UNIVERSIDAD NACIONAL "SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y METALURGIA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS

GEOMECÁNICA APLICADA A LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN PARA GARANTIZAR LA ESTABILIDAD DE LA OPERACIÓN MINERA DE LA MINA SAN VICENTE DE LA COMPAÑÍA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A.A. – 2018

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

Presentado por:

Bach. HUERTA SOTELO, Ray Kolard

Asesor:

M.Sc. Ing. TORRES YUPANQUI, Luis Alberto

HUARAZ - PERÚ

2020

UNASAM LICENCIADA "Una Nueva Universidad para el Desarrollo" ¡La primera en la región Áncash!

FORMATO DE AUTORIZACIÓN PARA LA PUBLICACIÓN DE TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN, CONDUCENTES A OPTAR TÍTULOS PROFESIONALES Y GRADOS ACADÉMICOS EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL.

1. Datos del autor:

Apellidos y nombres: HUERTA SOTELO RAY KOLARD

Código de alumno: 122.0802.406 Teléfono: 948785400

Correo electrónico: ray_kolard23@hotmail.com DNI o Extranjería: 76539696

(En caso haya más autores, llenar un formulario por autor)

2. Tipo de trabajo de investigación:

- (●) Tesis
- ( ) Trabajo de Suficiencia Profesional
- ( ) Trabajo Académico
- ( ) Trabajo de Investigación
- ( ) Tesinas (presentadas antes de la publicación de la Nueva Ley Universitaria 30220 – 2014)

3. Título Profesional o Grado obtenido:

INGENIERO DE MINAS

4. Título del trabajo de investigación:

"GEOMECANICA APLICADA A LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN PARA GARANTIZAR LA ESTABILIDAD DE LA OPERACIÓN MINERA DE LA MINA SAN VICENTE DE LA COMPAÑÍA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A.A. - 2018"

5. Facultad de: INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y METALURGIA

6. Escuela, Carrera o Programa: INGENIERÍA DE MINAS

7. Asesor:

Apellidos y nombres M.Sc. Ing. TORRES YUPANQUI LUIS ALBERTO Correo electrónico: latorresy@gmail.com

Teléfono: 959985879 N° de DNI o Extranjería: 08085204 ORCID: _____

8. Tipo de acceso al Documento

- (●) Acceso público* al contenido completo.
- ( ) Acceso restringido** al contenido completo

Si el autor eligió el tipo de acceso abierto o público, otorga a la Universidad Santiago Antúnez de Mayolo una licencia no exclusiva, para que se pueda hacer arreglos de forma en la obra y difundirlo en el Repositorio Institucional, respetando siempre los Derechos de Autor y Propiedad Intelectual de acuerdo y en el Marco de la Ley 822.

En caso de que el autor elija la segunda opción, es necesario y obligatorio que indique el sustento correspondiente:

_____

_____

_____

10. Originalidad del archivo digital

Por el presente dejo constancia que el archivo digital que entrego a la Universidad, como parte del proceso conducente a obtener el título profesional o grado académico, es la versión final del trabajo de investigación sustentado y aprobado por el Jurado.

Firma del autor

11. Otorgamiento de una licencia *CREATIVE COMMONS*

Para las investigaciones que son de acceso abierto se les otorgó una licencia *Creative Commons,* con la finalidad de que cualquier usuario pueda acceder a la obra, bajo los términos que dicha licencia implica.

El autor, por medio de este documento, autoriza a la Universidad, publicar su trabajo de investigación en formato digital en el Repositorio Institucional, al cual se podrá acceder, preservar y difundir de forma libre y gratuita, de manera íntegra a todo el documento.

Según el inciso 12.2, del artículo 12º del Reglamento del Registro Nacional de Trabajos de Investigación para optar grados académicos y títulos profesionales - RENATI "Las universidades, instituciones y escuelas de educación superior tienen como obligación registrar todos los trabajos de investigación y proyectos, incluyendo los metadatos en sus repositorios institucionales precisando si son de acceso abierto o restringido, los cuales serán posteriormente recolectados por el Recolector Digital RENATI, a través del Repositorio ALICIA".

.....

