

**PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ**

**FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA**



**PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA  
DEL PERÚ**

**“MODELAMIENTO GEOMECÁNICO A NIVEL DE  
PREFACTIBILIDAD DE UNA MINA SUBTERRÁNEA”**

Tesis para optar por el Título de Ingeniero de Minas, que presentan los bachilleres:

**Gerald Enrique Mercado Salas**

**Cecilia Jasmin Obregón Rivera**

**ASESOR:**

**Dr. Antonio Samaniego Alcántara**

**Lima, Abril del 2017**



## RESUMEN

Este proyecto aborda el tema de diseño geomecánico de una mina subterránea, desde la perspectiva de un estudio a nivel de ingeniería de factibilidad.

Se debe tener en cuenta que la importancia de la Geomecánica aplicada a las operaciones mineras, es la de salvaguardar la seguridad e integridad del personal y de su entorno a lo largo de la operación de la mina, al mantener las labores y los tajeos estables. Además de tener una operación rentable; asegurando la estabilidad de las cajas para obtener una baja dilución. Para el diseño se ha tomado en cuenta la calidad del macizo rocoso, la parte estructural de este y los esfuerzos en el mismo.

Para el presente estudio se realizaron Investigaciones geotécnicas y geomecánicas conformadas por logueos geotécnicos, ensayos de permeabilidad y taladros orientados para investigar las orientaciones de las estructuras presentes en el macizo rocoso. Se seleccionó además muestras representativas para realizar ensayos de mecánica de rocas, dichos ensayos fueron realizados en el Laboratorio de Mecánica de Rocas.

El sistema de clasificación para la calidad del macizo rocoso fue el RMR<sub>76</sub>, debido a que las gráficas de diseño empírico están basadas en datos realizados en este sistema, con esta información geotécnica y complementada con la información geológica, fue posible realizar un modelo geotécnico y posteriormente una zonificación geomecánica del Macizo Rcoso. Es importante recalcar que se usaron herramientas de diseño empíricas como herramientas de software (Dips, Unwedge, Phase2, pertenecientes a Rocscience).

Se ha desarrollado el diseño de los tajeos mediante métodos empíricos utilizando el Método gráfico de estabilidad, con estos se dimensionó los tajeos y las labores de desarrollo y preparación, además de diseñar el sostenimiento necesario para estas últimas, realizando verificaciones de los factores de resistencia de esfuerzos mediante el software Phase2, teniendo en cuenta la secuencia de minado.

El estudio realizado abarca una perspectiva general de un estudio geomecánico y las sugerencias de sostenimiento que se puedan emplear.

## AGRADECIMIENTOS

A nuestros padres que nos apoyaron a través de toda nuestra vida universitaria, y que con el ejemplo de la perseverancia nos ayudaron a alcanzar nuestros objetivos.

A nuestros profesores que con su sabiduría y experiencia nos pudieron enriquecer como profesionales para enfrentar los retos que demanda la industria del día de hoy, de forma muy especial al Dr. Antonio Samaniego que fue partícipe de nuestro crecimiento profesional y personal durante la realización del presente proyecto.





### **DEDICATORIA**

A nuestros padres, por darnos su apoyo y siempre alentarnos a cumplir a cabalidad nuestras metas profesionales.

## Índice

|   |    |
|---|----|
| <b>1. INTRODUCCIÓN</b> .....  | 1  |
| <b>1.1 Objetivos y Alcances</b> .....   | 1  |
| <b>1.2 Plan de trabajo</b> .....  | 2  |
| <b>1.3 Revisión de la Información existente</b> .....                                     | 3  |
| <b>2 INFORMACIÓN GENERAL DE LA MINA</b> .....   | 4  |
| <b>2.1 Ubicación y Accesibilidad</b> .....  | 4  |
| <b>3 GEOLOGIA DEL PROYECTO</b> .....  | 5  |
| <b>3.1 Antecedentes</b> .....   | 5  |
| <b>3.2 Geología Regional</b> .....  | 5  |
| <b>3.3 Geología Local</b> .....   | 6  |
| <b>3.3.1 Estratigrafía</b> .....  | 6  |
| <b>3.3.2 Estructuras Mineralizadas</b> .....  | 7  |
| <b>3.3.3 Sistemas de fallas regionales y locales</b> .....                                | 8  |
| <b>3.3.4 Discontinuidades</b> .....   | 9  |
| <b>3.4 Hidrogeología</b> .....  | 12 |
| <b>4 INVESTIGACIONES GEOTÉCNICAS COMPLEMENTARIAS</b> .....                                | 14 |
| <b>4.1 Relogeo de los testigos de perforación</b> .....                                   | 14 |
| <b>4.2 Criterio de Logueo Geotécnico</b> .....  | 15 |
| <b>4.3 Logueo Geotécnico de los Testigos de Taladros de Perforación Diamantina</b> ... 16 |    |
| <b>4.4 Logueo Geotécnico de Testigos de Taladros Orientados</b> .....                     | 17 |
| <b>4.5 Ensayos de Laboratorio</b> .....   | 19 |
| <b>4.5.1 Propiedades Físicas</b> .....  | 20 |
| <b>4.5.2 Ensayo de Resistencia a la Compresión Simple (Uniaxial)</b> .....                | 21 |
| <b>4.5.3 Ensayo de Carga Puntual (Point Load Test)</b> .....                              | 22 |
| <b>4.5.4 Resistencia a la Compresión Triaxial</b> .....                                   | 26 |
| <b>4.5.5 Propiedades Elásticas</b> .....  | 28 |
| <b>4.5.6 Resistencia a la Tracción (Método Brasileiro)</b> .....                          | 29 |
| <b>4.5.7 Ensayos de Absorción de Agua a Presión (tipo Lugeon)</b> .....                   | 32 |
| <b>4.5.9 Evaluación de resultados</b> .....   | 34 |
| <b>4.6 Mapeo por el Método de Celdas</b> .....  | 35 |
| <b>4.6.1 Mapeo Geomecánico Subterráneo y Superficial</b> .....                            | 37 |

|          |   |           |
|----------|---|-----------|
| <b>5</b> | <b>CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO</b>                | <b>39</b> |
| 5.1      | Macizo Rocoso   | 39        |
| 5.1.1    | Propiedades de la roca intacta                          | 40        |
| 5.1.2    | Resistencia a la Tracción (Método Brasileiro)           | 40        |
| 5.1.3    | Ensayos de carga puntual                                | 41        |
| 5.1.4    | Ensayos de Resistencia Mecánica                         | 42        |
| 5.1.5    | Índice RQD  | 44        |
| 5.1.6    | Parámetros de Resistencia de Roca Intacta               | 45        |
| 5.1.7    | Clasificación Geomecánica                               | 45        |
| 5.1.8    | Sistema de Clasificación RMR76                          | 46        |
| 5.1.9    | Sistema de Clasificación Q                              | 47        |
| 5.1.10   | Índice GSI (Geological Strength Index)                  | 48        |
| 5.2      | Modelo Geomecánico                                      | 48        |
| 5.2.1    | Composición de Sondajes                                 | 51        |
| 5.2.2    | Variografía   | 53        |
| 5.2.3    | Estimación de Modelo de Bloques RMR                     | 54        |
| 5.2.4    | Validación  | 56        |
| 5.2.5    | Zonificación geomecánica                                | 58        |
| 5.2.6    | Resistencia del Macizo Rocoso                           | 62        |
| <b>6</b> | <b>MÉTODO DE MINADO</b>                                 | <b>65</b> |
| 6.1      | Descripción del yacimiento                              | 65        |
| 6.2      | Método de Minado Preliminar                             | 68        |
| 6.3      | Selección del Método de Minado                          | 69        |
| 6.4      | Análisis de los resultados                              | 71        |
| <b>7</b> | <b>DISEÑO GEOTÉCNICO DE LA MINA Sublevel stoping</b>    | <b>72</b> |
| 7.1      | Diseño de Aberturas                                     | 72        |
| 7.2      | Método Sublevel Stoping                                 | 73        |
| 7.2.1    | Método gráfico de estabilidad (Método Sublevel Stoping) | 74        |
| 7.2.2    | Parámetros de diseño para la Veta Real                  | 77        |
| 7.2.3    | Análisis de la roca encajonante con RMR=45              | 77        |
| 7.2.4    | Análisis de la roca encajonante con RMR=55              | 79        |
| 7.2.5    | Análisis de la roca encajonante con RMR=65              | 81        |
| 7.2.6    | Corte y relleno ascendente                              | 82        |

|           |   |     |
|-----------|---|-----|
| <b>8</b>  | <b>DISEÑO GEOTÉCNICO DE LA MINA corte y relleno ascendente</b> .....                    | 83  |
| 8.1       | Análisis de los parámetros geométricos de la veta .....                                 | 83  |
| 8.2       | Evaluación de las Aberturas .....   | 83  |
| 8.3       | Tiempo de autosostenimiento.....  | 84  |
| 8.4       | Consideraciones Geotécnicas para el Método Corte y Relleno Ascendente .....             | 85  |
| 8.5       | Diseño de los Pilares Postes y los Pilares Puentes. ....                                | 87  |
| 8.5.1     | Resistencia del Pilar .....   | 89  |
| 8.5.2     | Diseño del Pilar Poste .....  | 89  |
| 8.5.3     | Diseño del Pilar Puente .....   | 90  |
| 8.6       | Diseño del Pilar corona.....  | 93  |
| 8.6.1     | Monitoreo de la estabilidad del Pilar Corona .....                                      | 96  |
| 8.6.2     | Recuperación del Pilar Corona .....   | 98  |
| 8.7       | Verificación de pilares .....   | 98  |
| 8.8       | Sostenimiento para Labores de Desarrollo.....   | 101 |
| 8.8.1     | Método Empírico (Barton, 1993) .....  | 102 |
| 8.8.2     | Análisis de la Estabilidad estructuralmente controlada .....                            | 103 |
| 8.8.3     | Sostenimiento para Tajeos de Explotación .....  | 106 |
| 8.8.4     | Sostenimiento par alas labores de desarrollo .....                                      | 108 |
| 8.9       | Análisis Esfuerzo - deformación aplicando el sostenimiento recomendado ....             | 111 |
| 8.10      | Sistemas de sostenimiento definitivos.....  | 113 |
| 8.11      | Consideraciones que se deben tener en cuenta para la aplicación del sostenimiento ..... | 115 |
| 8.11.1    | Desatado de Rocas y Preparación del Terreno.....  | 115 |
| 8.11.2    | Reforzamiento en el Shotcrete .....   | 116 |
| 8.11.3    | Aplicación del Shotcrete .....  | 116 |
| 8.11.4    | Instalación de Cimbras metálicas .....  | 116 |
| <b>9</b>  | <b>ANÁLISIS NUMÉRICO</b> .....  | 118 |
| 9.1       | Análisis Esfuerzo – Deformación.....  | 118 |
| <b>10</b> | <b>Conclusiones</b> .....   | 121 |
| <b>11</b> | <b>Referencias Bibliográficas</b> .....   | 131 |



## Índice de Figuras

|  |    |
|--|----|
| Figura 1. Ubicación del Proyecto .....   | 4  |
| Figura 2. Geología Estructural del la zona del Proyecto .....                          | 7  |
| Figura 3. Estadística de los anchos de minado de la Veta Real .....                    | 8  |
| Figura 4. Análisis Estereográfico Global en Caja Este .....                            | 10 |
| Figura 5. Análisis Estereográfico Global en Veta .....                                 | 11 |
| Figura 6. Análisis Estereográfico Global en Caja Oeste .....                           | 11 |
| Figura 7. Taladros Relogeados distribuidos a lo largo de la Veta Real.....             | 15 |
| Figura 8. Estaciones Geomecánicas Subterráneas – Rampa de Exploración .....            | 37 |
| Figura 9. Análisis Estereográfico de la Rampa de Exploración .....                     | 38 |
| Figura 10. Histograma de Resistencia a la Compresión Simple en la Caja Este.....       | 43 |
| Figura 11. Histograma de Resistencia a la Compresión Simple en la Veta .....           | 43 |
| Figura 12. Histograma de Resistencia a la Compresión Simple en la Caja Oeste .....     | 44 |
| Figura 13. Histograma RQD (Global) .....   | 45 |
| Figura 14. Parámetros de Clasificación GSI .....                                       | 48 |
| Figura 15. Histograma de los taladros antes de la compositación.....                   | 50 |
| Figura 16. Taladros logueados con RMR76.....   | 50 |
| Figura 17. Histograma de las longitudes de muestreo.....                               | 51 |
| Figura 18. Histograma de los taladros geomecánicos luego de la compositación .....     | 52 |
| Figura 19. Taladros compositados a 1.33m.....  | 53 |
| Figura 20. Variogramas representativos en todas las direcciones .....                  | 53 |
| Figura 21. Contorno variográfico .....   | 54 |
| Figura 22. Variogramas unitarios .....   | 54 |
| Figura 23. Sección 100 – Estimación de Modelo de Bloques de RMR .....                  | 55 |
| Figura 24. Sección transversal típica de validación visual.....                        | 56 |
| Figura 25. Swath Plot en la dirección Este .....                                       | 57 |
| Figura 26. Swath Plot en la dirección Norte.....                                       | 57 |
| Figura 27. Swath Plot en la dirección de Elevación .....                               | 58 |
| Figura 28. Porcentaje de Caracterización (% RMR) Infraestructura.....                  | 58 |
| Figura 29. Vista Longitudinal de Modelo de Bloques RMR en Caja Oeste e.....            | 59 |
| Figura 30. Porcentaje de Caracterización (% RMR) Caja Oeste.....                       | 59 |
| Figura 31. Vista Longitudinal de Modelo de Bloques RMR en Caja Este e Histograma ..... | 60 |
| Figura 32. Porcentaje de Caracterización (% RMR) Caja Este .....                       | 60 |
| Figura 33. Vista Longitudinal de Modelo de Bloques RMR en Veta e Histograma.....       | 61 |
| Figura 34. Porcentaje de Caracterización (% RMR) Veta.....                             | 61 |
| Figura 35. Vista en Planta de la Ubicación de la Veta Real .....                       | 65 |
| Figura 36. Vista Isométrica en Perfil – Veta Real .....                                | 66 |
| Figura 37. Histograma de la Potencia de la Veta Real .....                             | 67 |
| Figura 38. Frecuencia Acumulada – Potencia de la Veta.....                             | 67 |
| Figura 39. Modelo Geométrico de la Potencia de la Veta Real .....                      | 68 |
| Figura 40. Metodología de Diseño de excavaciones mineras .....                         | 72 |
| Figura 41. Secuencia del método de minado transversal.....                             | 73 |



|  |     |
|--|-----|
| Figura 42. Estimación empírica del desprendimiento de las paredes (ELOS) .....   | 74  |
| Figura 43. Factor de esfuerzo en la roca, A .....  | 75  |
| Figura 44. Factor de orientación de juntas, B .....  | 76  |
| Figura 45. Factor de ajuste gravitatorio, C .....  | 76  |
| Figura 46. Variabilidad del valor de RMR de la Roca Encajonante .....  | 77  |
| Figura 47. Estimación empírica del desprendimiento de las paredes (RMR=45) .....   | 78  |
| Figura 48. Características geométricas del minado longitudinal.....  | 79  |
| Figura 49. Estimación empírica del desprendimiento de las paredes (RMR = 50) .....   | 80  |
| Figura 50. Estimación empírica del desprendimiento de las paredes (RMR=65) .....   | 81  |
| Figura 51. Variabilidad de ancho de veta a nivel de recursos – Veta Real .....   | 83  |
| Figura 52. Evaluación de abertura máxima para la Veta Real .....   | 84  |
| Figura 53. Tiempo de autosostenimiento .....   | 85  |
| Figura 54. Vista Longitudinal de Tajeos agrupados.....   | 86  |
| Figura 55. Gráfico de Estabilidad de Pilares .....   | 88  |
| Figura 56. Posibles condiciones de los Pilares según su estabilidad.....   | 88  |
| Figura 57. Ancho mínimo del Pilar Poste – Veta Real.....   | 90  |
| Figura 58. Determinación de esfuerzos inducidos para un ancho de minado de 20m .....   | 91  |
| Figura 59. Factores de seguridad obtenidos para diferentes anchos de pilar (Wp).....   | 92  |
| Figura 60. Terminología empleada para describir un Pilar Corona.....   | 94  |
| Figura 61. Gráfico de Estabilidad de Pilares Corona .....  | 96  |
| Figura 62. Instrumentación geotécnica mínima para monitorear el Pilar Corona.....  | 97  |
| Figura 63. Secuencia inicial dos frentes rellenos .....  | 99  |
| Figura 64. Voladura en realce, tenemos aberturas de 8m.....  | 99  |
| Figura 65. Relleno del tajeo.....  | 99  |
| Figura 66. Voladura en realce, Segundo tajeo .....   | 100 |
| Figura 67. Rellenar ambos tajeos .....   | 100 |
| Figura 68. Factores de Seguridad para los pilares costilla .....   | 100 |
| Figura 69. Factores de Seguridad para los pilares puente .....   | 101 |
| Figura 70. Vista en planta de la ubicación de las rampas (Caja II) .....   | 102 |
| Figura 71. Vista de SE a NO de la Veta Real y las labores de desarrollo (Rampas) .....   | 102 |
| Figura 72. Variabilidad del RMR en las Labores de desarrollo .....   | 103 |
| Figura 73. Sostenimiento estimado en base al índice Q (Labores de desarrollo).....   | 103 |
| Figura 74. Estereograma de los principales sistemas de discontinuidades.....   | 104 |
| Figura 75. Formación de cuñas en el techo de la labor (FS=0.2), caída de cuña por gravedad.<br>Caso crítico. Labor paralela a la Veta..... | 105 |
| Figura 76. Cuñas sostenidas con perno helicoidal de 2.1m. El factor de seguridad se<br>incrementa a 1.8 (FS=1.8) .....                     | 105 |
| Figura 77. Sostenimiento estimado en base al índice Q (Tajeos de Explotación).....   | 107 |
| Figura 78. Excavación temporal de 5m. Formación de cuñas en los hastiales (FS=2.1) .....   | 108 |
| Figura 79. Excavación temporal de 9.5m. Formación de cuñas en los hastiales (FS=2.8) ...   | 108 |
| Figura 80. Categorías de sostenimiento estimadas en base al índice Q (Según Grimstad y<br>Barton, 1993).....                               | 109 |
| Figura 81. Factor de resistencia en excavaciones subterráneas de 5x4.5m en roca tipo .....   | 112 |
| Figura 82. Factor de resistencia en excavaciones subterráneas de 5x4.5m en roca tipo .....   | 112 |

## Índice de Tablas

|   |    |
|---|----|
| Tabla 1. Descripción estratigráfica.....  | 6  |
| Tabla 2. Estructuras Mayores .....  | 8  |
| Tabla 3. Resumen de Familias de Discontinuidades en los Taladros Diamantinos con testigos orientados..... | 9  |
| Tabla 4. Resumen de Familias de discontinuidades Global .....   | 12 |
| Tabla 5. Resumen de Unidades Hidrogeológicas .....  | 12 |
| Tabla 6. Valores previos de conductividad hidráulica estimados para las formaciones existentes .....      | 13 |
| Tabla 7. Relogeo de los taladros de exploración geológica .....   | 16 |
| Tabla 8. Taladros Diamantinos clasificados en RMR76 .....   | 16 |
| Tabla 9. Resumen de los Taladros Diamantinos con testigos orientados.....                                 | 18 |
| Tabla 10. Resumen de las especificaciones técnicas del Equipo REFLEX EZ-TRAC .....                        | 18 |
| Tabla 11. Programa de ensayos de laboratorio de mecánica de rocas.....                                    | 19 |
| Tabla 12. Resultados de Propiedades Físicas de Muestras Tomadas de los Testigos.....                      | 20 |
| Tabla 13. Resumen de Resultados de Ensayos de Compresión Simple .....                                     | 21 |
| Tabla 14. Resultados de Ensayos de carga puntual realizados .....   | 22 |
| Tabla 15. Resumen de Resultados de los Ensayos de Compresión Triaxial .....                               | 27 |
| Tabla 16. Resumen de Resultados Ensayos de Determinación de Propiedades Elásticas .....                   | 29 |
| Tabla 17. Resumen de Resultados Ensayos de Tracción Indirecta .....                                       | 30 |
| Tabla 18. Resultados de ensayos de permeabilidad en la zona de la Veta Real.....                          | 32 |
| Tabla 19. Resumen de los valores de RMR en Caja I, veta y Caja II .....                                   | 35 |
| Tabla 20. Registro de la Estación Geomecánica Subterránea EG'-04 .....                                    | 36 |
| Tabla 21. Listado de las estaciones geomecánicas .....  | 36 |
| Tabla 22. Índices del Macizo Rocoso en la Rampa de Exploración .....                                      | 37 |
| Tabla 23. Índices del Macizo Rocoso en los afloramientos de la Veta Real.....                             | 38 |
| Tabla 24. Resultados de los ensayos de propiedades físicas de roca intacta.....                           | 40 |
| Tabla 25. Resumen de Resultados Ensayos de Tracción Indirecta .....                                       | 40 |
| Tabla 26. Resumen de los Valores $I_s(50)$ de los Ensayos de Carga Puntual según su Litología .....       | 41 |
| Tabla 27. Resumen de los Valores $I_s(50)$ de los Ensayos de Carga Puntual según su.....                  | 41 |
| Tabla 28. Resumen de Factor K estimado para litologías .....  | 42 |
| Tabla 29. Resistencia de la roca intacta.....   | 42 |
| Tabla 30. Estadística de RQD (Global) .....   | 45 |
| Tabla 31. Parámetros de Roca Intacta .....  | 45 |
| Tabla 32. Parámetros de Clasificación del Sistema RMR76.....  | 46 |
| Tabla 33. Clases de Macizo Rocoso y sus Índices RMR .....   | 46 |
| Tabla 34. Estadística de las longitudes de muestreo .....   | 52 |
| Tabla 35. Modelo de variograma.....   | 54 |
| Tabla 36. Información del elipsoide de búsqueda .....   | 55 |
| Tabla 37. Resultados de los Índices y Calidad del Macizo Rocoso .....                                     | 62 |

|  |     |
|--|-----|
| Tabla 38. Parámetros de Resistencia del Macizo Rocoso .....  | 63  |
| Tabla 39. Parámetros de Resistencia del macizo rocoso .....  | 64  |
| Tabla 40. Simulaciones para seleccionar el Método de Minado para un Yacimiento Tabular                                   | 70  |
| Tabla 41. Simulaciones para seleccionar el Método de Minado para un yacimiento irregular                                 | 71  |
| Tabla 42. Parámetros de diseño para la Veta Real .....   | 77  |
| Tabla 43. Resumen del dimensionamiento de tajeos - Veta Real.....  | 82  |
| Tabla 44. Clasificación del Macizo rocoso por Tajeos agrupados (RMR, Q) y abertura<br>máxima estable .....               | 86  |
| Tabla 45. Simulación para un ancho de minado promedio de 20m .....   | 92  |
| Tabla 46. Arreglo general de aberturas y Pilares Postes .....  | 93  |
| Tabla 47. Parámetros para el cálculo del Ancho Escalado (Cs).....  | 95  |
| Tabla 48. Sostenimiento recomendado para las Labores de Desarrollo.....  | 105 |
| Tabla 49. Sostenimiento detallado según los Tajeos agrupados .....   | 108 |
| Tabla 50. Características del soporte y refuerzo recomendado por el sistema Q para las<br>labores temporales .....       | 110 |
| Tabla 51. Características del soporte y refuerzo recomendado por el sistema Q para las<br>labores permanentes.....       | 111 |
| Tabla 52. Características del soporte y refuerzo recomendado para las labores temporales con<br>aberturas de 4 a 5m..... | 113 |
| Tabla 53. Características del soporte y refuerzo recomendado para labores permanentes. Para<br>aberturas de 4 a 5m.....  | 114 |
| Tabla 54. Factores de resistencia para las labores permanentes y las labores temporales con<br>aberturas de 4 a 5m.....  | 115 |
| Tabla 55. Análisis esfuerzo-deformación (Estado elástico) .....  | 119 |
| Tabla 56. Análisis de esfuerzo-deformación (Estado Plástico).....  | 120 |

## **ANEXOS**

ANEXO A. REGISTROS DE LOGUEOS COMPLEMENTARIOS

ANEXO B. REGISTROS DE LOGUEOS ORIENTADOS

ANEXO C. REGISTROS DE ENSAYOS DE PERMEABILIDAD

ANEXO D. RESULTADOS DE ENSAYOS DE LABORATORIO DE ROCAS

ANEXO E. ANÁLISIS ESTEREOGRÁFICO DE TALADROS ORIENTADOS

ANEXO F. ANÁLISIS ESTRUCTURALMENTE CONTROLADO POR CUÑAS  
(LABORES PARALELAS A LA VETA).

ANEXO G. ANÁLISIS ESTRUCTURALMENTE CONTROLADO POR CUÑAS  
(LABORES PERPENDICULARES A LA VETA)

ANEXO H. ANÁLISIS DE ABERTURAS

ANEXO I. ANÁLISIS DE PILARES

ANEXO J. ANÁLISIS NUMÉRICO

ANEXO K. MANUAL EMPÍRICO PARA EL DISEÑO GEOMECÁNICO

### **PLANOS**

PLANO 01 VISTA DE PLANTA: SECCIONES GEOMECÁNICAS

PLANO 02 SECCIÓN GEOMECÁNICA LONGITUDINAL – VETA

PLANO 03 SECCIÓN GEOMECÁNICA LONGITUDINAL – CAJA ESTE

PLANO 04 SECCIÓN GEOMECÁNICA LONGITUDINAL – CAJA OESTE

PLANO 05 SECCIÓN GEOMECÁNICA TRANSVERSAL 20 – 20’

PLANO 06 SECCIÓN GEOMECÁNICA TRANSVERSAL 25 – 25’

PLANO 07 SECCIÓN GEOMECÁNICA TRANSVERSAL 30- 30’

PLANO 08 SECCIÓN GEOMECÁNICA TRANSVERSAL 35 – 35’

PLANO 09 SECCIÓN GEOMECÁNICA TRANSVERSAL 40 – 40’

PLANO 10 SECCIÓN GEOMECÁNICA TRANSVERSAL 45-45’

PLANO 11 SECCIÓN GEOMECÁNICA TRANSVERSAL 50-50’

PLANO 12 SECCIÓN GEOMECÁNICA TRANSVERSAL 55-55’





## 1. INTRODUCCIÓN

---

La evaluación geomecánica en minería es uno de los aspectos más relevantes para la explotación de un yacimiento minero, este tiene como principal objetivo la estabilidad global de la mina de tal forma que sea productiva y segura.

Dicha evaluación se fundamenta en la caracterización geomecánica del macizo rocoso del yacimiento y las condiciones circundantes a este, a partir de las clasificaciones geomecánicas obtenidas de la información geotécnica levantada en campo y pruebas de laboratorio de la roca intacta.

El diseño de excavaciones en roca se vuelve complejo puesto que es muy difícil aplicar modelos de mecanismos físicos para el diseño, por esta razón los ingenieros han recurrido a relacionar empíricamente la calidad del macizo rocoso (por ejemplo el Q de Barton y el RMR de Bieniawski) con la estabilidad de las excavaciones. Estas relaciones no son deducidas por principios físicos sino más bien de observaciones in situ.

La finalidad de esta tesis fue dimensionar las aberturas del método de minado. Para los métodos de corte y relleno ascendente y el método de sub-level stoping de acuerdo a las características del cuerpo mineralizado y la información de estudios económicos.

### 1.1 Objetivos y Alcances

El objetivo de la presente tesis es realizar un estudio geomecánico del método de minado de un proyecto en base a la información obtenida de las perforaciones diamantinas y/o estudios realizados anteriormente, para la caracterización geomecánica del Macizo Rocosos que permita plantear alternativas de métodos de minado y recomendar preliminarmente el soporte y refuerzo para las labores permanentes y temporales.

Los objetivos específicos son los siguientes:

- Revisión general de los parámetros geotécnicos asignados en los Logueos, los cuales fueron comparados y verificados con lo observado en las fotografías de las cajas de testigos.



- Revisión de toda la información geológica-geotécnica disponible: estudios y planos geológicos, planos geotécnicos, planos topográficos, etc.
- Evaluación de las características geomecánicas actuales de la rampa de exploración establecidas a través de la Caracterización Geomecánica (Estaciones geomecánicas).
- Caracterización y clasificación del macizo rocoso sobre la base de la información litológica obtenida en las perforaciones diamantinas y/o estudios realizados previamente y la información complementaria obtenida en campo.
- Zonificación Geomecánica del macizo rocoso y determinación de los parámetros geotécnicos para el análisis correspondiente.
- Verificar la distribución de esfuerzos en las excavaciones subterráneas mediante métodos numéricos según la secuencia de minado.
- Alternativas del método de minado y Dimensionamiento de Tajeos (stopes).
- Diseñar el Sostenimiento y Refuerzo de labores y pilares.

## 1.2 Plan de trabajo

Se empezará revisando la información existente, posteriormente se realizará el trabajo de campo con la finalidad de validar la información geotécnica anterior. El trabajo de campo consiste en el relagueo de taladros de exploración y logeo de taladros orientados programados.

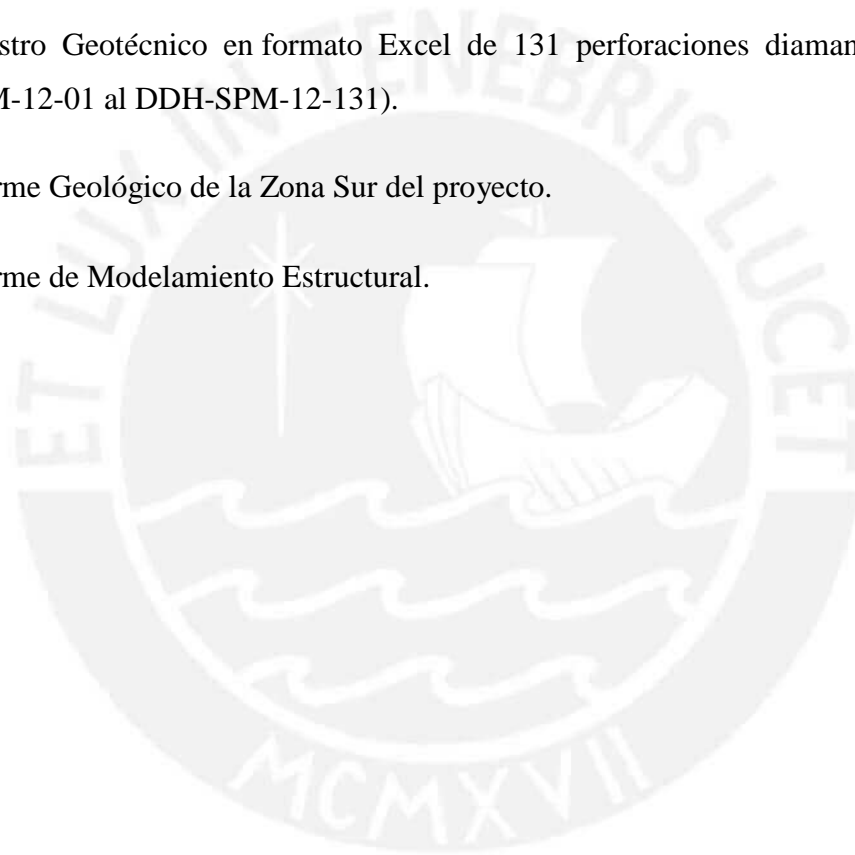
Ya validada la información existente y complementada con la información obtenida con los trabajos programados, se procede a caracterizar y clasificar el macizo rocoso para así obtener un modelo geomecánico y finalmente poder zonificar el Macizo Rocosó en función de la calidad de la roca en 3D.

Los tajeos se analizarán mediante el método gráfico de estabilidad basado en las características geomecánicas del Macizo Rocosó y la geometría de los tajeos. Asimismo, se realizarán análisis de esfuerzos por métodos numéricos según la secuencia de minado con los parámetros resultantes de los ensayos de laboratorio de mecánica de rocas y las características geomecánicas del Macizo Rocosó.

### 1.3 Revisión de la Información existente

Para cumplir con este objetivo se elaboró una metodología de trabajo que se dividió y aplicó de acuerdo a la información y que consistió de los siguientes documentos:

- Fotografías de cajas de testigos de 131 perforaciones diamantinas (DDH-SPM-12-01 al DDH-SPM-12-131).
- Archivos Datamine conteniendo el modelo geológico actual, proporcionado hasta la fecha de presentación del presente informe.
- Registro Geotécnico en formato Excel de 131 perforaciones diamantinas (DDH-SPM-12-01 al DDH-SPM-12-131).
- Informe Geológico de la Zona Sur del proyecto.
- Informe de Modelamiento Estructural.



## 2 INFORMACIÓN GENERAL DE LA MINA

### 2.1 Ubicación y Accesibilidad

El proyecto se ubica en el distrito de Marcapomacocha, provincia de Yauli y región Junín; a una altura aproximada de 4600 m.s.n.m. Se encuentra en el paraje de Huancash y el cerro Puca Rumi aproximadamente a 6 km del caserío de Sangrar y 23 km del pueblo de Marcapomacocha. Se puede llegar al sitio del Proyecto partiendo de Lima por la carretera central hasta el kilómetro 120 a la altura del puente Chinchán, luego se toma la carretera Casapalca-Marcapomacocha hasta llegar a la altura del km 20 para finalmente tomar un desvío hacia el Oeste recorriendo 8 km y así llegar a la zona de Puca Rumi.

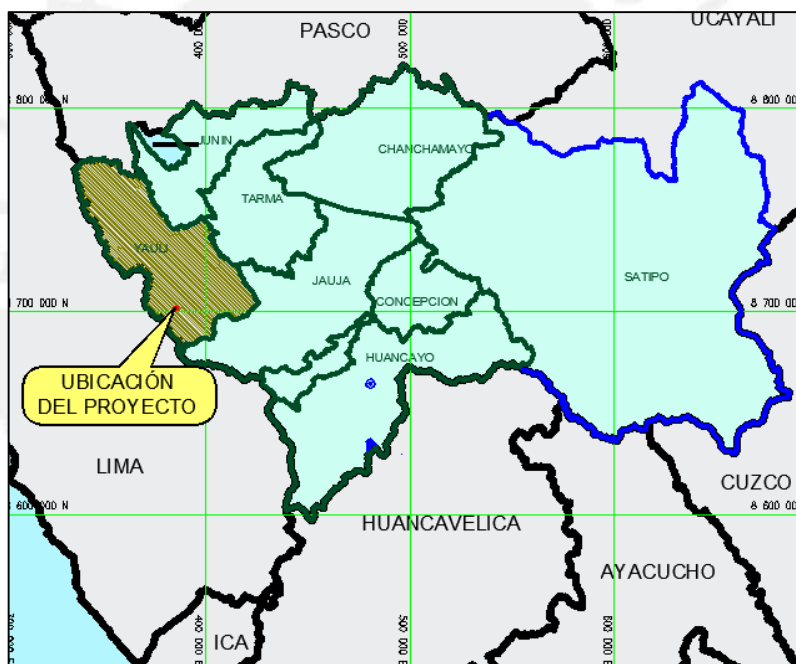


Figura 1. Ubicación del Proyecto

### 3 GEOLOGIA DEL PROYECTO

---

#### 3.1 Antecedentes

El proyecto es un yacimiento de Cobre (Cu) y Oro (Au). Los metales valiosos están asociados a minerales de ganga como calcosilicatos (principalmente piroxenos, actinolita, granates, wollastonita), epídota, clorita y carbonatos. Estos minerales ocurren siguiendo las direcciones de estratificación y/o foliación a lo largo de fallas de rumbo NO–SE y aquellas de rumbo NE-SO.

#### 3.2 Geología Regional

El área del proyecto, ubicada en la Cordillera Occidental, está constituida por rocas sedimentarias del Mesozoico y rocas volcánicas del Paleógeno-Neógeno, separadas por un contacto discordante entre estas dos unidades.

La Unidad del Mesozoico comprende las formaciones Jumasha y Celendín:

- La Formación Jumasha está conformada de calizas micríticas, de color gris, gris oscuro a pardo;
- La Formación Celendín consiste de calizas grises micríticas, nodular y tabulares, intercaladas con lutitas y margas grises a pardo amarillento, fosilíferas.

La Unidad del Paleógeno-Neógeno (también conocido como Terciario) está constituida por rocas volcánicas de la Formación Carlos Francisco, que consiste en una intercalación de lavas grises andesíticas, porfídicas y afaníticas con aglomerados y brechas volcánicas en la base.

Entre la Formación Celendín y las rocas volcánicas de la Formación Carlos Francisco existe una secuencia de capas rojas denominada Formación Casapalca, la cual consiste de lodolitas, limolitas, areniscas rojizas con niveles de conglomerado y algunas calizas.

Regionalmente destacan las siguientes estructuras:

- Los pliegues NO-SE en la secuencia Mesozoica.
- Una falla de dirección NNO que pasa cerca al Monumento “OBELISCO” de Sangrar que pone en contacto las unidades calcáreas del Cretáceo con las rocas volcánicas del Paleógeno-Neógeno evidenciada por la presencia de depósitos clásticos gruesos.

### 3.3 Geología Local

#### 3.3.1 Estratigrafía

Este estudio a detalle se realiza sobre la unidad en que se encuentra la mineralización, la cual es la Formación Jumasha del Cretáceo Superior.

#### Sector Sur del Proyecto:

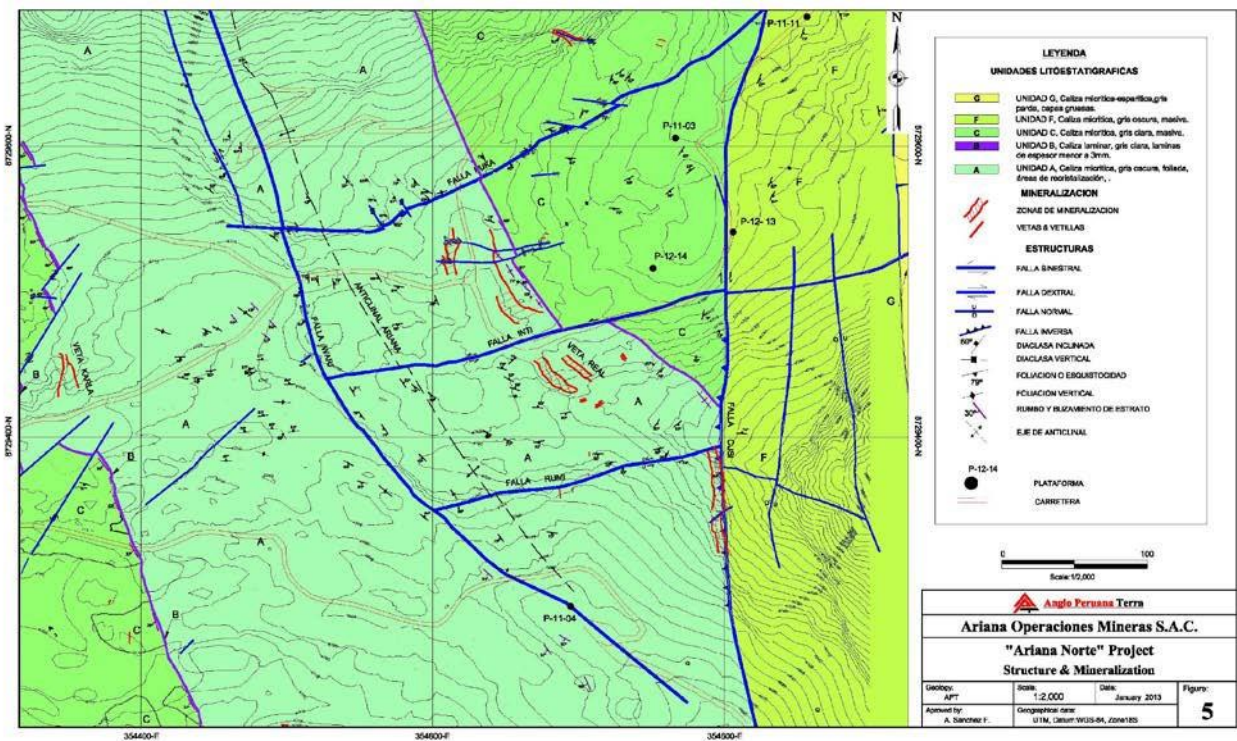
Los cuerpos mineralizados, relacionados con la Veta Real y hacia el Oeste la Veta Karla, se encuentran entre las plataformas de perforación P-11-11 & P-11-04. Las unidades reconocidas se nombran como unidades, A, B, C, F y G y son descritas de la siguiente manera:

**Tabla 1. Descripción estratigráfica**

|                 |                         |   |
|-----------------|-------------------------|---|
| <b>Unidad A</b> | <i>Caliza micritica</i> | Gris clara, se encuentra al este del anticlinal. La unidad inferior que ocupa el núcleo del mismo constituye la roca caja de la Veta Real   |
| <b>Unidad B</b> | <i>Caliza laminada</i>  | Es un nivel estratigráfico guía, el cual consiste de calizas finas de color gris que presentan como estructura sedimentaria destacable una laminación persistente con una orientación N148°/87°NE y sobreyace a la Unidad A.  |
| <b>Unidad C</b> | <i>Caliza micritica</i> | Gris clara, masiva, que sobreyace al nivel de la caliza laminada.   |
| <b>Unidad F</b> | <i>Caliza micritica</i> | Gris oscura, masiva, con presencia de estructuras tipo fracturas tensionales por cizalla. Se trata de calizas en estratos medios ubicados al Este de la Falla Cusi que, a diferencia de las rocas que se encuentran al Oeste de esta falla, no tiene recristalización evidente, pero sí muestran estructuras y microestructuras de deformación tectónica. |



|                 |                         |  |
|-----------------|-------------------------|--|
| <b>Unidad G</b> | <i>Caliza micritica</i> | Gris parda, forma capas gruesas a medias, de bordes irregulares que gradualmente y hacia afuera varían a una caliza espática, nodular y fosilífera. Sobreyace a la Unidad F, su inclinación es fuerte a subvertical, eventualmente invertida con inclinaciones al Oeste. |
|-----------------|-------------------------|--|



**Figura 2. Geología Estructural del la zona del Proyecto**

### 3.3.2 Estructuras Mineralizadas

En este estudio se considera que la estructura mineralizada está formada esencialmente por la Veta Real y otras menores adyacentes. Estas estructuras fueron cartografiadas para definir sus límites y la mineralogía existente en cada una de ellas.

#### **Veta Real:**

De acuerdo a lo observado en campo se tiene que:

- La Veta Real sigue una dirección similar al de la caliza laminada es decir NO- SE, con una inclinación hacia el NE cuyo ángulo varía desde los 68° a 88° en dirección SE.
- Hacia el extremo Sur-Este se presenta un cambio de dirección casi N-S de la veta.



El cambio en dirección provocado por la Falla Cusi, evidenciado con la estratigrafía, da lugar a un cambio brusco en la dirección en la parte SE de la veta.

La veta Real presenta buzamientos sub-verticales en su gran mayoría a lo largo de su extensión. En cuanto a los anchos de minado estos varían hasta los 55m, se procedió a medir los anchos de minado en secciones transversales para generar una estadística de los anchos de minado, observándose que un 41% de los anchos de minado son menores a 20 metros y 67% son menores a 30 metros, tal como se muestra en el histograma de la Figura 3.

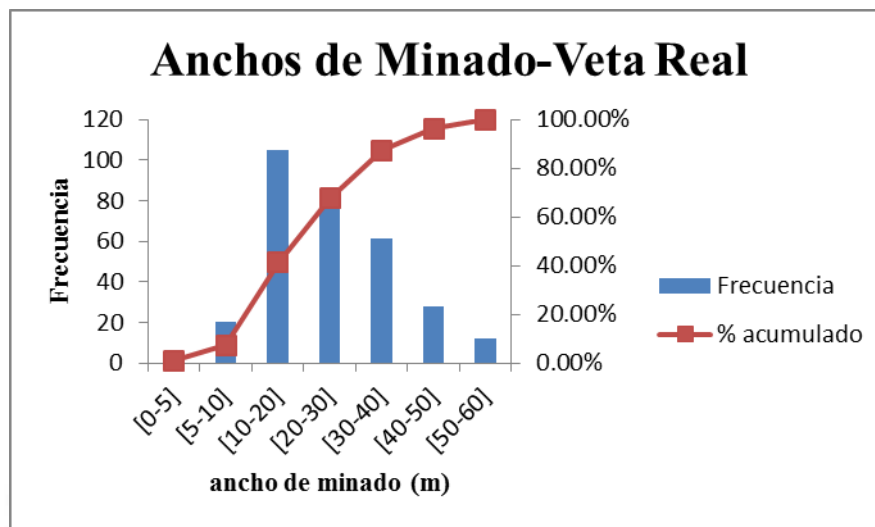


Figura 3. Estadística de los anchos de minado de la Veta Real

### 3.3.3 Sistemas de fallas regionales y locales

Los sistemas de fallas y estructuras mayores son los que se detallan en la Tabla 2 a continuación.

Tabla 2. Estructuras Mayores

| Tipo de Estructura | Denominación | Descripción   | Dirección  | Buzamiento                |
|--------------------|--------------|---|------------|---------------------------|
| Anticlinal         | Ariana       | Anticlinal asimétrico con dirección de empuje al NE                 | N 135°-155 | 70°-80° SO<br>Plano axial |
| Falla              | Puka         | Falla discontinua desplazada por fallas menores de dirección NO-SE. | N75°       | 68°-75°SE                 |

|       |      |   |       |            |
|-------|------|---|-------|------------|
| Falla | Inti | Falla identificada a partir de una no continuidad del nivel laminar guía. | N260° | 85°-90°NO  |
| Falla | Rumi | Falla reconocida a partir de su zona de cizalla mayor                     | N78°  | 82°-88° SE |
| Falla | Cusi | Falla de tipo inversa en donde se emplaza la mineralización               | N350° | 68°-80°NE  |
| Falla | Wari | Falla cambia de dirección de buzamiento en la parte sur se inclina al NE  | N340° | 80°SO-NE   |

### 3.3.4 Discontinuidades

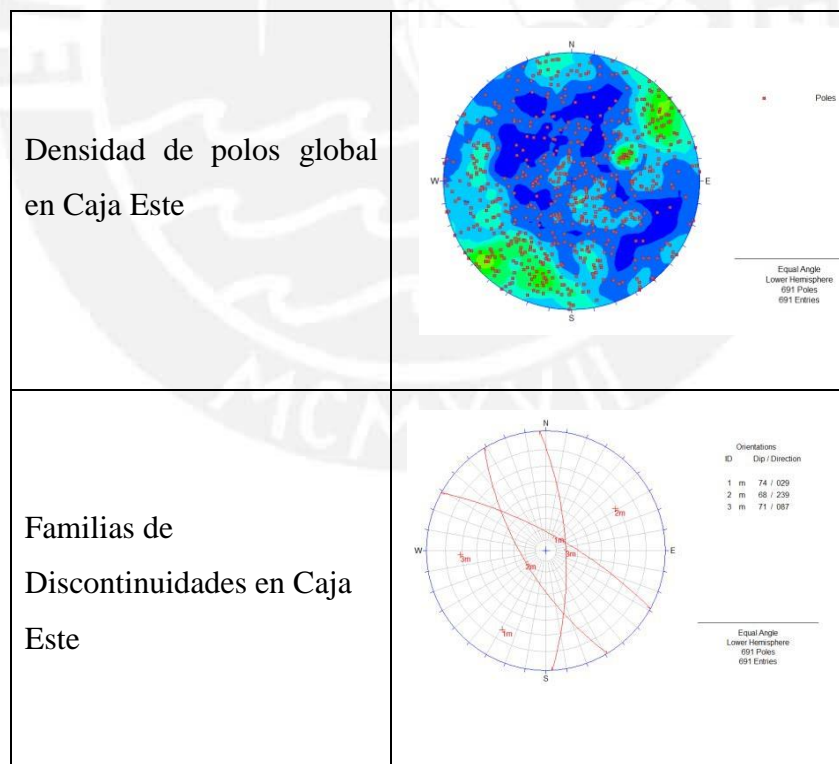
A partir de la información estructural de los taladros orientados, se procedió a realizar un análisis estereográfico de la orientación de las discontinuidades en la cajas y en la veta, los datos obtenidos de la orientación de discontinuidades en los testigos orientados (alfa y beta) fue utilizada para el análisis estereográfico las cuales han permitido definir las principales familias de discontinuidades en la roca encajonante y en la veta. Se confirmó la tendencia general de buzamientos altos en las familias de discontinuidades tanto en la veta como en la roca encajonante. Se muestra un resumen en las familias de discontinuidades encontradas en cada taladro en la tabla a continuación.

