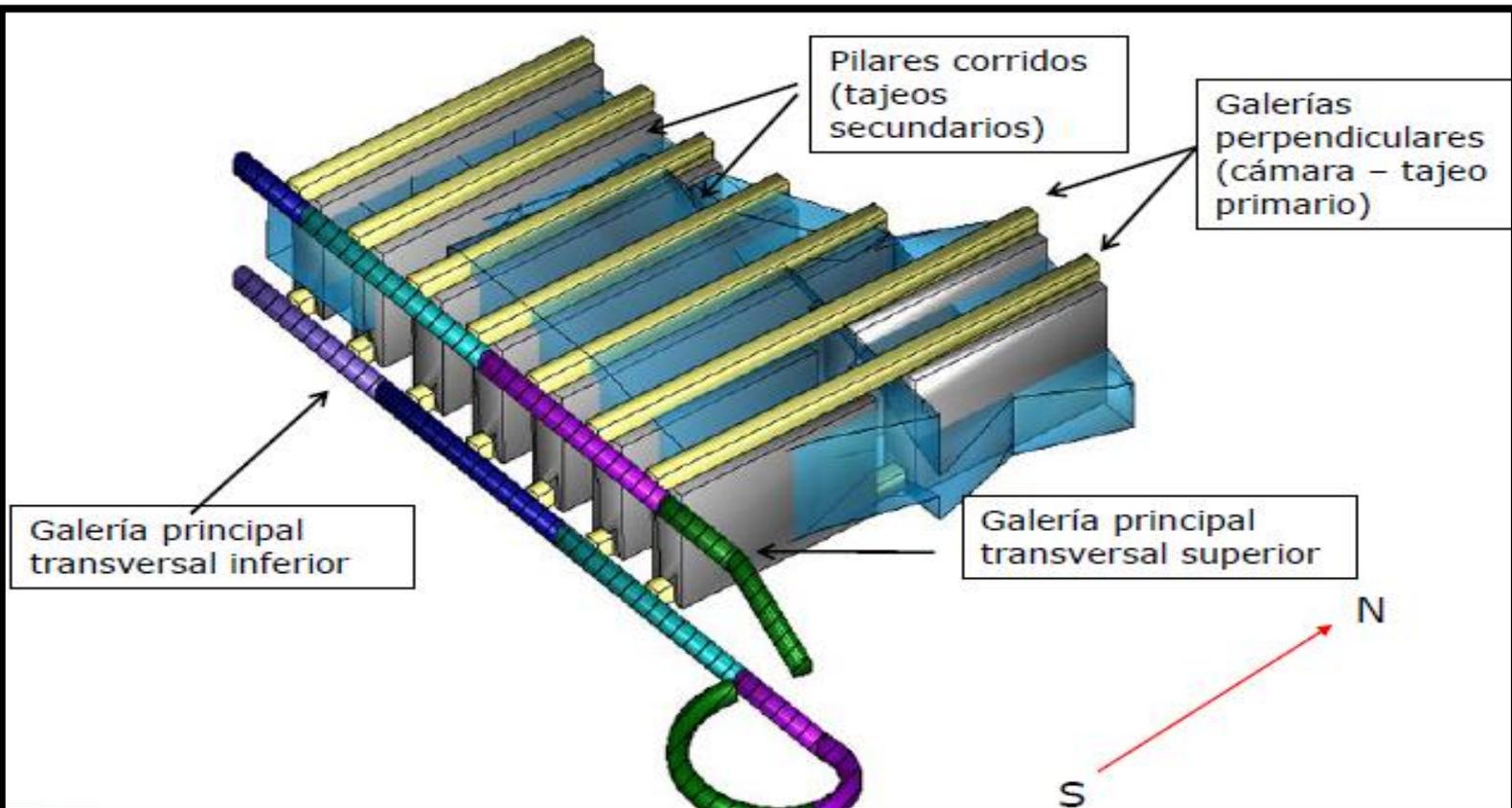


Ilustración 3 : Generalidades del método explotación de Sub Niveles con Taladros Largos.

Fuente: Área de Planeamiento Mina U.O. Arcata

## 5. Explotación

Luego de tener listo la preparación se da inicio al primer corte, utilizando el sistema en perforación, que se encuentra ubicado en la parte central del pilar, de esta manera queda dividido en 2 alas cada uno de 60 m., la explotación de los pilares se realiza con el método de Sub Niveles con Taladros Largos en galerías de explotación, dicha galería se corre paralela a la caja piso de la veta, que a partir de ellos se iniciará la perforación, luego se rellenará ambas alas y continuar con el siguiente corte.

El pilar se realiza todo el ancho de la veta llegando a veces a 4.5 m o reduciéndose a 1.5 m. pero se toma un promedio de 3 m. de ancho por 3 m. de alto, los primeros pilares en extraerse serán los próximos al ore pass, hasta alcanzar los límites extremos del tajeo.

El rellenado del primer corte será primero en el ala norte para luego continuar en el ala sur, la perforación se realiza con perforadoras manuales, teniendo en cada momento 2 frentes de ataque, la voladura se realiza en forma convencional, la limpieza de mineral se realiza con un scoop eléctrico de 4 Yd<sup>3</sup> y/o 3.5 Yd<sup>3</sup> hacia los ore pass, luego se transporta hacia la planta concentradora en volquetes de 15m<sup>3</sup>. Posteriormente estaremos detallando el ciclo de transporte materia de estudio del presente trabajo.

## 6. Acarreo y limpieza

En la unidad para la limpieza de los tajos que se programan mensualmente la unidad minera cuenta con el soporte técnico de Sandvik y Atlas Copco en la unidad, y se complementan los correctivos con el programa de Overhaul en función a las horas trabajadas. Asimismo, se cuenta con talleres trackless en interior mina para su reparación inmediata y evitar salir a Superficie por mantenimiento, optimizando su uso.

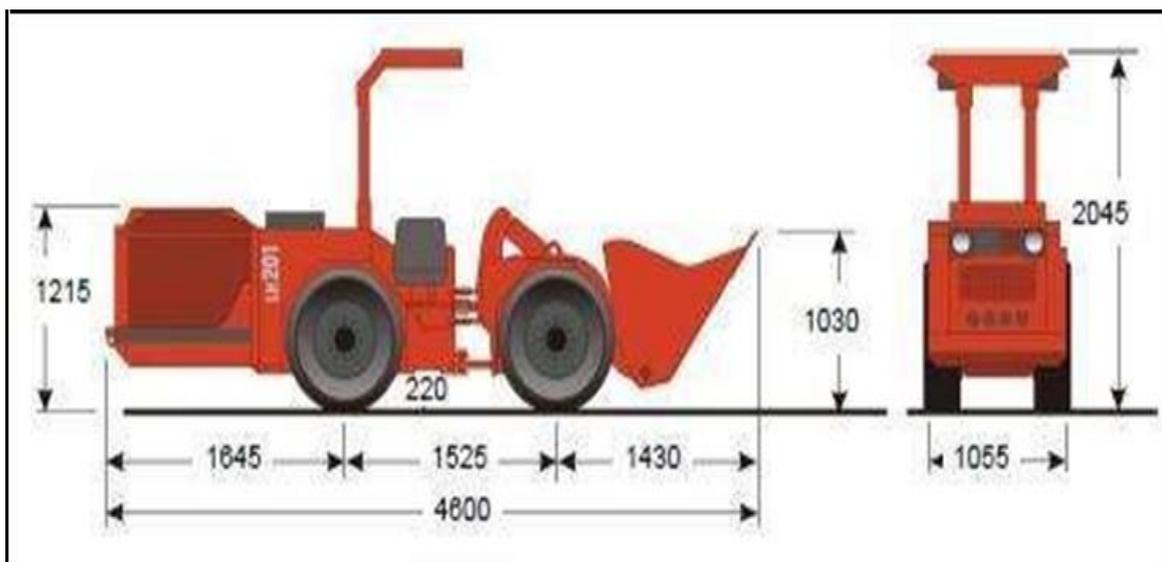


Ilustración 4 : Microscoop Sandvick LH-201 de 4 yd<sup>3</sup> y 3.5 yd<sup>3</sup>

Fuente: Equipo mecánico mina U.O: Arcata

Tabla 1 : Gradación de los agregados finos y gruesos combinados

| Malla | mm   | % que pasa |
|-------|------|------------|
| 3/8"  | 9.51 | 100        |
| N° 4  | 4.76 | 95 – 85    |
| N° 16 | 1.19 | 85 – 45    |
| N° 50 | 0.30 | 45 – 10    |

Fuente: área de geomecánica U.O: Arcata

## 8. Relleno en pasta

Es el material sólido que se transporta en un medio líquido a través de tuberías a fin de llenar los espacios vacíos dejados por la extracción del mineral económico.

El relleno en pasta utilizado no contiene excedentes de agua por lo que no existen sistemas de drenaje, cuyas características de agregado son las siguientes:

- Agregado tamizado a 3/8"
- Cemento puzolámico
- El relleno es detrítico a través de los OP con la utilización de ranflas, para aprovechar el relleno proveniente de las preparaciones.

La pasta es un fluido no Newtoniano, con alta concentración de sólidos.

Se utiliza los relaves totales generados en la Planta Concentradora como componente principal.

La pulpa de relaves pasa por dos procesos de separación sólido- líquido, para incrementar su contenido de sólidos.

### **9. Transporte de mineral**

El mineral producto de la limpieza se destina a la cámara de carguío, luego a través de las tolvas pasan a los volquetes de 15 m<sup>3</sup> de capacidad, rumbo a la parrilla de la tolva de grueso de la Planta Concentradora. Cuando se trata de estéril a la desmontera Mariana.

Para utilizar los volquetes, primero deben pasar estándares de operación y control de equipos para su performance (humos y frenos), dentro de mina las secciones en los cruceros y ventanas limitan las características de los volquetes para la limpieza y acarreo.

Es así que contamos con 12 volquetes entre viajes de desmonte y mineral.

### **10. Ventilación**

En la U.O. Arcata el balance de la mina ingresan 8 907 m<sup>3</sup>/min, para una necesidad de 9 767,56 m<sup>3</sup>/min, coberturando en un 87,15 %, lo que mejorará la ejecución de Raise Borer N° 50. Arcata, tiene 03 sistemas de ventilación:

El Sistema de ventilación Mariana Este, Sistema de ventilación Mariana Oeste y, el Sistema de ventilación Marión.

En la unidad se disponen de 05 Ventiladores principales, 12 Secundarios y 38 Auxiliares, haciendo un total de 55. Para los accesos a las vetas se usan mangas de: 18", 20" y 22", para los desarrollos se usan mangas de 24", 28", 30", 32". El tiempo total requerido para la evacuación de gases después de los disparos en toda la mina es de una hora, tiempo que es suficiente para que pueda ingresar el personal del segundo turno.



Ilustración 5: Raise Borer 20, extractor principal del circuito Marión.

Fuente: Área de operación mina U.O: Arcata

#### Cantidad y características de los ventiladores principales

- 02 ventiladores de caudal 10 000 cfm y de presión estática de 8,5" C.A.
- 03 ventiladores de caudal 50 000 cfm y de presión estática de 11,5" C.A.

Total: 05 ventiladores.



Ilustración 6 : Ventilador de 25 000 CFM

Fuente: área de operación mina U.O: Arcata

**Cantidad y características de los ventiladores secundarios**

- 02 ventiladores de caudal 50 000 cfm y de presión estática de 11,5” C.A.
- 06 ventiladores de 45 000 cfm de 8,5” C.A.
- 01 ventilador de 38 000 cfm de 7,50” C.A.

Total:                    09 ventiladores

**Cantidad y características de los ventiladores auxiliares**

- 06 ventiladores de 30 000 cfm de 9” C.A.
- 15 ventiladores de 25 000 cfm de 11”
- 18 ventiladores de 10 000 cfm de 12” C.A.
- 06 ventiladores de 5 000 cfm de 8,5” C.A.

Total:                    45 ventiladores.

La mina trabaja con accesorios de ventilación adecuados, entre ellos tenemos:

- Mangas de ventilación de rafia D300.
- Mangas de ventilación de lona (poliéster).

**2.2.3 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE MACIZOS ROCOSOS (PILAR)****1) Objetivos de la clasificación geométrica**

Para poder sistematizar, cualificar y cuantificar las características geomecánicas de los minerales donde se realiza la excavación, se evalúa las propiedades del macizo como la combinación entre las características de las rocas y las discontinuidades, para tal fin tendemos a ubicar el macizo rocoso en un tipo estructural determinado y establecer zonas geomecánicas; además, determinar una cuantificación geomecánica que permita dilucidar el sostenimiento y el método de excavación basándose en la más adecuada clasificación requerida.

Esencialmente, con esto se evalúa las propiedades de los macizos rocosos compuestos por la roca intacta, roca alterada y sus discontinuidades. Para que esta evaluación sea la más verídica y de gran apoyo, en Ares se considera hasta seis clasificaciones geomecánicas que son de Terzaghi, de Protodiákonov, de Wickman, Tiedemann y Skinner (RSR), de Bieniawski (CSIR), de Barton (NGI), y de Hoek y Brown; a continuación, realizaremos un resumen y sus parámetros fundamentales de estas clasificaciones de macizos rocosos:

## 2) Determinación de índice de calidad de roca (RQD)

Es un parámetro que generalmente se establece a partir de testigos, se define como el porcentaje de fragmentos recuperados mayores de 10 cm sobre la longitud total del taladro o testigo. Sin embargo, hay metodologías para estimarlo en afloramientos. Su criterio de valoración es como indica en el Tabla 1.

Hay dos metodologías a seguir para el cálculo de RQD, una la de Priest y Hudson, que emplea las es el de las fracturas por metro lineal. Y la segunda, la de Palstrom, que emplea el índice volumétrico.

**Tabla 2 : Calidad de la roca en función de RQD**

| R.Q.D. (%) | CALIDAD DE ROCA | PRECAUCIONES            |
|------------|-----------------|-------------------------|
| <25        | Muy mala        | Capaz de fluir          |
| 25 – 50    | Mala            | Requiere soporte        |
| 50 – 75    | Media           | Uso de pernos           |
| 75 – 90    | Buena           | Requiere soporte ligero |
| 90 – 100   | Muy buena       | No requiere soporte     |

Fuente: Moreno Tallón, Elías (1981): Las clasificaciones geomecánicas de las rocas, aplicadas a las obras subterráneas.

## 3) Clasificación geomecánica RMR (Bieniawski)

El sistema de clasificación Rock Mass Rating o sistema RMR fue desarrollado por Z.T. Bieniawski durante los años 1972 - 1973, y ha sido modificado en 1976 y 1979, en base a más de 300 casos reales de túneles, cavernas, taludes y cimentaciones. Actualmente se usa la edición de 1989, que coincide sustancialmente con la de 1979.

Para determinar el índice RMR de calidad de la roca se hace uso de los seis parámetros del terreno siguientes:

- La resistencia a compresión simple del material
- El RQD (Rock Quality Designation)
- El espaciamiento de las discontinuidades
- El estado de las juntas
- La presencia de agua
- La orientación de las discontinuidades

El RMR se obtiene como suma de unas puntuaciones que corresponden a los valores de cada uno de los seis parámetros enumerados. El valor del RMR oscila entre 0 y 100, y es mayor cuanto mejor es la calidad de la roca. Bieniawski distingue cinco tipos o clases de roca según el valor del RMR (ver el Tabla):

**Tabla 3 : Clasificación de roca según el valor del RMR de Bieniawski**

| CLASE     | RMR             | CALIDAD DE ROCA |
|-----------|-----------------|-----------------|
| CLASE I   | $RMR > 80$      | Roca muy buena  |
| CLASE II  | $80 > RMR > 60$ | Roca buena      |
| CLASE III | $60 > RMR > 40$ | Roca media      |
| CLASE IV  | $40 > RMR > 20$ | Roca mala       |
| CLASE V   | $RMR < 20$      | Roca muy mala   |

Fuente: Moreno Tallón, Elías (1981): Las clasificaciones geomecánicas de las rocas aplicadas a las obras subterráneas.

Hoy en día lo más habitual es combinar las observaciones y agrupar las clasificaciones RMR y Q y las metodologías de trabajos locales (tipos de cercha, pernos de anclaje, mallas, etc.).

#### 4) Clasificación geomecánica Q (BARTON)

El Sistema Q o Clasificación de Barton fue desarrollado en Noruega en 1974 por Barton, Lien y Lunde, del Instituto Geotécnico Noruego. Se basó su estudio en el análisis de cientos de casos de túneles construidos principalmente en Escandinavia.

La Clasificación de Barton asigna a cada terreno un índice de calidad Q, tanto mayor cuanto mejor es la calidad de la roca. Su variación no es lineal como la del RMR, sino exponencial, y oscila entre  $Q = 0,001$  para terrenos muy malos y  $Q = 1000$  para terrenos muy buenos. El valor de Q se obtiene de la siguiente expresión:

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

Donde cada parámetro representa lo siguiente:

- **RQD** es el Índice Rock Quality Designation, es decir, la relación en tanto por ciento entre la suma de longitudes de testigo de un sondeo mayores de 10 cm y la longitud total. Barton indica que basta tomar el RQD en incrementos de 5 en 5, y que como mínimo tomar  $RQD=10$ .
- **J<sub>n</sub>** varía entre 0,5 y 20, y depende del número de familias de juntas que hay en el macizo.
- **J<sub>r</sub>** varía entre 1 y 4, y depende de la rugosidad de las juntas.
- **J<sub>a</sub>** varía entre 0,75 y 20, y depende del grado de alteración de las paredes de las juntas de la roca.
- **J<sub>w</sub>** varía entre 0,05 y 1, dependiendo de la presencia de agua en el túnel.
- **SRF** son las iniciales de Stress Reduction Factor, y depende del estado tensional de la roca que atraviesa el túnel.
- Para la obtención de cada uno de los cinco últimos parámetros, Barton aporta unas tablas donde se obtienen los valores correspondientes en función de descripciones generales del macizo rocoso. Como resultado el índice Q puede valorarse como se muestra en la tabla siguiente.

**Tabla 4 : Puntuación de clasificación Q de Barton.**

| Intervalo           | Descripción o Calidad       |
|---------------------|-----------------------------|
| <b>0,001 - 0.01</b> | Roca excepcionalmente mala  |
| <b>0,01 – 0.1</b>   | Roca extremadamente mala    |
| <b>0,1– 1</b>       | Roca muy mala               |
| <b>1 – 4</b>        | Roca mala                   |
| <b>4 – 10</b>       | Roca media                  |
| <b>10 – 40</b>      | Roca buena                  |
| <b>40 – 100</b>     | Roca muy buena              |
| <b>100 – 400</b>    | Roca extremadamente buena   |
| <b>400 – 1000</b>   | Roca excepcionalmente buena |

Fuente: Moreno Tallón, Elías (1981): Las clasificaciones geomecánicas de las rocas, aplicadas a las obras subterráneas.

### 5) Pre diseño de sostenimientos a partir del índice Q. Barton

Para diseñar el sostenimiento a instalar, Barton utiliza las dimensiones de la excavación a realizar y el tipo de uso que se va a dar a la obra (ESR) para definir la “Dimensión equivalente” ( $De$ ) de la excavación, que se obtiene como cociente entre el ancho o altura del túnel ( $B$ ) y el factor ESR:

$$De = \frac{B}{ESR}$$

El valor de ESR se obtiene en función del uso que se dará a la excavación.

Según los resultados de la clasificación Q, se observa que se determina el valor de Q básico de 20,2 a 35,9 en las discontinuidades, lo que significa que se trata de roca buena a muy buena.

### 6) Índice Geológico de Resistencia GSI

El Índice Geológico de Resistencia (G.S.I.) propuesto por Hoek (1997) y Hoek Kaiser y Bawden (1998) proporciona un sistema práctico para estimar la variación

de la resistencia que presentaría un macizo rocoso con diferentes condiciones geológicas.

La resistencia de un macizo rocoso fracturado depende de las propiedades de los trozos o bloques de rocas intacta y también, de la libertad de estos para girar o deslizarse bajo distintas condiciones de esfuerzo. Esta libertad está controlada por el perfil geométrico de los trozos o bloques de roca intacta, así como también, por la condición de la superficie que separan dichos trozos o bloques.

La historia geológica de cada área o región (procesos geomorfológicos, sedimentarios, estructurales, ígneos y metamórficos, hidrogeológicos, metalogénicos y otros) han influido en forma determinante en las propiedades y características de los parámetros utilizados en el índice geológico de resistencia o G.S.I, por lo tanto, la evaluación geológica de un área debe ser tomada muy en cuenta para la aplicación de este índice.

## 7) Caracterización geomecánica en operaciones con Taladros Largos

- El RMR (tanto del tipo de roca presente en la caja Techo y Piso, como de la misma mineralización, para cada veta).
- Se determinó el tipo de sostenimiento a emplearse en los sub-niveles de preparación para taladros largos.
- Mediante el radio hidráulico (Laubcher), y las condiciones presentadas se determinó la altura máxima del banco a preparar, y la abertura máxima de cresta a cresta, para el relleno, dejando siempre la abertura para la siguiente cara libre.
- Se tiene la simulación del comportamiento de las labores abiertas, el tiempo hasta su relleno y los de esfuerzos, a medida que la mina se va preparando, en el software Phases

Para la aplicación del método de explotación es muy fundamental la caracterización geomecánica, para lo cual se hizo el levantamiento de campo de las estructuras y el macizo rocoso en base a:

### a) Clasificación geomecánica de Bieniawski

Esta clasificación geomecánica se basa en el índice RMR “Rock Mass Rating”, que da una estimación de la calidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta los siguientes factores:

- Resistencia compresiva de la roca.
- Índice de calidad de la roca (RQD).
- Espaciamiento de juntas
- Condición de juntas
- Presencia de agua
- Corrección por orientación.

Estos factores se cuantifican mediante una serie de parámetros definiéndose unos valores para dichos parámetros, cuya suma, en cada caso nos da el índice de calidad del RMR que varía entre 0-100. Los objetivos de esta clasificación son:

- Determinar y/o estimar la calidad del macizo rocoso.
- Dividir el macizo rocoso en grupos de conducta análoga.
- Proporcionar una buena base de entendimiento de las características del macizo rocoso.
- Facilitar la planificación y el diseño de estructuras en roca, proporcionando datos cuantitativos necesarios para la solución real de los problemas de ingeniería.

Se clasifican las rocas en 5 categorías. En cada categoría se estiman los valores de la cohesión y el ángulo de fricción interna del macizo rocoso. A continuación, se definen y valoran cada uno de los factores que intervienen en la clasificación.

**Tabla 5 : Clasificación de sus parámetros y sus valores (Bieniawski)**

| Parámetros                     | ESCALA DE VALORES      |  |  |  |   |  |                           |                          |
|--------------------------------|------------------------|--|--|--|---|--|---------------------------|--------------------------|
|                                | Carga Puntual          | 80 kg/cm <sup>2</sup>  | 40-80  | 20-40  | 10-20   | 10 kg/cm <sup>2</sup>  |                           |                          |
| Resistencia de la roca intacta |                        | 2000 kg/cm <sup>2</sup>  | 1000-2000 kg/cm <sup>2</sup>                                   | 500-1000 kg/cm <sup>2</sup>                                    | 250-500 kg/cm <sup>2</sup>  | 100-205 kg/cm <sup>2</sup>   | 30-100 kg/cm <sup>2</sup> | 10-30 kg/cm <sup>2</sup> |
|                                | A compresión           |  |  |  |   |  |                           |                          |
| VALOR                          |                        | 15   | 12   | 7  | 4   | 2  | 1                         | 0                        |
| R.Q.D.                         |                        | 90-100%  | 75-90%   | 50-75%   | 25-50%  | 25%  |                           |                          |
| VALOR                          |                        | 20   | 17   | 13   | 8   | 3  |                           |                          |
| Espaciado de juntas            |                        | 3m   | 1-3m   | 0.3-1m   | 50-300mm  | 50mm   |                           |                          |
| VALOR                          |                        | 30   | 25   | 20   | 10  | 5  |                           |                          |
| Condición de juntas            |                        | Muy rugosas sin continuidad, cerradas de paredes de roca dura. | Ligeramente rugosa < 1mm. De separación, paredes de roca dura. | Ligeramente rugosa < 1mm. De separación, paredes de roca suave | Espejo de falla o relleno de espesor < 5mm. o abiertos 1-5mm fisuras. | Relleno blando de espesor < 5mm o abiertas < 5mm, fisuras continuas, |                           |                          |
| VALOR                          |                        | 25   | 20   | 12   | 6   | 0  |                           |                          |
| Aguas Subterráneas             | Cantidad filtración 10 | Ninguna  |  | 25 litros/min  | 25-125 litros/min   | >125 litros/min  |                           |                          |
|                                | Presión de agua        | Cero   |  | 0.0 - 0.2  | 0.2 - 0.5   | 0.5  |                           |                          |
|                                | Esfuerzo               |  |  |  |   |  |                           |                          |
|                                | situación general      | Totalmente Seco  |  | Solo húmedo, agua  | Ligera presión de agua  | Serios problemas de agua   |                           |                          |
| VALOR                          |                        | 10   |  | 7  | 4   | 0  |                           |                          |

Fuente: Clasificación geomecánica Bieniawski.

**b) Corrección por orientación.**

Al momento de considerar los efectos de orientación de las discontinuidades para la clasificación del macizo rocoso, con vistas a la construcción de una excavación subterránea y una labor minera superficial, es suficiente considerar si las orientaciones del rumbo y del buzamiento son más o menos favorables con relación a la labor minera que se va ejecutar. Bieniawski ha propuesto la siguiente clasificación.

Tabla 6 Corrección por orientación propuesto por Bieniawski

| RUMBO PERPENDICULAR AL EJE |                  |                             |                  | RUMBO PARALELO AL EJE DEL TÚNEL |                    | BUZAMIENTO 0-20 (independiente del rumbo) |
|----------------------------|------------------|-----------------------------|------------------|---------------------------------|--------------------|---|
| Dirección según Buzamiento |                  | Dirección contra Buzamiento |                  |                                 |                    |   |
| Buzamiento 45-90           | Buzamiento 20-45 | Buzamiento o 45-90          | Buzamiento 20-45 | Buzamiento 45-90                | Buzamiento o 20-45 |   |
| Muy Favorable              | Favorable        | Regular                     | Desfavorable     | Muy Desfavorable                | Regular            | Desfavorable                              |

Fuente: Clasificación Geomecánica (Bieniawski).

**c) Geomecánica en la caracterización del macizo rocoso.**

U.S. National Comité on Rock Mechanics en 1974, define la mecánica de rocas como ciencia teórica y aplicada al comportamiento mecánico de la roca y de los macizos rocosos, esto es, aquella rama de la mecánica que trata con la respuesta de la roca y de los macizos rocosos al campo de fuerzas de su entorno físico. Esta disciplina distinta y coherente, su integración practica efectiva demanda su integración filosófica con otras áreas que trata con la respuesta mecánica de todos los materiales geológicos; todo esto en conjunto es lo que se denomina la “geomecánica”.

Los trabajos de investigación en lo que se refiere al diseño de estructuras rocosas deberán necesariamente tener su punto de partida en un estudio detallado de mecánica de rocas. Si bien la mecánica de rocas no resuelve innumerables problemas en la minería subterránea, si no que aumenta la eficiencia de los trabajos mineros. Para evaluar y recolectar los datos de ingeniería geologica, se ha considerado las aproximaciones estandarizados de la sociedad geologica de Londres (Anón, 1977) y Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM, 2978). Siendo el objetivo principal determinar la calidad del macizo rocoso y discutir su estabilidad para proponer el tipo de sostenimiento para dicha excavación.

Según Hoek (1997), el macizo rocoso es raramente continuo, homogéneo e isotrópico; esta siempre intersectada por una variedad de discontinuidades como fallas, juntas, planos de estratificación y otros. Entonces está claro, el comportamiento del macizo rocoso en excavaciones subterráneas depende de las características de la roca intacta y como de las discontinuidades. La evaluación desde el punto de vista de ingeniería geológica comprende identificar los tipos litológicos, mapeo de las principales discontinuidades, identificación de los principales sistemas de juntas, levantamiento de registro de discontinuidades y evaluación de la naturaleza intrínseca de las discontinuidades.

#### **d) Mapeo geológico – geotécnico.**

El mapeo geológico consistió en identificar las unidades litológicas y cartografiar a detalle las principales discontinuidades en un plano rebatido de proyección axiometrica a escala 1:100. Las juntas o diaclasas y fallas han sido orientadas con la ayuda de una brújula (Rumbo y buzamiento), y las características intrínsecas fueron evaluadas con los lineamientos recomendados por el ISRM (1978). El mapeo geológico y geotécnico facilita dividir al macizo rocoso en varias regiones que se diferencian por tener características diferentes y que son llamados “dominios estructurales”. Cada región se caracteriza por tener una cierta homogeneidad lito-estructural y generalmente coinciden con algún rasgo estructural principal como una falla, cambio de tipo de roca, cambios significativos en el espaciamiento o características de las discontinuidades, etc. dentro de un mismo tipo de roca el macizo rocoso se divide en un número de pequeñas de regiones estructurales, debido a la intensidad de fracturamiento.

#### **e) Clasificación de Barton, Lien y Lunde (Índice Q).**

Estos autores consideran esta clasificación tomando en cuenta el RQD relacionándola con los diversos parámetros, que serán considerados a continuación y que están relacionados con la siguiente formula.

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

Como se analiza, la clasificación de Barton *et al*, se basa en 6 parámetros:

- RQD. Índice de Calidad de Roca.
- Jn. Número de familias de Diaclasas.
- Jr. Rugosidad de las Superficies de las discontinuidades.
- Ja. Alteración de las Diaclasas.
- Jw. Coeficiente reductor. Presencia de Agua.
- SRF. Factor Reductor del Esfuerzo.

El primer cociente RQD/Jn representa en la formula el tamaño de los bloques.

El segundo cociente Jr/Ja representa en la formula la resistencia al corte de los bloques.

El tercer y último cociente Jw/SRF representa en la formula el estado tensional del macizo rocoso.

#### 8) Método de explotación Sub Level Stopping

Es el modo de dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo y consiste en arrancar el mineral a partir de subniveles de explotación mediante disparos efectuados en planos verticales, con tiros paralelos y radiales, quedando posteriormente vacío el caserón después de la explotación.

La preparación de este método contempla galerías de perforación (GP), galería de base o Undercat; y, transporte para evacuación del mineral arrancado y chimeneas VCR para generar una cara libre.

La perforación se realiza con tiros largos radial, utilizando tiros que van entre 15 - 25 m. hacia abajo. Con ello se ha conseguido además alcanzar rendimientos de 20 metros, perforando con máquinas pesadas o semipesadas lo cual aumenta los niveles de perforación.

El transporte y evacuación del mineral se realiza desde la galería Undercat, es decir, una zanja recolectora que recibe el mineral arrancado que cae por gravedad a este lugar.

Los scooptrams ingresan por los cruzados que tienen una inclinación con respecto al eje de la G.T. El mineral es transportado a través de la G.T. a los piques de traspaso; y, de allí al nivel de carguío y transporte.

El campo de aplicación de este método varía para cuerpos macizos o vetas estrechas, las características de mecánica de roca deben ser buenas, poseer paredes y techos firmes y estables.

La calidad del mineral debe ser competente y su ángulo de buzamiento mayor a  $60^\circ$ , generalmente se aplica en yacimientos verticales y que tengan formas y dimensiones regulares.

A lo que a costos se refiere, es económico, aplicándose muchas variantes para este método, lo que lo hace muy productivo.

La altura del caserón de arranque no tiene limitaciones teóricas, deben amoldarse más bien a las condiciones del yacimiento. Conviene en la mayoría de los casos abarcar toda la altura de la mineralización a fin de limitar el número de galerías bases de extracción a una sola en lugar de varias.

En cuanto al ancho del caserón, conviene en general en el caso de vetas potentes o de mantos de fuerte pendiente, abarcar todo el espesor de la mineralización. Si se trata de cuerpos masivos, se pueden crear varios caserones separados por zonas estériles o pilares mineralizados, los cuales podrían ser recuperados con posterioridad utilizando el mismo método.

Actualmente debido a los grandes avances tecnológicos el equipo más usado es el Scoop. Esta carga el material a través de los cruzados de extracción; y, traslada el mineral a los piques de traspaso, siendo posteriormente el mineral evacuado por camiones cargados por cargadores frontales.

**Preparación.** - Las labores de preparación comprende: Los sub niveles con sus respectivas comunicaciones con el nivel base, los embudos o zanjas receptoras y el primer corte para crear una cara libre.

Este corte se efectúa como si se tratara de explotar una veta estrecha por SLS. En cada sub nivel se corre una galería perpendicular al eje longitudinal y a todo lo ancho del futuro caserón.

Corresponden por lo tanto a los sub niveles de perforación en un SLS estrecho, una chimenea central que una estas galerías que sirve a su vez de primer corte para este pequeño SLS.

Este trabajo se efectúa simultáneamente con los sub niveles de perforación y con el nivel base.

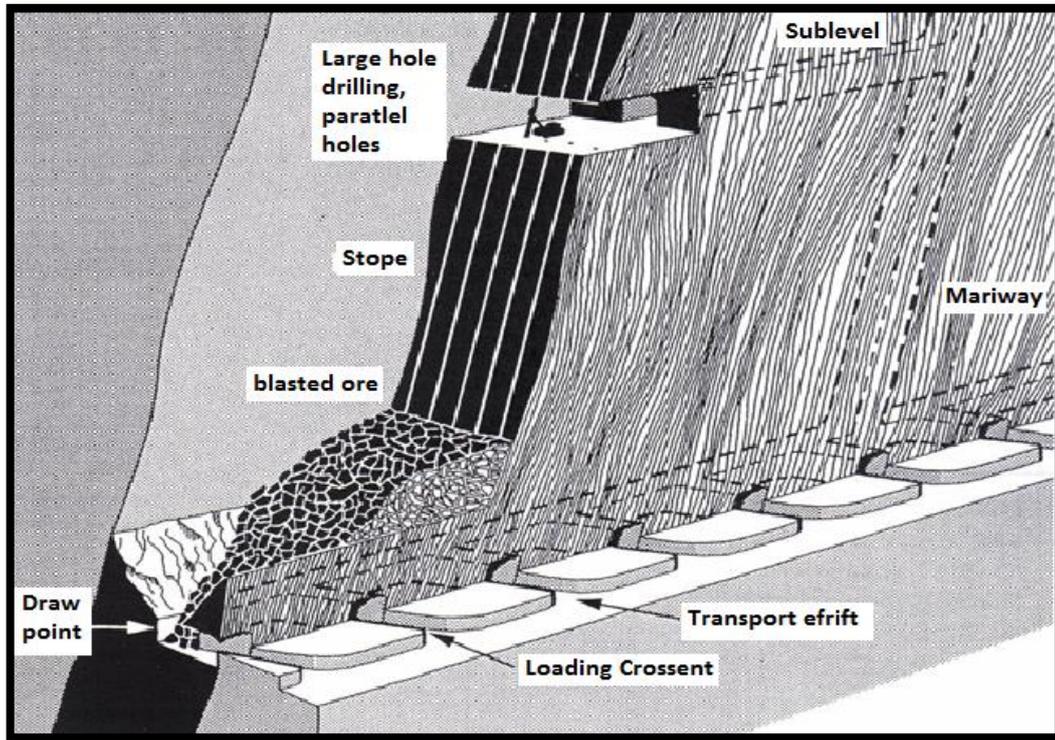


Ilustración 7 : Esquema de taladros largos (Sub Niveles)

Fuente: Área de operación mina U.O: Arcata

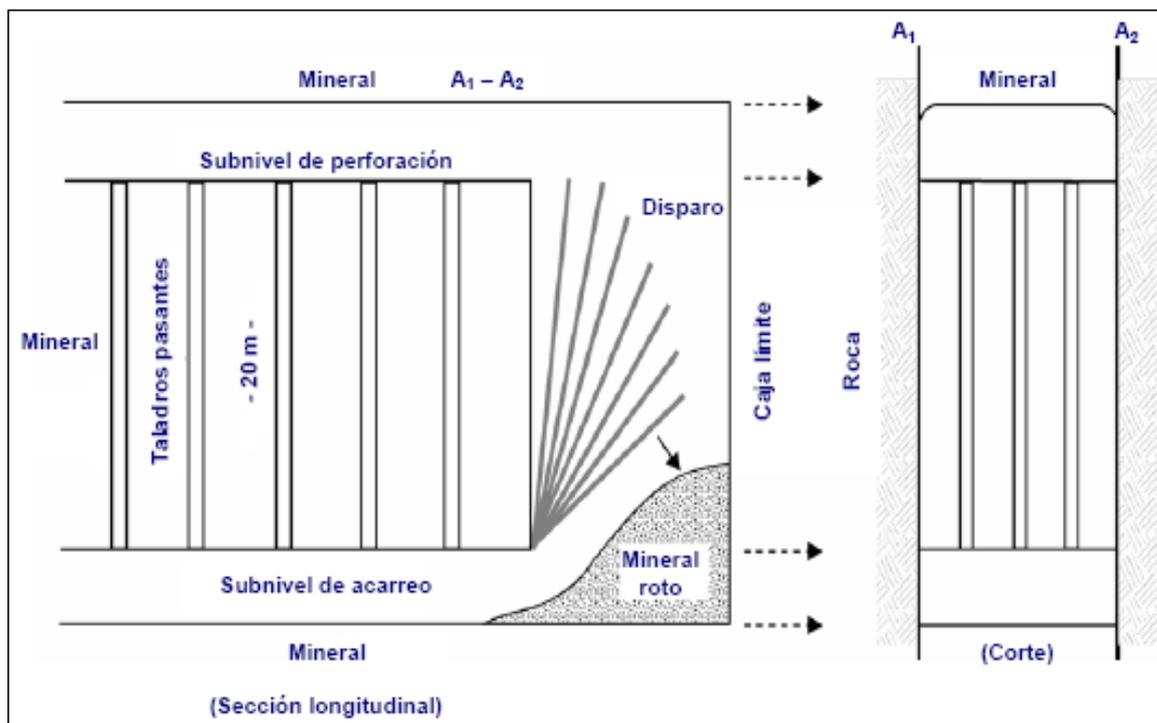


Ilustración 8 : Ejemplo de voladura – Taladros largos pasantes

Fuente: Área de operación mina U.O: Arcata.

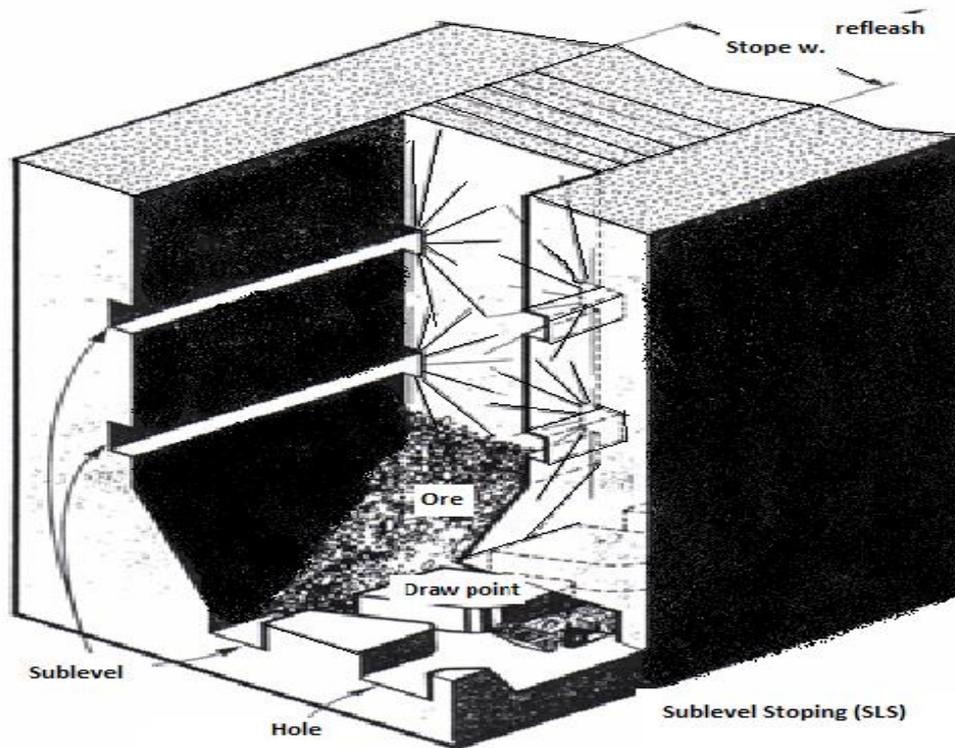


Ilustración 9 : Método de explotación – Sub Niveles (SLS)

Fuente: Área de operación mina U.O: Arcata

### 9) Diseño de la malla de perforación de Taladros Largos

En el diseño de la malla de perforación para taladros largos se aplica la fórmula de Langefors:

$$B_{\max} = \frac{\emptyset}{33} * \emptyset \sqrt{(dc * PRP) / c * f * (E/B)}$$

**Donde:**

**B<sub>max</sub>:** Burden máximo en m.

**∅:** Diámetro del taladro en mm.

**c:** Constante de la roca

**E/B:** Relación entre el espaciamiento y el burden

**PRP:** Potencia relativa en peso del explosivo

- f:** Factor de fijación.
- dc:** Densidad de carga en g/cm<sup>3</sup>

### **Valor práctico del Burden**

Un valor práctico del Burden se obtiene a partir de la fórmula siguiente:

$$B = B_{max} - 2 * \phi - 0,02 * L$$

Siendo L la longitud del taladro.

### **Ventajas del método**

Proporciona mayor seguridad, alta producción y rendimiento.

La gran altura del banqueo (hasta 70m) permite disparar bloques de gran tamaño.