12. Para ser llenado por la Dirección del Repositorio Institucional

Fecha de recepción del documento por el Repositorio Institucional:

Firma:

UNIVERSIDAD NACIONAL SANTIAGO ANTUNEZ DE MAYOLO - REPOSITORIO INSTITUCIONAL - UNASAM

Varillas William Eduardo
CORRESPONSABLE
- UNASAM -

***Acceso abierto**: uso lícito que confiere un titular de derechos de propiedad intelectual a cualquier persona, para que pueda acceder de manera inmediata y gratuita a una obra, datos procesados o estadísticas de monitoreo, sin necesidad de registro, suscripción, ni pago, estando autorizada a leerla, descargarla, reproducirla, distribuirla, imprimirla, buscarla y enlazar textos completos (Reglamento de la Ley No 30035).

**** Acceso restringido:** el documento no se visualizará en el Repositorio.

UNIVERSIDAD NACIONAL
"SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"
"Una Nueva Universidad para el Desarrollo"
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y METALURGIA

DIRECCIÓN DE ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS PRESENCIAL TITULADA: "GEOMECÁNICA APLICADA A LOS MÉTODOS DE EXPLOTACION PARA GARANTIZAR LA ESTABILIDAD DE LA OPERACIÓN MINERA DE LA MINA SAN VICENTE DE LA COMPAÑÍA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A.A. – 2018", PRESENTADO POR EL BACHILLER RAY KOLARD HUERTA SOTELO .

En la ciudad de Huaraz, siendo las Diez horas y treinta minutos de la mañana(10:30 a.m) del día Veintitres de Noviembre del dos mil veinte (23/11/2020), se reunieron los miembros del jurado calificador nominados según Resolución Nro. 058-2020-FIMGM/CF, de fecha 24 de Febrero del 2020, integrado por los siguientes Docentes: **Dr. Ing. JACINTO CORNELIO ISIDRO GIRALDO, como Presidente; el Dr. Ing. JUAN ROGER QUIÑONES POMA, como Secretario y el MBA Ing. RICARDO CAYO CASTILLEJO MELGAREJO, como Vocal;** para la sustentación de la tesis Titulada: **"GEOMECÁNICA APLICADA A LOS MÉTODOS DE EXPLOTACION PARA GARANTIZAR LA ESTABILIDAD DE LA OPERACION MINERA DE LA MINA SAN VICENTE DE LA COMPAÑÍA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A.A. – 2018" presentado por el Bachiller RAY KOLARD HUERTA SOTELO,** para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas, en concordancia con el Reglamento de Grados y Títulos de la Universidad Nacional "Santiago Antúnez de Mayolo", se procedió con el acto de sustentación bajo las siguientes consideraciones, el Presidente del Jurado calificador, invitó a los docentes, alumnos y público en general a participar en este acto; luego invitó al Secretario del Jurado calificador a dar lectura de la Resolución N° 058-2020-FIMGM/CF de fecha 24 de Febrero del 2020. Acto seguido invitó al sustentante a la defensa de su tesis por un lapso de veinte minutos (20), concluida con la misma, se procedió con el rol de preguntas de parte de los miembros del Jurado Calificador, finalmente se invitó al público en general a hacer abandono del Auditórium de la FIMGM por un lapso de diez (10) minutos con el propósito de deliberar la nota del sustentante, **ACORDANDO *APROBAR*** con la nota de Diecisiete (17)**.** *Aprobado con distinción Art. 84º, del Reglamento de Grados y Títulos UNASAM. Siendo las Once horas y Diez minutos (11.10 a.m) del mismo día, se dio por concluida el acto de sustentación, dando fe firman:*

Dr. Ing. JACINTO CORNELIO ISIDRO GIRALDO
Presidente

Dr. Ing. JUAN ROGER QUIÑONES POMA
Secretario

MBA Ing. RICARDO CAYO CASTILLEJO MELGAREJO
Vocal

UNIVERSIDAD NACIONAL
"SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"
"Una Nueva Universidad para el Desarrollo"
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y METALURGIA

ACTA DE CONFORMIDAD DE TESIS

Los Miembros del Jurado, luego de evaluar la tesis titulada: **"GEOMECÁNICA APLICADA A LOS MÉTODOS DE EXPLOTACION PARA GARANTIZAR LA ESTABILIDAD DE LA OPERACION MINERA DE LA MINA SAN VICENTE DE LA COMPAÑÍA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A.A. – 2018"** presentado por el Bachiller RAY KOLARD HUERTA SOTELO y sustentada el día 23 de Noviembre del 2020, por Resolución de Consejo de Facultad Nº 058-2020-FIMGM-/CF, la declaramos **CONFORME**.