**Tabla 3. Resumen de Familias de Discontinuidades en los Taladros Diamantinos con testigos orientados**

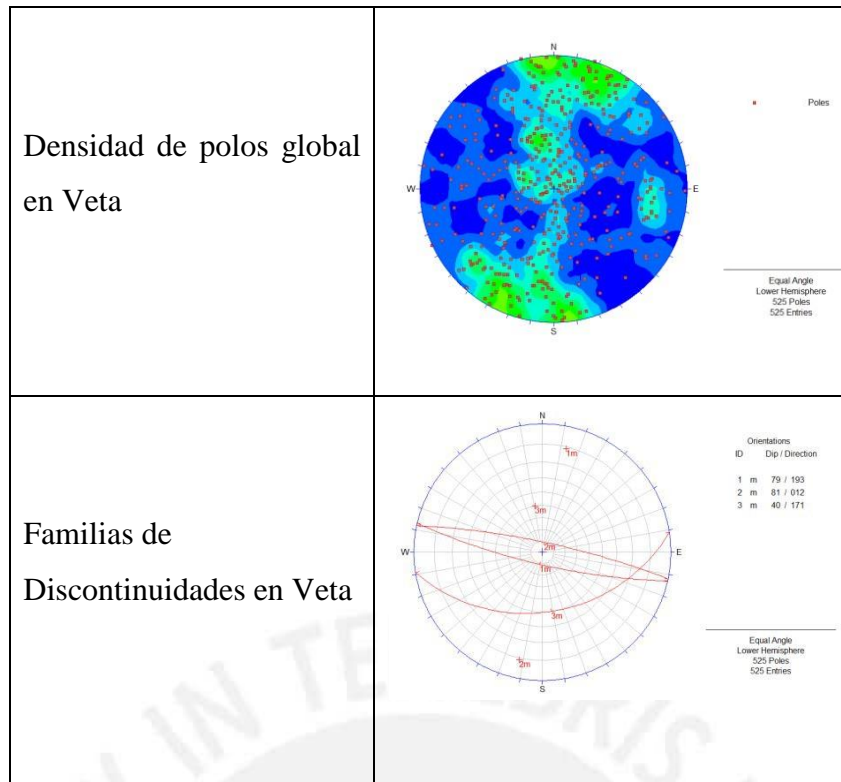
| Zona      | Taladro | Familia | Buzamiento (°) | Dirección Buzamiento (°) |
|-----------|---------|---------|----------------|--------------------------|
| Caja Este | ALS-01  | 1       | 84             | 174                      |
|           |         | 2       | 68             | 43                       |
|           |         | 3       | 77             | 9                        |
|           | ALS-02  | 1       | 63             | 352                      |
|           |         | 2       | 80             | 36                       |
|           |         | 3       | 60             | 79                       |
|           | ALS-03  | 1       | 49             | 246                      |
|           |         | 2       | 72             | 99                       |
|           |         | 3       | 73             | 32                       |

|            |        |    |     |     |
|------------|--------|----|-----|-----|
|            | ALS-04 | 1  | 51  | 6   |
|            |        | 2  | 33  | 181 |
|            |        | 3  | 75  | 60  |
| Veta       | ALS-01 | 1  | 71  | 276 |
|            |        | 2  | 87  | 176 |
|            |        | 3  | 89  | 208 |
|            | ALS-02 | 1  | 79  | 195 |
|            |        | 2  | 82  | 26  |
|            |        | 3  | 51  | 8   |
| ALS-04     | 1      | 70 | 251 |     |
|            | 2      | 81 | 35  |     |
| Caja Oeste | ALS-01 | 1  | 83  | 355 |
|            |        | 2  | 76  | 187 |
|            | ALS-02 | 1  | 79  | 10  |
|            |        | 2  | 78  | 200 |
|            | ALS-04 | 1  | 80  | 11  |
|            |        | 2  | 78  | 187 |

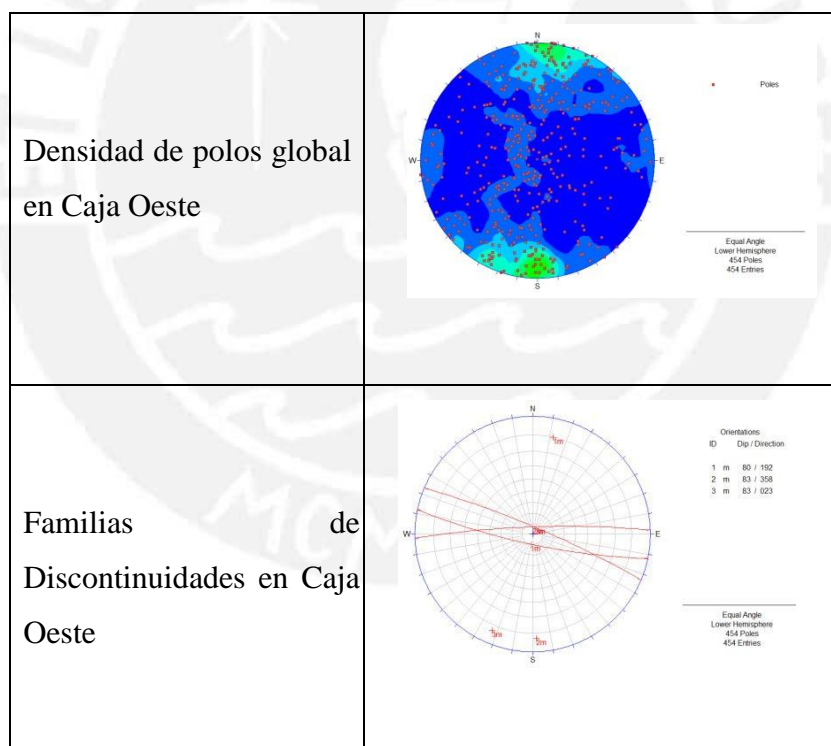
Además se analizó de forma global todos los taladros agrupando las discontinuidades presentes en la roca encajonante y en la veta. (Figura 4,5 y 6) y se muestra un resumen en la Tabla 4.



**Figura 4. Análisis Estereográfico Global en Caja Este**



**Figura 5. Análisis Estereográfico Global en Veta**



**Figura 6. Análisis Estereográfico Global en Caja Oeste**

Para dicho análisis se empleó el software Dips 5.1 de Rocscience. Los datos de campo (alfa y beta) se presentan en el Anexo 5 y los resultados de los análisis estereográficos en el Anexo 6.

**Tabla 4. Resumen de Familias de discontinuidades Global**

| Zona       | Familia | Buzamiento (°) | Dirección Buzamiento (°) |
|------------|---------|----------------|--------------------------|
| Caja Este  | 1       | 74             | 29                       |
|            | 2       | 68             | 239                      |
|            | 3       | 71             | 87                       |
| Veta       | 1       | 79             | 193                      |
|            | 2       | 81             | 12                       |
|            | 3       | 40             | 171                      |
| Caja Oeste | 1       | 80             | 192                      |
|            | 2       | 83             | 358                      |
|            | 3       | 83             | 23                       |

### 3.4 Hidrogeología

Se han definido las principales unidades hidrogeológicas, agrupando los comportamientos por materiales geológicos que son de similares propiedades hidráulicas. Estas se muestran resumidas en la tabla 5.

**Tabla 5. Resumen de Unidades Hidrogeológicas**

| Unidad Hidrogeológica            | Materiales                            | Unidades Geológicas                            |
|----------------------------------|---------------------------------------|--|
| Sedimentaria permeabilidad media | Calizas, margas                       | Jumasha, Celendín                              |
| Sedimentaria permeabilidad baja  | Calizas, lutitas (margas minoritaria) | Casapalca                                      |
| Skarn                            |                                       | Skarn  |
| Volcánico clástico-piroclástico  |                                       | Yantac   |
| Volcánico lávico                 | Andesitas                             | Pacococha, Carlos Francisco, Andesita, Colqui, |
| Cuaternarios de fondo de valle   | Lutitas, arenas                       |  |

Propiedades Hidráulicas.- No se disponen de estimaciones de parámetros hidráulicos en la zona de estudio, debido a que todavía no se han realizado pruebas hidráulicas pero en base a la experiencia se han utilizado valores de permeabilidades acordes a la experiencia adquirida con formaciones similares (tabla 6).

**Tabla 6. Valores previos de conductividad hidráulica estimados para las formaciones existentes**

| Unidad Hidrogeológica            | Estimación preliminar de permeabilidad<br>$K_{xx}, K_{yy}, K_{zz}$ (m/d) |
|----------------------------------|--|
| Sedimentaria permeabilidad media | 0,5  |
| Sedimentaria permeabilidad baja  | 0,08   |
| Volcánico clástico-piroclástico  | 0,4  |
| Volcánico lávico                 | 0,09   |
| Cuaternarios de fondo de valle   | 0,8  |
| Skarn                            | 0,2  |

Modelo numérico.- Se ha desarrollado un modelo numérico preliminar que aporta valores estimados de flujos subterráneos y evolución de los mismos a lo largo del proceso de minado. Las descargas de agua subterránea podrían empezar a partir del mes 30 de minado y alcanzaría un máximo de 200 L/s en la etapa final.

Vale la pena recalcar el alto valor estimado de descarga de agua subterránea estimada para la etapa final de 200 L/s, esto deberá ser corroborado y/o afinado en el futuro con instalación de piezómetros, pruebas hidráulicas y geoquímicas, así como modelamientos en una posterior etapa de factibilidad del Estudio Hidrogeológico.



## 4 INVESTIGACIONES GEOTÉCNICAS COMPLEMENTARIAS

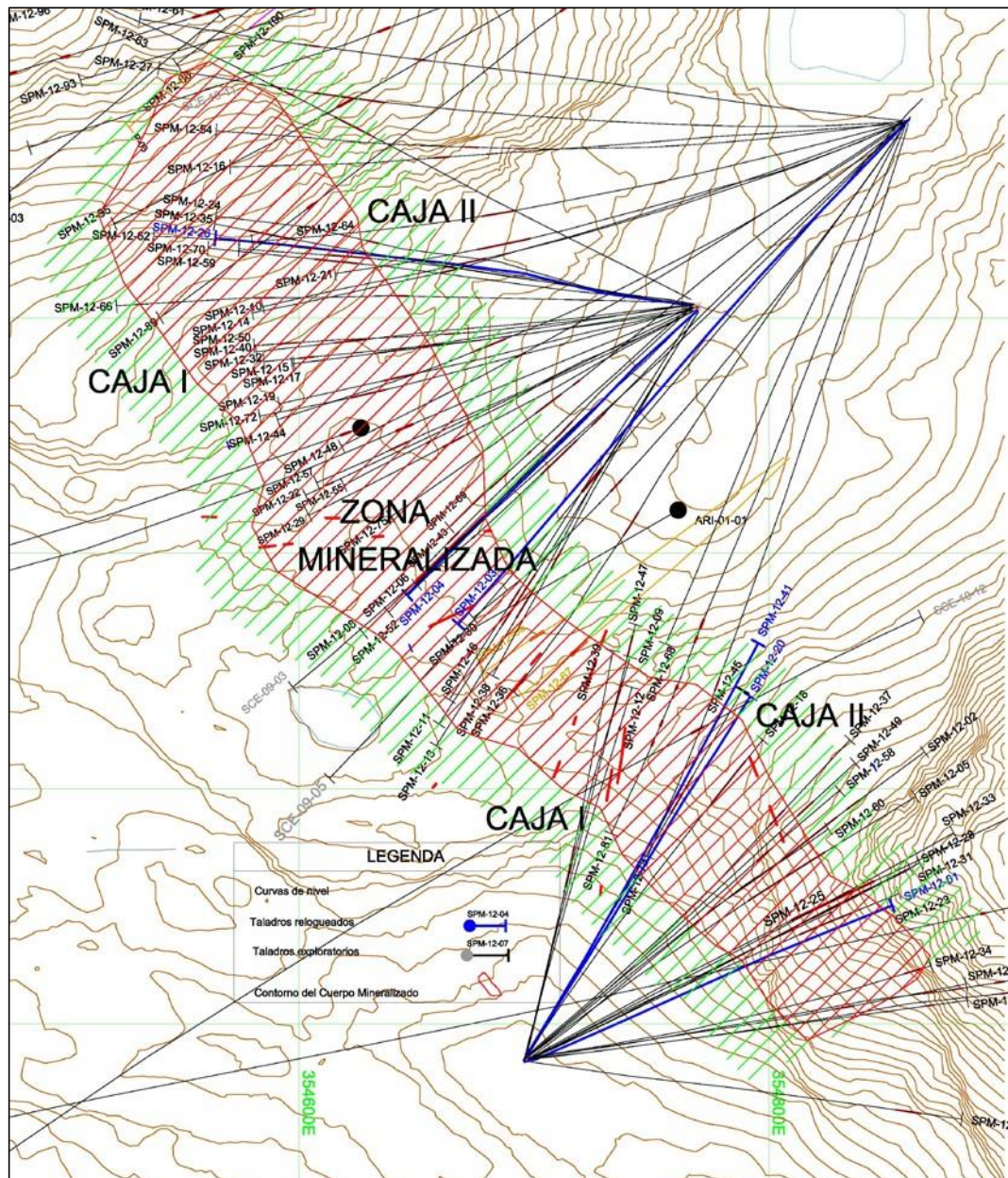
---

En la visita técnica a la zona del proyecto los días 09 y 10 de febrero del 2013 se realizaron inspecciones e investigaciones complementarias con la finalidad de verificar los valores asignados en los logeos geotécnicos y obtener una mayor información para caracterizar y clasificar el macizo rocoso. Consistieron en las siguientes actividades:

- Relogeo de los testigos de perforación. (ANEXO A)
- Reconocimiento geomecánico superficial.
- Mapeo geomecánico subterráneo.

### 4.1 Relogeo de los testigos de perforación.

Se seleccionaron 6 tramos en los taladros SPM-12-01, SPM-12-03, SPM-12-04, SPM-12-20, SPM-12-26 y SPM-12-41, con la finalidad de verificar los valores asignados en el logeo geotécnico realizado por SPM. Los tramos seleccionados comprenden a la veta Real y 20 metros en ambos lados de la veta (roca encajonante). En el Tabla 7 se indican los tramos relagueados y en la Figura 7 la ubicación en planta de los 6 taladros relagueados.



**Figura 7. Taladros Relagueados distribuidos a lo largo de la Veta Real (SPM-12-01, SPM-12-03, SPM-12-04, SPM-12-20, SPM-12-26, SPM-12-41)**

#### 4.2 Criterio de Logeo Geotécnico

Para el logeo geotécnico de los testigos de perforación diamantina se utilizó el sistema de clasificación geomecánica RMR (Bieniawski, 1976). Rimas Pakalnis y otros desarrollaron los gráficos o ábacos empíricos en el sistema de clasificación 1976.

Para las condiciones de agua subterránea se empleó la valoración 7, correspondiente a una condición húmeda (agua de intersticios). Actualmente el nivel Nv. 4500 está en construcción y se observa que en las ventanas VE-8560 y VE-8637 se ha cruzado el Sigmoide y la veta Ángela; en estas dos estructuras se presentan flujos de agua de 15 y 12 l/s respectivamente. Para la etapa de explotación, el medio estará drenado, por lo que correspondería a una condición húmeda.

**Tabla 7. Relogeo de los taladros de exploración geológica**

| Taladro   | Coordenadas |         | Cota (msnm) | Azimut (°) | Inclinación (°) | Tramo relogeado (m) |
|-----------|-------------|---------|-------------|------------|-----------------|---------------------|
|           | Este        | Norte   |             |            |                 |                     |
| SPM-12-01 | 354697      | 8729285 | 4676        | 66         | -57             | 217 - 300           |
| SPM-12-03 | 354859      | 8729685 | 4669        | 223        | -49             | 329 - 406           |
| SPM-12-04 | 354768      | 8729602 | 4683        | 227        | -44             | 130 - 205           |
| SPM-12-20 | 354695      | 8729284 | 4676        | 33         | -57             | 229 - 278           |
| SPM-12-26 | 354766      | 8729605 | 4683        | 278        | -40             | 136 - 206           |
| SPM-12-41 | 354696      | 8729287 | 4677        | 31         | -31             | 166 - 223           |

### 4.3 Logueo Geotécnico de los Testigos de Taladros de Perforación Diamantina

La recolección de data geotécnica se llevó a cabo mediante los taladros de exploración diamantina, consistente en 130 taladros de exploración diamantina totalizando 34'954.40 metros de testigos de perforación diamantina.

Se consideró los registros geotécnicos efectuados por SPM, los cuales fueron validados y posteriormente se procedió a clasificarlos en el sistema RMR76 (Bieniawski, 1976).

**Tabla 8. Taladros Diamantinos clasificados en RMR<sub>76</sub>**

| Código       | Metraje | Código       | Metraje | Código        | Metraje |
|--------------|---------|--------------|---------|---------------|---------|
| 1 SPM-12-01  | 320.50  | 45 SPM-12-45 | 257.50  | 89 SPM-12-88  | 763.20  |
| 2 SPM-12-02  | 311.00  | 46 SPM-12-46 | 392.50  | 90 SPM-12-89  | 355.60  |
| 3 SPM-12-03  | 502.50  | 47 SPM-12-47 | 230.50  | 91 SPM-12-90  | 435.20  |
| 4 SPM-12-04  | 254.60  | 48 SPM-12-48 | 606.10  | 92 SPM-12-91  | 380.10  |
| 5 SPM-12-05  | 337.00  | 49 SPM-12-49 | 212.40  | 93 SPM-12-92  | 816.50  |
| 6 SPM-12-06  | 570.40  | 50 SPM-12-50 | 302.00  | 94 SPM-12-93  | 373.80  |
| 7 SPM-12-07  | 311.70  | 51 SPM-12-51 | 309.50  | 95 SPM-12-94  | 443.00  |
| 8 SPM-12-08  | 245.50  | 52 SPM-12-52 | 300.70  | 96 SPM-12-95  | 385.40  |
| 9 SPM-12-09  | 287.00  | 53 SPM-12-53 | 197.00  | 97 SPM-12-96  | 424.40  |
| 10 SPM-12-10 | 584.60  | 54 SPM-12-54 | 686.20  | 98 SPM-12-97  | 601.10  |
| 11 SPM-12-11 | 284.00  | 55 SPM-12-55 | 380.00  | 99 SPM-12-98  | 379.00  |
| 12 SPM-12-12 | 331.20  | 56 SPM-12-56 | 305.00  | 100 SPM-12-99 | 407.50  |



|    | Código    | Metraje |    | Código     | Metraje |     | Código     | Metraje |
|----|-----------|---------|----|------------|---------|-----|------------|---------|
| 13 | SPM-12-13 | 263.50  | 57 | SPM-12-57  | 359.40  | 101 | SPM-12-100 | 689.60  |
| 14 | SPM-12-14 | 505.30  | 58 | SPM-12-58  | 319.70  | 102 | SPM-12-101 | 581.00  |
| 15 | SPM-12-15 | 206.50  | 59 | SPM-12-59  | 401.00  | 103 | SPM-12-102 | 415.30  |
| 16 | SPM-12-16 | 581.00  | 60 | SPM-12-60  | 359.10  | 104 | SPM-12-103 | 130.90  |
| 17 | SPM-12-17 | 243.50  | 61 | SPM-12-61  | 680.20  | 105 | SPM-12-104 | 154.20  |
| 18 | SPM-12-18 | 278.00  | 62 | SPM-12-62  | 422.00  | 106 | SPM-12-105 | 95.70   |
| 19 | SPM-12-19 | 190.50  | 63 | SPM-12-63  | 451.20  | 107 | SPM-12-106 | 140.40  |
| 20 | SPM-12-20 | 356.00  | 64 | SPM-12-64  | 670.70  | 108 | SPM-12-107 | 106.30  |
| 21 | SPM-12-21 | 676.7   | 65 | SPM-12-65  | 344.50  | 109 | SPM-12-108 | 130.20  |
| 22 | SPM-12-22 | 227.30  | 66 | SPM-12-66  | 394.90  | 110 | SPM-12-109 | 97.50   |
| 23 | SPM-12-23 | 377.00  | 67 | SPM-12-67  | 350.50  | 111 | SPM-12-110 | 86.40   |
| 24 | SPM-12-24 | 249.50  | 68 | SPM-12-68  | 528.50  | 112 | SPM-12-111 | 107.30  |
| 25 | SPM-12-25 | 385.20  | 69 | SPM-12-69  | 353.00  | 113 | SPM-12-112 | 136.70  |
| 26 | SPM-12-26 | 293.70  | 70 | SPM-12-70  | 401.00  | 114 | SPM-12-113 | 155.00  |
| 27 | SPM-12-27 | 503.00  | 71 | SPM-12-71  | 164.10  | 115 | SPM-12-114 | 111.80  |
| 28 | SPM-12-28 | 263.50  | 72 | SPM-12-72  | 368.00  | 116 | SPM-12-115 | 110.80  |
| 29 | SPM-12-29 | 271.80  | 73 | SPM-12-73  | 517.70  | 117 | SPM-12-116 | 107.30  |
| 30 | SPM-12-30 | 624.00  | 74 | SPM-12-74  | 193.40  | 118 | SPM-12-117 | 113.70  |
| 31 | SPM-12-31 | 222.10  | 75 | SPM-12-75  | 570.60  | 119 | SPM-12-118 | 114.10  |
| 32 | SPM-12-32 | 320.00  | 76 | SPM-12-76  | 197.60  | 120 | SPM-12-119 | 181.50  |
| 33 | SPM-12-33 | 217.70  | 77 | SPM-12-77  | 203.00  | 121 | SPM-12-120 | 191.80  |
| 34 | SPM-12-34 | 263.00  | 78 | SPM-12-77A | 380.90  | 122 | SPM-12-121 | 125.70  |
| 35 | SPM-12-35 | 329.00  | 79 | SPM-12-78  | 166.80  | 123 | SPM-12-122 | 140.90  |
| 36 | SPM-12-36 | 590.70  | 80 | SPM-12-79  | 428.00  | 124 | SPM-12-123 | 115.80  |
| 37 | SPM-12-37 | 263.80  | 81 | SPM-12-80  | 209.50  | 125 | SPM-12-124 | 101.20  |
| 38 | SPM-12-38 | 315.40  | 82 | SPM-12-81  | 600.90  | 126 | SPM-12-125 | 106.70  |
| 39 | SPM-12-39 | 254.40  | 83 | SPM-12-82  | 179.90  | 127 | SPM-12-126 | 37.40   |
| 40 | SPM-12-40 | 359.00  | 84 | SPM-12-83  | 242.40  | 128 | SPM-12-127 | 35.00   |
| 41 | SPM-12-41 | 240.50  | 85 | SPM-12-84  | 224.50  | 129 | SPM-12-128 | 54.00   |
| 42 | SPM-12-42 | 220.90  | 86 | SPM-12-85  | 267.50  | 130 | SPM-12-129 | 32.90   |
| 43 | SPM-12-43 | 315.50  | 87 | SPM-12-86  | 396.60  |     |            |         |
| 44 | SPM-12-44 | 522.00  | 88 | SPM-12-87  | 317.00  |     |            |         |

#### 4.4 Logueo Geotécnico de Testigos de Taladros Orientados

Se programaron 04 Taladros de perforación diamantina con testigos orientados, de diámetros HQ (63.5mm) con la finalidad de investigar la orientación de las discontinuidades en las cajas y en el mineral. En total se perforaron 1308 m lineales, siendo la profundidad máxima alcanzada de 379.3 m. El Taladro ALS-01 se ubica en el extremo Sur-Este del Proyecto, el Taladro ALS-02 y ALS-03 en la zona Central del Proyecto y el Taladro ALS-04 en el extremo Nor-Oeste del Proyecto. Las perforaciones han sido ejecutadas por Rock Drill Cont. Civ. y Mineros S.A.C, quienes usaron el equipo de perforación diamantina: LF-90D. Además de obtener información de la orientación de las discontinuidades, también

se clasificó geomecánicamente los testigos de los taladros orientados. La clasificación geomecánica de los 4 taladros orientados y la clasificación geomecánica de los 130 taladros de perforación diamantina formaron parte de la base de datos de taladros que sirvieron para elaborar el Modelo de Bloques de RMR<sub>76</sub> (capítulo 5).

**Tabla 9. Resumen de los Taladros Diamantinos con testigos orientados**

| Taladro | Coordenadas (m) |            | Cota (msnm) | Inclinación (o) | Azimut (o) | Profundidad (m) |
|---------|-----------------|------------|-------------|-----------------|------------|-----------------|
|         | Este            | Norte      |             |                 |            |                 |
| ALS-01  | 354716.18       | 8729348.00 | 4696.14     | -47°            | 65°        | 220.1           |
| ALS-02  | 354763.11       | 8729516.44 | 4691.93     | -65°            | 245°       | 354.3           |
| ALS-03  | 354736.12       | 8729624.00 | 4693.78     | -59°            | 245°       | 354.4           |
| ALS-04  | 354787.21       | 8729817.19 | 4680.67     | -38°            | 243°       | 379.3           |

Nota: Las coordenadas Este y Norte, están referidas a coordenadas UTM WGS84, zona 18 S.

Para medir la desviación de los testigos se utilizó el equipo REFLEX EZ-TRAC, el cual trabaja desde 0 a 88° de inclinación con una precisión que se aproxima a 1°. El equipo REFLEX EZ-TRAC, es una unidad totalmente sellada en la cual se encuentran tres acelerómetros, una batería, una memoria, un temporizador, un puerto IR y un controlador o la pantalla de programación. Las especificaciones técnicas del REFLEX EZ-TRAC se resumen en la tabla 10.

**Tabla 10. Resumen de las especificaciones técnicas del Equipo REFLEX EZ-TRAC**

|  |   |
|--|---|
| Tamaño de testigos                     |   |
| NQ, NQ3, HQ y HQ3.                     |   |
| Dimensiones                            |   |
| Instrumento para pozos de perforación: |   |
| - Diámetro externo                     | Se adapta a todas las aplicaciones de la serie Q. |
| - Longitud                             | Longitud promedio del instrumento 500 mm          |
| Unidad de Control:                     |   |
| - Diámetro externo                     | 125 mm  |
| - Longitud                             | 85 mm   |
| - Peso                                 | Peso promedio por equipo: 30 kg.                  |
| Precisión:                             |   |
| Rango                                  | De 0 a $\pm 88^\circ$ de inclinación.             |
| Precisión                              | Mejor que 1°                                      |
| Índice de Profundidad                  |   |
| Instrumento para pozos de perforación: |   |
| - Presión del chasis externo           | 3500 m vertical en agua dulce                     |
| Índice de temperaturas                 |   |
| Instrumento para pozos de perforación: |   |
| - En funcionamiento                    | -30 °C a + 85 °C                                  |

|  |                  |
|--|------------------|
| Unidad de Control:   |                  |
| - En funcionamiento  | -30 °C a + 80 °C |
| Batería  |                  |
| Paquete de baterías de litio no recargables                                |                  |
| Vida útil aproximada de la batería; instrumento para pozos de perforación: |                  |
| - Uso no frecuente   | 3 años           |
| - Uso normal   | 2 años           |
| Vida útil aproximada de las batería; unidad de control:                    |                  |
| - Uso no frecuente   | 5 años           |
| - Uso normal   | 5 años           |
| Medición cada un minuto  |                  |

Los datos obtenidos de la orientación de los testigos (ángulos alfa y beta) fueron utilizados para el análisis estereográfico de las discontinuidades, las cuales han permitido definir las principales familias de discontinuidades en la roca encajonante y la veta. Para dicho análisis se empleó el software Dips 5.1 de Rocscience. Los datos de campo (ángulos alfa y beta) se presentan en el Anexo 5 y los resultados de los análisis estereográficos en el Anexo 6.

#### 4.5 Ensayos de Laboratorio

El programa de ensayos se realizó en dos etapas la primera en Marzo 2013 y la segunda en Diciembre 2013, basado en dos conjuntos de envíos. Las muestras seleccionadas de la roca encajonante (caja este y caja oeste) y veta obtenidas de los diferentes taladros fueron sometidas a diversos ensayos a fin de determinar sus propiedades físicas, de resistencia y de deformabilidad.

En el Anexo 2 se presentan los dos laboratorios completos emitidos. El programa consistió en ensayos de compresión no confinada, ensayos de carga puntual, ensayos de determinación de propiedades físicas, ensayos de compresión triaxial y ensayos de determinación de constantes elásticas. Los ensayos realizados se resumen en la Tabla 11.

**Tabla 11. Programa de ensayos de laboratorio de mecánica de rocas**

| Ubicación    | Triaxial  | Compresión Simple | Tracción Indirecta | Propiedades Físicas | Propiedades Elásticas | Carga Puntual |
|--------------|-----------|-------------------|--------------------|---------------------|-----------------------|---------------|
| Caja Oeste   | 3         | 3                 | 2                  | 4                   | 3                     | 52            |
| Veta         | 2         | 4                 | 3                  | 3                   | 3                     | 3             |
| Caja Este    | 5         | 4                 | 2                  | 2                   | 4                     | 3             |
| <b>Total</b> | <b>10</b> | <b>11</b>         | <b>7</b>           | <b>9</b>            | <b>10</b>             | <b>12</b>     |



#### 4.5.1 Propiedades Físicas

A partir de las muestras de roca intacta se determinó las siguientes propiedades físicas: porosidad ( $\eta$ ), densidad seca ( $\rho_d$ ) y absorción; las mismas que fueron ensayadas siguiendo los métodos sugeridos por la ISRM (1979). Los valores obtenidos se muestran en la Tabla 12.

*Tabla 12. Resultados de Propiedades Físicas de Muestras Tomadas de los Testigos*

|   | Perforación | Litología           | Ubicación  | Profundidad   | Densidad Seca        | Densidad Húmeda      | Porosidad | Absorción |
|---|-------------|---------------------|------------|---------------|----------------------|----------------------|-----------|-----------|
|   |             |                     |            |               | (g/cm <sup>3</sup> ) | (g/cm <sup>3</sup> ) | (%)       | (%)       |
| 1 | SPM-12-01   | Caliza              | Caja Oeste | 235.60-235.90 | 2.708                | 2.714                | 0.593     | 0.219     |
| 2 | SPM-12-01   | Caliza              | Caja Este  | 315.52-315.85 | 2.791                | 2.795                | 0.398     | 0.143     |
| 3 | SPM-12-03   | Caliza              | Caja Este  | 329.68-330.18 | 2.711                | 2.717                | 0.548     | 0.202     |
| 4 | SPM-12-03   | Caliza              | Caja Este  | 335.76-336.56 | 2.708                | 2.715                | 0.713     | 0.263     |
| 5 | SPM-12-03   | Caliza marmolizada  | Caja Oeste | 403.5-403.9   | 2.711                | 2.718                | 0.749     | 0.277     |
| 6 | SPM-12-26   | Caliza silicificada | Caja Oeste | 140.7-141.25  | 2.677                | 2.690                | 1.295     | 0.485     |
| 7 | SPM-12-26   | Caliza marmolizada  | Caja Oeste | 189.5-189.9   | 2.783                | 2.805                | 2.138     | 0.769     |
| 8 | ALS-13-01   | Caliza mineralizada | Veta       | 132.70-133.00 | 3.016                | 3.021                | 0.454     | 0.150     |
| 9 | ALS-13-03   | Caliza mineralizada | Veta       | 129.65-130.15 | 3.109                | 3.122                | 1.271     | 0.412     |

#### 4.5.2 Ensayo de Resistencia a la Compresión Simple (Uniaxial)

Se tomaron once muestras representativas de los testigos de perforación para determinar la resistencia a la compresión simple de la roca intacta ( $\sigma_{ci}$ ). Las muestras estaban sanas y sin discontinuidades. Las muestras fueron preparadas para el ensayo siguiendo las recomendaciones de la norma ASTM D4543 y los ensayos de compresión simple se ejecutaron siguiendo los procedimientos establecidos en la norma ASTM D2938. Los valores de resistencia a la compresión simple determinados se resumen en la Tabla 13, y el Informe de Laboratorio de Mecánica de Rocas en el Anexo 2.

**Tabla 13. Resumen de Resultados de Ensayos de Compresión Simple**

|    | Perforación | Profundidad     | Litología           | Ubicación  | Resistencia a la Compresión Simple |
|----|-------------|-----------------|---------------------|------------|------------------------------------|
|    |             |                 |                     |            | $\sigma_{ci}$ (MPa)                |
| 1  | SPM-12-01   | 234.2 - 234.6   | Caliza marmolizada  | Caja Oeste | 71.67                              |
| 2  | SPM-12-03   | 329.04 - 329.31 | Caliza              | Caja Este  | 73.38                              |
| 3  | SPM-12-03   | 346.87 - 347.05 | Caliza              | Veta       | 74.01                              |
| 4  | SPM-12-03   | 403.9 - 404.27  | Caliza marmolizada  | Caja Oeste | 68.77                              |
| 5  | SPM-12-26   | 140.7 - 141.25  | Caliza silicificada | Caja Este  | 76.66                              |
| 6  | SPM-12-26   | 193.1 - 193.3   | Caliza marmolizada  | Caja Oeste | 95.36                              |
| 7  | SPM-12-41   | 165.3 - 165.6   | Caliza marmolizada  | Caja Este  | 74.24                              |
| 8  | SPM-12-41   | 211.3 - 211.55  | Caliza marmolizada  | Caja Este  | 79.15                              |
| 9  | ALS-13-01   | 117.80 – 118.30 | Caliza mineralizada | Veta       | 80.20                              |
| 10 | ALS-13-01   | 143.50 – 143.80 | Caliza mineralizada | Veta       | 61.33                              |
| 11 | ALS-13-02   | 154.60 – 155.60 | Caliza mineralizada | Veta       | 164.42                             |

### 4.5.3 Ensayo de Carga Puntual (Point Load Test)

El ensayo de carga puntual determina el Índice  $I_s (50)$  en testigos de roca que requieren de poca preparación y que pueden tener formas regulares o irregulares. Este índice se utiliza en la clasificación geomecánica de macizos rocosos y para estimar la resistencia a la compresión simple de la roca intacta. Los ensayos fueron ejecutados siguiendo el procedimiento recomendado por las normas ISRM (1985) y ASTM D5731-02. El equipo utilizado en los ensayos fue el modelo A125 de Matest SRL (de fabricación italiana). En total se realizaron 120 ensayos en testigos y en muestras irregulares provenientes de las estaciones geomecánicas de la rampa de exploración, en las muestras de testigos los ensayos fueron axiales, es decir la carga fue aplicada siguiendo el eje del núcleo. Los índices ( $I_{s(50)}$ ) resultantes de los ensayos se presentan en la Tabla 14.

**Tabla 14. Resultados de Ensayos de carga puntual realizados**

|    | Taladro/Estación Geomecánica | Profundidad     | Litología           | Ubicación | $I_s (50)$ (Mpa) |
|----|------------------------------|-----------------|---------------------|-----------|------------------|
| 1  | SPM-12-01                    | 245.5 - 245.9   | Caliza mineralizada | Veta      | 9.07             |
| 2  |                              |                 | Caliza mineralizada | Veta      | 10.56            |
| 3  |                              |                 | Caliza mineralizada | Veta      | 8.64             |
| 4  |                              |                 | Caliza mineralizada | Veta      | 11.16            |
| 5  | SPM-12-01                    | 273.25 - 273.7  | Skarn mineralizado  | Veta      | 5.17             |
| 6  |                              |                 | Skarn mineralizado  | Veta      | 4.41             |
| 7  |                              |                 | Skarn mineralizado  | Veta      | 5.31             |
| 8  |                              |                 | Skarn mineralizado  | Veta      | 7.15             |
| 9  |                              |                 | Skarn mineralizado  | Veta      | 4.96             |
| 10 | SPM-12-01                    | 290.63 - 291.13 | Caliza mineralizada | Caja Este | 7.54             |
| 11 |                              |                 | Caliza mineralizada | Caja Este | 4.39             |
| 12 |                              |                 | Caliza mineralizada | Caja Este | 8.18             |
| 13 |                              |                 | Caliza mineralizada | Caja Este | 8.46             |

|    | Taladro/Estación Geomecánica | Profundidad     | Litología           | Ubicación  | Is (50) (Mpa) |
|----|------------------------------|-----------------|---------------------|------------|---------------|
| 14 |                              |                 | Caliza mineralizada | Caja Este  | 6.86          |
| 15 | SPM-12-03                    | 360.09 - 360.39 | Caliza mineralizada | Veta       | 4.93          |
| 16 |                              |                 | Caliza mineralizada | Veta       | 5.38          |
| 17 |                              |                 | Caliza mineralizada | Veta       | 4.86          |
| 18 | SPM-12-03                    | 368.18 - 368.36 | Skarn mineralizado  | Veta       | 2.34          |
| 19 |                              |                 | Skarn mineralizado  | Veta       | 2.92          |
| 20 | SPM-12-03                    | 368.36 - 368.66 | Skarn mineralizado  | Veta       | 2.9           |
| 21 |                              |                 | Skarn mineralizado  | Veta       | 2.16          |
| 22 |                              |                 | Skarn mineralizado  | Veta       | 3.49          |
| 23 | SPM-12-03                    | 384.13 - 384.48 | Caliza mineralizada | Veta       | 7.62          |
| 24 |                              |                 | Caliza mineralizada | Veta       | 7.11          |
| 25 |                              |                 | Caliza mineralizada | Veta       | 8.13          |
| 26 |                              |                 | Caliza mineralizada | Veta       | 6.59          |
| 27 | SPM-12-26                    | 181.7 - 181.9   | Mineral             | Caja Oeste | 5.12          |
| 28 |                              |                 | Mineral             | Caja Oeste | 11.55         |
| 29 | SPM-12-41                    | 190.1 - 190.2   | Caliza mineralizada | Caja Este  | 4.88          |
| 30 | SPM-12-41                    | 190.2 - 190.3   | Caliza mineralizada | Caja Este  | 4.74          |
| 31 | SPM-12-41                    | 190.3 - 190.4   | Caliza mineralizada | Caja Este  | 4.87          |
| 32 | SPM-12-41                    | 194.95 - 195.1  | Mineral             | Caja Este  | 9.84          |
| 33 | SPM-12-41                    | 194.95 - 195.1  | Mineral             | Caja Este  | 8.12          |
| 34 | SPM-12-41                    | 195.1 - 195.3   | Mineral             | Caja Este  | 5.54          |
| 35 | SPM-12-41                    | 195.1 - 195.3   | Mineral             | Caja Este  | 7.75          |
| 36 | EG - 1                       | 0.00-15.00      | Caliza              | Caja Oeste | 8.99          |
| 37 |                              |                 | Caliza              | Caja Oeste | 8.98          |
| 38 |                              |                 | Caliza              | Caja Oeste | 8.49          |

|    | Taladro/Estación Geomecánica | Profundidad | Litología | Ubicación  | Is (50) (Mpa) |
|----|------------------------------|-------------|-----------|------------|---------------|
| 39 |                              |             | Caliza    | Caja Oeste | 5.71          |
| 40 |                              |             | Caliza    | Caja Oeste | 5.11          |
| 41 | EG - 2                       | 15.00 - 30  | Caliza    | Caja Oeste | 4.51          |
| 42 |                              |             | Caliza    | Caja Oeste | 6.64          |
| 43 |                              |             | Caliza    | Caja Oeste | 6.4           |
| 44 |                              |             | Caliza    | Caja Oeste | 4.11          |
| 45 |                              |             | Caliza    | Caja Oeste | 7.3           |
| 46 | EG - 3                       | 30.00 - 45  | Caliza    | Caja Oeste | 3.91          |
| 47 |                              |             | Caliza    | Caja Oeste | 2.79          |
| 48 |                              |             | Caliza    | Caja Oeste | 6.04          |
| 49 |                              |             | Caliza    | Caja Oeste | 7.29          |
| 50 |                              |             | Caliza    | Caja Oeste | 4.92          |
| 51 | EG - 4                       | 45.00 - 60  | Caliza    | Veta       | 2.66          |
| 52 |                              |             | Caliza    | Veta       | 5.97          |
| 53 |                              |             | Caliza    | Veta       | 7.06          |
| 54 |                              |             | Caliza    | Veta       | 8.76          |
| 55 |                              |             | Caliza    | Veta       | 6.88          |
| 56 |                              |             | Caliza    | Veta       | 5.15          |
| 57 | EG-5                         | R6-03m      | Caliza    | Veta       | 2.39          |
| 58 |                              |             | Caliza    | Veta       | 2.4           |
| 59 | EG-6                         | R7+10m      | Caliza    | Veta       | 3.11          |
| 60 |                              |             | Caliza    | Veta       | 1.85          |
| 61 | EG-7                         | R8+00m      | Caliza    | Veta       | 1.59          |
| 62 |                              |             | Caliza    | Veta       | 3.38          |
| 63 |                              |             | Caliza    | Veta       | 3.77          |
| 64 | EG-8                         | R9+00m      | Caliza    | Caja Este  | 6.09          |
| 65 |                              |             | Caliza    | Caja Este  | 2.95          |
| 66 | EG-9                         | R10+05m     | Caliza    | Caja Este  | 3.96          |
| 67 |                              |             | Caliza    | Caja Este  | 4.6           |
| 68 | EG-10                        | R11+10m     | Caliza    | Caja Este  | 6.39          |
| 69 |                              |             | Caliza    | Caja Este  | 4.32          |
| 70 | EG-11                        | R12+11m     | Caliza    | Caja Este  | 4.39          |
| 71 |                              |             | Caliza    | Caja Este  | 4.86          |
| 72 | EG-12                        | R13+04m     | Caliza    | Caja Este  | 3.59          |
| 73 |                              |             | Caliza    | Caja Este  | 4.94          |
| 74 | EG-13                        | R14+10m     | Caliza    | Caja Este  | 1.25          |
| 75 |                              |             | Caliza    | Caja Este  | 1.69          |
| 76 | EG-14                        | R15+00m     | Caliza    | Caja Este  | 2.73          |



|     | <b>Taladro/Estación Geomecánica</b> | <b>Profundidad</b> | <b>Litología</b> | <b>Ubicación</b> | <b>Is (50) (Mpa)</b> |
|-----|-------------------------------------|--------------------|------------------|------------------|----------------------|
| 77  |                                     |                    | Caliza           | Caja Este        | 2.95                 |
| 78  | EG-15                               | R16+00m            | Caliza           | Caja Este        | 3.69                 |
| 79  |                                     |                    | Caliza           | Caja Este        | 3.63                 |
| 80  | EG-16                               | R17+00m            | Caliza           | Caja Este        | 2.06                 |
| 81  |                                     |                    | Caliza           | Caja Este        | 2                    |
| 82  | EG-17                               | R18+05m            | Caliza           | Caja Este        | 2.67                 |
| 83  |                                     |                    | Caliza           | Caja Este        | 3.09                 |
| 84  | EG-18                               | R19+00m            | Caliza           | Veta             | 3.1                  |
| 85  |                                     |                    | Caliza           | Veta             | 3.25                 |
| 86  | EG-19                               | R19+20m            | Caliza           | Caja Oeste       | 3.6                  |
| 87  |                                     |                    | Caliza           | Caja Oeste       | 3.12                 |
| 88  | EG-20                               | R20+10m            | Caliza           | Caja Oeste       | 5.13                 |
| 89  |                                     |                    | Caliza           | Caja Oeste       | 4.61                 |
| 90  |                                     |                    | Caliza           | Caja Oeste       | 3.51                 |
| 91  | EG-21                               | R21+15m            | Caliza           | Caja Oeste       | 2.09                 |
| 92  |                                     |                    | Caliza           | Caja Oeste       | 4.69                 |
| 93  |                                     |                    | Caliza           | Caja Oeste       | 4.53                 |
| 94  | EG-22                               | R22+10m            | Caliza           | Caja Oeste       | 2.57                 |
| 95  |                                     |                    | Caliza           | Caja Oeste       | 1.8                  |
| 96  |                                     |                    | Caliza           | Caja Oeste       | 4.27                 |
| 97  |                                     |                    | Caliza           | Caja Oeste       | 4.41                 |
| 98  |                                     |                    | Caliza           | Caja Oeste       | 2.62                 |
| 99  | EG-23                               | R23+00m            | Caliza           | Caja Oeste       | 3.45                 |
| 100 |                                     |                    | Caliza           | Caja Oeste       | 2.21                 |
| 101 |                                     |                    | Caliza           | Caja Oeste       | 2.46                 |
| 102 | EG-24                               | R23+20m            | Caliza           | Caja Oeste       | 1.81                 |
| 103 |                                     |                    | Caliza           | Caja Oeste       | 1.7                  |
| 104 |                                     |                    | Caliza           | Caja Oeste       | 2.42                 |
| 105 | EG-25                               | R24+00m            | Caliza           | Caja Oeste       | 2.72                 |
| 106 |                                     |                    | Caliza           | Caja Oeste       | 4.41                 |
| 107 |                                     |                    | Caliza           | Caja Oeste       | 3.4                  |
| 108 |                                     |                    | Caliza           | Caja Oeste       | 4.28                 |
| 109 | EG-26                               | R25+00m            | Caliza           | Caja Oeste       | 3.41                 |

|     | Taladro/Estación Geomecánica | Profundidad | Litología | Ubicación  | Is (50) (Mpa) |
|-----|------------------------------|-------------|-----------|------------|---------------|
| 110 |                              |             | Caliza    | Caja Oeste | 5             |
| 111 |                              |             | Caliza    | Caja Oeste | 2.07          |
| 112 |                              |             | Caliza    | Caja Oeste | 3.42          |
| 113 | EG-27                        | R25+20m     | Caliza    | Caja Oeste | 2.04          |
| 114 |                              |             | Caliza    | Caja Oeste | 2.83          |
| 115 |                              |             | Caliza    | Caja Oeste | 2.05          |
| 116 | EG-28                        | R26+15m     | Caliza    | Caja Oeste | 3.37          |
| 117 |                              |             | Caliza    | Caja Oeste | 4.62          |
| 118 |                              |             | Caliza    | Caja Oeste | 3.54          |
| 119 |                              |             | Caliza    | Caja Oeste | 3.92          |
| 120 | EG-29                        | R26+35m     | Caliza    | Caja Oeste | 1.88          |

#### 4.5.4 Resistencia a la Compresión Triaxial

Este ensayo permite determinar la resistencia a la compresión de un testigo de roca intacta en estado no drenado, cuando es sometido a una presión de confinamiento y a una carga axial. A partir del ensayo de compresión triaxial se determina el ángulo de fricción interna y cohesión de la roca intacta, en el caso del Criterio de Falla de Mohr-Coulomb, y los parámetros  $m$  y resistencia a la compresión simple de la roca intacta en el caso del Criterio de Falla de Hoek-Brown. Los ensayos fueron ejecutados en el laboratorio de Mecánica de Rocas, siguiendo la norma ASTM 2664-95. Los resultados de los ensayos fueron procesados con el programa de cómputo RocData 3.0 de Rocscience (2005), los valores obtenidos se incluyen en la Tabla 15 y el Informe de Laboratorio de Mecánica de Rocas en el Anexo 2.

**Tabla 15. Resumen de Resultados de los Ensayos de Compresión Triaxial**

| Perforación | Profundidad        | Litología                | Ubicación     | $\sigma_3$<br>(MPa) | $\sigma_1$<br>(MPa) |
|-------------|--------------------|--------------------------|---------------|---------------------|---------------------|
| SPM-12-01   | 230.13 -<br>230.84 | Caliza<br>recristalizada | Caja<br>Oeste | 1,5                 | 76.03               |
|             |                    | Caliza<br>recristalizada | Caja<br>Oeste | 3                   | 84.14               |
|             |                    | Caliza<br>recristalizada | Caja<br>Oeste | 6                   | 132.75              |
|             |                    | Caliza<br>recristalizada | Caja<br>Oeste | 9                   | 146.46              |
| SPM-12-01   | 316.3 -<br>316.56  | Caliza                   | Caja Este     | 2                   | 99.72               |
|             | 316.3 -<br>316.56  | Caliza                   | Caja Este     | 4                   | 121.68              |
|             | 316.72 -<br>317.12 | Caliza                   | Caja Este     | 8                   | 143.09              |
|             | 319.84 -<br>320.08 | Caliza                   | Caja Este     | 10                  | 150.76              |
| SPM-12-03   | 329.31 -<br>329.68 | Caliza                   | Caja Este     | 1.5                 | 82.53               |
|             | 329.31 -<br>329.68 | Caliza                   | Caja Este     | 3                   | 89.4                |
|             | 329.68 -<br>330.18 | Caliza                   | Caja Este     | 6                   | 97.84               |
|             | 329.68 -<br>330.18 | Caliza                   | Caja Este     | 9                   | 104.74              |
| SPM-12-03   | 335.76 -<br>336.56 | Caliza                   | Caja Este     | 1                   | 75.89               |
|             |                    | Caliza                   | Caja Este     | 2                   | 80.28               |
|             |                    | Caliza                   | Caja Este     | 4                   | 93.45               |
|             |                    | Caliza                   | Caja Este     | 8                   | 104.74              |
| SPM-12-03   | 402.5 - 403.5      | Caliza<br>recristalizada | Caja<br>Oeste | 1                   | 86.28               |
|             |                    | Caliza<br>recristalizada | Caja<br>Oeste | 2                   | 97.53               |
|             |                    | Caliza<br>recristalizada | Caja<br>Oeste | 4                   | 98.78               |
|             |                    | Caliza<br>recristalizada | Caja<br>Oeste | 8                   | 120.67              |

| Perforación | Profundidad     | Litología           | Ubicación  | $\sigma_3$<br>(MPa) | $\sigma_1$<br>(MPa) |
|-------------|-----------------|---------------------|------------|---------------------|---------------------|
| SPM-12-26   | 143 - 143.3     | Caliza silicificada | Caja Este  | 1.5                 | 92.24               |
|             | 145.3 - 145.6   | Caliza silicificada | Caja Este  | 3                   | 104.08              |
|             | 146.25 - 146.5  | Brecha calcárea     | Caja Este  | 6                   | 86.01               |
| SPM-12-26   | 189.5 - 189.9   | Caliza marmolizada  | Caja Oeste | 1                   | 134.82              |
|             | 189.5 - 189.9   | Caliza marmolizada  | Caja Oeste | 2                   | 160.29              |
|             | 190 - 190.4     | Caliza marmolizada  | Caja Oeste | 4                   | 167.74              |
|             | 190 - 190.4     | Caliza marmolizada  | Caja Oeste | 8                   | 201.29              |
| ALS-13-02   | 154.60 – 155.5  | Caliza mineralizada | Veta       | 1                   | 126.98              |
|             | 154.60 – 155.5  | Caliza mineralizada | Veta       | 2                   | 143.75              |
|             | 154.60 – 155.5  | Caliza mineralizada | Veta       | 4                   | 166                 |
| ALS-13-02   | 200.75 – 201.2  | Caliza mineralizada | Veta       | 1.5                 | 87.29               |
|             | 204.85 – 205.75 | Caliza mineralizada | Veta       | 3                   | 111.63              |
|             | 206.30 – 206.65 | Caliza mineralizada | Veta       | 6                   | 132.65              |
| ALS-13-03   | 125.60 – 129.25 | Caliza mineralizada | Caja Este  | 0.75                | 80.62               |
|             | 129.25 – 129.65 | Caliza mineralizada | Caja Este  | 2                   | 106.12              |
|             | 129.25 – 129.65 | Caliza mineralizada | Caja Este  | 4                   | 110.94              |

#### 4.5.5 Propiedades Elásticas

Las propiedades elásticas de la roca intacta determinadas en el laboratorio son: módulo de elasticidad o de Young (E) y relación de Poisson ( $\nu$ ); estos a través de las curvas de esfuerzo-deformación registradas en un ensayo de compresión simple ( $\sigma_1$ ) de un testigo de roca de geometría regular (asumiendo un comportamiento elástico). Los resultados de las propiedades elásticas obtenidas en los ensayos se muestran en la Tabla 16 y el Informe de Laboratorio de Mecánica de Rocas en el Anexo 2.