Menor daño a la roca remanente con empleo de explosivos a granel de menor costo como Examon.

El disparo es por filas como el banqueo en superficie.

Se puede cebar en la mitad del taladro de modo que la onda de choque se reparte hacia arriba y abajo simultáneamente.

### **Desventajas del método**

- Puede producir dilución del mineral al mezclarse con material estéril.
- Alto nivel de vibraciones y apelmazamiento del material disparado debido a la caída de gran altura.

**Tabla 7 : Características de aplicación del método de taladros largos**

| <b>1. Geometría del Yacimiento</b>    | <b>Aceptable</b> | <b>Optimo</b>          |
|---------------------------------------|------------------|------------------------|
| Forma                                 | Cualquiera       | Tabular                |
| Potencia                              | >5 m             | >10 m                  |
| Buzamiento                            | >45°             | >65°                   |
| Tamaño                                | Cualquiera       | >10 Mt                 |
| Regularidad                           | Media            | Baja                   |
| Resistencia (Techo)                   | Incluye poco     | >500 k/cm <sup>2</sup> |
| Fracturación (Techo)                  | Media            | Baja                   |
| Campo Tensional In-situ (Profundidad) | <2000 m          | <1000 m                |
| Comportamiento Tenso-Deformacional    | Elastico         | Elastico               |
| Valor Unitario de la Mena             | Bajo             | NA                     |
| Productividad y ritmo de explotación  | Alto             | NA                     |

Fuente: área de geomecánica mina U.O: Arcata

### 10) Método taladros en abanicos- SLC

Este método es aplicado en cuerpos diseminados, la perforación de taladros es de longitudes variables superiores o iguales a los 15 metros dependiendo de las dimensiones del block mineralizado, la altura entre Subniveles de perforación es de 20 metros, a partir de estos subniveles se realizan perforaciones de taladros ascendentes y descendentes en abanicos para lo cual se utilizan diámetros de broca de 64mm. Con la finalidad de minimizar la desviación de los taladros.

### 11) Método taladros paralelos- SLV

Este métodos es aplicado básicamente en bloks de mineral de potencias menores, vetas donde la potencia minable es de 1.50 metros hasta 5.00 metros, la sección de los subniveles son de 3.50m x 3.50m, sirven como subnivel de perforación así

como también para el desplazamiento de los equipos de perforación y de limpieza scooptram.

Existe una regular continuidad en la mineralización lo cual hace factible la aplicación de este sistema, el buzamiento de las vetas tienen un promedio de  $75^\circ$  a  $90^\circ$  lo que es una inclinación favorable en el desplazamiento del material dentro del tajo.

La altura entre subniveles es de 30.0 metros, a partir de estos subniveles se realizan perforaciones de taladros paralelos al buzamiento de la veta en sentido ascendente y descendente con una longitud entre 12.0m- 15.0m como máximo, para lo cual se utilizan diámetros de broca de 64mm con la finalidad de minimizar la desviación de los taladros.

Las chimeneas - slot utilizado como cara libre son preparadas con una sección de 3.0m x 3.0m. Estas chimeneas están ubicadas a los extremos del tajo de tal forma que la explotación se hace en retirada y en rebanadas verticales, en caso de haber tajos vacíos ya no es necesario de la realización de slot o caras libres porque los tajos vacíos nos sirven como caras libres.

## 2.3 MARCO CONCEPTUAL

### a) Geomecánica.

Para la evaluación Geomecánica del yacimiento consideramos los siguientes principios y metodologías:

- Evaluación considerando las propiedades físico mecánicas de las Rocas.
- Evaluación considerando las propiedades geológico ingenieriles.
- Clasificación de los macizos rocosos mediante la aplicación de los sistemas de clasificación Geomecánica.
- Determinación del diseño y tipo de sostenimiento.

En base a las condiciones del macizo rocoso en el área excavada definido por los diferentes tipos de clasificación geomecánica, se determina el tipo de soporte a colocar. En el siguiente cuadro se muestra el tipo de sostenimiento a aplicar por estructura.

Generalmente se realiza la simulación de deformación de labores abiertas utilizando el software phases.

### 1) Determinación de estabilidad de los métodos de minado

Se realizó la elección del método de minado mediante métodos numéricos y empíricos tomando las premisas anteriormente evaluadas tomando en consideración lo siguiente:

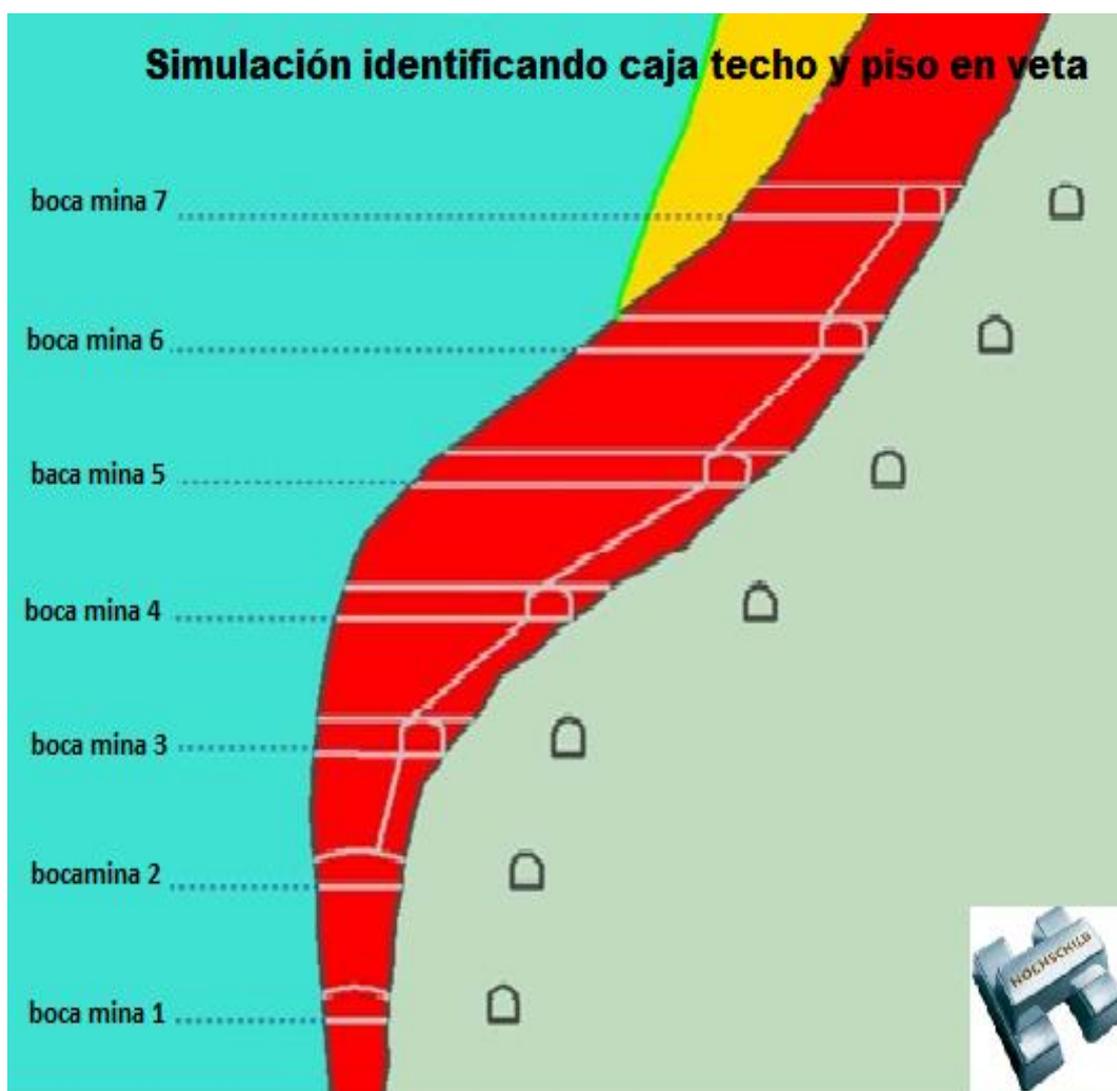


Ilustración 10 : Simulación de tajeo.

Fuente: Cia Minera Arcata.

En la siguiente ilustración las simulaciones realizadas en el software para la estabilidad de los pilares y el factor de seguridad para etapa realizado, de acuerdo a la secuencia de minado que se realizó en el método de explotación.

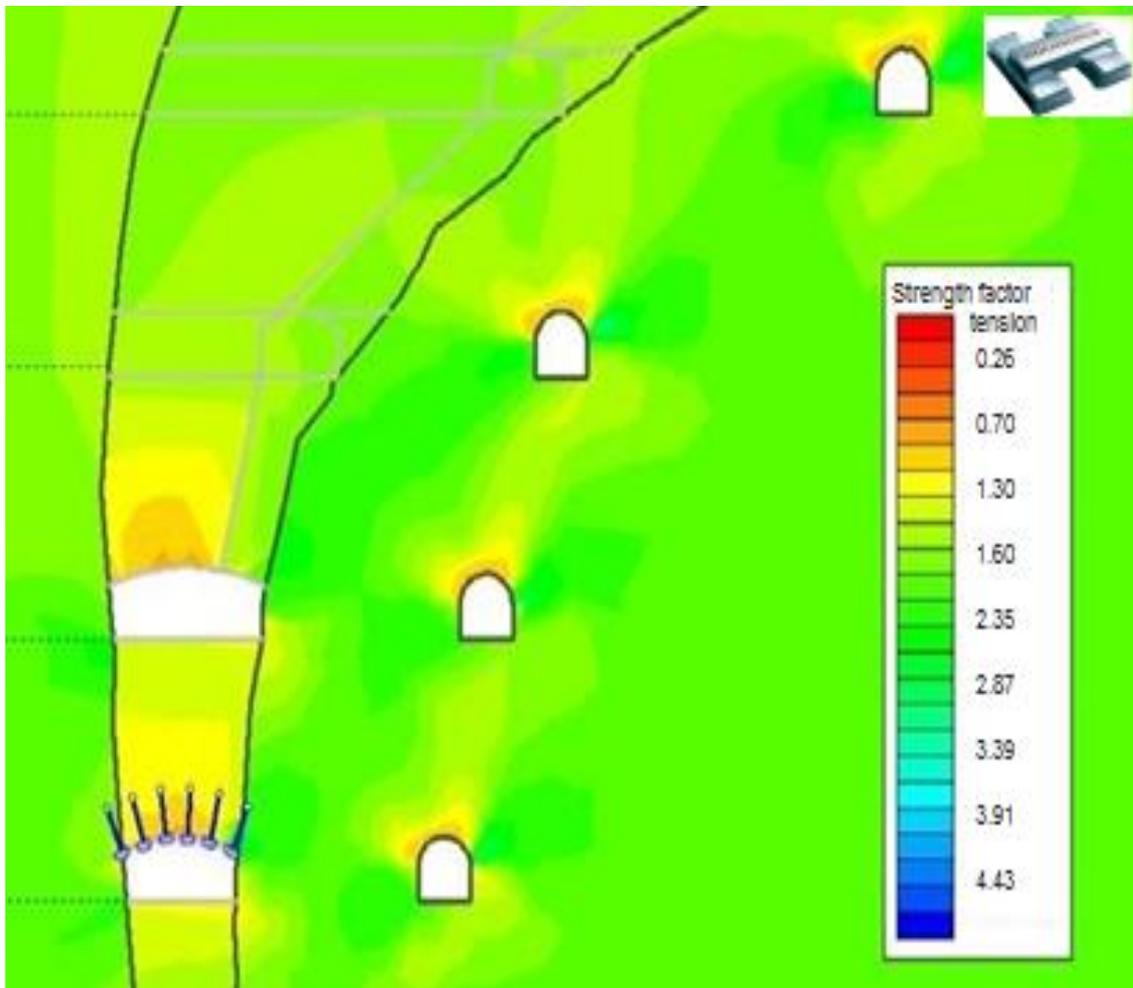


Ilustración 11 : Distribución de labores

Fuente: Cia Minera Arcata.

En la siguiente ilustración se muestra los análisis e interpretaciones para el diseño de minado y el esquema de modelación respectiva en software, para cada fase de explotación en los pilares de este método de explotación.

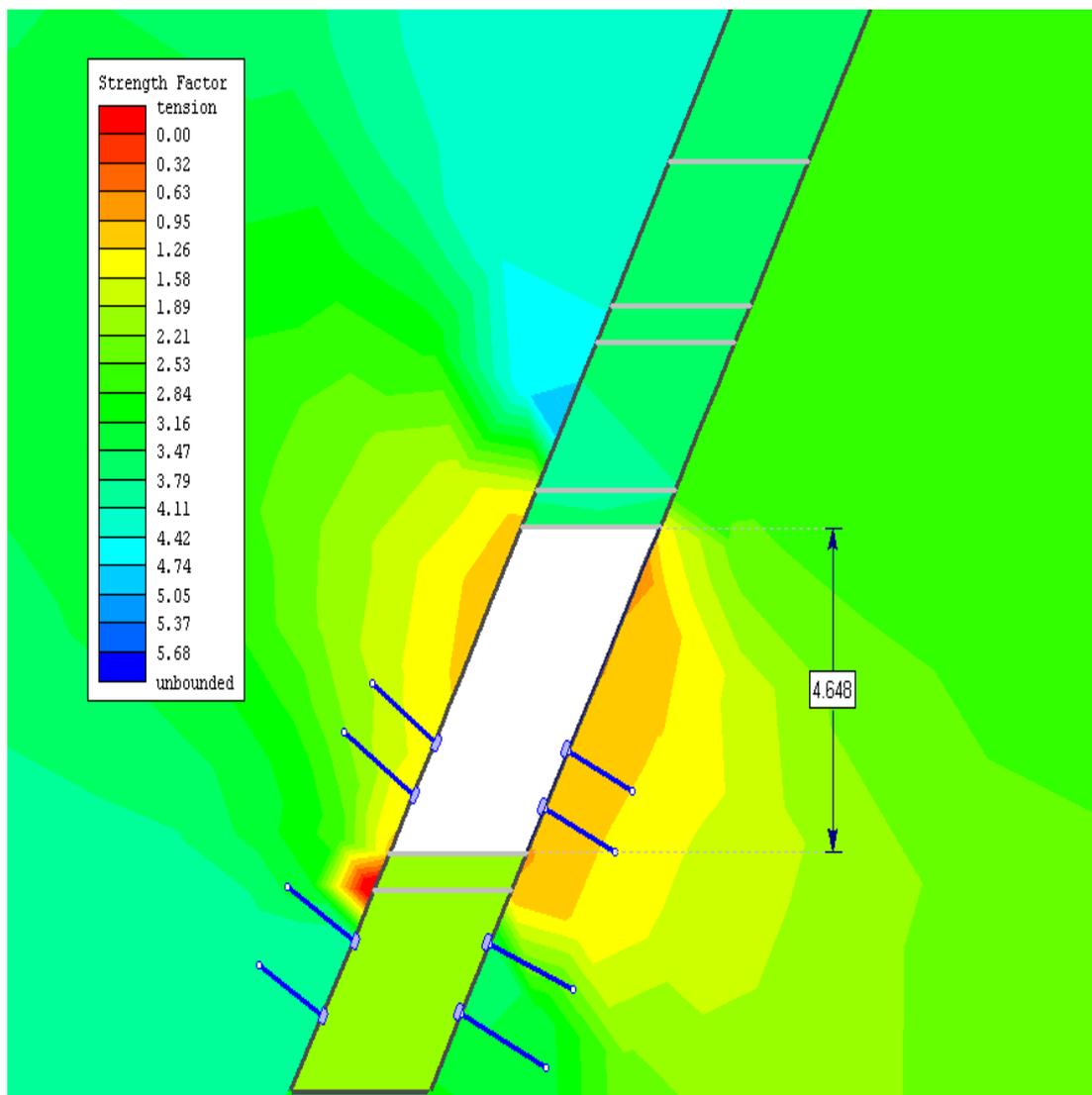


Ilustración 12 : Esquema de altura máxima de corte para que continúe estable  
Fuente: Cia Minera Arcata.

En la siguiente ilustración se detalla la interpretación del método de minado en el esquema de modelación respectiva en software, para la fase final con sostenimiento y relleno hidráulico del método de explotación del corte relleno ascendente.

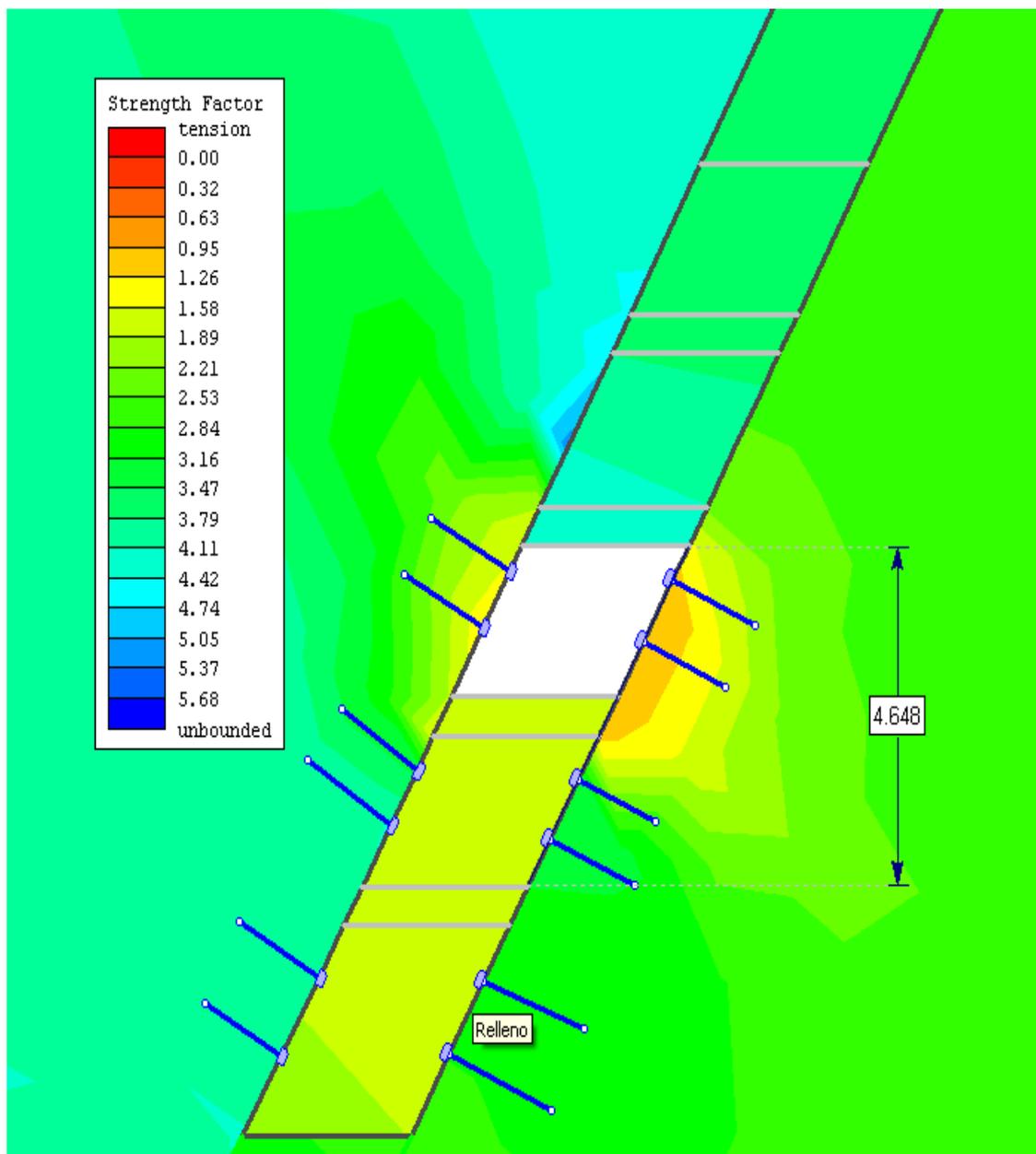


Ilustración 13 : Modelación de relleno y sostenimiento.  
 Fuente: Cia Minera Arcata.

Los pilares tienen 10 metros de ancho, 30 metros de altura y cámaras de 10 metros de abertura. Los pilares tienen un factor de seguridad de 1.2 y el techo de las cámaras el factor de seguridad es 1.3.

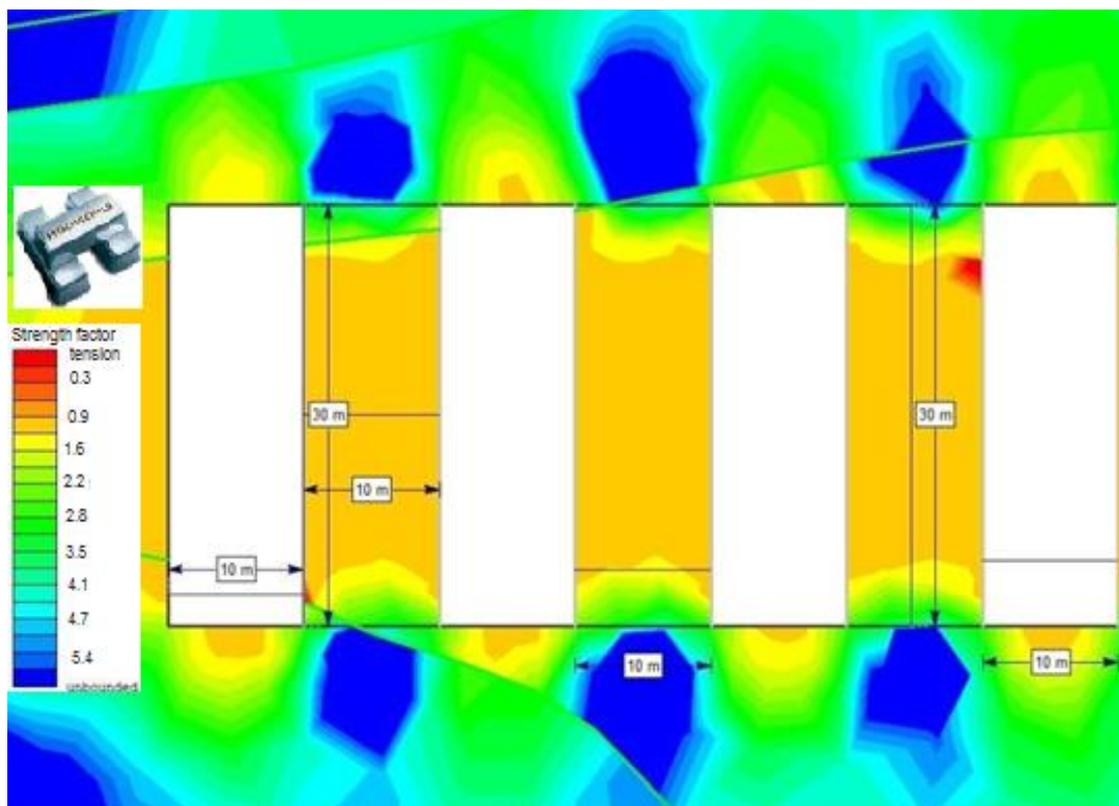


Ilustración 14 :Verificación de la estabilidad de cámaras y pilares

Fuente: Cia Minera Arcata.

## 2) Método de explotación por taladros largos.

Bench and Fill es la combinación de los métodos: corte y relleno ascendente con tajeos por subniveles, el cual tiene gran aplicabilidad a vetas o cuerpos que encuentran entre cajas inestables, que no se pueden trabajar por el método de tajeos por subniveles. La característica de este método es el control de la estabilidad de la baja calidad de roca en las cajas mediante el uso oportuno del relleno detrítico, el cual minimiza las aberturas generadas por los disparos de los taladros largos, y mantiene una distancia horizontal mínima de trabajo entre la cara libre del tajo y el talud del relleno.

Este método consiste en arrancar el mineral a partir de subniveles de perforación mediante disparos efectuados en planos verticales, con taladros largos negativos perforados desde el subnivel superior, realizando un relleno continuo en función al avance de la explotación, manteniendo una abertura constante del pie de talud

hacia la cara libre, con la finalidad de controlar la estabilidad del tajo en toda su longitud.

Este método de explotación tiene impacto favorable en seguridad, por minimizar la exposición del personal a la excavación del tajo, realizando todo el ciclo de minado mecanizado y bajo techo seguro.

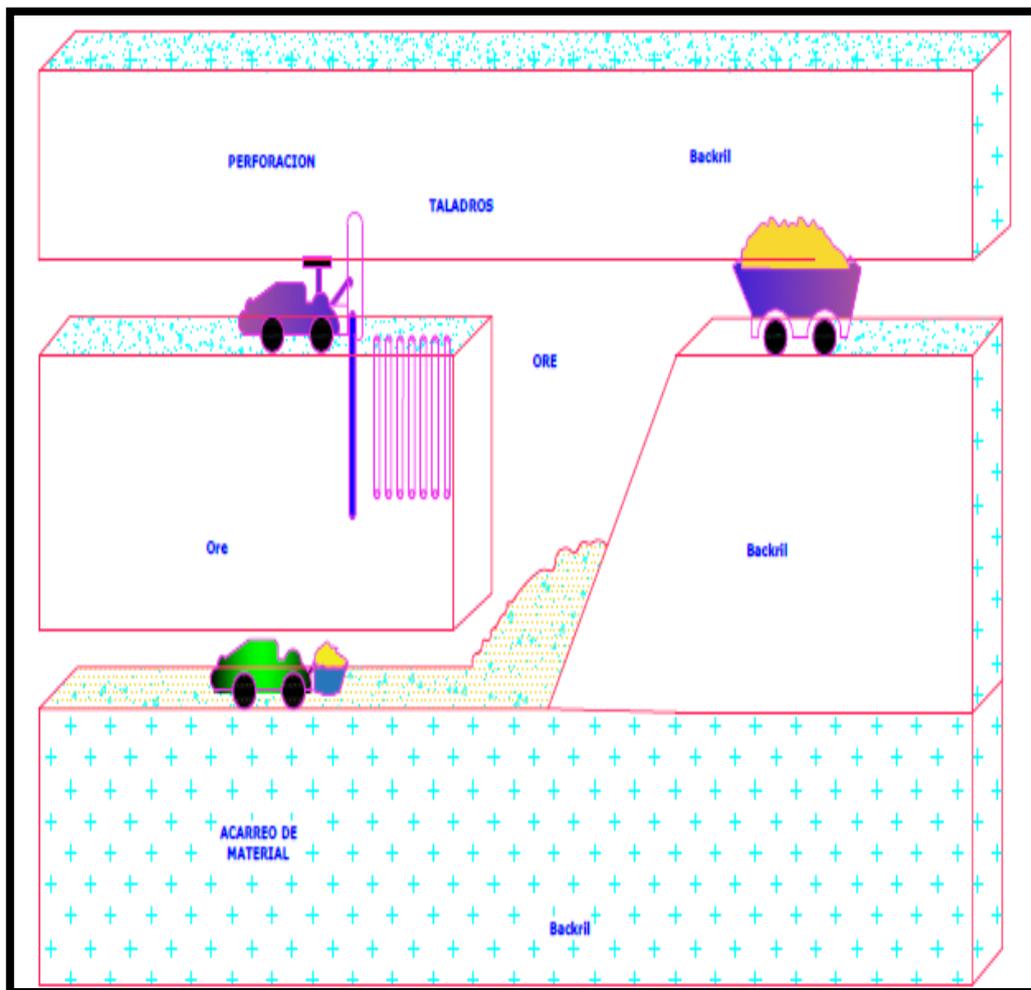


Ilustración 15 : Sistema de operación de pilares

Fuente: Cia Minera Arcata.

### 3 CAPÍTULO III

## MATERIALES Y MÉTODOS

### 3.1 DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

Es el que establece, qué se debe realizar para concretar los objetivos de la investigación y para responder las interrogantes de conocimiento que se planteó, en un estudio pueden utilizarse uno o más diseños, utilizar más de un diseño aumenta la complejidad y los costos de la investigación. Es una investigación detallada para realizar un estudio que maximice el control de los factores que podrían interferir con la validez de los hallazgos.

#### 3.1.1 Método de investigación

La presente investigación es descriptivo y el método es cuantitativo y determinístico pues se han obtenido datos de campo mediante un mapeo, que posteriormente son analizados con la aplicación de *software Dips*, además parte de los datos de campo han sido evaluados con la aplicación de diferentes fórmulas que justifica el método determinístico, los datos de laboratorio constituyen valores específicos que se utilizarán para una aplicación en un determinado momento para la solución al problema, considerando que la investigación descriptiva busca especificar propiedades, características y rasgos importantes de cualquier fenómeno que se analice (Hernández, S. 2010).

#### 3.1.2 Nivel de investigación

En los niveles de investigación pueden ser consideradas las siguientes:

**Descriptivo.** Es la descripción del dominio estructural del macizo rocoso en una circunstancia temporal y geográfica determinada, su finalidad es describir parámetros, se describen frecuencias promedias, y procedimientos de tendencia central, se estiman parámetros con intervalos de confianza, los logros con los procedimientos estadísticos en Nivel 4400 de la Unidad Operativa Arcata.

**Cuantitativo.** Explica el comportamiento de cuantificar el proceso de la producción.

## **3.2 PROCEDENCIA DEL MATERIAL UTILIZADO**

### **3.2.1 Análisis de la operación**

Mediante la revisión de los datos obtenidos se ha mejorado el sistema en el proceso de producción aplicando el método de Corte y Relleno Ascendente mecanizado y Cámaras y Pilares en el nivel 4440 m.s.n.m.

#### **a) Ventajas**

- Mejor ventilación. Mantener el circuito en los cambios de corte.
- Se extrae todo el mineral roto.
- Velocidad de minado, cumpliendo mayor tonelaje de producción.
- Instalaciones y accesos se mantienen con mayor orden y limpieza.

#### **b) Desventajas**

- Dilución por efecto descaje para tránsito del scoop en el tajeo.
- Tajos desciclados por no alternar la rotura de un ala y el relleno de la otra ala. Se restringe la oportunidad de aporte continuo.
- El trabajo en el tajeo es riesgoso, pero esto se controla reduciendo el tiempo de relleno.
- Se pierden los finos mineralizados por el descaje y la voladura del mineral, para controlar completar una capa de relleno hidráulico.
- Cuando los tajos cruzan tramos inestables y acaballados, se pierde ritmo y se emplea tareas para acondicionarlos, restando productividad.

### **3.2.2 Costos e índices de minado**

#### **a) Costos de minado**

Tabla 8 Costos unitarios de la U.O. Arcata

| CONCEPTOS                   | UNIDAD    | PPTO   |
|-----------------------------|-----------|--------|
|                             |           | 2017   |
| Gestión geológica           | US\$ / TM | 2.40   |
| Mina                        | US\$ / TM | 42.64  |
| Planta                      | US\$ / TM | 9.38   |
| Refinación y transporte     | US\$ / TM | 0.00   |
| Servicios generales         | US\$ / TM | 17.39  |
| Gastos administrativos Mina | US\$ / TM | 34.34  |
| Costo total unitario        | US\$ / TM | 106.15 |

Fuente: Elaboración propia en base información área de costos

El análisis realizado del costo unitario total englobado con las áreas directamente involucradas que se muestra en la figura.

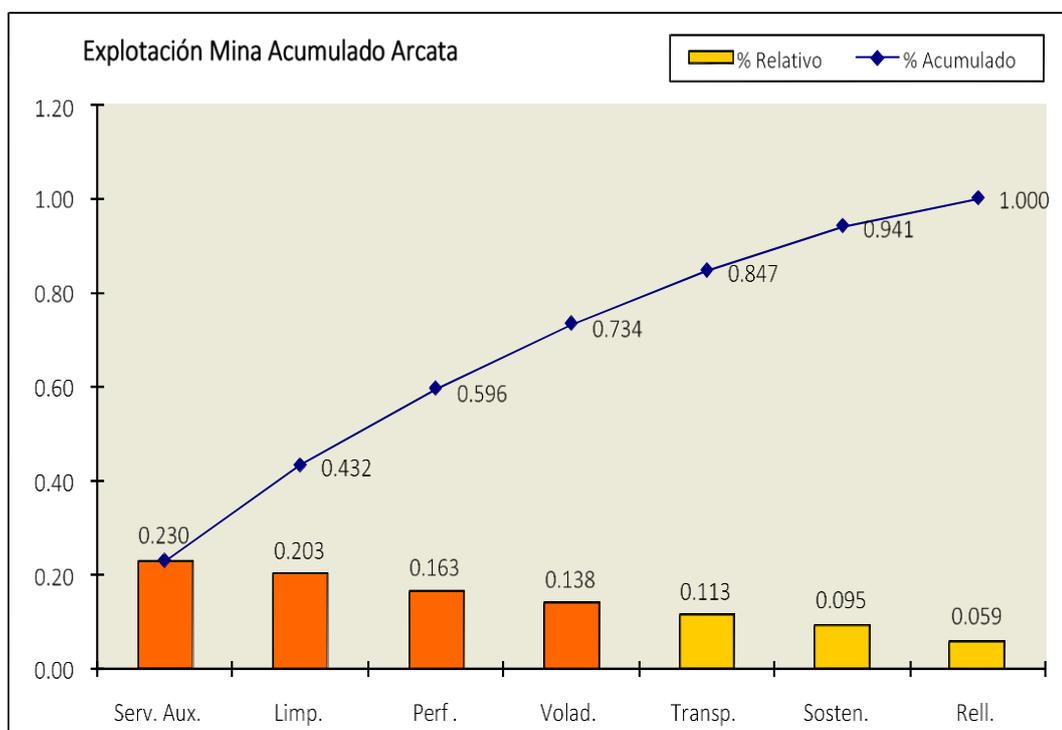


Ilustración 16 : Análisis Pareto – ABC, resultados de tajos corte y relleno del 2018, fuente área de costos.

Fuente: U.O. ARCATA.

Es notorio el alto costo de los Servicios Auxiliares, principalmente por el costo de la energía, el gasto de ventilación principal y bombeo mina.

En todos estos rubros se tiene exceso de consumo en función al exceso de distancia entre los tajos y por profundizar en sectores por debajo del nivel freático de la mina sin tener al 100% la infraestructura de bombeo.

Asimismo, hay un alto costo en los equipos de limpieza, básicamente porque hay poca utilización porque se mantienen los pilares cautivos.

### 3.2.3. Ratios e índices de minado (KPI)

Se presentan los indicadores de gestión para decisiones oportunas.

Tabla 9 Ratios e índices de minado (KPI), fuente área de costos

| UNIDAD OPERATIVA ARCATA                     | ACUM<br>REAL |
|---|--------------|
| <b>MINA</b>                                 |              |
| Indice de extracción                        | 4.73         |
| Dilución Sin Selectividad (%)               | 39.1%        |
| Dilución Con Selectividad (%)               | 26.1%        |
| Ratio desmante (tn desmante / tn mineral)   | 0.74         |
| Consumo de Energía (kw-hr/tn)               | 74.43        |
| % de Relave que ingresa a interior mina (%) | 51.0%        |
| <b>Voladura</b>                             |              |
| Factor de Potencia Tajos (kg/tn)            | 0.90         |
| Factor de Potencia Avances (kg/m)           | 31.00        |
| <b>Perforación</b>                          |              |
| Pies Perforados Tajos                       | 6.59         |
| Pies Perforados Avances                     | 168.73       |
| <b>Acarreo</b>                              |              |
| Rendimiento Scoops                          | 17.69        |
| <b>Relleno</b>                              |              |
| Indice Relleno Hidráulico.                  | 0.27         |
| <b>Geotécnia</b>                            |              |
| Consumo de madera                           | 4.20         |
| Consumo de pernos                           | 0.17         |
| <b>MANTENIMIENTO</b>                        |              |
| <b>Flota Mina</b>                           |              |
| Disponibilidad Mecánica (%)                 | 86.61%       |
| Utilización (%)                             | 30.05%       |

Fuente: Elaboración propia en base información área de costos

## 3.3 POBLACIÓN

La población considerada en el presente estudio de investigación está constituida por pilares de Explotación en veta Nicolle, Alicia y San Vicente del nivel 4440

m.s.n.m. desarrollados en roca dura de la Unidad Operativa Arcata de la compañía Minera Ares.

### 3.4 MUESTRA

La muestra para el presente estudio de investigación está constituido por el Tajeo de explotación Nicolle del nivel 4440 m.s.n.m. desarrollado en roca dura con una densidad promedio de  $2,65 \text{ Tm/m}^3$ . de la Unidad Operativa Arcata de la compañía Minera Ares.

### 3.5 PROCEDIMIENTO

La aplicación del método de explotación de Sub Nivel con taladros Largos, se ha planteado en función al buen potencial de reservas de mineral probado y probable y las características del yacimiento a explotar.

La importancia del método taladros largos en vetas angostas, radica en la oportunidad de mejorar nuestros índices de seguridad y productividad, al emplear menos personal expuesto a las condiciones difíciles de trabajo en un tajo, apoyándonos en el desarrollo de las operaciones unitarias de perforación y limpieza con equipos especiales (brazo telescópico y telemando).

Arcata viene operando en 16 tajos entre mecanizados y cautivos produciendo 1500 ton/día. Para mantener una explotación racional en leyes, se necesita trabajar en nuevos tajos geomecánicamente inestables que consumen una gran cantidad de recursos, por lo tanto, para mantener los objetivos de explotación y equilibrio en los recursos actuales, se requiere impulsar y trabajar en tajos seguros y el inicio de recuperar rellenos antiguos y los respectivos pilares.

Tal requerimiento se puede lograr con la aplicación del minado por subniveles con taladros largos en el nivel 4400, basados en los estudios geomecánicos y consideraciones geológicas que hacen viable su aplicación. Impulsaremos su aplicación en el Nivel 4400 en la Zona II, por contar con los servicios que requiere el método. Por tal motivo, nuestro objetivo principal es establecer una línea base en el minado con taladros largos. Nos basamos en los parámetros ingenieriles de aplicación del método, los estándares de diseño y estándares de minado.

**a) Estudio geomecánico del nivel a explotar**

El estudio Geomecánico del nivel 4440 en la zona II, y su entorno físico se ha realizado en base a los datos litológico - estructurales tomados en el campo durante el mapeo geológico por el método “Líneas de Detalle” en un tramo de 100 m, para cada dominio estructural en el nivel base de la galería Nv. 4400. La estimación de parámetros resistentes de la roca, la proyección estereográfica, métodos estadísticos para el análisis y representación de la información tomada en el campo se han procesado en gabinete.

**b) Geología de mineralogía y su entorno físico**

En el nivel 4400, se emplaza íntegramente en lavas andesíticas y hacia el extremo oeste se tiene zonas locales de volcanos clásticos; el grado de alteración es de una propilitización débil (epidota, clorita, pirita y calcita).

Esta veta ha sido reconocida 600 m por taladros diamantinos, con una potencia de 0,80 m, mineralógicamente presenta una mena de sulfosales de plata, galena argentífera, esfalerita y galena, como ganga cuarzo, calcita, rodocrosita y rodonita, como accesorios pirita, clorita, cuarzo-adularia y puntos de esfena.

**c) Estereografía en el nivel 4400**

Para ver la estereografía y su entorno físico, se emplearon datos de las orientaciones de las discontinuidades estructurales tomadas en el mapeo geotécnico de línea de detalle, realizado en cada uno de los dominios estructurales presentes en la galería.

Para su representación de las discontinuidades estructurales se emplea la técnica de proyección equiareal del programa “DIPS”, el mismo que se emplea para la representación estereográfica de las discontinuidades. En la tabla adjunta se muestran los datos de las discontinuidades del mapeo de línea de detalle.

En la siguiente Tabla, se muestran los datos de discontinuidades geológicas tomados en el mapeo geotécnico en la galería del nivel 4400, estos datos se presentan en el formato “Buzamiento / dirección de Buzamiento” para realizar el tratamiento estadístico respectivo. Estos datos de orientaciones estructurales, se ingresan al programa “DIPS” para obtener la representación estereográfica de las discontinuidades y establecer las familias de discontinuidades en la zona de estudio.

#### d) Análisis estereográfico de las discontinuidades Geológico- Estructurales

En el programa “DIPS” los datos geológico – estructurales de la tabla, se plotean como polos, como se muestra en el estereograma. Con la finalidad de tratar los polos estadísticamente en función a su distribución espacial, el programa “DIPS” realiza la agrupación para obtener el estereograma de concentración de polos.