En consecuencia queda en condiciones de ser publicada.

Huaraz, 23 de Noviembre del 2020

Dr. Ing. JACINTO CORNELIO ISIDRO GIRALDO
Presidente

Dr. Ing. JUAN ROGER QUIÑONES POMA
Secretario

MBA Ing. RICARDO CAYO CASTILLEJO MELGAREJO
Vocal

M.Sc. Ing. LUIS ALBERTO TORRES YUPANQUI
Asesor

DEDICATORIA

A mi madre Carolina Natalia, por todas las veces que dejo atrás su mundo para orbitar en mi vida, por todas las cosas que pasamos juntos mientras buscábamos un lugar al que llamar hogar.

A mi padre Larco Alejandro, por todas las horas que ha trabajado hasta quedar agotado, por las veces que viajamos a San Miguel y me conto una historia sobre un astuto sapo y un torpe zorro.

A mi madrina Eva Sotelo y su esposo Cesar Javier, por todo lo que compartieron conmigo, por brindarme un lugar en su familia asi como en su corazón.

A mis primos, tios y abuelitos que están cerca, asi como a los que están un poquito lejos de mí.

A mi enamorada Laissa Paola por haber llegado a mí en el momento justo, por su forma tan simple y directa de ver esta vida.

A Ray Kolard cuando tenia 16 años, por su fina melancolía y sus largas conversaciones consigo mismo, sobre este y otros universos.

RKHS

AGRADECIMIENTO

A Dios como un todo y no una parte, como una realidad y no un concepto, por todos los fuegos artificiales que a hecho en mi vida.

A la Universidad Nacional "Santiago Antunez de Mayolo", donde estudie la carrera de Ingeniería de Minas en la Facultad de Ingenieria de Minas, Geologia y Metalurgia por acogerme en sus aulas.

Al Msc. Ing. Luis Torres Yupanqui por todo lo que aprendi de él mientras trabajaba en el laboratorio de mecánica de rocas de la Unasam.

A todos los ingenieros, jefes de guardia, inspectores y personal que conocí y con el cual laboré en la Compañía Minera San Ignacio de Morococha, por los consejos y enseñanzas que me brindaron.

Al Ing. Gerardo Barboza por todo lo que aprendi de él como ingeniero y ser humano en la Compañía Minera San Ignacio de Morococha.

RESUMEN

La presente investigaciòn aborda el Estudio Geomecánico Integrado que realizo el departamento de geomecanica de la Compañía Minera San Ignacio de Morococha en las Unidades de San Vicente, Palmapata y Chilpes, para el plan de minado 2018, con la finalidad de establecer los lineamientos de base para el diseño de los métodos de explotación, zonificación Geomecánica y sostenimiento; el estudio a sido elaborado tomando como base las labores temporales y permanentes propuestas en el plan de minado 2018.

El estudio consiste de ensayos de campo y de laboratorio, primero se hizo el levantamiento litologico-estructural que nos permitio evaluar los principales factores que controlan la estabilidad del macizo rocoso; luego se evalúo la calidad del macizo rocoso y los parámetros mecánicos que nos permitieron identificar las características propias de la zona de estudio, finalmente se obtuvo el factor de seguridad.

Para la realización del presente estudio se han utilizado métodos empíricos y numéricos:

- En los métodos empíricos: Se ha hecho uso de las principales clasificaciones geomecánicas (RMR_{89}, GSI modificado), también se han recolectado muestras de sonsajes diamantinos de las UEAs San Vicente, Palmapata y Chilpes; a fin de realizar ensayos de laboratorio para obtener las propiedades físicas y mecánicas del macizo rocoso, estos ensayos fueron realizados en los laboratorios de Mecánica de rocas de la Universidad Nacional de Ingeniería (UNI).