**Tabla 16. Resumen de Resultados Ensayos de Determinación de Propiedades Elásticas**

| Perforación | Profundidad     | Litología             | Ubicación  | Resistencia a la Compresión Simple (MPa) | E(GPa) | $\nu$ |
|-------------|-----------------|-----------------------|------------|--|--------|-------|
| SPM-12-01   | 234.2 - 234.6   | Caliza marmolizada    | Caja Oeste | 71.89                                    | 9.74   | 0.21  |
| SPM-12-01   | 315.52 - 315.85 | Caliza                | Caja Este  | 75.50                                    | 14.36  | 0.31  |
| SPM-12-03   | 334.7 - 335.06  | Caliza                | Caja Este  | 69.21                                    | 14.00  | 0.32  |
| SPM-12-03   | 402.5 - 403.5   | Caliza recristalizada | Caja Oeste | 80.65                                    | 13.58  | 0.32  |
| SPM-12-26   | 140.7 - 141.25  | Caliza silicificada   | Caja Este  | 56.09                                    | 10.55  | 0.26  |
| SPM-12-26   | 189.1 - 189.5   | Caliza marmolizada    | Caja Oeste | 155.31                                   | 15.25  | 0.32  |
| ALS-13-01   | 145.25 – 145.65 | Caliza mineralizada   | Veta       | 83.03                                    | 13.35  | 0.30  |
| ALS-13-01   | 146.65 – 147.45 | Caliza mineralizada   | Veta       | 102.67                                   | 16.4   | 0.35  |
| ALS-13-01   | 206.30 – 206.65 | Caliza mineralizada   | Caja Este  | 93.33                                    | 15.66  | 0.28  |
| ALS-13-01   | 125.60 – 129.25 | Caliza mineralizada   | Veta       | 86.13                                    | 9.74   | 0.33  |

#### 4.5.6 Resistencia a la Tracción (Método Brasileño)

La resistencia a la tracción fue determinada a través del método de tracción indirecta que consiste en la aplicación de una carga lineal de compresión en el eje del diámetro de un disco de roca. El valor de la resistencia a la tracción se utiliza para graficar los círculos de Mohr (envolvente de esfuerzos). Los resultados de los ensayos están indicados en la Tabla 17 y el Informe de Laboratorio de Mecánica de Rocas en el Anexo 2.



**Tabla 17. Resumen de Resultados Ensayos de Tracción Indirecta**

| <b>Perforación</b> | <b>Profundidad</b> | <b>Litología</b>    | <b>Ubicación</b> | <b><math>\sigma_t</math> (MPa)</b> |
|--------------------|--------------------|---------------------|------------------|------------------------------------|
| SPM-12-01          | 235.6 - 235.9      | Caliza              | Caja Oeste       | 7.84                               |
|                    |                    | Caliza              | Caja Oeste       | 7.38                               |
|                    |                    | Caliza              | Caja Oeste       | 3.89                               |
|                    |                    | Caliza              | Caja Oeste       | 9.17                               |
|                    |                    | Caliza              | Caja Oeste       | 7.64                               |
|                    |                    | Caliza              | Caja Oeste       | 8.74                               |
|                    |                    | Caliza              | Caja Oeste       | 9.08                               |
| SPM-12-01          | 314.96 – 315.16    | Caliza              | Caja Este        | 8.40                               |
|                    |                    | Caliza              | Caja Este        | 8.02                               |
|                    |                    | Caliza              | Caja Este        | 10.22                              |
|                    | 315.52-315.85      | Caliza              | Caja Este        | 7.92                               |
|                    |                    | Caliza              | Caja Este        | 11.03                              |
| SPM-12-03          | 403.5-403.9        | Caliza marmolizada  | Caja Oeste       | 7.86                               |
|                    |                    | Caliza marmolizada  | Caja Oeste       | 5.59                               |
|                    |                    | Caliza marmolizada  | Caja Oeste       | 9.06                               |
|                    |                    | Caliza marmolizada  | Caja Oeste       | 7.38                               |
|                    |                    | Caliza marmolizada  | Caja Oeste       | 5.44                               |
|                    |                    | Caliza marmolizada  | Caja Oeste       | 6.66                               |
|                    |                    | Caliza marmolizada  | Caja Oeste       | 7.71                               |
|                    |                    | Caliza marmolizada  | Caja Oeste       | 6.61                               |
| SPM-12-26          | 140.5 - 140.7      | Caliza silicificada | Caja Este        | 5.41                               |
|                    |                    | Caliza silicificada | Caja Este        | 9.63                               |
|                    |                    | Caliza silicificada | Caja Este        | 6.46                               |

| Perforación | Profundidad     | Litología           | Ubicación | $\sigma_t$ (MPa) |
|-------------|-----------------|---------------------|-----------|------------------|
|             |                 | Caliza silicificada | Caja Este | 7.36             |
| SPM-12-26   | 140.7 – 141.25  | Caliza silicificada | Caja Este | 8.19             |
|             |                 | Caliza silicificada | Caja Este | 7.14             |
| ALS-13-01   | 129.05 – 129.40 | Caliza mineralizada | Veta      | 9.67             |
|             |                 | Caliza mineralizada | Veta      | 10.25            |
|             |                 | Caliza mineralizada | Veta      | 10.28            |
|             |                 | Caliza mineralizada | Veta      | 8.94             |
|             |                 | Caliza mineralizada | Veta      | 9.99             |
| ALS-13-01   | 147.45 – 147.80 | Caliza mineralizada | Veta      | 8.20             |
|             |                 | Caliza mineralizada | Veta      | 11.38            |
|             |                 | Caliza mineralizada | Veta      | 9.81             |
|             |                 | Caliza mineralizada | Veta      | 9.73             |
|             |                 | Caliza mineralizada | Veta      | 10.05            |
| ALS-13-01   | 154.80 – 155.50 | Caliza mineralizada | Veta      | 11.65            |
|             |                 | Caliza mineralizada | Veta      | 9.85             |
|             |                 | Caliza mineralizada | Veta      | 10.70            |
|             |                 | Caliza mineralizada | Veta      | 11.48            |
|             |                 | Caliza mineralizada | Veta      | 8.52             |

#### 4.5.7 Ensayos de Absorción de Agua a Presión (tipo Lugeon)

En el macizo rocoso se realizaron ensayos de absorción de agua a presión (tipo Lugeon), los que consisten en la infiltración de agua a una presión constante durante un período de 5 a 10 minutos, en un tramo de perforación previamente aislado con un obturador. El ensayo generalmente consta de cinco etapas de presión, la cual se incrementa gradualmente hasta una presión máxima, para finalmente descender hasta el valor mínimo inicial. La presión máxima del ensayo fue igual a la cobertura de roca. La presión intermedia y la presión mínima fueron equivalentes a 60 y 30 % de la máxima, respectivamente.

Durante el ensayo se obtienen cinco resultados de absorción de agua a presión. De estos valores, se seleccionó un valor representativo mediante el criterio de Houlby. Los procedimientos de evaluación de los ensayos y ensayos realizados se consignan en el Anexo 3 y Anexo 4, los valores representativos obtenidos se presentan en la tabla 18.

Para calcular el coeficiente de conductividad hidráulica a partir del ensayo Lugeon, se utilizó la fórmula recomendada en el Earth Manual del U.S. Bureau of Reclamation (1974).

#### 4.5.8 Ensayos Tipo Lefranc

En las zonas donde se atravesó el macizo rocoso intensamente fracturado se realizaron ensayos de permeabilidad con el método Lefranc de tipo carga variable y carga constante. La conductividad fue determinada con la fórmula recomendada en el Earth Manual del U.S. Bureau of Reclamation (1974) y los resultados obtenidos se presentan en la tabla 18. En el Anexo 3 y 4 se incluyen los formatos con los procedimientos de ejecución y evaluación de los ensayos.

**Tabla 18. Resultados de ensayos de permeabilidad en la zona de la Veta Real**

| Sondeo | Profundidad (m) |        | Ensayo de absorción de agua a presión |          | Ensayo tipo Lefranc<br>k (cm/s) | Grado de Permeabilidad según k |
|--------|-----------------|--------|---------------------------------------|----------|---------------------------------|--------------------------------|
|        |                 |        | U.L.                                  | k (cm/s) |                                 |                                |
| ALS-01 | 50.00           | 55.00  | 1.33                                  | 3.35E-05 |                                 | Baja                           |
| ALS-01 | 60.00           | 65.00  | 2.18                                  | 5.08E-05 |                                 | Baja                           |
| ALS-01 | 70.00           | 75.00  | 1.98                                  | 4.32E-05 |                                 | Baja                           |
| ALS-01 | 90.00           | 95.00  | 4.85                                  | 9.59E-05 |                                 | Baja                           |
| ALS-01 | 100.00          | 105.00 | 0.31                                  | 6.03E-06 |                                 | Muy Baja                       |
| ALS-01 | 110.00          | 115.00 | 0.62                                  | 1.33E-05 |                                 | Baja                           |
| ALS-01 | 120.00          | 125.00 | 0.49                                  | 1.03E-05 |                                 | Baja                           |
| ALS-01 | 130.00          | 135.00 | 1.46                                  | 1.83E-05 |                                 | Baja                           |
| ALS-01 | 140.00          | 145.00 | 5.9                                   | 7.36E-05 |                                 | Baja                           |

| Sondeo | Profundidad (m) |        | Ensayo de absorción de agua a presión |          | Ensayo tipo Lefranc k (cm/s) | Grado de Permeabilidad según k |
|--------|-----------------|--------|---------------------------------------|----------|------------------------------|--------------------------------|
|        |                 |        | U.L.                                  | k (cm/s) |                              |                                |
| ALS-01 | 150.00          | 155.00 | 1.57                                  | 1.94E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-01 | 160.00          | 165.00 | 69.08                                 | 8.30E-04 |                              | Baja                           |
| ALS-01 | 170.00          | 175.00 | 1.07                                  | 1.33E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-01 | 180.00          | 185.00 | 1.87                                  | 2.31E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-01 | 206.00          | 211.00 | 0.92                                  | 1.13E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-01 | 215.00          | 220.10 | 1.42                                  | 1.75E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-03 | 15.00           | 20.00  | 18.49                                 | 2.27E-04 |                              | Baja                           |
| ALS-03 | 25.00           | 30.00  | 4.68                                  | 5.77E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-03 | 35.00           | 39.80  | 0.42                                  | 6.27E-06 |                              | Muy Baja                       |
| ALS-03 | 45.00           | 50.50  | 5.53                                  | 6.95E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-03 | 55.00           | 60.00  | 3.8                                   | 4.69E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-03 | 65.00           | 70.00  | 3.73                                  | 4.59E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-03 | 75.00           | 80.50  | 2.3                                   | 2.89E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-03 | 84.50           | 89.50  | 1.61                                  | 2.02E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-03 | 95.00           | 100.00 | 3.17                                  | 3.98E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-03 | 105.00          | 110.00 | 0.25                                  | 3.12E-06 |                              | Muy Baja                       |
| ALS-03 | 114.50          | 119.50 | 0.05                                  | 5.91E-07 |                              | Muy Baja                       |
| ALS-03 | 125.00          | 130.00 | 11.42                                 | 1.39E-04 |                              | Baja                           |
| ALS-03 | 135.00          | 140.00 | 0.62                                  | 7.67E-06 |                              | Muy Baja                       |
| ALS-03 | 145.00          | 150.00 | 1.39                                  | 1.71E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-03 | 155.00          | 160.00 | 0.82                                  | 1.02E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-03 | 165.00          | 170.00 | 0.68                                  | 8.33E-06 |                              | Muy Baja                       |
| ALS-03 | 175.00          | 180.00 | 0.49                                  | 6.01E-06 |                              | Muy Baja                       |
| ALS-03 | 185.00          | 190.00 | 0.67                                  | 8.24E-06 |                              | Muy Baja                       |
| ALS-03 | 195.00          | 200.00 | 0.54                                  | 6.63E-06 |                              | Muy Baja                       |
| ALS-03 | 205.00          | 210.00 | 0.15                                  | 1.91E-06 |                              | Muy Baja                       |
| ALS-03 | 215.00          | 220.00 | 0.95                                  | 1.17E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-03 | 225.00          | 230.00 | 0.59                                  | 7.26E-06 |                              | Muy Baja                       |
| ALS-03 | 235.00          | 239.50 |                                       |          | 6.55E-06                     | Muy Baja                       |
| ALS-03 | 314.50          | 320.50 | 0.3                                   | 3.91E-06 |                              | Muy Baja                       |
| ALS-03 | 324.50          | 329.50 | 0.46                                  | 5.63E-06 |                              | Muy Baja                       |
| ALS-03 | 335.00          | 340.00 | 0.24                                  | 2.99E-04 |                              | Baja                           |
| ALS-03 | 345.00          | 350.00 | 0.22                                  | 2.73E-06 |                              | Muy Baja                       |
| ALS-04 | 15.50           | 20.50  | 2.91                                  | 3.59E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-04 | 24.50           | 29.50  | 2.2                                   | 5.35E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-04 | 35.00           | 40.00  | 1.7                                   | 2.10E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-04 | 45.00           | 50.00  |                                       |          | 3.51E-04                     | Baja                           |
| ALS-04 | 55.00           | 60.00  | 2.5                                   | 3.08E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-04 | 65.00           | 70.00  | 0.31                                  | 6.59E-06 |                              | Muy Baja                       |

| Sondeo | Profundidad (m) |        | Ensayo de absorción de agua a presión |          | Ensayo tipo Lefranc k (cm/s) | Grado de Permeabilidad según k |
|--------|-----------------|--------|---------------------------------------|----------|------------------------------|--------------------------------|
|        |                 |        | U.L.                                  | k (cm/s) |                              |                                |
| ALS-04 | 75.50           | 80.50  | 0.8                                   | 9.84E-06 |                              | Muy Baja                       |
| ALS-04 | 84.50           | 89.50  | 2.43                                  | 3.00E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-04 | 95.00           | 100.00 | 0.77                                  | 9.47E-06 |                              | Muy Baja                       |
| ALS-04 | 105.50          | 110.50 | 0.34                                  | 4.24E-06 |                              | Muy Baja                       |
| ALS-04 | 114.60          | 119.60 | 0.79                                  | 9.81E-06 |                              | Muy Baja                       |
| ALS-04 | 125.00          | 130.00 | 1.11                                  | 1.37E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-04 | 135.06          | 140.06 | 1.25                                  | 1.54E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-04 | 144.60          | 149.60 | 1.32                                  | 1.63E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-04 | 155.00          | 160.00 | 0.41                                  | 5.07E-06 |                              | Muy Baja                       |
| ALS-04 | 165.50          | 170.50 | 0.92                                  | 1.14E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-04 | 174.50          | 179.50 | 0.65                                  | 8.01E-06 |                              | Muy Baja                       |
| ALS-04 | 185.00          | 190.00 | 1.29                                  | 1.59E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-04 | 195.00          | 200.60 | 1.35                                  | 1.66E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-04 | 204.60          | 209,50 | 1.79                                  | 2.20E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-04 | 215.30          | 220.30 |                                       |          | 8.05E-05                     | Baja                           |
| ALS-04 | 225.50          | 230.50 |                                       |          | 2.95E-05                     | Baja                           |
| ALS-04 | 244.60          | 249.60 | 1.07                                  | 1.32E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-04 | 255.50          | 260.50 | 1.79                                  | 2.20E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-04 | 264.90          | 269.90 | 1.39                                  | 1.71E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-04 | 285.20          | 290.20 | 1.39                                  | 1.71E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-04 | 294.70          | 299.70 | 1.39                                  | 1.71E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-04 | 345,60          | 350.60 | 1.1                                   | 1.36E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-04 | 365.00          | 370.00 | 0.85                                  | 1.05E-05 |                              | Baja                           |
| ALS-04 | 374.30          | 379.30 | 1.3                                   | 1.61E-05 |                              | Baja                           |

#### 4.5.9 Evaluación de resultados

La caracterización del macizo rocoso se basó en los resultados obtenidos de los logeos geotécnicos realizados por corridas (de taco a taco) y para cada corrida se estimaron los índices  $RMR_{76}$  (Bieniawski, 1976) con las cuales se elaboraron los gráficos de  $RMR_{76}$  versus longitud del Taladro relogueado.

En los planos, se presentan la distribución de valores de  $RMR_{76}$  a lo largo de los tramos relogueados y en el Tabla 19, se resumen los resultados del tipo de roca en base al  $RMR_{76}$  para ambas cajas y la veta. En el extremo sureste (SPM-12-01) las rocas encajonantes (Caja I y Caja II) son de roca regulares y la veta varia de regular a buena.



En la zona central (SPM-12-20, SPM-12-41, SPM-12-03 y SPM 12-04) la caja I varía de mala a buena dependiendo de las secciones geomecánicas analizadas (Ver Planos), la veta varía de regular a buena y la caja II de regular a buena. Finalmente en la zona noroeste (SPM-12-26) las cajas y la veta son regulares, se ha corroborado estos datos con las secciones geomecánicas modeladas y se ha verificado que los valores de RMR son muy acordes.

**Tabla 19. Resumen de los valores de RMR en Caja I, veta y Caja II**

| Taladro   | RMR (Bieniawski, 1976)    |                 |                           |
|---|---------------------------|-----------------|---------------------------|
|   | Caja I (SW)<br>Caja Techo | Veta            | Caja II (NE)<br>Caja Piso |
| SPM-12-01   | Regular                   | Regular a buena | Regular                   |
| SPM-12-03   | Regular a buena           | Regular a buena | Regular a buena           |
| SPM-12-04   | Mala a regular            | Mala a regular  | Regular                   |
| SPM-12-20   | Regular                   | Regular         | Mala a regular            |
| SPM-12-26   | Regular                   | Regular         | Regular                   |
| SPM-12-41   | Regular                   | Regular         | Regular                   |
| Donde: Roca muy buena ( $80 < RMR < 100$ ), roca buena ( $60 < RMR < 80$ ), regular ( $40 < RMR < 60$ ), roca mala ( $20 < RMR < 40$ ), |                           |                 |                           |

#### 4.6 Mapeo por el Método de Celdas

Se realizaron mapeos geomecánicos por el método de celdas en los afloramientos rocosos, zonas de interés superficial y en el túnel exploratorio en una longitud de los 60 metros iniciales del túnel.

En cada una de las cuatro estaciones geomecánicas se identificaron y cuantificaron las principales familias de discontinuidades. Para cada familia se determinó la orientación (buzamiento y dirección de buzamiento), el espaciado, la persistencia, la rugosidad, la resistencia de la pared de la discontinuidad, la abertura, el relleno, el grado de meteorización, la resistencia del relleno, y la condición del flujo de agua. Asimismo se determinó la forma del bloque y el rango de tamaños y volumen de los bloques, tal como se muestra en el Tabla 20. Los índices RQD se estimaron mediante la frecuencia de discontinuidades (Hudson y Priest, 1976) y el número total de discontinuidades por metro cúbico ( $J_v$ ) (Palmstrom, 1982).

**Tabla 20. Registro de la Estación Geomecánica Subterránea EG'-04**

|   | CARACTERÍSTICAS                          | FAMILIA 1                     | FAMILIA 2 | FAMILIA 3 |           |
|---|--|-------------------------------|-----------|-----------|-----------|
| ORIENTACIÓN                             | Litología/Tipo                           | Caliza                        | Caliza    | Caliza    |           |
|   | Dirección de Buzamiento                  | 315                           | 330       | 330       |           |
|   | Buzamiento                               | 70                            | 75        | 60        |           |
| CARACTERÍSTICAS DE LAS DISCONTINUIDADES | Resistencia a la compresión Simple (MPa) | R3/R4                         | R3/R4     | R4        |           |
|   | Frecuencia (J/m)                         | 4,0.                          | 4,0.      | 2-3       |           |
|   | Espaciado entre Discont (cm)             | 30,3                          | 12,15,15  | 50,35,35  |           |
|   | Condiciones de Discontinuidad            | Persistencia (m)              | >3        | 3         | 3         |
|   |  | Separación (mm)               | A         | AA        | AA        |
|   |  | Rugosidad (Nivel 1 / Nivel 2) | L         | LR        | L         |
|   |  | Relleno                       | LM        | C         | LM Blando |
| Meteorización                           |  | W2                            | W2        | W2        |           |
| Agua Subterránea                        | H  | H                             | H         |           |           |

En total se registraron 9 estaciones geomecánicas, de los cuales 5 estaciones están ubicadas en superficie y 4 en el túnel exploratorio. En cada estación se identificaron de dos a tres familias de discontinuidades, registrándose 21 discontinuidades. En el Tabla 21 se lista la ubicación de las Estaciones Geomecánicas, incluyendo los sistemas de discontinuidades por cada estación.

**Tabla 21. Listado de las estaciones geomecánicas**

| Estación Geomecánica | Ubicación   | Coordenadas |         | Sistema de discontinuidades |              |              |
|----------------------|-------------|-------------|---------|-----------------------------|--------------|--------------|
|                      |             | Este        | Norte   | Fam 1 Bz/DBz                | Fam 2 Bz/DBz | Fam 3 Bz/DBz |
| EG-1                 | Superficie  | 354648      | 8729488 | 70/10                       | 65/230       | 30/150       |
| EG-2                 | Superficie  | 354673      | 8729469 | 75/210                      | 50/10        | -            |
| EG-3                 | Superficie  | 354579      | 8729883 | 45/90                       | 80/115       | -            |
| EG-4                 | Superficie  | 354604      | 8729529 | 55/230                      | 75/320       | -            |
| EG-5                 | Superficie  | 354603      | 8729566 | 85/230                      | 10/250       | 85/180       |
| EG-1'                | Subterránea | 354716      | 8729296 | 55/180                      | 60/340       | -            |
| EG-2'                | Subterránea | 354730      | 8729297 | 75/300                      | 45/10        | -            |
| EG-3'                | Subterránea | 354745      | 8729299 | 65/35                       | 55/350       | -            |
| EG-4'                | Subterránea | 354760      | 8729299 | 70/315                      | 75/330       | 60/330       |

En cada estación geomecánica se utilizó la clasificación geomecánica de Bieniawski conocido como RMR (Bieniawski, 1989). La evaluación y la interpretación de cada estación geomecánica se presentan en el anexo C.

#### 4.6.1 Mapeo Geomecánico Subterráneo y Superficial

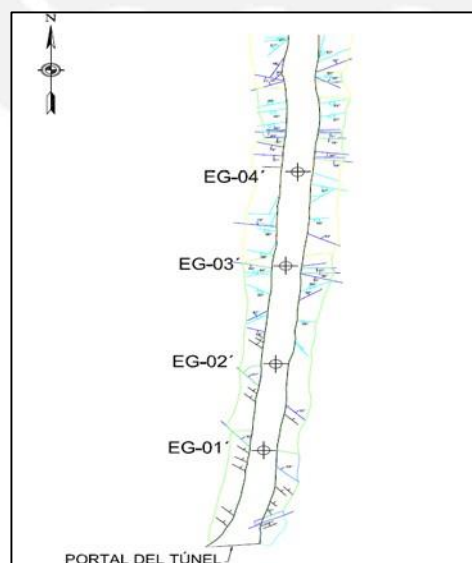
La Rampa de Exploración tiene una sección aproximada de 3.0 x 3.0 metros con una pendiente de 1%. Se mapeó en progresivas cada 15 m, tal como se indica en la Figura 8. Posteriormente se complementó dicha información con el mapeo estructural de la rampa de exploración realizada por SPM.

La clasificación geomecánica de la Rampa de Exploración dio como resultado una calidad de roca regular con un RMR entre 40 a 60 (Tabla 22), verificando así el comportamiento de la calidad de roca encajonante de la Veta Real ya evaluada anteriormente a partir de los logeos geotécnicos. Los registros del Mapeo Geomecánico se encuentran en el anexo C.

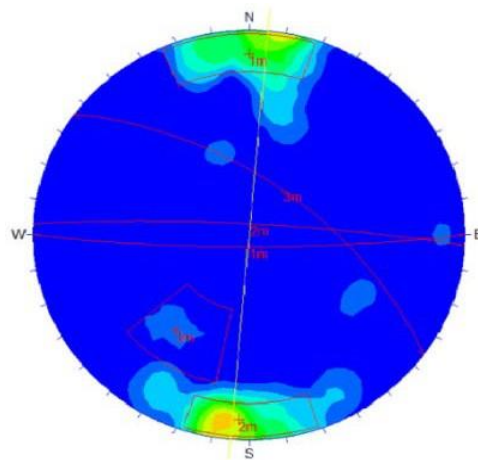
**Tabla 22. Índices del Macizo Rocoso en la Rampa de Exploración**

| Labor                | Progresiva (m) | RMR (1989) | Q (1974) |
|----------------------|----------------|------------|----------|
| Rampa de Exploración | 0+15           | 42         | 0.8      |
|                      | 0+30           | 54         | 3.03     |
|                      | 0+45           | 49         | 1.74     |
|                      | 0+60           | 49         | 1.74     |

Del análisis estereográfico global del túnel de exploración se determinaron 3 principales familias de discontinuidades: 83/180, 84/03, 60/36.



**Figura 8. Estaciones Geomecánicas Subterráneas – Rampa de Exploración**



| FAMILIA | Orientación de las discontinuidades |                         |
|---------|-------------------------------------|-------------------------|
|         | Buzamiento                          | Dirección de Buzamiento |
| 1m      | 83°                                 | 180°                    |
| 2m      | 84°                                 | 3°                      |
| 3m      | 60°                                 | 36°                     |

**Figura 9. Análisis Estereográfico de la Rampa de Exploración**

Las 5 estaciones geomecánicas superficiales que se realizaron en los afloramientos de la Veta Real se presentan en el Tabla 23.

**Tabla 23. Índices del Macizo Rocoso en los afloramientos de la Veta Real**

| Estación Geomecánica | Roca         | Norte  | Este    | RMR (1989) | Q (1974) |
|----------------------|--------------|--------|---------|------------|----------|
| EG-1                 | Caliza       | 354648 | 8729488 | 45         | 1.17     |
| EG-2                 | Mineralizada | 354673 | 8729469 | 60         | 5.82     |
| EG-3                 | Caliza       | 354579 | 8729883 | 55         | 3.56     |
| EG-4                 | Caliza gris  | 354604 | 8729529 | 56         | 3.96     |
| EG-5                 | Mineralizada | 354603 | 8729566 | 57         | 4.13     |

## 5 CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

---

Los parámetros que influyen en el comportamiento o controlan la resistencia del macizo rocoso son: las propiedades geotécnicas de la roca intacta, el patrón de la distribución de los sistemas de discontinuidades y las características intrínsecas de las mismas.

La caracterización del macizo rocoso fue evaluada en base al logeo de 101 taladros de exploración (SPM). La clasificación del macizo rocoso para cada taladro logeado fue obtenida mediante el sistema de clasificación geomecánica  $RMR_{76}$  (Bieniawski, 1976) Con los RMR calculados se elaboró un modelo geomecánico para analizar cinco secciones geomecánicas transversales representativas (secciones A-A', B-B', C-C', D-D', E-E') a lo largo del cuerpo mineralizado con la finalidad de determinar la calidad de la roca circundante a dicho cuerpo.

Finalmente, con el objeto de obtener las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, se realizó una campaña de muestreo en los taladros de exploración, SPM-12-01, SPM-12-03, SPM-12-04, SPM-12-20, SPM-12-26, SPM-12-41 y en las 4 Estaciones Geomecánicas ubicadas en la Rampa de Exploración para obtener muestras de roca intacta representativas que fueron enviadas a un laboratorio de mecánica de rocas de una institución de prestigio para su análisis.

### 5.1 Macizo Rocosos

La caracterización del macizo rocoso fue evaluada en base al logeo geotécnico de 130 taladros de exploración (SPM) y a los 4 Taladros de Exploración Diamantina con testigos orientados. La clasificación del macizo rocoso para cada taladro logeado fue obtenida mediante el sistema de clasificación geomecánica  $RMR_{76}$  (Bieniawski, 1976). Con los RMR calculados se elaboró un modelo de bloques geomecánico descrito ampliamente en el capítulo 5, con la finalidad de determinar la calidad de la roca en la zona del proyecto.

Los parámetros que influyen en el comportamiento o controlan la resistencia del macizo rocoso son: las propiedades geotécnicas de la roca intacta, el patrón de la distribución de los sistemas de discontinuidades y las características intrínsecas de las mismas.



### 5.1.1 Propiedades de la roca intacta

Para la caracterización del macizo rocoso se realizaron un total de 167 ensayos de Laboratorio de mecánica de rocas, tal como se detalla en la Tabla 24, en muestras de roca que en la medida de lo posible, se trató de elegir las que más se acercaran a la condición de roca intacta. Las muestras seleccionadas de los diferentes taladros fueron sometidas a diversos ensayos a fin de determinar sus propiedades físicas, de resistencia y de deformabilidad.

Se realizaron un total de 9 ensayos para determinar las propiedades físicas (densidad seca, densidad saturada, porosidad aparente y absorción) de la roca intacta. En la Tabla 24 se muestra un resumen de los valores promedios obtenidos para las distintas unidades litológicas presentes en el macizo rocoso. Se observa una alta densidad por parte de caliza mineralizada (mineral) de 3.06 gr/cm<sup>3</sup>.

**Tabla 24. Resultados de los ensayos de propiedades físicas de roca intacta**

| Litología           | Densidad Seca         | Densidad Saturada     | Porosidad Aparente | Absorción % |
|---------------------|-----------------------|-----------------------|--------------------|-------------|
|                     | (gr/cm <sup>3</sup> ) | (gr/cm <sup>3</sup> ) | %                  |             |
| Caliza              | 2.73                  | 2.74                  | 0.56               | 0.21        |
| Caliza marmolizada  | 2.75                  | 2.76                  | 1.44               | 0.52        |
| Caliza silicificada | 2.68                  | 2.69                  | 1.30               | 0.49        |
| Caliza mineralizada | 3.06                  | 3.07                  | 0.86               | 0,28        |

### 5.1.2 Resistencia a la Tracción (Método Brasilerero)

El valor de la resistencia a la tracción se utiliza para graficar los círculos de Mohr (envolvente de esfuerzos). Los resultados de los ensayos están indicados en la tabla 10 y el Informe de Laboratorio de Mecánica de Rocas en el Anexo 2. A continuación se muestra un resumen de los resultados para cada litología (Tabla 25)

**Tabla 25. Resumen de Resultados Ensayos de Tracción Indirecta**

| Litología           | $\sigma_t$ (MPa) |
|---------------------|------------------|
| Caliza              | 8.28             |
| Caliza marmolizada  | 7.04             |
| Caliza silicificada | 7.37             |
| Caliza mineralizada | 10.03            |

### 5.1.3 Ensayos de carga puntual

Los resultados índices ( $I_{s(50)}$ ) de los 120 Ensayos de Carga Puntual realizados se resumen estadísticamente en las Tablas 26 y 27.

**Tabla 26. Resumen de los Valores  $I_{s(50)}$  de los Ensayos de Carga Puntual según su Litología**

| Litología           | Índice de Carga Puntual $I_{s(50)}$ (MPa) |        |          | Cantidad de Ensayos |
|---------------------|---|--------|----------|---------------------|
|                     | Mínimo                                    | Máximo | Promedio |                     |
| Caliza              | 1.25                                      | 8.99   | 3.98     | 85                  |
| Caliza Mineralizada | 4.39                                      | 11.16  | 7.05     | 19                  |
| Mineral Masivo      | 5.12                                      | 11.55  | 7.99     | 6                   |
| Skarn Mineralizado  | 2.16                                      | 7.15   | 4.08     | 10                  |

**Tabla 27. Resumen de los Valores  $I_{s(50)}$  de los Ensayos de Carga Puntual según su Ubicación**

| Zona       | Índice de Carga Puntual $I_{s(50)}$ $\sigma$ MPa |        |          | Cantidad de Ensayos |
|------------|--|--------|----------|---------------------|
|            | Mínimo   | Máximo | Promedio |                     |
| Caja Este  | 1.25   | 9.84   | 4.78     | 32                  |
| Veta       | 1.59   | 11.16  | 5.17     | 36                  |
| Caja Oeste | 1.7  | 11.55  | 4.27     | 52                  |

A partir del índice de carga puntual corregido  $I_{s(50)}$  se puede utilizar la fórmula de E. Broch y J. A. Franklin para estimar la resistencia a la compresión simple:

$$\sigma_c = K I_{s(50)}$$

En la que:

$I_{s(50)}$ : Índice de carga puntual corregido para un diámetro de muestra de 50 mm (en MPa)

$\sigma_c$ : Resistencia a la compresión simple estimada a partir del  $I_{s(50)}$  (en MPa)

K: Factor de conversión

De acuerdo con investigaciones recientes (Hawkins, 1998 y Thuro, 2001), el factor K, puede variar entre **10 y 50**, por lo que en general se recomienda efectuar ensayos de compresión simple y de carga puntual por cada grupo de muestras de un tipo de roca dado, con el fin de determinar dicho factor de conversión.

**Tabla 28. Resumen de Factor K estimado para litologías**

| Litología           | Factor K |
|---------------------|----------|
| Caliza Marmolizada  | 19.4     |
| Caliza              | 18.5     |
| Caliza Silificada   | 19.1     |
| Caliza Mineralizada | 13.6     |
| Mineral Masivo      | 13.1     |
| Skarn Mineralizado  | 18.9     |

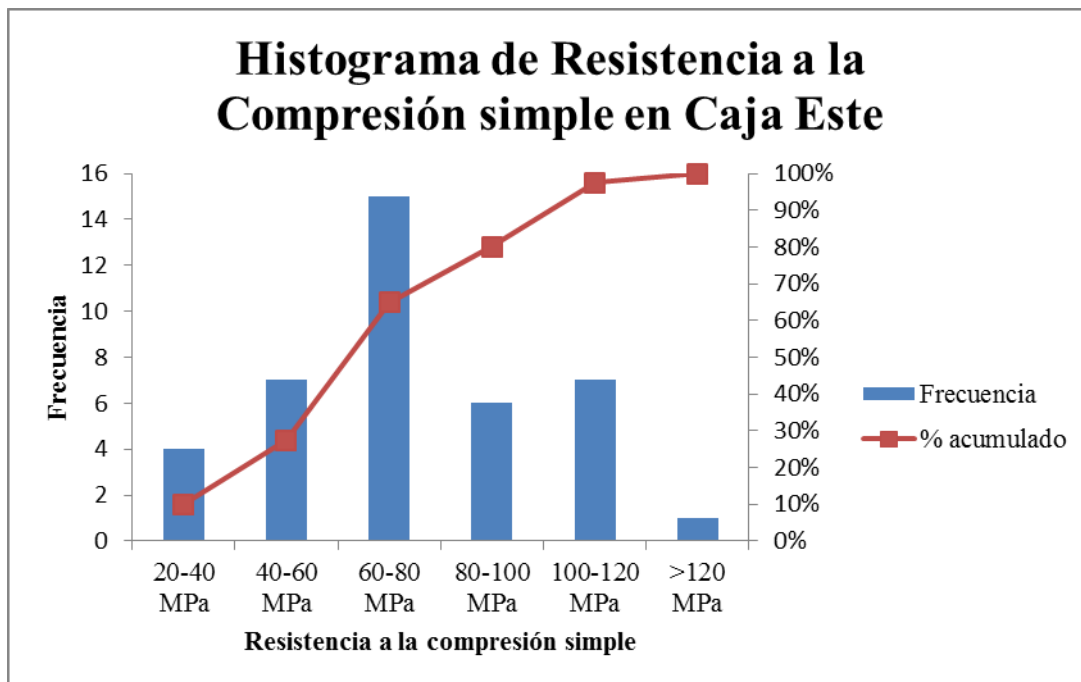
#### 5.1.4 Ensayos de Resistencia Mecánica

La resistencia a la compresión simple de la roca intacta fue estimada fue determinada en el laboratorio de Mecánica de Rocas en muestras representativas de roca intacta. Se realizaron ensayos de compresión simple y carga puntual. Toda esta información fue incorporada, compatibilizada y promediada. En la Tabla 29, se presenta un resumen con los valores promedios obtenidos de las distintas unidades litológicas presentes en el macizo rocoso.

**Tabla 29. Resistencia de la roca intacta**

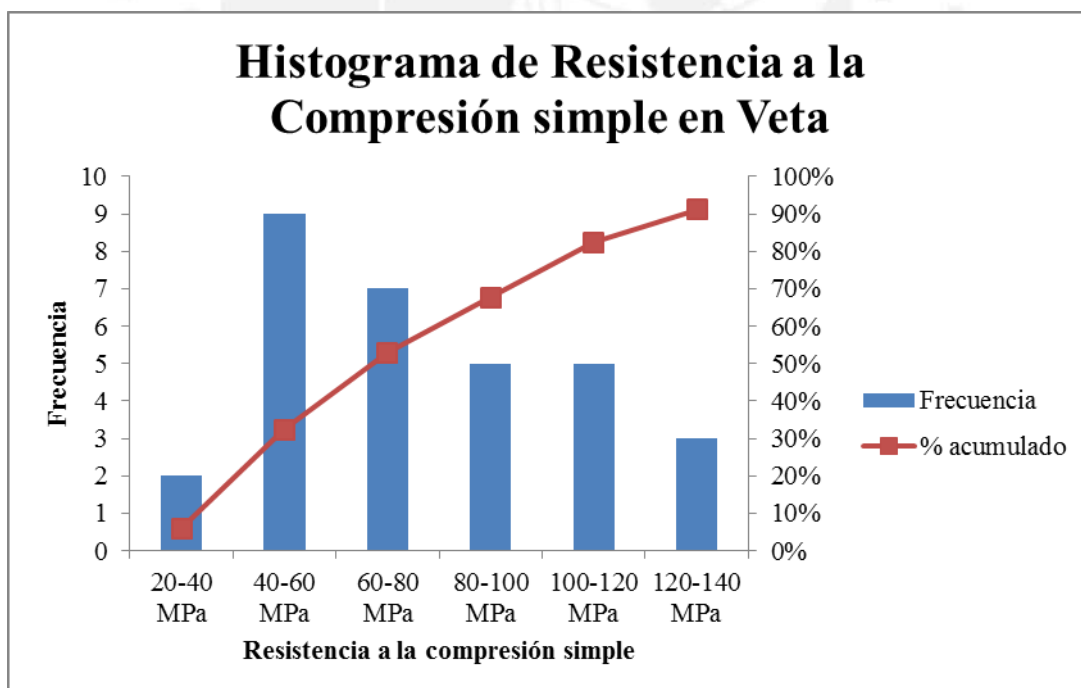
| Litología             | $\sigma$ mínimo (MPa) | $\sigma$ máximo (MPa) | $\sigma$ promedio (MPa) |
|-----------------------|-----------------------|-----------------------|-------------------------|
| Caliza                | 23.13                 | 166.32                | 73.61                   |
| Caliza marmolizada    | 68.77                 | 155.31                | 88.06                   |
| Caliza mineralizada   | 59.70                 | 164.42                | 95.89                   |
| Caliza recristalizada | 80.65                 | 80.65                 | 80.65                   |
| Caliza silicificada   | 56.09                 | 76.66                 | 66.38                   |
| Mineral masivo        | 67.07                 | 151.31                | 104.63                  |
| Skarn mineralizado    | 40.82                 | 135.14                | 77.13                   |

Además se analizó estadísticamente los valores de resistencia a la compresión simple comprendidos dentro de la Caja Este, Veta y Caja Oeste, tal como se muestra en las Figuras 10,11 y 12.



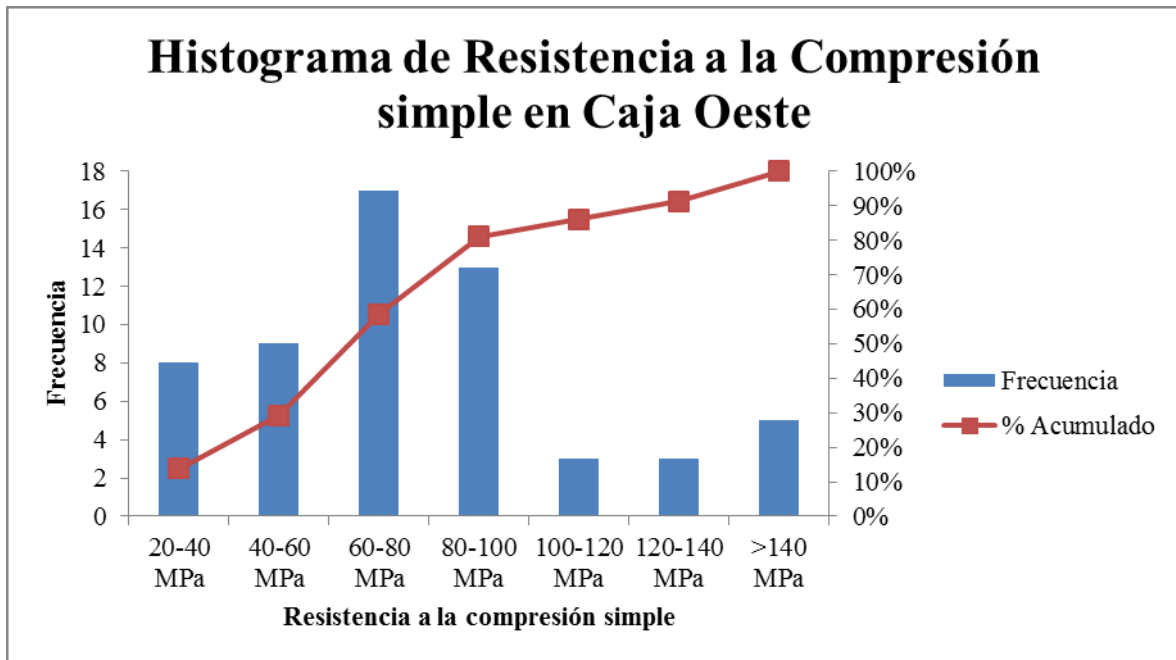
**Figura 10. Histograma de Resistencia a la Compresión Simple en la Caja Este**

Para la Caja Este se obtuvo que el promedio de resistencia a la compresión simple es de 75.38 MPa, y que esta varía entre 23 MPa y 128 MPa, además se observa que un 80% de los datos tienen una resistencia a la compresión simple menor a 100 MPa.



**Figura 11. Histograma de Resistencia a la Compresión Simple en la Veta**

Para la Veta se obtuvo que el promedio de resistencia a la compresión simple es de 83.17 MPa, y que esta varía entre 29 MPa y 162 MPa, además se observa que un 82% de los datos tienen una resistencia a la compresión simple menor a 120 MPa.



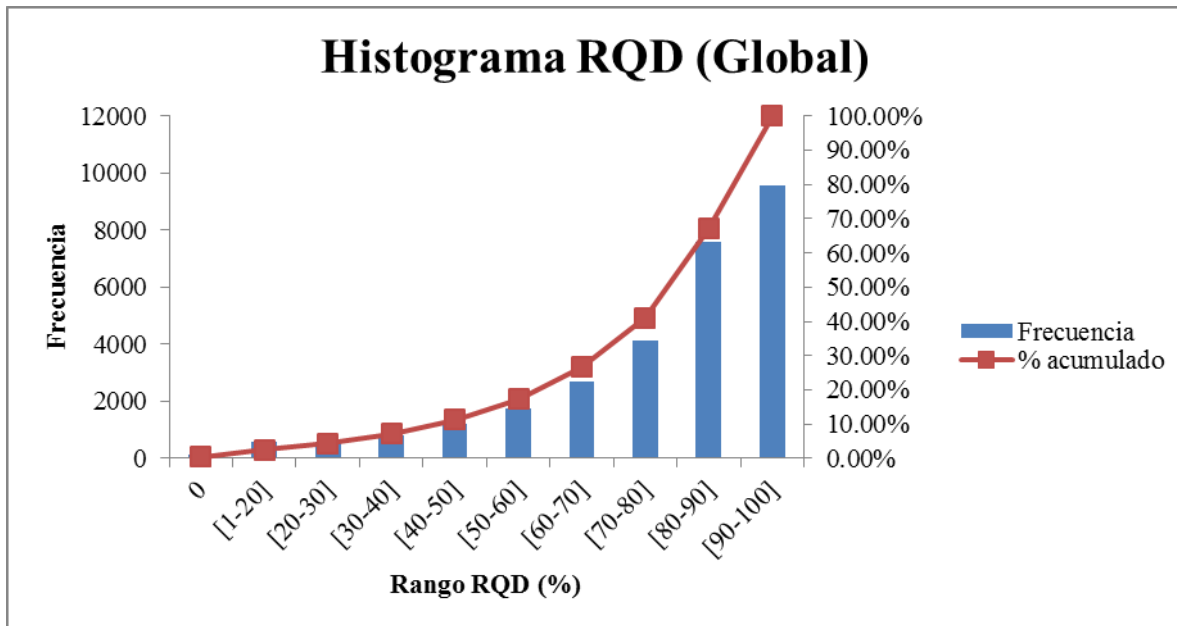
**Figura 12. Histograma de Resistencia a la Compresión Simple en la Caja Oeste**

Para la Caja Oeste se obtuvo que el promedio de resistencia a la compresión simple es de 78.57 MPa, y que esta varía entre 31 MPa y 166 MPa, además se observa que un 81% de los datos tienen una resistencia a la compresión simple menor a 100 MPa.

### 5.1.5 Índice RQD

El índice de designación de la calidad de la roca RQD (Deere, 1964) provee un estimado cuantitativo de la calidad de la masa rocosa a partir de los testigos de la perforación diamantina. El análisis Estadístico del RQD fue realizado de manera global para todos los datos de los Taladros Logueados Geomecánicamente (134 taladros en total) con la finalidad de apreciar el fracturamiento. Se utilizó compositos de 1.33 de longitud, del análisis se obtuvo que el RQD tiene una media de 77.78% y una mediana de 84.43% con lo cual se concluye que es una roca de buena calidad.





**Figura 13. Histograma RQD (Global)**

**Tabla 30. Estadística de RQD (Global)**

| Estadística RQD     | RQD (%) |
|---------------------|---------|
| Media               | 77.78   |
| Mediana             | 84.43   |
| Moda                | 100.00  |
| Desviación estándar | 20.91   |

### 5.1.6 Parámetros de Resistencia de Roca Intacta

Se procedió a calcular los parámetros de resistencia de la roca intacta con los ensayos triaxiales, ensayos de compresión simple y ensayos de tracción indirecta (ver Anexo 2), los resultados se muestran en la siguiente tabla:

**Tabla 31. Parámetros de Roca Intacta**

| Litología             | c (MPa) | Phi $\phi$ (°) | mi     |
|-----------------------|---------|----------------|--------|
| Caliza                | 13.418  | 48.141         | 9.373  |
| Caliza marmolizada    | 12.697  | 60.667         | 15.301 |
| Caliza silificada     | 11.907  | 49.902         | 9.623  |
| Caliza mineralizada   | 15.743  | 53.191         | 9.932  |
| Caliza recristalizada | 9.534   | 54.059         | 28.256 |

### 5.1.7 Clasificación Geomecánica

Para la clasificación geomecánica se utilizó los sistemas de Clasificación RMR<sub>76</sub> de Bieniawski (1976), Q de Barton (1973) y como complemento el Índice de Resistencia Geológica GSI (1994).

### 5.1.8 Sistema de Clasificación RMR<sub>76</sub>.

Este sistema fue desarrollado por Bieniawski (1976). El sistema considera seis parámetros de clasificación (Ver tabla 26), la suma de estos parámetros da el índice RMR, para el caso Minero se recomienda no considerar la valoración por ajuste de orientación.

El método de diseño del “Span Design” es el que se va aplicar para diseñar la luz máxima de las aberturas en corte y relleno ascendente. Este método tiene como parámetros de entrada el valor de RMR<sub>76</sub> y la luz máxima que se excavará, con estos dos parámetros se obtiene si la excavación es estable, potencialmente estable o inestable.

Los parámetros que intervienen en la clasificación de macizo rocoso fueron obtenidos de los ensayos de mecánica de rocas en el laboratorio e inspección de los testigos de perforación.