Estos polos agrupados, se interpolan para generar los contornos isovalóricos de densidad de polos, cuyo resultado es el gráfico

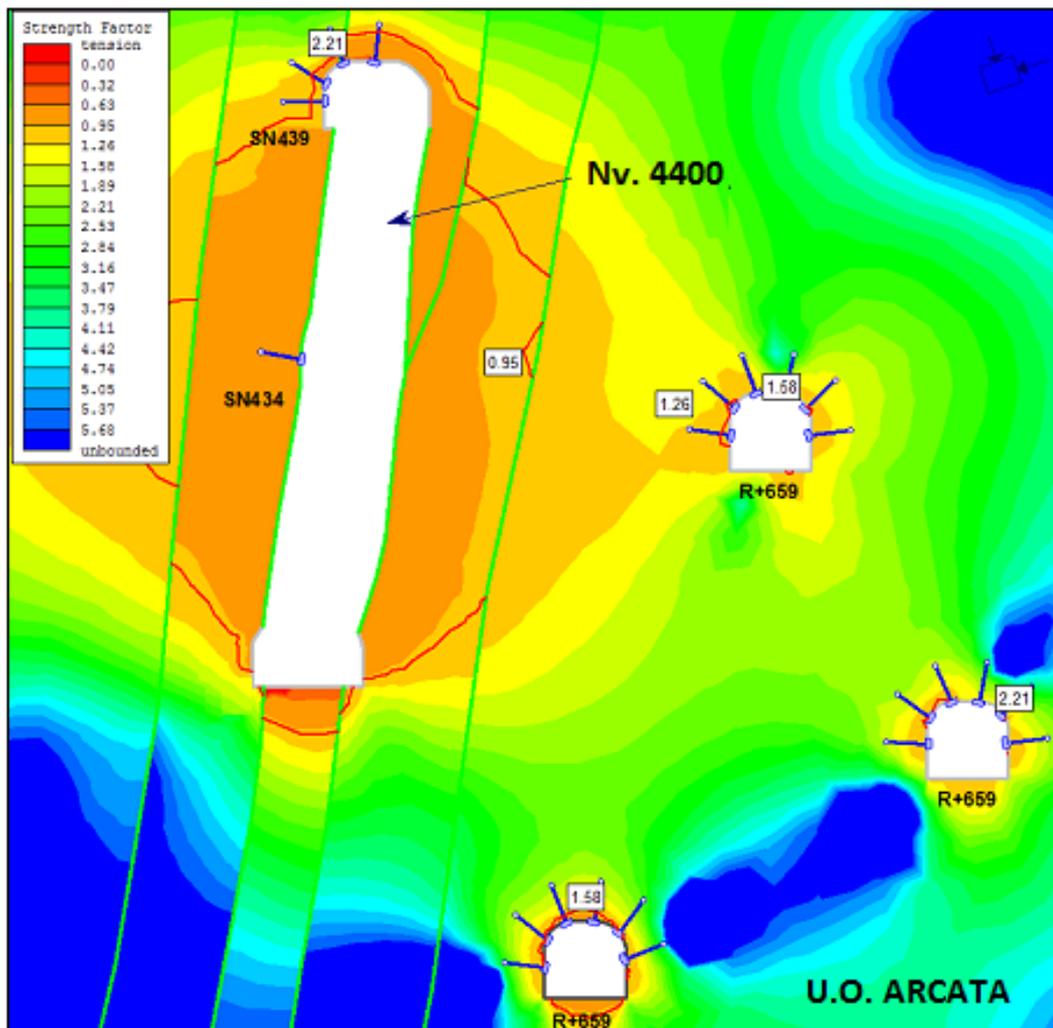


Ilustración 17: Condiciones actuales y estereográficos de los sistemas de discontinuidades

Fuente: Geomecánica – U.O. Arcata

A continuación, se presenta el esquema de simulación identificando las grillas que va a delimitar los paneles de excavación

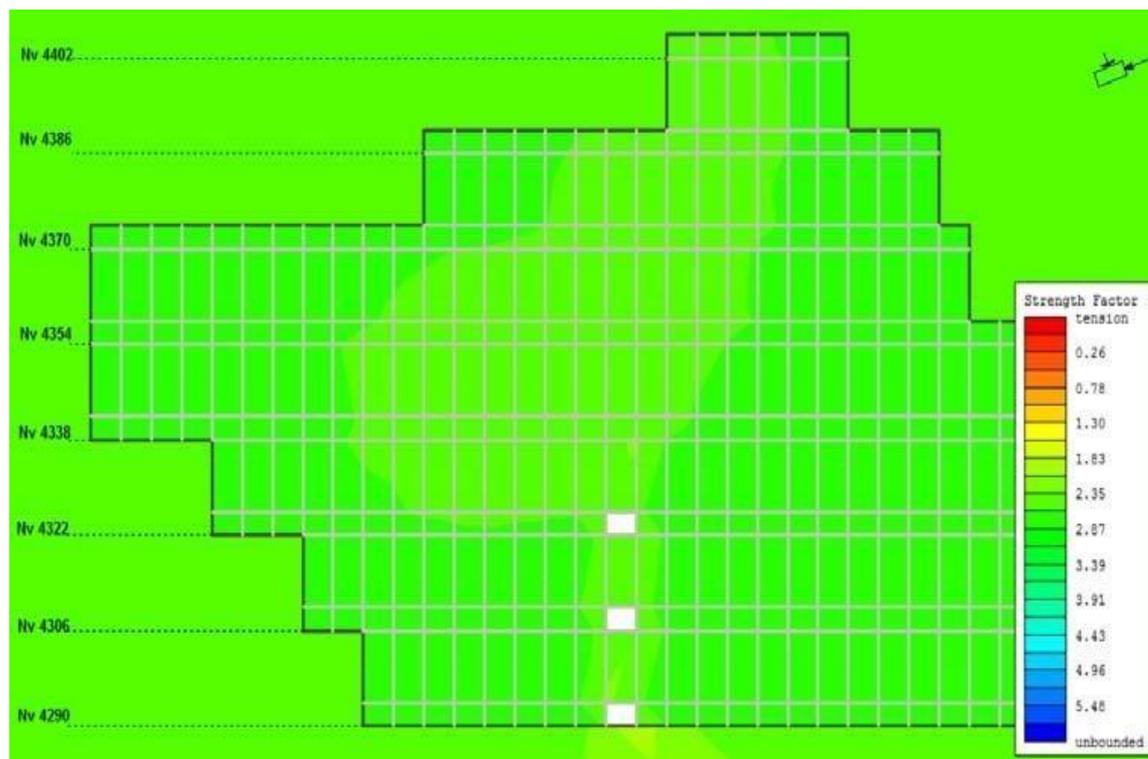


Ilustración 18 : Modelación a diferentes aperturas del método SARC

Fuente: Geomecánica – U.O. Arcata

**e) Estereografía de la caja techo en el nivel 4400**

Se muestran los datos de discontinuidades geológicas tomados en el mapeo geotécnico en la galería del nivel 4400, referidos a la caja techo, estos datos se presentan en el formato “Buzamiento / dirección de Buzamiento” para su tratamiento estadístico.

**Tabla 10 DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES DE LA CAJA TECHO**

| N°<br>Discontinuidad | TIPO<br>ESTRUCTUR<br>A | DIR. BUZ | BUZAMIENT<br>O | N°<br>Discontinuidad | TIPO<br>ESTRUCTUR<br>A | DIR. BUZ | BUZAMIENT<br>O |
|----------------------|------------------------|----------|----------------|----------------------|------------------------|----------|----------------|
| 16                   | Junta                  | 13       | 70             | 157                  | Junta                  | 10       | 63             |
| 17                   | Junta                  | 13       | 68             | 158                  | Junta                  | 12       | 63             |
| 18                   | Junta                  | 12       | 72             | 159                  | Junta                  | 13       | 63             |
| 19                   | Junta                  | 14       | 70             | 160                  | Junta                  | 9        | 63             |
| 20                   | Junta                  | 15       | 70             | 161                  | Junta                  | 200      | 56             |
| 21                   | Junta                  | 13       | 69             | 162                  | Junta                  | 203      | 55             |
| 22                   | Junta                  | 14       | 72             | 163                  | Junta                  | 195      | 57             |
| 23                   | Junta                  | 14       | 70             | 164                  | Junta                  | 199      | 58             |
| 24                   | Junta                  | 16       | 72             | 165                  | Junta                  | 198      | 56             |
| 25                   | Junta                  | 14       | 70             | 166                  | Junta                  | 10       | 63             |
| 26                   | Junta                  | 14       | 68             | 167                  | Junta                  | 10       | 65             |
| 27                   | Junta                  | 10       | 78             | 168                  | Junta                  | 10       | 67             |
| 28                   | Junta                  | 9        | 78             | 169                  | Junta                  | 8        | 63             |
| 29                   | Junta                  | 10       | 77             | 170                  | Junta                  | 12       | 63             |
| 30                   | Junta                  | 12       | 75             | 171                  | Junta                  | 14       | 63             |
| 31                   | Junta                  | 8        | 79             | 172                  | Junta                  | 7        | 63             |
| 32                   | Junta                  | 10       | 78             | 173                  | Junta                  | 9        | 63             |
| 33                   | Junta                  | 10       | 79             | 174                  | Junta                  | 10       | 60             |
| 34                   | Junta                  | 8        | 78             | 175                  | Junta                  | 10       | 61             |
| 35                   | Junta                  | 0        | 65             | 176                  | Junta                  | 200      | 67             |
| 36                   | Junta                  | 1        | 65             | 177                  | Junta                  | 200      | 65             |
| 37                   | Junta                  | 4        | 65             | 178                  | Junta                  | 198      | 69             |
| 38                   | Junta                  | 355      | 65             | 179                  | Junta                  | 201      | 65             |
| 39                   | Junta                  | 0        | 63             | 180                  | Junta                  | 199      | 67             |
| 40                   | Junta                  | 0        | 66             | 181                  | Junta                  | 123      | 50             |
| 41                   | Junta                  | 251      | 82             | 182                  | Junta                  | 123      | 51             |
| 42                   | Junta                  | 251      | 80             | 183                  | Junta                  | 122      | 53             |
| 43                   | Junta                  | 348      | 55             | 184                  | Junta                  | 120      | 50             |
| 44                   | Junta                  | 345      | 55             | 185                  | Junta                  | 0        | 66             |
| 45                   | Junta                  | 350      | 54             | 186                  | Junta                  | 358      | 65             |
| 46                   | Junta                  | 349      | 56             | 187                  | Junta                  | 4        | 63             |
| 47                   | Junta                  | 354      | 77             | 188                  | Junta                  | 0        | 68             |
| 48                   | Junta                  | 354      | 76             | 189                  | Junta                  | 2        | 65             |
| 49                   | Junta                  | 353      | 78             | 190                  | Junta                  | 262      | 44             |
| 50                   | Junta                  | 215      | 75             | 191                  | Junta                  | 263      | 42             |

Fuente: Geomecánica – U.O. Arcata

**f) Análisis estereográfico de las discontinuidades Geológico- para el método de minado**

En el programa “DIPS” los datos geológico – estructurales, se plotean como se muestra en el estereograma del gráfico Con la finalidad de tratar estadísticamente en función a su distribución espacial, en el programa “DIPS” se realiza la agrupación estadística que permite obtener las diferentes aberturas la explotación minera.

En la siguiente etapa se modela con diferentes aberturas siendo estable la secuencia de minado

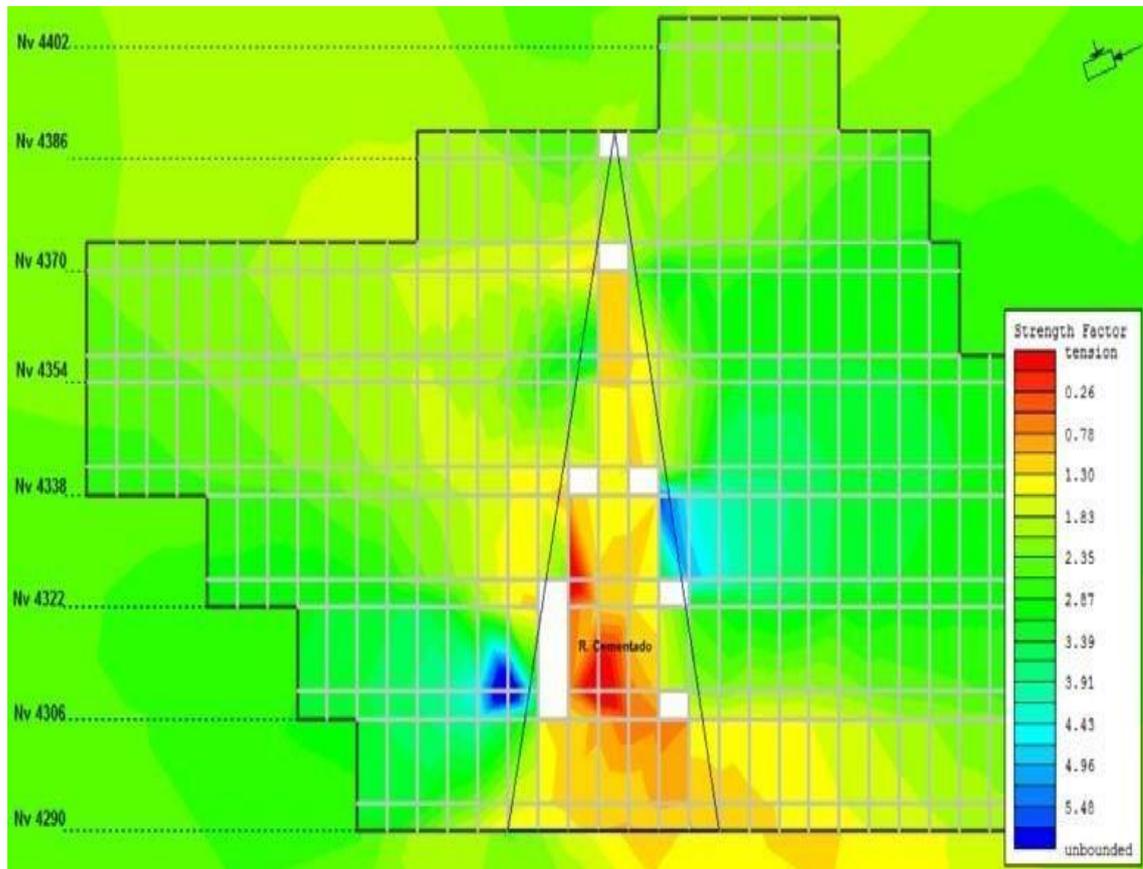


Ilustración 19 : Simulación de la secuencia de minado.

Fuente: Geomecánica – U.O. Arcata

Considerando la posición espacial de la caja piso en el nivel 4400 y la orientación de los principales sistemas de discontinuidades presentes en la zona de estudio se tipifica al “Sistema 2” como “Sistema Dominante” por ser la condición más desfavorable para la estabilidad estructuralmente controlada para los trabajos y la recuperación de pilares.

En función al análisis estereográfico desarrollado en el nivel 4400, se presenta en un cuadro resumen los valores de buzamiento y dirección de buzamiento y sus rocas encajonantes.

**Tabla 11 Valores de buzamiento y dirección de buzamiento**

| UBICACION  | SJ1 |             | SJ2 |             | SJ3 |             | OBS                       |
|------------|-----|-------------|-----|-------------|-----|-------------|---------------------------|
|            | DIP | DIP DIRECT. | DIP | DIP DIRECT. | DIP | DIP DIRECT. |                           |
| VETA       | 72  | 267         | 80  | 27          | 74  | 199         | SJ2. Sistema predominante |
| CAJA TECHO | 64  | 64          | 68  | 350         | ... | ...         | SJ2. Sistema predominante |
| CAJA PISO  | 72  | 72          | 74  | 258         | ... | ...         | SJ2. Sistema predominante |

Fuente: Geomecánica – U.O. Arcata.

**g) Estructura del macizo rocoso**

Para clasificar la estructura del macizo rocoso en la zona, se ha utilizado el sistema de valoración del macizo rocoso RMR de Bieniawski. Para ello se registraron los datos en estaciones (Líneas de Detalle) distribuidas espacialmente en la galería Nicole del Nv. 4465 en la cual se tomó información referida a la orientación de discontinuidades, resistencia a la compresión uniaxial de la roca, grado de fracturamiento, espaciamiento entre discontinuidades, condición de fracturas (persistencia, apertura, rugosidad, relleno e intemperismo) y presencia de agua subterránea.

**Tabla 12 Intervalos por calidad de roca geomecánica**

| TIPO ROCA   | CLASE   | COLOR       | R.M.R.  |
|-------------|---------|-------------|---------|
| BUENA       | II      | VERDE       | 61 - 80 |
| REGULAR - A | III - A | VERDE CLARO | 51 - 60 |
| REGULAR - B | III - B | AM ARILLO   | 41 - 50 |
| M ALA - A   | IV - A  | ANARANJADO  | 31 - 40 |
| M ALA - B   | IV - B  | ROJO        | 21 - 30 |
| MUY M ALA   | V       | MARRON      | < 20    |

Fuente: Geomecánica – U.O. Arcata

En la tabla anterior se muestran los resúmenes de la clasificación geomecánica según el sistema de valoración RMR de Bieniawski para la veta Nicole, donde se observa

que para cada uno de los intervalos analizados se detallan en el margen izquierdo de la tabla la calidad de roca.

**Tabla 13 Clasificación geomecánica RMR de Bieniawski del nivel 4400**

| VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (RMR) VETA NICOLLE |      |     |        |         |            |     |          |        |      |            |       |                 |
|---|------|-----|--------|---------|------------|-----|----------|--------|------|------------|-------|-----------------|
| Progresiva (m)                                  | RCU  | RQD | ESP(m) | PERS(m) | APERT (mm) | RUG | RELLEN O | INTEMP | AGUA | RMR (Bas.) | COLOR | CALIDAD DE ROCA |
| 0.0   | 1.0  | 7   | 13     | 8       | 1          | 5   | 5        | 4      | 3    | 10         | 56    | REGULAR A       |
| 1.0   | 6.0  | 7   | 13     | 8       | 1          | 6   | 3        | 6      | 5    | 10         | 59    |                 |
| 6.0   | 7.0  | 7   | 13     | 8       | 4          | 5   | 3        | 4      | 2    | 10         | 56    |                 |
| 7.0   | 9.0  | 7   | 3      | 5       | 4          | 5   | 1        | 4      | 3    | 10         | 42    | REGULAR B       |
| 9.0   | 10.0 | 7   | 20     | 15      | 2          | 6   | 0        | 6      | 5    | 10         | 71    | BUENA           |
| 10.0  | 13.0 | 7   | 3      | 5       | 4          | 6   | 1        | 6      | 5    | 10         | 47    | REGULAR B       |
| 13.0  | 16.0 | 7   | 13     | 8       | 4          | 6   | 1        | 6      | 5    | 10         | 60    | REGULAR A       |
| 29.0  | 31.0 | 7   | 13     | 8       | 4          | 6   | 1        | 6      | 5    | 10         | 60    |                 |
| 34.0  | 37.0 | 7   | 17     | 10      | 2          | 5   | 1        | 4      | 5    | 10         | 61    |                 |
| 37.0  | 40.0 | 7   | 20     | 15      | 2          | 6   | 1        | 6      | 6    | 10         | 73    | BUENA           |
| 63.0  | 67.0 | 7   | 13     | 8       | 4          | 6   | 1        | 6      | 5    | 4          | 54    | REGULAR B       |
| 67.0  | 69.0 | 7   | 13     | 8       | 2          | 1   | 3        | 2      | 3    | 7          | 46    |                 |
| 69.0  | 72.0 | 7   | 13     | 8       | 2          | 6   | 0        | 6      | 5    | 4          | 51    |                 |
| 72.0  | 73.0 | 7   | 17     | 10      | 4          | 6   | 1        | 6      | 5    | 7          | 63    | BUENA           |
| 73.0  | 75.0 | 7   | 13     | 8       | 4          | 5   | 1        | 1      | 3    | 7          | 49    | REGULAR B       |
| 75.0  | 76.0 | 7   | 20     | 15      | 1          | 0   | 1        | 2      | 3    | 7          | 56    | REGULAR A       |
| 76.0  | 81.0 | 7   | 17     | 10      | 2          | 6   | 1        | 6      | 5    | 10         | 64    | BUENA           |
| 81.0  | 83.0 | 7   | 13     | 8       | 4          | 5   | 1        | 6      | 5    | 10         | 59    | REGULAR A       |
| 83.0  | 84.0 | 7   | 13     | 8       | 4          | 6   | 1        | 6      | 5    | 10         | 60    |                 |

| VALORIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (RMR) |                  |            |           |               |             |               |              |             |                |                 |   |
|--------------------------------------|------------------|------------|-----------|---------------|-------------|---------------|--------------|-------------|----------------|-----------------|---|
| PARAMETRO                            | RANGO DE VALORES |            |           |               |             |               |              |             | VALOR ESTIMADO | VALOR           |   |
| RESIS. COMPRES. UNIAxIAL (Mpa)       | > 250            | 15         | 100 - 250 | 12            | 50 - 100    | 7             | 25 - 50      | 4           | <25 (2) <5 (1) | 0               |   |
| RQD %                                | 90 - 100         | 20         | 75 - 90   | 17            | 50 - 75     | 13            | 25 - 50      | 8           | < 25           | 3               |   |
| ESPACIAMIENTO                        | > 2m             | 20         | 0,6m - 2m | 15            | 0,6m - 0,2m | 10            | 0,2m - 0,06m | 8           | < 0,06m        | 5               |   |
| CONDICIÓN DE JUNTAS                  | PERSISTENCIA     | < 1m       | 6         | 1m - 3m       | 4           | 3m - 10m      | 2            | 10m - 20m   | 1              | > 20m           | 0 |
|                                      | APERTURA         | Cerrada    | 6         | < 0,1 mm.     | 5           | 0,1mm - 1mm   | 4            | 1mm - 5mm   | 1              | > 5mm           | 0 |
|                                      | RUGOSIDAD        | Muy rugosa | 6         | Rugosa        | 5           | Lig. Rugosa   | 3            | Lisa        | 1              | Espejo de falla | 0 |
|                                      | RELLENO          | Limpia     | 6         | Duro < 5mm    | 4           | Duro > 5mm    | 2            | Suave < 5mm | 1              | Suave > 5mm     | 0 |
|                                      | INTEMPERIZACIÓN  | Sana       | 6         | Lig. Intempe. | 5           | Mod. Intempe. | 3            | Muy intempe | 2              | Descompuesta    | 0 |
| AGUA SUBTERRANEA                     | Seco             | 15         | Humedo    | 10            | Mojado      | 7             | Goteo        | 4           | Flujo          | 0               |   |

| CLASE DE MACIZO ROCOSO |            |                   |                   |               |               |              |
|------------------------|------------|-------------------|-------------------|---------------|---------------|--------------|
| RMR                    | 61 - 80    | 51 - 60           | 41 - 50           | 31 - 40       | 21 - 30       | < 20         |
| DESCRIPCION            | II - BUENA | III - A REGULAR A | III - B REGULAR B | IV - A MALA A | IV - B MALA B | V - MUY MALA |

Fuente: Geomecánica – U.O. Arcata.

**Tabla 14 Clasificación geomecánica RMR de Bieniawski de la caja techo**

**VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (RMR) CAJA TECHO**

| RCU(Mpa) | Progresiva (m) |       | RCU | RQD | ESP(m) | PERS(m) | APERT (mm) | RUG | RELLENO | INTEMP | AGUA | RMR (Bas.) | COLO R | CALIDAD DE ROCA |           |
|----------|----------------|-------|-----|-----|--------|---------|------------|-----|---------|--------|------|------------|--------|-----------------|-----------|
| 44       | 0.0            | 2.0   | 4   | 13  | 8      | 2       | 1          | 6   | 4       | 5      | 15   | 58         |        | REGULAR A       |           |
| 44       | 2.0            | 4.0   | 4   | 13  | 8      | 6       | 1          | 5   | 4       | 5      | 15   | 61         |        | BUENA           |           |
| 32       | 4.0            | 6.0   | 4   | 17  | 10     | 2       | 1          | 6   | 4       | 5      | 15   | 64         |        |                 |           |
| 62       | 6.0            | 6.3   | 7   | 13  | 8      | 6       | 4          | 3   | 4       | 5      | 15   | 65         |        | REGULAR A       |           |
| 62       | 6.3            | 8.0   | 7   | 13  | 8      | 2       | 1          | 5   | 4       | 5      | 15   | 60         |        |                 |           |
| 85       | 20.8           | 22.0  | 7   | 13  | 8      | 4       | 4          | 3   | 4       | 5      | 15   | 63         |        | BUENA           |           |
| 48       | 22.0           | 24.0  | 4   | 17  | 10     | 4       | 4          | 3   | 4       | 5      | 15   | 66         |        |                 |           |
| 57       | 24.0           | 24.5  | 7   | 13  | 8      | 4       | 4          | 3   | 4       | 6      | 15   | 64         |        |                 |           |
| 57       | 24.5           | 25.0  | 7   | 17  | 10     | 4       | 4          | 3   | 4       | 6      | 15   | 70         |        |                 |           |
| 57       | 25.0           | 26.0  | 7   | 13  | 8      | 6       | 4          | 3   | 4       | 6      | 15   | 66         |        |                 |           |
| 67       | 26.0           | 26.5  | 7   | 13  | 8      | 4       | 4          | 3   | 4       | 5      | 15   | 63         |        |                 |           |
| 57       | 60.0           | 62.0  | 7   | 13  | 8      | 2       | 4          | 3   | 1       | 5      | 15   | 58         |        |                 | REGULAR A |
| 70       | 62.0           | 64.0  | 7   | 13  | 8      | 2       | 1          | 5   | 4       | 5      | 15   | 60         |        |                 | BUENA     |
| 67       | 64.0           | 68.0  | 7   | 13  | 8      | 4       | 4          | 5   | 4       | 6      | 15   | 66         |        |                 |           |
| 73       | 68.0           | 72.0  | 7   | 13  | 8      | 2       | 4          | 5   | 4       | 5      | 15   | 63         |        |                 | REGULAR A |
| 62       | 72.0           | 74.0  | 7   | 17  | 10     | 2       | 4          | 5   | 4       | 6      | 15   | 70         |        |                 |           |
| 52       | 74.0           | 76.0  | 7   | 13  | 8      | 2       | 4          | 3   | 4       | 6      | 10   | 57         |        | BUENA           |           |
| 73       | 76.0           | 78.0  | 7   | 20  | 15     | 4       | 4          | 3   | 4       | 6      | 15   | 78         |        |                 |           |
| 73       | 78.0           | 80.0  | 7   | 20  | 15     | 2       | 1          | 5   | 6       | 6      | 15   | 77         |        | REGULAR A       |           |
| 52       | 80.0           | 82.0  | 7   | 17  | 10     | 2       | 6          | 3   | 6       | 6      | 15   | 72         |        |                 |           |
| 52       | 82.0           | 83.0  | 7   | 17  | 10     | 2       | 1          | 3   | 2       | 5      | 10   | 57         |        | BUENA           |           |
| 52       | 83.0           | 84.0  | 7   | 17  | 10     | 4       | 5          | 3   | 4       | 6      | 10   | 66         |        |                 |           |
| 52       | 84.0           | 86.0  | 7   | 17  | 10     | 4       | 5          | 3   | 4       | 6      | 15   | 71         |        | REGULAR A       |           |
| 86       | 86.0           | 88.0  | 7   | 13  | 8      | 1       | 1          | 5   | 1       | 3      | 15   | 54         |        |                 |           |
| 44       | 88.0           | 92.0  | 4   | 13  | 8      | 1       | 1          | 5   | 1       | 3      | 15   | 51         |        | BUENA           |           |
| 93       | 92.0           | 94.0  | 7   | 20  | 15     | 1       | 1          | 3   | 2       | 5      | 15   | 69         |        |                 |           |
| 48       | 94.0           | 100.0 | 4   | 17  | 10     | 4       | 5          | 1   | 6       | 6      | 15   | 68         |        | REGULAR A       |           |
| 52       | 100.0          | 101.0 | 7   | 20  | 15     | 1       | 1          | 3   | 2       | 5      | 15   | 69         |        |                 |           |

**VALORIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (RMR)**

| PARAMET RO                     | RANGO DE VALORES |            |           |               |             |               |              |             | VALOR ESTIMADO | VALOR           |   |
|--------------------------------|------------------|------------|-----------|---------------|-------------|---------------|--------------|-------------|----------------|-----------------|---|
| RESIS. COMPRES. UNIAxIAL (Mpa) | > 250            | 15         | 100 - 250 | 12            | 50 - 100    | 7             | 25 - 50      | 4           | <25 (2) <5     | 0               |   |
| RQD %                          | 90 - 100         | 20         | 75 - 90   | 17            | 50 - 75     | 13            | 25 - 50      | 8           | < 25           | 3               |   |
| ESPACIAMIENTO                  | > 2m             | 20         | 0,6m - 2m | 15            | 0,6m - 0,2m | 10            | 0,2m - 0,06m | 8           | < 0,06m        | 5               |   |
| CONDICIÓN DE JUNTAS            | PERSISTENCIA     | < 1m       | 6         | 1m - 3m       | 4           | 3m - 10m      | 2            | 10m - 20m   | 1              | > 20m           | 0 |
|                                | APERTURA         | Cerrada    | 6         | < 0,1 mm.     | 5           | 0,1mm - 1mm   | 4            | 1mm - 5mm   | 1              | > 5mm           | 0 |
|                                | RUGOSIDAD        | Muy rugosa | 6         | Rugosa        | 5           | Lig. Rugosa   | 3            | Lisa        | 1              | Espejo de tafía | 0 |
|                                | RELLENO          | Limpia     | 6         | Duro < 5mm    | 4           | Duro > 5mm    | 2            | Suave < 5mm | 1              | Suave > 5mm     | 0 |
|                                | INTEMPERIZACIÓN  | Sana       | 6         | Lig. Intempe. | 5           | Mod. Intempe. | 3            | Muy intempe | 2              | Descompuesta    | 0 |
| AGUA SUBTERRANEA               | Seco             | 15         | Humedo    | 10            | Mojado      | 7             | Goteo        | 4           | Flujo          | 0               |   |

**CLASE DE MACIZO ROCOSO**

| RMR         | 61 - 80    | 51 - 60            | 41 - 50            | 31 - 40        | 21 - 30        | < 20         |
|-------------|------------|--------------------|--------------------|----------------|----------------|--------------|
| DESCRIPCION | II - BUENA | III - A. REGULAR A | III - B. REGULAR B | IV - A. MALA A | IV - B. MALA B | V - MUY MALA |

Fuente: geomecánica – U.O. Arcata

Tabla 15 Clasificación geomecánica RMR de Bieniawski de la Veta Nicole

**Valoración del macizo rocoso (RMR) caja piso**

| Progresiva (m) |      | RCU | RQD | ESP(m) | PERS(m) | APERT (mm) | RUG | RELLENO | INT EM P | AGU A | RMR (Bas.) | COLOR   | CALIDAD DE ROCA |
|----------------|------|-----|-----|--------|---------|------------|-----|---------|----------|-------|------------|---------|-----------------|
| 0.2            | 1.5  | 7   | 13  | 8      | 2       | 0          | 6   | 2       | 5        | 15    | 58         | REGULAR | REGULAR         |
| 1.5            | 1.9  | 7   | 20  | 10     | 4       | 4          | 3   | 4       | 6        | 15    | 73         | BUENA   | BUENA           |
| 1.9            | 2.1  | 7   | 13  | 8      | 2       | 1          | 6   | 4       | 6        | 15    | 62         | BUENA   | BUENA           |
| 2.1            | 3.8  | 12  | 13  | 8      | 2       | 0          | 6   | 2       | 5        | 15    | 63         | BUENA   | BUENA           |
| 3.8            | 4.1  | 12  | 20  | 10     | 4       | 1          | 6   | 4       | 6        | 15    | 78         | BUENA   | BUENA           |
| 4.1            | 6.1  | 7   | 20  | 10     | 2       | 4          | 6   | 4       | 6        | 15    | 74         | BUENA   | BUENA           |
| .1             | 7.5  | 7   | 20  | 15     | 2       | 4          | 3   | 4       | 6        | 15    | 76         | BUENA   | BUENA           |
| 7.5            | 8.1  | 7   | 20  | 10     | 4       | 4          | 3   | 4       | 6        | 15    | 73         | BUENA   | BUENA           |
| 8.1            | 10.1 | 7   | 20  | 10     | 4       | 4          | 3   | 4       | 6        | 15    | 73         | BUENA   | BUENA           |
| 10.1           | 12.1 | 7   | 20  | 10     | 4       | 4          | 3   | 4       | 6        | 15    | 73         | BUENA   | BUENA           |
| 12.1           | 14.1 | 7   | 20  | 10     | 4       | 5          | 3   | 6       | 6        | 15    | 76         | BUENA   | BUENA           |
| 14.1           | 16.1 | 7   | 20  | 15     | 2       | 5          | 3   | 6       | 6        | 15    | 79         | BUENA   | BUENA           |
| 16.1           | 18.8 | 7   | 20  | 15     | 6       | 5          | 3   | 6       | 6        | 15    | 83         | BUENA   | BUENA           |
| 18.8           | 21.5 | 7   | 20  | 10     | 2       | 5          | 3   | 6       | 6        | 15    | 74         | BUENA   | BUENA           |
| 21.5           | 23.3 | 7   | 20  | 15     | 4       | 5          | 3   | 6       | 6        | 15    | 81         | BUENA   | BUENA           |
| 23.3           | 25   | 7   | 20  | 15     | 4       | 5          | 3   | 6       | 6        | 15    | 81         | BUENA   | BUENA           |
| 63.0           | 63.2 | 7   | 13  | 8      | 2       | 0          | 3   | 2       | 6        | 15    | 56         | REGULAR | REGULAR         |
| 63.2           | 63.3 | 7   | 20  | 10     | 2       | 1          | 3   | 4       | 5        | 15    | 67         | BUENA   | BUENA           |
| 63.3           | 70   | 7   | 13  | 8      | 2       | 0          | 3   | 2       | 5        | 15    | 55         | REGULAR | REGULAR         |
| 70.0           | 72.5 | 7   | 20  | 10     | 2       | 1          | 3   | 4       | 6        | 15    | 68         | BUENA   | BUENA           |
| 72.5           | 75   | 7   | 20  | 10     | 2       | 1          | 3   | 4       | 6        | 15    | 68         | BUENA   | BUENA           |
| 75.0           | 77   | 7   | 20  | 10     | 2       | 5          | 3   | 4       | 6        | 15    | 72         | BUENA   | BUENA           |
| 77.0           | 78   | 7   | 13  | 8      | 2       | 1          | 3   | 4       | 6        | 15    | 59         | REGULAR | REGULAR         |
| 78.0           | 82.2 | 7   | 20  | 10     | 2       | 4          | 3   | 4       | 6        | 15    | 71         | BUENA   | BUENA           |
| 82.2           | 84.3 | 7   | 20  | 10     | 2       | 4          | 3   | 4       | 6        | 15    | 71         | BUENA   | BUENA           |
| 84.3           | 86   | 7   | 20  | 10     | 2       | 4          | 3   | 4       | 6        | 15    | 71         | BUENA   | BUENA           |
| 86.0           | 88   | 12  | 20  | 10     | 2       | 4          | 3   | 4       | 6        | 15    | 76         | BUENA   | BUENA           |
| 88.0           | 89.6 | 7   | 20  | 10     | 2       | 4          | 3   | 4       | 6        | 15    | 71         | BUENA   | BUENA           |
| 89.6           | 91.5 | 7   | 20  | 10     | 2       | 4          | 3   | 4       | 6        | 15    | 71         | BUENA   | BUENA           |
| 91.5           | 91.8 | 7   | 20  | 10     | 2       | 4          | 3   | 4       | 6        | 15    | 71         | BUENA   | BUENA           |
| 91.8           | 100  | 7   | 20  | 10     | 2       | 6          | 3   | 6       | 6        | 15    | 75         | BUENA   | BUENA           |

**VALORIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (RMR)**

| PARAMETRO                        |              | RANGO DE VALORES |               |            |                         |             |                          |             |             | VALOR ESTIMADO  | VALOR |
|----------------------------------|--------------|------------------|---------------|------------|-------------------------|-------------|--------------------------|-------------|-------------|-----------------|-------|
| RESIS. COMPRESION UNIAxIAL (Mpa) | > 250        | 15               | 100 - 250     | 12         | 50 - 100                | 7           | 25 - 50                  | 4           | <25 (2) <5  | 0               |       |
| RQD %                            | 90 - 100     | 20               | 75 - 90       | 17         | 50 - 75                 | 13          | 25 - 50                  | 8           | < 25        | 3               |       |
| ESPACIAMIENTO                    | > 2m         | 20               | 0,6m - 2m     | 15         | 0,6m <sub>m</sub> - 0,2 | 10          | 0,2m <sub>m</sub> - 0,06 | 8           | < 0,06m     | 5               |       |
| CONDICION DE JUNTAS              | PERSISTENCIA | < 1m             | 6             | 1m - 3m    | 4                       | 3m - 10m    | 2                        | 10m - 20m   | 1           | > 20m           | 0     |
|                                  | APERTURA     | Cerrada          | 6             | < 0,1 mm.  | 5                       | 0,1mm - 1mm | 4                        | 1mm - 5mm   | 1           | > 5mm           | 0     |
|                                  | RUGOSIDAD    | Muy rugosa       | 6             | Rugosa     | 5                       | Lig. Rugosa | 3                        | Lisa        | 1           | Espejo de tafia | 0     |
|                                  | RELLENO      | Limpia           | 6             | Duro < 5mm | 4                       | Duro > 5mm  | 2                        | Suave < 5mm | 1           | Suave > 5mm     | 0     |
| INTENSION PERIZACION             | Sana         | 6                | Lig. Intempe. | 5          | Mod. Intempe.           | 3           | Muy intempe.             | 2           | Descompuest | 0               |       |
| AGUA SUBTERRANEA                 | Seco         | 15               | Humedo        | 10         | Mojado                  | 7           | Goteo                    | 4           | Flujo       | 0               |       |

**CLASE DE MACIZO ROCOSO**

| RMR         | 61 - 80    | 51 - 60           | 41 - 50           | 31 - 40       | 21 - 30       | < 20         |
|-------------|------------|-------------------|-------------------|---------------|---------------|--------------|
| DESCRIPCION | II - BUENA | III - A REGULAR A | III - B REGULAR B | IV - A MALA A | IV - B MALA B | V - MUY MALA |

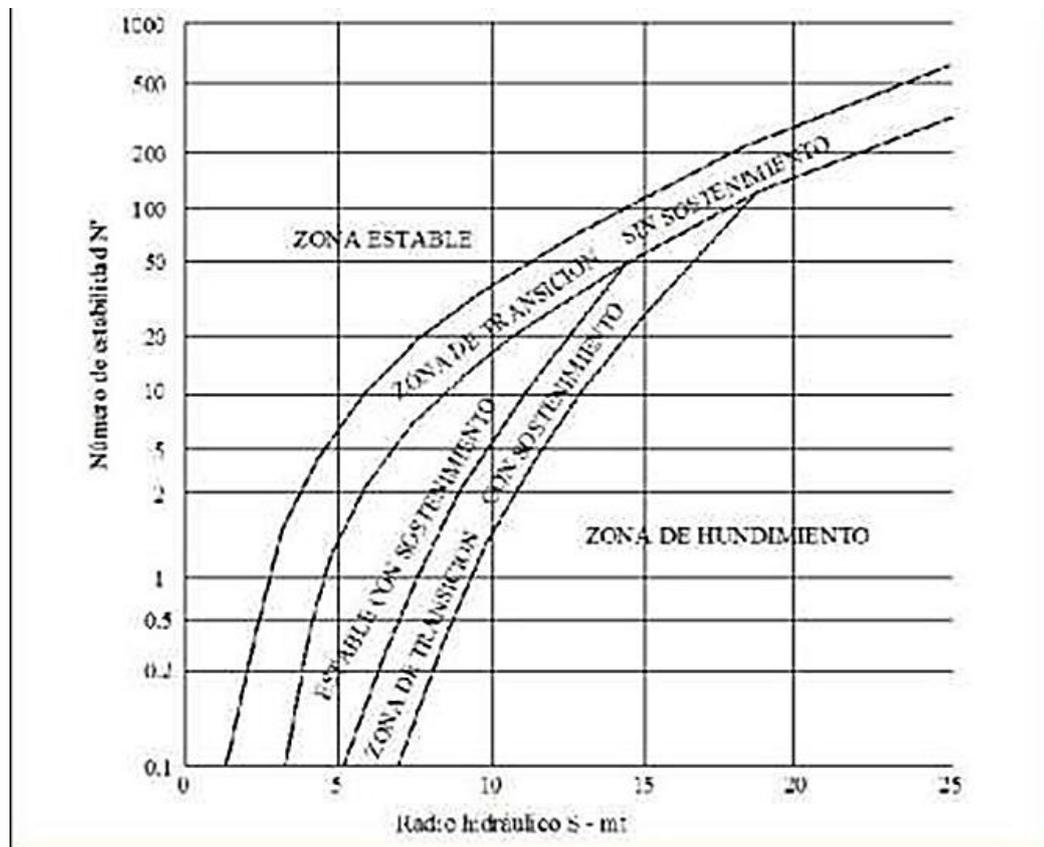
Fuente: Geomecánica – U.O. Arcata

### 3.6 DIMENSIONAMIENTO GEOMECÁNICO

En base a los resultados obtenidos en el análisis estereográfico, los ensayos de mecánica de rocas y la caracterización geomecánica la clasificación geomecánica, se dimensiona geomecánicamente el bloque de mineral de la veta Nicole usando la técnica del “Método Grafico de Estabilidad”, la cual fue desarrollada por Mathews y modificada por Potvin & Milne, y ha demostrado ser una valiosa herramienta para dimensionar los las labores a desarrollar. Se trata de la incorporación de dos parámetros llamado “N” número de estabilidad y “S” radio hidráulico con los que se obtiene gráficos de cinco interpretaciones:

- Zona Estable.
- Zona de transición sin sostenimiento.
- Estable con sostenimiento.
- Zona de transición con sostenimiento.
- Zona de hundimiento.

Ilustración 20 Número de estabilidad “N” vs radio hidráulico “S”



Fuente: Geomecánica – U.O. Arcata.