- En los métodos numéricos se han realizado evaluaciones mediante simulaciones, haciendo uso del Software $Phase^2$ V8.0, se obtuvo el factor de seguridad el cual nos dira el tiempo promedio que una labor puede permanecer estable despues de instalar el sostenimiento recomendado.

Palabras claves: Sostenimiento, GSI, RMR_{89}, $Phase^2$ V8.0, factor de seguridad, macizo rocoso.

ABSTRACT

This research deals with the Integrated Geomechanical Study conducted by the geomechanics department of the San Ignacio of Morococha Mining Company in the San Vicente, Palmapata and Chilpes Units, for the 2018 mining plan, in order to establish the guidelines for basis for the design of exploration, geomechanical zoning and support methods; the study was prepared based on the temporary and permanten mine openings proposed in the mining plan 2018.

This research consists of field and laboratory tests. First, the lithological-structural mapping was carried out, which allowed us to evaluate the main factors that control the stability of the rock mass; then the quality of the rocky mass and the mechanical parameters that allowed us to identify the characteristics of the study area were evaluated, finally the strength factor was obtained.

To carry out this research, empirical and numerical methods have been used:

- In the empirical methods, the main geomechanical classifications have been used (RMR_{89}, GSI); Likewise, samples of core from the San Vicente, Palmapata and Chilpes UEA have been collected; in order to carry out the laboratory tests to obtain the physical and mechanical properties of the rock mass, these tests were carried out in the Rock Mechanics laboratories of the National University of Engineering (UNI).

- Through numerical methods, evaluations have been carried out through simulations, making use of the Phase2 V8.0 Software, in order to obtain the degrees of strenght factor that allows mining in safe conditions.

Keywords: Support, GSI, RMR_{89}, $Phase^2$ V8.0, strenght factor, rock mass.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA i
AGRADECIMIENTO ii
RESUMEN iii
ABSTRACT iv
ÍNDICE GENERAL v
ÍNDICE DE TABLAS vii
ÍNDICE DE FIGURAS ix
ÍNDICE DE ANEXOS xii
INTRODUCCIÓN xiii

CAPÍTULO I

1. GENERALIDADES 1
1.1. Naturaleza de la organización 1
1.2. Entorno físico 1
1.2.1. Ubicación 1
1.2.2. Accesibilidad 2
1.2.3. Clima 3
1.2.4. Relieve 3
1.2.5. Geomorfología 3
1.3. Entorno geológico 3
1.3.1. Geología regional 3
1.3.2. Geología local 5
1.3.3. Rocas ígneas 8
1.3.4. Marco estructural 8
1.3.5. Tipo de depósito 9
1.3.6. Características generales 9
1.3.7. Tipos de mineralización 9
1.3.8. Alteración 10
1.4. Entorno económico 10
1.5. Entorno de la operación 10

CAPÍTULO II

2. FUNDAMENTACIÓN 17
2.1. Marco teórico 17

2.1.1. Antecedentes de la investigación 17
2.1.2. Definición de términos. 19
2.1.3. Fundamentación teórica 22

CAPÍTULO III

3. METODOLOGÍA 57
3.1. El problema 57
3.1.1. Descripción de la realidad problemática 57
3.1.2. Planteamiento y formulación del problema 58
3.1.3. Objetivos 58
3.1.4. Justificación de la investigación 58
3.1.5. Limitaciones 59
3.1.6. Alcance de la investigación 59
3.2. Hipótesis 59
3.3. Variables 59
3.4. Diseño de la investigación 60
3.4.1. Tipo de la investigación 60
3.4.2. Población y muestra 60
3.4.3. Técnicas, instrumentación de recolección de datos 60
3.4.4. Forma de tratamiento de datos 60

CAPÍTULO IV

4. RESULTADO DE LA INVESTIGACIÓN 61
4.1. Descripción de la realidad y procesamiento de datos 61
4.1.1. Distribución de discontinuidades 61
4.1.2. Ensayos in-situ 63
4.1.3. Ensayos de laboratorio 70
4.2. Análisis e interpretación de la información 81
4.3. Discusión de los resultados 118
CONCLUSIONES 120
RECOMENDACIONES 121
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS 122