**Tabla 32. Parámetros de Clasificación del Sistema RMR<sub>76</sub>**

| PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN                    | RANGO DE VALORES |
|--|------------------|
| Resistencia Uniaxial de la roca intacta        | 0 – 15           |
| Rock Quality Designation (RQD)                 | 3 – 20           |
| Espaciamiento de discontinuidades              | 5 – 30           |
| Condición de las discontinuidades              | 0 – 25           |
| Condiciones hidrogeológicas, agua subterránea  | 0 – 10           |
| (*) Ajuste por orientación de discontinuidades | (-12) – 0        |

(\*): No se considera la valoración para Minería

La clasificación del macizo rocoso según el índice RMR se indica en la Tabla 33.

**Tabla 33. Clases de Macizo Rocosos y sus Índices RMR**

| Índice RMR | Clase | Calidad del macizo rocoso |
|------------|-------|---------------------------|
| 81 - 100   | I     | Roca muy buena            |
| 61 - 80    | II    | Roca buena                |
| 41 - 60    | III   | Roca regular              |
| 21 - 40    | IV    | Roca mala                 |
| < 20       | V     | Roca muy mala             |

### 5.1.9 Sistema de Clasificación Q

El Índice de Calidad del Macizo Rocosos Q de Barton, está definido por:

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

Donde:

- **(RQD/J<sub>n</sub>) representa de forma cruda el tamaño de los bloques de roca.**
  - RQD = Rock Quality Designation: % del testigo de perforación diamantina de tamaño superior a 10 cm. Para el cálculo de Q se considera un rango entre 10% y 100%.
  - J<sub>n</sub> = número de familias de discontinuidades (este factor considera el efecto de las discontinuidades aisladas). Varía entre 0.5 (ausencia de discontinuidades) y 20 (roca triturada).
- **(J<sub>r</sub>/J<sub>a</sub>) representa la resistencia de las discontinuidades**
  - J<sub>r</sub> es el número de rugosidad de discontinuidades. Varía entre 0.5 (extremo desfavorable) a 4.0 (extremo favorable).
  - J<sub>a</sub> es el número de alteración de discontinuidades. Varía entre 0.75 (no alterada) a 20 (extremadamente alterada).
- **(J<sub>w</sub>/SRF) representa la resistencia del macizo rocoso al estado de esfuerzos (in situ)**
  - J<sub>w</sub> es el factor de reducción por agua. Varía entre 1 para excavaciones secas a 0.05 para excavaciones con gran flujo y presión de agua.
  - SRF = Stress Reduction Factor (Factor de Reducción de Esfuerzos) considera el efecto de los esfuerzos in situ los cuales si son grandes pueden producir la falla de la roca por compresión. Varía entre 0.5 (valor óptimo) y 20 (graves problemas de esfuerzos).

Debido a que el logueo geomecánico de taladros se efectuó en RMR<sub>76</sub>, se utilizó la relación  $RMR=9\ln Q +44$ , para estimar los valores de Q.

### 5.1.10 Índice GSI (Geological Strength Index)

El Índice de Resistencia Geológica GSI de Hoek & Brown (1995), actualizado en 2002 por Marino y Hoek et. al, es aquel que evalúa al macizo rocoso en función a dos criterios, estructura geológica y condición de la superficie de las juntas.

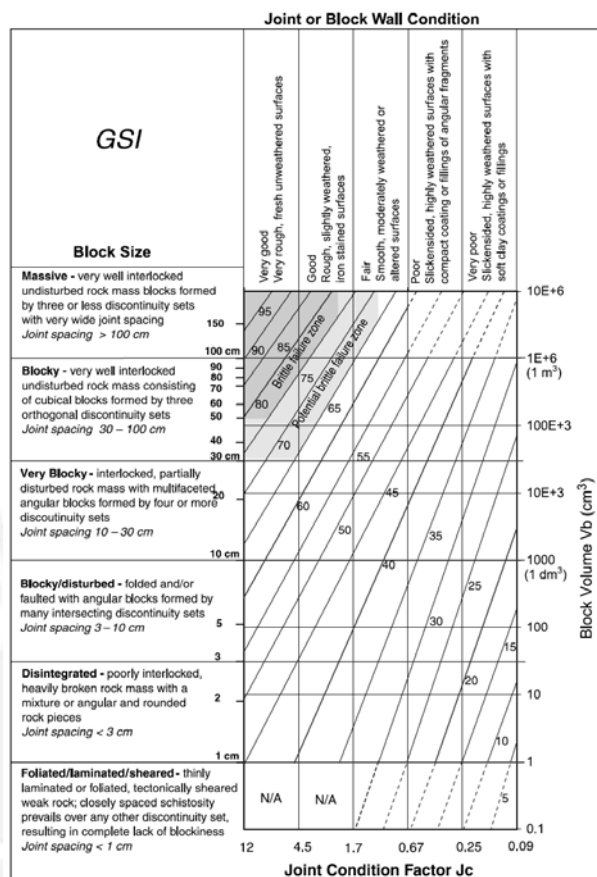


Figura 14. Parámetros de Clasificación GSI

El GSI para el presente estudio fue estimado de la relación  $GSI=RMR_{76}$ , que es una relación que se cumple en la mayoría de situaciones donde se tiene roca competente. (Hoek, Kaiser & Bawden) (1995)

### 5.2 Modelo Geomecánico

Con la finalidad de determinar la variabilidad y distribución de la calidad de la roca en toda la extensión tanto de la veta Real como de la roca encajonante (caja este y oeste), se ha visto por conveniente la realización de un Modelo geomecánico en función al RMR.

Con la información de los 134 sondajes, que incluyó coordenadas de los collares, desviaciones, corridas y atributos, siendo este último, los valores calculados de  $RMR_{76}$ , se procedió a trabajar el modelo de bloques.

Para efectos de este estudio, los valores de aguas subterráneas fueron considerados con el valor 7 en la asignación de valores para el cálculo del RMR; es decir, el que corresponde a un macizo húmedo.

Del mismo modo, en el caso de los parámetros que definen la resistencia de la roca intacta, la puntuación RMR fue correlacionada con los valores de resistencia estimados en terreno durante el logeo de los sondajes, como se indica más adelante en este mismo párrafo. La resistencia de la roca intacta se asignó como: “R5”=12; “R4”=7; “R3”=4; “R2”=2; “R1”=1.

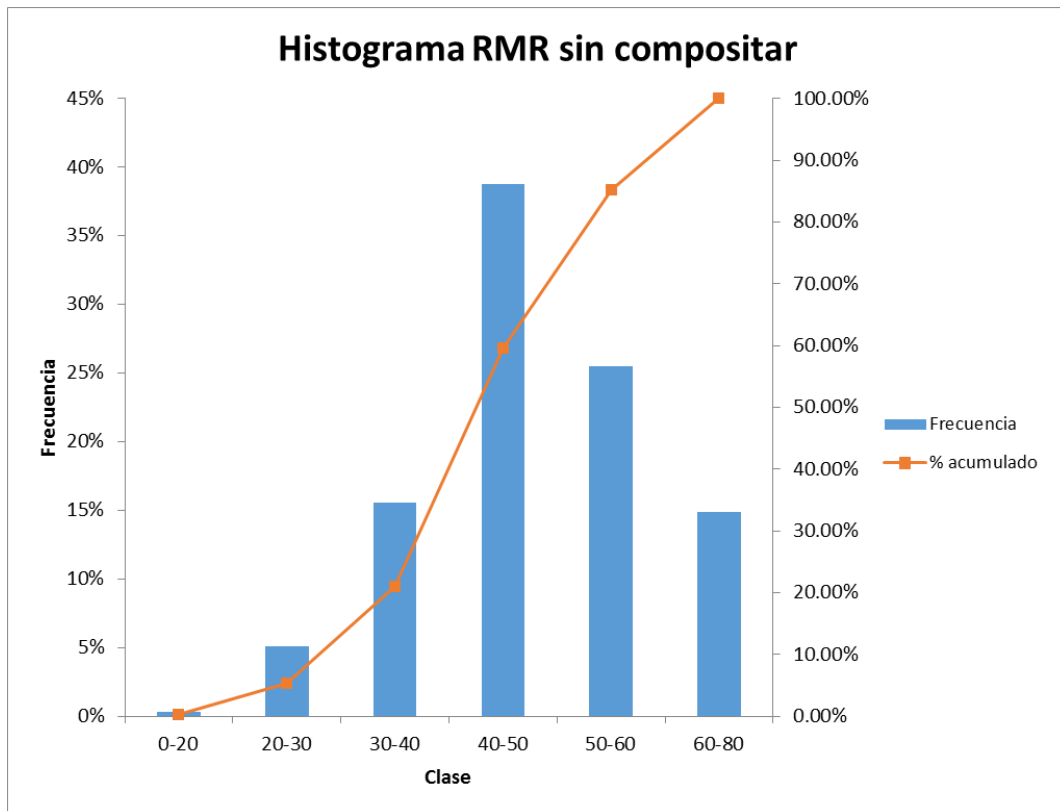
En el caso del parámetro de condición de fractura, se realizó una equivalencia entre la nomenclatura utilizada en terreno para describir este parámetro y la descripción de fracturas considerada por Bieniawski. Los valores asignados para la condición de fractura fueron: “1” = 25; “2” = 20; “3” = 12; “4” = 6; “5” = 0

El desarrollo aquí presentado no consideró una diferenciación por unidades geológicas o geotécnicas, debido a que aún no se han definido dichos cuerpos.

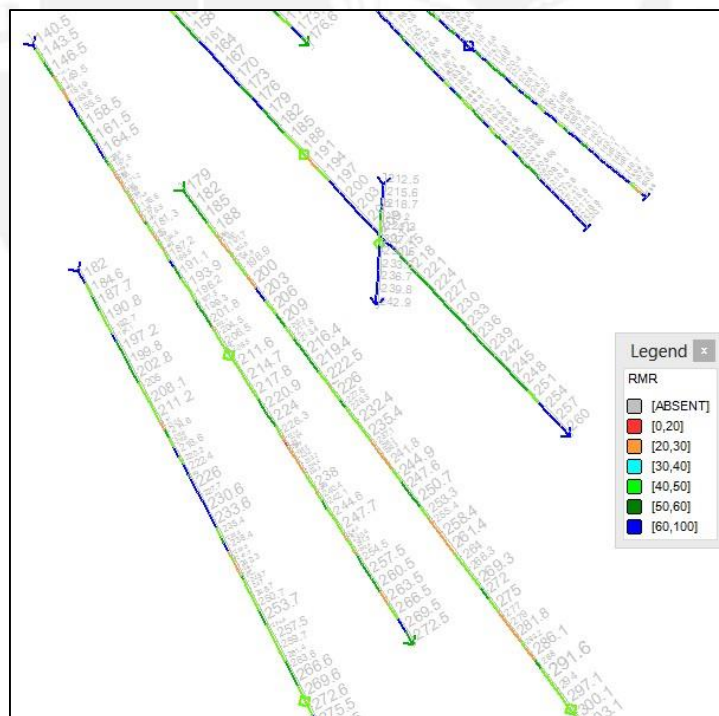
La figura 15 muestra a modo ilustrativo, los histogramas y frecuencias para el valor de  $RMR_{76}$ .

Para efectos visuales, el modelo consideró dividir los valores de RMR en 6 tramos de rangos de 10 puntos de valor de RMR (0-20, 20-30, 30-40, 40-50, 50-60 y 60-80), el último rango es tomado de esa forma ya que existen pocos datos entre 70 y 80, dichos intervalos fueron asociados con códigos de colores. Los rangos pueden modificarse de la forma que el usuario final desee según el grado de detalle que se necesite. La figura 16 muestra a modo ilustrativo, los taladros logeados con  $RMR_{76}$ .





**Figura 15. Histograma de los taladros antes de la composición**



**Figura 16. Taladros logeados con RMR76**

### 5.2.1 Composición de Sondajes

Como parte del programa de trabajo se realizó la estadística a la longitud de muestreo (Figura 17 y Tabla 34), para poder determinar posteriormente la longitud de composición, se observa en el histograma una moda en el rango de 1-1.5 y 2.5-3, se escogió que el modelo de bloques sería de 4x4x4m debido al tamaño de las labores mineras, por lo tanto se decide compositar a 1.33m, es así como tres tramos compositados podrían completar un bloque de 4 m, esta longitud fue escogida para mantener las distribución de  $RMR_{76}$  y tener un análisis variográfico (ver figura 18). Finalmente mostramos los taladros luego de la composición (ver figura 19).

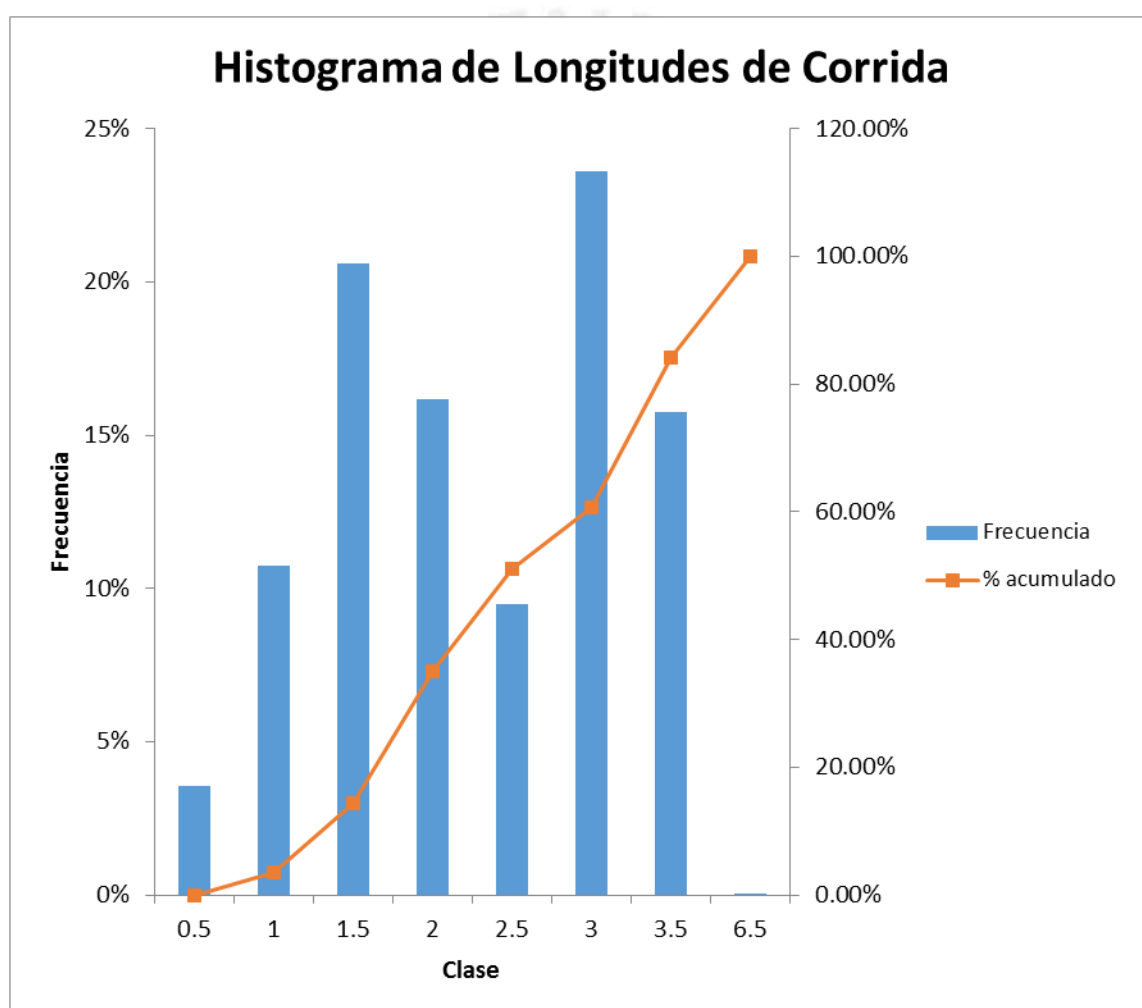
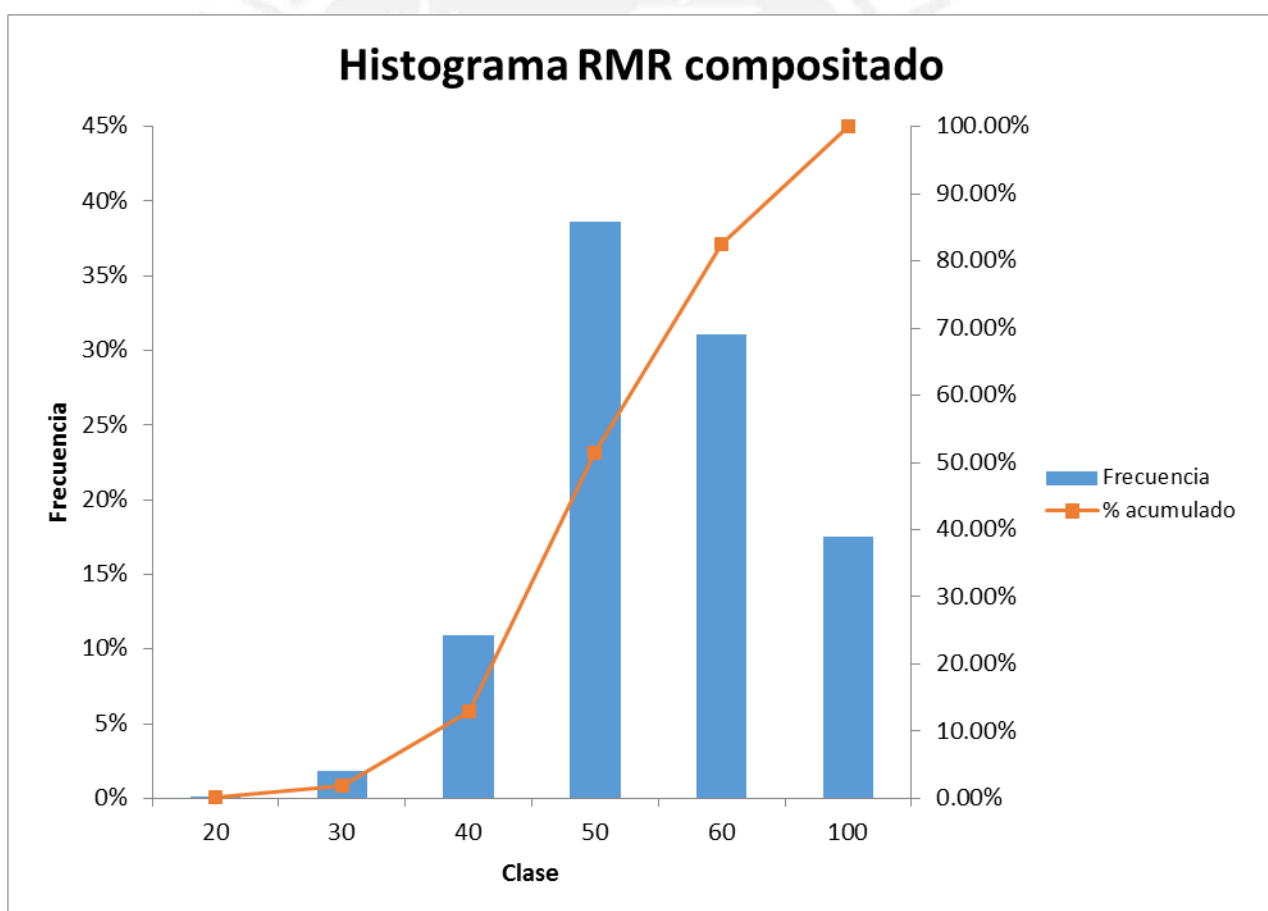


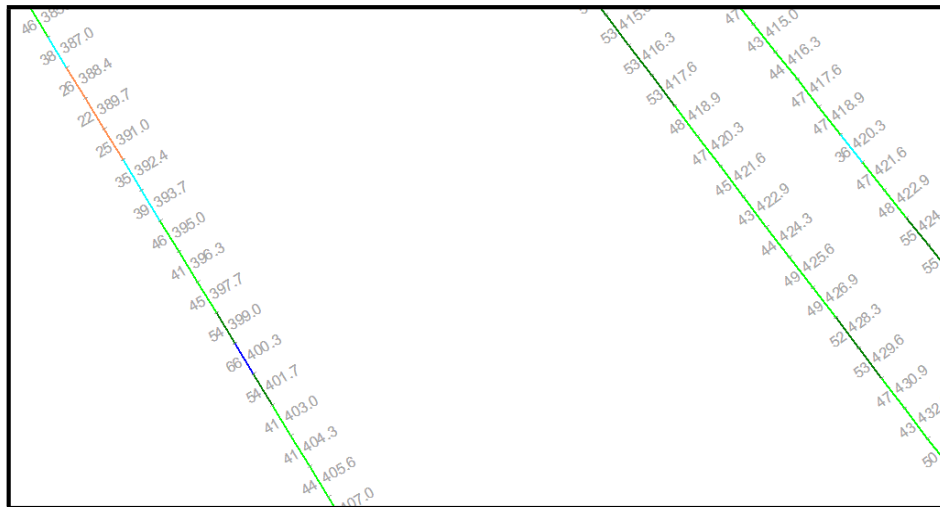
Figura 17. Histograma de las longitudes de muestreo

**Tabla 34. Estadística de las longitudes de muestreo**

| <i>Estadística de Longitudes</i> |            |
|----------------------------------|------------|
| Media                            | 2,06438045 |
| Error típico                     | 0.00595621 |
| Mediana                          | 2          |
| Moda                             | 3          |
| Desviación estándar              | 0.86543479 |
| Varianza de la muestra           | 0.74897737 |
| Curtosis                         | -1.276.196 |
| Coefficiente de asimetría        | -0.195700  |
| Rango                            | 6          |
| Mínimo                           | 0.1        |
| Máximo                           | 6.1        |
| Suma                             | 43583.2    |
| Cuenta                           | 21112      |
| Mayor (1)                        | 6.1        |
| Menor(1)                         | 0.1        |
| Nivel de confianza (95.0%)       | 0.01167462 |



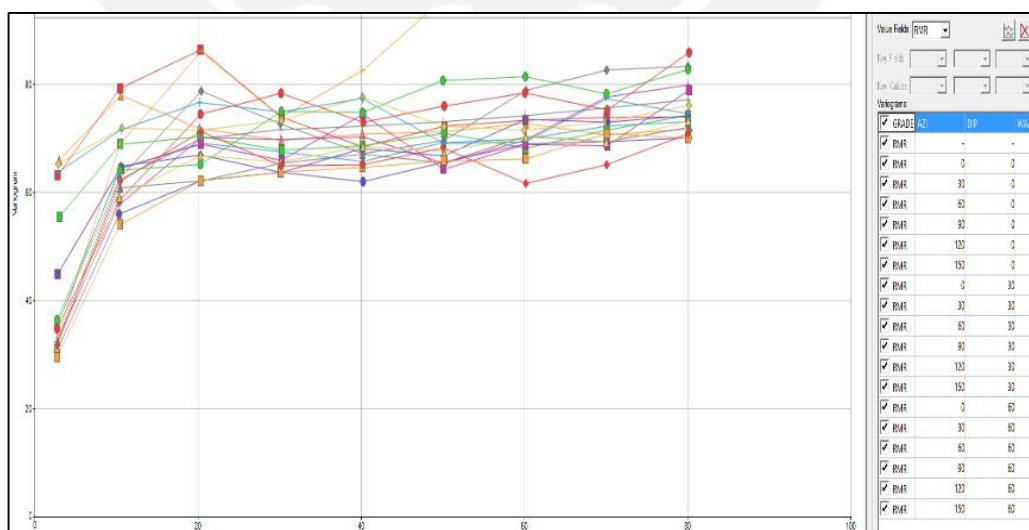
**Figura 18. Histograma de los taladros geomecánicos luego de la composición**



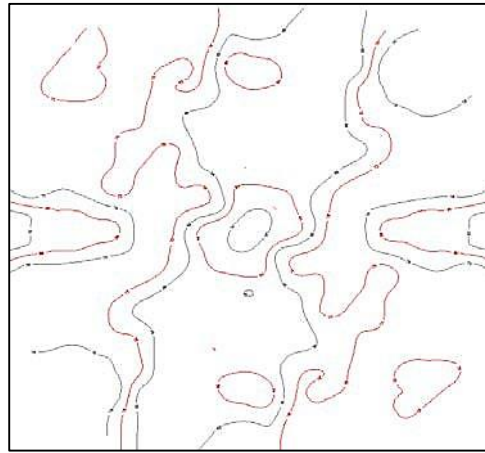
**Figura 19. Taladros compositados a 1.33m**

## 5.2.2 Variografía

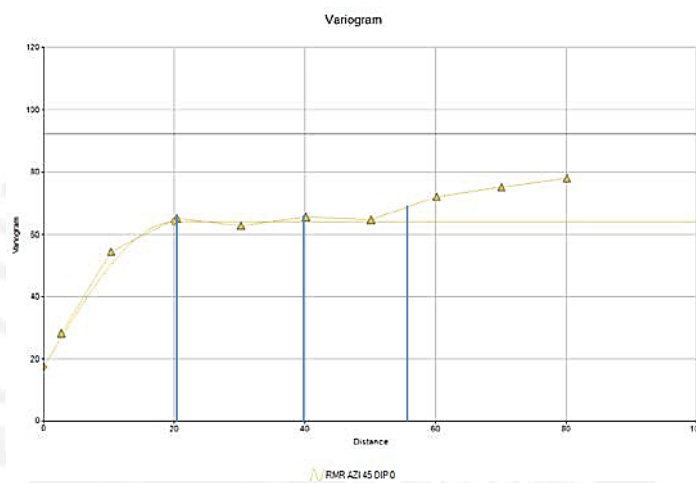
A partir de la información regularizada a 1.33 metros se realizó un breve estudio variográfico. Para ello se generaron una serie de variogramas en los azimut y buzamientos más representativas (ver figura 20), luego se desarrolló un contorno variográfico para poder decidir la dirección de máxima continuidad o correlación espacial de  $RMR_{76}$  (ver figura 21), en este caso se observó la dirección de  $45^\circ$ , luego se realizó un análisis unitario de cada variograma principal, en cada dirección se observa la misma tendencia (ver figura 22) aquí también elegimos los alcances para medir la certeza de la estimación, finalmente se realizó el modelo variográfico anisotrópico, con coordenadas rotadas en la dirección de máxima continuidad mostrado en la tabla 35.



**Figura 20. Variogramas representativos en todas las direcciones**



**Figura 21. Contorno variográfico**



**Figura 22. Variogramas unitarios**

**Tabla 35. Modelo de variograma**

|         |     |         |       |
|---------|-----|---------|-------|
| VREFNUM | 1   | NUGGET  | 17.51 |
| VANGLE1 | -45 | SILL    | 46.58 |
| VANGLE2 | 0   | ST1PAR1 | 21.05 |
| VAGNEL3 | 180 | ST1PAR2 | 21.05 |
| VAXIS1  | 3   | ST1PAR3 | 21.05 |
| VAXIS2  | 2   |         |       |
| VAXIS3  | 1   |         |       |

### 5.2.3 Estimación de Modelo de Bloques RMR

En la construcción del modelo de bloques se empleó el software de modelamiento Datamine, utilizando el método de estimación Kriging ordinario, ya que nos brinda la estimación de varianza del error de predicción, permite estimar intervalos de confianza para la predicción y brinda el mejor estimador lineal insesgado.



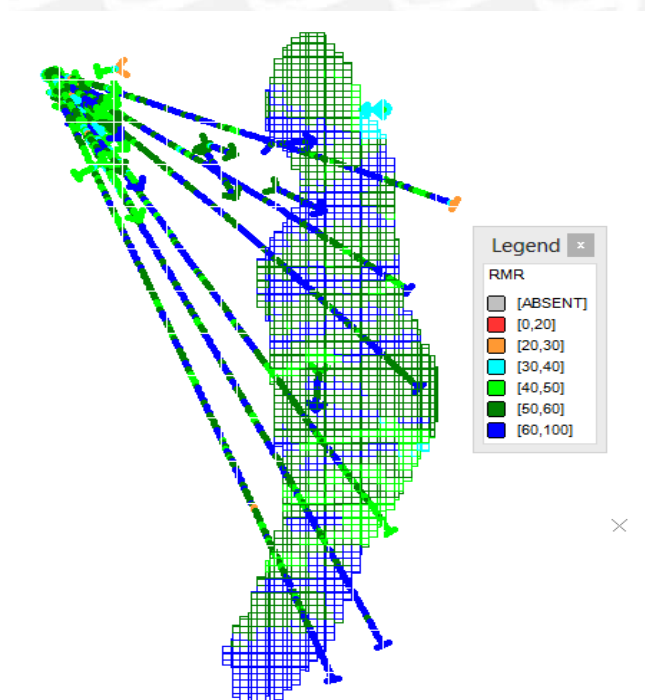
El modelo se ejecutó en bloques de 4 m. Esta dimensión se definió desde un punto de vista operativo que equivale a las dimensiones de las excavaciones mineras. Además, permite trabajar de manera más fácil con la información de las corridas de los distintos sondajes.

Como parámetro de estimación de bloques se utilizó un elipsoide con un mínimo de 2 muestras y un máximo de 6, con dimensiones de 21, 40 y 55 en las direcciones rotadas x, y, z respectivamente, luego incrementos como se muestra en la Tabla 36. Así se analizará la certeza de los bloques con clasificación 1 para medido, 2 para indicado y 3 para inferido.

**Tabla 36. Información del elipsoide de búsqueda**

| Parámetros de estimación         | Primera Pasada | Segunda Pasada | Tercera Pasada |
|----------------------------------|----------------|----------------|----------------|
| Mínimo # de compósitos por block | 2              | 4              | 4              |
| Máximo # de compósitos por block | 6              | 9              | 12             |
| <b>Distancias</b>                |                |                |                |
| Eje mayor                        | 21             | 40             | 55             |
| Eje menor                        | 21             | 40             | 55             |
| Vertical                         | 21             | 40             | 55             |

En los planos se presentan 10 secciones esquemáticas que representan los valores del modelo geotécnico de bloques cada 50m de separación, es decir, representando un total de 500m de ancho. La Figura 23 representa una sección de ejemplo de este modelo.



**Figura 23. Sección 100 – Estimación de Modelo de Bloques de RMR**

#### 5.2.4 Validación

Mediante la observación de bloques estimados y de los valores reales otorgados por los sondeos, se comprobó una correspondencia dentro de lo esperado por el estimador, podemos verificarlo en las secciones transversales tales como la figura 24. Además, se realizó una estimación por el vecino más cercano al bloque analizado e inverso a la distancia, observándose una diferencia entre la estimación hecha por Kriging Ordinario, de alrededor de un 2%, lo que es muy aceptable para las condiciones del estudio. Esto cálculo se hizo a partir de “swath plot” en las tres direcciones coordenadas tal como se muestra en las figuras 25, 26 y 27.

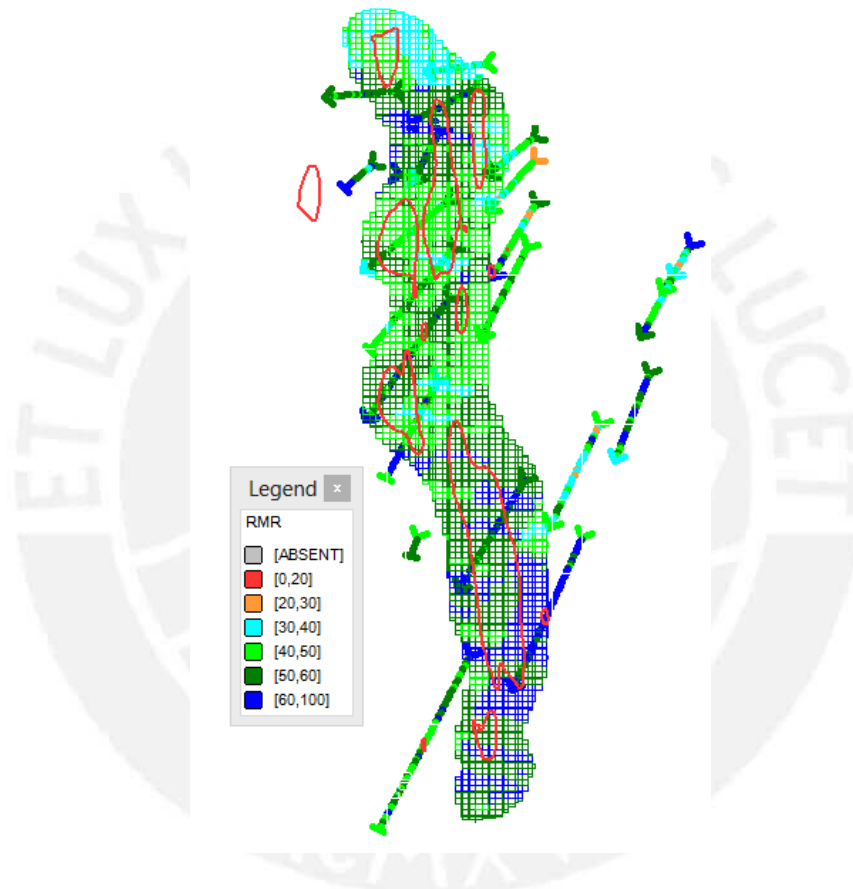


Figura 24. Sección transversal típica de validación visual

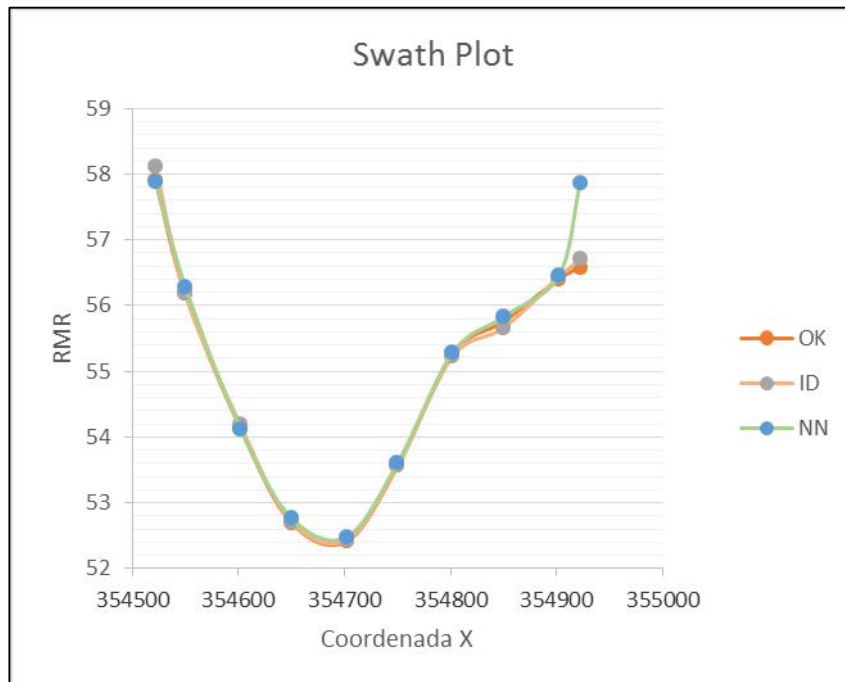


Figura 25. Swath Plot en la dirección Este

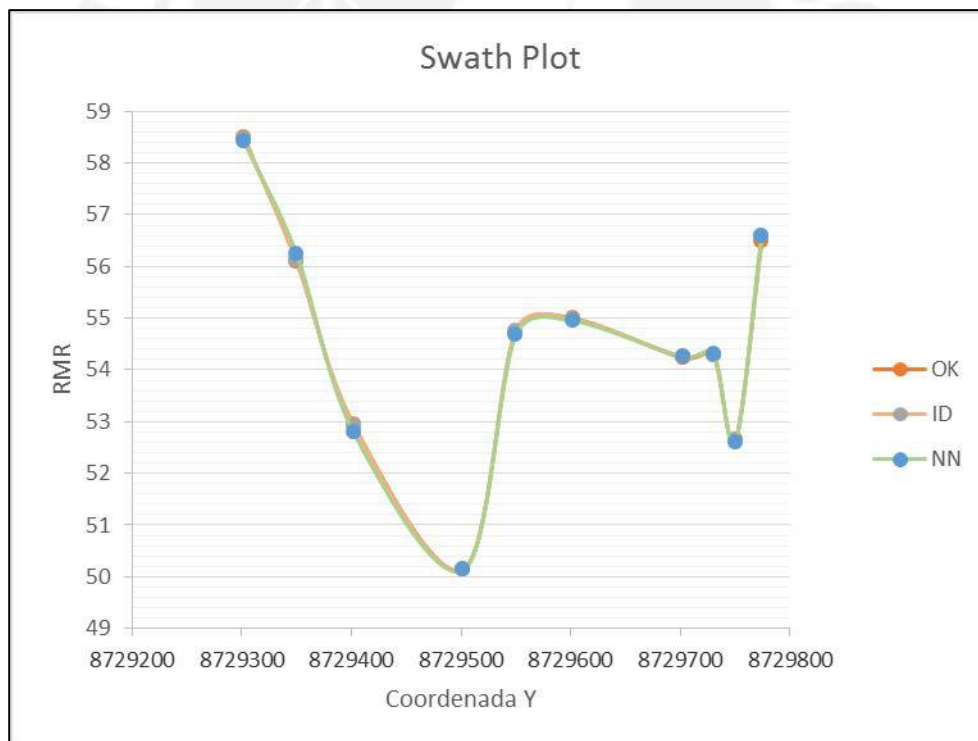
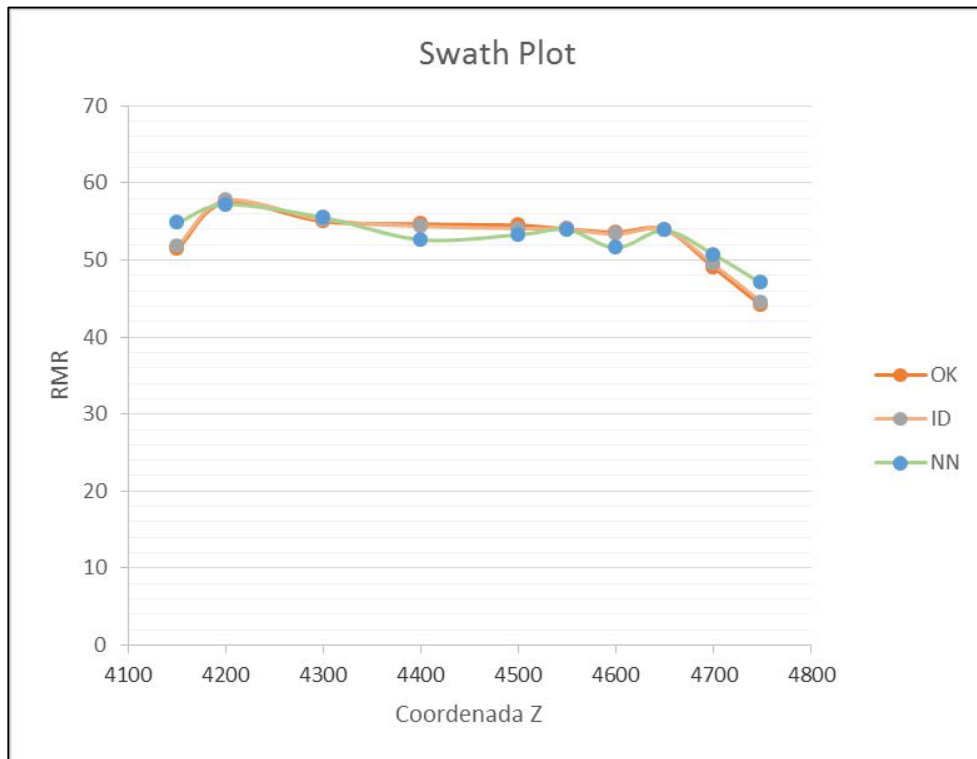


Figura 26. Swath Plot en la dirección Norte



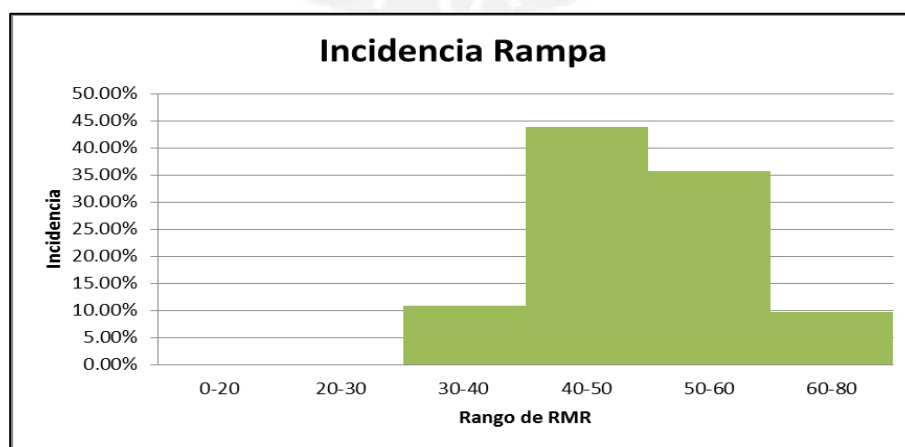
**Figura 27. Swath Plot en la dirección de Elevación**

### 5.2.5 Zonificación geomecánica

Se cruzó este modelo de bloques de RMR, con la distribución de tajeos del modelo de bloques para saber qué calidad tendría cada tajeo de explotación, esto será utilizado más adelante para el diseño de pilares.

De acuerdo a los resultados del modelo geomecánico de RMR se han podido realizar los siguientes histogramas para la infraestructura y dominios geomecánicos.

Infraestructura:



**Figura 28. Porcentaje de Caracterización (% RMR) Infraestructura**

Roca caja Oeste:

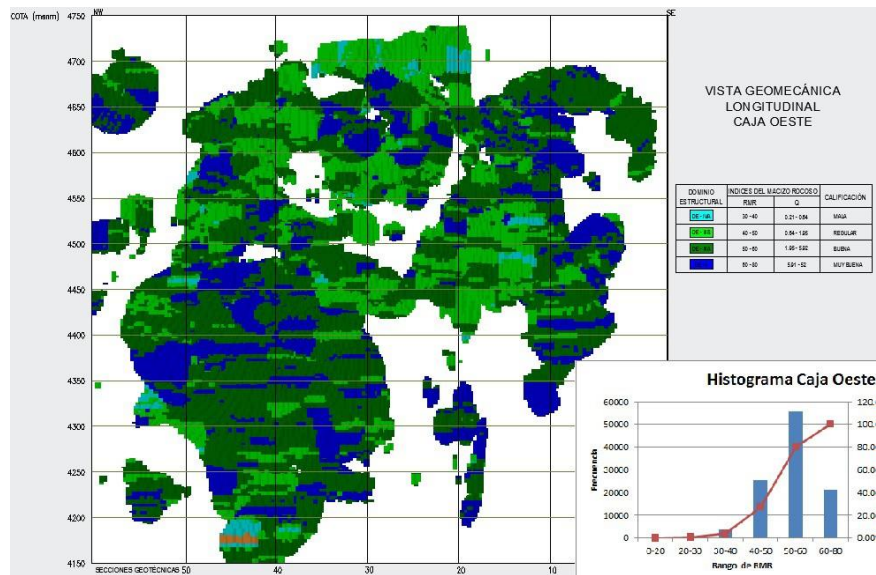


Figura 29. Vista Longitudinal de Modelo de Bloques RMR en Caja Oeste e Histograma

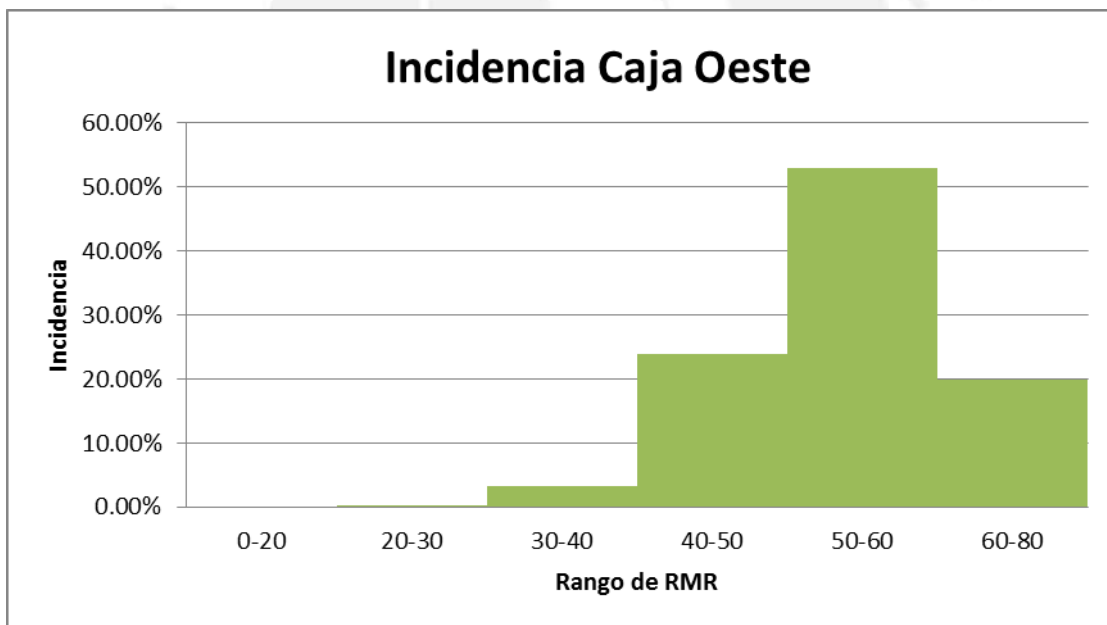


Figura 30. Porcentaje de Caracterización (% RMR) Caja Oeste



Roca caja Este:

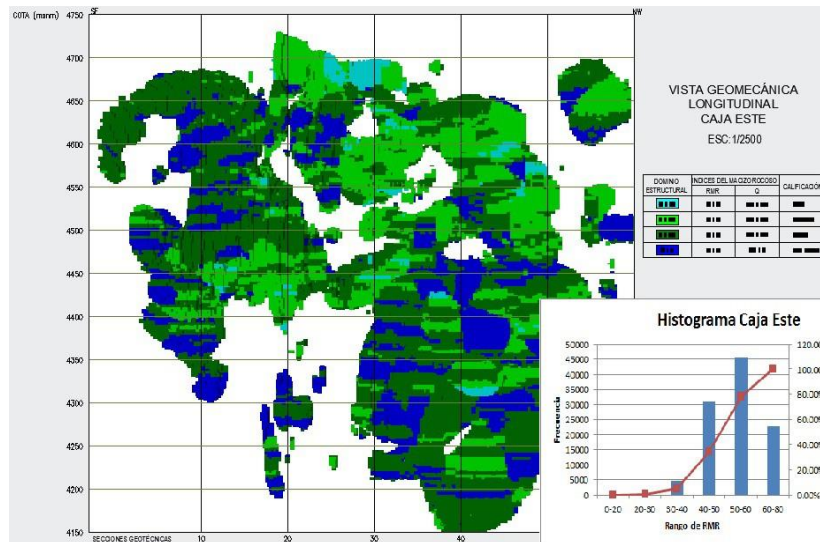


Figura 31. Vista Longitudinal de Modelo de Bloques RMR en Caja Este e Histograma

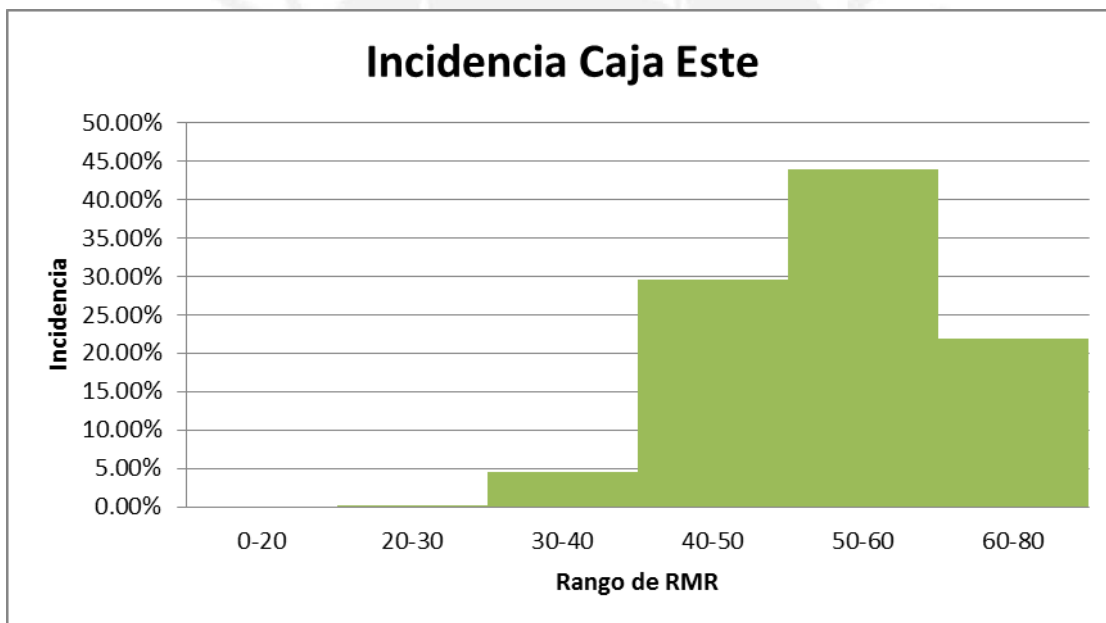


Figura 32. Porcentaje de Caracterización (% RMR) Caja Este

Veta:

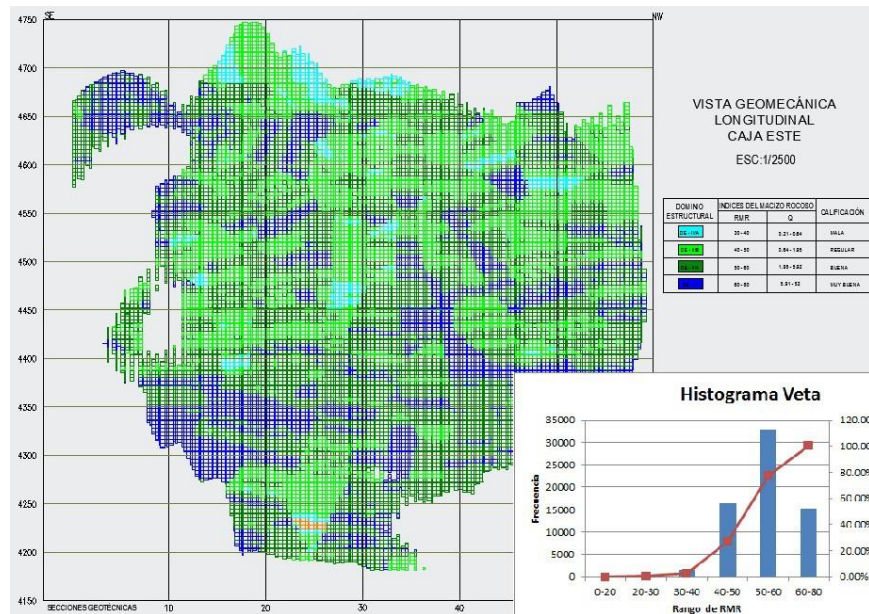


Figura 33. Vista Longitudinal de Modelo de Bloques RMR en Veta e Histograma

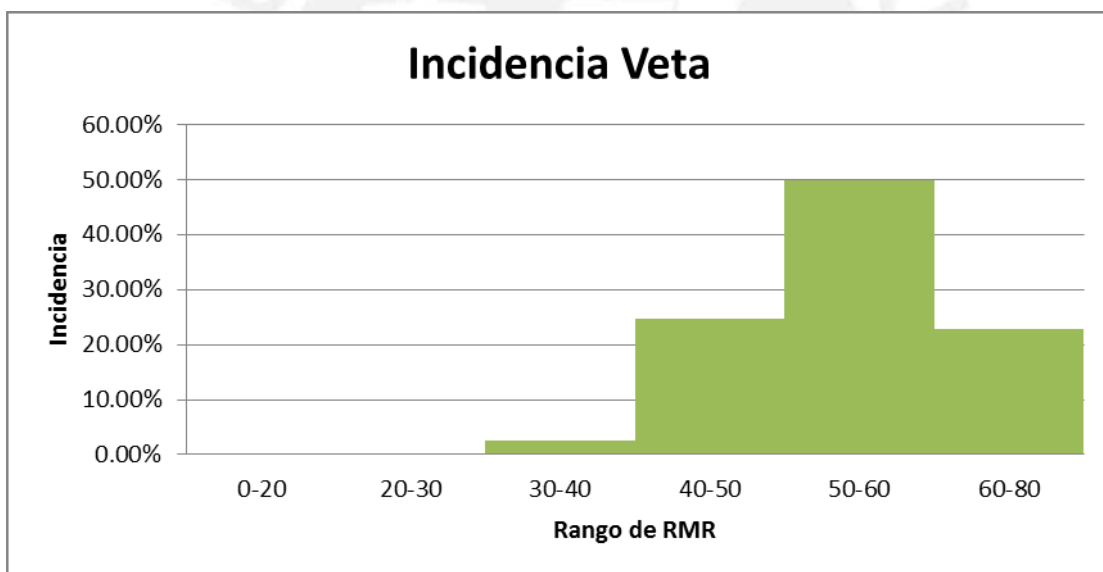


Figura 34. Porcentaje de Caracterización (% RMR) Veta

Para fines de diseño se ha estimado los parámetros geotécnicos representativos para la veta y roca encajonante (caja este y caja oeste), en la las tabla 37 se muestran dichos parámetros.