### 3.6.1 Cálculo del número de estabilidad

Para el cálculo del número de estabilidad se deben calcular los siguientes cuatro parámetros:

$$N = Q * A * B * C *$$

**Donde:**

- Q: Índice de calidad túnel modificado
- A: Factor de esfuerzo en la roca (Pilar).
- B: Factor de ajuste por orientación de las juntas
- C: Factor de ajuste gravitacional

#### a) Cálculo del índice “Q”

El índice “Q” del macizo rocoso se calcula de los resultados del mapeo geotécnico realizado en la galería del Nv. 4465, Se estima el valor del índice “Q” por:

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

**Donde:**

- RQD es la Designación de la Calidad de la Roca
- Jn es el número de sistemas de juntas
- Jr es el número de rugosidad de las juntas
- Ja es el número de alteración de las juntas
- Jw es el factor de reducción de agua en las juntas

El significado de los parámetros usados para determinar el valor de Q, Barton. (1974) ofrecen los siguientes comentarios:

- Tamaño de bloques (RQD/Jn)
- Resistencia al corte entre los bloques (Jr/Ja)
- Esfuerzo activo (Jw/SRF)

Con la restricción de que el factor esfuerzos activos (Jw/SRF), se considera igual a la unidad ya que según la información mostrada en las unidades hidroestratigráficas presentes en el área de estudio es mínimo, no siendo significativa la influencia del

agua en el comportamiento geomecánico del macizo rocoso por lo cual se considera el valor del factor de esfuerzos activos igual a 1.

Tabla 16 Clasificación del macizo rocoso según índice “Q” modificado

| UBICACIÓN  | RQD | Jn | Jr  | Ja  | Q'    | RMR    |
|------------|-----|----|-----|-----|-------|--------|
| CAJA TECHO | 75  | 4  | 1.0 | 2.0 | 9.375 | 64.142 |
| VETA       | 50  | 6  | 1.5 | 4.0 | 3.125 | 54.255 |
| CAJA PISO  | 75  | 4  | 1.0 | 2.0 | 9.375 | 64.142 |

Fuente: Geomecánica – U.O. Arcata

### b) Cálculo del índice “A”

El factor de esfuerzo en la roca “A”, refleja los esfuerzos actuantes sobre las caras libres del tajeo abierto en profundidad. Este factor es determinado a partir de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta “c” y el esfuerzo actuante paralelo a la cara expuesta del tajeo bajo consideración “1”. El factor de esfuerzo en la roca “A”, es por lo tanto determinado a partir de la relación  $c/1$  (resistencia de la roca intacta a esfuerzo compresivo inducido) sobre el borde de la abertura:

Para  $c/1 < 2$  :  $A = 0.1$

Para

$2 < c/1 < 10$  :

$c/1 > 10$  :

$A = 0.1125 (c/1) - 0.125$

$A = 1.0$

Para determinar el valor de las rocas encajonantes y la veta Nicole, se han realizado toma de muestras in situ de la resistencia de la roca intacta:

Realizando cálculos se tiene:

Relaciones  $sc / s1$

Tabla 17 Cálculo del factor “A”

|              | Longitud del tajeo (mts) | 25    | 0 | FACTOR: A |
|--------------|--------------------------|-------|---|-----------|
| TIPO DE ZONA | Veta                     | 4.33  | - | 0.3625    |
|              | Caja techo               | 25.00 | - | 1         |
|              | Caja Piso                | 61.00 |   | 1         |

Fuente: Geomecánica – U.O. Arcata

c) Factor de Ajuste “B” por orientación de discontinuidad crítica

Este factor toma en cuenta la influencia de las discontinuidades estas sobre la estabilidad de las superficies expuestas del tajeo. Cuanto más pequeño sea el ángulo que forma la discontinuidad crítica con respecto a la superficie del tajeo será una condición más desfavorable para la estabilidad del tajeo y viceversa; en resumen, la influencia de las discontinuidades críticas sobre la estabilidad de la superficie de los tajeos, será mayor cuando el rumbo de estas sea paralelo a la superficie libre y más pequeña cuando los planos tiendan a ser perpendiculares. Este factor está en función de la diferencia entre la orientación del sistema de discontinuidad crítica (dominante) y la cara expuesta del tajeo.

Tabla 18 Cálculo del factor “B”

| Longitud del tajeo (mts) | Sistema de Discontinuidad | Diferencia en el rumbo | Diferencia en el buzamiento | Factor B    |
|--------------------------|---------------------------|------------------------|-----------------------------|-------------|
| Caja Techo               | 2.00                      | 3.00                   | 68.00                       | <b>0.20</b> |
| Veta                     | 3.00                      | 25.00                  | 80.00                       | <b>0.25</b> |
| Caja piso                | <b>2.00</b>               | <b>5.00</b>            | <b>74.00</b>                | <b>0.20</b> |

Fuente: Geomecánica – U.O. Arcata

Factor de ajuste B, que toma en cuenta la orientación de las discontinuidades con respecto a la superficie del tajeo (Según Potvin, 1988).

**d) Factor de Ajuste “C”**

Este factor, es un número que ingresa la componente de riesgo asociado al efecto de la gravedad sobre las cuñas, dovelas que se forma el arreglo estructural de los sistemas de discontinuidades con las superficies expuestas del tajeo (paredes y techo). Para el cálculo de este factor se parte del postulado que las fallas pueden ocurrir desde el techo del tajeo (como desprendimiento de cuñas), desde las paredes del tajeo.

Factor de ajuste por gravedad C, para caídas por gravedad y lajamientos. Según Potvin (1988).

**Tabla 19 Cálculo del factor “C”**

| Tipo de Caída                             | Longitud del tajeo (mts) | (Inclinación de la superficie del tajeo) | (Inclinación de la junta crítica) | Factor C      |
|---|--------------------------|--|-----------------------------------|---------------|
| <b>Caídas por gravedad<br/>Lajamiento</b> | caja techo del tajeo     | 68.00                                    | -                                 | <b>5.7524</b> |
|   | Veta                     | 80.00                                    | -                                 | <b>6.9581</b> |
| <b>Deslizamiento</b>                      | <b>Caja piso</b>         | -  | <b>74</b>                         | <b>3.6000</b> |

Fuente: Geomecánica – U.O. Arcata

**e) Cálculo del número de Estabilidad “N”**

Según el procedimiento de diseño establecido y utilizando los valores obtenidos para cada uno de los factores, se calcula el número de estabilidad modificado N’ para los dominios estructurales, este resumen se muestra en la tabla

**Tabla 20 Cálculo de “N”**

| UBICACIÓN         | Q'           | A            | B            | C            | N'            |
|-------------------|--------------|--------------|--------------|--------------|---------------|
| <b>CAJA TECHO</b> | 9.375        | 1.000        | 0.200        | 5.752        | <b>10.786</b> |
| <b>VETA</b>       | 3.125        | 0.363        | 0.250        | 6.958        | <b>1.971</b>  |
| <b>CAJA PISO</b>  | <b>9.375</b> | <b>1.000</b> | <b>0.200</b> | <b>3.600</b> | <b>6.750</b>  |

Fuente: Geomecánica – U.O. Arcata

### f) Cálculo del Radio Hidráulico “S”

Para estimar este valor, se parte de los datos conocidos y definidos en la etapa de exploración que son la altura del bloque (H y potencia del tajeo (P). El Radio Hidráulico “S”, viene a ser el factor de forma para la superficie del tajeo, se obtiene como el cociente del área de la sección transversal de la superficie del tajeo entre su perímetro.

$$S = \left( \frac{W * H}{2 * (W + H)} \right)$$

**Donde:**

W: Longitud del tajeo en el rumbo de la estructura.

H: Altura del tajeo (espaciamiento entre los niveles).

Para definir el valor adecuado del radio hidráulico “S” y con este dimensionar la longitud del tajeo en el rumbo de la veta Nicole se emplea un concepto muy importante de la geomecánica que involucra “Seguridad y Economía”; es el principio de diseño minero en el límite del autosoporte con el cual se busca maximizar el aprovechamiento de las propiedades resistentes del macizo rocoso ver tabla

**Tabla 21 Cálculo de “N” vs “S”**

| UBICACIÓN  | N'     | ZONA ESTABLE | RADIO HIDRAULICO (S)                 |
|------------|--------|--------------|--------------------------------------|
|            |        |              | ZONA DE TRANSICION SIN SOSTENIMIENTO |
| CAJA TECHO | 10.786 | 5.989        | 8.503                                |
| VETA       | 1.971  | 3.182        | 5.291                                |
| CAJA PISO  | 6.750  | 5.008        | 7.359                                |

Fuente: Geomecánica – U.O. Arcata

### 3.7 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.

#### 3.7.1 Variable independiente

Método de explotación de Sub Level Stopping con Taladros Largos en la Unidad Operativa Arcata de la Compañía Minera Ares.

#### 3.7.2 Variable dependiente

Recuperación de pilares, rellenos antiguos y mineral en la Unidad Operativa Arcata de la Compañía Minera Ares.

Tabla 22 Operacionalización de variables

| VARIABLES   | INDICADORES  | ESCALA DE MEDICIÓN  |
|---|--|---|
| <b>Variable Independiente:</b><br>Método de explotación de Sub Level Stopping con Taladros Largos en la Unidad Operativa Arcata de la Compañía Minera Ares. | - Diseño de labores<br>- Perforación<br>- Voladura           | - Metros<br>- Pies perforados<br>- Kilogramos de explosivos |
| <b>Variable Dependiente:</b><br>Recuperación de pilares, rellenos antiguos y mineral en la Unidad Operativa Arcata de la Compañía Minera Ares.              | -Producción diaria<br>- Producción mes<br>- Producción anual | - Tm/día<br>- Tm/mes<br>- Tm/año                            |

Fuente: Elaboración propia.

### 3.8 ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS

#### 3.8.1 Planteamiento de recuperación de pilares

Este método consiste en arrancar el mineral a partir de subniveles de perforación mediante disparos efectuados en planos verticales, con taladros positivos y negativos paralelos, rellenándolos en forma ascendente con ciclo por alas de minado.

Los rellenos antiguos consiste en ejecutar una rampa central de acceso a los subniveles de perforación, que tienen una separación de 20 metros entre subniveles, conformando la altura de los bancos que se minan en con perforación positiva y negativa y disparos alternados. La limpieza de mineral se realiza con Scooptram a control remoto (con telemando) mediante un echadero central comunicados en todos los niveles.

Este método de explotación tiene impacto favorable en la seguridad, por minimizar la exposición del personal a la excavación del tajo, realizando todo el ciclo bajo techo seguro.

#### 3.8.2 Condiciones de aplicación del método

Para seleccionar los rellenos antiguos, se debe de filtrar los parámetros y condiciones actuales de la Veta propuesta bajo los siguientes criterios ingenieriles:

#### 3.8.3 Criterios geológicos

- Continuidad estructural
- Continuidad mineralógica
- Potencia de veta  $\geq 1,0$  m
- Buzamiento  $> 70^\circ$
- Alteración de las cajas (zonificación):
  - Favorable: silicificación, propilitización
  - Desfavorable: sericitización, argilización

### 3.8.4 Criterios geomecánicos

El análisis geomecánico comprende trabajos de zonificación geomecánica, zonificación estructural y la evaluación de esfuerzos. Complementariamente, requiere:

#### **Cajas competentes:**

- RMR básico  $\geq 55$  (incluye influencia del agua)
- RMR corregido x dirección de fracturas  $\geq 43$

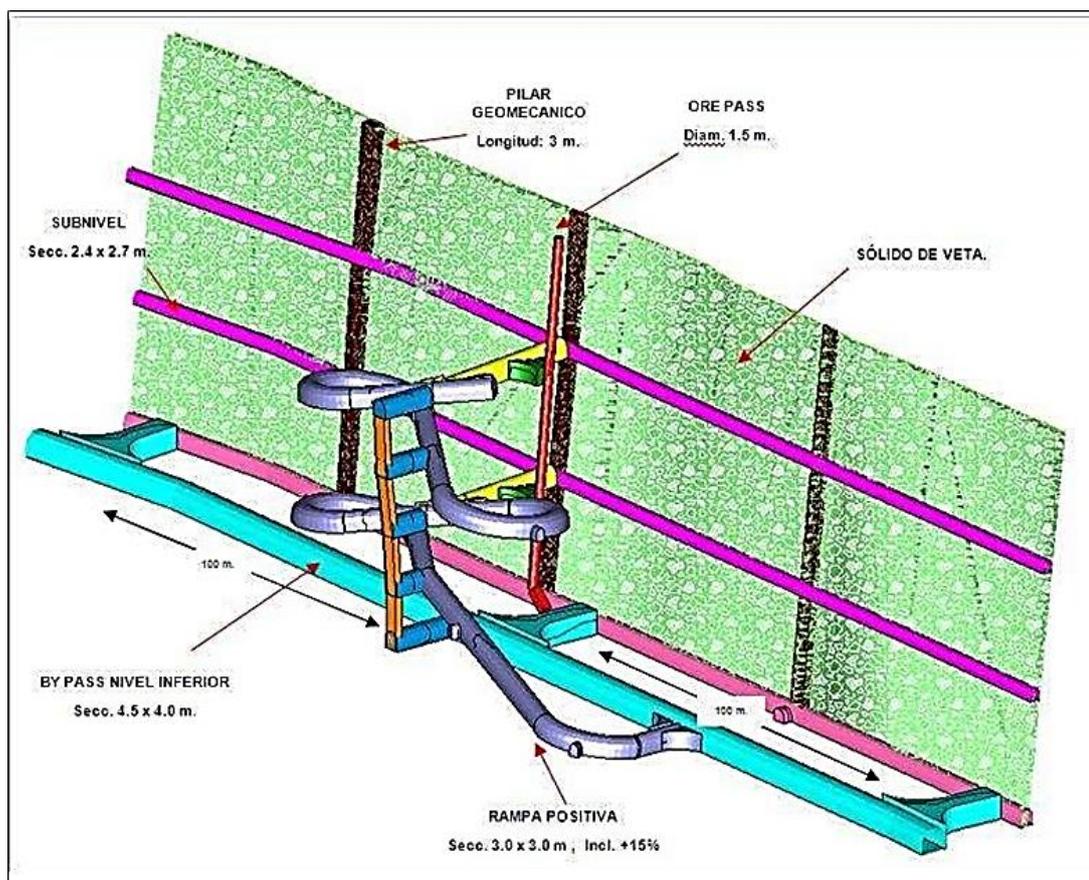
#### **Fracturamiento de cajas favorable para excavaciones:**

- Mínima formación de cuñas
- Espaciamiento  $\geq 0,3$  m (referido a la familia paralela a la veta)
- RQD  $\geq 75$  %
- Fracturas cerradas o con relleno duro (sulfuros, calcita, cuarzo)

Esfuerzos en las cajas como resultado de simulación en Phase2: estable.

.

**Ilustración 21 : Esquema isométrico del método planteado**



Fuente: Planeamiento Mina Arcata.

### 3.8.5 Preparación de pilares

Tomando en cuenta que para preparar un tajeo se inician los trabajos desde la confirmación del recurso mineral con la galería y terminan con la última chimenea ejecutada para un Ore Pass, estas labores se deben de clasificar de acuerdo al presupuesto. En ese esquema tenemos:

**a) Labores de desarrollo**

Clasificamos a las labores de desarrollo como las que nos permiten acceder a confirmar los recursos minerales (galería), y a los que generan accesos e infraestructura para el sistema de extracción. Son considerados Inversión.

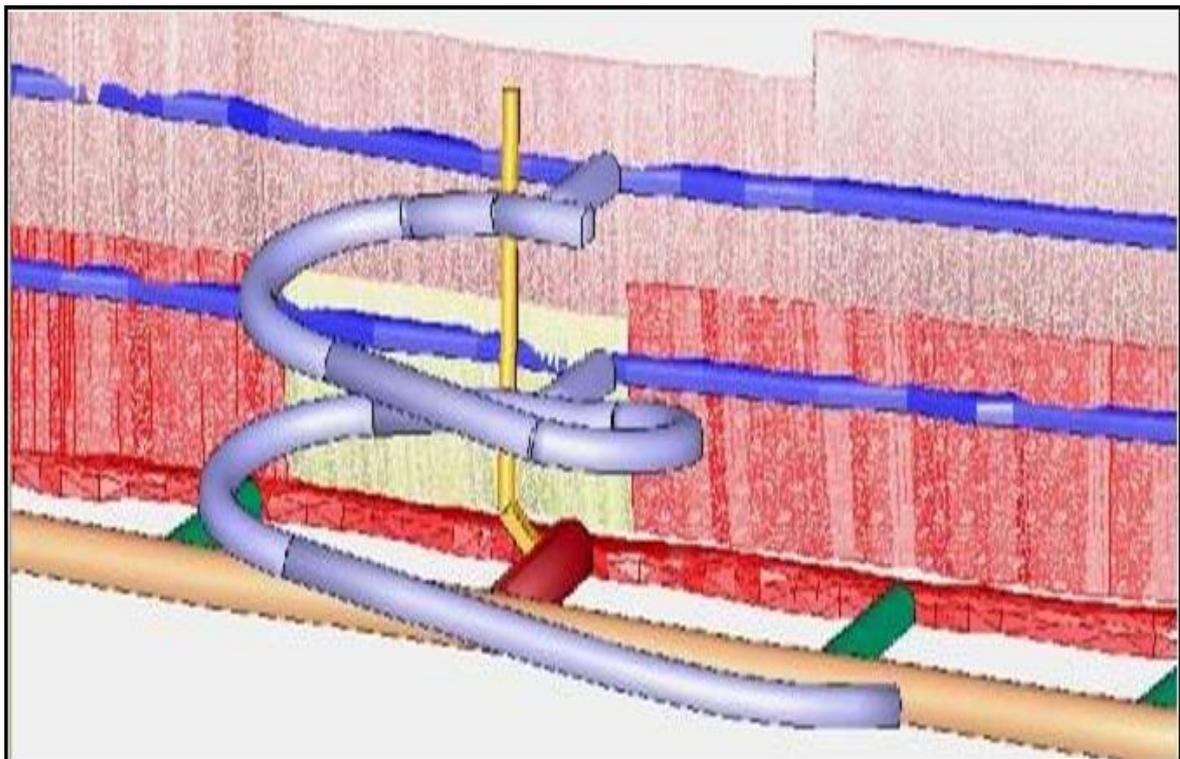
**Galería:** Labor de desarrollo en veta, que tiene por función identificar y definir los sectores de reservas de todo el bloque de recursos minerales que nos entrega Geología. Define la dirección que deberá seguir el By Pass, su sección es de 3,0 x 3,0 metros, con pendiente de + 1.5 %.

**By Pass:** Es una labor que acompaña a la Galería, para brindarle servicios y un ciclo rápido de minado. Su función principal es formar una línea base de extracción trackless, y cuando las vetas son persistentes longitudinalmente, facilitan la independización de tajos. Tiene un pilar a la veta a 15 metros, y se ejecuta con una sección 4,50 x 4,0 metros de +1.5 % de pendiente, típica sección para ingreso de volquetes.

**Ventanas de Carguío:** Coinciden con los extremos y centros de los tajos como accesos a la galería, su dimensión es de 15 metros, de una sección 4,50 x 4,0 metros, de pendiente horizontal y con radios de curvatura de 7 metros que permiten el carguío del desmonte a medida que se va avanzando con el By pass. Son las cámaras de tolvas del tajo.

**b) Labores de preparación**

Son las labores necesarias para darle continuidad y soporte al minado del tajo. Forman parte del gasto operativo en la distribución de costos

**Ilustración 22 : Esquema de preparaciones (rampa, subnivel y ore pass)**

Fuente: Planeamiento Mina Arcata.

**Rampa Operativa:** Labor inclinada en rampa tipo elíptica, que permite el acceso a los subniveles de perforación en la veta. Se ejecuta con una sección de 3,0 x 3,0 metros, con una pendiente de +15% y cuenta con radios de curvaturas de 12 metros en las curvas. Asimismo, en cada vuelta tiene conexión a su chimenea de servicios para asegurar la ventilación y la estandarización de tuberías y cables.

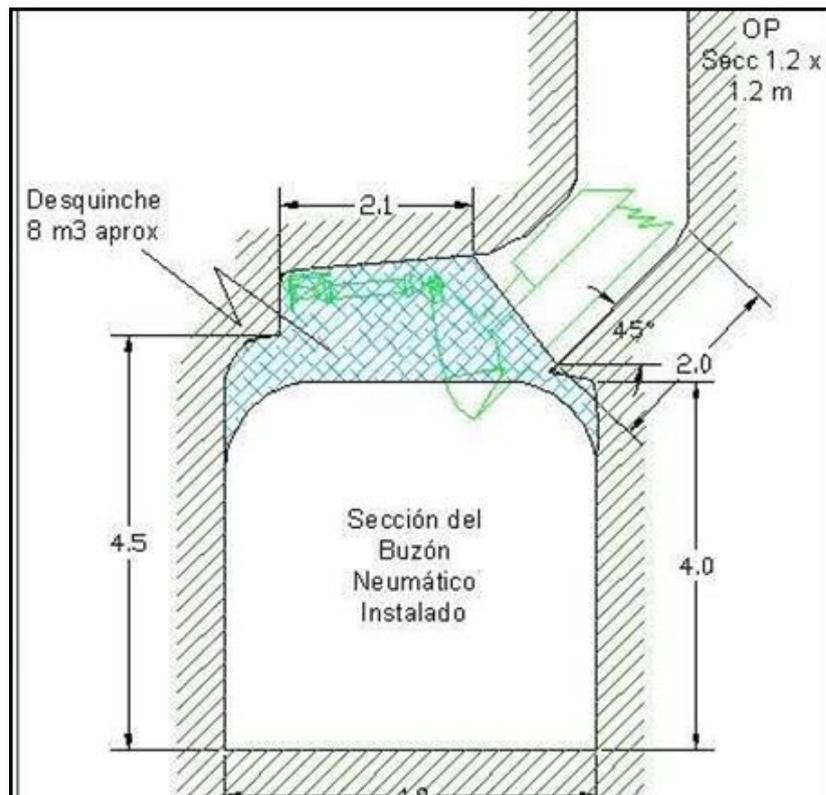
**Subnivel de Perforación:** Son galerías sobre veta y a desnivel, ejecutadas cada 20 metros, con sección de 2,4 x 2,7 metros.

**Ore Pass:** Labor vertical en desmonte paralela a 7 metros del tajo, de 1,5 x 1,5 m de sección, cuya función es la evacuación del mineral proveniente de los subniveles de preparación y del tajo.

#### c) Servicios Auxiliares

Para la evacuación del mineral, en la parte inferior de la chimenea Ore pass se instala una tolva neumática de descarga directa a los volquetes.

Ilustración 23 : Esquema de colocación de tolva en una ventana



Fuente: Planeamiento Mina Arcata.

Todos los servicios adicionales, se instalan por la chimenea de servicios de doble compartimiento de la rampa operativa de 1,2 x 2,4 metros, que nos permite continuar la ejecución de la misma en altura aun cuando los servicios hacia la primera comunicación a la rampa están instalados. La instalación de cables se realiza mediante tuberías por protección. Las tuberías van aseguradas en cada descanso o plataforma.

### 3.8.6 Selección de equipos

Se necesita la elección y compra de equipos con una confiabilidad muy alta, de modo que el aporte continuo pueda mantenerse.

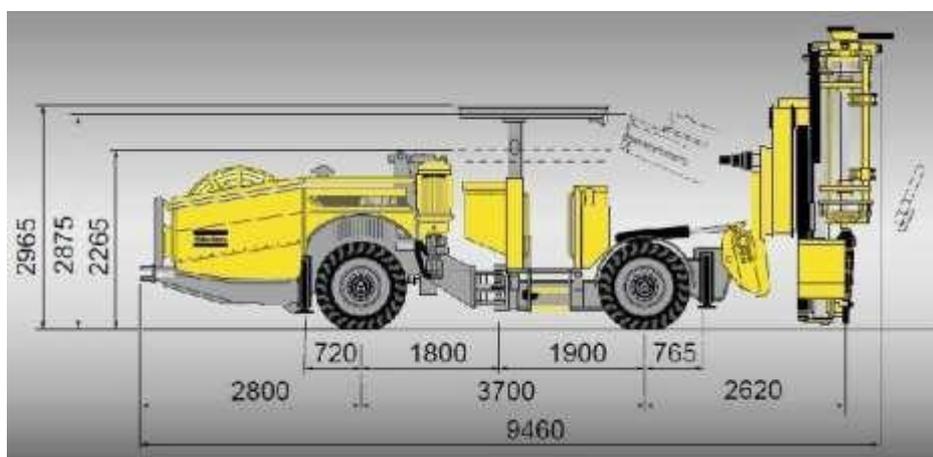
#### a) Equipo de perforación

Para la perforación, contamos con un Jumbo Rocket Boomer S1D con brazo telescópico y una compresora portátil adicional para asegurar el barrido de los

detrritos eficientemente durante la perforación. Este Jumbo de última generación, es autopropulsado y se traslada en labores con secciones de 3,0 x 3,0 metros. La perforación puede barrer los 360° y trabaja con una altura de pluma de 1,7 y en 4,0 metros de alto.

Cuenta con una perforadora COP 1838 que utiliza 1,6 l/s de agua y 8 l/s de aire autogenerado. Necesita una potencia total instalada de 118 Kw, normalmente trabaja con Shank T38, contando con stinger en cada extremo de la barra telescópica para minimizar la desviación de taladros.

#### Ilustración 24 Boomer T1D con brazo telescópico



Fuente: Atlas Copco

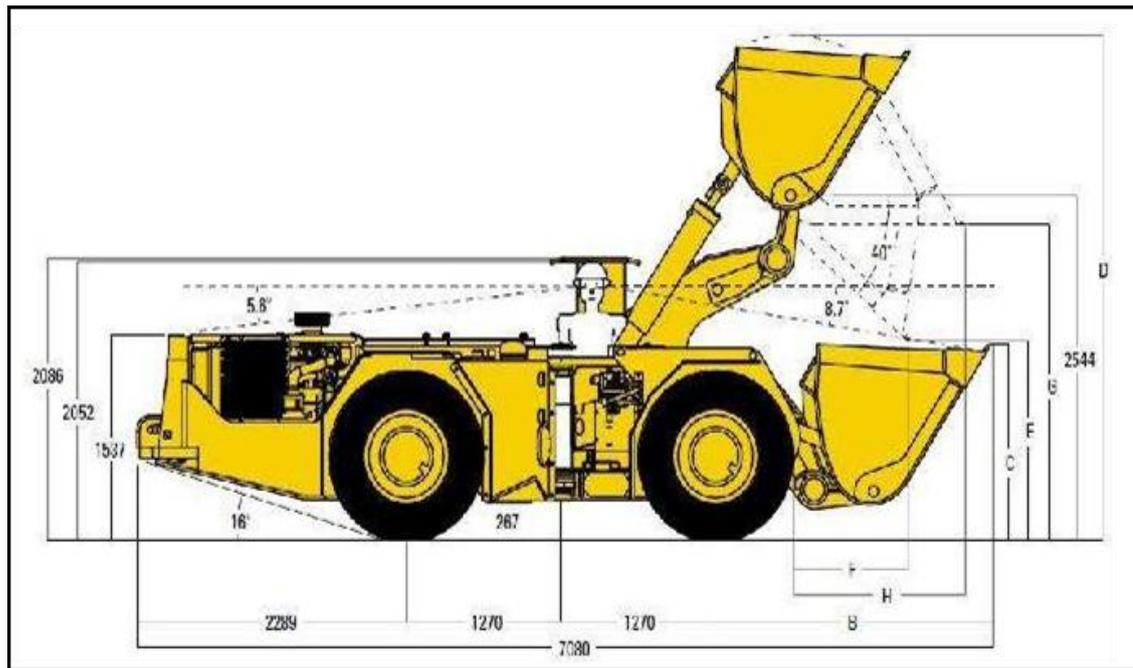
#### b) Equipo de limpieza y relleno

Para la limpieza del mineral roto y relleno con detrítico del mismo tajo, se emplean 2 Scoop ST-2G con capacidad de 2.2 Yd<sup>3</sup>, ambos cuentan con el sistema de control remoto instalados para evitar exponer al personal a las cavidades abiertas.

El ancho del equipo es de 1.6 metros, la altura de 2.1 metros, el radio de giro interno es menor a los 3 metros, y el funcionamiento del control remoto trabaja con 50 metros de distancia, lo cual garantiza una gran maniobrabilidad para ingresar a limpiar las cámaras disparadas.

También, para trabajos con distancias a echaderos de 100 en promedio, se desenvuelve bien, alcanzando resultados en promedio de 30 ton/h en tramos horizontales visibles y con un adecuado mantenimiento de vías para tránsito de LHD.

**Ilustración 25 Scooptram. Modelo ST- de 4 yd<sup>3</sup>**



Fuente: Atlas Copco

### 3.8.7 Operaciones unitarias

#### a) Perforación

Se emplea para la perforación el Jumbo Electrohidráulico Boomer S1D con brazo telescópico, con barras de 4' y brocas de 64 mm, en taladros positivos y negativos. Es indispensable un buen diseño de malla para evitar desviaciones en el taladro, que tienen 11 metros, con burden y espaciamiento de 1,00 x 1,00 metro distribuidos según el sistema (2:1).

Se cuenta con una perforación específica de 1,4 m/min, realizando en función al tiempo efectivo de perforación 150 metros por días, lo que acumula un metraje

final mensual de 4500 m/mes. Para garantizar la operación, la disponibilidad del equipo no debe ser menos del 90%.

Se tiene un mayor tiempo de perforación en los taladros negativos por la presencia de varias fallas que dificulta el barrido de detritus, siendo diferente en los taladros positivos, donde se tiene un mayor avance.

## b) Tipos de perforación en taladros largos

### 1) Perforación en abanico

Este método es aplicado en cuerpos en vetas y diseminados, los taladros son de longitudes variables superiores a los 15 metros dependiendo de las dimensiones del block mineralizado. La perforación se realiza desde los subniveles y puede ejecutarse tanto en positivo como en negativo.

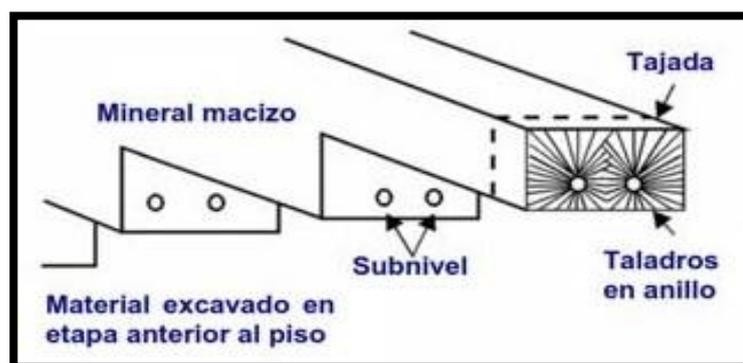


Ilustración 26 : Taladros Largos en abanico

Fuente: EXSA

### 2) Perforación en paralelo

Este tipo de perforación puede ser aplicado en vetas de distintas potencias que pueden variar desde los 2m en adelante y como condición adicional es que estas vetas tengan buzamientos superiores a 55°.

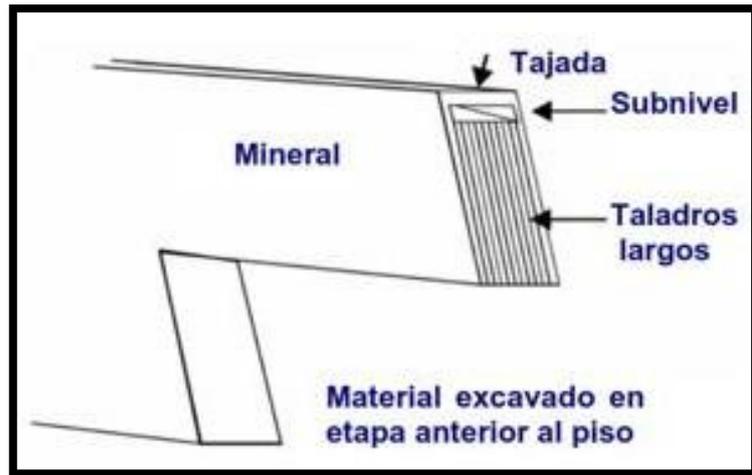


Ilustración 27 : Taladros Largos en paralelo

Fuente: EXSA

### 3) Desviación de taladros

La desviación se da cuando un determinado talado no llega al punto inicialmente previsto y está directamente relacionada con la longitud del taladro, diámetro de la columna de perforación, buzamiento y características de la roca sobre la cual se realiza la perforación.

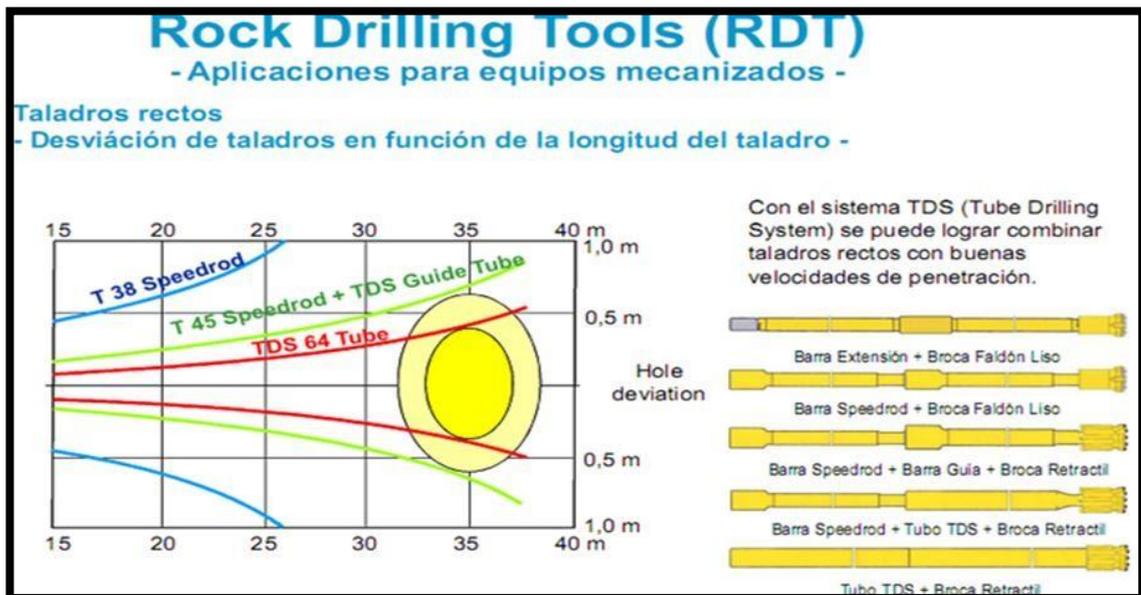


Ilustración 28 : Esquema de desviación de taladros según diámetros de barra

Fuente: Famesa SAC

**c) Aceros de perforación**

Para ambas columnas de perforación (T38 y T45), se emplean aceros como shank adapter, barras de extensión, tubo guía, brocas y rimadoras.

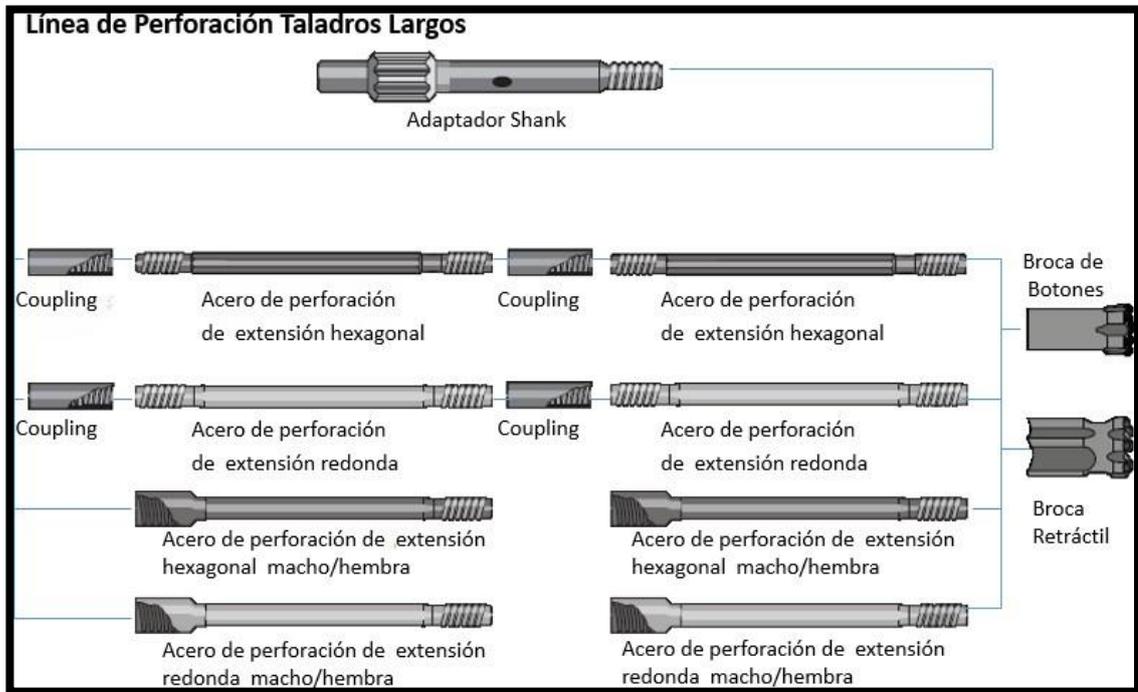


Ilustración 29 : Aceros la de columna de perforación TL

**Fuente:** Boart Longyear

**d) Voladura de taladros largos**

Consiste en la fragmentación y desplazamiento de las rocas de un nivel al otro en una o dos fases, dependiendo de las dimensiones del tajo, buzamiento, desviación de taladros y altura de bancada. Al realizar este tipo de voladuras, se debe controlar en lo posible:

- La estabilidad de las cajas.
- Dilución o pérdida de mineral.
- Ventilación por la emisión de gases producto de la voladura.

**1) Elementos fundamentales de la voladura**

- Condición y estructura de la roca.

- Perforación – diseño de malla y arranque.
- Selección del explosivo adecuado.
- Secuencia de salidas.

## 2) **Parámetros a considerar al elegir un explosivo**

La elección de un explosivo debe hacerse de acuerdo a una serie de condiciones o parámetros como:

- Presencia de agua en los taladros.
- Toxicidad de los gases de la explosión.
- Diámetro de los taladros.
- Tipo de roca a volar.
- Seguridad del explosivo.
- Tipo de trabajo a ejecutar.
- Sistema de iniciación a utilizar.
- Vibración del terreno.

## 3) **Emulsión encartuchada**

Está compuesta por una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, resistencia al agua y buena calidad de gases en voladura. (Famesa, 2015).

Tipos de Emulsión:

- Emulnor 500. Para la voladura de rocas suaves.
- Emulnor 1000. Para la voladura de rocas suaves a intermedias.
- Emulnor 3000. Para la voladura de rocas intermedias a duras.
- Emulnor 5000. Para la voladura de rocas muy duras

## 4) **Accesorios de voladura**

En todo proceso de voladura es necesario que la detonación se inicie correctamente, para ello es necesario conocer aquellos medios y técnicas que permiten iniciar la reacción en régimen de detonación, la iniciación de explosivos y, de forma subsiguiente, la iniciación de voladuras de manera que se produzca la detonación de un conjunto de barrenos con un orden determinado. (Famesa, 2015).

Esta iniciación del explosivo debe ser aquella que asegure que la detonación alcance un régimen que se mantenga durante toda la reacción en el interior del

barreno. En este aspecto, un explosivo que no se inicie correctamente provoca que alcance una velocidad de detonación inferior a la nominal, llegando a reaccionar en régimen de deflagración, o incluso llegar a detenerse la reacción. En todos estos casos en los que no se alcanza el régimen de detonación nominal, el trabajo realizado por el explosivo será muy inferior al diseñado. (Famesa, 2015).

En cuanto a la iniciación de una voladura, pueden presentarse diseños muy diferentes que vayan desde la detonación de varios detonadores hasta diseños tales que impliquen cientos de detonadores en grandes voladuras, siendo imprescindible una secuenciación adecuada para lograr unos resultados adecuados de fragmentación, el movimiento de la pila de material volado y el ser compatible con las afecciones al entorno. (Famesa, 2015).

#### **5) Pentacord (Cordón detonante)**

Es un cordón flexible e impermeable que contiene en su interior un explosivo denominado pentrita, cuya velocidad de detonación es de 7.000 metros por segundo; el cordón detonante se emplea fundamentalmente para transmitir a los explosivos colocados en los barrenos la detonación iniciada por un detonador. Algunos tipos de cordón detonante (los de mayor gramaje) pueden utilizarse como explosivo principal para la carga de barrenos de voladura. (Famesa, 2015).

#### **6) Carmex (Armada de mecha lenta)**

El carmex es un sistema de iniciación concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación para efectuar voladuras, este está integrado por accesorios de voladura tradicionales mejorados en sus componentes. (Famesa, 2015).

#### **Objetivos fundamentales de su uso:**

- Eliminar los defectos que existen en la preparación de las armadas.
- Eliminación del chispeo manual de la mecha de seguridad, evitando exposiciones.
- Permite la salida más rápida y segura del personal.

#### **Está compuesto por:**

- Fulminante común N° 8.

- Mecha de seguridad.
- Conector.
- Seguro de plástico denominado block de sujeción.

#### 7) Fanel (detonador no eléctrico)

Es un accesorio eficaz para el uso de voladuras en minería subterránea y superficial, ofrece beneficios de sincronización sin riesgo, permitiendo eliminar todo error en conexiones. (Famesa, 2015).

Consta de:

- Fulminante de retardo N° 12.
- Manguera Fanel o tubo de choque, en color rojo o naranja para periodo corto y amarillo para periodo largo.
- Etiqueta, con el número de serie y tiempo de retardo
- Conector plástico de tipo J, en color rojo para periodo corto y amarillo para periodo largo.