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla N° 1.1. Coordenadas geográficas 1
Tabla N° 1.2. Principales rutas de acceso..... 2
Tabla N° 1.3. Unidades del Grupo Pucará..... 6
Tabla N° 1.4. Tipos de perno y malla..... 15
Tabla N° 2.1. Tipos de discontinuidades..... 22
Tabla N° 2.2. Valoración de la resistencia a la compresión uniaxial 25
Tabla N° 2.3. Valoración del ensayo de carga puntual 27
Tabla N° 2.4. Valoración del martillo de geólogo..... 29
Tabla N° 2.5. Valoración del índice de calidad de la roca 30
Tabla N° 2.6. Valoración del espaciamiento entre las discontinuidades..... 32
Tabla N° 2.7. Valoración de la condición de la discontinuidad 34
Tabla N° 2.8. Guía para la evaluación detallada de la condición de la discontinuidad.. 34
Tabla N° 2.9. Valoración de la condición de aguas subterráneas..... 35
Tabla N° 2.10. Evaluación del efecto de la orientación 36
Tabla N° 2.11. Ajuste por efecto de la orientación 36
Tabla N° 2.12. Clasificación geomecánica RMR, Bieniawski (1989) 37
Tabla N° 2.13. Clasificación geomecanica modificada..... 37
Tabla N° 2.14. Valores del índice ESR del sistema Q 42
Tabla N° 2.15. Constantes utilizadas en el criterio generalizado 45
Tabla N° 2.16. Factor de disturbación "D"..... 46
Tabla N° 3.1. Operacionalización de variables 59
Tabla N° 4.1. Principales sistemas de discontinuidades de la UEA San Vicente 61
Tabla N° 4.2. Principales sistemas de discontinuidades de la UEA Palmapata 62
Tabla N° 4.3. Principales sistemas de discontinuidades de la UEA Chilpes..... 62
Tabla N° 4.4. Resultados de IRM en la UEA San Vicente 63
Tabla N° 4.5. Resultados de IRM en la UEA Palmapata 64
Tabla N° 4.6. Resultados de IRM en la UEA Chilpes..... 64
Tabla N° 4.7. Resultados de las pruebas escleromètricas en la UEA San Vicente 67
Tabla N° 4.8. Resultados de las pruebas escleromètricas en la UEA Palmapata 69
Tabla N° 4.9. Resultados de las pruebas escleromètricas en la UEA Chilpes 70
Tabla N° 4.10. Resultado de los ensayos de propiedades físicas 70

Tabla N° 4.11. Ensayos de compresión uniaxial de la UEA San Vicente..... 73
Tabla N° 4.12. Ensayos de compresión uniaxial de la UEA Palmapata 75
Tabla N° 4.13. Ensayos de compresión uniaxial de la UEA Chilpes..... 76
Tabla N° 4.14. Ensayos de compresión triaxial en la UEA San Vicente 76
Tabla N° 4.15. Ensayos de compresión triaxial en la UEA Palmapata..... 79
Tabla N° 4.16. Ensayos de compresión triaxial en la UEA Chilpes 79
Tabla N° 4.17. Resultado de los ensayos de constantes elásticas..... 80
Tabla N° 4.18. Clasificación del macizo rocoso con el RMR_{89} 102
Tabla N° 4.19. Clasificación del macizo rocos con el GSI modificado 111
Tabla N° 4.20. Parámetros geomecánicos de la UEA San Vicente..... 107
Tabla N° 4.21. Parámetros geomecánicos de la UEA Palmapata 107
Tabla N° 4.22. Parámetros geomecánicos de la UEA Chilpes..... 108
Tabla N° 4.23. Plazo de estabilidad según el factor de seguridad..... 117