**Tabla 37. Resultados de los Índices y Calidad del Macizo Rocoso**

| Dominios   | $\sigma_{ci}$ (MPa) | RQD (%) | RMR | Q'   | GSI |
|------------|---------------------|---------|-----|------|-----|
| Caja Este  | 90                  | 84      | 53  | 2.81 | 53  |
| Veta       | 95                  | 87      | 55  | 3.14 | 55  |
| Caja Oeste | 85                  | 86      | 54  | 3.02 | 54  |

### 5.2.6 Resistencia del Macizo Rocoso

Las propiedades de resistencia del macizo rocoso difieren de la roca intacta, debido a que el primero presenta discontinuidades como diaclasas, fisuras, fallas, etc., siendo prácticamente imposible ejecutar ensayos de corte o de compresión triaxial en el mismo, a una escala apropiada.

Por esta razón, se han definido criterios de fallamiento del macizo rocoso a partir de los índices de clasificación, siendo uno de ellos el criterio propuesto por Hoek & Brown (1988), actualizado por Hoek, Carranza-Torres y Corkum (2002).

Este criterio toma en consideración la resistencia de la roca intacta y las constantes  $m_b$ ,  $s$  y  $a$ , las que se estiman en función de la estructura y la condición de las discontinuidades del macizo rocoso, estando representado por el índice de resistencia geológica GSI. La forma generalizada del criterio de fallamiento de Hoek – Brown es:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} * \left( m_b * \frac{\sigma'_3}{\sigma_1} + s \right)^a$$

Dónde:

$m_b$ ,  $s$  y  $a$  son parámetros que dependen de las características del macizo rocoso y cuyo cálculo se detalla más adelante.

$\sigma_{ci}$  es la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta, y

$\sigma'_1$ ,  $\sigma'_3$  son los esfuerzos efectivos axial y de confinamiento principales respectivamente.

Los parámetros  $m_b$ ,  $s$  y  $a$ , se calculan mediante las siguientes fórmulas aplicables a macizos rocosos disturbados y no disturbados.

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right)$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left( e^{-\left(\frac{GSI}{15}\right)} - e^{-\left(\frac{20}{3}\right)} \right)$$

La variable  $m_i$  de la fórmula anterior es la constante de la roca intacta, el cual fue estimado mediante los ensayos de compresión triaxial realizados en el laboratorio.

D es un factor de daño que depende del grado de alteración al cual el macizo rocoso está sujeto al daño por efecto de la voladura y relajación de presiones. Este factor varía de 0 para macizos rocosos in-situ no alterados hasta 1 para macizos rocosos muy alterados. Para el caso del uso de voladura se consideró  $D=0.5$ .

Dado que muchos de los programas geotécnicos utilizan los parámetros del criterio de falla de Mohr-Coulomb; se han calculado los valores de la cohesión y ángulo de fricción del macizo rocoso siguiendo la metodología propuesta por Hoek (Hoek et. al, 2002), la misma que relaciona los valores del esfuerzo normal y de corte con los esfuerzos principales. Estos parámetros fueron determinados con el programa Rocdata de Rocscience.

**Tabla 38. Parámetros de Resistencia del Macizo Rocosos**

| Dominio Estructural | mi | Densidad (KN/m3) | $\sigma_{ci}$ (MPa) | GSI | Macizo rocoso |        |     |              |      |
|---------------------|----|------------------|---------------------|-----|---------------|--------|-----|--------------|------|
|                     |    |                  |                     |     | Hoek-Brown    |        |     | Mohr Coulomb |      |
|                     |    |                  |                     |     | $m_b$         | s      | a   | Em (MPa)     | v    |
| Caja este           | 9  | 0.026            | 90                  | 53  | 1.1           | 0.0028 | 0.5 | 10050        | 0.25 |
| Veta                | 8  | 0.025            | 80                  | 55  | 1.1           | 0.0025 | 0.5 | 9000         | 0.3  |
| Caja Oeste          | 9  | 0.24             | 95                  | 54  | 1.1           | 0.0028 | 0.5 | 10050        | 0.25 |

Finalmente, la tabla 39 muestra los parámetros de resistencia del macizo rocoso según el criterio de Hoek & Brown generalizado (2002) en función de los Dominios Estructurales determinados.

**Tabla 39. Parámetros de Resistencia del macizo rocoso**

| Zona                  | Dominio | GSI     | Roca encajonante | $m_b$ | s      | a     | $E_{rm}$ (MPa) |
|-----------------------|---------|---------|------------------|-------|--------|-------|----------------|
| SUR<br>(SPM-12-01)    | D II    | 60 - 80 | CAJA I           | 2.43  | 0.0183 | 0.501 | 21607.29       |
|                       |         |         | CAJA II          | 2.44  | 0.0183 | 0.501 | 22994.56       |
|                       | D III   | 40 - 60 | CAJA I           | 0.98  | 0.0013 | 0.506 | 6832.83        |
|                       |         |         | CAJA II          | 0.94  | 0.0013 | 0.506 | 7271.52        |
|                       | D IV    | 20 - 40 | CAJA I           | 0.36  | 0.0001 | 0.522 | 2160.73        |
|                       |         |         | CAJA II          | 0.36  | 0.0001 | 0.522 | 2299.46        |
| CENTRO<br>(SPM-12-03) | D II    | 60 - 80 | CAJA I           | 2.73  | 0.0183 | 0.501 | 19700.89       |
|                       |         |         | CAJA II          | 2.27  | 0.0183 | 0.501 | 20402.21       |
|                       | D III   | 40 - 60 | CAJA I           | 1.05  | 0.0013 | 0.506 | 6229.97        |
|                       |         |         | CAJA II          | 0.88  | 0.0013 | 0.506 | 6451.74        |
|                       | D IV    | 20 - 40 | CAJA I           | 0.41  | 0.0001 | 0.522 | 1970.09        |
|                       |         |         | CAJA II          | 0.34  | 0.0001 | 0.522 | 2040.22        |
| NORTE<br>(SPM-12-26)  | D II    | 60 - 80 | CAJA I           | 3.27  | 0.0183 | 0.501 | 23717.08       |
|                       |         |         | CAJA II          | 2.52  | 0.0183 | 0.501 | 21476.73       |
|                       | D III   | 40 - 60 | CAJA I           | 1.26  | 0.0013 | 0.506 | 7500           |
|                       |         |         | CAJA II          | 0.97  | 0.0013 | 0.506 | 6791.54        |
|                       | D IV    | 20 - 40 | CAJA I           | 0.49  | 0.0001 | 0.522 | 2371.71        |
|                       |         |         | CAJA II          | 0.38  | 0.0001 | 0.522 | 2147.67        |





## 6 MÉTODO DE MINADO

Las características que tienen mayor impacto en la determinación del método de minado son: las características geométricas y geomecánicas del depósito mineralizado (tratados en la presente tesis), además los costos operacionales, de capital y el ritmo de producción. También, se deben considerar cuatro componentes principales: seguridad, eficiencia (maximizar la extracción), economía (bajos costos / máxima ganancia) y sobre todo el control de la dilución (desmante, contaminación, pérdida de mineral).

### 6.1 Descripción del yacimiento

El Proyecto minero totaliza aproximadamente unos  $60'000\text{m}^2$  de área, comprendida específicamente por la estructura mineralizada llamada Veta Real con orientación NO-SE y paralela al anticlinal Ariana. Dentro del área de estudio se localizaron fallas longitudinales y transversales cuya interacción entre ellas produjo un cambio en la orientación y flexión de la veta. La falla Cusi con orientación  $N350^\circ$  de tipo inversa emplaza parte de la mineralización de la veta Real produciendo un cambio brusco en la dirección de la misma en la parte SE de la veta.

Para realizar el modelo geológico se utilizó la información de 88 taladros diamantinos alcanzado un total de 31,113.50 metros y se tomó como cut-off un límite de USD \$30.

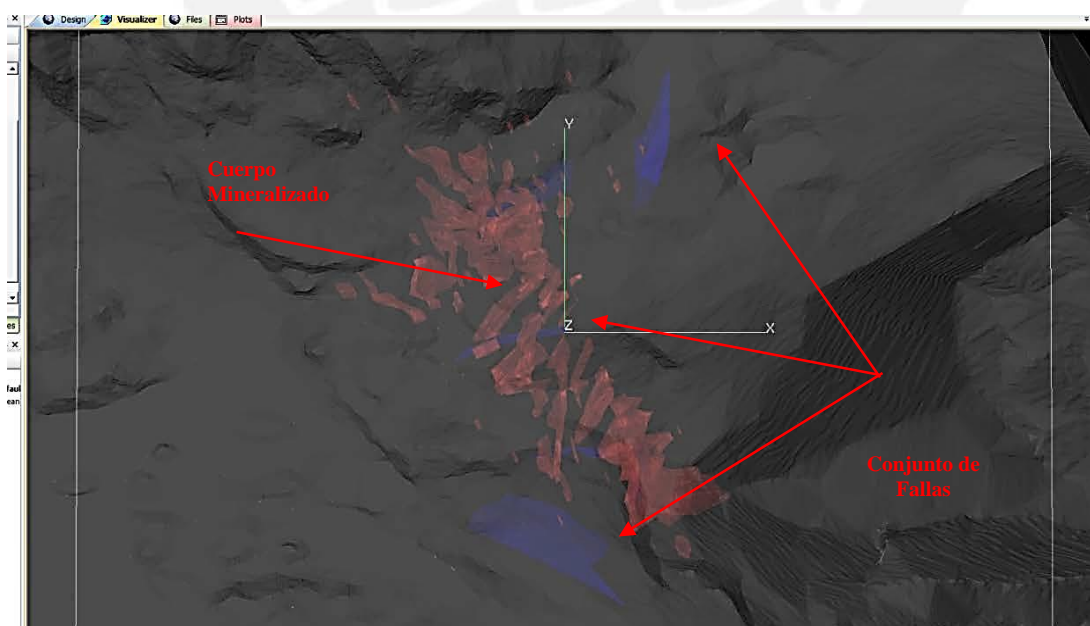
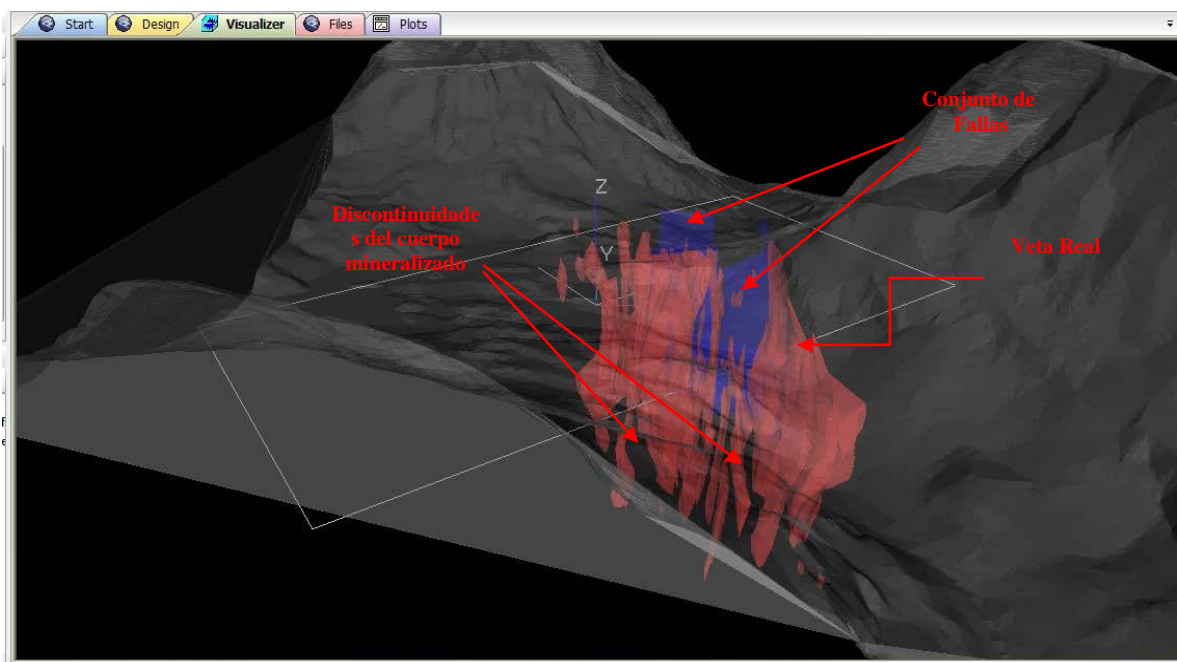


Figura 35. Vista en Planta de la Ubicación de la Veta Real

El modelo geológico actual de la veta muestra discontinuidades en forma de cuerpos regulares e irregulares (Figura 36), que tienen una clara tendencia en sentido longitudinal, lo que hace suponer que finalmente el cuerpo mineralizado se extienda de manera continua en sentido longitudinal. Estudios posteriores deberán definir o confirmar la geometría global del cuerpo mineralizado. El buzamiento es predominantemente sub-vertical, salvo en algunas zonas donde la veta presenta buzamientos pronunciados como en la zona SE debido al emplazamiento de la falla Cusi.

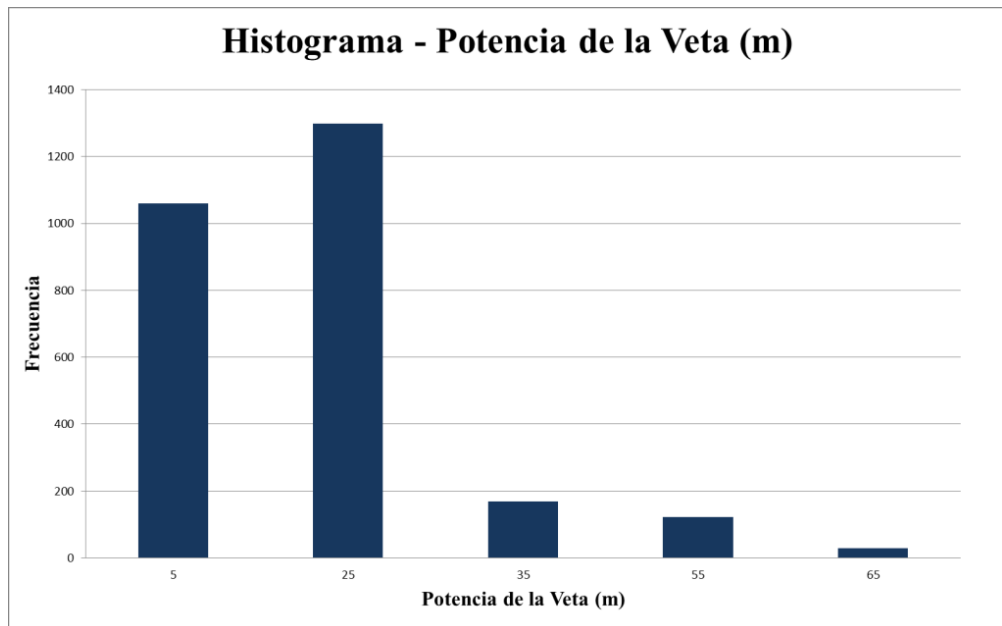


**Figura 36. Vista Isométrica en Perfil – Veta Real**

Para determinar la variabilidad de la potencia de la Veta Real se realizaron medidas del ancho y/o potencia de la veta, de manera longitudinal cada 10 metros y transversalmente entre 7 y 10 metros, de acuerdo a la información brindada.

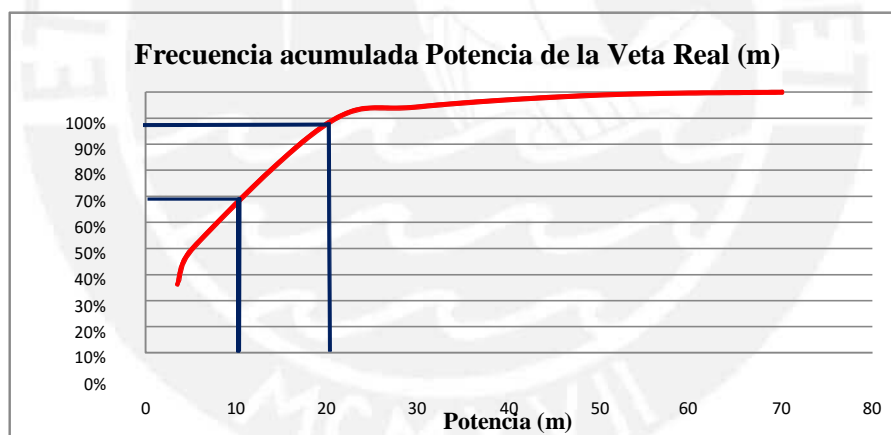
A continuación se presentan los análisis estadísticos realizados a la variabilidad de la potencia de la Veta Real.

Los resultados indican que la tendencia general aproximada de la potencia se encuentra por debajo de los 25m y está conformada por un 90% de los datos totales (Figura 37).



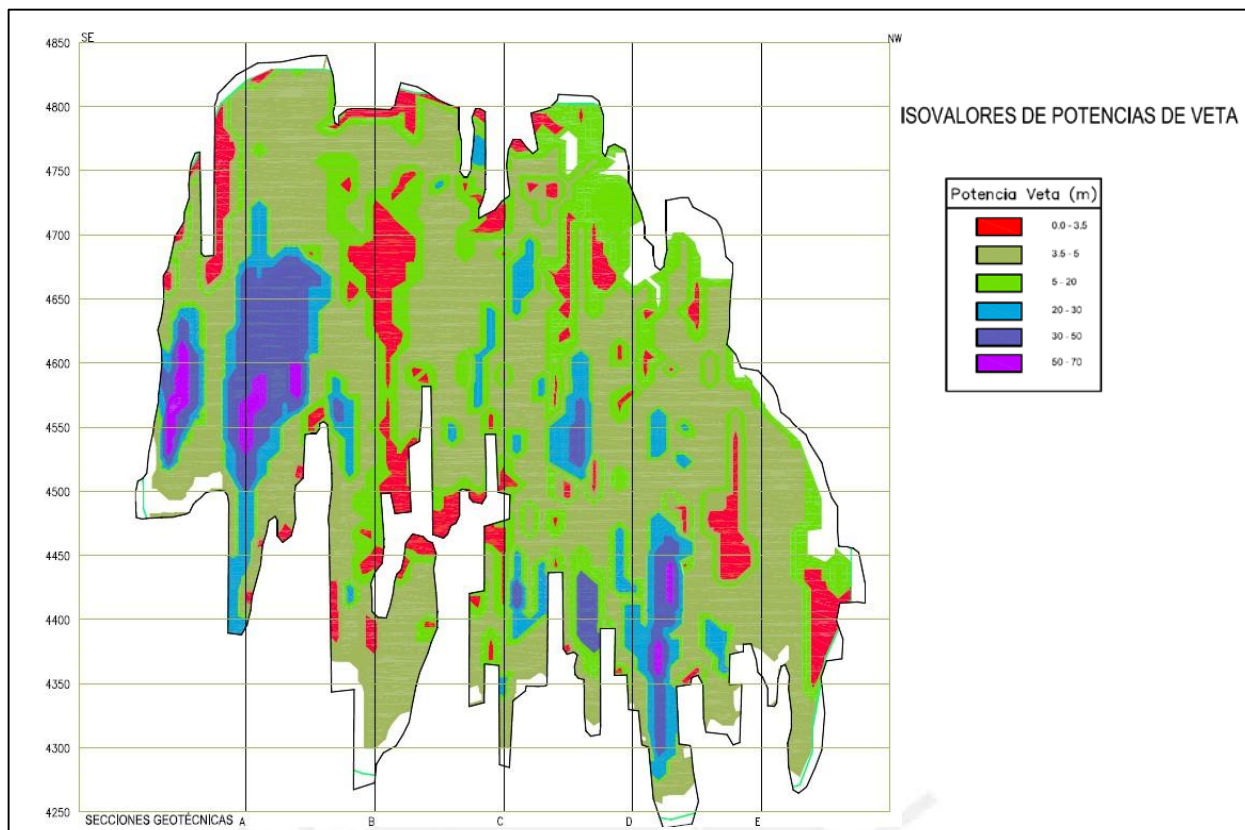
**Figura 37. Histograma de la Potencia de la Veta Real**

Del gráfico de frecuencia acumulada (Figura 38) podemos concluir que el 60% de los datos representan potencias menores a 10m y el 40% de los datos restantes potencias mayores a 10m.



**Figura 38. Frecuencia Acumulada – Potencia de la Veta**

En base al modelo geológico actual proporcionado podemos configurar un modelo geométrico que pueda representar la variabilidad de la potencia de la Veta Real en toda la extensión del cuerpo mineralizado, como se muestra en la siguiente figura. (Figura 39).



**Figura 39. Modelo Geométrico de la Potencia de la Veta Real**

## 6.2 Método de Minado Preliminar

Para la selección preliminar del método de minado se utilizó la técnica originalmente propuesta por Nicholas y modificada por L. Miller, R. Pakalnis & R. Poulin (1995) que considera la geometría general del yacimiento, la potencia, el buzamiento, la profundidad por debajo de la superficie, el índice de calidad del macizo rocoso circundante y el nivel de esfuerzos inducidos.

El procedimiento numérico de selección del método de minado consiste en asignar a cada uno de éstos unas calificaciones individuales en función de las características y parámetros que presentan los yacimientos. Según el grado de aplicabilidad de los métodos mineros, cada uno de los factores comentados presenta unas puntuaciones referentes.

Después de totalizar las puntuaciones, los métodos que presentan las mayores calificaciones serán las que tendrán mayores probabilidades de aplicación y con los que se procederá a desarrollar la siguiente etapa de estudio. Los métodos que obtuvieron mayor puntaje fueron el método de Sublevel Stopping (Taladros Largos) y el método de Corte y relleno ascendente (Cut & Fill). En el Anexo D, se presenta en detalle el cálculo realizado



para seleccionar el método de minado en las diferentes zonas evaluadas de acuerdo a las características geotécnicas y geométricas que presentan en el modelo geológico proporcionado.

### 6.3 Selección del Método de Minado

De acuerdo al modelamiento geológico/geométrico de la estructura mineralizada proporcionado, se pudo determinar que existen zonas diferenciadas, elegidas de acuerdo a la variación en la forma del yacimiento (ancho, potencia, buzamiento), a la profundidad del yacimiento desde la superficie, a la calidad del macizo rocoso y a las leyes presentes que nos permiten tener una referencia del método de minado mediante el criterio de Selección del Método de Minado de Nicholas.

En base a la evaluación geométrica de la Veta Real que muestra que el 60% del cuerpo mineralizado presenta potencias menores a 10 m (Figura 38) y a la evaluación geomecánica descrita y desarrollada anteriormente, es posible recomendar el uso de **taladros largos para el minado longitudinal de la Veta Real** en potencias menores de 10 metros, mientras que para potencias mayores a 10m un **minado transversal a la Veta**, con la finalidad de conservar la estabilidad del macizo rocoso. En el caso de las zonas en donde el cuerpo mineralizado presente irregularidades en su forma, se recomienda el método de corte y relleno ascendente, ya que éste daría selectividad a la explotación del mineral y no se vería afectada por la dilución como el que se generaría si se aplicase el método de Sublevel Stopping.

En la Veta Real predomina roca regular con valores de RMR entre 40 y 60 (Roca Tipo III), en segundo orden presenta roca de buena calidad con valores de RMR entre 60 y 80 (Roca Tipo II) en sectores localizados, y en tercer orden de manera puntual se presenta roca de calidad mala con valores de RMR entre 20 y 40 (roca tipo IV) en la zona superficial y en las zonas adyacentes a las fallas longitudinales y transversales.

A continuación se presenta una simulación preliminar de la selección del método de minado de los dos dominios estructurales más representativos: DE-III (RMR 40-60) y DE-II (RMR 60-80), considerando como variable la forma “**tabular o irregular**” de la veta ya que dicha forma no se encuentra definida claramente en su totalidad en el modelo geológico actual proporcionado.

**Considerando la geometría del yacimiento como tipo Tabular:**

- Calidad de Macizo Rocoso (Roca encajonante y Veta): Roca Regular (RMR = 40 a 60) y Roca Buena (RMR=60 a 80).
- Índice de Resistencia de la Roca (RSS): 5 a 7.7 para zonas profundas y 25 a 38.5 para zonas superficiales.
- Buzamiento de la veta: Subvertical
- Forma de la Veta: Tabular
- Ley: Alta a moderada.
- Profundidad: superficial entre 0 a 100 m y profunda entre 100 a 500 m.

**Tabla 40. Simulaciones para seleccionar el Método de Minado para un Yacimiento Tabular**

| Simulación | Calidad de Macizo Rocoso (CT, CP y Mineral) | Profundidad desde Superficie | Potencia de la veta | Método de Minado en Primer Orden | Método de Minado en Segundo Orden |
|------------|---|------------------------------|---------------------|----------------------------------|-----------------------------------|
| 1          | Roca Regular                                | Superficial                  | <10m                | Sublevel Stopping                | Cut and Fill                      |
| 2          | Roca Regular                                | Profunda                     | <10m                | Sublevel Stopping                | Sublevel Stopping                 |
| 3          | Roca Regular                                | Profunda                     | >10m                | Sublevel Stopping                | Cut and Fill                      |
| 4          | Roca Buena                                  | Superficial                  | <10m                | Sublevel Stopping                | Shrinkage Stopping                |
| 5          | Roca Buena                                  | Profunda                     | <10m                | Sublevel Stopping                | Cut and Fill                      |
| 6          | Roca Buena                                  | Superficial                  | >10m                | Sublevel Stopping                | Cut and Fill                      |
| 7          | Roca Buena                                  | Profunda                     | >10m                | Sublevel Stopping                | Cut and Fill                      |

**Considerando la geometría del yacimiento como tipo Irregular:**

- Calidad de Macizo Rocoso (Roca encajonante y Veta): Roca Regular (RMR = 40 a 60) y Roca Buena (RMR=60 a 80).
- Índice de Resistencia de la Roca (RSS): 5 a 7.7 para zonas profundas y 25 a 38.5 para zonas superficiales.



- Buzamiento de la veta: Subvertical
- Forma de la veta: Irregular
- Ley: alta a moderada.
- Profundidad: superficial entre 0 a 100 m y profunda entre 100 a 500 m.

**Tabla 41. Simulaciones para seleccionar el Método de Minado para un yacimiento irregular**

| Simulación | Calidad de Macizo Rocoso (CT, CP y Mineral) | Profundidad desde Superficie | Potencia de la veta | Método de Minado en Primer Orden | Método de Minado en Segundo Orden |
|------------|---|------------------------------|---------------------|----------------------------------|-----------------------------------|
| 1          | Roca Regular                                | Superficial                  | <10m                | Cut and Fill                     | Sublevel Stopping                 |
| 2          | Roca Regular                                | Profunda                     | <10m                | Cut and Fill                     | Sublevel Stopping                 |
| 3          | Roca Regular                                | Profunda                     | >10m                | Cut and Fill                     | Open pit                          |
| 4          | Roca Buena                                  | Superficial                  | <10m                | Cut and Fill                     | Shrinkage Stopping                |
| 5          | Roca Buena                                  | Profunda                     | <10m                | Cut and Fill                     | Sublevel Stopping                 |
| 6          | Roca Buena                                  | Superficial                  | >10m                | Sublevel Stopping                | Open pit                          |
| 7          | Roca Buena                                  | Profunda                     | >10m                | Cut and Fill                     | Sublevel Stopping                 |

#### 6.4 Análisis de los resultados

Evaluando los resultados obtenidos en las simulaciones realizadas para seleccionar los métodos de minado más adecuados para la explotación de la Veta Real, se ha determinado que éstos están predominantemente orientados a la utilización del método Sublevel Stopping para vetas de forma tabular ya sea en roca regular y/o buena. En el caso que la veta tenga forma irregular y en el peor de los casos circundante a una roca mala podrá utilizarse el método de Corte y Relleno ascendente, sobre todo para vetas angostas (potencias muchos menores a 10 m).

## 7 DISEÑO GEOTÉCNICO DE LA MINA Sublevel stoping

### 7.1 Diseño de Aberturas

La metodología de diseño de las aberturas de explotación se realizaron de acuerdo al criterio de evaluación global descrito en el gráfico de la Figura 40, el mismo que fue desarrollado por Rimas Pakalnis (2008). Este criterio incorpora todas las variables que inciden en la estabilidad de las excavaciones mineras donde se considera los esfuerzos preexistentes e inducidos, la presencia de potenciales cuñas debido a la intersección de estructuras geológicas y la calidad del macizo rocoso.

#### METHODOLOGY

This paper is an extension of the methodology identified in (Pakalnis,2008) where stress, structure and rock mass are quantified with respect to confining potential blocks as summarized in Figure 4.

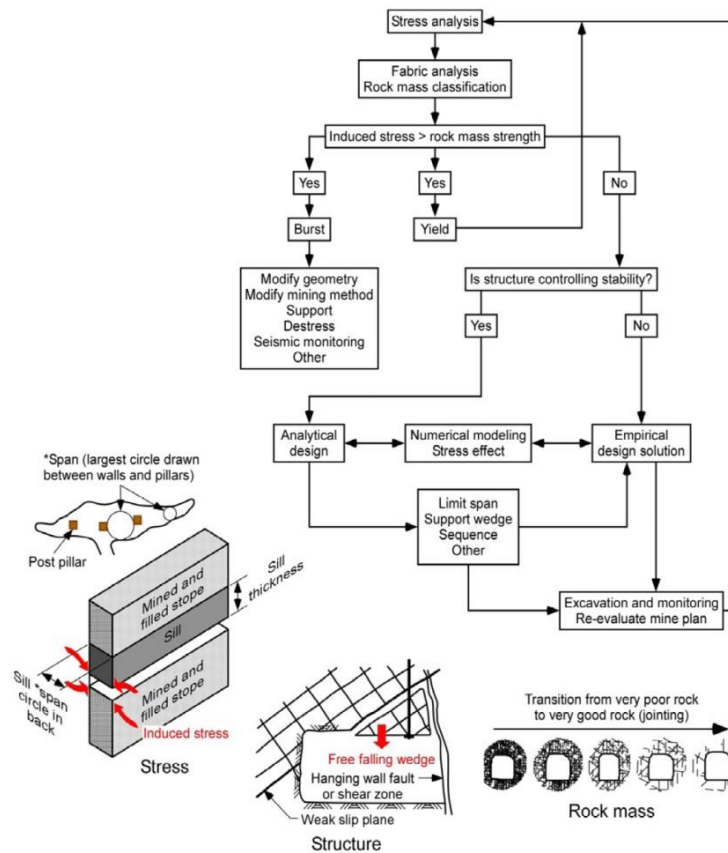


Figure 4: Design Methodology

Pakalnis Libro Amarillo. Underground. Design Manual. Manual de Diseño Subterráneo. UBC GEOMECHANICS GROUP. PARÁMETRO

### Figura 40. Metodología de Diseño de excavaciones mineras

Los parámetros geométricos de la veta (buzamiento, ancho y potencia), así como el comportamiento estructural de las cajas y de la veta, serán complementados con trabajos

de campo y resultados de laboratorio, para obtener parámetros representativos con fines de diseño de la Veta Real.

## 7.2 Método Sublevel Stopping

Este método se podrá emplear en la explotación minera en rocas de regular a buena. Los anchos de minado evaluados para este método corresponden a anchos mayores a 5m, de los cuales se recomienda utilizar el método de **Sublevel Stopping Longitudinal** para anchos entre 5 y 10m y **Sublevel Stopping Transversal** para anchos mayores a 10m.

En el nivel base de extracción, se prepara un By Pass paralelo a la estructura mineralizada con una separación aproximada de 30 m a la veta, desde ahí se desarrollan cruceros o draw points hacia la veta espaciados cada 50 m entre sí.

En el caso del método por “**minado transversal**” se debe tener en cuenta la siguiente secuencia de minado: (Figura 41).

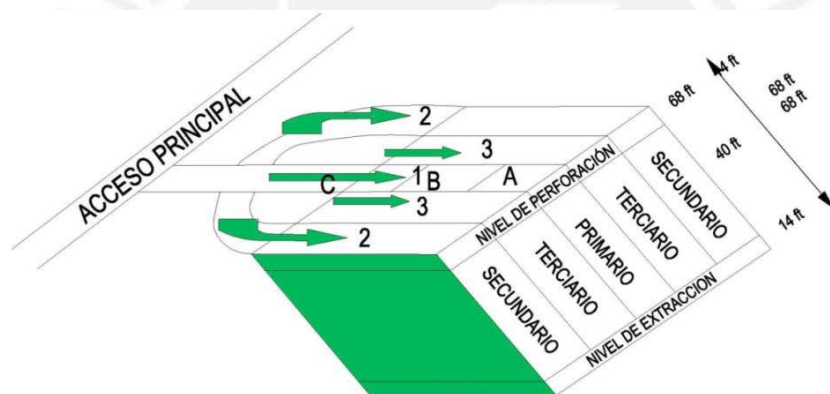


Figura 41. Secuencia del método de minado transversal

1. La extracción del mineral en los tajeos abiertos se da por retirada desde la caja techo a la caja piso extrayendo los paneles primarios y luego rellenando con relleno cementado desde la parte superior del nivel de perforación a la parte inferior del nivel de extracción (secuencia 1 de la Figura 41).
2. Generalmente la extracción primaria se realiza a lo largo del rumbo del tajeo. Las cajas techo y piso deben variar de 15m a 46m y ser abiertos uno a la vez (1A, 1B, 1C).

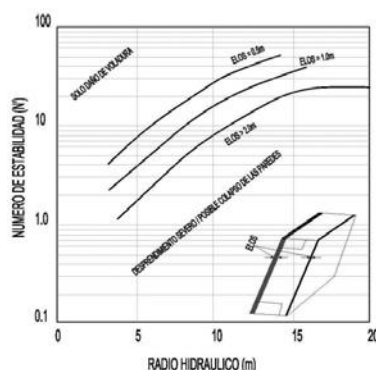
3. La altura de los tajeos será limitada a 23m, incluyendo el subnivel de perforación y el de extracción, considerando para dichos subniveles dimensiones de 4.5mx4.5m. El ancho del tajeo será limitado a 6m. de ancho.
4. Los paneles secundarios serán extraídos luego de desarrollar el panel primario como se muestra en la Figura 41. Las dimensiones de los niveles de perforación serán de 4.5m de altura x4.5m de ancho.
5. La secuencia de minado de caja techo a caja piso para el panel secundario es la misma que para los paneles primarios, por lo que el tajeo se va rellenando.
6. El panel terciario es el paso final del minado (secuencia 3). El desarrollo del panel terciario se accede desde el panel primario.

En los siguientes acápite se evaluará la estabilidad de los tajeos por el método Sublevel Stopping, usando metodologías empíricas que recogen la experiencia en más de 400 casos prácticos a nivel mundial, los mismos que son válidos solamente para tajeos con bordes o caras confinadas.

### 7.2.1 Método gráfico de estabilidad (Método Sublevel Stopping)

El método gráfico de estabilidad para el diseño de tajeos abiertos fue inicialmente propuesto por Mathews y luego modificado por Potvin y Nickson. La estabilidad fue evaluada cualitativamente como estable, potencialmente inestable o inestable.

Investigaciones realizadas por la Universidad de British Columbia cuantificaron el grado de desprendimiento con la introducción del término “Equivalente lineal de sobre rotura /Desprendimiento” (ELOS). De esta manera se puede estimar empíricamente el desprendimiento de las paredes empleando: el número de estabilidad ( $N^*$ ) y el radio Hidráulico (RH).



**Figura 42. Estimación empírica del desprendimiento de las paredes (ELOS)**

El método consiste en la determinación del “número de estabilidad (N’)”, el cual se obtiene de la siguiente ecuación:

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Donde:

Q' = Índice de calidad de roca de Barton (1974), con  $J_w = 1$  y  $SRF = 1$ , el cual será calculado por la siguiente fórmula  $RMR = 9 \ln Q + 44$

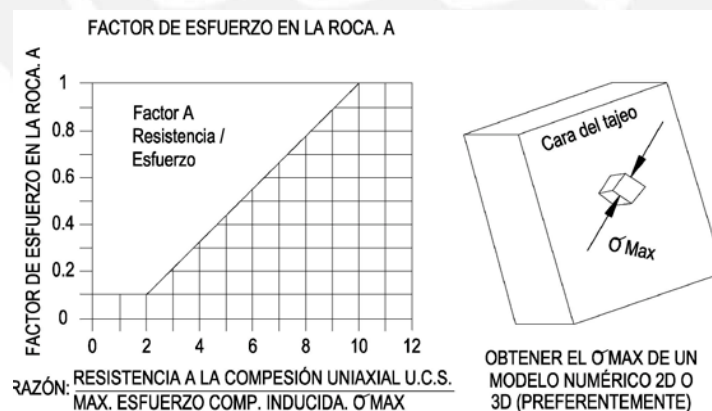
A = Factor de condición de esfuerzos

B = Factor de orientación de estructuras

C = Factor de componente gravitacional

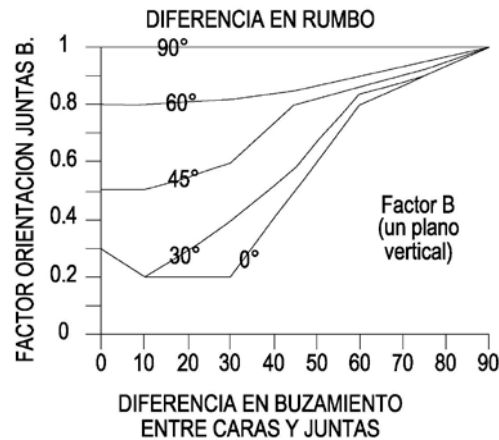
El Factor “A” es generalmente igual a 1 para la caja techo debido a que ésta se encuentra en un estado de relajamiento debido a la excavación y por tanto el mecanismo de falla observado es el desprendimiento de la caja más no el de la falla por esfuerzos.

El parámetro SRF se omite generalmente ya que los esfuerzos en la geometría de la mina se analizan separadamente empleando un código numérico. El Factor “A” reemplaza el Factor de Reducción de Esfuerzos (SRF). El Factor de agua  $J_w$  está dado como 1.



**Figura 43. Factor de esfuerzo en la roca, A**

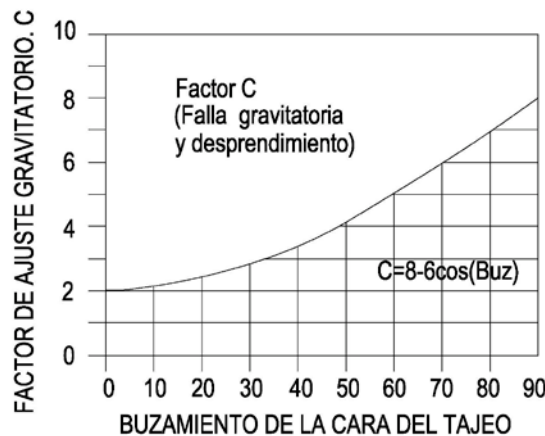
El Factor “B” es una medida de la orientación relativa de las estructuras dominantes con respecto a la superficie de excavación.



**Figura 44. Factor de orientación de juntas, B**

Se consideró un valor de diseño de  $B = 0.3$  pues la diferencia existente entre los buzamientos de la cara de la caja techo y de las juntas se estiman menores a  $10^\circ$ .

El Factor “C” es una medida de la influencia gravitatoria sobre la estabilidad de las superficies de excavación consideradas. En este caso, el buzamiento de la veta es de aproximadamente  $85^\circ$ , por lo que se considerará un valor de  $C = 7.48$ .

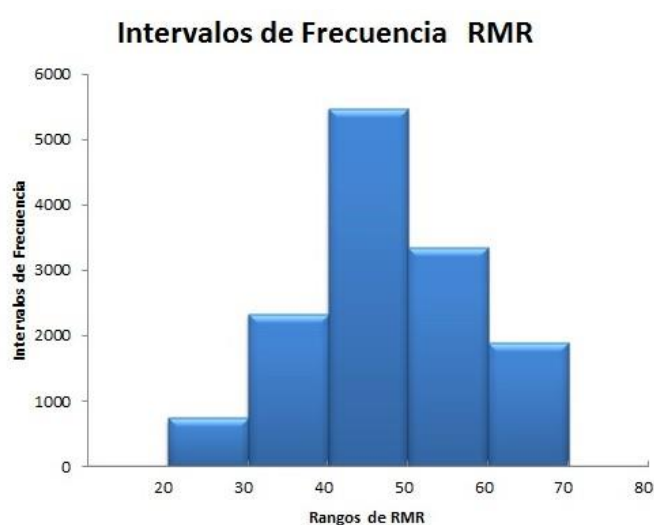


**Figura 45. Factor de ajuste gravitatorio, C**



## 7.2.2 Parámetros de diseño para la Veta Real

Son considerados como parámetros de diseño: Calidad de la roca encajonante, la calidad del cuerpo mineralizado, la potencia y el buzamiento de la veta. Según las secciones geotécnicas analizadas anteriormente, se ha podido determinar que la calidad de la roca dominante se encuentra entre regular a buena, adicionalmente se ha realizado un análisis estadístico de los valores de RMR (Figura 46) en donde se obtuvo una mayor predominancia de RMR entre 40 y 50 y en un segundo orden entre 50 a 60. La potencia mínima de la veta para la explotación por el método de Sublevel Stopping será de 5m. De acuerdo a las investigaciones geológicas realizadas se ha podido determinar que la veta tiene un buzamiento sub vertical, considerando para el diseño un valor de 85°.



**Figura 46. Variabilidad del valor de RMR de la Roca Encajonante**

**Tabla 42. Parámetros de diseño para la Veta Real**

|   |                    |
|---|--------------------|
| Potencias                                     | 5m, 10m >10m       |
| Buzamiento de la Veta                         | 85° (Sub-paralelo) |
| RMR del mineral                               | 40 – 60            |
| RMR de la roca encajonante (Caja I y Caja II) | 40 - 60.           |

## 7.2.3 Análisis de la roca encajonante con RMR=45

Un RMR = 45 equivale a  $Q'=1.11$ . El Factor A =1 indica relajamiento de las cajas debido a la excavación. El Factor B tiene un valor de 0.3, debido a que las estructuras

principales se consideran paralelas a la caja techo y la diferencia en buzamiento es de aproximadamente cero. El Factor  $C = 7.48$ .

$$RMR = 45 (Q' = 1.11)$$

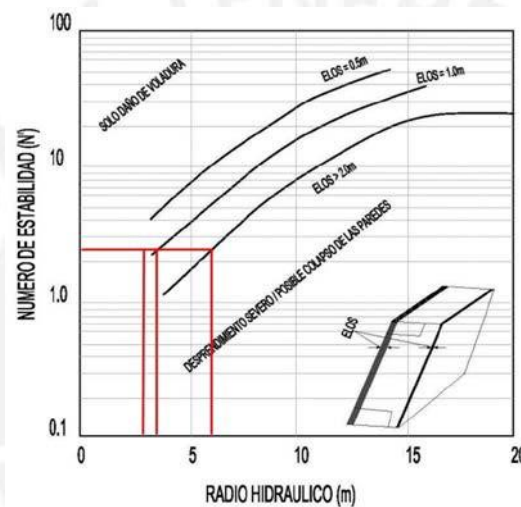
$$A = 1 \text{ (relajamiento de la caja techo)}$$

$$B = 0.3 \text{ (estructuras paralelas a la caja techo)}$$

$$C = 7.48 \text{ (85° de buzamiento)}$$

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

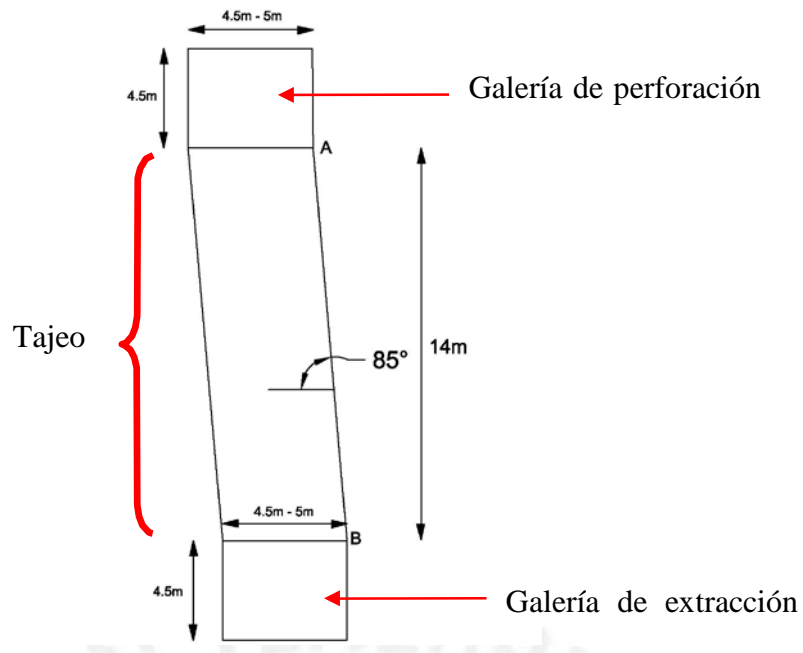
$$N' = 1.11 \times 1 \times 0.3 \times 7.48 = 2.49$$



**Figura 47. Estimación empírica del desprendimiento de las paredes (RMR=45)**

Para un número de estabilidad ( $N'$ ) de 2.49 se obtiene un radio hidráulico (RH) aproximado de 6m con un desprendimiento de 2m, un radio hidráulico de 4m para un desprendimiento de 1m y un radio hidráulico de 3.5m para un desprendimiento de 0.5m. Tomando en cuenta el nivel de desprendimiento de la caja techo podemos dimensionar tajeos a lo largo del rumbo de la veta en un minado longitudinal.

Consideremos que la veta tiene un ancho de 5m, buzamiento promedio de 85°, distancia vertical entre subniveles de 14m y las dimensiones de las labores 4.5m x 4.5m (Figura 48).