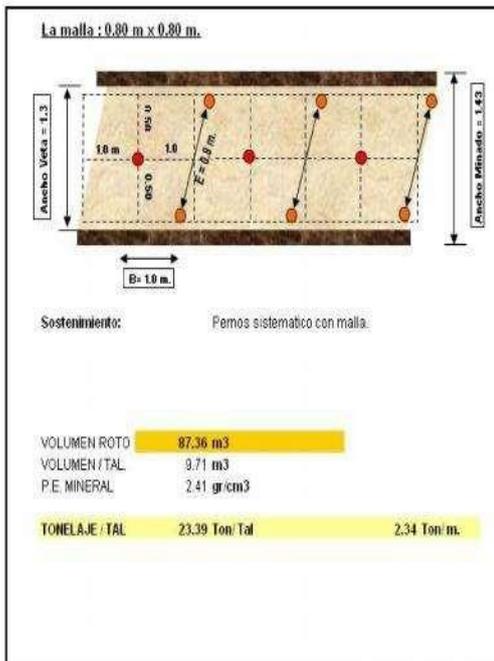
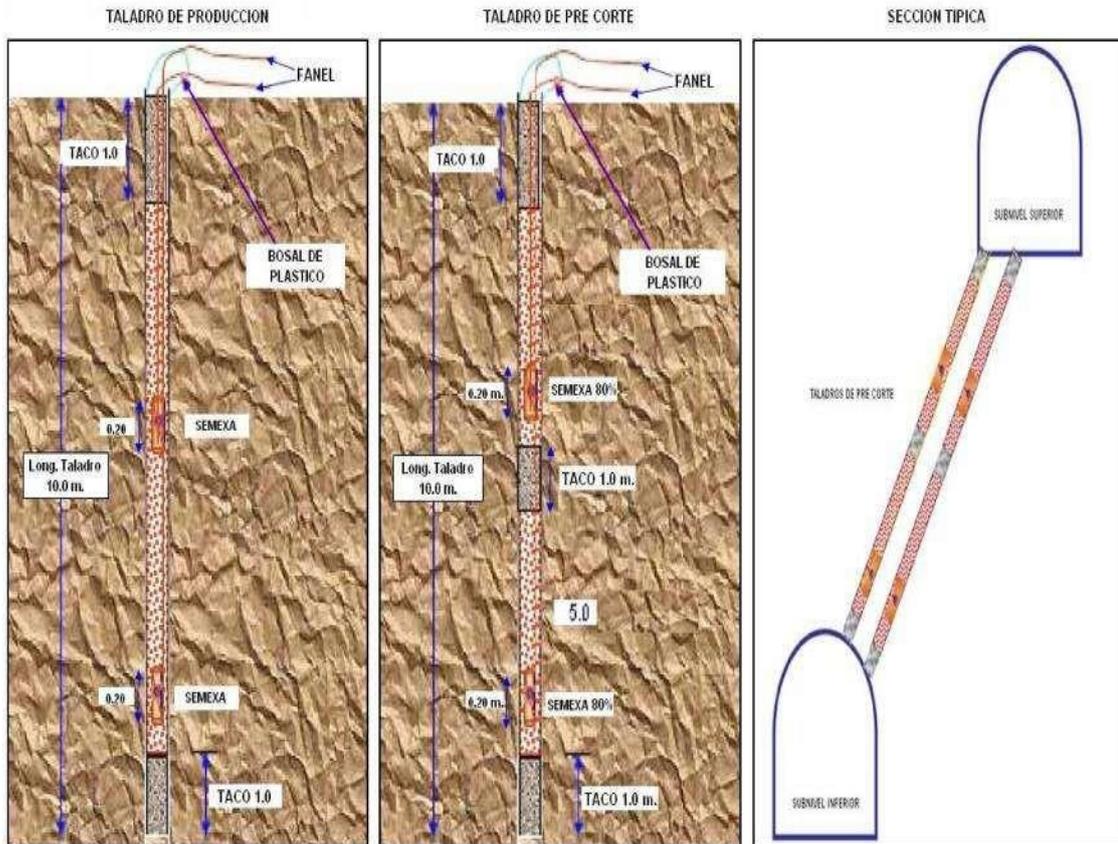
#### 8) Mecha rápida (cordón de ignición) y conectores

Utilizado para el encendido de voladuras de gran número de taladros con mecha de seguridad y fulminante. La mecha rápida es a la vez un accesorio de ignición y retardo que permite con un solo chispeo asegurar el encendido secuente o en “rotación” de una serie de mechas con un orden de salidas preestablecido, que se controla con la longitud de mecha rápida entre cada conector; es decir, con el espaciamiento entre cada mecha de taladro a encender. (Famesa, 2015)

Para realizar la voladura, principalmente se utiliza como agente de voladura el Anfo en la presentación comercial EXAMON P, para el cual se utiliza como iniciador cartuchos de Emulsión de 1 ½ x 8”.

**Ilustración 30 : Esquema de carguío**

**DISTRIBUCION DE CARGA TALADROS LARGOS**



| TALADRO DE PRODUCCION                |                        |  |                        |
|--------------------------------------|------------------------|--|------------------------|
| Diametro del Explosivo               | 5.4 cm                 | Diametro del explosivo Semex 80%         | 3.2 cm                 |
| Area del explosivo                   | 23.24 cm <sup>2</sup>  | Area taladro                             | 8.04 cm <sup>2</sup>   |
| Long. Carga de ANFO (Examon P)       | 7.60 m                 | Long. de carga de dinamita Semexa 80%    | 0.4 m.                 |
| Densidad de Carga del ANFO           | 0.8 gr/cm <sup>3</sup> | Densidad de carga de dinamita Semexa 80% | 0.2 gr/cm <sup>3</sup> |
| Carga ANFO por taladro               | <b>14.13 Kg</b>        | Carga Dinamita Semexa 80% por Taladro    | <b>0.06 Kg</b>         |
| <b>Carga de Produccion / Taladro</b> | <b>14.19 Kg/Tal.</b>   |  |                        |
| TALADRO DE PRE CORTE                 |                        |  |                        |
| Diametro del Explosivo               | 5.4 cm                 | Diametro del explosivo Semex 80%         | 3.2 cm                 |
| Area del explosivo                   | 23.24 cm <sup>2</sup>  | Area taladro                             | 8.04 cm <sup>2</sup>   |
| Long. Carga de ANFO (Examon P)       | 6.60 m                 | Long. de carga de dinamita Semexa 80%    | 0.4 m.                 |
| Densidad de Carga del ANFO           | 0.8 gr/cm <sup>3</sup> | Densidad de carga de dinamita Semexa 80% | 0.2 gr/cm <sup>3</sup> |
| Carga ANFO por taladro               | <b>12.27 Kg</b>        | Carga Dinamita Semexa 80% por Taladro    | <b>0.06 Kg</b>         |
| <b>Carga de Pre Corte / Taladro</b>  | <b>12.33 Kg/Tal.</b>   |  |                        |
| FACTOR DE POTENCIA                   |                        |  |                        |
| Promedio Carga / Tal                 | 12.95 Kg/Tal.          |  |                        |
| Mineral roto por taladro             | 23.39 Ton/Tal          |  |                        |
| <b>Factor de Potencia</b>            | <b>0.55 Kg/Ton</b>     |  |                        |

Fuente: Operación Mina Arcata

Los accesorios usados son los Faneles de 12 metros y Pentacord P como cordón detonante. Usamos un Factor de Potencia de 0,27 Kg/ton.

#### e) Limpieza

Por la altura de la abertura generada se usan scoop a control remoto, para ello, el Sistema del control remoto se ha instalado a 2 scoops ST-2G de 4 yd<sup>3</sup>. La distancia entre el tajo y el Ore Pass tiene un promedio de 100 metros, alcanzando un rendimiento de 30 ton/h

La “cultura Trackless”, tanto en los supervisores como en los operadores, debe ser lo suficientemente clara, para que los equipos LHD sean eficientes; de lo contrario por más que se incremente el número de equipos, no se lograrán los objetivos de producción, dado que probablemente no se tenga criterio de calidad de vía, mantenimiento preventivo, estándares de trabajo seguro, etc.

#### f) Relleno en pasta

El relleno en pasta utilizado no contiene excedentes de agua por lo que no existen sistemas de drenaje, cuyas características de agregado son las siguientes:

- Agregado tamizado a 3/8"
- Cemento puzolámico
- El relleno es detrítico a través de los OP con la utilización de ranflas, para aprovechar el relleno proveniente de las preparaciones.

La pasta es un fluido no Newtoniano, con alta concentración de sólidos.

Se utiliza los relaves totales generados en la Planta Concentradora como componente principal.

La pulpa de relaves pasa por dos procesos de separación solido- liquido, para incrementar su contenido de sólidos.

Se mezcla con cemento y escoria metalúrgica molida, para obtener una pasta con valores de resistencia a la compresión uniaxial, a un determinado tiempo de curado.



Ilustración 31 : Relleno en pasta

Fuente: Operación Mina Arcata

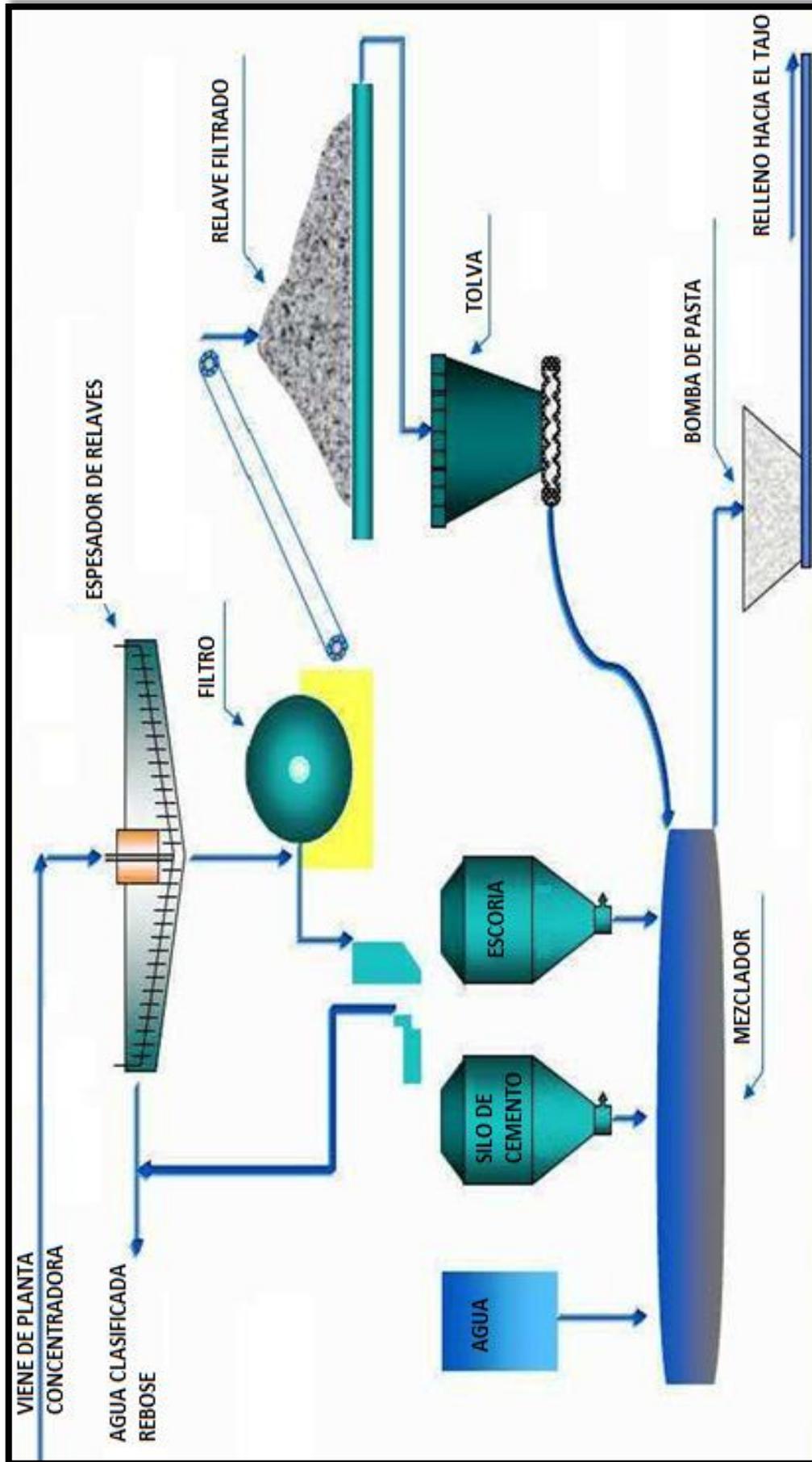


Ilustración 32 : Flujograma de Relleno en Pasta  
Fuente: Elaboración propia

## 1) Mezclado

El sistema de mezclado es por Batch.

La mezcladora es de paletas con una capacidad de 3.5 m<sup>3</sup>. Ingresan a su interior los siguientes materiales:

- Cemento
- Escoria molida
- Tailing
- Agua

Los silos de cemento y escoria tienen bases cónicas que están conectadas a transportadores de tornillo sin fin, a través de ellos llegan a una misma tolva que descarga al mezclador. Los pesos de cemento y escoria son calculados en función al peso seco del tailing.

El Tailing se pesa en una tolva y descarga al mezclador. El peso seco se calcula a partir del peso húmedo y su porcentaje de contenido de sólidos.

El agua ingresa para darle una consistencia de fluido bombeable a la pasta.



Ilustración 33 :Relleno en pasta

Fuente: Operación Mina Arcata

### 3.9 UBICACIÓN GEOGRÁFICA DEL ESTUDIO.

#### 3.9.1 Ubicación y Accesibilidad

El yacimiento de Arcata está políticamente ubicado en el distrito de Cayarani, provincia de Condesuyos y departamento de Arequipa.

Geográficamente se encuentra al NE del nevado Coropuna, alrededor de 180 Km. al NE en línea recta desde la ciudad de Arequipa, en la Cordillera Occidental del Perú, flanco oeste:

Coordenadas UTM

Norte: 8 341 624

Este: 789 345

Cota: 4 600 m.s.n.m.

El titular de las actividades mineras es la Compañía Minera Ares S.A.C. que efectúa las operaciones minero – metalúrgicas de explotación del yacimiento.

El distrito minero de Arcata es accesible desde la ciudad de Arequipa por una carretera en un 20 % asfaltada, luego en su totalidad afirmada cubriendo una distancia desde Arequipa de 307 km en los tramos siguientes:

- Arequipa - Sumbay 78 km Carretera asfaltada
- Sumbay - Sibayo 78 km. Carretera afirmada
- Sibayo - Caylloma 69 km Carretera afirmada
- Caylloma - Arcata 90 km. Carretera afirmada

Con un tiempo de viaje desde Arequipa, de aproximadamente 8 horas. También es accesible por Nazca vía mina Selene.

Al sur de Arcata se encuentra la mina Orcopampa, dicha mina cuenta con una pista de aterrizaje de 1 600 m de longitud. El tiempo total de vuelo entre Lima y Orcopampa es aproximadamente 2 horas, cubriendo el viaje de Lima y Arcata en 4 horas.

El puerto de embarque de concentrados es Matarani, el cual se encuentra a 120 km de Arequipa, esta ruta esta servida tanto por ferrocarril como por carretera asfaltada de primer orden.

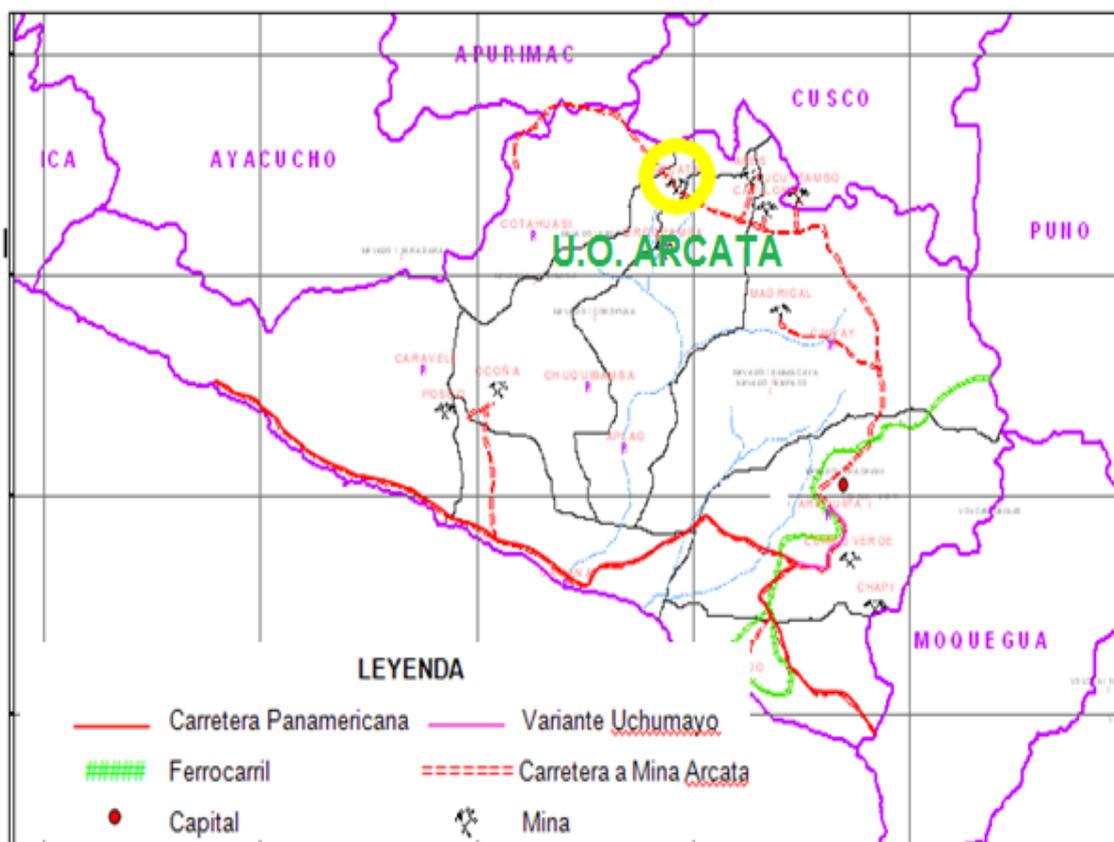


Ilustración 34 : Ubicación de la mina Arcata

Fuente: topografía U.O. Arcata.

### 3.9.2 Fisiografía

Según Holdridge, su formación ecológica está identificado como una zona de vida de “Páramo muy húmedo, subalpino y sub tropical (pmh-SaS)”, localizado en la parte oriental de los Andes Occidentales.

Presenta amplias variaciones estacionales y anuales que influyen principalmente sobre la agricultura, ya sea por la falta de lluvias o presencia de heladas.

Su temperatura media es de 14° C y la mínima de -7° C°.

El promedio de precipitación total por año es de 1 088,5 mm. y el mínimo de 513,4 mm.

La velocidad promedio mensual del viento oscila entre los 4 y los 18 nudos con dirección predominante al Sur Oeste.

El río Salto es afluente de la laguna Huisca Huisca y desemboca en la laguna de Arcata. A partir de la laguna de Arcata toma el nombre de Cochasi que, hasta confluir con el río Soncopalca, en donde cambia de nombre y se le conoce como río Misapuquio, el que nace con el nombre de Chirihuana en el nevado Huajrahuire, ubicado a 5 438 m.s.n.m.

Este nevado, que tiene unos 4 Km<sup>2</sup> de nieve está situado en la divisoria continental y da origen a ríos de la vertiente Atlántica y vertiente Pacífica de los Andes.

En la cuenca superior se han formado las lagunas de Ovejería (4 456 m.s.n.m.) y Huisca Huisca (4 522 m.s.n.m.).

### **3.9.3 Recursos naturales**

Los recursos naturales de esta zona desde la época de los españoles son los minerales, a partir del cual Arcata ha sido considerada como una mina importante productora de plata.

Entre los recursos animales, el ganado es el principal en base a la cría de auquénidos y ovinos, donde la lana, carne y las pieles constituyen la fuente principal de ingresos de los pobladores de la región.

Los recursos hídricos son suficientes para el consumo humano e inclusive para el uso industrial, permitiendo la generación de energía eléctrica a través de la Central Hidroeléctrica de Misapuquio.

### **3.9.4 Recursos humanos**

Entre los pueblos más cercanos a este yacimiento minero, se encuentran los pueblos de Arcata Viejo, Cayarani, Caylloma, Orcopampa y Sucuytambo. Así mismo pequeñas estancias como el Santo, Visca Visca, Saracocha, Vetilla y Santo Domingo, comunicadas entre sí mediante caminos de herradura.

El universo de personal actualmente alcanza los 675 trabajadores en mina.

### 3.9.5 Historia de la mina

Se tiene conocimiento de la ocurrencia de los minerales de oro y plata desde el siglo XVIII, época en que los españoles a juzgar por la magnitud de laboreo antiguo que se observa habrían extraído alrededor de 100 000 TM de mineral que fueron procesados en los ingenios cuyos restos aún se observan cerca del pueblo viejo de Arcata.

Aparentemente las operaciones mineras permanecieron paralizadas durante todo el siglo XIX reiniciándose durante el presente siglo en 1952, con la presentación del denuncia de 700 Has. denominado “ZWICH”, de la propiedad del señor Werner Swicky.

El grupo Hochschild realizó los primeros reconocimientos geológicos de las estructuras de Arcata en 1954 a través de la empresa denominada “Compañía de Minas del Perú”.

Los muestreos revelaron altos valores de plata, sin considerar estimación alguna de mineral potencial que permitiera justificar la inversión en un programa de explotación detallado.

Es precisamente esta compañía que solicitó los denuncios más extensos: Calvario I, Calvario II, Calvario III y Calvario IV, superpuestos a los denuncios de la fundición Macarena y otros.

Durante los años de 1954 y 1965, se consolidó la propiedad minera iniciándose en este último año la construcción de una trocha carrozable de 129 Km. que permitió el acceso a la zona de Arcata desde la mina Sucuytambo.

La ejecución del primer programa de exploraciones se inició en 1958 y concluyó en 1960; los resultados propiciaron la formación de Sociedad Minera Arcata S.A. en 1961, que actualmente es la Sociedad Minera Ares S.A.C.

El desarrollo y las preparaciones mineras comenzaron a partir de 1961 en las vetas Baja, Alta, Marión, hasta enero de 1962 se estimó una reserva de mineral de 23 400 TM con 15.61 oz/ TM de Ag y 1.44 g/TM de Au, lo que justificó la instalación de una planta concentradora de 50 t/día de capacidad que inició sus operaciones a fines de 1964.

Al promediar el año 1965, las labores de exploración y desarrollo permitieron estimar reservas adicionales que alcanzaron 135 000 TM con 20.20 oz/TM de Ag y 1.30 g/TM de Au, calculándose las reservas potenciales en un millón de toneladas.

La capacidad de tratamiento de la planta concentradora se incrementa en ese mismo año a 150 TM/día.

Como resultado del éxito alcanzado con la explotación y desarrollo de la producción minera, comenzó a incrementarse gradualmente en forma significativa.

La capacidad de tratamiento se elevó en 1971 a 250 TM/día, para cuya operación se cuenta con una reserva de mineral del orden de 1 312 210 TM con 17,39 oz/TM de Ag.

En el año de 1975 la capacidad de tratamiento se incrementó a 500 TM/día, siendo a la fecha de 1 000 TM/día.

El mineral total producido por la mina desde el inicio hasta la fecha es de 7 050 583 TMS con una ley de cabeza de 17,23 oz/TM de Ag.

### **3.9.6 Geología Regional**

Arcata se encuentra situada en un amplio arco volcánico de edad Miocena, conformado por lavas de composición intermedia a ácidas y afiliación calco-alcalina, típicas de márgenes continentales.

Los Andes Centrales del Sur de Perú constituyen un área clásica de levantamiento debido principalmente a tectonismo compresivo. Sin embargo, este tectonismo debe haber sido cíclico y episódico, reflejado por la presencia de eventos de extensión relacionado a periodos de relajación entre los eventos compresivos mencionados. En dicho marco tectónico son habituales los movimientos de deformación transtensivo y transpresivo en donde son frecuentes los cambios rápidos en la dirección de los esfuerzos.

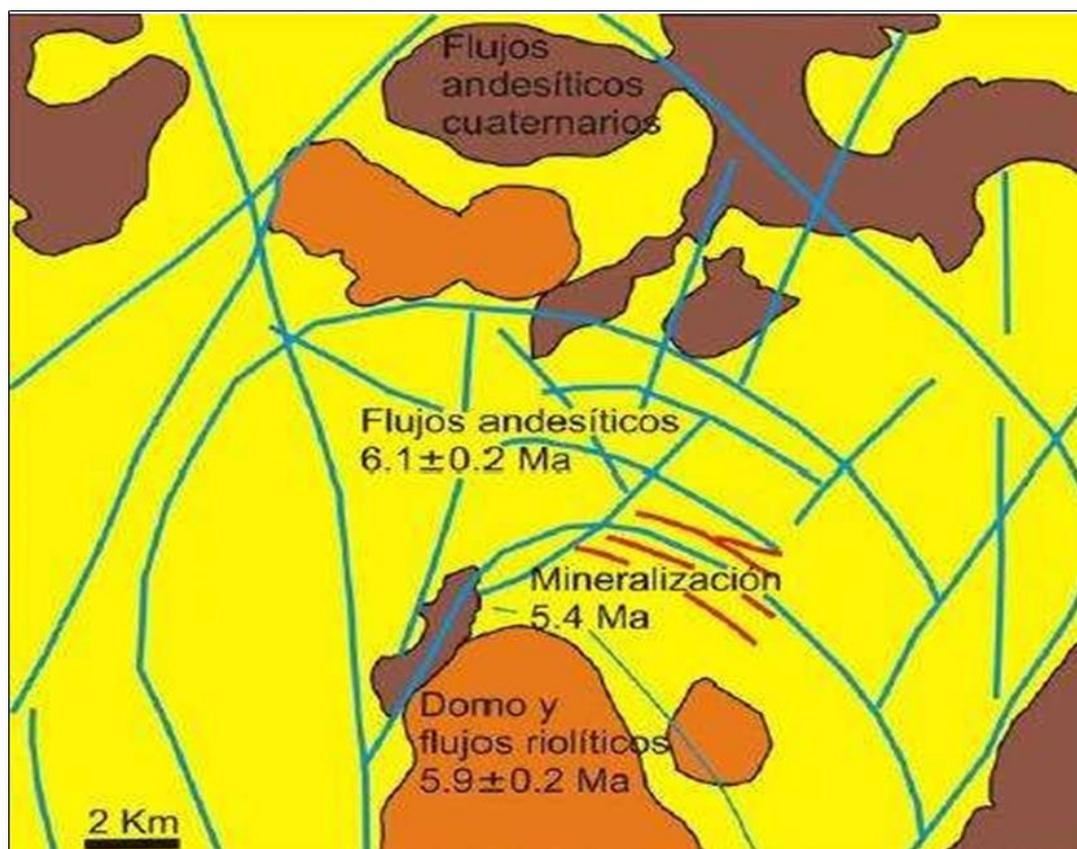


Ilustración 35 : Geología simplificada. Mineralización Arcata centrada por un domo riolítico.

Fuente: Área de geología U.O. Arcata.

En el marco regional la fosa (graben) de Arcata parece estar controlada por una estructura circular, posiblemente un colapso tipo caldera. Arcata se desarrolla hacia el norte-noreste de dicho rasgo. Las vetas son arqueadas, cóncavas hacia el sur, paralelas al borde de la mencionada estructura regional, que posee unos 20 kilómetros de diámetro y está centrada por un domo riolítico.

### 3.9.7 Estratigrafía

Las vetas de Arcata se instruyen en rocas volcánicas del Mioceno, formadas por lavas intercaladas con rocas volcanoclásticas. Se reconocen dos potentes paquetes de lavas andesíticas a dacíticas, del inferior no se conoce la base por lo tanto su potencia no puede ser estimada, mientras que el superior posee más de 300 metros de espesor de lavas macizas.

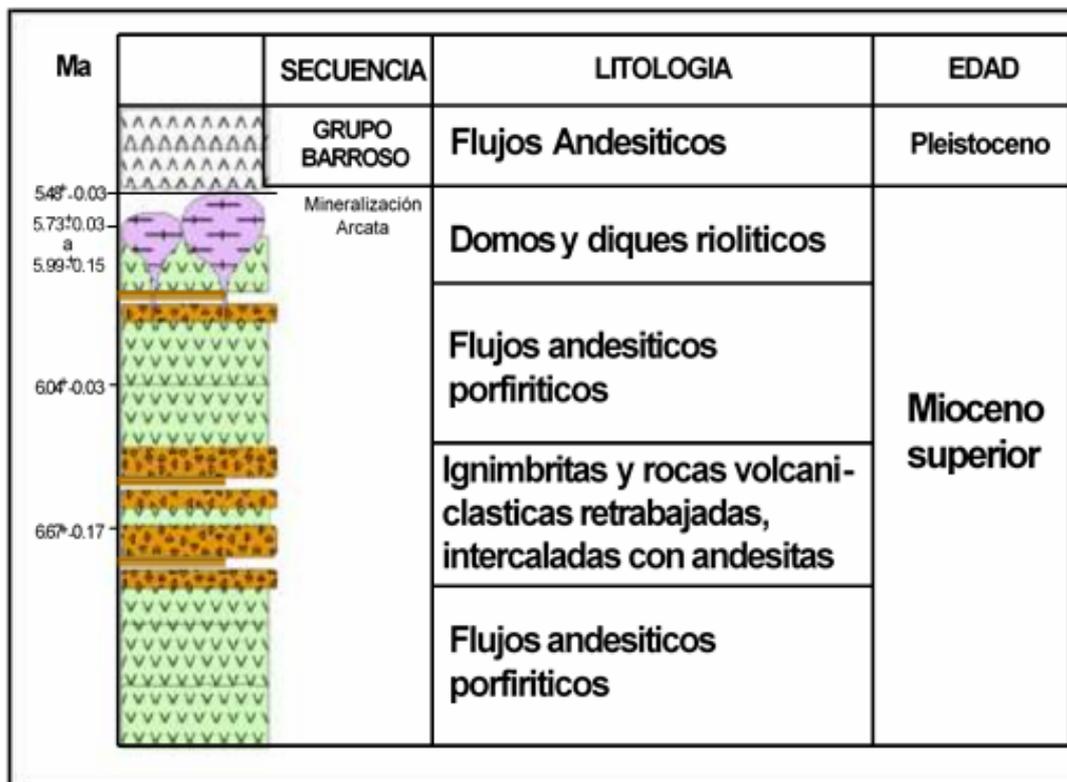


Ilustración 36 Figura columna estratigráfica

Fuente: Área de geología U.O. Arcata.

Entre ambos se desarrolla una secuencia volcánoclastica de alrededor de 100 metros de potencia media formada por piroclastitas primarias y rocas clásticas re trabajadas de grano fino. La secuencia lávica y la clástica poseen una respuesta marcadamente diferente de la fracturación.

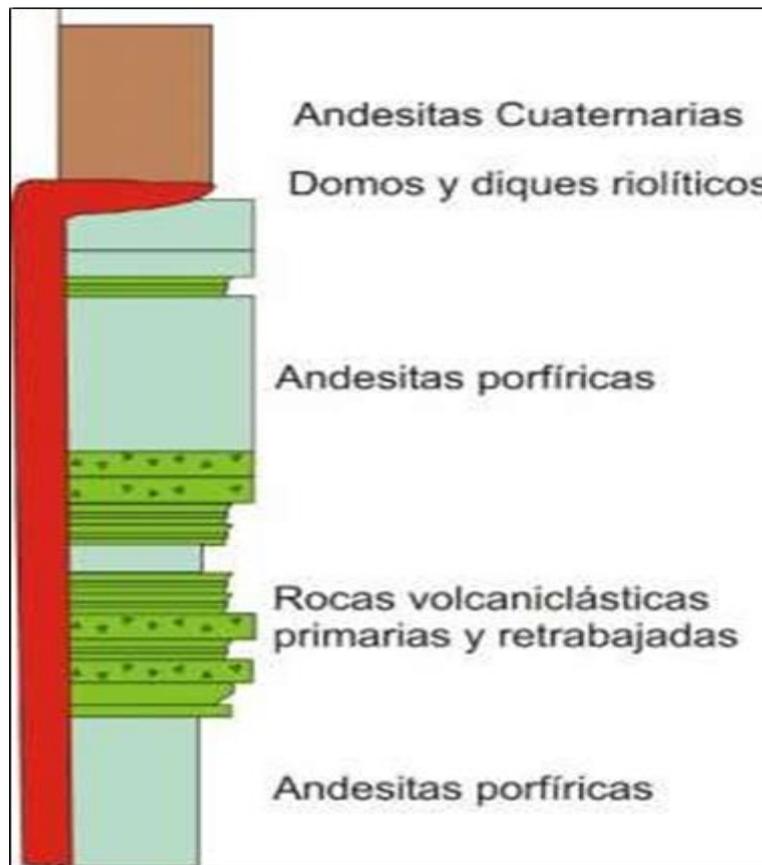


Ilustración 37 Columna estratigráfica simplificada

Fuente: Área de geología U.O. Arcata.

Por su parte, las lavas se comportan de manera competente, desarrollando fracturas continuas y abiertas, mientras que las rocas volcaniclásticas, en particular las de grano fino y bien estratificadas, resultan más incompetentes frente a los esfuerzos, no desarrollando fracturas continuas y abiertas, sino que las fracturas se ramifican, se forman brechas y hay menos disponibilidad de espacios abiertos.

#### a) Grupo Tacaza (Mioceno)

Una secuencia de facies volcánicas lávicas, aglomerádicas y tobas, de naturaleza mayormente andesítica constituye la mayor parte del grupo Tacaza que se expone en el área. Normalmente este conjunto litológico forma la zona de las lomadas y por lo general exhibe tonalidades variadas entre verdosas, amarillentas y rojizas. Este facies volcánico consta de elementos líticos de andesitas de textura afanítica y porfírica de diferente tamaño.

**b) Volcánico Sencca (Plioceno)**

Componen los afloramientos de rocas depositadas en forma levemente horizontal en el fondo de la quebrada Sencca. Litológicamente, está constituida por tufos de composición dacíticas riolítica, de color gris claro y rojizo; poseen una textura homogénea con una cohesión apreciable; macroscópicamente se han determinado los siguientes minerales: feldespato potásico, plagioclasas, cuarzo, vidrio volcánico y biotita.

**b) Depósitos clásticos cuaternarios**

Sobreyaciendo a las unidades volcánicas, en forma aislada se encuentran una variedad de depósitos cuaternarios los cuales tienen su origen en rocas volcánicas, estos depósitos son esencialmente morrénicos fluvio-glaciares y aluviales, siendo estos últimos los que actualmente continúan en proceso de formación.

**3.9.8 Geología local**

La geología de la mina de Arcata está compuesta por una sucesión de flujos lávicos andesíticos a dacíticos de gran espesor, intercalados con rocas volcanoclásticas tanto de origen primario como retrabajadas.

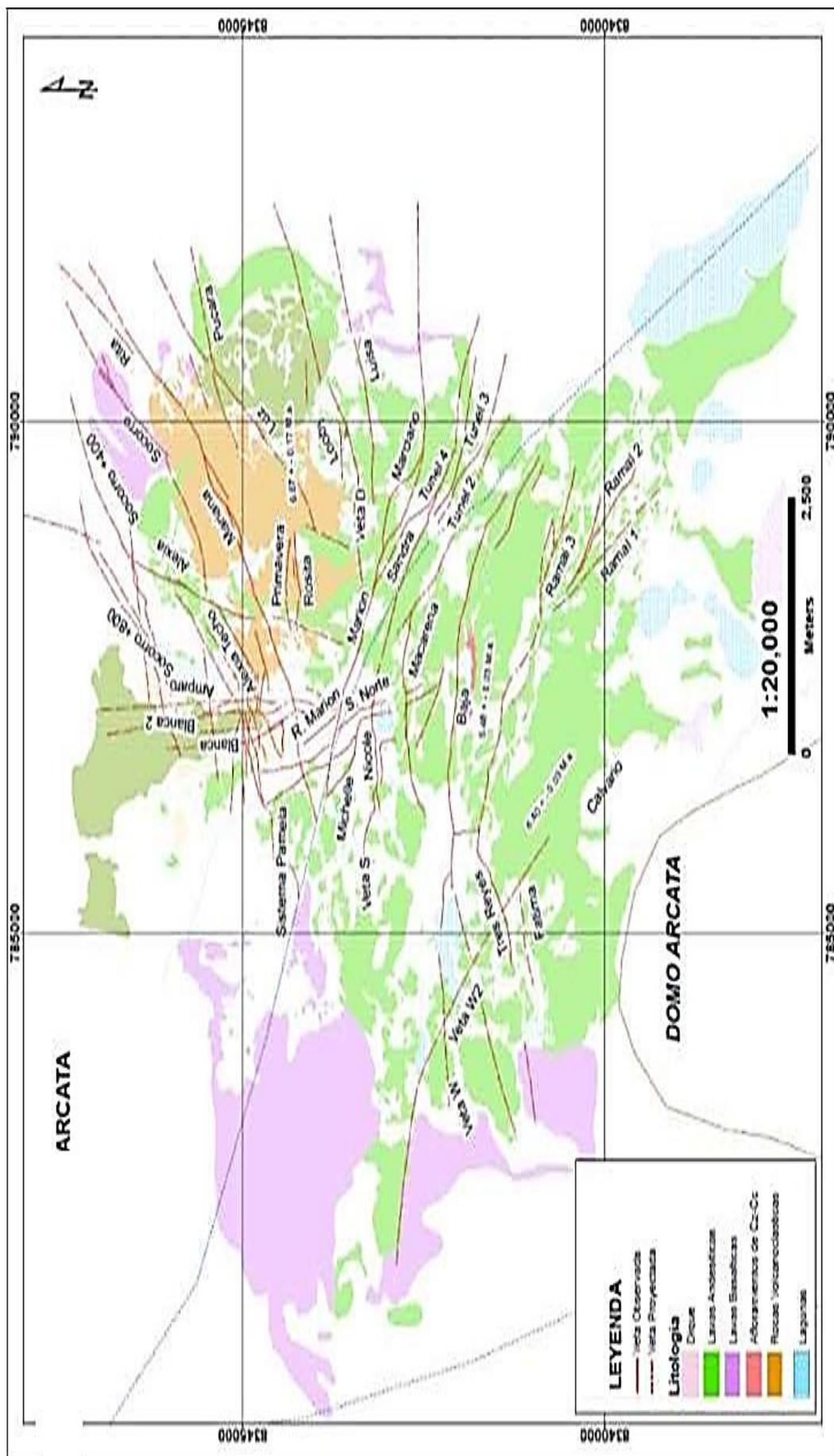


Ilustración 38 Mapa geológico simplificado del Distrito Minero Arcata  
Fuente: Área de geología U.O. Arcata.

Las lavas son porfíricas con fenocristales abundantes de plagioclasa tabular, de alrededor de 1 cm de longitud, y minerales ferromagnesianos, principalmente agujas de piroxenos de pocos milímetros y láminas de biotita también pequeñas que no superan 1 cm de diámetro. A veces, fenocristales de cuarzo están dispersos en una pasta afanítica gris.

En general, la disposición de los fenocristales es azarosa, aunque en sectores se observa una alineación que evidencia cierta fluidalidad, son macizos con disyunción columnar.



Ilustración 39 : Flujos lávicos  
Fuente: Área de geología U.O. Arcata

Intercalados con los depósitos lávicos descritos se reconoce una potente sucesión de rocas volcanoclásticas formadas principalmente por flujos piroclásticos compuestos por brechas matriz sostén, que muestran diferentes grados de soldamiento.



Ilustración 40 : Detalle en corte de sucesión de rocas volcanoclásticas

Fuente: Área de geología U.O. Arcata

Se trataría de flujos piroclásticos primarios que podríamos describir como ignimbritas de composición ácida. Los flujos de ignimbritas son macizos, individualmente no muy potentes, sólo varios metros. En estos depósitos es característica una fina estratificación dada por alternancia de láminas formadas por partículas gruesas y finas, en ocasiones con estratificación entrecruzada de bajo ángulo. La alternancia de depósitos volcanoclásticos gruesos, brechas piroclásticas matriz sostén, con depósitos estratificados más finos que en general son una alternancia de areniscas y pelitas oscuras piroclásticas, es muy clara en los testigos de perforación del área de Tres Reyes.

### 3.1.9 Controles estructurales

El distrito minero Arcata se caracteriza por la presencia de dos juegos de lineamientos regionales conjugados de rumbo noroeste y noreste, que actuarían paralelos y transversales al arco volcánico Mioceno, respectivamente. Sobre impuesto a estos lineamientos se reconoce una estructura circular de aproximadamente 15 kilómetros de diámetro.

Posiblemente se trate de una estructura de colapso relacionada al evento volcánico ya que se encuentra centrada por un domo de composición riolítica. En este marco, las vetas de Arcata se disponen asociadas a las fracturas arqueadas paralelas al margen de dicha estructura circular y hacia su borde norte-noreste.