**Figura 48. Características geométricas del minado longitudinal**

Altura del tajeo = 14m (AB)

Altura total del tajeo = 14+4.5+4.5=23m

Para  $RH = 3.5 = L \times H / (2L + 2H) = L \times 23m / (2 \times L + 2 \times 23m)$ ,  $L = 10m$ ,  $ELOS = 0.5m$

Para  $RH = 4.0 = L \times H / (2L + 2H) = L \times 23m / (2 \times L + 2 \times 23m)$ ,  $L = 12m$ ,  $ELOS = 1m$

Para  $RH = 6.0 = L \times H / (2L + 2H) = L \times 23m / (2 \times L + 2 \times 23m)$ ,  $L = 25m$ ,  $ELOS = 2m$

Los resultados indican que un incremento en el avance longitudinal de los tajeos a lo largo del rumbo (L) generan un aumento de la dilución (ELOS, desprendimiento de las paredes), esto se puede solucionar aplicando sostenimiento con cable bolt desde los subniveles, de manera que podamos obtener una mayor longitud del tajeo conservando una dilución mínima de 0.5m ( $RH = 2.6$ ).

#### 7.2.4 Análisis de la roca encajonante con $RMR=55$

$RMR = 55$  ( $Q' = 3.39$ )

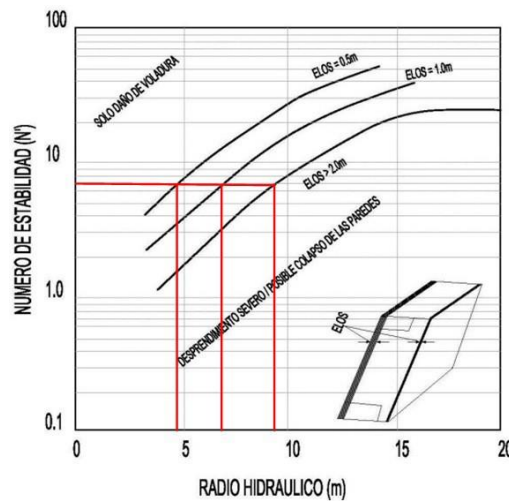
A = 1 (relajamiento de la caja techo)

B = 0.3 (estructuras paralelas a la caja techo)

C = 7.48 (85° de buzamiento)

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

$$N' = 3.39 \times 1 \times 0.3 \times 7.48 = 7.61$$



**Figura 49. Estimación empírica del desprendimiento de las paredes (RMR = 50)**

Para un número de estabilidad ( $N'$ ) de 7.61 se obtiene un radio hidráulico (RH) aproximado de 9m con un desprendimiento de 2m, un radio hidráulico de 7m para un desprendimiento de 1m y un radio hidráulico de 4.8m para un desprendimiento de 0.5m. Tomando en cuenta el nivel de desprendimiento de la caja techo podemos dimensionar tajeos a lo largo del rumbo de la veta en un minado longitudinal.

Consideremos que la veta tiene un ancho de 5m, buzamiento promedio de  $85^\circ$ , distancia vertical entre subniveles de 14m y las dimensiones de las labores  $4.5\text{m} \times 4.5 - 5\text{m}$  (Figura 48).

Altura del tajeo = 14m (AB)

Altura total del tajeo =  $14 + 4.5 + 4.5 = 23\text{m}$

Para  $RH = 4.8 = L \times H / (2L + 2H) = L \times 23\text{m} / (2 \times L + 2 \times 23\text{m})$ ,  $L = 16.4\text{m}$ ,  $ELOS = 0.5\text{m}$

Para  $RH = 7.0 = L \times H / (2L + 2H) = L \times 23\text{m} / (2 \times L + 2 \times 23\text{m})$ ,  $L = 35.7\text{m}$ ,  $ELOS = 1\text{m}$

Para  $RH = 9.0 = L \times H / (2L + 2H) = L \times 23\text{m} / (2 \times L + 2 \times 23\text{m})$ ,  $L = 82\text{m}$ ,  $ELOS = 2\text{m}$

Los resultados indican que un incremento en el avance longitudinal de los tajeos a lo largo del rumbo generan un aumento de la dilución (ELOS, desprendimiento de las paredes), de igual forma que en el caso anterior, esto se puede solucionar aplicando sostenimiento con cable bolt desde los subniveles, de manera que podemos obtener una mayor longitud del tajeo conservando una dilución mínima de 0.5m ( $RH = 4.8$ ).

### 7.2.5 Análisis de la roca encajonante con RMR=65

$$RMR = 65 (Q' = 10.31)$$

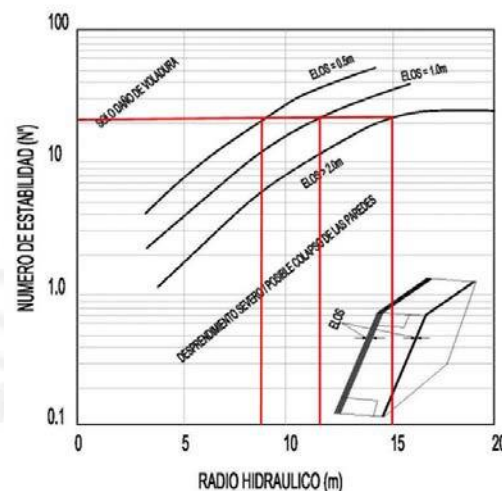
A=1 (relajamiento de la caja techo)

B=0.3 (estructuras paralelas a la caja techo)

C=7.48 (85° de buzamiento)

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

$$N' = 10.31 \times 1 \times 0.3 \times 7.48 = 23.14$$



**Figura 50. Estimación empírica del desprendimiento de las paredes (RMR=65)**

Para un número de estabilidad ( $N'$ ) de 23.14 se obtiene un radio hidráulico (RH) aproximado de 15m con un desprendimiento de 2m, un radio hidráulico de 12m para un desprendimiento de 1m y un radio hidráulico de 8m para un desprendimiento de 0.5m. Tomando en cuenta el nivel de desprendimiento de la caja techo podemos dimensionar tajeos a lo largo del rumbo de la veta en un minado longitudinal.

Consideremos que la veta tiene un ancho de 5m, buzamiento promedio de 85°, distancia vertical entre subniveles de 14m y las dimensiones de las labores 4.5m x 4.5 – 5m (Figura 48).

Altura del tajeo = 14m (AB)

Altura total del tajeo = 14 + 4.5 + 4.5 = 23m

Para RH = 8 =  $L \times H / (2L + 2H) = L \times 23m / (2 \times L + 2 \times 23m)$ ,  $L = 52.5m$ , ELOS = 0.5m

Para RH = 12 =  $L \times H / (2L + 2H) = L \times 23m / (2 \times L + 2 \times 23m)$ ,  $L > 52.5m$ , ELOS = 1.0m

**Tabla 43. Resumen del dimensionamiento de tajeos - Veta Real**

| RMR | Q'    | N'    | RH(m) | ELOS(m) | Altura del Tajeo(m) | Longitud Rumbo (m) |
|-----|-------|-------|-------|---------|---------------------|--------------------|
| 45  | 1.11  | 2.49  | 3.5   | 0.5     | 23                  | 10                 |
|     |       |       | 4     | 1       | 23                  | 12                 |
|     |       |       | 6     | 2       | 23                  | 25                 |
| 55  | 3.39  | 7.61  | 4.8   | 0.5     | 23                  | 16.4               |
|     |       |       | 7     | 1       | 23                  | 35.7               |
|     |       |       | 9     | 2       | 23                  | 82                 |
| 65  | 10.31 | 23.14 | 8     | 0.5     | 23                  | 52.5               |
|     |       |       | 12    | 1       | 23                  | >>52.5             |

### 7.2.6 Corte y relleno ascendente

Este método de explotación se podrá utilizar en rocas de calidad mala (DE-IV) y regular (DE-III), especialmente en cuerpos irregulares, con el uso de relleno detrítico o hidráulico permanente que quedará como piso de los tajeos y con potencia de vetas angostas que alcanzan un ancho de minado máximo de 5 m.

Para la preparación de este método, se define una altura de los tajeos o niveles de 40 m aproximadamente, la longitud de tajeo aproximada será de 100 m en dirección de la veta (zona mineralizada).

Al final de la explotación del tajeo, se dejará un pilar puente que separe el sub-nivel superior con el tajeo explotado, con un espesor variable de 3 a 4 m de acuerdo a la calidad del macizo rocoso.

La altura de minado máxima será de 3.5 m de altura con rebaje incluido y la perforación podrá realizarse en vertical o breasting. Asimismo, el tajeo deberá contar con chimeneas de ventilación en los extremos y un echadero de mineral en la parte central.



## 8 DISEÑO GEOTÉCNICO DE LA MINA corte y relleno ascendente

El método de explotación más conveniente sería el de corte y relleno ascendente debido al mayor margen económico adquirido; en este capítulo se desarrollará el diseño geotécnico del método corte y relleno ascendente considerando las aberturas máximas, tiempo de autosoporte, pilares y sostenimiento adecuado para las labores de explotación.

### 8.1 Análisis de los parámetros geométricos de la veta

La veta real es una estructura sub vertical irregular y potente con orientación.

De la figura 51 se concluye que sólo el 10% de la veta real presenta anchos de hasta 10m y el 90% restante de la veta presenta anchos mayores a 10m llegando en algunas zonas alcanzar 55m a nivel de recursos, confirmando que la veta es muy potente; Según las evaluaciones a nivel de reserva se ha podido determinar que los anchos de minado varían entre 9 a 41m con un promedio de 22m.

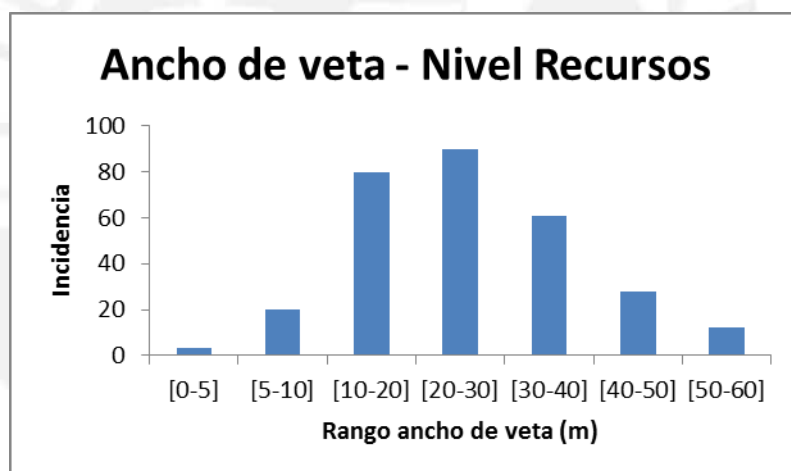


Figura 51. Variabilidad de ancho de veta a nivel de recursos – Veta Real

### 8.2 Evaluación de las Aberturas

Para el análisis de la estabilidad de las labores subterráneas se empleó el Método del Span Design (Pakalnis, 2008) el que relaciona el ancho de la excavación y la calidad de la roca en función de RMR. Este método ha sido desarrollado con una base histórica de 292 casos en diferentes minas, dichos datos están referidos a excavaciones sin soporte o con soporte local, por lo que a partir de este se puede evaluar la estabilidad inicial de las aberturas. La estabilidad de la excavación se puede clasificar en tres categorías:

**a) Excavaciones Estables**

- Control de la estabilidad del terreno.
- No se observa deformaciones en el techo de la excavación.
- No se requiere medidas de soporte pesado.

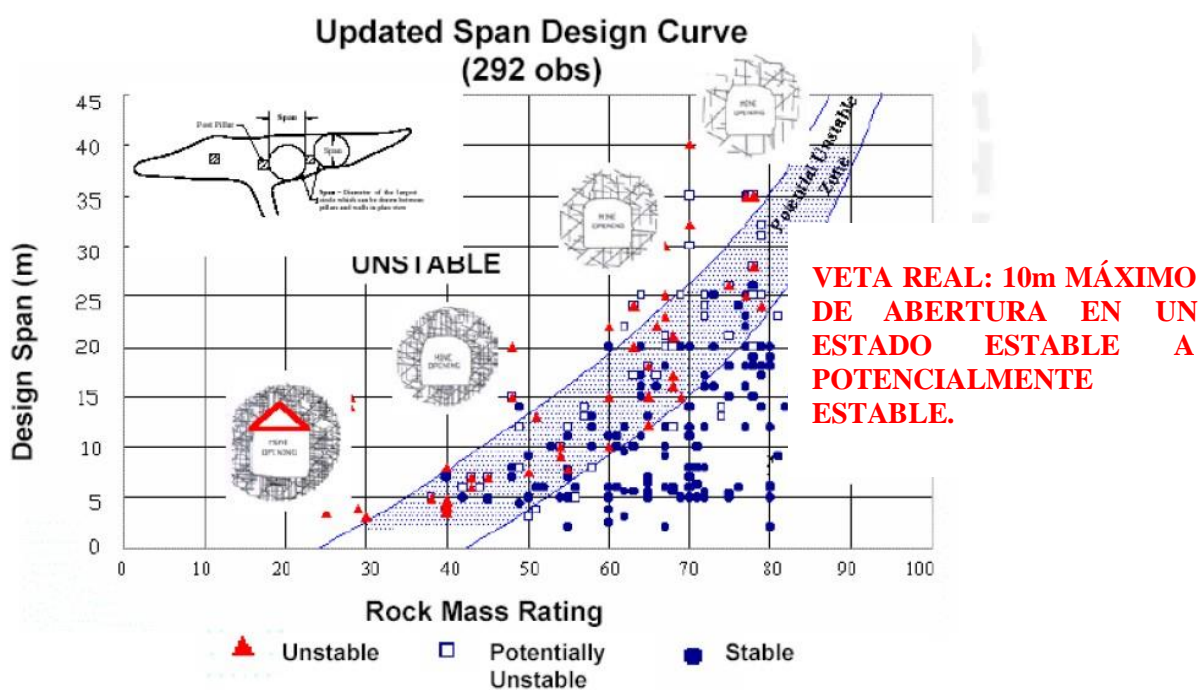
**b) Excavaciones Potencialmente Inestables**

- Requiere de soporte adicional para prevenir las fallas potenciales del terreno.
- Deformaciones hacia dentro del techo.

**c) Excavaciones Inestables**

- Colapso inmediato.
- El soporte no fue efectivo para controlar la inestabilidad.

De acuerdo a las características geomecánicas de la veta real y roca encajonante es posible tener aberturas de hasta 10m con un sostenimiento localizado.

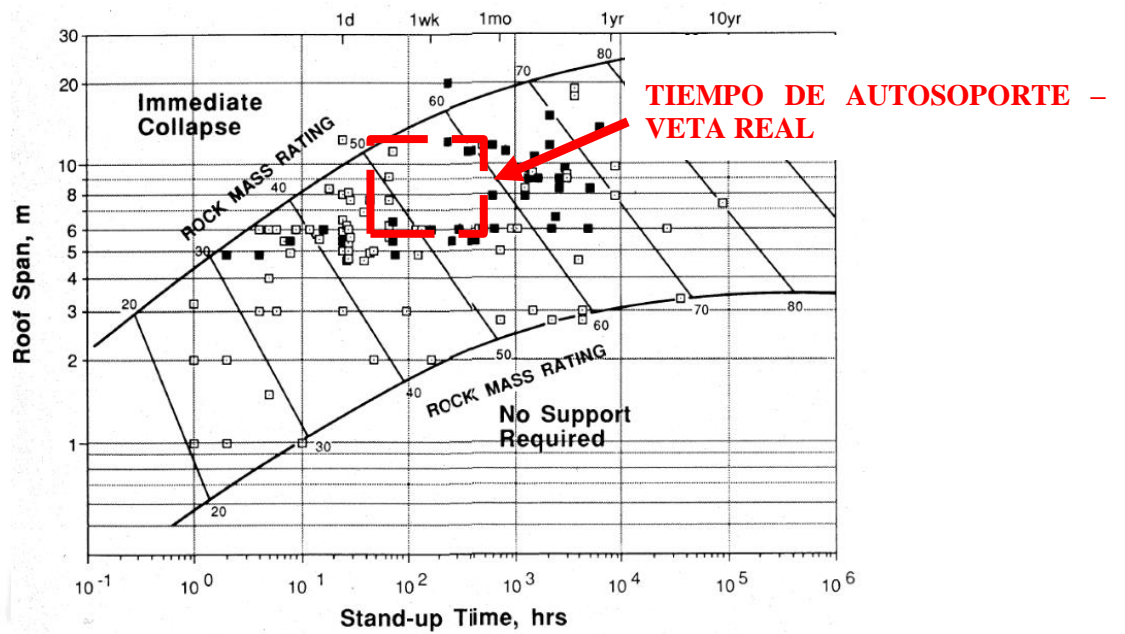


**Figura 52. Evaluación de abertura máxima para la Veta Real**

**8.3 Tiempo de autosostenimiento**

El tiempo de auto-sostenimiento se refiere al período durante el cual la roca podrá permanecer estable sin sostenimiento después de haberse excavado la cavidad subterránea.

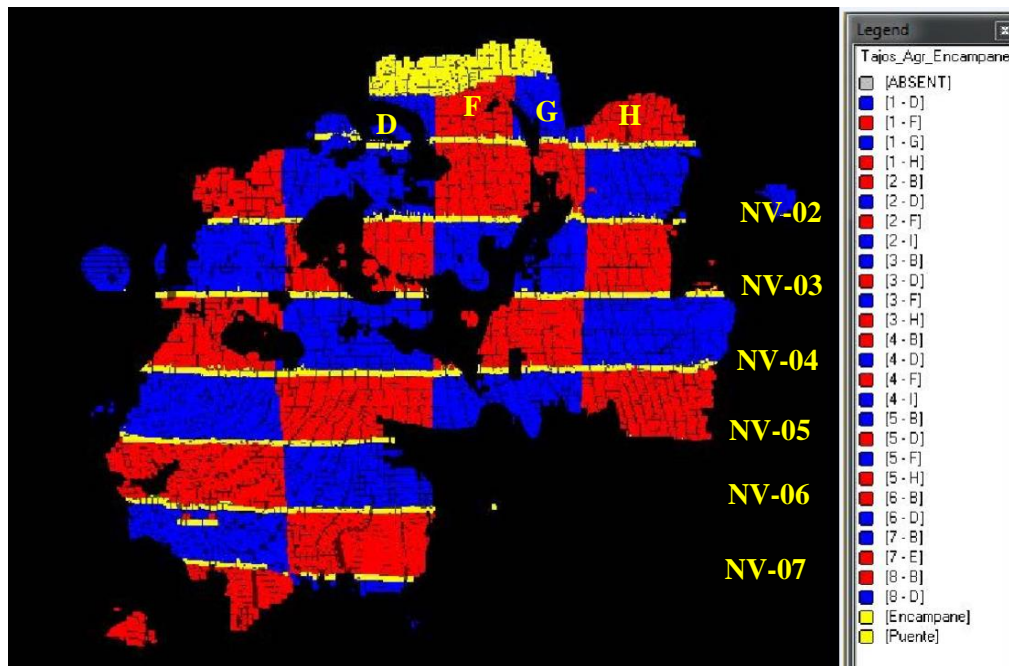
El sistema RMR propuesto por Bieniawski en 1984 presenta un ábaco (Figura 4) que correlaciona la abertura o ancho de la excavación (span) con el tiempo de auto-sostenimiento (stand-up time). Según este ábaco, en una excavación con un RMR típico en la zona del proyecto entre 50 y 60 se tendrá un tiempo de auto sostenimiento que va 3 días hasta 1 mes para cámaras que van desde 6 a 10m.



**Figura 53. Tiempo de autosostenimiento**

#### 8.4 Consideraciones Geotécnicas para el Método Corte y Relleno Ascendente

Con la información proporcionada (Modelo de Bloques de Tajeos agrupados) se proyectó el modelo de bloques geomecánico tridimensional de RMR con la finalidad de estimar un valor de RMR para cada tajeo correspondiente a cada nivel.



**Figura 54. Vista Longitudinal de Tajeos agrupados**

Con la información de la calidad del macizo rocoso es posible estimar la abertura máxima de cada tajeo así como el tiempo de auto-sostenimiento. Si el ancho de minado supera la abertura máxima de estabilidad en los tajeos, será necesario dejar pilares poste cuadrados en los tajeos con la finalidad de mantener la estabilidad. La abertura de los tajeos y las dimensiones de los pilares en conjunto tendrán que ser optimizados con la finalidad de obtener la máxima tasa de recuperación del mineral manteniendo la estabilidad. En la Tabla 44 se presenta la clasificación del macizo rocoso por Tajeos agrupados. A cada tajeo se le ha asignado un valor representativo de RMR y Q correspondiéndole una abertura máxima estable que puede ser considerada en el minado.

**Tabla 44. Clasificación del Macizo rocoso por Tajeos agrupados (RMR, Q) y abertura máxima estable**

| Nivel   | Tajeos Agrupados | RMR | Q    | Abertura Máxima | Ancho minado |
|---------|------------------|-----|------|-----------------|--------------|
| Nivel 1 | 1 - D            | 56  | 3.79 | 10              | 14           |
|         | 1 - F            | 55  | 3.39 | 10              | 17           |
|         | 1 - G            | 50  | 1.95 | 8               | 19           |
|         | 1 - H            | 55  | 3.39 | 10              | 19           |
| Nivel 2 | 2 - B            | 52  | 2.43 | 9               | 21           |
|         | 2 - D            | 49  | 1.74 | 7               | 14           |
|         | 2 - F            | 57  | 4.24 | 11              | 18           |

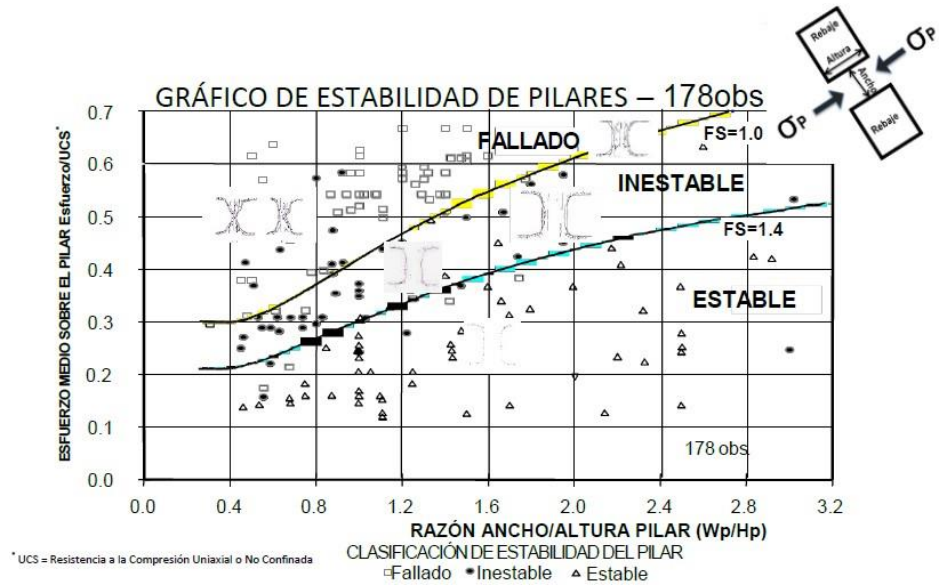
| Nivel   | Tajeos Agrupados | RMR | Q    | Abertura Máxima | Ancho minado |
|---------|------------------|-----|------|-----------------|--------------|
|         | 2 - I            | 55  | 3.39 | 10              | 18           |
| Nivel 3 | 3 - B            | 50  | 1.95 | 8               | 14           |
|         | 3 - D            | 49  | 1.74 | 7               | 20           |
|         | 3 - F            | 53  | 2.72 | 9               | 23           |
|         | 3 - H            | 52  | 2.43 | 9               | 41           |
| Nivel 4 | 4 - B            | 55  | 3.39 | 10              | 14           |
|         | 4 - D            | 54  | 3.04 | 9               | 14           |
|         | 4 - F            | 53  | 2.72 | 9               | 20           |
|         | 4 - I            | 51  | 2.18 | 8               | 37           |
| Nivel 5 | 5 - B            | 56  | 3.79 | 10              | 39           |
|         | 5 - D            | 52  | 2.43 | 9               | 35           |
|         | 5 - F            | 50  | 1.95 | 8               | 14           |
|         | 5 - H            | 54  | 3.04 | 9               | 24           |
| Nivel 6 | 6 - B            | 61  | 6.61 | 13              | 33           |
|         | 6 - D            | 56  | 3.79 | 10              | 31           |
| Nivel 7 | 7 - B            | 53  | 2.72 | 9               | 32           |
|         | 7 - E            | 57  | 4.24 | 11              | 24           |
| Nivel 8 | 8 - B            | 52  | 2.43 | 9               | 13           |
|         | 8 - D            | 59  | 5.29 | 12              | 9            |

### 8.5 Diseño de los Pilares Postes y los Pilares Puentes.

Para este estudio se dimensionarán dos tipos de pilares: los pilares postes que se dejan en los tajeos para mantener la abertura máxima de minado (que pueda soportar la roca) y los pilares puentes que van entre niveles para mantener la estabilidad global de la mina y tener facilidades operativas en el minado (Block).

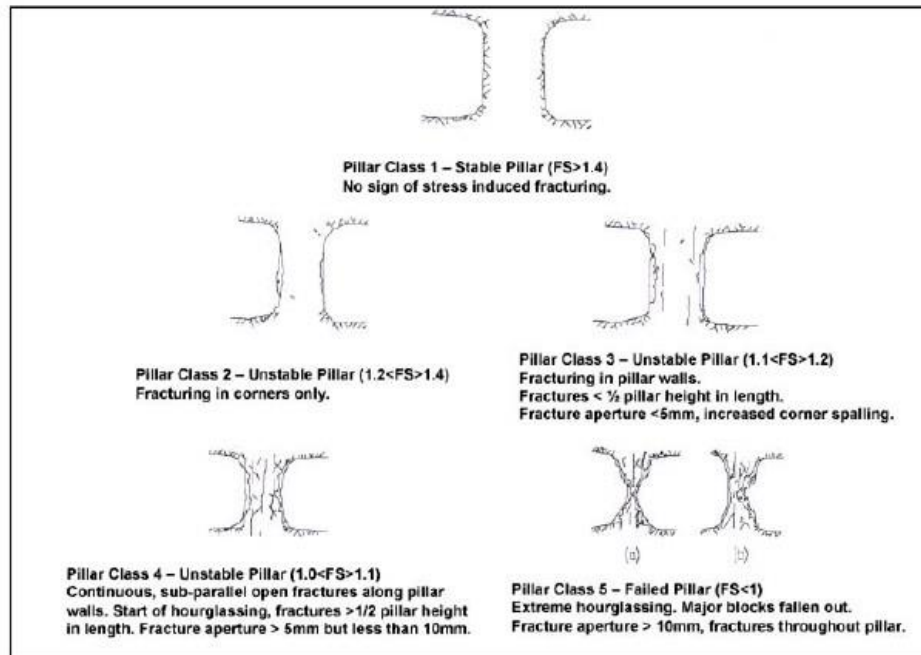
En la Figura 54 se presenta un gráfico con una base de datos de pilares que relacionan la geometría, las condiciones de esfuerzo, resistencia de la roca intacta del pilar y condiciones de estabilidad de pilares; dicho gráfico se basa en 178 casos de estabilidad de diferentes minas y donde en cada caso se representa un ejemplo de pilar fallado, pilar inestable o pilar estable. En la Figura 55 se muestran las condiciones observadas que pueden ser encontradas para cada nivel de estabilidad.





Pakalnis Libro Amarillo. Underground. Design Manual. Manual de Diseño Subterráneo. UBS GEOMECHANICS GROUP. PARÁMETRO.

**Figura 55. Gráfico de Estabilidad de Pilares**



Pakalnis Libro Amarillo. Underground. Design Manual. Manual de Diseño Subterráneo. UBS GEOMECHANICS GROUP. PARÁMETRO.

**Figura 56. Posibles condiciones de los Pilares según su estabilidad**



### 8.5.1 Resistencia del Pilar

Dos factores principales son usados en esta metodología de diseño, un término geométrico que representa la forma del pilar y un término de resistencia que incluye la resistencia de la roca intacta y la estimación de la carga en el pilar. La resistencia del macizo rocoso depende de la magnitud de los esfuerzos de confinamiento aplicados a una muestra.

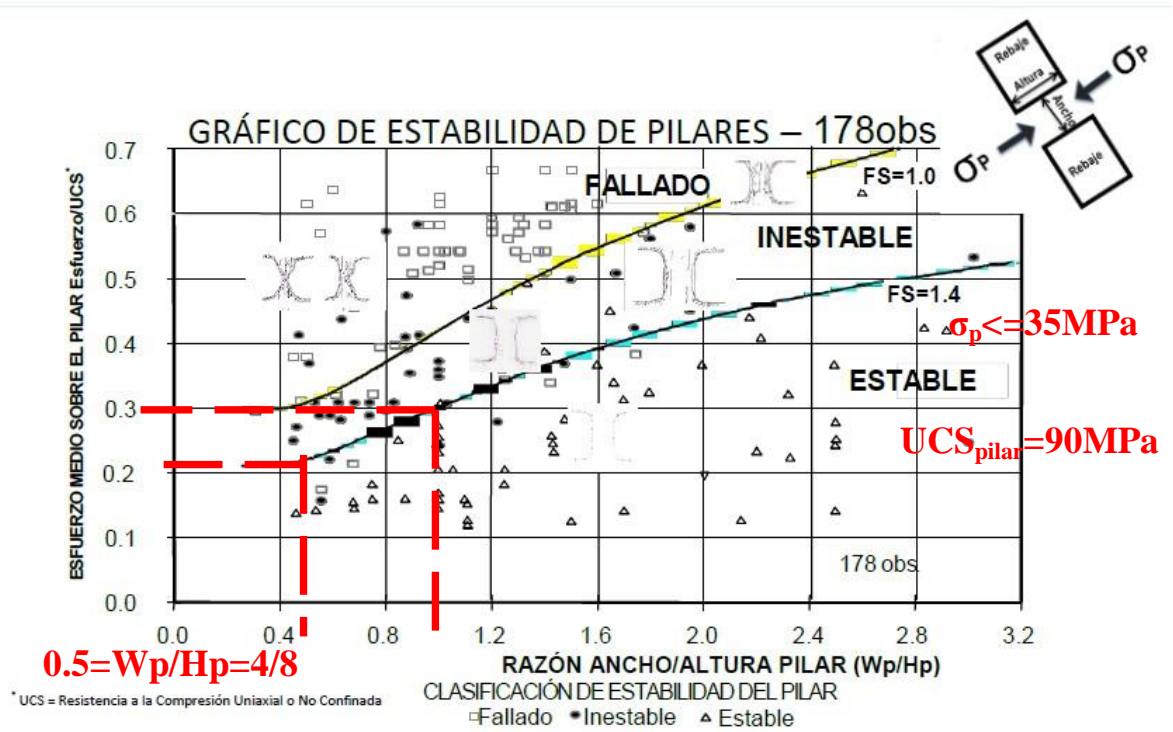
El Gráfico de estabilidad de pilares fue elaborado para distintos valores de Esfuerzo medio sobre el pilar/UCS (Resistencia a la compresión uniaxial o no confinada) y distintas relaciones ancho/altura del pilar ( $W_p/H_p$ ) como se muestra en la Figura 54. El ancho del pilar ( $W_p$ ) es definido como la dimensión normal a la dirección de los esfuerzos inducidos, mientras que la altura del pilar ( $H_p$ ) es medida paralela a los esfuerzos inducidos. La carga del pilar se calcula por medio de un análisis numérico mientras que la resistencia a compresión uniaxial o no confinada (UCS) está asociada a la resistencia a la compresión de la roca intacta del pilar.

### 8.5.2 Diseño del Pilar Poste

Para dimensionar los pilares poste se usaron dos factores: la geometría del pilar (esbeltez) y la resistencia del pilar asociada al esfuerzo que soporta el pilar.

Los esfuerzos que soportarán los pilares fueron calculados mediante análisis numérico a diferentes profundidades (diferentes cargas), determinándose que se generarán esfuerzos principales máximos en los pilares del orden de 35MPa. Teniendo en cuenta la resistencia a la compresión simple de la roca intacta que conforma el pilar (UCS=90MPa) se obtuvieron ratios de Esfuerzo medio sobre el pilar/ UCS entre 0.2 y 0.3. Para mantener este intervalo de valores en la zona de estabilidad, será necesario considerar ratios de ancho/altura del pilar ( $W_p/H_p$ ) entre 0.5 y 1 (Figura 37).

De acuerdo al método de minado empleado (corte y relleno ascendente en realce), la altura de corte efectiva es de aproximadamente 8m, por lo que el ancho del pilar podrá variar entre 4 y 8m.



**Figura 57. Ancho mínimo del Pilar Poste – Veta Real**

### 8.5.3 Diseño del Pilar Puente

De acuerdo a la configuración geométrica de la Veta Real, las características geomecánicas del macizo rocoso, los métodos de explotación que se emplearán y la secuencia de minado, se ha visto por conveniente dejar Pilares Puente entre niveles (block de minado entre niveles) en toda la extensión de la Veta Real con la finalidad de contribuir a la estabilidad general de la mina.

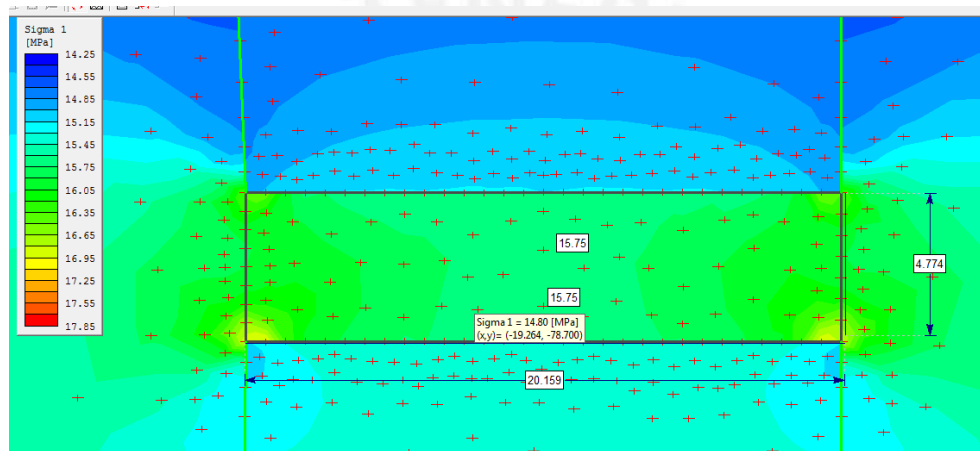
La resistencia a la compresión simple del mineral varía de 50 MPa a 130 MPa, considerando para el diseño un valor representativo de 90 MPa.

En relación a la geometría de la veta, se ha considerado un ancho de minado promedio de 20m debido a la variabilidad de la potencia de la Veta. El ancho de minado para el pilar se considera como la altura del pilar (H) y el espesor como el ancho del pilar (W) que será dejado. El espesor o ancho del pilar es el que finalmente será determinado de manera óptima para evitar la falla del pilar y en consecuencia mejorar la estabilidad del macizo rocoso.

Los esfuerzos inducidos que actúan sobre los pilares se determinaron mediante el software Phase2 v7.0 de elementos finitos, dichos esfuerzos fueron calculados considerando un ancho de minado promedio de 20m y con un ancho de pilar variable entre 5 a 20m, este último con la finalidad de ver la variabilidad en el factor de seguridad según el ancho del pilar. En la simulación se consideró el tope del relleno, es decir, el relleno de los tajeos ya explotados al 100% con relleno detrítico, es decir hasta el tope del techo con la finalidad de confinar bien la roca circundante a la excavación y así contribuir a la estabilidad del pilar.

Para un pilar de aproximadamente 5m de ancho ( $W_p$ ) y 20m de altura ( $H_p$ ) actúan esfuerzos inducidos de 16 MPa a una profundidad de 300m (Figura 58).

Se verificó la condición de estabilidad para diferentes anchos de pilar (Tabla 45).



**Figura 58. Determinación de esfuerzos inducidos para un ancho de minado de 20m**

Para determinar el ancho óptimo de los pilares se utilizó el método empírico de Lunder y Pakalnis (1998) considerando un esfuerzo sobre el pilar de 16 MPa y una resistencia a la compresión de 90 MPa, obteniéndose una relación de 0.18. Los datos obtenidos (Tabla 45) se proyectan en el gráfico de estabilidad de pilares (Figura 59) para determinar el ancho mínimo del Pilar Puente. De acuerdo a los resultados obtenidos es posible considerar un ancho mínimo de 4m, pero es importante indicar que a mayor información geotécnica como la que se obtiene en la etapa de operación de la mina permitirá que se verifiquen estas dimensiones. Debemos tener en cuenta que un factor favorable para la estabilidad del pilar es la resistencia a la compresión simple del mineral (90 MPa) debido a que éste se encuentra silicificado y marmolizado.

Tabla 45. Simulación para un ancho de minado promedio de 20m

| Ancho de minado (Hp) | Ancho del pilar (Wp) | Wp/Hp | Factor de Seguridad |
|----------------------|----------------------|-------|---------------------|
| 20                   | 5                    | 0.25  | 1.4                 |
| 20                   | 8                    | 0.40  | 1.5                 |
| 20                   | 12                   | 0.60  | 1.6                 |
| 20                   | 16                   | 0.80  | 1.7                 |
| 20                   | 20                   | 1.00  | 1.8                 |

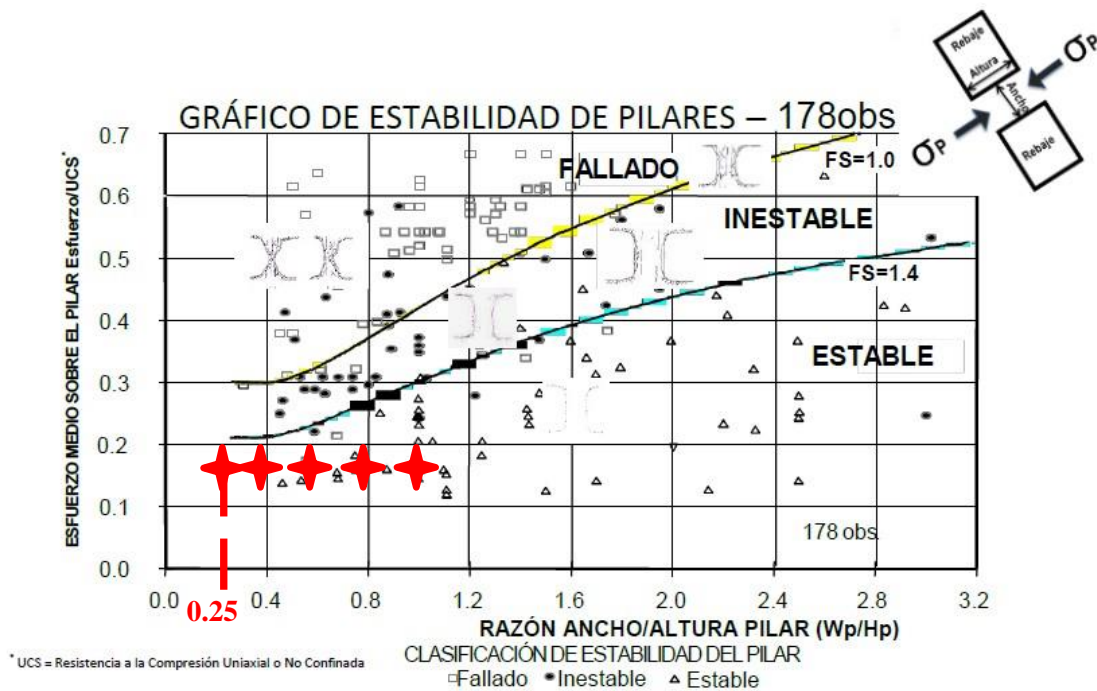


Figura 59. Factores de seguridad obtenidos para diferentes anchos de pilar (Wp)

**Tabla 46. Arreglo general de aberturas y Pilares Postes**

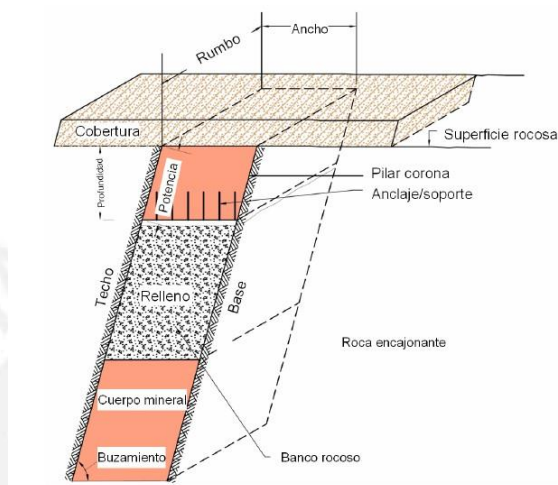
| Nivel   | Tajos Agrupados | RMR | Q    | Abertura Máxima (sin soporte) | Ancho minado (Reservas) | Suma de Ancho de minado |               |                  |                  |                  |
|---------|-----------------|-----|------|-------------------------------|-------------------------|-------------------------|---------------|------------------|------------------|------------------|
|         |                 |     |      |                               |                         | Luz cámara (m)          | N° de cámaras | 1 pilar cuadrado | 2 pilar cuadrado | 3 pilar cuadrado |
| Nivel 1 | 1 - D           | 56  | 3.79 | 10                            | 14                      | 5                       | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 1 - F           | 55  | 3.39 | 10                            | 17                      | 6.5                     | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 1 - G           | 50  | 1.95 | 8                             | 19                      | 7.5                     | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 1 - H           | 55  | 3.39 | 10                            | 19                      | 7.5                     | 2             | 4                | 0                | 0                |
| Nivel 2 | 2 - B           | 52  | 2.43 | 9                             | 21                      | 8                       | 2             | 5                | 0                | 0                |
|         | 2 - D           | 49  | 1.74 | 7                             | 14                      | 5                       | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 2 - F           | 57  | 4.24 | 11                            | 18                      | 7                       | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 2 - I           | 55  | 3.39 | 10                            | 18                      | 7                       | 2             | 4                | 0                | 0                |
| Nivel 3 | 3 - B           | 50  | 1.95 | 8                             | 14                      | 5                       | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 3 - D           | 49  | 1.74 | 7                             | 20                      | 7.5                     | 2             | 5                | 0                | 0                |
|         | 3 - F           | 53  | 2.72 | 9                             | 23                      | 9.5                     | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 3 - H           | 52  | 2.43 | 9                             | 41                      | 7.2                     | 4             | 4                | 4                | 4                |
| Nivel 4 | 4 - B           | 55  | 3.39 | 10                            | 14                      | 5                       | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 4 - D           | 54  | 3.04 | 9                             | 14                      | 5                       | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 4 - F           | 53  | 2.72 | 9                             | 20                      | 7.5                     | 2             | 5                | 0                | 0                |
|         | 4 - I           | 51  | 2.18 | 8                             | 37                      | 8                       | 3             | 6.5              | 6.5              | 0                |
| Nivel 5 | 5 - B           | 56  | 3.79 | 10                            | 39                      | 6.7                     | 4             | 4                | 4                | 4                |
|         | 5 - D           | 52  | 2.43 | 9                             | 35                      | 9                       | 3             | 4                | 4                | 0                |
|         | 5 - F           | 50  | 1.95 | 8                             | 14                      | 5                       | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 5 - H           | 54  | 3.04 | 9                             | 24                      | 6.5                     | 3             | 4                | 0                | 0                |
| Nivel 6 | 6 - B           | 61  | 6.61 | 13                            | 33                      | 7.6                     | 3             | 5                | 5                | 0                |
|         | 6 - D           | 56  | 3.79 | 10                            | 31                      | 7.6                     | 3             | 4                | 4                | 0                |
| Nivel 7 | 7 - B           | 53  | 2.72 | 9                             | 32                      | 8                       | 3             | 4                | 4                | 0                |
|         | 7 - E           | 57  | 4.24 | 11                            | 24                      | 9                       | 2             | 6                | 0                | 0                |
| Nivel 8 | 8 - B           | 52  | 2.43 | 9                             | 13                      | 4.5                     | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 8 - D           | 59  | 5.29 | 12                            | 9                       | 9                       | 1             | 0                | 0                | 0                |

### 8.6 Diseño del Pilar corona.

Un Pilar Corona se define como la zona de roca existente sobre la parte superior de una labor subterránea y la superficie del terreno. Los Pilares Corona comúnmente se dejan en el piso de los tajos abiertos para separar las labores superficiales de las subterráneas. Una vez que el minado ha terminado, debe evaluarse la estabilidad a largo plazo de los Pilares Corona. Esta evaluación es necesaria a fin de determinar una adecuada medida de cierre compatible con el uso planeado a largo plazo para la propiedad. Un método empírico ampliamente usado en la industria minera canadiense para evaluar la estabilidad de los Pilares Corona (Crown Pillars), es el método “Scaled Crown Pillar Span” que fue desarrollado por Golder Associates, grupo liderado por Trevor Carter en un proyecto para CANMET (1990), y posteriormente actualizado y mejorado el año 2008 (más de 500 casos de estudio). Este método es un procedimiento



empírico para el dimensionamiento de geometrías de Pilares Corona cercanas a la superficie en etapa de abandono, procedimiento que se desarrolló a partir de una serie de 230 casos de estudios, los cuales permitieron elaborar una base de datos de distintas condiciones geométricas, parámetros de macizo rocoso y estabilidad de Crown Pillar, extendiéndose su uso ya que hasta el momento no existe otro método aceptable para evaluar la estabilidad de pilares Crown Pillar. Este método empírico ha sido adoptado en la “Guía para la Evaluación de la Estabilidad de los Pilares Corona” (MEM, 2007).



**Figura 60. Terminología empleada para describir un Pilar Corona**

La evaluación de la estabilidad a largo plazo de los Pilares Corona puede ser compleja. La geometría de un Pilar Corona superficial puede variar de manera significativa. Los parámetros geométricos que definen al pilar, tales como el ancho, la longitud, el espesor, la profundidad, la densidad y la inclinación, pueden determinar la estabilidad del pilar.

La naturaleza geotécnica de los pilares puede también variar ampliamente en el mismo pilar. La calidad, la resistencia, la ubicación geológica de la roca y las condiciones del agua subterránea pueden determinar la estabilidad a largo plazo del Pilar Corona. Es importante conocer la naturaleza geométrica y geotécnica del Pilar Corona para seleccionar el método adecuado para la evaluación de la estabilidad. Estos métodos de evaluación pueden incluir técnicas de análisis numérico, analítico y empírico. El método consiste en estimar dos factores: (1) Ancho Crítico ( $S_c$ ) o “Maximum Scaled Span”, factor representativo de la calidad del macizo rocoso expresada a través del parámetro  $Q$  de Barton y (2) Ancho Escalado ( $C_s$ ) o “Scaled Crown Pillar Span”, factor representativo de la condición geométrica y de la calidad de la roca. La condición de inestabilidad se presenta cuando  $C_s$  es mayor a  $S_c$ .



El valor de Ancho Crítico ( $S_c$ ) está formulado de acuerdo a la siguiente expresión:

$$S_c = 3.3Q^{0.43} ((\text{senh}(Q))^{0.016})$$

Donde:

$S_c$  = Ancho Crítico en metros.

$Q$  = Valor de  $Q$  para la roca del Pilar Corona.

$\text{senh}$  = seno hiperbólico.

El valor de Ancho Escalado ( $C_s$ ) está basado en la siguiente expresión:

$$C_s = S - \sqrt{\frac{\gamma}{T [(1 + S_r) (1 - 0.4 \cos \theta)]}}$$

Donde:

$C_s$  = Ancho Escalado en metros

$S$  = Ancho real del Pilar Corona en metros

$\gamma$  = Densidad del macizo rocoso en  $\text{gr/cm}^3$

$S_r$  = Relación del Ancho/Longitud del Pilar Corona

$\theta$  = Buzamiento del cuerpo mineral o foliación (grados)

$T$  = Espesor del Pilar Corona en metros

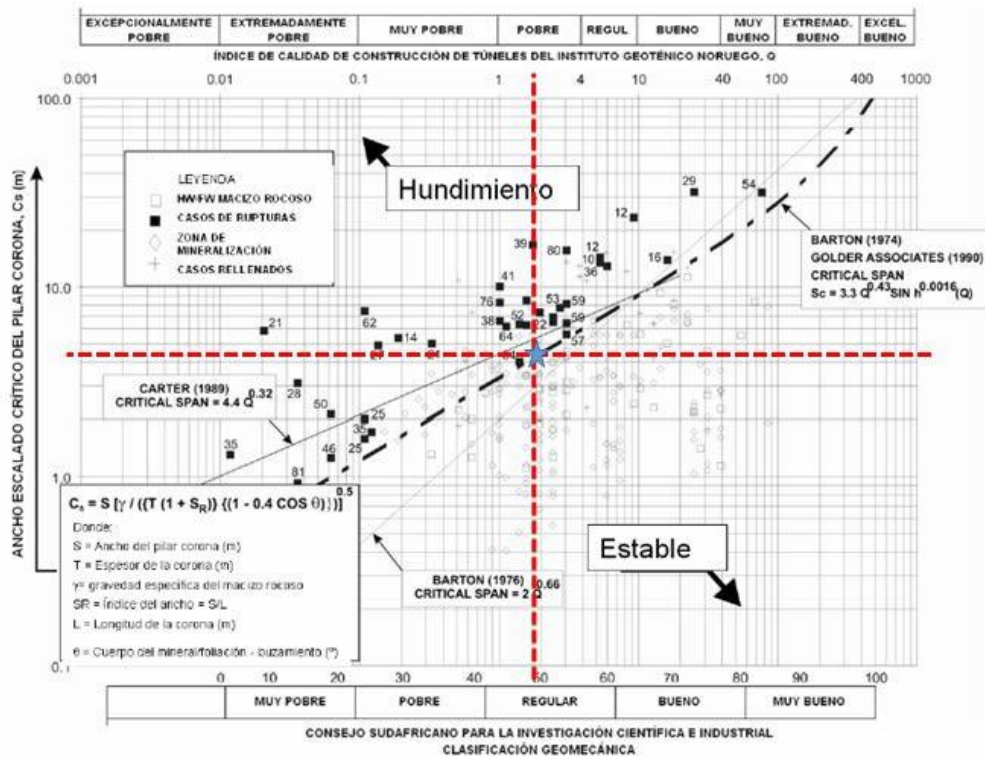
Los parámetros que se consideraron para el cálculo del Ancho Escalado ( $C_s$ ) fueron los que se muestran en la Tabla 47. Con éstos se obtuvo un Ancho Escalado de 4.50 m.

**Tabla 47. Parámetros para el cálculo del Ancho Escalado ( $C_s$ )**

| Ancho S (m) | Longitud L (m) | Peso Específico $\gamma$ ( $\text{gr/cm}^3$ )<br>* | Relación Ancho/Longitud ( $S_r$ ) | Buzamiento o del cuerpo mineral ( $\theta$ ) | Espesor del Pilar Corona T (m) | Ancho Escalado $C_s$ (m) |
|-------------|----------------|--|-----------------------------------|--|--------------------------------|--------------------------|
| 15,00       | 120,00         | 3,00   | 0,13                              | 88   | 30,00                          | 4,50                     |

\*Para el cálculo del peso específico se estimó un equivalente incluyendo la cobertura

Para efectos del cálculo del Ancho Crítico ( $S_c$ ) se consideró un valor de  $Q$  igual a 1.56 ( $\text{RMR}_{76} = 48$ ), obteniéndose un Ancho Crítico de 5.21 m. Al ser el Ancho Escalado (4.50m) menor al Ancho Crítico (5.21m), el Pilar Corona será estable, tal como se aprecia en la Figura 61.



**Figura 61. Gráfico de Estabilidad de Pilares Corona**

El factor de seguridad es calculado como el cociente del Ancho Crítico (5.21m) entre el Ancho Escalado (4.50m), obteniéndose un Factor de seguridad de 1.2

De los cálculos anteriores se concluye que el espesor del Pilar Corona será de 30 metros.

### 8.6.1 Monitoreo de la estabilidad del Pilar Corona

El Pilar Corona debe ser monitoreado con el fin de evaluar la estabilidad física desde el inicio de la explotación de los Tajeos agrupados superiores (tajeos agrupados 1D, 1F y 1G), hasta su recuperación y/o el fin de la etapa de cierre de la mina. La estabilidad física del Pilar Corona se monitoreará mediante una evaluación visual de rutina y por medio de instrumentación instalada en la misma, considerando la medición de grietas y los cambios en los patrones de drenaje, teniendo en cuenta lo siguiente:

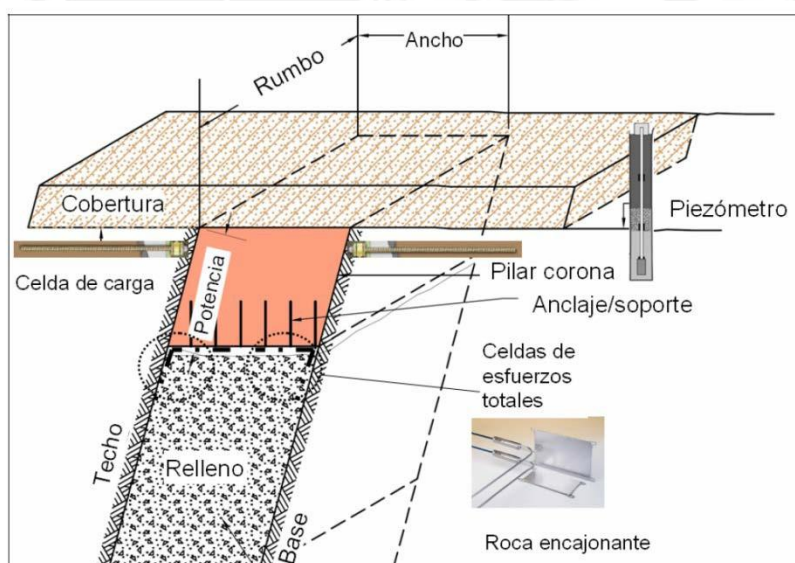
- (a) las grietas por tensión que se identifiquen se deben monitorear por medios mecánicos o eléctricos (extensómetros de punto único o de múltiples puntos, pernos o medidores de rajaduras, reflectometría de dominio temporal, etc.), para cualquier aumento en su longitud u otros cambios que se presenten en los mismos;

(b) la rapidez de ingreso del agua y los niveles del mismo se deben monitorear y registrar, sobretodo donde las características de la mina o las estructuras superpuestas puedan verse afectadas por el incremento de los niveles de agua. Cuando el acceso físico al nivel del agua no sea posible, estos niveles se pueden monitorear a distancia mediante la instalación de piezómetros de punta sellada, realizándose la lectura de los datos desde la superficie. Se debe monitorear y registrar la acumulación de la presión detrás del tabique donde los crecientes niveles de agua puedan saturar potencialmente el relleno contenido por los tabiques;

(c) para analizar alguna posible subsidencia u otra inestabilidad, se deben realizar estudios precisos del terreno (repetibilidad de  $\pm 2$  cm) que incluyan estudios topográficos, la instalación de una apropiada instrumentación y/o el uso de métodos geofísicos.

La instrumentación geotécnica anteriormente descrita podría estar compuesta por otros componentes dependiendo de la condición de sollicitación de esfuerzos alrededor del Pilar Corona y de la concentración de esfuerzos en el macizo rocoso.

La instrumentación geotécnica mínima puede estar compuesta por piezómetros, celdas de presión y extensómetros. Estos dispositivos son usados para medir esfuerzos que nos permitan calcular y localizar posibles desplazamientos y/o deformaciones que se produzcan.



**Figura 62. Instrumentación geotécnica mínima para monitorear el Pilar Corona**

## 8.6.2 Recuperación del Pilar Corona

Es posible desde el punto de vista técnico realizar la recuperación del Pilar Corona al finalizar la explotación de todas las labores subterráneas mediante minado superficial (Open Pit), monitoreando cuidadosamente el Pilar Corona mediante instrumentación geotécnica como se sugiere en el ítem 8.6.1.

Asimismo se debe considerar lo siguiente:

1. Evitar espacios vacíos en los tajeos ubicados cercanos a la superficie (Tajeos agrupados 1D, 1F y 1G) para evitar cualquier tipo de subsidencia.
2. La recuperación del Pilar Corona debe estar supeditado a los planes de cierre y estudios ambientales, los cuales deben ser tomados en cuenta.
3. Para realizar la recuperación del Pilar Corona es necesario un estudio más exhaustivo y específico considerando las condiciones existentes de la mina al finalizar la explotación de las labores subterráneas, con el fin de planificar la secuencia de recuperación del pilar corona.

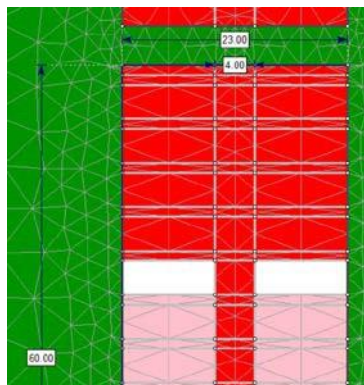
## 8.7 Verificación de pilares

Se realizó un análisis de secuenciamiento para toda la mina, en las imágenes podemos observar un corte transversal de un tajeo representativo de potencia de 23m, con abertura máxima 8m y pilar costilla de 4m (ver tabla 62). También se analizará los pilares puente de 4m cada 60m.

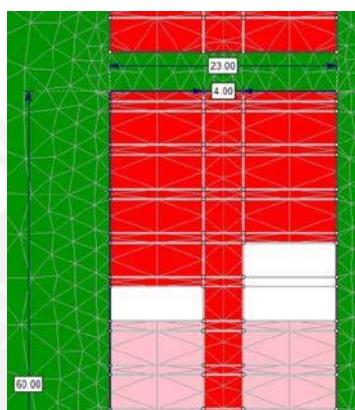
En la figura 63 vemos un corte representativo luego de rellenar los tajeos, se procede a minar en realce el primer corte (figura 64), luego se rellena el primer corte (figura 65), procedemos a minar el segundo corte y finalmente se termina de rellenar.

En la figura 68 y 69 podemos ver que los factores de seguridad para los pilares están al límite (F.S. = 1).

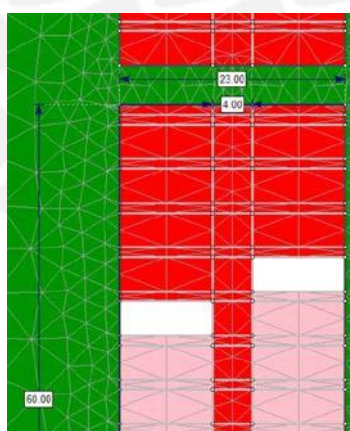




**Figura 63. Secuencia inicial dos frentes rellenos**



**Figura 64. Voladura en realce, tenemos aberturas de 8m**



**Figura 65. Relleno del tajeo**

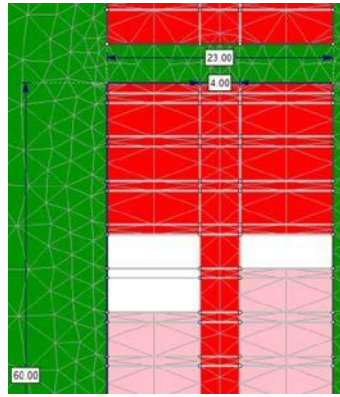


Figura 66. Voladura en realce, Segundo tajeo

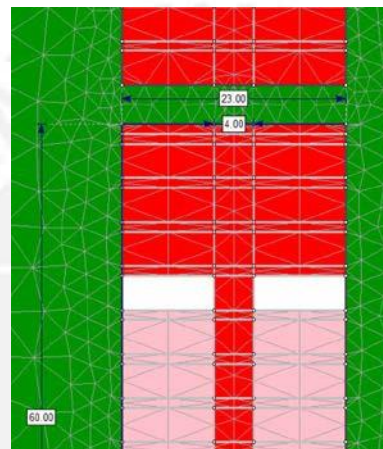


Figura 67. Rellenar ambos tajeos

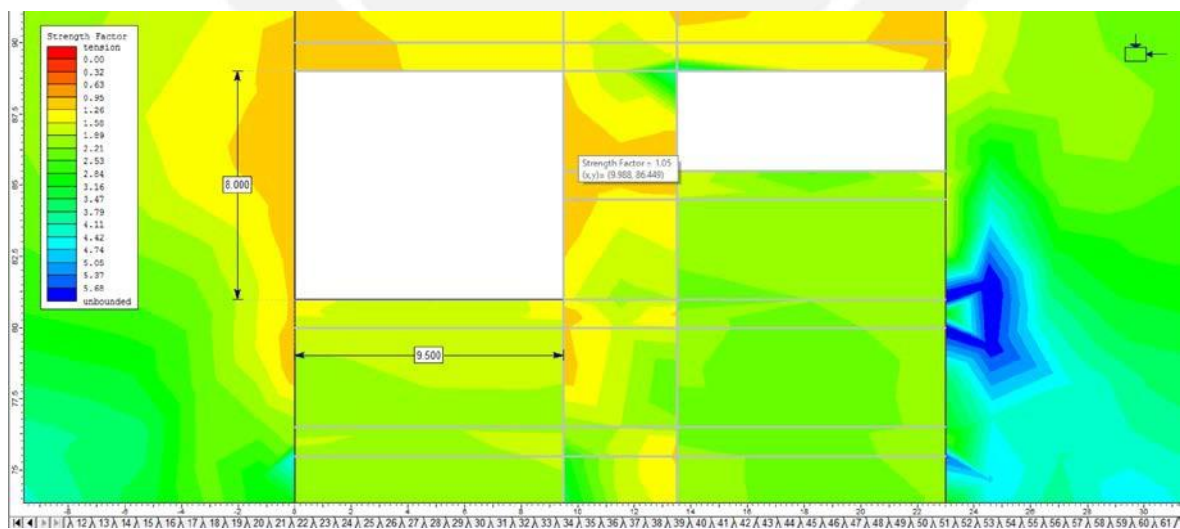
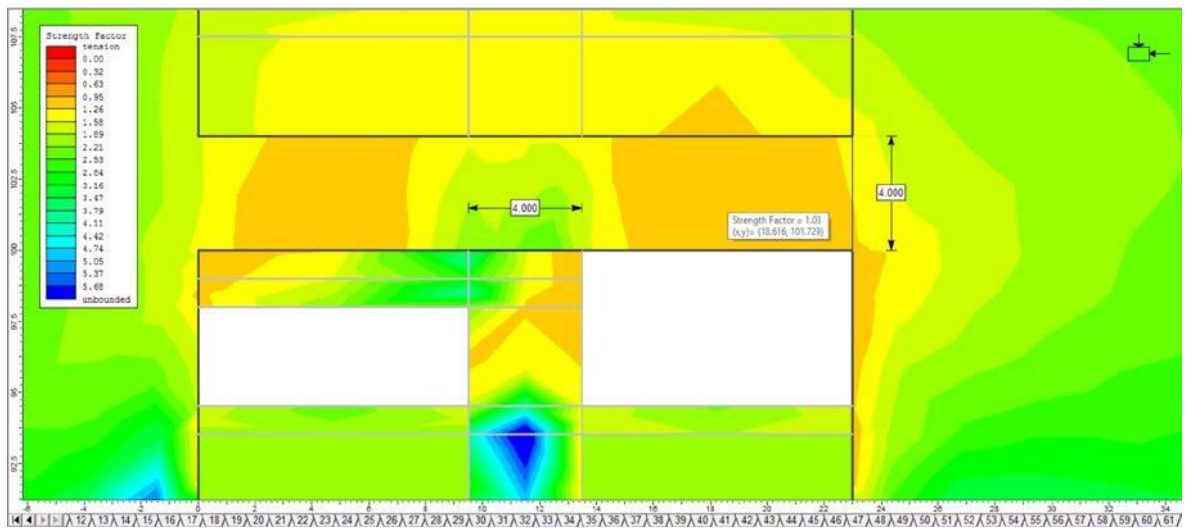


Figura 68. Factores de Seguridad para los pilares costilla



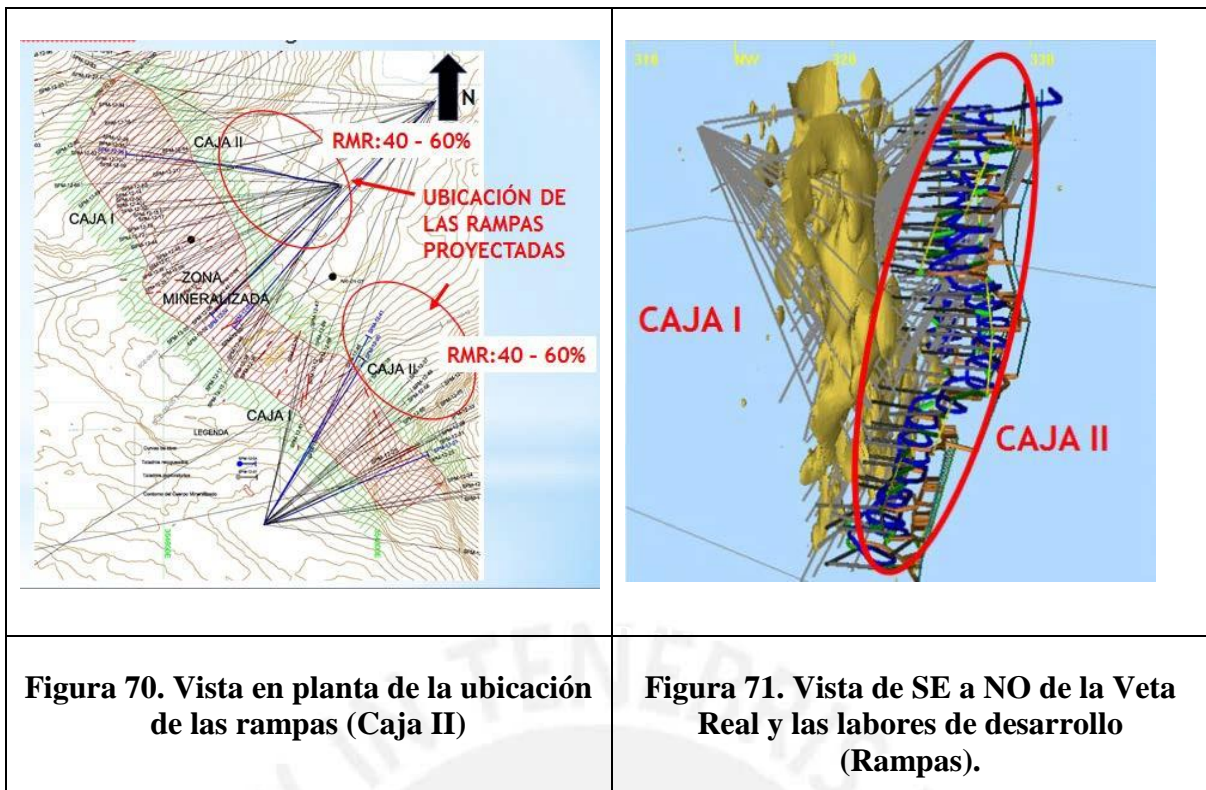


**Figura 69. Factores de Seguridad para los pilares puente**

### 8.8 Sostenimiento para Labores de Desarrollo

De acuerdo a nuevas evaluaciones técnico-económicas realizadas por Proesmin se decidió ubicar la infraestructura de la mina (rampa, batidos, chimeneas, ore pass, waste pass, etc.) a lo largo de la roca encajonante II (Caja II).

Por tal motivo fue necesario evaluar las condiciones geomecánicas de dicha caja (Caja II) con la finalidad de asegurar la estabilidad que tendrían estas labores en dicho lugar; por ello se realizó un Modelo de Bloques Geomecánico de la Rampa basada en el parámetro geomecánico RMR76, el cual considera la información geomecánica de todos los taladros o parte de los taladros que atraviesan este dominio (Caja II).



En la Figura 72 se muestra la variabilidad de la calidad de roca en función de RMR, donde se observa que el 18% de las labores se desarrollarán en roca de buena calidad (RMR mayor a 60); la mayor incidencia de labores de desarrollo (42%) se encontrarán en roca de regular calidad con RMR de 50 a 60; mientras el 24% de todas las labores en rocas con RMR de 40 a 50 y solo el 15% en rocas de mala calidad (RMR menores a 40) correspondiente a zonas de cizalla o fallas locales que puedan presentarse.

### 8.8.1 Método Empírico (Barton, 1993)

Para una labor de desarrollo con un ancho típico de 4.5m y considerando que es permanente (ESR: 1.6) se tiene un ratio de 2.8, por lo que para valores de RMR menores a 50 se tendrá como sostenimiento pernos helicoidales cementados de 7 pies y una capa de Shotcrete de 2" y para excavaciones con RMR mayores a 50 solo requerirán de pernos cementados de 7 pies con un patrón de separación promedio de 1.5x1.5m y con malla electro soldada donde lo requiera.

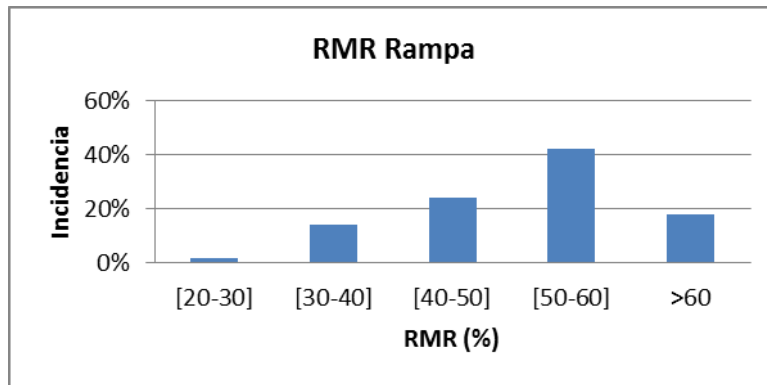


Figura 72. Variabilidad del RMR en las Labores de desarrollo

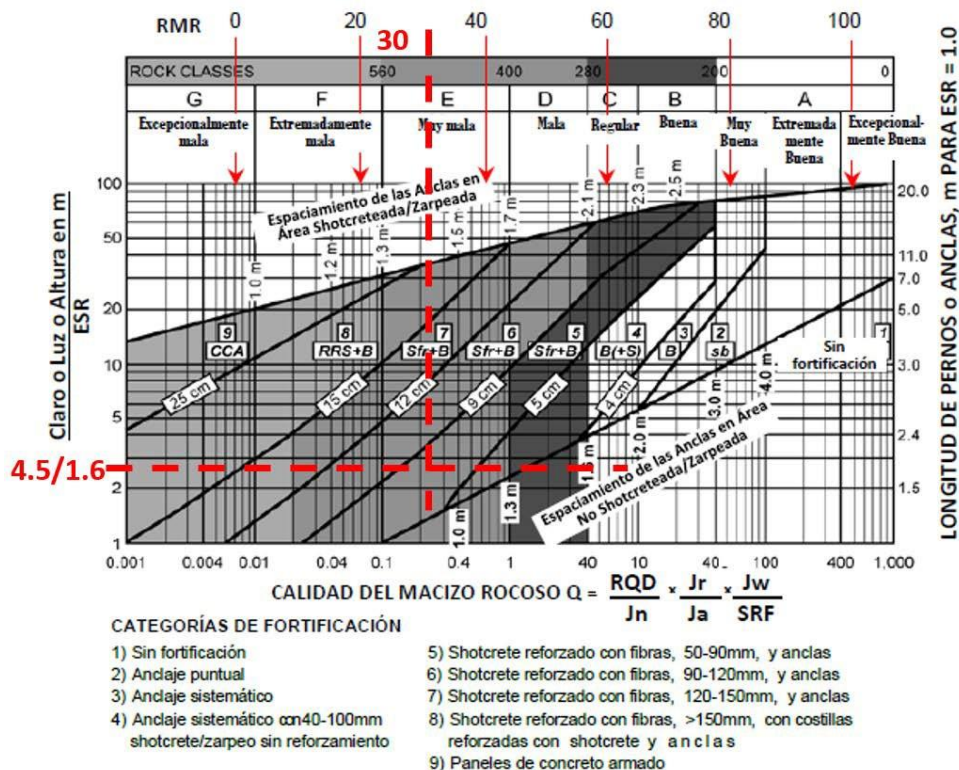


Figura 73. Sostenimiento estimado en base al índice Q (Labores de desarrollo)

### 8.8.2 Análisis de la Estabilidad estructuralmente controlada

Para garantizar la estabilidad global de las excavaciones subterráneas es necesario complementar el estudio con un análisis de cuñas; las cuñas se podrían generar debido a la intercepción de estructuras tales como estratificaciones y discontinuidades determinando entre ellos bloques discretos e interlazados. Dichos bloques o cuñas fallan comúnmente por caída desde el techo o por deslizamiento a través de los planos de discontinuidad. El tamaño y forma de las potenciales cuñas en el macizo rocoso circundante a una excavación dependen sobretodo del tamaño, forma, orientación de la abertura y de la orientación de los sistemas de discontinuidades. La geometría tridimensional del problema requiere de una

serie de cálculos relativamente tediosos, por lo que es necesario utilizar un programa de computadora como el UNWEDGE.

**Estructuras menores:** De la información obtenida de los 04 taladros orientados se ha podido estimar la presencia de 3 sistemas de discontinuidades representativas en la zona del proyecto: Familia 1: 74/29; Familia 2: 68/239; Familia 3: 71/87. En la Figura 74 se presenta el análisis estereográfico en el que se aprecia una mayor desfavorabilidad en el avance para las excavaciones paralelas a la Veta debido a los sistemas de discontinuidades 1 y 2.

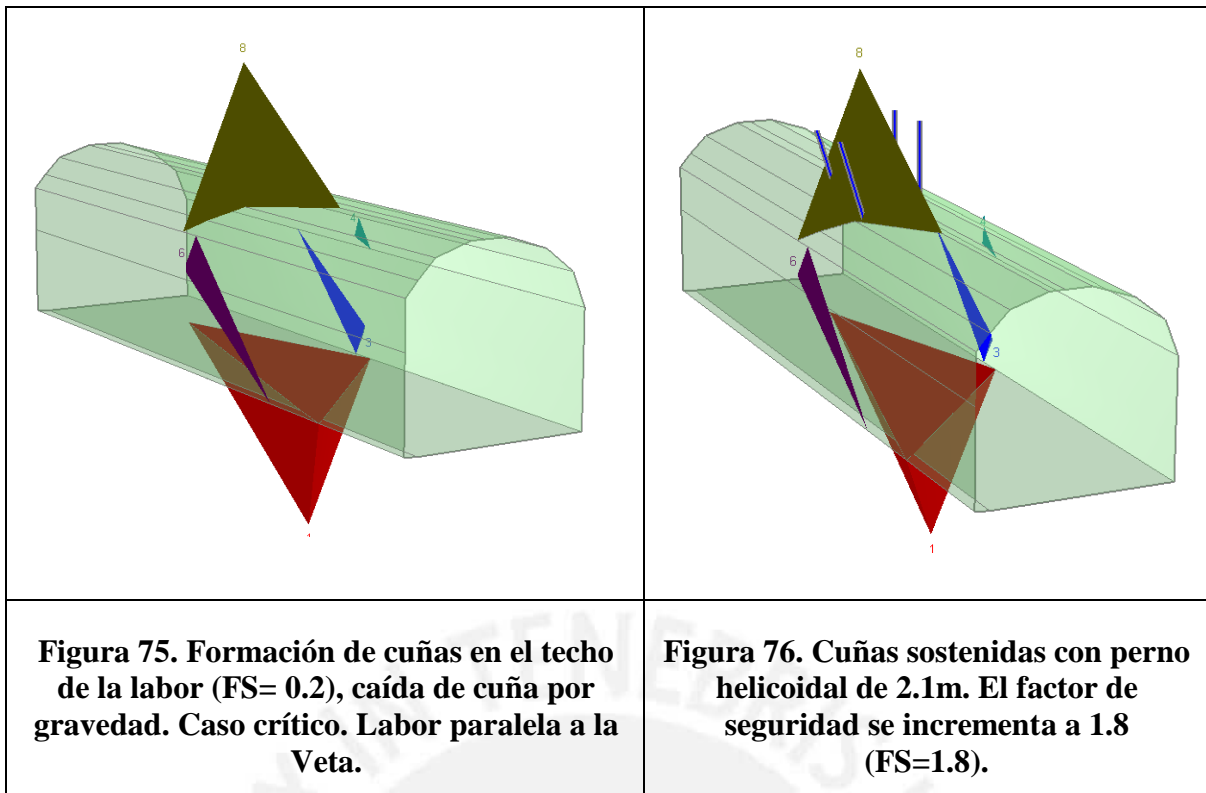


**Figura 74. Estereograma de los principales sistemas de discontinuidades**

Un análisis realizado con el programa UNWEDGE indica la formación de potenciales cuñas e inestabilidad estructural, pero en todos los casos analizados, se consigue estabilizar empleando pernos cementados en las labores permanentes y pernos tipo Split set en las labores temporales.

Para las labores perpendiculares a la Veta como las ventanas o accesos al mineral, la desfavorabilidad es menor ya que el tamaño de las cuñas que se formarían es menor que las cuñas que se forman en las labores paralelas a la Veta.





La evaluación de estabilidad realizada en cada una de las secciones más representativas de las labores de desarrollo empleando el método empírico de Barton (1993) y el análisis de cuñas, han permitido determinar que los tipos de sostenimiento más adecuados para cada tipo de roca son los que se muestran en la Tabla 48.

**Tabla 48. Sostenimiento recomendado para las Labores de Desarrollo**

| Luz: 4-5m    | ESR=3.0 | Sostenimiento recomendado, Labor Permanente 4-5m                                   |   |         |
|--------------|---------|--|---|---------|
| Tipo de Roca | RMR     | Pernos   | Shotcrete proyectado  | Cimbras |
| I            | >60     | Pernos cementados de 2.1m esporádicos ( $\phi=22\text{mm}$ )                       |   |         |
| IIA          | 50-60   | Pernos sistemáticos cementados de 2.1m ,espaciados 1.4x1.4m ( $\phi=22\text{mm}$ ) |   |         |
| IIB          | 40-50   | Pernos sistemáticos cementados de 2.1m ,espaciados 1.4x1.4m ( $\phi=22\text{mm}$ ) | Shotcrete de espesor 50mm reforzado con fibra de acero (40 kg/m <sup>3</sup> )  |         |
| IIIA         | 30-40   | Pernos sistemáticos cementados de 2.1m ,espaciados 1.3x1.3m ( $\phi=22\text{mm}$ ) | Shotcrete de espesor 100mm reforzado con fibra de acero (40 kg/m <sup>3</sup> ) |         |



|      |       |  |  |                                       |
|------|-------|--|--|---------------------------------------|
| IIIB | 20-30 |  | Shotcrete de espesor 50mm reforzado con fibra de acero (40 kg/m <sup>3</sup> ) | Cimbras metálicas 6W20 espaciado 1.5m |
| IV   | <20   |  | Shotcrete de espesor 70mm reforzado con fibra de acero (40 kg/m <sup>3</sup> ) | Cimbras metálicas 6W20 espaciado 1m   |

### 8.8.3 Sostenimiento para Tajeos de Explotación

Los elementos de soporte para los tajeos de explotación fue evaluado considerando que éstos serán labores temporales para la explotación, utilizándose métodos empíricos como el Span Design (Rimas Pakalnis, 2008), los ábacos de Barton (1993) y análisis estructural de cuñas mediante el software UNWEDGE.

#### 8.8.3.1 Método empírico

En el presente capítulo se han diseñado las aberturas (cámaras de explotación) respecto a la calidad del macizo rocoso según el RMR de cada tajeo. Éstos fueron diseñados mediante la gráfica del Span Design (2008) que considera las aberturas estables con sostenimiento ligero mediante pernos espaciados 1.5x1.5m o en algunos casos sin sostenimiento.

Para tener mayor precisión en el tipo de sostenimiento a aplicar en una cámara de explotación se utilizó el ábaco de Barton considerando un ESR= 3 (excavaciones temporales). Por lo que el ratio de cámara respecto al ESR variará en función a la dimensión de la cámara que se tiene en cada nivel. Según el modelo geomecánico, en la zona del mineral se obtuvieron valores representativos de RMR para cada tajeo, los cuales varían entre 50 y 60.

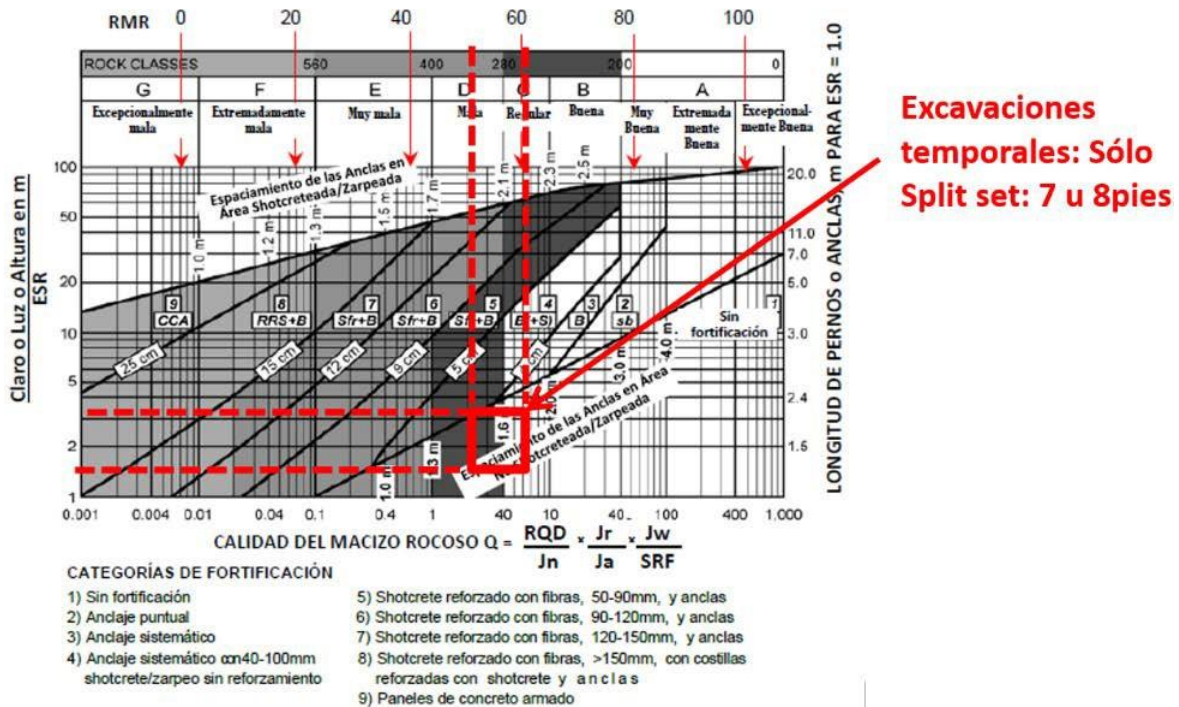
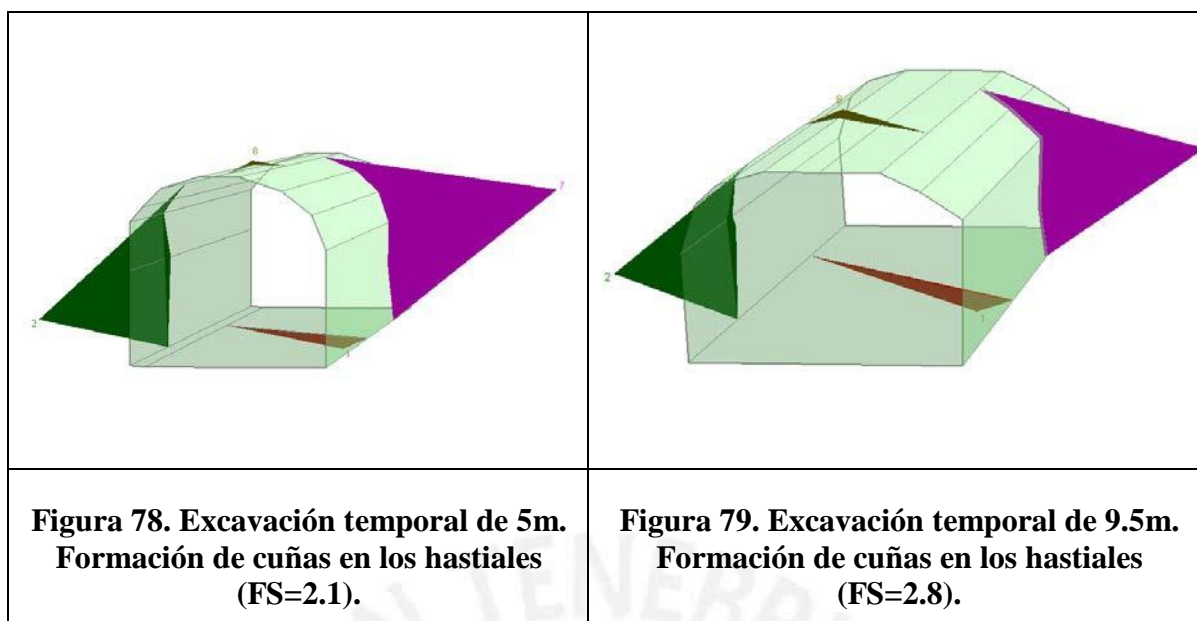


Figura 77. Sostienimiento estimado en base al índice Q (Tajeos de Explotación)

### 8.8.3.2 Análisis estructuralmente controlado

Basado en la información obtenida en los taladros orientados se determinaron tres sistemas de discontinuidades en la zona de mineralización: Familia 1: 79/193°, Familia 2: 81/12° y Familia 3: 40/171°. Así, las labores serán paralelas a la Veta y las cámaras de explotación variarán entre 5 y 10m. Del análisis de cuña se pudo determinar que se generarán cuñas en los hastiales, las cuales tendrán factores de seguridad muy superiores a 1 por lo que serán estables. Asimismo, existe la posibilidad de formación de pequeñas cuñas en el techo de la excavación por lo que podrán ser desatadas o sostenidas con pernos puntuales y en algunos casos con malla electro soldada y de este modo evitar la mayor colocación de pernos.



**Figura 78. Excavación temporal de 5m. Formación de cuñas en los hastiales (FS=2.1).**

**Figura 79. Excavación temporal de 9.5m. Formación de cuñas en los hastiales (FS=2.8).**

Empleando el método empírico de Barton (1993) y el análisis de cuñas se ha determinado que los tipos de sostenimiento más adecuados para cada tipo de roca son los que se muestran en la Tabla 49.

**Tabla 49. Sostenimiento detallado según los Tajeos agrupados**

| NIVELES | TAJEOS AGRUPADOS | RMR 76 | Q    | ANCHO CÁMARA | Nº CÁMARA | RECOMENDACIONES SOSTENIMIENTO (TAJEOS DE EXPLOTACIÓN)                                |
|---------|------------------|--------|------|--------------|-----------|--|
| Nivel 1 | 1 - D            | 56     | 3.79 | 5            | 2         | (Puntual) Split set local 7 pies donde se requiera, estabilidad controlada por cuñas |
|         | 1 - F            | 55     | 3.39 | 6.5          | 2         | (Puntual) Split set local 8 pies donde se requiera, estabilidad controlada por cuñas |
|         | 1 - G            | 50     | 1.95 | 7.5          | 2         | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.5x1.5m con malla, techo y paredes               |
|         | 1 - H            | 55     | 3.39 | 7.5          | 2         | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.5x1.5m con malla, techo y paredes               |
| Nivel 2 | 2 - B            | 52     | 2.43 | 8            | 2         | (Sistemático) Split set 8 pies, e: 1.3x1.3m con malla, techo y paredes               |
|         | 2 - D            | 49     | 1.74 | 5            | 2         | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.5x1.5m con malla, techo y paredes               |
|         | 2 - F            | 57     | 4.24 | 7            | 2         | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.5x1.5m techo y paredes                          |
| Nivel 3 | 2 - I            | 55     | 3.39 | 7            | 2         | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.5x1.5m con malla, techo y paredes               |
|         | 3 - B            | 50     | 1.95 | 5            | 2         | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.5x1.5m con malla, techo y paredes               |
|         | 3 - D            | 49     | 1.74 | 7.5          | 2         | (Sistemático) Split set 8 pies, e: 1x1m con malla, techo y paredes                   |
|         | 3 - F            | 53     | 2.72 | 9.5          | 2         | (Sistemático) Split set 8 pies, e: 1.2x1.2m con malla, techo y paredes               |
| Nivel 4 | 3 - H            | 52     | 2.43 | 7.2          | 4         | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.3x1.3m con malla, techo y paredes               |
|         | 4 - B            | 55     | 3.39 | 5            | 2         | (Puntual) Split set local 7 pies donde se requiera, estabilidad controlada por cuñas |
|         | 4 - D            | 54     | 3.04 | 5            | 2         | (Puntual) Split set local 7 pies donde se requiera, estabilidad controlada por cuñas |
|         | 4 - F            | 53     | 2.72 | 7.5          | 2         | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.3x1.3m con malla, techo y paredes               |
| Nivel 5 | 4 - I            | 51     | 2.18 | 8            | 3         | (Sistemático) Split set 8 pies, e: 1.2x1.2m con malla, techo y paredes               |
|         | 5 - B            | 56     | 3.79 | 6.7          | 4         | (Puntual) Split set local 7 pies donde se requiera, estabilidad controlada por cuñas |
|         | 5 - D            | 52     | 2.43 | 9            | 3         | (Sistemático) Split set 8 pies, e: 1.1x1.1m con malla, techo y paredes               |
|         | 5 - F            | 50     | 1.95 | 5            | 2         | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.5x1.5m con malla, techo y paredes               |
| Nivel 6 | 5 - H            | 54     | 3.04 | 6.5          | 3         | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.5x1.5m con malla, techo y paredes               |
|         | 6 - B            | 61     | 6.61 | 7.6          | 3         | (Puntual) Split set local 8 pies donde se requiera, estabilidad controlada por cuñas |
| Nivel 7 | 6 - D            | 56     | 3.79 | 7.6          | 3         | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.5x1.5m techo y paredes                          |
|         | 7 - B            | 53     | 2.72 | 8            | 3         | (Sistemático) Split set 8 pies, e: 1.3x1.3m con malla, techo y paredes               |
| Nivel 8 | 7 - E            | 57     | 4.24 | 9            | 2         | (Sistemático) Split set 8 pies, e: 1.3x1.3m techo y paredes                          |
|         | 8 - B            | 52     | 2.43 | 4.5          | 2         | (Puntual) Split set local 7 pies donde se requiera, estabilidad controlada por cuñas |
|         | 8 - D            | 59     | 5.29 | 9            | 1         | (Sistemático) Split set 8 pies, e: 1.5x1.5m techo y paredes                          |

#### 8.8.4 Sostenimiento par alas labores de desarrollo

El dimensionamiento preliminar de los refuerzos y soporte para estabilizar la zona plastificada alrededor de la excavación subterránea fue realizado teniendo en consideración las recomendaciones del sistema de clasificación geomecánica "Q".

Barton (1993), propuso un ábaco para estimar el sostenimiento de excavaciones subterráneas (Figura 38), que depende de la dimensión equivalente de la excavación ( $D_e$ ) y el índice de calidad de la roca (Q). La dimensión equivalente ( $D_e$ ) es la relación entre el diámetro o luz de la excavación y el factor de sostenimiento de excavación (ESR). Para el caso de labores permanentes, el factor de ESR seleccionado es igual a 1.6 y para labores temporales es igual a 3.0. A partir de estos ábacos se pueden obtener los tipos de sostenimiento recomendados en función de la calidad del macizo rocoso y del ancho de la excavación. Estas recomendaciones son consideradas como un punto de partida para los sistemas de sostenimiento por lo que deberán ser ajustados con análisis numéricos, análisis estructurales y sobre todo con la experiencia del consultor aplicada en minas de similares características.

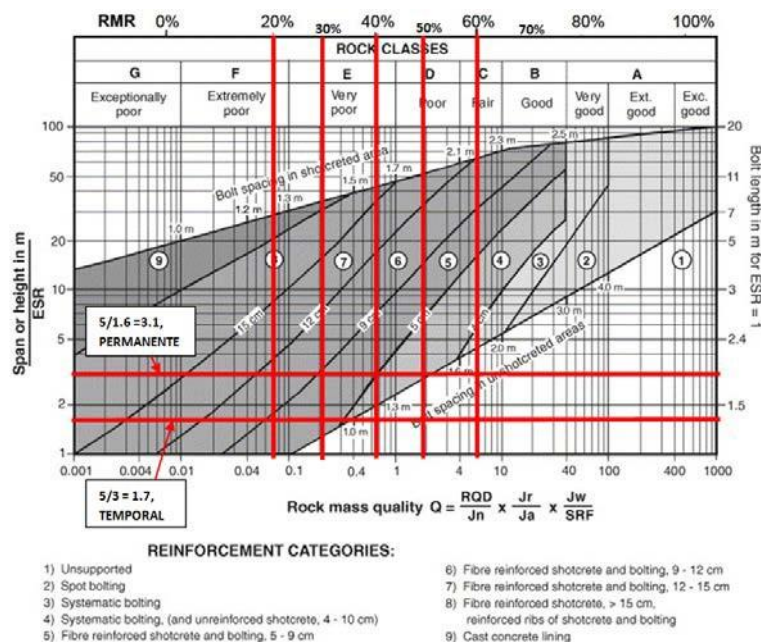


Figura 80. Categorías de sostenimiento estimadas en base al índice Q (Según Grimstad y Barton, 1993).

**Tabla 50. Características del soporte y refuerzo recomendado por el sistema Q para las labores temporales**

| Labores Temporales |         |  |
|--------------------|---------|--|
| Luz: 4 - 5m        | ESR=3.0 |  |
| Tipo de Roca       | RMR     | Sostenimiento recomendado  |
| I                  | >60     | No requiere sostenimiento  |
| IIA                | 50-60   | Pernos esporádicos   |
| IIB                | 40-50   | Pernos sistemáticos espaciados 1.2m  |
| IIIA               | 30-40   | Shotcrete de espesor 50-75mm con fibra reforzada y pernos sistemáticos espaciados 1.5m   |
| IIIB               | 20-30   | Shotcrete de espesor 70-90mm con fibra reforzada y pernos sistemáticos espaciados 1.3m   |
| IV                 | <20     | Shotcrete de espesor 120-150mm con fibra reforzada y pernos sistemáticos espaciados 1.0m |

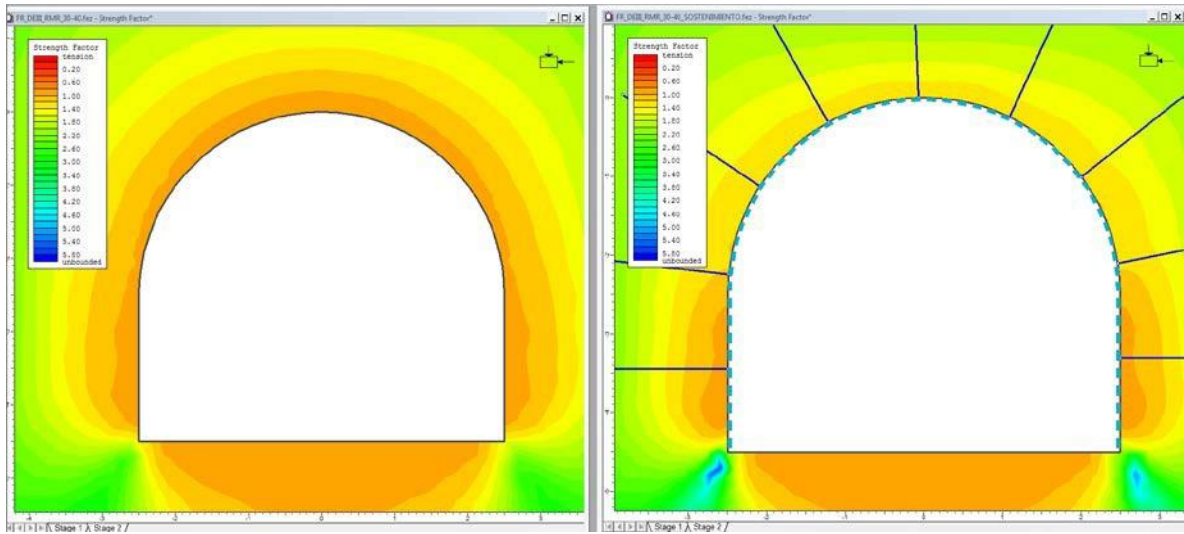


**Tabla 51. Características del soporte y refuerzo recomendado por el sistema Q para las labores permanentes**

| Labores Permanentes |         |  |
|---------------------|---------|--|
| Luz = 4 - 5m        | ESR=1.6 |  |
| Tipo de Roca        | RMR     | Sostenimiento recomendado  |
| I                   | >60     | Pernos esporádicos.  |
| II<br>A             | 50-60   | Pernos sistemáticos espaciados 1.8m  |
| II<br>B             | 40-50   | Shotcrete de espesor 40-100mm + pernos sistemáticos espaciados 1.6m                            |
| III<br>A            | 30-40   | Shotcrete de espesor 50-90mm reforzado con fibra + pernos sistemáticos espaciados 1.5m         |
| III<br>B            | 20-30   | Shotcrete de espesor entre 90-120mm reforzado con fibra + pernos sistemáticos espaciados 1.25m |
| I<br>V              | <20     | Shotcrete de espesor mayor a 150mm reforzado con fibra + pernos sistemáticos espaciados 1m     |

### 8.9 Análisis Esfuerzo - deformación aplicando el sostenimiento recomendado

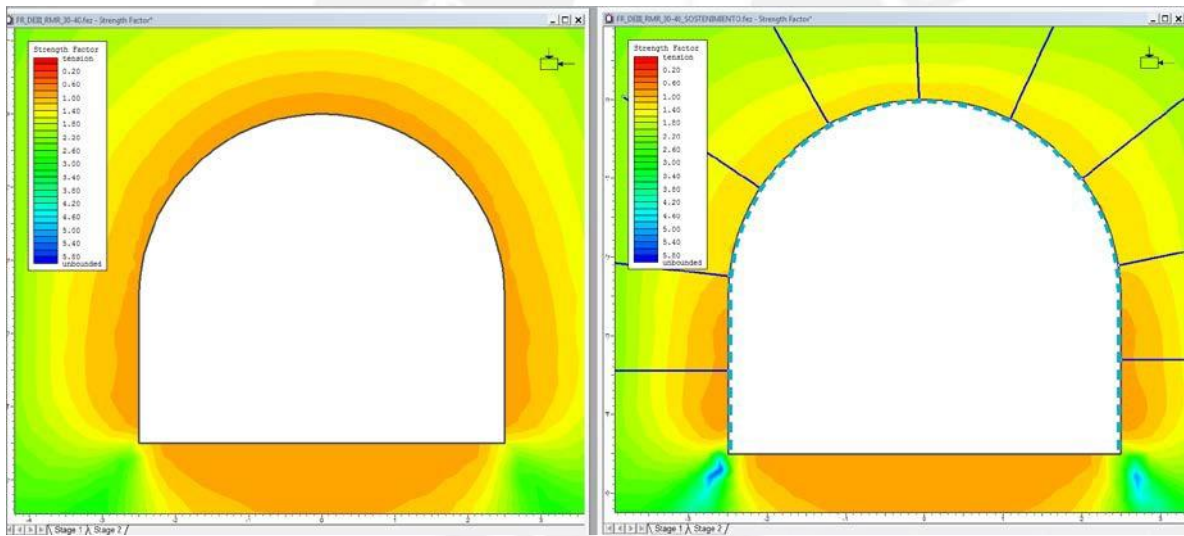
Se puede verificar el sistema de sostenimiento recomendado por el método empírico mediante un análisis tenso-deformacional con la finalidad de analizar el efecto estabilizador del sostenimiento dando lugar a ajustes necesarios a los sistemas de sostenimiento ya recomendados por los métodos empíricos. En la Figura 81, para la roca tipo III y empleando el sostenimiento recomendado se comprueba que el factor de resistencia se incrementa de 0.9 a 1.26. De igual modo en la Figura 82, para la roca tipo II y con el sostenimiento recomendado se obtuvo un factor de resistencia de 1.20. Los desplazamientos para estos tipos de roca varían desde 0.65 a 1.3 cm, los cuales se consideran aceptables.