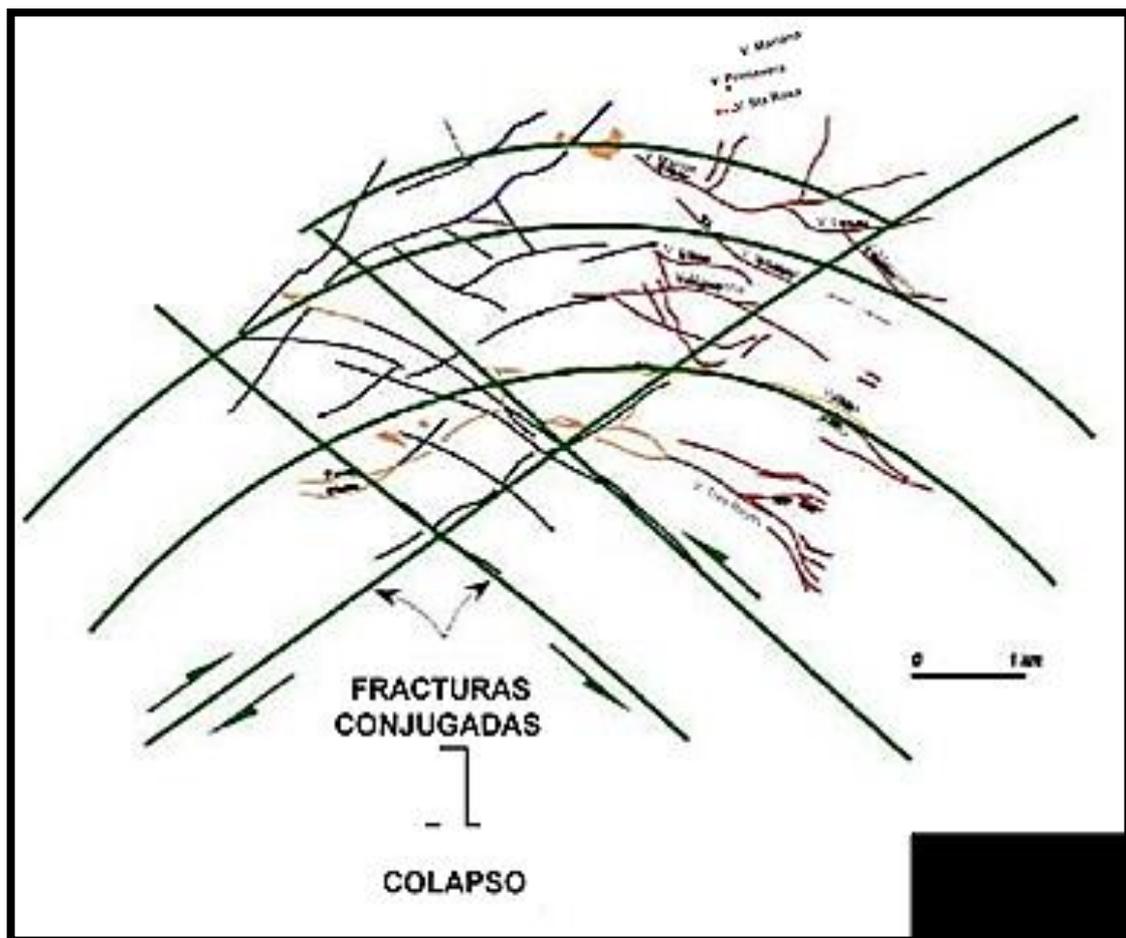


Ilustración 41 : Modelo estructural en Arcata

Fuente: Área de geología U.O. Arcata

Las principales vetas están localizadas por fallas normales de rumbo noroeste con un movimiento predominante paralelo a la inclinación. Sin embargo, existen estructuras con un comportamiento conjugado al anteriormente descrito, representado por vetas menores que son fallas transversales de rumbo norte-sur con un comportamiento tipo dominó.

### 3.1.10 Mineralogía

Las vetas poseen una mineralogía compleja donde se reconoce cuarzo macizo o bandeado de grano fino a medio, calcita lamelar, rodonita, rodocrosita, adularia, fluorita y calcedonia en las partes altas. Los sulfuros más comunes son pirita, marcasita en las partes más altas, esfalerita, galena, calcopirita, pirargirita, tetrahedrita (freibergita), acantita y estibina. En general se reconoce un aumento en profundidad de los sulfuros de metales base. También se mencionan localmente pirrotina, arsenopirita, polibasita, electrum, stefanita y mckinstitra.

#### a) Modelo de mineralización

La mineralización de Arcata se localiza en vetas subparalelas de rumbo predominante noroeste, continuas y bien desarrolladas. Existen algunas estructuras menores que se disponen transversalmente con alto ángulo a las mencionadas, y no llegan a formar clavos de importancia.

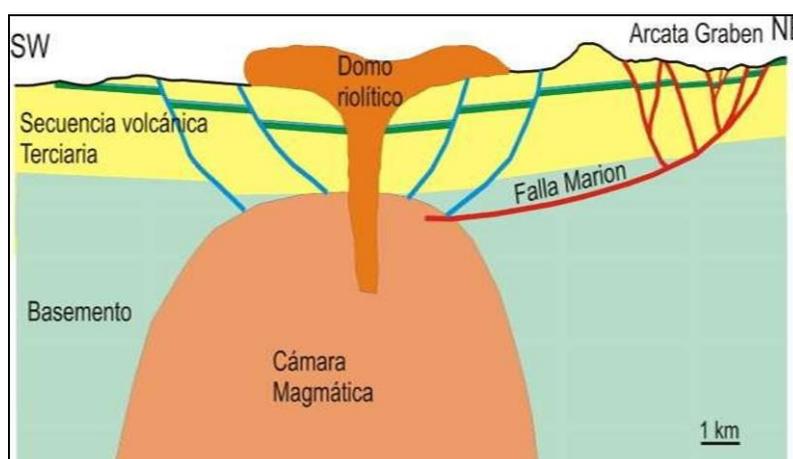


Ilustración 42 : Relación entre la fosa (graben) de Arcata y la estructura de colapso

Fuente: Área de geología U.O. Arcata

Las vetas poseen desde centímetros hasta más de 10 metros de potencia, con texturas de relleno de espacios abiertos como bandeados costriformes, en cucarda, crecimientos en peine y brechas. Los clavos mineralizados suelen ser continuos tanto horizontal como verticalmente, extendiéndose subhorizontalmente y confinados preferentemente dentro de las lavas andesíticas a dacíticas superiores. La mineralización consistente en plata con cantidades variables de oro y metales base se puede clasificar como un depósito epitermal de sulfuración intermedia.

#### **b) Tipos de alteración**

La alteración hidrotermal más ampliamente distribuida es la propilitización, caracterizada por una alteración a clorita sobre los minerales máficos y en la pasta de las vulcanitas, mientras que las plagioclasas se encuentran alteradas de débil a fuertemente por sericita y/o calcita. En las cercanías de las vetas se reconoce un fuerte metasomatismo potásico, caracterizado por la presencia de cuarzo y adularia, con las plagioclasas frecuentemente sericitizadas y los minerales máficos cloritizados, y abundante pirita diseminada, mientras que en los sectores más altos se ha reconocido marcasita en cavidades y venillas.

La alteración argílica está prácticamente ausente en la mayor parte del distrito, con la excepción de sectores localizados en veta Baja y Tres Reyes, donde se reconoce un halo de alteración argílica avanzada, formada casi exclusivamente por caolinita y escasa alunita de grano fino. Esta alteración argílica no se encuentra asociada a leyes económicas de plata, con la única excepción del ramal 2 en el sector sudeste de veta Tres Reyes, donde la alteración argílica está presente en las rocas encajonantes, pero principalmente dentro de la veta que presenta una textura de brecha y altos valores de plata.

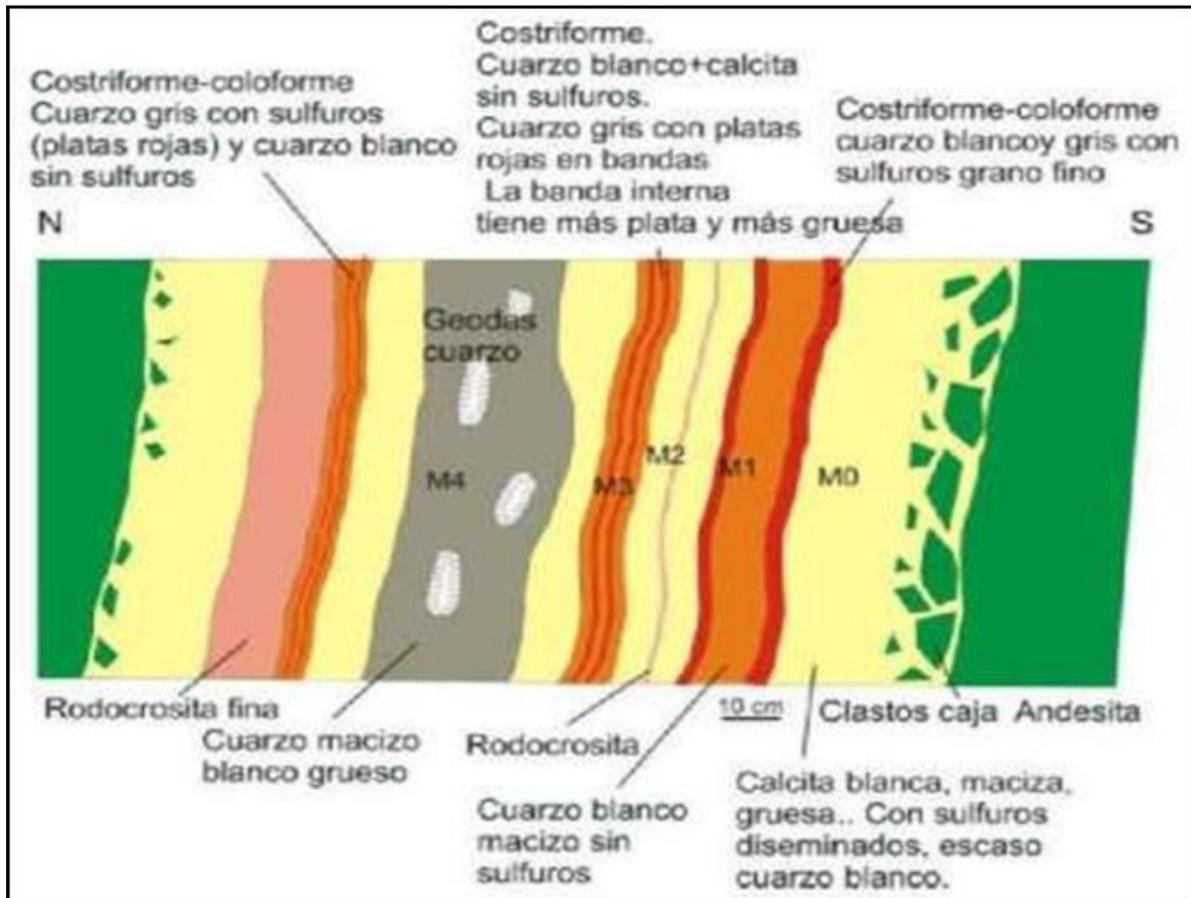


Ilustración 43 : Paragénesis mineral

Fuente: Área de geología U.O. Arcata

La pirita es anhedral a euhedral y suele incluir a la pirrotina, galena y esfalerita. La esfalerita suele contener exsoluciones de calcopirita y a su vez se encuentra cortando a pirita y galena, esta última suele estar englobada tanto en pirita como en esfalerita. La calcopirita aparece como exsoluciones en la esfalerita y también englobando a esfalerita y galena, por lo que se interpreta que puede ser una de las últimas fases de sulfuros en precipitar, suele encontrarse relacionada a los minerales que contienen plata.

Los principales minerales portadores de plata son pirargirita, tetrahedrita (freibergita) y acantita, y se reconocen como minerales póstumos en la secuencia de depositación de sulfuros, se presentan en grano muy fino, o precipitados en cavidades o como pátinas.

### 3.9.11 Geología de los sistemas de vetas

Las primeras estructuras de vetiformes descubiertas y trabajadas en Arcata se han agrupado en los siguientes sistemas:

- Sistema de vetas Marion – Luisa – Ramal D – Marciano
- Sistema de vetas Macarena – Baja – Alta
- Sistema de vetas Tres Reyes

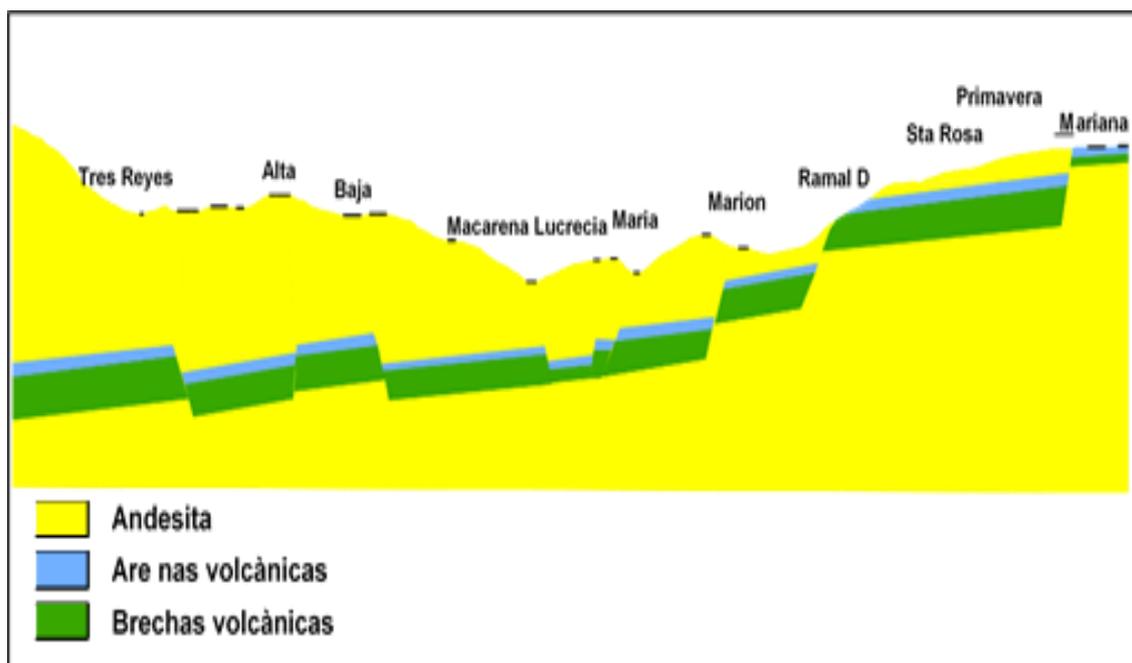


Ilustración 44 : Principales sistemas de vetas en Arcata

Fuente: Área de geología U.O. Arcata

La mayoría de las principales vetas están localizadas en fallas normales subparalelas que poseen un rumbo de este-oeste a oeste-noroeste e inclinan entre  $40^\circ$  y  $65^\circ$ . Las vetas del sector norte integradas por el sistema Marión, que incluye a la veta Marión, D, Luisa y Marciano, inclinan hacia el sur, mientras que el resto de las principales vetas del Distrito inclinan hacia el norte. El movimiento de dichas fallas origina una fosa (graben) con un desnivel total de más de 100 metros.

Con las exploraciones al Norte del Yacimiento, se han encontrado:

### 1) Veta Mariana

La mineralogía de la veta Mariana es la misma que aquella de las vetas que tienen rumbo E-O en el distrito Arcata lo que indica que ambas son cronológicamente contemporáneas. La veta mide por lo menos 3 kilómetros de largo con un ancho de hasta 2-3 metros. En el afloramiento, la veta exhibe una textura de brecha y en las cavidades abiertas se observa la presencia de cuarzo transparente tipo diente de perro.

### 2) Veta Alexia

La veta Alexia tiene rumbo más hacia el NNE y posiblemente constituyen un conjunto de vetas con un rumbo generalizado N que probablemente se formó como un conjunto de vetas puente que conectan las vetas en echelón de rumbo E con las de rumbo NE.

### 3) Veta Nicole

No aflora en superficie, de Rumbo promedio de E-W, estructuralmente buza  $70^{\circ}$ - $75^{\circ}$  N, con potencia de 0,6 a 1,1 metros. Esta estructura presenta un ensamble mineralógico cuarzo-rodocrosita-rodonita-calcita-metales bases en menor proporción (galena-esfalerita) - sulfosales de plata, tipo rosario en vertical y horizontal de textura bandeada. La roca encajonante es lava andesítica débilmente silicificada -propilitizada.

#### 3.9.12 Geología económica

Los minerales de mena más comunes del horizonte de metales preciosos, lo constituyen las sulfosales de plata (pirargirita, proustita, polibasita y estefanita) y cantidades menores de tetraedrita argentífera (Freibergita), argentita, plata nativa, electrum y oro nativo.

Ocurren también, estibinita en los niveles más superficiales; y, los sulfuros comunes esfalerita, galena y calcopirita en los niveles más profundos.

Los minerales de ganga más abundantes que acompañan a la mineralización de mena son: Cuarzo, adularia, calcita laminar, clorita, rodocrosita, rodonita, pirita, arsenopirita y marcasita.

Una variedad de calcita de cristalización gruesa y estéril no relacionada aparentemente con la mineralización de mena, ocurre como bandas hacia las cajas de las vetas y como matriz de brechas.

Estudios de inclusiones fluidas en muestras de veta indican que los minerales del horizonte de metales preciosos se formaron a partir de soluciones mineralizadas en ebullición de temperaturas que fluctúan entre 210° y 280°C; y, salinidades variables entre 2 y 5 % por peso de CIN o equivalente.

Por otra parte, las edades radiométricas de las rocas de caja

(6,1 m.a.) y de la mineralización (5,4 m.a., Noble 1988), indican que ambas se encuentran genéticamente relacionadas a una misma actividad volcánica que ocurrió durante el Mioceno Tardío y Plioceno.

Se puede apreciar que cuando se consideran los factores económicos junto a la geología, los yacimientos epitermales, como es el caso de Arcata u otros, son rentables para la explotación del oro y la plata

Por lo que si analizamos económicamente el depósito mineralizado de Arcata, los diferentes minerales ocurren en vetas, exhibiendo texturas típicas de relleno de espacios abiertos, evidenciadas por el bandeamiento y crustificación de los minerales de mena y ganga.

La mineralización de mena de Arcata, se presenta mostrando un zoneamiento vertical muy claro.

En los afloramientos más elevados de las vetas poco erosionadas, solamente se presentan valores geoquímicos de plata y oro por encima de los clavos mineralizados, como en el caso, de las vetas Marión (Cimoide), "D", Luisa y Macarena.

Hacia profundidad, estos valores, se incrementan gradualmente alcanzando valores de mena aproximadamente a partir de los 45 y 100 m. (niveles + 80 y + 40); constituyendo debajo de estos niveles, un horizonte de plata y oro alargado y casi continuo, de un intervalo vertical de unos 240 m y cuyo borde inferior se sitúa aproximadamente en el nivel -160.

En general, aproximadamente por debajo del nivel -160, los valores de plata disminuyen gradualmente; incrementándose inversamente, los minerales de metales básicos (Pb, Zn y Cu) en profundidad, indicando una posición paragenética más antigua (nivel - 235, cimoide, veta Marión).

En resumen, la mineralización de mena del horizonte de metales preciosos y básicos, muestra un intervalo vertical de aproximadamente 300 metros y una extensión lateral de 1 500 m a 2 500 m.

El borde superior del horizonte de metales preciosos de la mayoría de las vetas, se encuentra parcialmente oxidado y constituye una franja estrecha de 20 a 60 m más o menos, sub paralela a la superficie topográfica erosionada.

Esta franja de oxidación, está constituida mayormente por óxidos de manganeso (Pirolusita), hierro, limonitas; y remanentes de minerales de plata.

#### **a) Descripción de los minerales de mena**

Pirargirita – Proustita:  $(S_3(Sb As) Ag_3)$ . A estos minerales también se les conoce con el nombre de plata roja o Rosicler. La pirargirita se diferencia de la proustita por color y por llevar patina gris como revestimiento.

Se presenta generalmente en forma diseminada y bandeada. Se encuentran asociada con polibasita, tetrahedrita y galena.

Polibasita:  $(S_{11}SbAg_{16})$ . Constituye con la pirargirita los minerales de plata comunes y portadores de Sb de color gris acero a negro, a negro hierro de brillo metálico y raya gris.

Se presenta en forma bandeada o diseminada y asociada a la pirargirita y la tetrahedrita.

Tetrahedrita:  $(S_{13}Sb_4(Cu.Fe.Zn.Ag))$ . Se presenta comúnmente en forma diseminada pocas veces bandeada. Se encuentra asociada a la galena, blenda, pirita calcopirita y sulfosales.

Tennantita:  $(S_{13}Sb_4(Cu.Fe.Zn.Ag))$ . Se presenta con las mismas propiedades cristalográficas y físicas de la tetrahedrita, pero ocurriendo con menor frecuencia.

Argentita: (S. Ag<sub>2</sub>). Se presenta en forma de venillas y diseminada con mayor frecuencia. Se encuentra asociada con galena y tetrahedrita.

Galena: (S.Pb). Se presenta con frecuencia en grandes masas exfoliables masiva y granular. Se encuentra asociada a la pirita, esfalerita y calcopirita.

Esfalerita: (SZn). Se presenta con mayor frecuencia en forma masiva, formando venillas de potencias variables. Se encuentra asociada a la galena, pirita y calcopirita.

Calcopirita : (S<sub>2</sub>CuFe). Se presenta principalmente en forma masiva y rara vez en forma de cristales. Se encuentra asociada a la esfalerita, pirita y galena.

Plata nativa: Se presenta con mayor frecuencia en forma arborescente y en forma de hilos finos contorneados.

Electrum: Se presenta con poca frecuencia. Se presenta asociado con la pirargirita y tetrahedrita.

#### **b) Descripción de los minerales de ganga**

Cuarzo (SiO<sub>2</sub>). Se presenta en forma masiva y cristalina, frecuentemente formando drusas y bandas paralelas al techo y piso de la veta. Superficialmente se presenta en forma de cuarzo lechoso.

Calcita (CO<sub>3</sub> Ca). Se presenta en cantidades apreciables y generalmente en forma masiva y con buena exfoliación, también ocurre en forma de masas granulares finas y compactas. Su coloración es variable entre blanco a incoloro.

Rodocrosita (CO<sub>3</sub> Mn). Se presenta con mayor frecuencia en forma bandeada y compacta.

Se diferencia de la rodonita por su menor dureza.

Rodonita (SiO<sub>3</sub> Mn). Se presenta generalmente en forma masiva, compacta y bandeada.

Es considerada junto con la rodocrosita como minerales de control mineralógico.

Pirita (S<sub>2</sub> Fe). Se presenta con mayor frecuencia en forma masiva y diseminada, pocas veces en forma de pequeños cristales.

Fluorita (F<sub>2</sub> Ca). Se presenta principalmente en grandes masas granulares y compactas, pocas veces en forma cristalizada, generalmente cúbicos y octaédricos.

Su color es verde claro a verde oscuro y asociado con la calcita, galena, piritita y blenda.

En el yacimiento minero de Arcata, se encuentran un buen número de vetas bien definidas y con variadas características las cuales se han agrupado de acuerdo a sus características en los siguientes sistemas:

**c) Principales características de las estructuras de veta**

Las estructuras de la veta de Arcata, se han agrupado en los siguientes sistemas:

- Sistema de vetas Marión - Luisa. "D" y Marciano.
- Sistema de vetas Macarena Baja y Alta.
- Sistema de veta Tres Reyes.
- Sistema de veta Mariana y Alexia

**- Sistema de vetas Marion - Luisa , "D"; y, y Marciano**

Este sistema está constituido por las vetas principales: Marión, Luisa, sus ramales "D"; y, Marciano.

Todas estas vetas afloran con un buzamiento SE en el flanco noreste del yacimiento, conformando el borde oriental del Graben de Arcata.

Las vetas Marión, Luisa y "D", constituyen las vetas activas más importantes del distrito

**- Sistema de vetas Macarena, Baja y Alta**

Estas tres vetas ocurren en la parte central del Graben de Arcata, entre las vetas del sistema anterior y el sistema de vetas Tres Reyes. Afloran en forma sub paralela con buzamientos opuestos al de las vetas del sistema Marión.

**- Sistema de vetas Tres Reyes**

Este sistema está constituido por la veta Tres Reyes y sus ramales 1, 2, 3 y 4, los que conforman en conjunto una estructura tipo "cola de caballo" en el extremo sureste de la veta.

La veta Tres Reyes y sus ramales afloran en el flanco suroeste del yacimiento, marcando el borde sur del Graben de Arcata y la mineralización del distrito.

La veta principal Tres Reyes aflora a lo largo de 3 000 m., mostrando una notable alteración argílica avanzada, constituida por un agregado de sílice coloidal, alunita y caolín.

Esta veta, que muestra un ensamble de alteración diferente de las otras vetas del yacimiento, ha sido intensamente explorada mediante labores subterráneas y perforaciones diamantinas que han indicado solamente una mineralización incipiente y errática.

**- Sistema de vetas Mariana y Alexia**

Los primeros trabajos de cartografiado superficial a escala 1 : 2 000 se efectuaron a partir de febrero del 2004, habiéndose en esa oportunidad localizado a 1,5 km al N de Marión una estructura hidrotermal brechada, con clastos de roca volcánica, cementado por cuarzo lechoso y diseminación de pirita.

Para una potencia de 0,70 m, el muestreo geoquímico fue de 7 a 131 Au ppb, < 1 a 3 Ag ppm, < 5 Sb ppm, 35 a 243 As ppm y 0,01 a 0,08 Hg ppm.

Esta estructura aflora aproximadamente 30 m en forma discontinua.

En base a estos trabajos, en abril del 2004 se inició en superficie el trabajo de exploración con perforación diamantina, realizándose los sondajes DDH-03-282A-04 que impacta la veta a la cota 4 720 con 2,64 m de potencia, < 0,40 Au g/t, y 84,60 Ag g/t.

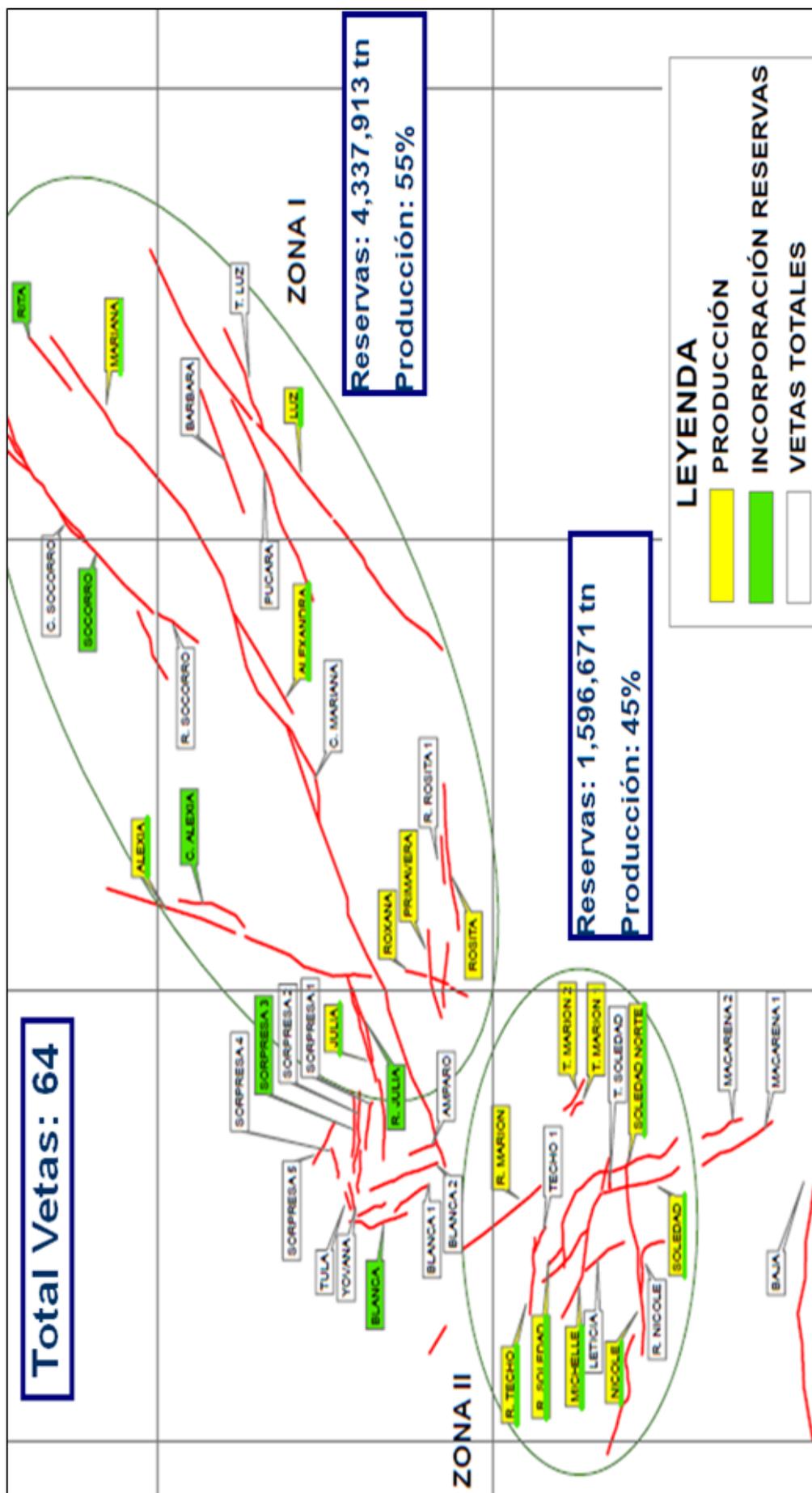


Ilustración 45 Sistema de vetas en la Unidad Operativa Arcata

Fuente: geomecánica – U.O. Arcata.

### 3.9.13 Reservas

#### a) Inventario de recursos y reservas minerales. Marzo 2017

Para el cálculo del inventario mineral, se utilizó la base de datos del sistema SIG instalado en las oficinas de operaciones de la Cía. Minera Ares, que consta de lo siguiente:

- Base de datos de taladros y canales de muestreo.
- Base de datos topográfica.
- Mapeos geológicos en ArcView.

Para la estimación de los contenidos minerales en cada una de las vetas, se utilizó el programa MineSight, que es un software de aplicación minera.

Para el cálculo del valor de mineral y del Cut Off, se utilizaron los datos proporcionados por el área de finanzas.

Tabla 23 Valor del mineral

| Valor del mineral   |       |         |
|---|-------|---------|
| Cut Off económico   | 44,00 | US\$/TM |
| Cut off marginal  | 34,09 | US\$/TM |
| Valor de punto – Ag   | 0,209 | US\$/g  |
| Valor de punto – Au   | 13,01 | US\$/g  |
| FUENTE: Elaboración propia en base información área de costos |       |         |

Para la clasificación de los recursos y las reservas minerales, se ha utilizado el código JORC “The Joint Ore Reserves Committee”, obteniendo los siguientes resultados.

Tabla 24 Resumen general del inventario mineral a diciembre 2017

| <b>Clasificación</b> | <b>Ton.</b> | <b>Au<br/>(gr/Tm<br/>)</b> | <b>Ag<br/>(Oz/Tm<br/>)</b> | <b>Potencia</b> |
|----------------------|-------------|----------------------------|----------------------------|-----------------|
| Reservas probadas    | 250365.00   | 0.85                       | 15.12                      | 0,99            |
| Reservas probables   | 230425.00   | 0.85                       | 15.12                      | 0,95            |
| Sub total            | 240,395.00  | 0.85                       | 365                        | 0,98            |

FUENTE: Elaboración propia en base información área de costos

### 3.9.14 Operaciones mineras en la Unidad Operativa Arcata

Los diversos métodos de explotación de mineral, se diferencian según el sistema de arranque y la configuración del espacio vacío dejado por la explotación, siendo el fin de cada uno de ellos el de extraer el mineral comercial en cantidad, calidad y a un costo que haga económica la operación. Los métodos de minado empleados en la actualidad en la Unidad Operativa Arcata, son:

- a. Corte y Relleno Ascendente (over cut and fill), con perforación vertical.
- b. Cámaras y Pilares
- c. Sub Level Stopping con Taladros largos.

### 3.9.15 Planta concentradora

La Planta Concentradora de Arcata trata minerales de plata con bajos contenidos de oro, plomo y zinc, por el método de flotación; obteniendo un concentrado bulk.

El mineral procedente de la mina es pesado en una balanza electrónica “PHILIPS” de 80 TM.

El sistema es convencional y se tiene el siguiente equipo:

- Tolva de gruesos
- Grizzly vibratorio Symons
- Chancadora de quijadas Kue-Ken 20” x 36”
- Lavador de minerales, con lo que se logra reducir el tamaño de la roca mineralizada de 10” a 3.5”

El chancado secundario se realiza en circuito abierto mediante una chancadora Symons Short Head de 4-1/4’ y una zaranda vibratoria de doble malla de 4’x 8’; obteniéndose un producto de 7/8”.

El chancado terciario se efectúa en circuito cerrado mediante dos chancadoras Symons de 3’ Short Head y una zaranda simple malla de

6’x 12’; logrando un producto de 3/8” que es almacenado en cuatro tolvas de finos de 250 TM de capacidad, de donde cada una alimenta a dos circuitos de molinos de bolas primarios mediante fajas transportadoras.

La molienda se efectúa en dos circuitos:

El N° 1 se realiza en un molino de bolas N° 1, Aguila de 6’x 6’; y, el Hardinge de 5’x 36”. El molino N° 1 trabaja en circuito cerrado con hidrociclones diámetro 10”.

El Overflow de los hidrociclones y el producto del molino Hardinge son trasladados por las bombas SRL 5”x 4” N° 1 y 2, hacia hidrociclones diámetro 10” LB cuyo Overflow viene a ser cabeza de flotación. El Unde-flow va la molienda secundaria en el molino N° 4 Denver de bolas de 6’ x 6’, el cual trabaja en circuito cerrado con dichos hidrociclones.

El circuito N° 2 se realiza en un molino de bolas N° 5 Denver de 8’x 8’, que efectúa la molienda primaria y opera en circuito cerrado con hidrociclones de diámetro 15”. Estos reciben el producto molido mediante bombas SRL 5” x 4” N° 3 y 4. El Unde-flow regresa al molino N° 5; y, el Overflow, junto con el producto

de molienda secundaria, es impulsado por medio de bombas SRL 5" x 4" N° 5 y 6, hacia dos baterías de hidrociclones de diámetro 6", cuyo Overflow es la cabeza de flotación.

El Underflow va a molienda secundaria en los molinos de bolas N° 2 Denver de 6'x6'; y, N° 3 Comesa de 6'x 6'.

El producto obtenido tiene una granulometría de 70 % malla -200.

La flotación se realiza en celdas de flotación convencionales, en dos circuitos paralelos. Cuenta con un distribuidor de pulpa; y, cada circuito consta de un acondicionador de 7'x 7', un banco Rougher de 8 celdas Outokumpo OK-3 de 100 ft<sup>3</sup> de capacidad, un banco Scavenger de 6 celdas Denver DR-30 de 100 ft<sup>3</sup>; y, para flotación Cleaner en tres etapas; y, 10 celdas Denver sub.-A 21.

Para el traslado de concentrado en pulpa, de las espumas Rougher y Scavenger; así, como para las de colas Cleaner, se cuenta con bombas SRL de 5"x4", 4"x3" y 3"x3".

La recuperación obtenida para la plata es de 84 %.

#### a) Sistema de chancado

El mineral proveniente de mina en volquetes de 25 toneladas es depositado en la parrilla sobre las tolvas de gruesos con una abertura de 1 p2. Estas alimentan a la faja N° 1 por unos alimentadores de placas.

La faja N° 1 transporta el mineral hacia la chancadora primaria Kue-Ken pasando previamente por un Grizzly vibratorio de abertura 3". El set de la chancadora también es de 3", pasando el producto por el lavador de mineral. El grueso alimenta al chancado secundario (HP-300); y, el fino es conducido a un clasificador helicoidal. La chancadora tiene un set de 1x3/4" donde el producto es tamizado por una zaranda doble de aberturas 1 x 3/4, y 3/8 respectivamente.

El Under Size es transportado por la faja N° 4 a las tolvas de paso, las cuales a su vez alimentan el chancado terciario (HP-200); y, el Over Size es transportado a las tolvas de finos por la faja N° 7.

El chancado terciario tiene como finalidad reducir el tamaño de partícula a  $3/8''$ . El producto del chancado terciario es transportado a través de la faja N° 6 a la zaranda doble de 6 x 12, de abertura  $3/8$ . El Over Size, es transportado a las tolvas de finos mediante la faja N° 7; y, el Under Size retorna a chancado terciario.

El clasificador helicoidal clasifica los finos del lavador, enviando los finos a molienda; y, el material grueso a las tolvas de fino mediante la faja N° 7.

ota: La faja N° 7 alimenta a la faja horizontal distribuidora de carga N° 8; y, esta, a su vez, alimenta las tolvas de finos.

## b) Cálculo de las capacidades de las tolvas de gruesos, medios y finos

### 1) Tolvas de gruesos (3 tolvas)

Por dificultades en el ingreso para las medidas de las tolvas de gruesos, se tomará en cuenta la capacidad nominal de las tolvas, que es de 900 TM y 300 TM por cada tolva; pero, con el pasar del tiempo, el material se ha ido apelmazando en las paredes dándole a las tolvas una forma medio piramidal, quitándole un 25 % de su capacidad, entonces:

$$\text{Capacidad} = 900\text{TM}$$

$$\text{Apelmazamiento: } 25 \% \text{ de la capacidad de las tolvas}$$

Por lo tanto, la capacidad efectiva es:

$$C_{ef} = 900 - (900 * 0,25) \quad C_{ef} = 675 - 680 \text{ TM}$$

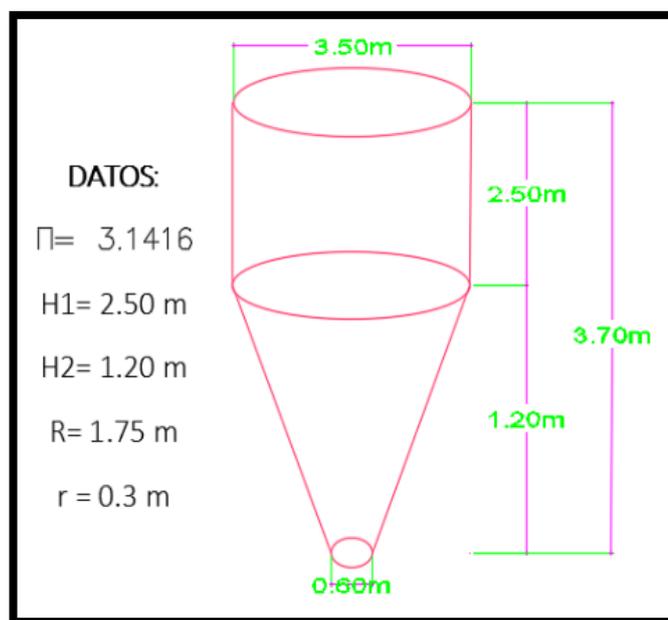
### 2) Tolvas de medios (2 tolvas cónicas truncadas)

La capacidad real de las tolvas, menos el 35 % de la capacidad perdida por acumulación de material en las paredes, nos da una capacidad efectiva de:

$$C_{ef} = 35 \text{ TM}$$

Como son 2 tolvas de medios, su capacidad es:

70 TM



*Ilustración 46 Tolva de medios*

Fuente: elaboración propia

$$V(\text{cilindro}) = (\pi * R^2 * h)$$

$$V(\text{cono}) = \left(\pi * \frac{h}{3}\right) * (R^2 + r^2 + (R + r))$$

**Reemplazando**

$$V(\text{cilindro}) = 13.74 \text{ m}^3$$

$$V(\text{cono}) = 4.62 \text{ m}^3$$

$$V(\text{total}) = 18.37 \text{ m}^3$$

$$\text{cap} = 50 \text{ TM}$$

### 3) Tolvas de finos (4 tolvas cónicas truncadas)

Son 4 tolvas de finos, con una capacidad de 1 000 TM.

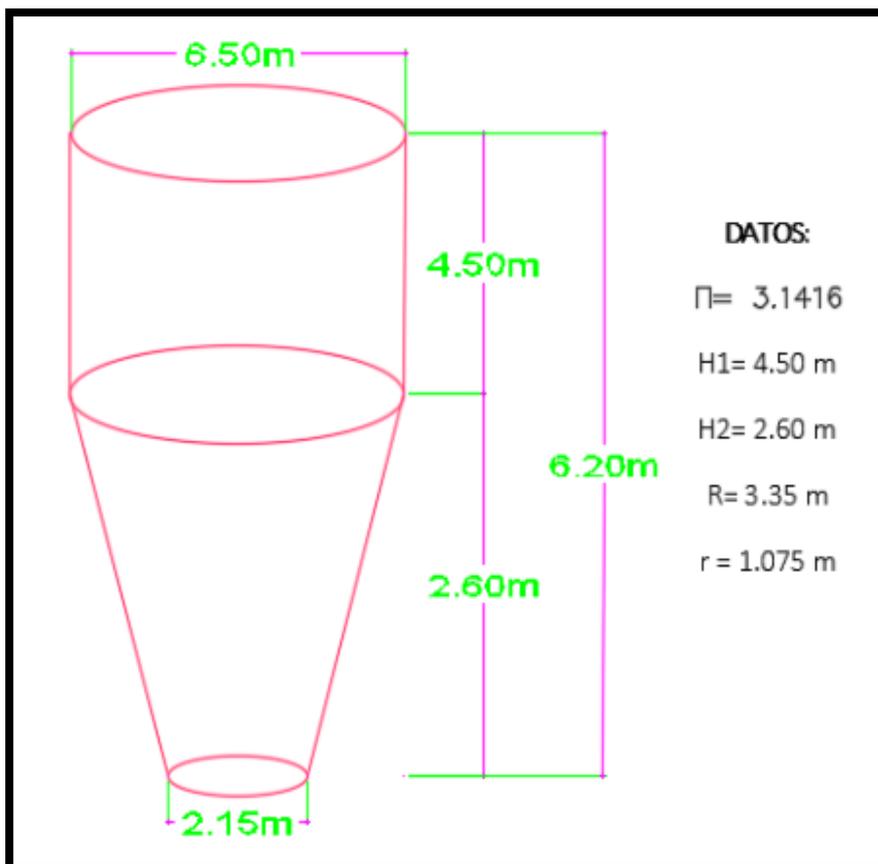


Ilustración 47 Tolve de finos

Fuente: elaboración propia

$$V(\text{cilindro}) = (\pi * R^2 * h)$$

$$V(\text{cono}) = \left(\pi * \frac{h}{3}\right) * (R^2 + r^2 + (R + r))$$

**Reemplazando**

$$V(\text{cilindro}) = 47.35 \text{ m}^3$$

$$V(\text{cono}) = 43.51 \text{ m}^3$$

$$V(\text{total}) = 90.87 \text{ m}^3$$

$$\text{cap} = 250 \text{ TM}$$

**c) Características, capacidades y eficiencias****1) Chancadora primaria Kue Ken**

Por dificultades en el ingreso para las medidas de las tolvas de gruesos, se tomará en cuenta la capacidad nominal de las tolvas, que es de 900 TM y 300 TM por cada tolva, pero, con el pasar del tiempo, el material se ha ido apelmazando en las paredes dándole a las tolvas una forma medio piramidal, quitándole un

25 % de su capacidad, entonces:

**Características**

- Reducir el mineral de 12" hasta 3".
- Tamaño de Gate 36" x 20".
- Abertura del Set de 3"
- Provista de un Grizzly de abertura de 3".
- Motor de 50 HP.