(a)

(b)

**Figura 81. Factor de resistencia en excavaciones subterráneas de 5x4.5m en roca tipo III (RMR=20-40) (a) sin sostenimiento y (b) con sostenimiento**



(a)

(b)

**Figura 82. Factor de resistencia en excavaciones subterráneas de 5x4.5m en roca tipo II (RMR= 40-60) (a) sin sostenimiento y (b) con sostenimiento**

## 8.10 Sistemas de sostenimiento definitivos

La evaluación de la estabilidad realizada en cada una de las secciones más representativas del proyecto empleando el método empírico sistema Q de Barton (2002), el método de la cuña máxima, el análisis numérico (Phases v7.0), el análisis de cuñas en función de la orientación de las estructuras (Unwedge) y la experiencia del consultor, han permitido definir el tipo de sostenimiento más adecuado para cada tipo de roca, los cuales se presentan en los Tablas 52 y 53.

**Tabla 52. Características del soporte y refuerzo recomendado para las labores temporales con aberturas de 4 a 5m**

| Luz: 4-5m    | ESR=3.0 | Sostenimiento recomendado, Labor Temporal 4-5m  |   |         |
|--------------|---------|---|---|---------|
| Tipo de Roca | RMR     | Pernos  | Shotcrete proyectado  | Cimbras |
| I            | >60     | No requiere sostenimiento   |   |         |
| IIA          | 50-60   | Swellex de 2.4m de longitud, esporadicos ( $\phi=26\text{mm}$ )   |   |         |
| IIB          | 40-50   | Swellex sistemático de 2.4m de longitud, espaciados 1.5x1.5m esporadico ( $\phi=26\text{mm}$ ) + malla metálica |   |         |
| IIIA         | 30-40   | Swellex sistemático de 2.4m de longitud ( $\phi=26\text{mm}$ ), espaciados 1.5x1.5m                             | Shotcrete de espesor 50-75mm reforzado con fibra de acero (40 kg/m <sup>3</sup> )   |         |
| IIIB         | 20-30   | Swellex sistemático de 2.4m de longitud ( $\phi=26\text{mm}$ ), espaciados 1.3x1.3m                             | Shotcrete de espesor 70-90mm reforzado con fibra de acero (40 kg/m <sup>3</sup> )   |         |
| IV           | <20     | Swellex sistemático de 2.4m de longitud ( $\phi=26\text{mm}$ ), espaciados 1.2x1.2m                             | Shotcrete de espesor 120-150mm reforzado con fibra de acero (40 kg/m <sup>3</sup> ) |         |

**Tabla 53. Características del soporte y refuerzo recomendado para labores permanentes. Para aberturas de 4 a 5m**

| Luz: 4-5m    | ESR=3.0 | Sostenimiento recomendado, Labor Permanente 4-5m                                   |   |                                       |
|--------------|---------|--|---|---------------------------------------|
| Tipo de Roca | RMR     | Pernos   | Shotcrete proyectado  | Cimbras                               |
| I            | >60     | Pernos cementados de 2.1m esporadicos ( $\phi=22\text{mm}$ )                       |   |                                       |
| IIA          | 50-60   | Pernos sistematicos cementados de 2.1m ,espaciados 1.3x1.3m ( $\phi=22\text{mm}$ ) |   |                                       |
| IIB          | 40-50   | Pernos sistematicos cementados de 2.1m ,espaciados 1.3x1.3m ( $\phi=22\text{mm}$ ) | Shotcrete de espesor 50-75mm reforzado con fibra de acero (40 kg/m <sup>3</sup> ) |                                       |
| IIIA         | 30-40   | Pernos sistematicos cementados de 2.1m ,espaciados 1.2x1.2m ( $\phi=22\text{mm}$ ) | Shotcrete de espesor 100mm reforzado con fibra de acero (40 kg/m <sup>3</sup> )   |                                       |
| IIIB         | 20-30   |  | Shotcrete de espesor 50-75mm reforzado con fibra de acero (40 kg/m <sup>3</sup> ) | Cimbras metalicas 6W20 espaciado 1.5m |
| IV           | <20     |  | Shotcrete de espesor 70-90mm reforzado con fibra de acero (40 kg/m <sup>3</sup> ) | Cimbras metalicas 6W20 espaciado 1m   |

Los factores de resistencia para las labores permanentes y las labores temporales en las excavaciones subterráneas cuyas aberturas varían de 4 a 5m se resumen en el Tabla 54. Se observa que a partir de una roca tipo IIB (RMR<50) se requiere sostenimiento, mientras que para macizos rocosos con RMR mayores a 50 solo se requiere sostenimiento eventual o esporádico. Los desplazamientos en las labores permanentes son mínimos salvo en rocas tipo IV con desplazamientos del orden de 3.0cm para aberturas de 4 a 5m.

**Tabla 54. Factores de resistencia para las labores permanentes y las labores temporales con aberturas de 4 a 5m**

| Tipo de labor       | RMR   | Tipo de Roca | Factor de resistencia (Phase2 v7.0) |           |
|---------------------|-------|--------------|-------------------------------------|-----------|
|                     |       |              | Sin sost.                           | Con sost. |
| Labores permanentes | >60   | I            | 1.2                                 | -         |
|                     | 50-60 | IIA          | 1                                   | 1.25      |
|                     | 40-50 | IIB          | 0.95                                | 1.20      |
|                     | 30-40 | IIIA         | 0.9                                 | 1.25      |
|                     | 20-30 | IIIB         | 0.8                                 | 1.40      |
|                     | <20   | IV           | 0.8                                 | 1.90      |
| Labores temporales  | >60   | I            | 1.2                                 | -         |
|                     | 50-60 | IIA          | 1                                   | 1.20      |
|                     | 40-50 | IIB          | 0.95                                | 1.22      |
|                     | 30-40 | IIIA         | 0.9                                 | 1.25      |
|                     | 20-30 | IIIB         | 0.8                                 | 1.30      |
|                     | <20   | IV           | 0.8                                 | 1.50      |

## 8.11 Consideraciones que se deben tener en cuenta para la aplicación del sostenimiento

### 8.11.1 Desatado de Rocas y Preparación del Terreno

Antes de iniciar cualquier trabajo se deberá despejar la zona de materiales, desperdicios o equipos personales de los trabajadores. Posteriormente se debe realizar un buen desatado de las rocas aflojadas tanto del techo como de los hastiales.

El terreno debe quedar limpio y desatado de tal manera que se evite riesgos de caída de rocas durante el proceso de sostenimiento. Para ello se debe utilizar todos los procedimientos correctos de trabajo seguro de acuerdo al reglamento de minería y a los procedimientos y estándares internos de la mina.



### **8.11.2 Reforzamiento en el Shotcrete**

La incorporación del reforzamiento con fibras de acero en el shotcrete es un factor importante en el uso del sostenimiento ya que minimiza los procesos de labor intensiva de la instalación de la malla. El importante rol que juega este reforzamiento en el shotcrete es el de impartir ductibilidad al material que de otro modo sería frágil. La adición de microfibras en cantidades del 8% al 13% por peso de cemento permite que el shotcrete logre resistencias compresivas que llegan al doble o al triple del valor de las resistencias obtenidas con el shotcrete simple, el mejoramiento de la resistencia a la flexión, el mejoramiento a la adhesión de la masa rocosa y la habilidad para colocar capas de hasta 200mm.

### **8.11.3 Aplicación del Shotcrete**

El procedimiento para la aplicación del shotcrete incluye la preparación de la superficie, las técnicas de lanzado (manipulación de la boquilla o tobera), la iluminación, la ventilación, las comunicaciones y el entrenamiento de la cuadrilla.

El shotcrete no debe ser aplicado directamente a la superficie de la roca seca. Asimismo el área de trabajo debe ser rociado con un chorro de aire – agua para remover la roca suelta y el polvo de la superficie a ser shotcreteada. La roca húmeda creará una buena superficie sobre la que se colocará la capa de shotcrete. El hombre que manipula la boquilla deberá comenzar en la parte baja de la pared moviendo la boquilla en pequeños círculos de tal manera que avance hacia el techo. Se debe tener cuidado para evitar la aplicación de materiales fresco del rebote o shotcrete sobre rociado.

Es esencial que el abastecimiento de aire sea consistente y tenga suficiente capacidad para asegurar el suministro constante y permanente de shotcrete a alta velocidad a la superficie rocosa. La distancia del lanzado es idealmente de 1 a 1.5m.

### **8.11.4 Instalación de Cimbras metálicas**

La instalación de las cimbras metálicas deberá ser realizada en terreno previamente desatado y shotcreteado con espesores de acuerdo a las recomendaciones dadas en el Tabla 25. Antes de realizar la instalación es necesario que se efectúe en el piso una excavación de 50cm x 50cm x 50cm para fijar los postes de las cimbras, evitando el asentamiento y la deformación de la misma por efecto de las presiones del terreno. En casos donde la calidad de la roca mejore, este podrá ser reducido según criterio del ingeniero supervisor.

El espaciamiento recomendado entre las cimbras es de 1 a 1.5m, generalmente para rocas de calidad tipo IV. En los casos de sobre excavación de la sección de la labor, se debe topear en los espacios vacíos entre cimbra y pared de roca con bolsacrete (bolsas de arena y cemento). En casos de secciones más sobreexcavadas se logrará la combinación con vigas de acero entre cruzadas con los bolsacretes, de tal manera que se logre buen contacto y topeado entre el elemento cimbra y el techo de la labor.



## 9 ANÁLISIS NUMÉRICO

---

### 9.1 Análisis Esfuerzo – Deformación

El análisis esfuerzo – deformación se realizó para el método de minado corte y relleno ascendente con realce y con pilares postes, utilizando el programa Phase2 v7.0. La primera etapa del modelamiento consistió en definir la sección de análisis, la cual ya fue determinada mediante el método empírico a través del modelamiento geomecánico.

La segunda etapa del modelamiento consistió en definir las propiedades de resistencia del macizo rocoso para cada material encontrado en la Veta Real. Para ello se utilizó la información obtenida de los ensayos de laboratorio y de la caracterización del macizo rocoso. Para la generación de las curvas de resistencia se utilizó el programa Roc Data v3.0, considerando el criterio de rotura de Hoek & Brown como se explicó en detalle en el ítem 3.5.6.

Una vez importada la geometría con los distintos materiales, los límites del modelo y las zonas de excavación, se definieron las condiciones iniciales y las condiciones de contorno. Para las condiciones iniciales se estimaron las tensiones verticales y horizontales in situ, asumiéndose un coeficiente de esfuerzo horizontal  $K$  de 1.5. Este valor debe ser confirmado con mediciones de esfuerzos in situ en la siguiente etapa del estudio.

De acuerdo al método de minado corte y relleno ascendente con realce, se considera una altura de corte de aproximadamente 8m y de acuerdo al dimensionamiento de las aberturas indicadas en el Capítulo 4, se determinaron diferentes anchos de cámaras de explotación y pilares postes según la calidad del macizo rocoso y ancho de minado; por lo que se evaluaron tajos de diferentes configuraciones geométricas (Anchos de minado de 10, 15, 20 y 30m con pilares postes donde se requiera para no sobrepasar la máxima abertura estable que pueda soportar la roca). El análisis se realizó para materiales tipo elástico y tipo plástico con la finalidad de distinguir las zonas de fluencia alrededor de la excavación. En la Tabla 55 se presenta un resumen de los factores de seguridad obtenidos para distintos anchos de minado típicos considerados para la Veta Real.

Los resultados obtenidos del análisis esfuerzo - deformación se presentan en el Anexo 12, donde se muestran los resultados para el material tipo elástico en función del factor de

resistencia, que es la relación entre la resistencia de la roca (basada en el criterio de falla definido anteriormente) y los esfuerzos inducidos en cada punto de la malla; observándose las zonas que presentarán inestabilidad y las posibles zonas de falla. También se presentan los resultados obtenidos para el material de tipo plástico, observándose las zonas de fluencia que son definidas como las zonas donde el macizo rocoso está sometido a esfuerzos superiores a sus límites elásticos. Se puede apreciar que para anchos de minado mayores a 20m, las zonas de fluencia donde se presentarían problemas por fallas de corte o fallas de tensión son importantes, presentando problemas principalmente en el techo y en las paredes. Sólo para anchos de hasta 6 m se reporta una deformación aceptable. En la Tabla 56 se presenta un resumen de los desplazamientos totales para las aberturas en la Veta Real.

Según los resultados obtenidos del análisis numérico, en la zonas perimétricas a los hastiales de las excavaciones se obtuvieron factores de resistencia mayores a 1, lo que indica que los esfuerzos inducidos no superarán la resistencia del macizo rocoso y por lo tanto serán estables; mientras que en la zona del techo se obtuvieron factores de resistencia muy cercanos o iguales a 1 por lo que se generarán puntos de posible fallamiento y en consecuencia se requerirá de la aplicación de un sostenimiento adecuado.

**Tabla 55. Análisis esfuerzo-deformación (Estado elástico)**

| Nivel/Tajeo | Altura de corte (m) | Ancho de minado (m) | Ancho de cámaras (m) | N° de Cámaras | N°Pilares postes/ (Dimensión) | FS hastiales | FS techo |
|-------------|---------------------|---------------------|----------------------|---------------|-------------------------------|--------------|----------|
| 1 - D       | 8                   | 14                  | 5                    | 2             | 1 /(4x4m)                     | 1.2          | 1.2      |
| 1 - H       | 8                   | 19                  | 7.5                  | 2             | 1 /(4x4m)                     | 1.1          | 1.1      |
| 3 - F       | 8                   | 23                  | 9.5                  | 2             | 1/(5x5m)                      | 1.1          | 1.0      |
| 4 - I       | 8                   | 37                  | 8                    | 3             | 2/(6.5x6.5m)                  | 1.2          | 1.1      |
| 5 - D       | 8                   | 35                  | 9                    | 3             | 2/(4x4m)                      | 1.2          | 1.0      |
| 7 - B       | 8                   | 32                  | 8                    | 3             | 2/(4x4m)                      | 1.1          | 1.1      |
| 8 - D       | 8                   | 9                   | 9                    | 1             | 0                             | 1.1          | 1.0      |

El análisis numérico de las deformaciones indican que la convergencia máxima ocurrirá entre los hastiales y el techo de las excavaciones donde se anticipa un desplazamiento total que varía entre 1.5 cm a 3 cm. Este nivel de deformación es considerado aceptable, por lo que no se esperan fallas importantes a causa de éstas.

**Tabla 56. Análisis de esfuerzo-deformación (Estado Plástico)**

| Nivel/Tajeo | Altura de corte (m) | Ancho de minado (m) | Ancho de cámaras (m) | N° de Cámaras | N°Pilares postes/ (Dimensión) | Desp. Total de hastiales (cm) | Desp. Total de techo (cm) |
|-------------|---------------------|---------------------|----------------------|---------------|-------------------------------|-------------------------------|---------------------------|
| 1 - D       | 8                   | 14                  | 5                    | 2             | 1/(4x4m)                      | 1.5                           | 1.5                       |
| 1 - H       | 8                   | 19                  | 7.5                  | 2             | 1/(4x4m)                      | 1.8                           | 1.8                       |
| 3 - F       | 8                   | 23                  | 9.5                  | 2             | 1/(5x5m)                      | 2.5                           | 3                         |
| 4 - I       | 8                   | 37                  | 8                    | 3             | 2/(6.5x6.5m)                  | 2                             | 2.5                       |
| 5 - D       | 8                   | 35                  | 9                    | 3             | 2/(4x4m)                      | 3                             | 2.5                       |
| 7 - B       | 8                   | 32                  | 8                    | 3             | 2/(4x4m)                      | 3                             | 2.8                       |
| 8 - D       | 8                   | 9                   | 9                    | 1             | 0                             | 2.5                           | 2.3                       |





## 10 Conclusiones

---

1. Los ensayos de permeabilidad en los testigos orientados indican que la permeabilidad de la roca varía de baja a regular, lo que guarda relación con los altos valores de RQD obtenidos con una media de 78% y la mediana 84%, tal como se muestra en la siguiente Tabla:

**Estadística de RQD (Global)**

| Estadística RQD     | RQD (%) |
|---------------------|---------|
| Media               | 77.78   |
| Mediana             | 84.43   |
| Desviación estándar | 20.91   |

2. La Veta Real presenta buzamientos subverticales en su gran mayoría y anchos de minado que varían hasta los 41m; sin embargo el 10% de toda la Veta presenta anchos de minado menores a 10m y el 90% restante mayores a 10m, lo cual indica que es una Veta potente.

3. El análisis estereográfico realizado en la Caja Este, en la Veta Real y en la Caja Oeste con los resultados obtenidos a través de los Taladros Orientados permitió estimar las siguientes familias de discontinuidades:

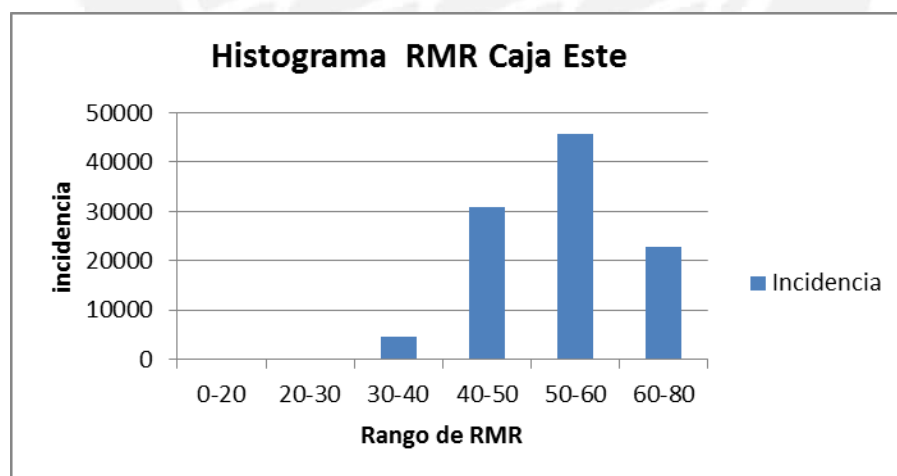
| Zona       | Familia | Buzamiento (°) | Dirección de Buzamiento (°) |
|------------|---------|----------------|-----------------------------|
| Caja Este  | 1       | 74             | 29                          |
|            | 2       | 68             | 239                         |
|            | 3       | 71             | 87                          |
| Veta       | 1       | 79             | 193                         |
|            | 2       | 81             | 12                          |
|            | 3       | 40             | 171                         |
| Caja Oeste | 1       | 80             | 192                         |
|            | 2       | 83             | 358                         |
|            | 3       | 83             | 23                          |

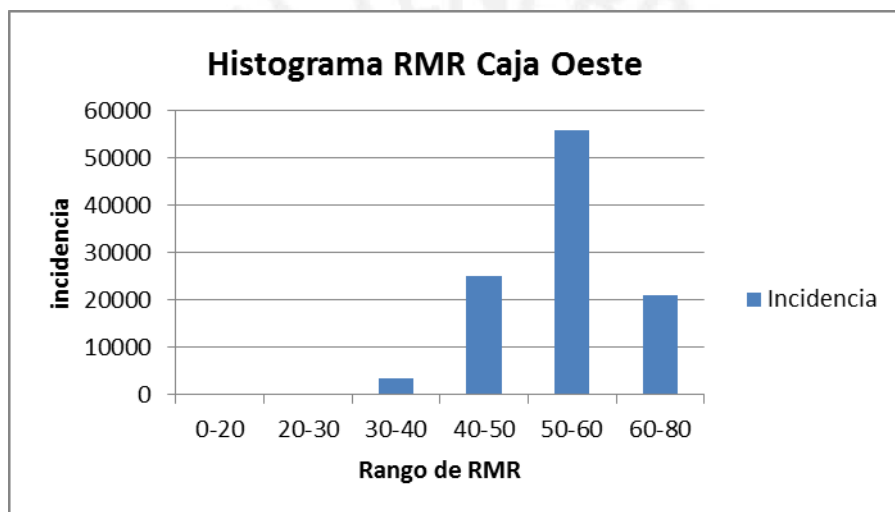
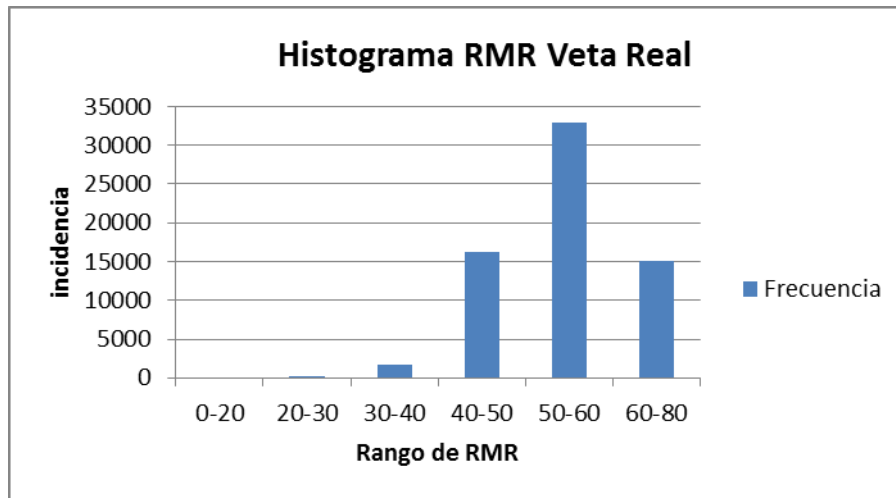
4. El análisis global de los valores de Resistencia a la Compresión Simple (UCS) muestra valores promedios muy similares tanto como para la Caja Este, la Caja Oeste y ligeramente mayor para la Veta Real.

| Zona       | Resistencia a la Compresión Simple (UCS) MPa |
|------------|--|
| Caja Este  | 75.38  |
| Veta Real  | 83.17  |
| Caja Oeste | 78.57  |

5. Se elaboró un modelo de bloques de RMR basado en el logeo geomecánico de 130 taladros de exploración diamantina complementados con los 4 taladros orientados propuestos por Geohydraulics Perú S.A.C. y los resultados de los ensayos de laboratorio de mecánica de rocas.

6. Para las zonas consideradas (Caja Este (I), Veta Real y Caja Oeste (II)) se observa que la mayor incidencia se encontrará en roca de regular calidad con RMR de 50 a 60 (roca tipo IIIA) tal como se aprecia en los siguientes histogramas:





7. Analizando los resultados obtenidos, se dividió al macizo rocoso en 3 zonas: Caja Este, Veta, y Caja Oeste, se observa que no existe mayor diferencia en la resistencia de la roca, en el Índice de calidad del macizo rocoso (RQD), en los RMR, Q y GSI; por lo que se puede concluir que la Veta Real y el macizo circundante a ésta podría ser considerado como un solo dominio estructural con un comportamiento geomecánico similar.

| Dominios   | $\sigma_{ci}$ (MPa) | RQD (%) | RMR | Q'   | GSI |
|------------|---------------------|---------|-----|------|-----|
| Caja Este  | 75.38               | 77.     | 53  | 2.81 | 53  |
| Veta       | 83.17               | 75      | 55  | 3.14 | 55  |
| Caja Oeste | 78.57               | 76      | 54  | 3.02 | 54  |

8. Se determinaron los parámetros de resistencia de acuerdo al criterio de Hoek y Brown, así como los parámetros de elasticidad del Macizo rocoso.

| Dominio Estructural | $m_i$ | Densidad (KN/m <sup>3</sup> ) | $\sigma_{ci}$ (MPa) | GSI | Macizo rocoso |        |     |             |       |
|---------------------|-------|-------------------------------|---------------------|-----|---------------|--------|-----|-------------|-------|
|                     |       |                               |                     |     | Hoek-Brown    |        |     | Elasticidad |       |
|                     |       |                               |                     |     | $m_b$         | s      | a   | $E_m$ (MPa) | $\nu$ |
| Caja este           | 9     | 26                            | 90                  | 53  | 1.1           | 0.0028 | 0.5 | 10050       | 0.25  |
| Veta                | 8     | 25                            | 80                  | 55  | 1.1           | 0.0025 | 0.5 | 9000        | 0.3   |
| Caja Oeste          | 9     | 26                            | 95                  | 54  | 1.1           | 0.0028 | 0.5 | 10050       | 0.25  |

9. De acuerdo al modelo geomecánico fue posible estimar la calidad del macizo rocoso para cada tajeo según las clasificaciones RMR y Q; así como las aberturas máximas correspondientes a cada tajeo.

| Nivel   | Tajeos Agrupados | RMR   | Q    | Abertura Máxima | Ancho minado |
|---------|------------------|-------|------|-----------------|--------------|
| Nivel 1 | 1 - D            | 56.00 | 3.79 | 10              | 14           |
|         | 1 - F            | 55.00 | 3.39 | 10              | 17           |
|         | 1 - G            | 50.00 | 1.95 | 8               | 19           |
|         | 1 - H            | 55.00 | 3.39 | 10              | 19           |

| Nivel   | Tajeos Agrupados | RMR   | Q    | Abertura Máxima | Ancho minado |
|---------|------------------|-------|------|-----------------|--------------|
| Nivel 2 | 2 - B            | 52.00 | 2.43 | 9               | 21           |
|         | 2 - D            | 49.00 | 1.74 | 7               | 14           |
|         | 2 - F            | 57.00 | 4.24 | 11              | 18           |
|         | 2 - I            | 55.00 | 3.39 | 10              | 18           |
| Nivel 3 | 3 - B            | 50.00 | 1.95 | 8               | 14           |
|         | 3 - D            | 49.00 | 1.74 | 7               | 20           |
|         | 3 - F            | 53.00 | 2.72 | 9               | 23           |
|         | 3 - H            | 52.00 | 2.43 | 9               | 41           |
| Nivel 4 | 4 - B            | 55.00 | 3.39 | 10              | 14           |
|         | 4 - D            | 54.00 | 3.04 | 9               | 14           |
|         | 4 - F            | 53.00 | 2.72 | 9               | 20           |
|         | 4 - I            | 51.00 | 2.18 | 8               | 37           |
| Nivel 5 | 5 - B            | 56.00 | 3.79 | 10              | 39           |
|         | 5 - D            | 52.00 | 2.43 | 9               | 35           |
|         | 5 - F            | 50.00 | 1.95 | 8               | 14           |
|         | 5 - H            | 54.00 | 3.04 | 9               | 24           |
| Nivel 6 | 6 - B            | 61.00 | 6.61 | 13              | 33           |
|         | 6 - D            | 56.00 | 3.79 | 10              | 31           |
| Nivel 7 | 7 - B            | 53.00 | 2.72 | 9               | 32           |
|         | 7 - E            | 57.00 | 4.24 | 11              | 24           |
| Nivel 8 | 8 - B            | 52.00 | 2.43 | 9               | 13           |
|         | 8 - D            | 59.00 | 5.29 | 12              | 9            |

10. Tiempo de auto-sostenimiento (stand-up time). En una excavación con RMR típico en la zona del proyecto entre 50 y 60, el tiempo de auto-sostenimiento será de 3 días a 1 mes para cámaras de explotación de 10 a 6m, que son las dimensiones típicas con las que se trabajarán en la Veta Real.

11. Para el diseño de pilares postes se determinó que se generarán esfuerzos principales máximos del orden de 35MPa. Teniendo en cuenta la resistencia de la roca intacta que conforma el pilar (UCS=90MPa) se obtuvieron ratios de Esfuerzo medio sobre el pilar/ UCS entre 0.2 y 0.3. Para mantener este intervalo de valores en la zona de estabilidad será necesario considerar ratios de ancho/altura del pilar (Wp/Hp) entre 0.5 y 1.

De acuerdo al método de minado aplicado (corte y relleno ascendente en realce), la altura de corte efectiva es de aproximadamente 8m, por lo que el ancho del pilar poste podrá variar entre 4 y 8m. Para el diseño se consideró 4m de ancho como el valor menos conservador.



12. De acuerdo a los resultados obtenidos se concluye que en esta etapa del estudio, es posible considerar un ancho de pilar puente mínimo de 4m, con una mayor información geotécnica que se pueda obtener en la etapa de operación permitirá reajustar estas dimensiones. Debemos tener en cuenta que un factor favorable para la estabilidad del pilar es la resistencia a la compresión simple del mineral (90MPa) debido a que éste se encuentra silicificado y marmolizado.

13. Según la calidad del macizo rocoso y la geometría de cada tajeo se consideraron diferentes configuraciones de luz de cámara con pilares postes cuadrados manteniendo la mayor recuperación de mineral posible como se muestra en el siguiente cuadro:

| Nivel   | Tajos Agrupados | RMR | Q    | Abertura Máxima (sin soporte) | Ancho minado (Reservas) | Suma de Ancho de minado |               |                  |                  |                  |
|---------|-----------------|-----|------|-------------------------------|-------------------------|-------------------------|---------------|------------------|------------------|------------------|
|         |                 |     |      |                               |                         | Luz cámara (m)          | N° de cámaras | 1 pilar cuadrado | 2 pilar cuadrado | 3 pilar cuadrado |
| Nivel 1 | 1 - D           | 56  | 3.79 | 10                            | 14                      | 5                       | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 1 - F           | 55  | 3.39 | 10                            | 17                      | 6.5                     | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 1 - G           | 50  | 1.95 | 8                             | 19                      | 7.5                     | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 1 - H           | 55  | 3.39 | 10                            | 19                      | 7.5                     | 2             | 4                | 0                | 0                |
| Nivel 2 | 2 - B           | 52  | 2.43 | 9                             | 21                      | 8                       | 2             | 5                | 0                | 0                |
|         | 2 - D           | 49  | 1.74 | 7                             | 14                      | 5                       | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 2 - F           | 57  | 4.24 | 11                            | 18                      | 7                       | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 2 - I           | 55  | 3.39 | 10                            | 18                      | 7                       | 2             | 4                | 0                | 0                |
| Nivel 3 | 3 - B           | 50  | 1.95 | 8                             | 14                      | 5                       | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 3 - D           | 49  | 1.74 | 7                             | 20                      | 7.5                     | 2             | 5                | 0                | 0                |
|         | 3 - F           | 53  | 2.72 | 9                             | 23                      | 9.5                     | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 3 - H           | 52  | 2.43 | 9                             | 41                      | 7.2                     | 4             | 4                | 4                | 4                |
| Nivel 4 | 4 - B           | 55  | 3.39 | 10                            | 14                      | 5                       | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 4 - D           | 54  | 3.04 | 9                             | 14                      | 5                       | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 4 - F           | 53  | 2.72 | 9                             | 20                      | 7.5                     | 2             | 5                | 0                | 0                |
|         | 4 - I           | 51  | 2.18 | 8                             | 37                      | 8                       | 3             | 6.5              | 6.5              | 0                |
| Nivel 5 | 5 - B           | 56  | 3.79 | 10                            | 39                      | 6.7                     | 4             | 4                | 4                | 4                |
|         | 5 - D           | 52  | 2.43 | 9                             | 35                      | 9                       | 3             | 4                | 4                | 0                |
|         | 5 - F           | 50  | 1.95 | 8                             | 14                      | 5                       | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 5 - H           | 54  | 3.04 | 9                             | 24                      | 6.5                     | 3             | 4                | 0                | 0                |
| Nivel 6 | 6 - B           | 61  | 6.61 | 13                            | 33                      | 7.6                     | 3             | 5                | 5                | 0                |
|         | 6 - D           | 56  | 3.79 | 10                            | 31                      | 7.6                     | 3             | 4                | 4                | 0                |
| Nivel 7 | 7 - B           | 53  | 2.72 | 9                             | 32                      | 8                       | 3             | 4                | 4                | 0                |
|         | 7 - E           | 57  | 4.24 | 11                            | 24                      | 9                       | 2             | 6                | 0                | 0                |
| Nivel 8 | 8 - B           | 52  | 2.43 | 9                             | 13                      | 4.5                     | 2             | 4                | 0                | 0                |
|         | 8 - D           | 59  | 5.29 | 12                            | 9                       | 9                       | 1             | 0                | 0                | 0                |

14. Para el diseño del Pilar corona se usó el “Scaled Crown Pillar Span” que fue desarrollado por Golder Associates; este método es ampliamente usado en la industria minera canadiense para evaluar la estabilidad de pilares corona (crown pillars). De los análisis realizados se concluye que el ancho mínimo de pilar corona es de 30m con un factor de seguridad de 1.2.

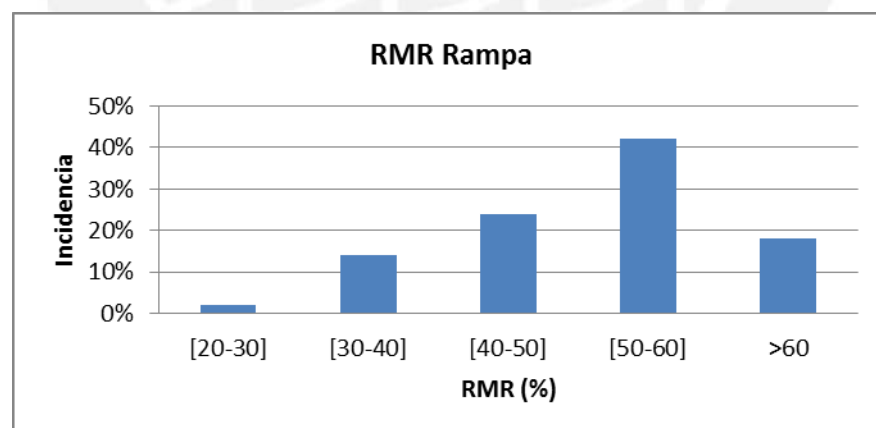
15. El pilar corona debe ser monitoreado con el fin de evaluar su estabilidad física, desde el inicio de la explotación de los tajeos superiores (tajeos 1D, 1F y 1G), hasta su recuperación y/o el fin de la etapa de cierre de la mina. La estabilidad física del pilar corona se monitoreará mediante una evaluación visual de rutina y por medio de instrumentación instalada en la misma, considerando la medición de las aberturas de las posibles grietas y los cambios en los patrones de drenaje.

16. Es posible desde el punto de vista técnico realizar la recuperación del pilar corona al finalizar la explotación de todas las labores subterráneas mediante minado superficial (open pit) monitoreando el pilar corona mediante instrumentación geotécnica.

17. La recuperación del pilar corona debe estar supeditado a los planes de cierre y estudios ambientales, los cuales deben ser tomados en cuenta.

18. Para realizar la recuperación del Pilar corona es necesario un estudio más exhaustivo considerando las condiciones existentes de la mina al finalizar la explotación de las labores subterráneas, las cuales serán evidentemente muy diferentes a las actuales, con el fin de planificar la secuencia de recuperación del pilar corona.

19. Del análisis del modelo de bloques geomecánico de la rampa se ha podido determinar que el 60% de la rampa se desarrollarán en macizos rocosos con RMR mayor de 50 y el resto (40%) en macizos rocosos con RMR menor de 50.



20. De lo anterior se concluye que el 60% de la rampa se desarrollará en tipos de roca de IIIA a II (Roca Regular a Buena). Por lo que el sostenimiento para este tipo de roca es el de pernos sistemáticos cementados espaciados 1.4x1.4m o pernos cementados puntuales en las zonas donde se requieran.

| Luz: 4-5m    | ESR=3.0 | Sostenimiento recomendado, Labor Permanente 4-5m                                   |   |                                       |
|--------------|---------|--|---|---------------------------------------|
| Tipo de roca | RMR     | Pernos   | Shotcrete proyectado  | Cimbras                               |
| II           | >60     | Pernos cementados de 2.1m esporádicos ( $\phi=22\text{mm}$ )                       |   |                                       |
| IIIA         | 50-60   | Pernos sistemáticos cementados de 2.1m ,espaciados 1.4x1.4m ( $\phi=22\text{mm}$ ) |   |                                       |
| IIIB         | 40-50   | Pernos sistemáticos cementados de 2.1m ,espaciados 1.4x1.4m ( $\phi=22\text{mm}$ ) | Shotcrete de espesor 50mm reforzado con fibra de acero (40 kg/m <sup>3</sup> )  |                                       |
| IVA          | 30-40   | Pernos sistemáticos cementados de 2.1m ,espaciados 1.3x1.3m ( $\phi=22\text{mm}$ ) | Shotcrete de espesor 100mm reforzado con fibra de acero (40 kg/m <sup>3</sup> ) |                                       |
| IVB          | 20-30   |  | Shotcrete de espesor 50mm reforzado con fibra de acero (40 kg/m <sup>3</sup> )  | Cimbras metálicas 6W20 espaciado 1.5m |
| V            | <20     |  | Shotcrete de espesor 70mm reforzado con fibra de acero (40 kg/m <sup>3</sup> )  | Cimbras metálicas 6W20 espaciado 1m   |

21. Un análisis realizado con el programa UNWEDGE indica la formación de potenciales cuñas e inestabilidad estructural, pero en todos los casos analizados, se consigue estabilizar empleando pernos cementados en las labores permanentes y pernos tipo Split set en las labores temporales. Para las labores perpendiculares a la Veta como las ventanas o accesos al mineral, la desfavorabilidad es menor ya que el tamaño de las cuñas que se formarían es menor que las cuñas que se forman en las labores paralelas a la Veta.

22. Para el diseño del sostenimiento en los Tajeos de explotación se empleó el método empírico de Barton (1993) y el análisis estructural de cuñas, lo que ha permitido determinar que el tipo de sostenimiento más adecuado para cada tajeo, los cuales se muestran en la siguiente tabla:

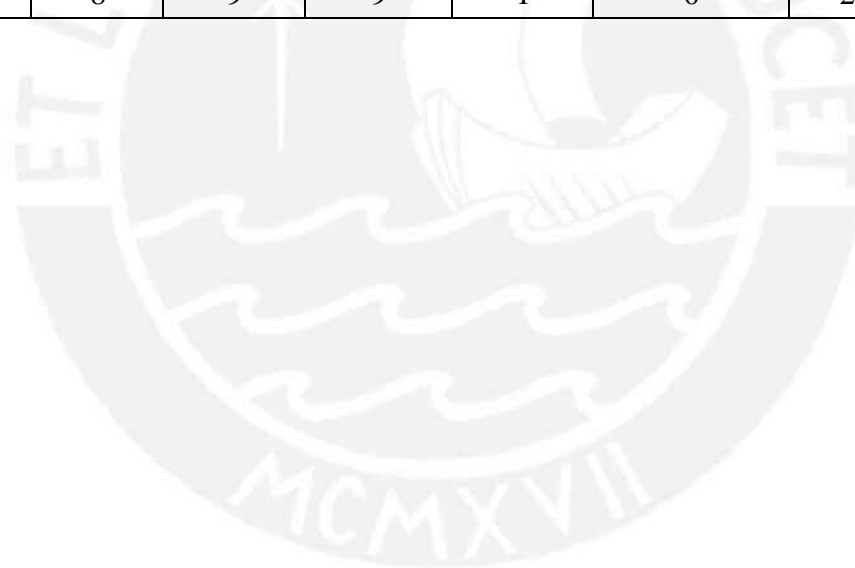
| NIVELES | TAJEOS AGRUPADOS | RMR 76 | Q    | ANCHO CÁMARA | N° CÁMARAS | RECOMENDACIONES SOSTENIMIENTO (TAJEOS DE EXPLOTACIÓN)                                |
|---------|------------------|--------|------|--------------|------------|--|
| Nivel 1 | 1 - D            | 56     | 3.79 | 5            | 2          | (Puntual) Split set local 7 pies donde se requiera, estabilidad controlada por cuñas |
|         | 1 - F            | 55     | 3.39 | 6.5          | 2          | (Puntual) Split set local 8 pies donde se requiera, estabilidad controlada por cuñas |
|         | 1 - G            | 50     | 1.95 | 7.5          | 2          | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.5x1.5m con malla, techo y paredes               |
|         | 1 - H            | 55     | 3.39 | 7.5          | 2          | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.5x1.5m con malla, techo y paredes               |
| Nivel 2 | 2 - B            | 52     | 2.43 | 8            | 2          | (Sistemático) Split set 8 pies, e: 1.3x1.3m con malla, techo y paredes               |
|         | 2 - D            | 49     | 1.74 | 5            | 2          | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.5x1.5m con malla, techo y paredes               |
|         | 2 - F            | 57     | 4.24 | 7            | 2          | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.5x1.5m techo y paredes                          |
|         | 2 - I            | 55     | 3.39 | 7            | 2          | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.5x1.5m con malla, techo y paredes               |
| Nivel 3 | 3 - B            | 50     | 1.95 | 5            | 2          | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.5x1.5m con malla, techo y paredes               |
|         | 3 - D            | 49     | 1.74 | 7.5          | 2          | (Sistemático) Split set 8 pies, e: 1x1m con malla, techo y paredes                   |
|         | 3 - F            | 53     | 2.72 | 9.5          | 2          | (Sistemático) Split set 8 pies, e: 1.2x1.2m con malla, techo y paredes               |
|         | 3 - H            | 52     | 2.43 | 7.2          | 4          | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.3x1.3m con malla, techo y paredes               |
| Nivel 4 | 4 - B            | 55     | 3.39 | 5            | 2          | (Puntual) Split set local 7 pies donde se requiera, estabilidad controlada por cuñas |
|         | 4 - D            | 54     | 3.04 | 5            | 2          | (Puntual) Split set local 7 pies donde se requiera, estabilidad controlada por cuñas |
|         | 4 - F            | 53     | 2.72 | 7.5          | 2          | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.3x1.3m con malla, techo y paredes               |
|         | 4 - I            | 51     | 2.18 | 8            | 3          | (Sistemático) Split set 8 pies, e: 1.2x1.2m con malla, techo y paredes               |
| Nivel 5 | 5 - B            | 56     | 3.79 | 6.7          | 4          | (Puntual) Split set local 7 pies donde se requiera, estabilidad controlada por cuñas |
|         | 5 - D            | 52     | 2.43 | 9            | 3          | (Sistemático) Split set 8 pies, e: 1.1x1.1m con malla, techo y paredes               |
|         | 5 - F            | 50     | 1.95 | 5            | 2          | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.5x1.5m con malla, techo y paredes               |
|         | 5 - H            | 54     | 3.04 | 6.5          | 3          | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.5x1.5m con malla, techo y paredes               |
| Nivel 6 | 6 - B            | 61     | 6.61 | 7.6          | 3          | (Puntual) Split set local 8 pies donde se requiera, estabilidad controlada por cuñas |
|         | 6 - D            | 56     | 3.79 | 7.6          | 3          | (Sistemático) Split set 7 pies, e: 1.5x1.5m techo y paredes                          |
| Nivel 7 | 7 - B            | 53     | 2.72 | 8            | 3          | (Sistemático) Split set 8 pies, e: 1.3x1.3m con malla, techo y paredes               |
|         | 7 - E            | 57     | 4.24 | 9            | 2          | (Sistemático) Split set 8 pies, e: 1.3x1.3m techo y paredes                          |
| Nivel 8 | 8 - B            | 52     | 2.43 | 4.5          | 2          | (Puntual) Split set local 7 pies donde se requiera, estabilidad controlada por cuñas |
|         | 8 - D            | 59     | 5.29 | 9            | 1          | (Sistemático) Split set 8 pies, e: 1.5x1.5m techo y paredes                          |

24. Según los resultados obtenidos del análisis numérico, en la zonas perimétricas a los hastiales de todas las excavaciones se obtuvieron factores de resistencia mayores a 1, lo que indica que los esfuerzos inducidos no superarán la resistencia del macizo rocoso y por lo tanto serán estables; mientras que en la zona del techo se obtuvieron factores de resistencia muy cercanos o iguales a 1 por lo que se generarán puntos de posible fallamiento y en consecuencia se requerirá de la aplicación de un sostenimiento adecuado como se muestra en la siguiente tabla:

| Nivel/Tajeo | Altura de corte (m) | Ancho de minado (m) | Ancho de cámaras (m) | N° de Cámaras | N°Pilares postes/ (Dimensión) | FS hastiales | FS techo |
|-------------|---------------------|---------------------|----------------------|---------------|-------------------------------|--------------|----------|
| 1 - D       | 8                   | 14                  | 5                    | 2             | 1/(4x4m)                      | 1.2          | 1.2      |
| 1 - H       | 8                   | 19                  | 7.5                  | 2             | 1/(4x4m)                      | 1.1          | 1.1      |
| 3 - F       | 8                   | 23                  | 9.5                  | 2             | 1/(5x5m)                      | 1.1          | 1.0      |
| 4 - I       | 8                   | 37                  | 8                    | 3             | 2/(6.5x6.5m)                  | 1.2          | 1.1      |
| 5 - D       | 8                   | 35                  | 9                    | 3             | 2/(4x4m)                      | 1.2          | 1.0      |
| 7 - B       | 8                   | 32                  | 8                    | 3             | 2/(4x4m)                      | 1.1          | 1.1      |
| 8 - D       | 8                   | 9                   | 9                    | 1             | 0                             | 1.1          | 1.0      |

25. El análisis numérico de las deformaciones indican que la convergencia máxima ocurrirá entre los hastiales y el techo de las excavaciones donde se anticipa un desplazamiento total que varía entre 1.5 cm a 3 cm. Este nivel de deformación es considerado aceptable, por lo que no se esperan fallas importantes a causa de éstas. De acuerdo a esto, es posible que la estabilidad de las aberturas esté controlada directamente por las estructuras presentes.

| Nivel/Tajeo | Altura de corte (m) | Ancho de minado (m) | Ancho de cámaras (m) | N° de Cámaras | N°Pilares postes/ (Dimensión) | Desp. Total de hastiales (cm) | Desp. Total de techo (cm) |
|-------------|---------------------|---------------------|----------------------|---------------|-------------------------------|-------------------------------|---------------------------|
| 1 - D       | 8                   | 14                  | 5                    | 2             | 1/(4x4m)                      | 1.5                           | 1.5                       |
| 1 - H       | 8                   | 19                  | 7.5                  | 2             | 1/(4x4m)                      | 1.8                           | 1.8                       |
| 3 - F       | 8                   | 23                  | 9.5                  | 2             | 1/(5x5m)                      | 2.5                           | 3                         |
| 4 - I       | 8                   | 37                  | 8                    | 3             | 2/(6.5x6.5m)                  | 2                             | 2.5                       |
| 5 - D       | 8                   | 35                  | 9                    | 3             | 2/(4x4m)                      | 3                             | 2.5                       |
| 7 - B       | 8                   | 32                  | 8                    | 3             | 2/(4x4m)                      | 3                             | 2.8                       |
| 8 - D       | 8                   | 9                   | 9                    | 1             | 0                             | 2.5                           | 2.3                       |





## 11 Referencias Bibliográficas

---

- Bieniawski Z.T., 1989 “Engineering Rock Mass Classification” Wiley – Interscience Publication.
- Brady B.H.G. & Brown E.T., 1985-2004 “Rock Mechanics for Underground Mining” George Allen & Unwin – London.
- Brown E.T., 1981 “Rock Characterization Testing and Monitoring” ISRM Suggested Methods – Commission on Testing Methods, International Society for Rock Mechanics (ISRM).
- Córdova R., N.D., 2007 “Dimensionamiento Geomecánico del Minado Subniveles con Taladros Largos de Natasha Bloque 2 y de Nicolás – Mina Iván – Antofagasta – Chile” Informe Técnico preparado para Minera Rayrock Ltda.
- Córdova R., N.D., 2007 “Copias del Curso Caracterización de los Macizos Rocosos en Minería y Obras Civiles” Master Aprovechamiento Sostenible de los Recursos Minerales Lima Perú Programa ALFA (América Latina Formación Académica), auspiciado por la Comunidad Económica Europea.
- Hoek, E. and Diederichs, M.S., 2006 “Empirical estimation of rock mass modulus” Int. J. of Rock Mech. and Min. Sci. 43, 203-215.
- Hoek, E. and Brown, E.T. 1980 “Excavaciones subterráneas en roca” Mc Graw-Hill 112-121.
- Hustrulid W.A. and Bullock R.L., 2001 “Underground Mining Methods: Fundamentals and International Case Studies” SME.
- Laubscher, D.H., 1981 “Selection of mass underground mining methods in design and operation of caving and sublevel stoping mines” Stewart, D.R. (ed) N.Y. Soc. Min. Engrs. Am. Soc. Min. Metall. Petrolm. Engrs. 23-28.