**2) Chancadora secundaria HP 300****Características**

Tiene como objetivo reducir el producto de la chancadora primaria con un tamaño de partícula de 3" a 1 3/4".

- Motor: 300 HP, 1 740 RPM, 349 amperios.
- Setting = 1"
- Altura del Bowl = 265 mm.

**3) Chancadora terciaria HP 200**

Tiene como objetivo reducir el producto del Over Size de las zarandas a un tamaño de partícula de 3/8"

**Características**

Motor: 175 HP, 1 785 RPM, 199 amperios.

Setting: 3/8 mm.

Altura del Bowl: 215 mm.

**4) Lavador de minerales****Características**

- Es de plancha rolada de 3/8" de espesor.
- Diámetro interior es de 1,43 m. y orificio de entrada de 0,71m. de diámetro.
- Giro del lavador es de 14 RPM.
- Longitud del lavador es de 1,97 m.
- Provisto de una malla rolada de 1,16m. de diámetro de abertura de 1/2" y una longitud de 1,3 m.
- Tiene chorro de agua constante.

**5) Zaranda vibratoria doble 4x8****Características**

- Provista de 2 mallas: Una superior; y, la otra, inferior. La primera con una abertura de 1" x 3/4"; y, la segunda de 3/8".
- Dimensiones: 4' x 8'.
- Motor de 12 HP

**6) Zaranda vibratoria simple 6x12****Características**

- La abertura de la malla es de 3/8"
- Dimensiones: de 6' x 12'.
- Trabaja en circuito cerrado con el chancado terciario.
- Motor de 12 HP

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 4.1 ELABORACIÓN DE INDICADORES ÓPTIMOS

##### 4.1.1 Diseño de la malla de perforación y voladura en taladros largos

###### 1. Según Pearse

$$B = \left( K * \frac{D}{1000} \right) * \sqrt{\left( \frac{P}{Std} \right)}$$

Consideraciones:

- Diámetro Tal. :64 mm / 2.5"
- Densidad Emulsión :1.16 gcc
- Long. Tal :13 m

Donde:

- B :Burden
- K :Constante que depende de la carga explosiva y tipo de roca. Varía entre (0.7 – 0.10).
- D :Diámetro de taladro (mm)
- P :Presión de detonación de la carga explosiva (Kg/cm<sup>2</sup>)
- Std :Resistencia dinámica de la roca (Kg/cm<sup>2</sup>)

Según la relación

$$K = 1.96 - \ln(RQD)$$

###### 2. Fórmula empírica

**Según la relación:**

- Volumen de material : H x B x E
- Altura de carga : 12 H

- Factor de potencia : 0.4 Kg/ton

### 3. Según Lilly

#### Según la relación:

- Burden : 35D
- Espaciamiento : 1.75B
- Distancia entre cajas : B/3
- Retacado : 32D

### 4. Según Langerfors

$$B_{max} = \left(\frac{D}{33}\right) * \sqrt{\left(\frac{P * S}{c * f * \left(\frac{E}{B}\right)}\right)}$$

#### Consideraciones:

- Bmax : Burden máximo
- D : Diámetro del taladro (mm)
- c : Constante de la roca
- f : Factor de fijación
- E/B : Relación entre espaciamiento y burden
- Dc : Densidad de la carga (g/cc)
- PRP : Potencia relativa en peso del explosivo

### 5. Según Rustan

#### Según la relación:

- Burden : 11.8D0.63
- Espaciamiento : 1.75B

#### 4.1.2 Análisis de burden y espaciamiento

Tabla 25 Burden y espaciamientos calculados en Arcata

|              |       |
|--------------|-------|
| AUTOR-TEORIA | 64 mm |
| Pearse       | 1.90  |
| Empírica fc  | 1.70  |
| Lilly        | 1.80  |
| Rustan       | 1.60  |
| Langerfors   | 1.80  |

Fuente: Elaboración propia

Según el diseño anterior de la malla, para brocas de 64mm se consideraba lo obtenido con la teoría de Langerfors, mientras que para de 76mm se consideraba un burden según la teoría de Pearse; sin embargo, en el nuevo diseño tomando en consideración la desviación real de taladros en la unidad, geometría de los paneles de explotación y la recomendación de los rangos de burden según los diámetros de broca y la longitud de taladros, se están diseñando mallas con los siguientes parámetros:

Tabla 26 Burden y espaciamiento estándar en Arcata

| CONSIDERACIONES | 64 mm |
|-----------------|-------|
| Burden Mínimo   | 1.30m |
| Burden Estándar | 1.80m |
| Burden Máximo   | 1.80m |

Fuente: Elaboración propia

Con la aplicación del burden estándar se ha reducido en gran medida la perforación de taladros adicionales por desviaciones además de evitar voladuras deficientes



**Diseño de malla de perforación y voladura en pilares**

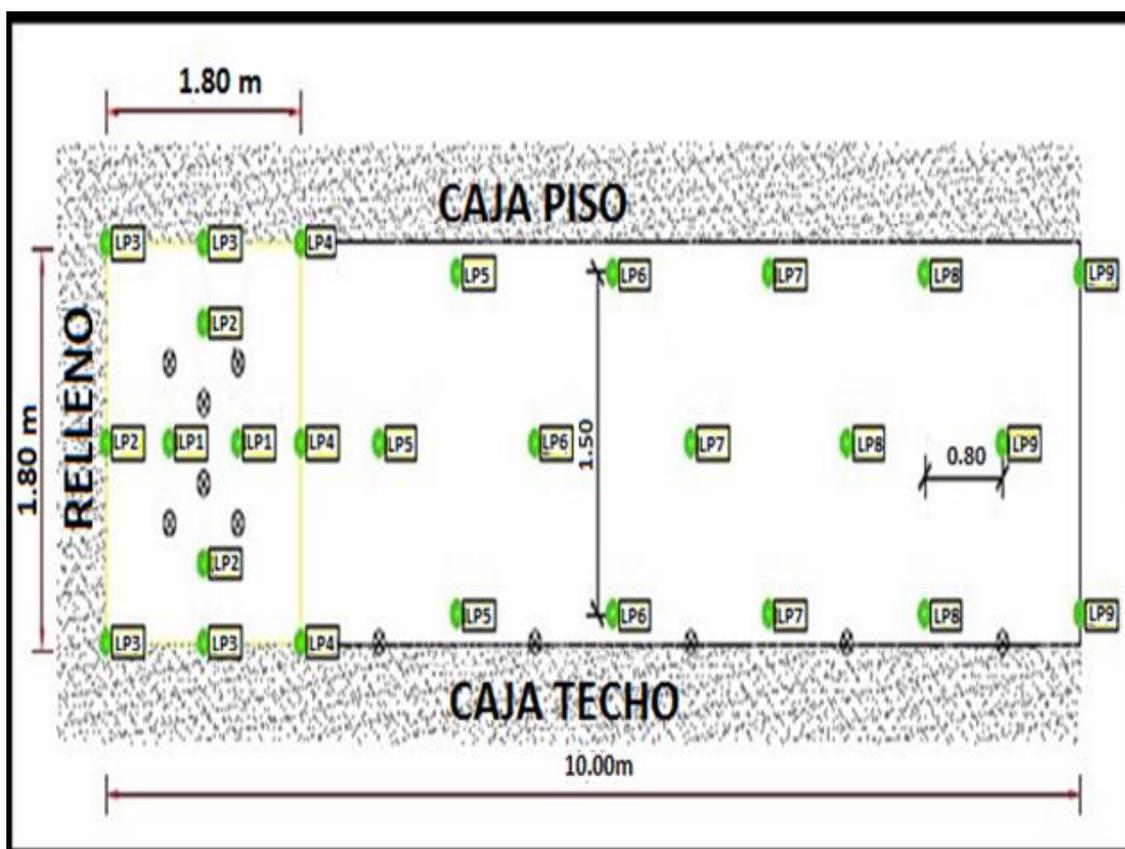


Ilustración 49 : Diseño malla de perforación  
Fuente: Operación Mina Arcata.

**Diseño de la columna explosiva para taladros de 64mm**

Tomando en consideración el factor de acoplamiento de 81.41% con el uso de PVC para una longitud de taladro de 13m, se obtiene taladros de producción y zanja.

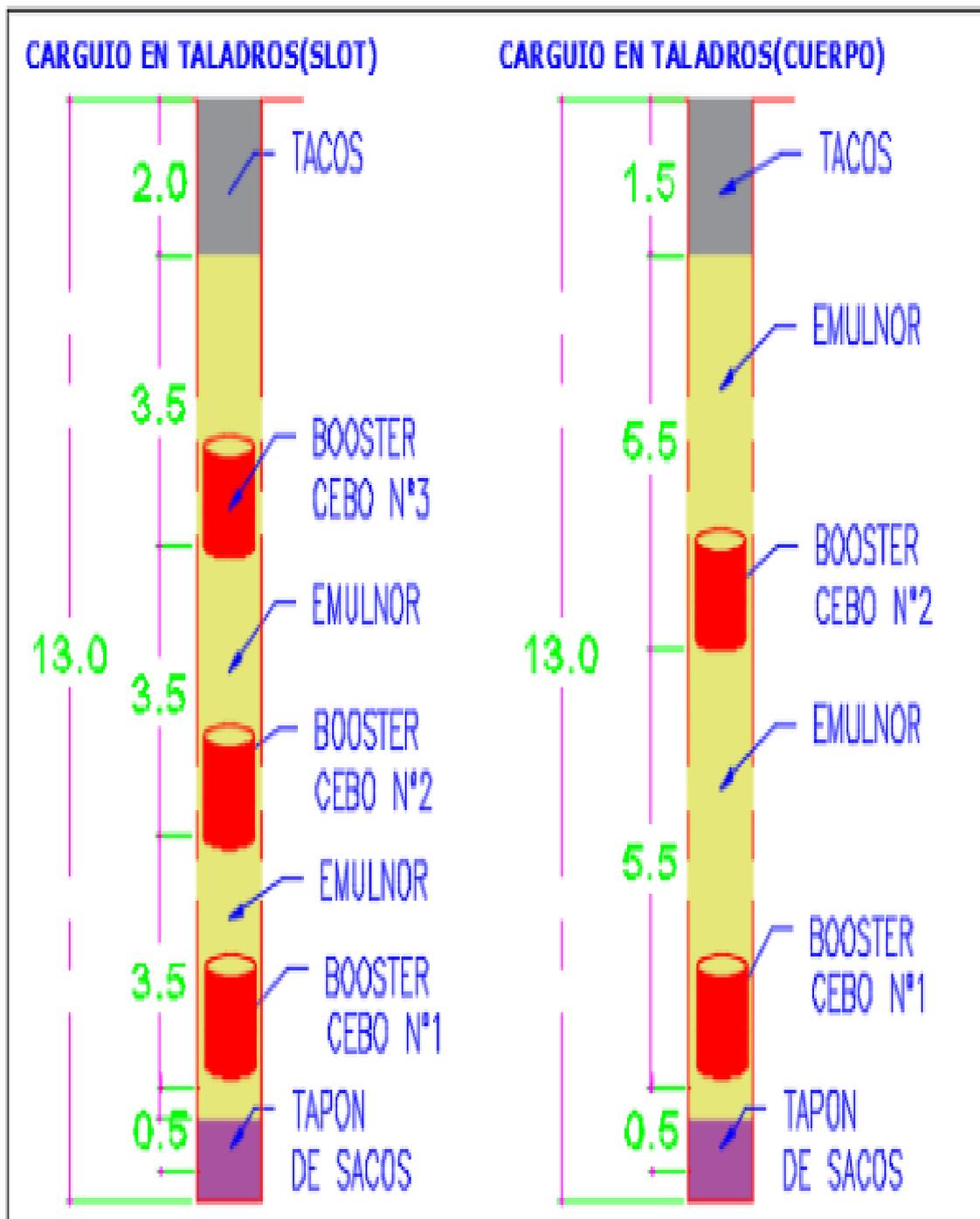


Ilustración 50 : Diseño de la columna explosiva para taladros de 64mm

Fuente: Operación Mina Arcata.

**a) Cálculo de costo de voladura en la U.O. Arcata.**

*Costo voladura = costo explosivo + costo acero + costo de labor (carguio)*

DATOS:

Diámetro de broca= 64mm

Taladro= 13 m

Nº de taladros= 27

Densidad roca=2.4 gr/ton

B= 1.8 m

E= 1.8 m

Nº retardos=8

ANFO= 0.6\$/kilo

Emulsión= 70\$/kilo

Iniciador pirotécnico= 6\$

Iniciador electrónico= 28\$ pero por taladro =28/27= 1.04\$/taladro

Retardo=3.6\$

Booster= 4.2\$

**b) Cálculo de radio de la broca 64mm**

$$\varnothing broca = 64mm \frac{100cm}{1000mm}$$

$$\varnothing broca = 6.4 cm$$

$$radio de la broca = \frac{6.4cm}{2} = 3.2cm$$

**c) Longitud de taladro a ser cargado.**

$$\text{taladro a cargar} = \frac{2}{3} \text{ del longitud de taladro}$$

$$\text{taladro a cargar} = \frac{2}{3} * 13m$$

$$\text{taladro a cargar} = 8.6 m = 866.6cm$$

**d) Cálculo de volumen**

$$\text{volumen de taladro} = \pi * r^2 L_{\text{taladro}}$$

$$\text{volumen de taladro} = \pi * 3.2^2 * 866.6$$

$$\text{volumen de taladro} = 27878.51cm^3$$

**e) Cálculo del peso cargado**

$$\text{peso} = \text{volumen} * \text{densidad}$$

$$\text{peso} = 27878.51cm^3 * 0.98 \frac{gr}{cc}$$

$$\text{peso} = 273206.8598 gr$$

$$\text{peso} = 273.21 Kg$$

**f) Cálculo de mezcla por kilo**

Dato emulnor 60% y anfo 40%

$$\text{mezcla por kilo} = 0.6 * \text{costo emulnor} + 0.4 * \text{costo anfo}$$

$$\text{mezcla por kilo} = 0.6 * 0.7\$ + 0.4 * 0.6\$$$

$$\text{mezcla por kilo} = 0.66\$/Kg.$$

**g) Cálculo de mezcla para el taladro con explosivo**

$$\text{mezcla por taladro} = \text{peso cargado} * \text{mezcla por kilo}$$

$$\text{mezcla por taladro} = 273.21Kg * 0.66\$/Kg$$

$$\text{mezcla por taladro} = 180.32\$ \text{ Es el costo por taladro}$$

**h) Costo de explosivo por taladro**

$$\text{Mezcla} = 180.32\$$$

$$\text{Booster} = 4.2\$$$

$$\text{Iniciador pirotecnico} = 6\$$$

$$\text{Iniciador electrónico (solo se usa 01 por voladura)} = 28\$/27 = 1.04\$/tal$$

$$\text{retardo} = \frac{N^{\circ} \text{ retardo} * \text{costo retardo}}{N^{\circ} \text{ taladro}}$$

$$\text{retardo} = \frac{8 * 3.6}{27} = 1.07\$$$

$$\text{Costo de explosivo en cada taladro} = \text{mezcla} + \text{booster} + \text{iniciador} + \text{iniciador pirotec} + \text{retardo}$$

$$\text{Costo de explosivo en cada taladro} = 192.63\$$$

**i) Cálculo el costo de acero**

$$\text{costo de acero} = \text{broca} + \text{barra} + \text{equipo}$$

$$\text{broca} = 0.9\$ * 13m = 11.7\$/taladro$$

$$\text{barra} = 0.81\$ * 13m = 10.53\$/tal$$

$$\text{equipo} = 10.43\$ * 13m = 135.59\$/tal$$

$$\text{costo de acero} = \text{broca} + \text{barra} + \text{equipo}$$

$$\text{costo de acero} = 157.82\$$$

**j) Cálculo el costo de labor (mano de obra)**

Trabajador= 38\$/turno de los cuales realiza 15 tal/turno

*trabajador = cantidad de turno para perforacion \* costo por turno*

*trabajador = 2turnos \* 38\$turno*

*trabajador = 76\$ este costo es por cada taladro, pero tenemos 27 taladros*

*trabajador = 76\$/Nº tal perforados*

$$trabajador = \frac{76\$}{27tal}$$

*trabajador = 2.81 \$/tal*

*costo de voladura = costo explosivo + costo acero + costo labor*

*costo de voladura = 192.63 + 157.82 + 2.81*

*costo de voladura = 353.26 \$ \* 27 taladros perforados*

*costo de voladura = 1050.61 \$ \* 27 = 9538.02 \$*

**k) Cálculo de toneladas por voladura**

Datos:

ancho labor = 3m

altura de pilar= 13m

ancho pilar = 10m promedio

reemplazando:

*volumen = ancho \* altura \* largo*

*volumen = 3m \* 13m \* 10m*

*volumen = 390m<sup>3</sup>*

$$Tm = 390m^3 * \frac{2.6 Tm}{1 m^3}$$

$$Tm = 1014 Tm$$

### l) Costo por tonelada

$$\text{costo por toneladas} = \frac{\text{costo de voladura}}{\text{toneladas de voladura}}$$

$$\text{costo por toneladas} = \frac{9538.02 \$}{1014Tm} = \mathbf{9.41 \$/Tm}$$

### m) Cálculo de factor de carga

Esto se refiere cuanta cantidad de explosivo se requiere para recuperar una tonelada de material

$$\text{factor de carga} = \frac{\text{peso cargado}}{\text{tonelada por voladura}}$$

$$\text{factor de carga} = \frac{273.21 Kg}{1014Tm}$$

$$\text{factor de carga} = 0.27 Kg/Tm$$

Se requiere 0.27Kg/Tm de explosivo para obtener una tonelada de material

**a. RECUPERACIÓN DE PILARES EN NIVEL 4400**

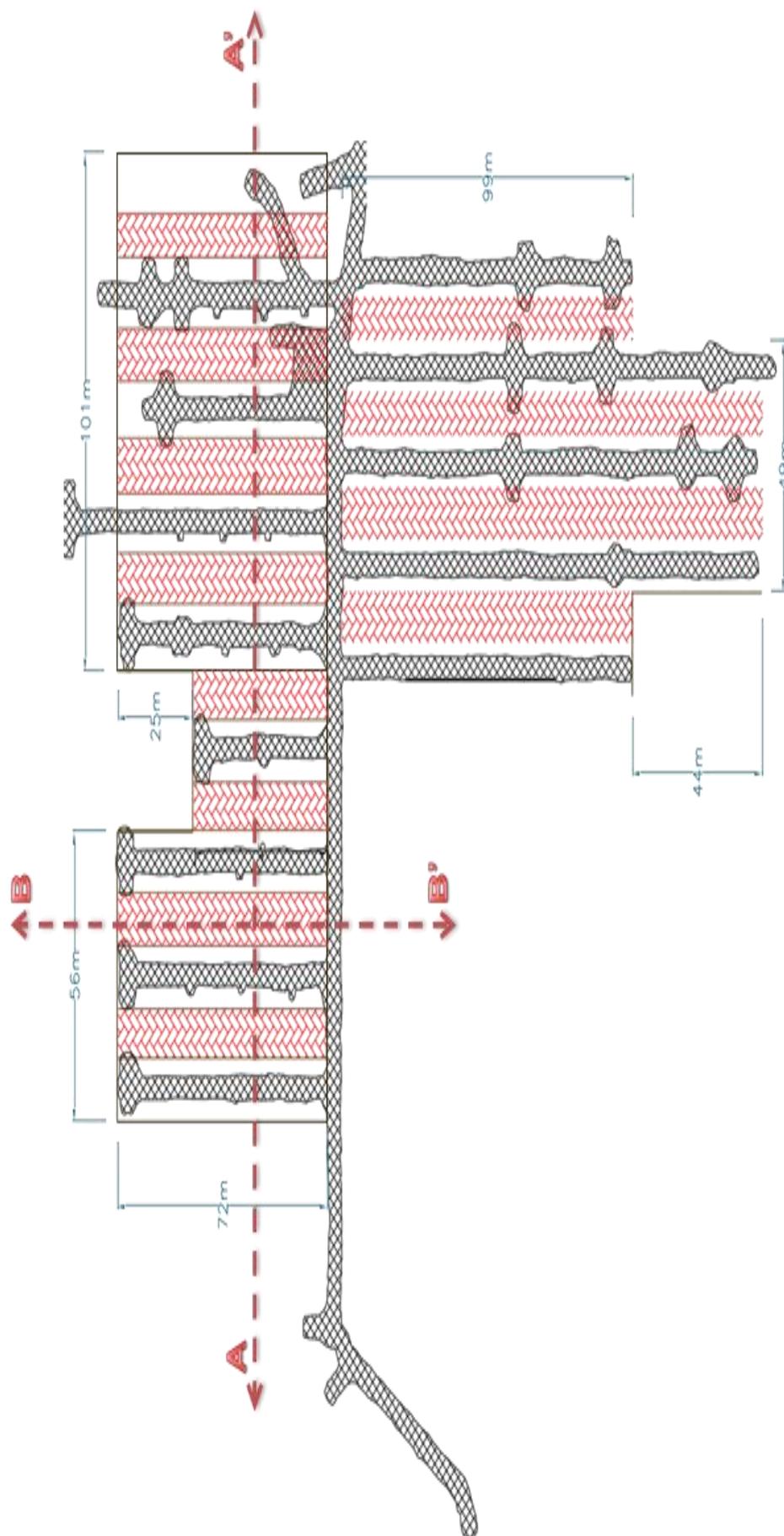


Ilustración 51 : Vista en Planta: Block mineralizado

Fuente: CIA MINERA ARES SAC – U.M. Arcata.

**i. MINADO CON PILARES CORRIDOS.**

**1. Corte B-B' Sección Transversal.**

a. Explotación horizontal, crucero superior e inferior

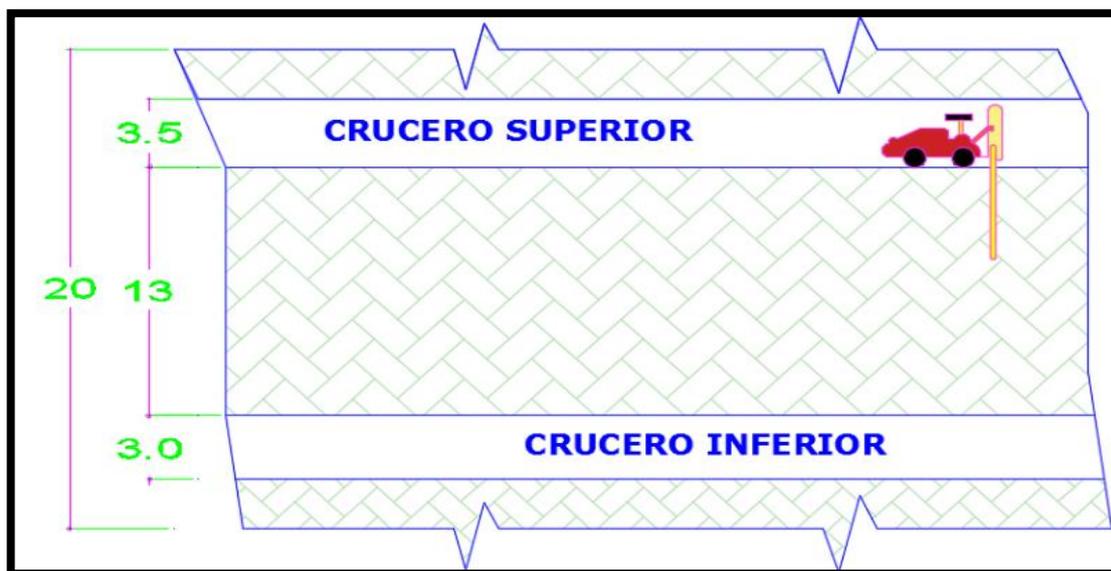


Ilustración 52 : Crucero superior e inferior

Fuente: Elaboración propia

b. Explotación vertical, perforación con taladros para voladura controlada

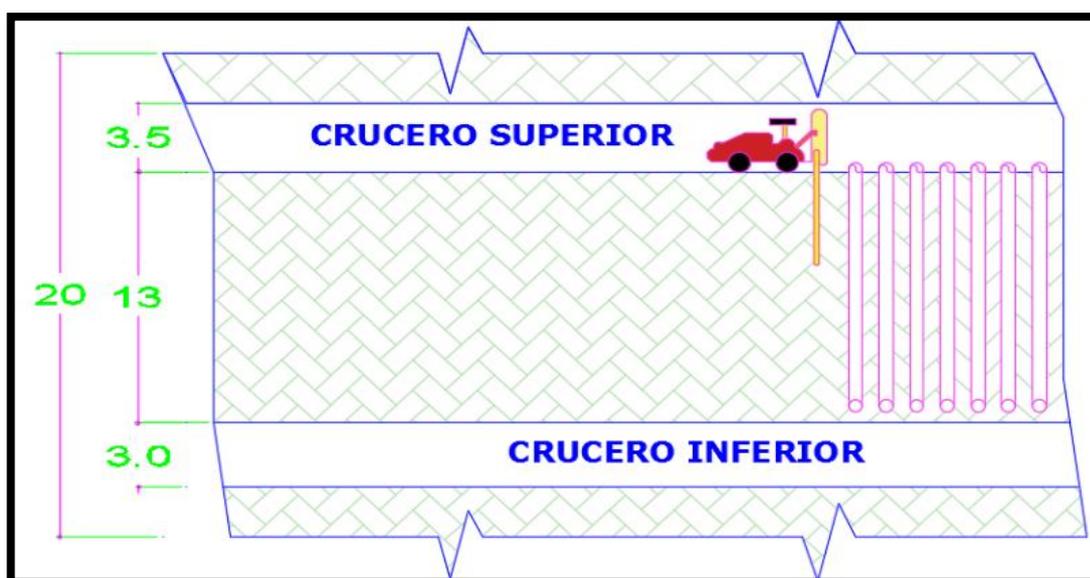


Ilustración 53 : Perforación con taladros para voladura controlada

Fuente: Elaboración propia

c. Limpieza del mineral roto, mediante scoop eléctrico a control remoto.

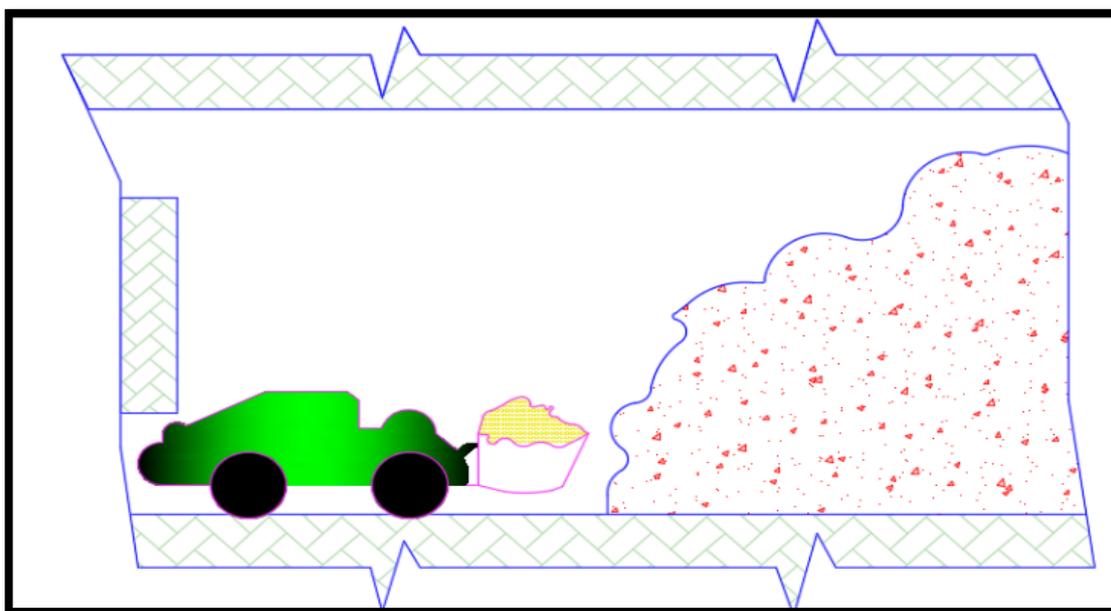


Ilustración 54 : Limpieza del mineral roto

Fuente: Elaboración propia

d. Relleno del tajeo con relleno cementado con agregados (CAF).

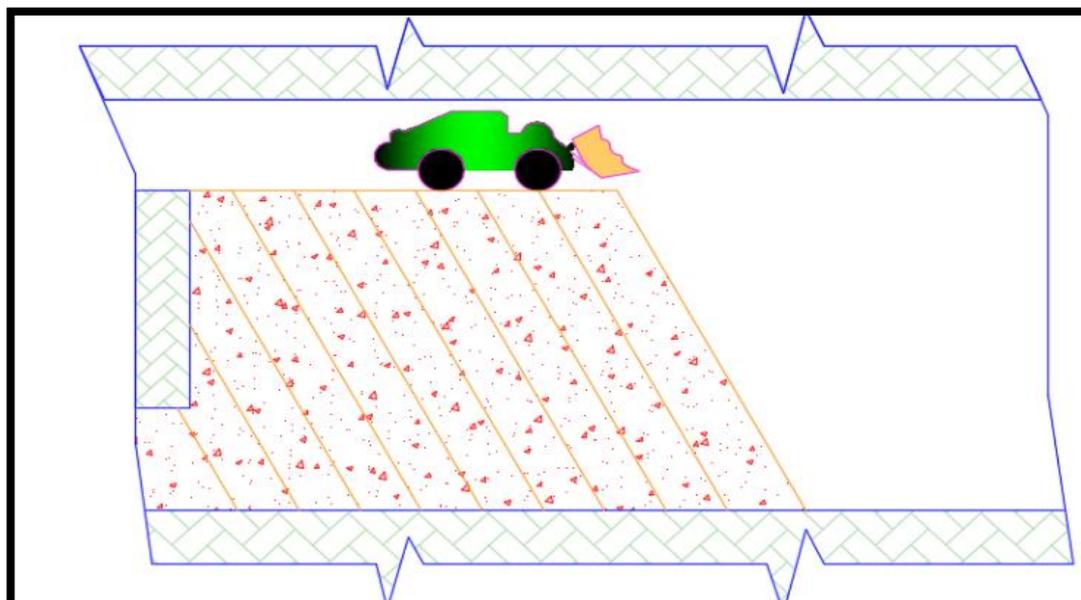


Ilustración 55: Relleno del tajeo con relleno cementado

Fuente: Elaboración propia

- e. Topeo del relleno al techo con equipo rammer jammer u otros

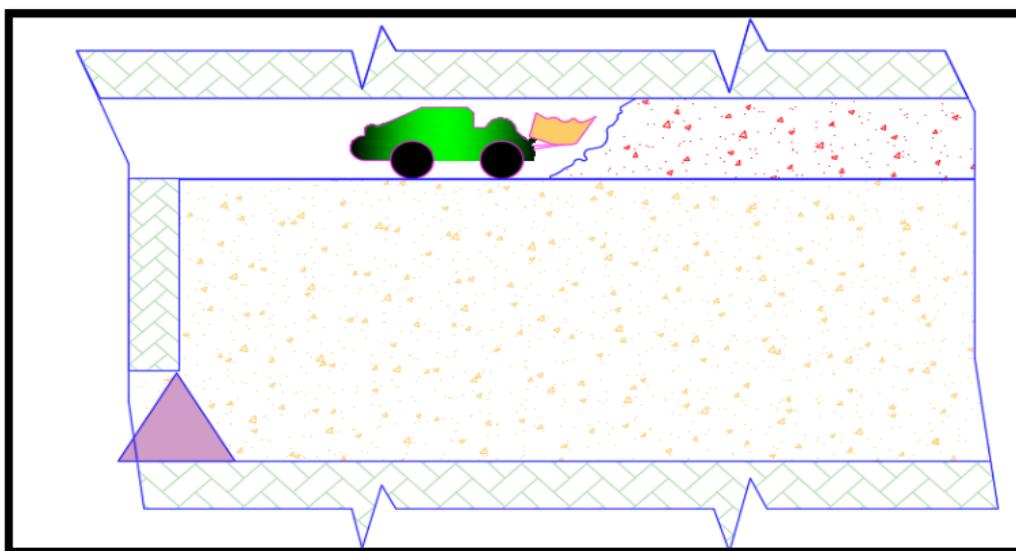


Ilustración 56 : Topeo del relleno al techo con equipo Rammer Jammer

Fuente: Elaboración propia

**2. Corte A-A' Sección Transversal.**

- a. Se muestra la condición inicial de los tajeos primarios (cámaras) y los pilares de mineral a ser recuperados (tajeos secundarios) tanto en vista de planta (izquierda) y sección, antes de iniciar la recuperación de los mismos.

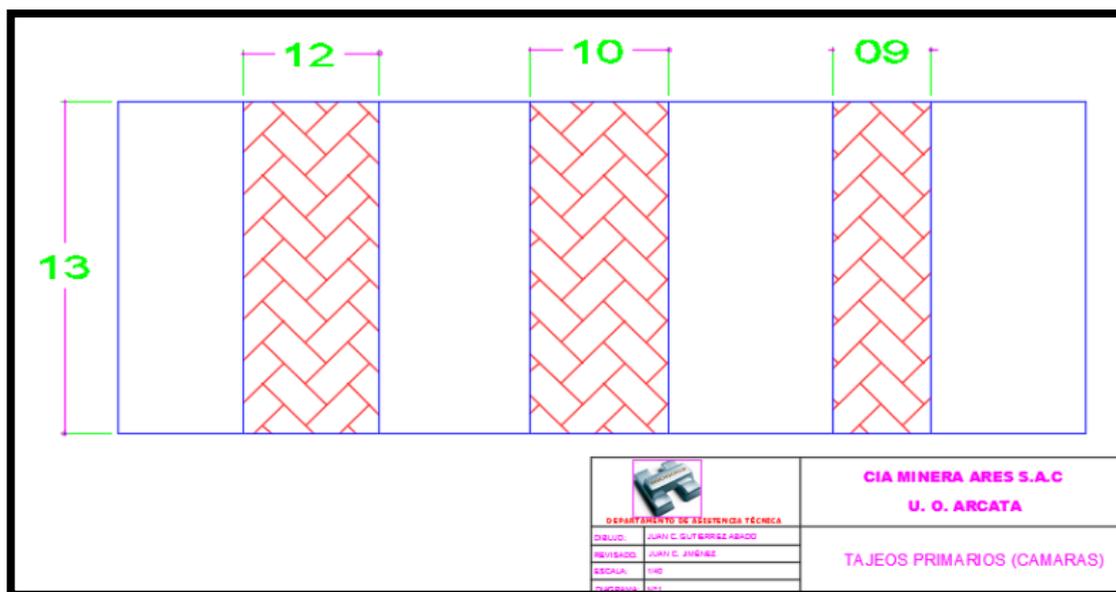


Ilustración 57 : Condición inicial de los tajeos primarios

Fuente: Elaboración propia

- b. Continuación del minado, se aperturan los cruceros superior e inferior del primer tajeo secundario (primer pilar a recuperar).

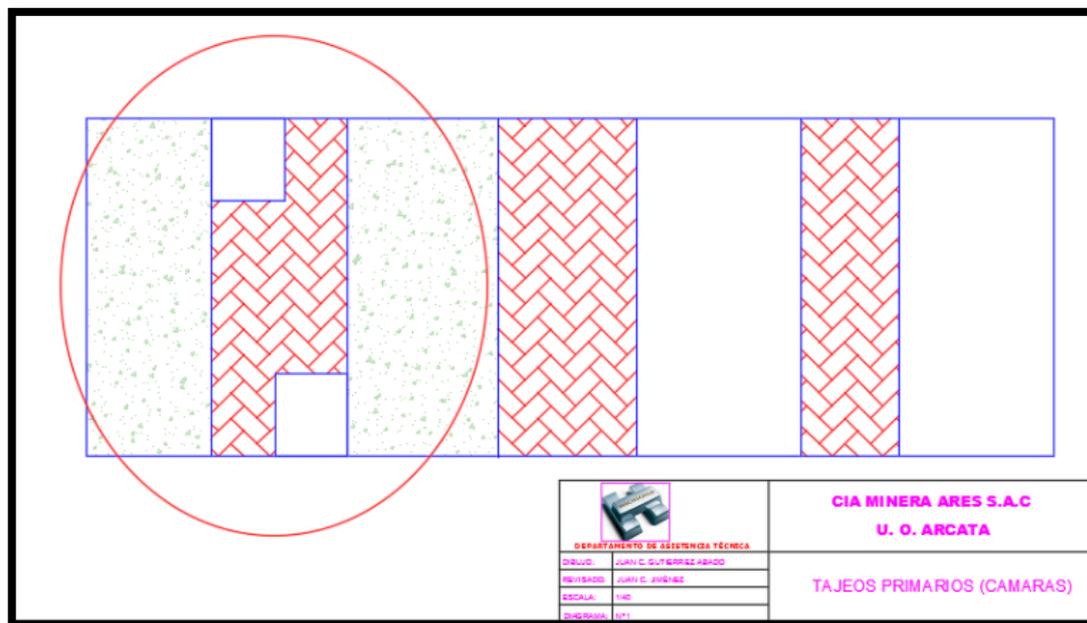


Ilustración 58 : Apertura los cruceros superior e inferior del primer tajeo secundario

Fuente: Elaboración propia

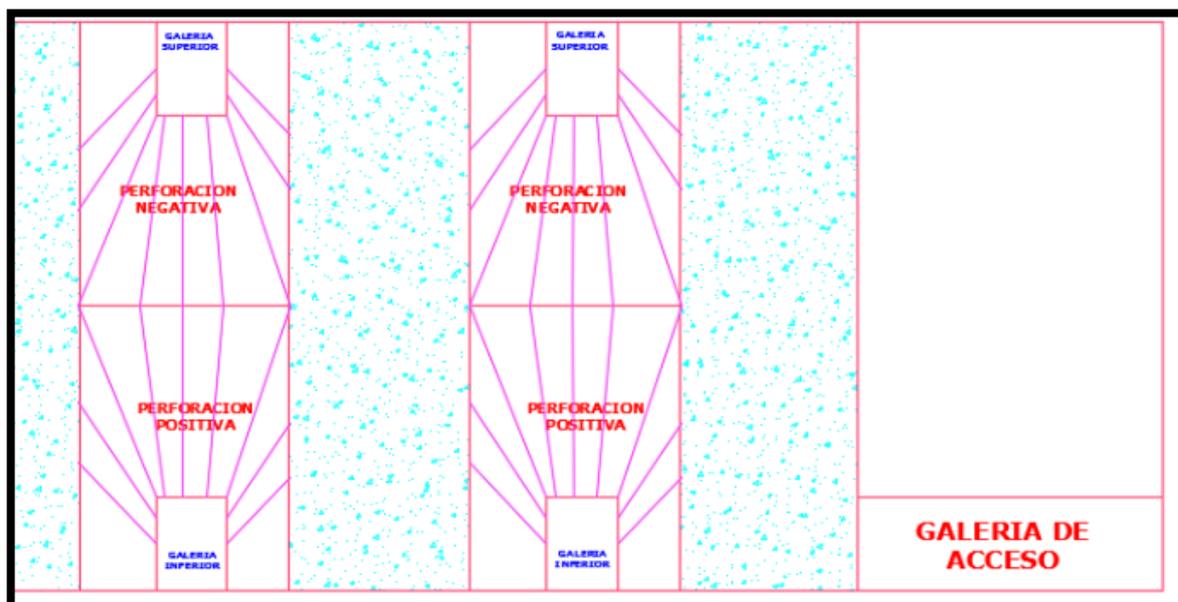


Ilustración 59 : Apertura de los pilares primarios (Cámaras)

Fuente: Elaboración propia

c. Se dispara el mineral para su posterior limpieza.

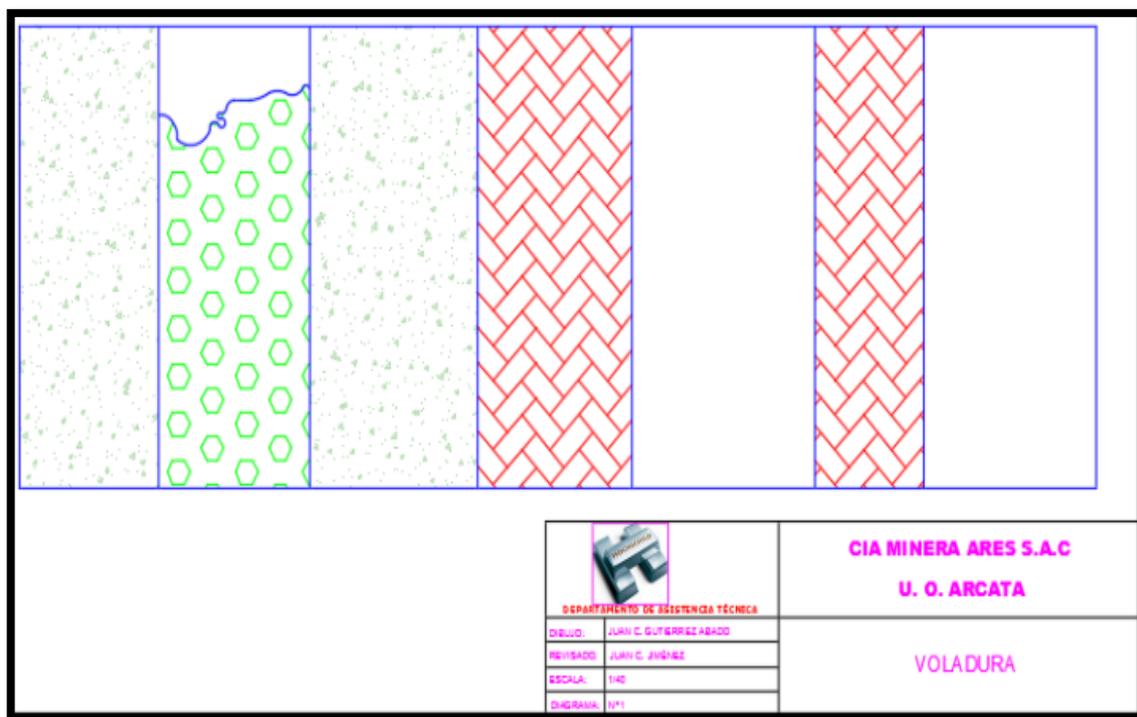


Ilustración 60 :Se dispara el mineral en el pilar de preparación

Fuente: Elaboración propia

d. Luego de la limpieza del mineral, el tajeo queda vacío. Las paredes de relleno cementado deben permanecer estables. Posteriormente este tajeo será relleno

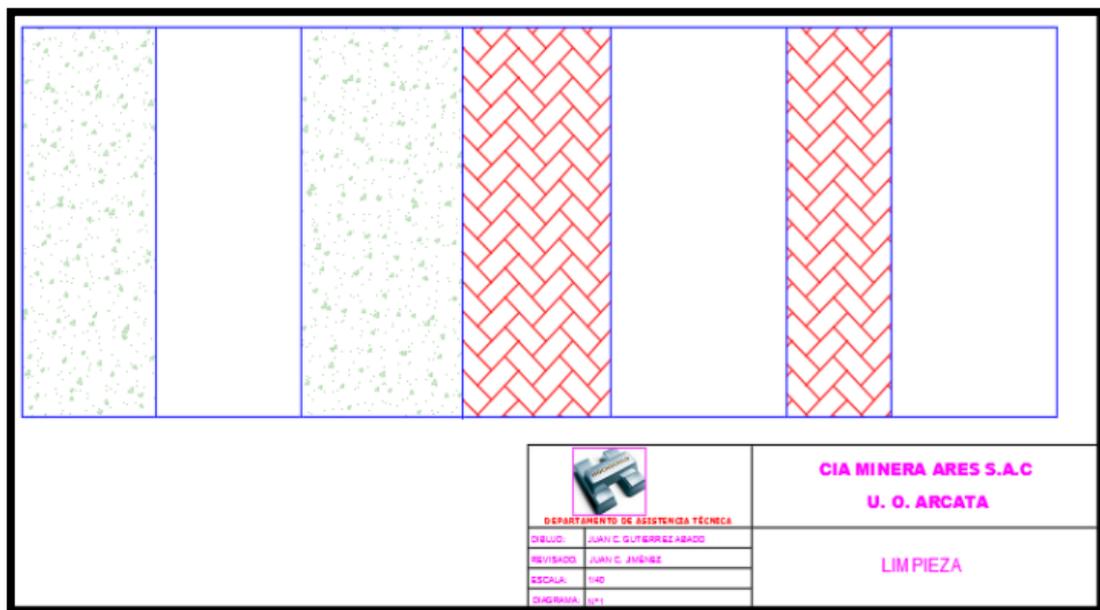


Ilustración 61 : Limpieza del mineral

Fuente: Elaboración propia

- e. El tajeo secundario es rellenado con relleno cementado pobre, en algunos casos previa evaluación, sin cemento. Se rellena el siguiente tajeo primario con relleno cementado.

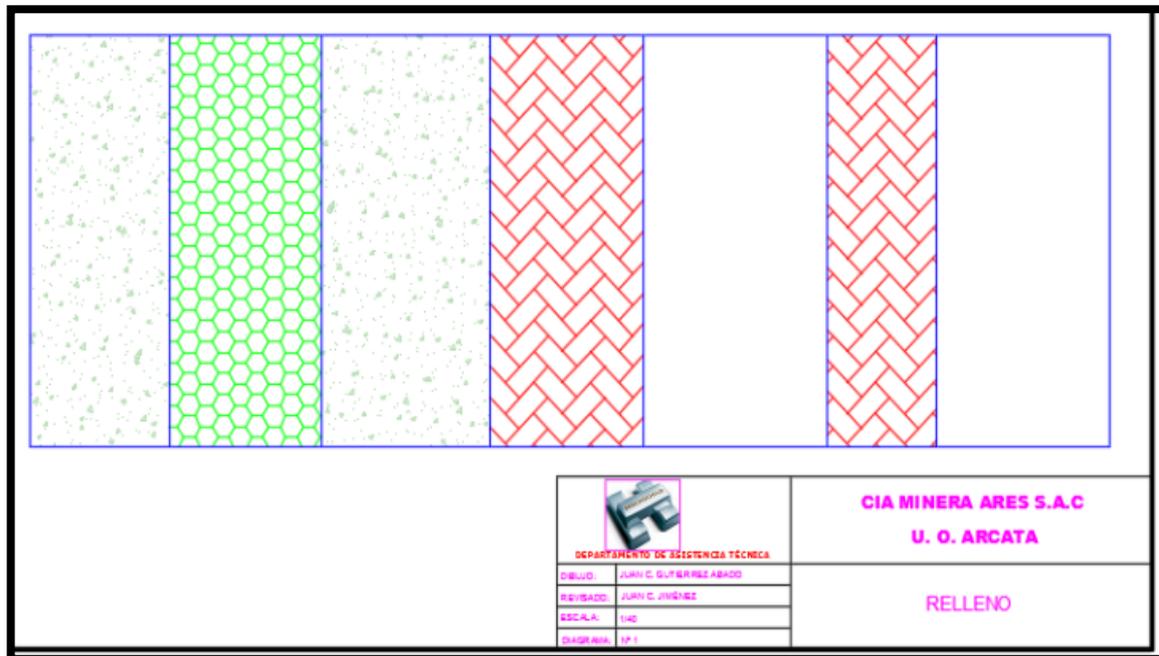


Ilustración 62 :Tajeo secundario es rellenado con relleno cementado  
 Fuente: Elaboración propia

### PRODUCCION DE RECUPERACION DE PILARES

Presentamos la producción de minado en un formato único para ambos métodos de minado, con la intención de comparar la generación de los costos por actividad.

#### Producción diaria

##### 1) Cálculo de volumen fractura

Datos:

ancho labor = 3m

altura de pilar= 13m

ancho pilar = 10m promedio

reemplazando:

$$volumen = ancho * altura * largo$$

$$volumen = 3m * 13m * 10m$$

$$volumen = 390m^3$$

## 2) Cálculo de volumen fractura

$$produccion\ diaria = \frac{produccion\ proyectada}{tiempo\ requerido}$$

$$produccion\ diaria = \frac{produccion\ proyectada}{tiempo\ requerido}$$

$$produccion\ diaria = 390m^3 * \frac{2.6Tm/m^3}{3dias}$$

$$produccion\ diaria = \frac{1014\ Tm}{3\ dias}$$

$$produccion\ diaria = 338\ Tm/dia$$

Producción mensual.

$$produccion\ mensual = 338 \frac{Tm}{dia} * 30\ dias$$

$$produccion\ mensual = 10140.00\ Tm$$

## 3. Cálculo de costo económico

$$= produccion\ diaria * ley$$

$$= \frac{338Tm}{dia} * 15.120z \frac{Ag}{Tm} = 5110.56\ Oz\ Ag$$

$$= \frac{338Tm}{dia} * 0.85\ Gr \frac{Au}{Tm} = 287.30\ GrAu$$

$$\begin{aligned} \text{costo} &= 5110.56 \text{ Oz Ag} * P.U. = 5110.56 \text{ Oz Ag} * \frac{17.62 \text{ US\$}}{\text{Oz}} \\ &= 90048.07 \text{ US\$ Ag} \end{aligned}$$

$$\text{costo} = 287.30 \text{ GrAg} * P.U. = 287.30 \text{ GrAu} * 41.79 \frac{\text{US\$}}{\text{Gr}} = 12006.27 \text{ US\$ Au}$$

Según precio internacional de 17.62 US\$/Onza de plata y 41.79 US\$/gr de oro y una recuperación de 80%, se ha obtenido un beneficio económico de US\$ 81643,50

Tabla 27 Dilución real de la mina

| DILUCION REAL OCTUBRE 2017 |                   |                     |                   |                                      |   |                 |
|----------------------------|-------------------|---------------------|-------------------|--------------------------------------|---|-----------------|
| NIVEL                      | LABOR             | UBICACIÓN           | OBSERVACIÓN       | Sólido ORE<br>Modelo<br>(Claculo m3) | Sólido Labor<br>Topografía<br>(Detalles) m3 | Dilución<br>(%) |
| 4440                       | TJ1100 AC1119213  | VE-6322SE           | TL - Longitudinal | 599.60                               | 648.20                                      | 8.11            |
| 4360                       | TJ4200 AC427431   | VE6667SE - VE6725SE | TL - Longitudinal | 293.55                               | 346.99                                      | 18.20           |
| 4345                       | TJ6200 AC625323   | VE6988SE - VE7072SE | TL - Longitudinal | 523.00                               | 639.05                                      | 22.19           |
| 4420                       | TJ4100 AC414887-A | VE6687SE - VE6768SE | TL - Longitudinal | 1,318.75                             | 1,504.26                                    | 14.07           |
| 4460                       | TJ5100 AC517389   | VE6862SE - VE6923SE | TL - Longitudinal | 418.75                               | 518.30                                      | 23.77           |
| 4315                       | TJ5800 AC588104   | VE6915SE - VE6958SE | TL - Transversal  | 984.00                               | 1,097.70                                    | 11.56           |
| 4460                       | TJ1700 AC174327   | VE6332SE - VE6413SE | TL - Longitudinal | 439.35                               | 518.59                                      | 18.04           |
| 4375                       | TJ5800 AC588507   | VE6919SE - VE6990SE | TL - Transversal  | 5,019.80                             | 5,320.80                                    | 6.00            |
| 4420                       | TJ5100 AC514785   | VE6860SE - VE6921SE | TL - Longitudinal | 350.75                               | 482.11                                      | 37.45           |
| 4360                       | TJ2200 AC223441-B | VE6434SE            | TL - Longitudinal | 916.25                               | 999.40                                      | 9.07            |
| 4375                       | TJ3800 AC383589   | VE6515SE - VE6606SE | TL - Longitudinal | 538.40                               | 610.26                                      | 13.35           |
| 4345                       | TJ5800 AC583399-A | VE6868SE - VE6917SE | TL - Longitudinal | 361.80                               | 480.96                                      | 32.93           |
| 4330                       | TJ3800 AC383295   | VE6576SE - VE6647SE | TL - Longitudinal | 356.15                               | 488.54                                      | 37.17           |
| 4345                       | TJ4200 AC483311   | VE6586SE - VE6657SE | TL - Longitudinal | 714.40                               | 803.10                                      | 12.42           |
| 4300                       | TJ7200 AC723063   | VE7110SE - VE7188SE | TL - Longitudinal | 349.55                               | 640.81                                      | 13.32           |
| 4360                       | TJ3800 AC385497   | VE6596SE - VE6667SE | TL - Longitudinal | 566.50                               | 760.24                                      | 34.20           |
| 4460                       | TJ6100 AC614309   | VE6923SE - VE6994SE | TL - Transversal  | 2,221.60                             | 2,519.87                                    | 13.43           |
| 4395                       | TJ4200 AC425607-A | AC 6687SW           | TL - Long. Puente | 214.75                               | 221.47                                      | 3.13            |
| 4330                       | TJ6800 AC683535   | VE6987SE - VE7064SE | TL - Longitudinal | 775.85                               | 842.87                                      | 8.64            |
| 4345                       | TJ5800 AC583508   | VE6917SE - VE6988SE | TL - Transversal  | 1,386.40                             | 1,508.70                                    | 8.82            |
| 4360                       | TJ4200 AC423523   | VE6667SE - VE6725SE | TL - Longitudinal | 121.20                               | 149.53                                      | 11.37           |
| <b>Total</b>               |                   |                     |                   | <b>18470.40</b>                      | <b>21101.75</b>                             | <b>17.01</b>    |

Fuente: Geomecánica – U.O. Arcata

#### 4) Planeamiento de minado para la recuperación de pilares

Taladros Largos en Arcata, con bancos de 10 a 30 metros en distintas zonas, con un diseño adecuado del método de corte y relleno ascendente. Las complicaciones iniciales fueron el tiempo de exposición por la demora del relleno al tener un solo acceso central.

Sin embargo, ante la búsqueda de mejores escenarios de aplicación y dada las características favorables de la nueva Veta Nicole, se fue aplicando la optimización de las preparaciones progresivamente, ejecutando los bancos a 13 metros, 15 metros, hasta llegar a una altura de banqueo óptimo de 20 metros entre subniveles, cuyo método de minado explico en este trabajo. Se fueron mejorando los procedimientos y la curva de aprendizaje del método en la unidad tuvo tiempos menores de respuesta por el compromiso adquirido ante los resultados visuales.

El aporte de Taladros largos 4,000 toneladas mensuales, significa el 7% de la producción, sin embargo, hay nuevas áreas reconocidas, donde filtrados por las condiciones de aplicación, resultan viables, como lo son las Vetas Soledad Norte y Nicole Norte en la Zona II. Por lo expuesto, en Arcata hay la oportunidad de llevar el método a un 10 – 15% de aporte en el corto plazo, de tal modo se optimizará los recursos actuales de perforación y limpieza en la recuperación de pilares.

En los costos operativos, y en el análisis económico determinado por el grado de inversión, los resultados reflejan que la prioridad en la Mina, es el fortalecimiento del método

#### 5) Análisis de costos directos en perforación y voladura de taladros

Tabla 28 Costos directos de perforación

| RATIOS DE COSTEO      | ANT.<br>Ton/m | OP.<br>Ton/m | ANT.<br>\$/m | OP.<br>\$/m | ANT.<br>\$/Ton | OP.<br>\$/Ton | DIF.<br>\$/Ton |
|-----------------------|---------------|--------------|--------------|-------------|----------------|---------------|----------------|
| COSTO DE PROVISIONES  | 1.29          | 1.32         | 5.79         | 5.79        | 4.50           | 4.38          | -0.12          |
| CONSUMO DE ENERGIA    | 1.29          | 1.32         | 3.58         | 3.58        | 2.78           | 2.71          | -0.07          |
| ACEROS DE PERFORACIÓN | 1.29          | 1.32         | 2.40         | 2.04        | 1.86           | 1.54          | -0.32          |
| TOTAL GENERAL         | -             | -            | 11.76        | 11.40       | 9.14           | 8.63          | -0.51          |

Fuente: Elaboración propia, en base datos proporcionados del área de costos

Tabla 29 Costos directos de voladura

| RATIOS DE COSTEO                        | UNID    | ANT. | OP.  | \$/Unid | ANT.<br>\$/Ton | OP.<br>\$/Ton | DIF.<br>\$/Ton |
|---|---------|------|------|---------|----------------|---------------|----------------|
| EMULSION ENCARTUCHADA 5000 1-1/2X24"    | Kg/Ton  | 0.42 | 0.36 | 1.66    | 0.69           | 0.60          | -0.09          |
| EMULSION ENCARTUCHADA 3000 1-1/2X24"    | Kg/Ton  | 0.40 | 0.41 | 1.60    | 0.64           | 0.66          | 0.02           |
| CARMEX 7" CAJAX300PZA<br>C/CONECTOR     | Pza/Ton | 0.00 | 0.00 | 0.52    | 0.00           | 0.00          | 0.00           |
| GUIA RAPIDA IGNICION TIPO MEDIO<br>Z18  | m/Ton   | 0.00 | 0.00 | 0.32    | 0.00           | 0.00          | 0.00           |
| CORDON DETONANTE 5P 5GR/M               | m/Ton   | 0.06 | 0.06 | 0.18    | 0.01           | 0.01          | 0.00           |
| CORDON DETONANTE10P 10GR/M              | m/Ton   | 0.59 | 0.59 | 0.26    | 0.15           | 0.15          | 0.00           |
| FANEL 4.2M 1 A 16 PERIODO LARGO         | Pza/Ton | 0.03 | 0.00 | 0.94    | 0.03           | 0.00          | -0.03          |
| FANEL 12M 1 AL 15 PERIODO LARGO         | Pza/Ton | 0.03 | 0.03 | 1.74    | 0.05           | 0.06          | 0.01           |
| FANEL 15M 1 AL 15 PERIODO LARGO         | Pza/Ton | 0.00 | 0.03 | 1.99    | 0.00           | 0.07          | 0.07           |
| FANEL ROJO 4.2M 1 A 20 PERIODO<br>CORTO | Pza/Ton | 0.00 | 0.00 | 0.97    | 0.00           | 0.00          | 0.00           |
| FANEL PERIODO CORTO DE 12 MTS           | Pza/Ton | 0.02 | 0.00 | 2.66    | 0.05           | 0.00          | -0.05          |
| FANEL PERIODO CORTO DE 15 MTS           | Pza/Ton | 0.02 | 0.00 | 2.94    | 0.05           | 0.00          | -0.05          |
| TUBO 2"X3M PVC                          | Pza/Ton | 0.08 | 0.18 | 0.95    | 0.08           | 0.18          | 0.10           |
| CARTUFLEX ANTI ESTATICO RIGIDO<br>2"X3M | Pza/Ton | 0.10 | 0.00 | 2.75    | 0.28           | 0.00          | -0.28          |
| <b>TOTAL GENERAL</b>                    | -       | -    | -    | 19.48   | 2.04           | 1.73          | -0.31          |

Fuente: Elaboración propia, en base datos proporcionados del área de costos

Tabla 30 Comparativo de resultados evaluación económica

| ITEM                          | RECUPERACION     |            |
|-------------------------------|------------------|------------|
|                               | Mts              | US\$       |
| desarrollo - inversion        | 430.00           | 304,067.00 |
| preparacion - costo operativo | 696.00           | 353,210.00 |
| total                         | 1,126.00         | 657,277.00 |
| <b>VAN @ 12%</b>              | <b>78,873.12</b> |            |

Fuente: Elaboración propia, en base datos proporcionados del área de costo

## CONCLUSIONES

Aplicando el método de explotación de Sub Niveles con Taladros Largos se ha recuperado 338Tm/día, y se ha utilizado el sistema de sostenimiento en pasta en la Unidad Operativa Arcata – CIA Minera Ares.

Se ha seleccionado los siguientes equipos: para la perforación SIMBA 1254, para el carguío y acarreo scoops de 3.5 yd<sup>3</sup> y 4 yd<sup>3</sup> capacidad de cuchara y para el sistema de transporte con volquete de 15 m<sup>3</sup> = 39 Tm capacidad de tolva.

Los beneficios económicos obtenidos, por la extracción de 338Tm/día de pilares, rellenos antiguos y mineral con ley de 15.12 Oz-Ag/TM y 0.85 Gr-Au/TM para un precio internacional de 17.62 US\$/Onza de plata y 41.79 US\$/gr de oro y una recuperación de 80%, se ha obtenido un beneficio económico de US\$ 81643,50/día

## RECOMENDACIONES

Para la recuperación de pilares, rellenos antiguos y mineral con el método de explotación de Sub Niveles con Taladros Largos es muy recomendable el tipo de sostenimiento con relleno en pasta en la Unidad Operativa Arcata – Compañía Minera Ares.

Se recomienda utilizar los equipos de perforación SIMBA 1254, así mismo Scoops de 4 yd<sup>3</sup> en el desarrollo y preparación en el nivel 4400, para obtener mayor avance en el ciclo de minado y eficiencia adecuada para obtener una óptima productividad en la Unidad Operativa Arcata – Compañía Minera Ares.

Se recomienda utilizar equipos de alta tecnología y de mayor capacidad para obtener mayor productividad y mejores beneficios económicos para la Unidad Operativa Arcata de la Compañía Minera Ares.

## REFERENCIAS

- Aguilar, M. E. (2015), *Corte y Relleno Ascendente, método con un 90% de proporción de explotación*,
- Güere, C. E. (2018), *Optimización de la seguridad en trabajos de alto riesgo en recuperación de puentes mineralizados en minas subterráneas*
- Hernandez, S. R. (2010.) *Metodología de la investigación* 4ta. edición McGraw Hill México.
- Ibañez V. J. I. (2014), *Infraestructura, Maquinaria, Transporte e Instalaciones Auxiliares*.
- Novitsky, A. (1965) – *Transporte y extracción en minas y a cielo abierto*. Parte I: Capítulo V, págs. 127-135.
- Konya, C. J. & Alrraban, E. (1998), *Diseño de Voladuras*, Ediciones Cuicatl.
- López, J. C. (1994), *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*, Instituto Tecnológico Geominero de España. 2ta. Edición.
- Bustillo, R. C. López, J. (1998, *Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras*.
- McKenzie, C. (1996), *Técnicas de Optimización de Perforación y Voladura*.
- Muñoz, B.E. (2006), *Ampliación de producción de la Unidad Minera Chungar de 2000TMD a 3000TMD*, Facultad de Ingeniería Geológica, Minería y Metalúrgica – Universidad Nacional de Ingeniería;
- Norman, B. (1971) – *Mechanics of Bulk Materials Handling*”. Capítulo 7, págs 80-95. Capítulo 8, págs. 103-126.
- Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, DS 055-2010. (Caps.III y VII).
- Robert, P. (1941) – *“Mining Engineers handbook”*, tercera edición. Capítulo 12, págs. 02-131.

Tafur, P. R. (1995) “*La Tesis Universitaria” la tesis doctoral- La tesis de maestría- el informe, la monografía*, Editorial Mantaro - Lima.

Tito, Q.R.P. (2018), *Explotación por Subniveles con Taladros Largos en cuerpos mineralizados para el incremento de la Producción en la Unidad Minera Untuca, Cori Puno S.A.C.*

Torres, A. (2009): *La aplicación de taladros largos en la explotación por subniveles en la mina, Raura – Huánuco.*

Universidad Nacional del Altiplano (1999), *Explotación Subterránea Métodos y Casos Prácticos*, primera edición.

## ANEXOS

ANEXO N° 1

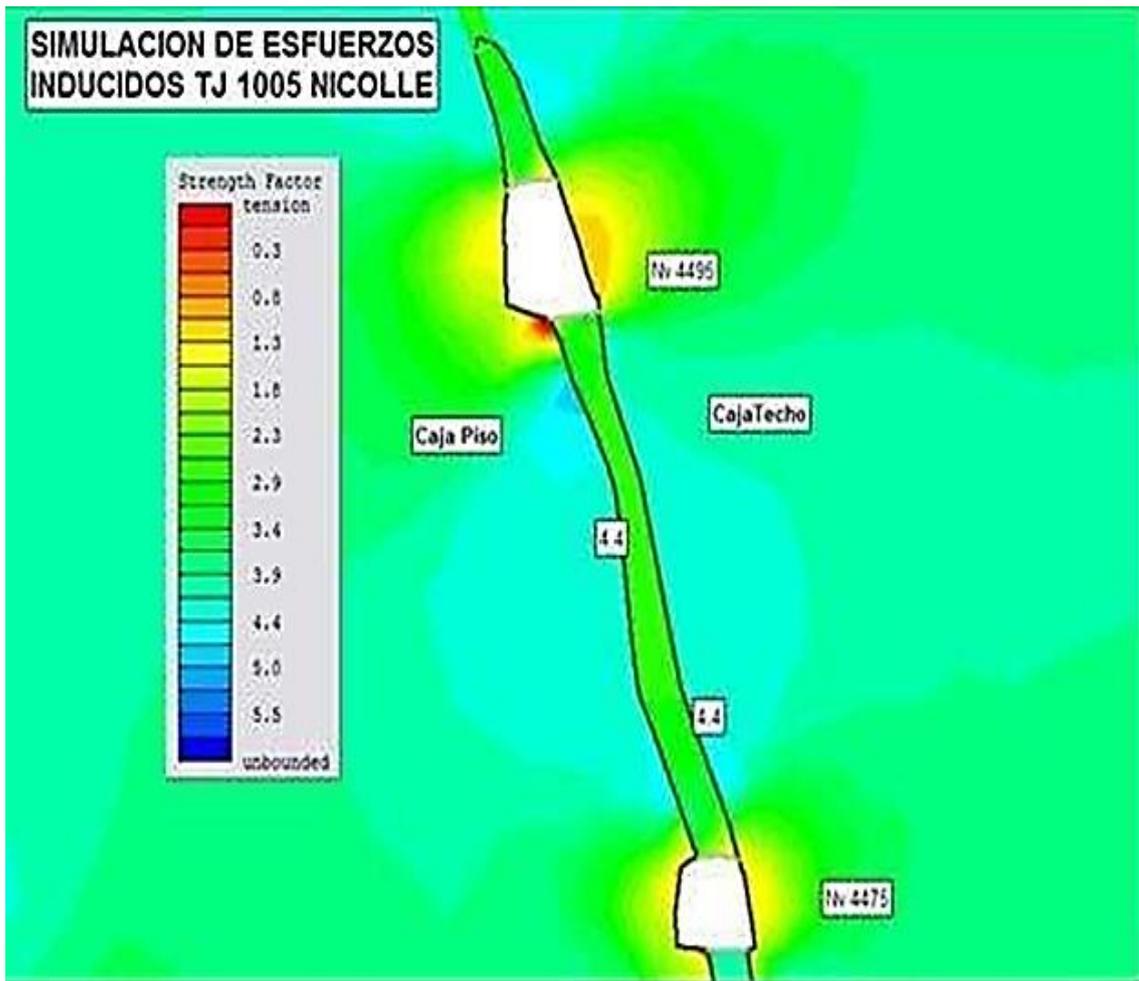


Ilustración 63 : Factor de seguridad en subniveles antes de aplicar taladros largos

Fuente: geomecánica – U.O. Arcata

ANEXO N° 2

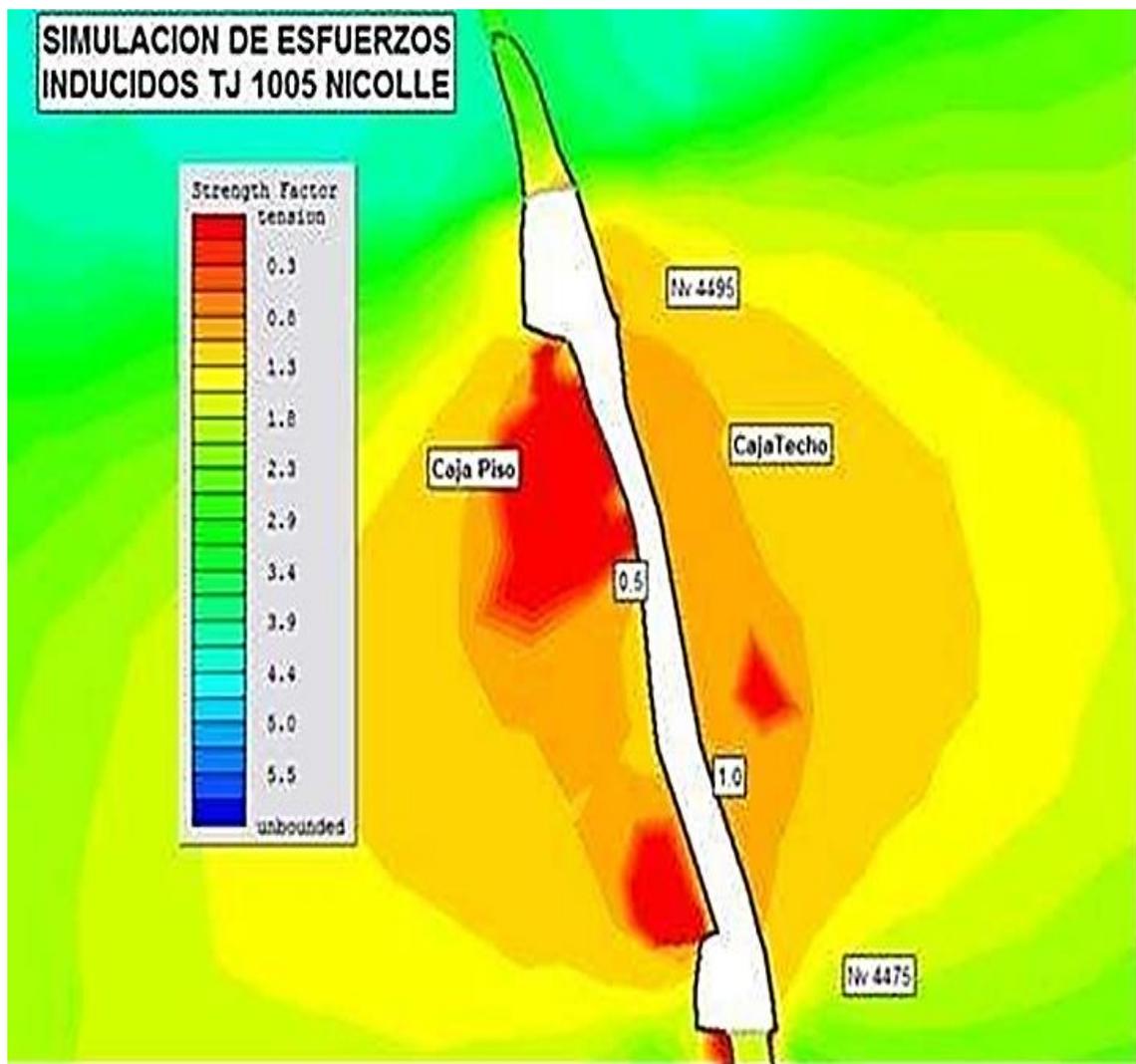


Ilustración 64 : Factor de seguridad después de la abertura en tajo de taladros largos

Fuente: Geomecánica – U.O. Arcata

ANEXO N° 3

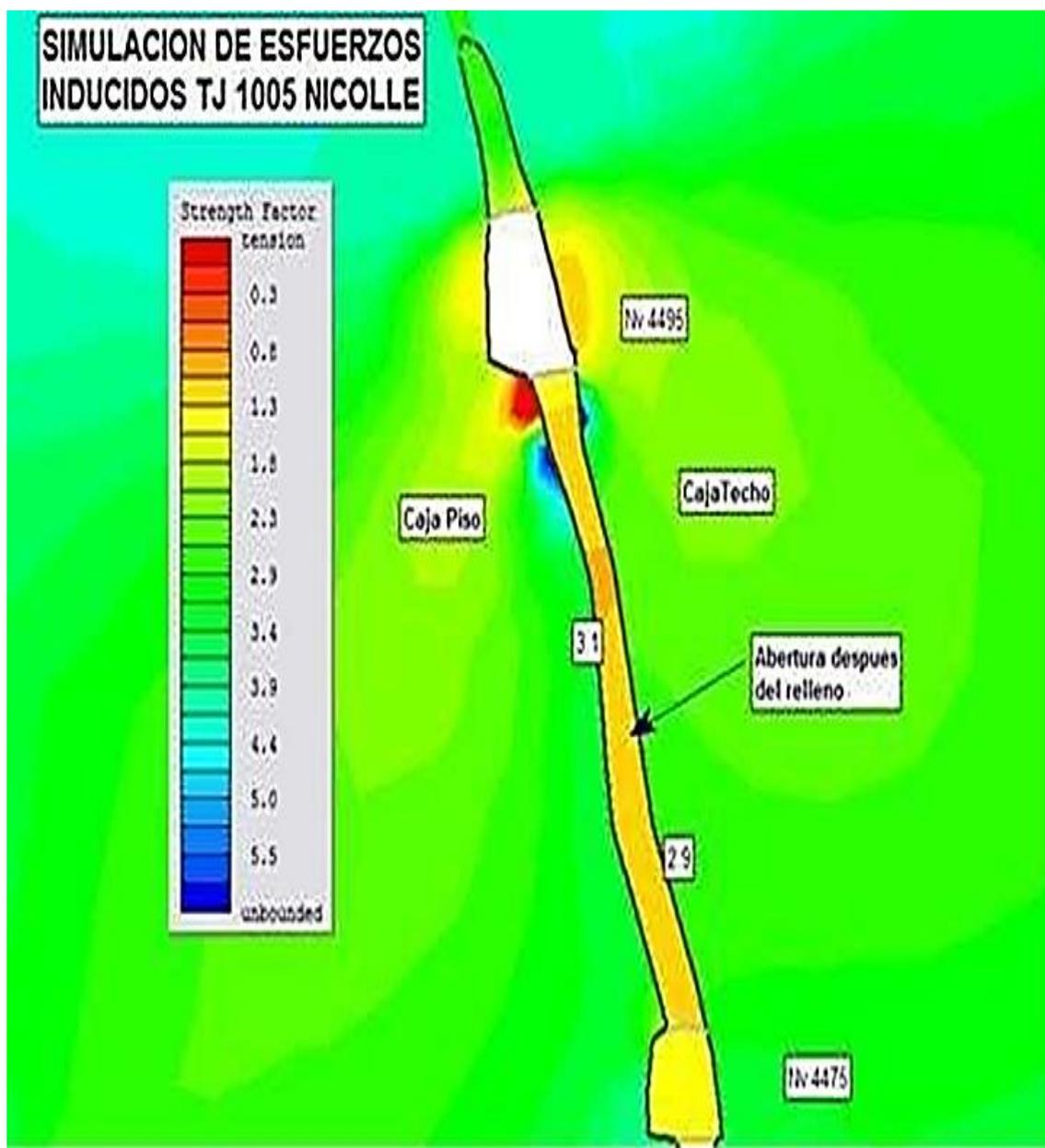


Ilustración 65 : Factor de seguridad después del relleno en tajo de taladros largos

Fuente: Geomecánica – U.O. Arcata

ANEXO N° 4

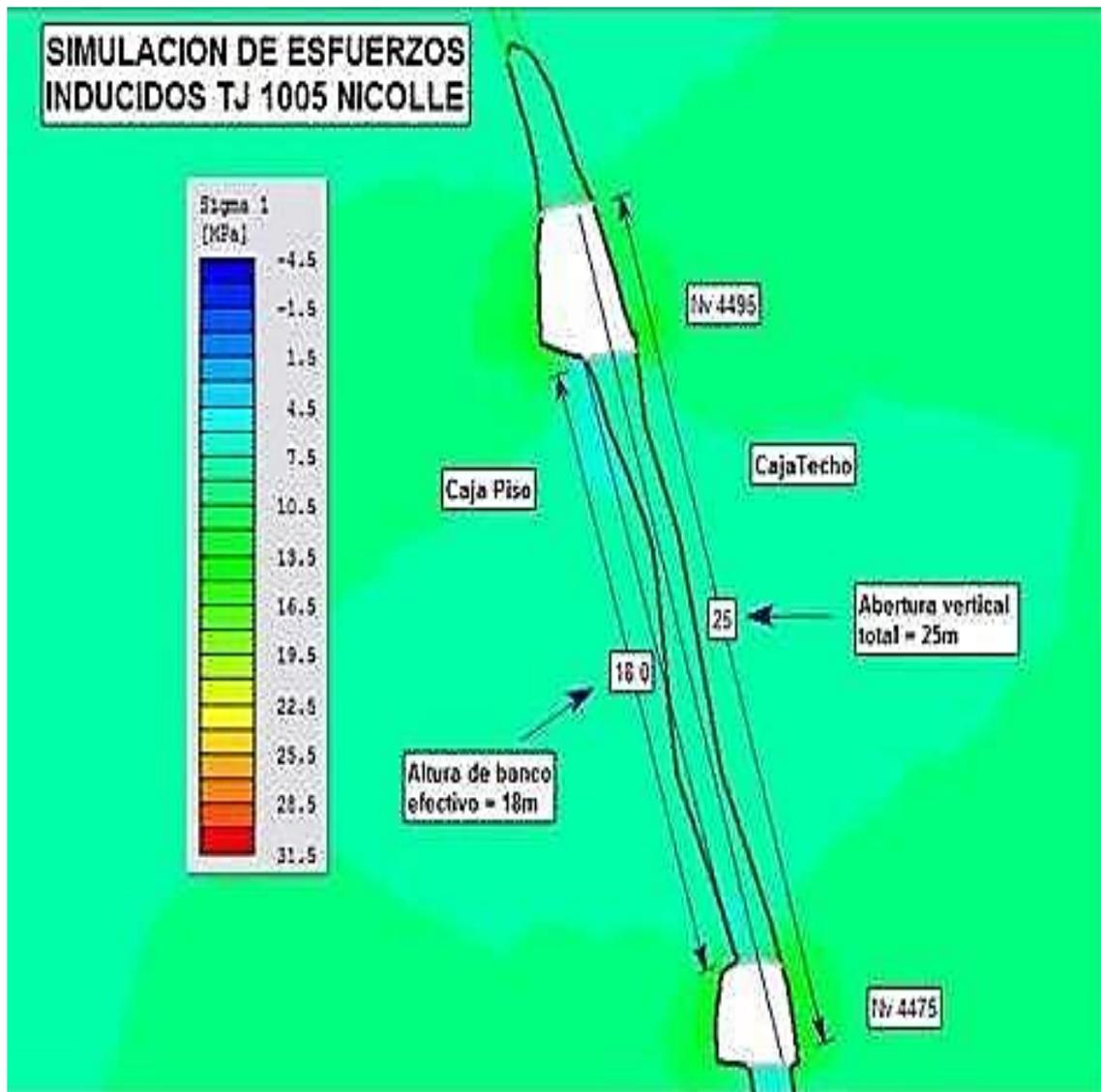


Ilustración 66 Salida grafica del Sigma 1 (esfuerzos), antes de la abertura TL

Fuente: Geomecánica – U.O. Arcata

ANEXO N° 5

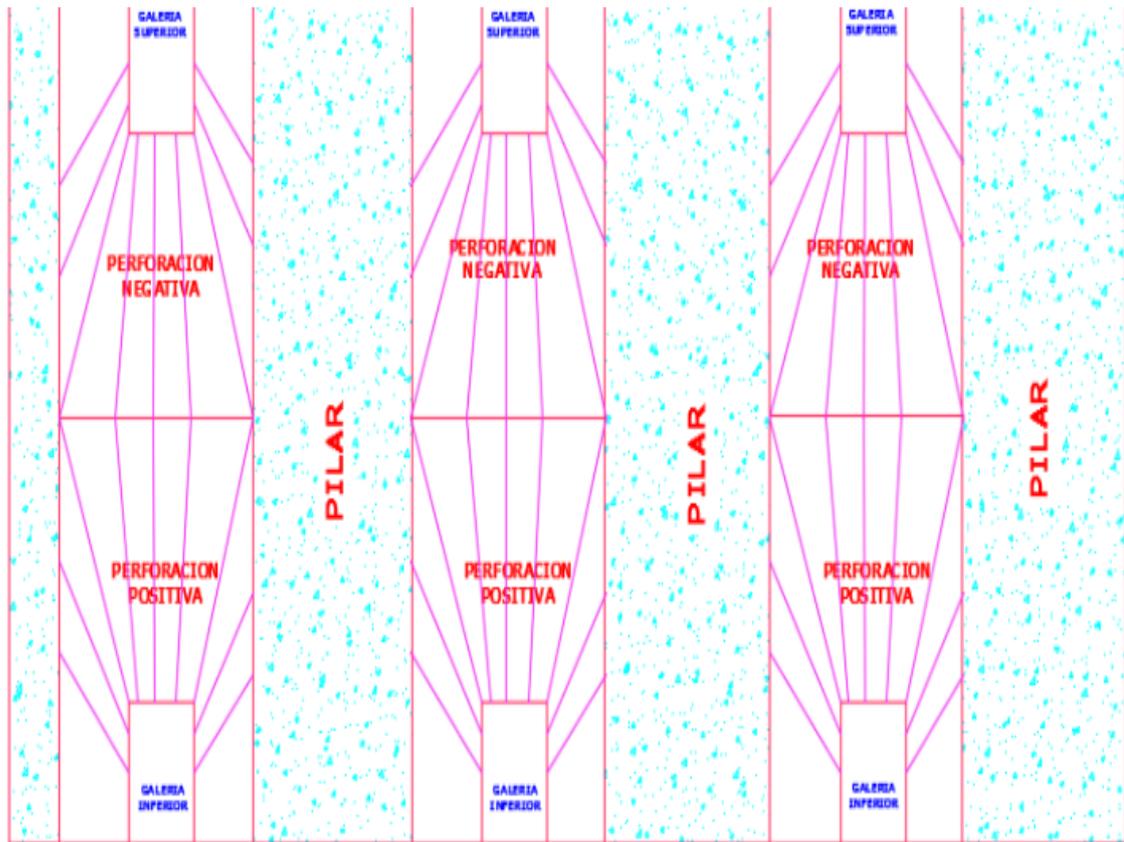


Ilustración 67 : Preparación primaria de los pilares

Fuente: Geomecánica – U.O. Arcata