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1. Ubicación geográfica de San Vicente. 2
Figura 1.2. Geología regional de San Vicente. 4
Figura 1.3. Columna estratigráfica de San Vicente. 7
Figura 1.4. Perforación tipo descaje. 12
Figura 1.5. Perforación tipo realce. 13
Figura 1.6. Perforación tipo breasting. 13
Figura 1.7. Esquema del método de explotación corte y relleno ascendente. 14
Figura 1.8. Malla electrosoldada y perno split set negro. 16
Figura 1.9. Malla electrosoldada y perno split set blanco. 16
Figura 2.1. Puntaje asociado a la compresión uniaxial de la roca. 25
Figura 2.2. Puntaje asociado al índice de calidad de la roca. 30
Figura 2.3. Puntaje asociado al espaciamiento entre las discontinuidades. 33
Figura 2.4. Correlación entre “s” y el “RQD”. 33
Figura 2.5. Ábaco de autosostenimiento. 38
Figura 2.6. Soporte práctico minero - SPM 42
Figura 2.7. Gráfico de sostenimiento del sistema Q. 43
Figura 2.8. Sostenimiento activo “refuerzo” y pasivo “soporte”. 48
Figura 2.9. Sostenimiento con pernos de anclaje. 48
Figura 2.10. Perno de anclaje mecánico. 49
Figura 2.11. Perno de varilla corrugada. 49
Figura 2.12. Perno de fricción - SPLIT SET. 50
Figura 2.13. Mecanismo de anclaje del SPLIT SET. 50
Figura 2.14. Perno de fricción - SWELLEX. 51
Figura 2.15. Mecanismo de anclaje del SWELLEX. 51
Figura 2.16. Cables de roca. 52
Figura 2.17. Malla electrosoldada. 52
Figura 2.18. Cintas de acero. 53
Figura 2.19. Concreto lanzado. 53
Figura 2.20. Cimbras de acero. 54
Figura 2.21. Cuadros de madera. 54
Figura 2.22. Relleno. 55

Figura 2.23. Tipos de relleno. 55
Figura 4.1. Obtención de los parámetros m_i y R_{CU}. 77
Figura 4.2. Obtención de parámetros C y φ. 78
Figura 4.3. Isoconcentración de polos en la EG-1. 81
Figura 4.4. Diagrama de rosetas de la EG-1. 82
Figura 4.5. Diagrama de rosetas de la EG-2. 83
Figura 4.6. Isoconcentración de polos en la EG-2. 83
Figura 4.7. Isoconcentración de polos en la EG-3. 84
Figura 4.8. Diagrama de rosetas de la EG-3. 85
Figura 4.9. Diagrama de rosetas de la EG-4. 86
Figura 4.10. Isoconcentración de polos de la EG-4. 86
Figura 4.11. Isoconcentración de polos de la EG-5. 87
Figura 4.12. Diagrama de rosetas de la EG-5. 88
Figura 4.13. Isoconcentración de polos de la EG-6. 89
Figura 4.14. Diagrama de rosetas de la EG-6. 89
Figura 4.15. Isoconcentración de polos de la EG-7. 90
Figura 4.16. Diagrama de rosetas de la EG-7. 91
Figura 4.17. Diagrama de rosetas de la EG-8. 92
Figura 4.18. Isoconcentración de polos de la EG-8. 92
Figura 4.19. Isoconcentración de polos de la EG-9. 93
Figura 4.20. Diagrama de rosetas de la EG-9. 94
Figura 4.21. Tiempo de autosostenimiento (ZONA - Nuevo Rhamys). 103
Figura 4.22. Tiempo de autosostenimiento (ZONA – USA). 103
Figura 4.23. Tiempo de autosostenimiento (ZONA – NEPTUNO). 104
Figura 4.24. Tiempo de autosostenimiento (ZONA – ARCOPUNCO). 104
Figura 4.25. Tiempo de autosostenimiento (ZONA - AYALA INFERIOR.) 105
Figura 4.26. Tiempo de autosostenimiento (ZONA - AYALA INFERIOR). 105
Figura 4.27. Tiempo de autosostenimiento (ZONA - AYALA INFERIOR). 106
Figura 4.28. Tiempo de autosostenimiento (ZONA - AYALA INFERIOR). 106
Figura 4.29. Tiempo de autosostenimiento (ZONA - MANGANESO). 107
Figura 4.30. Resultados de autosostenimiento de la mina San Vicente 108
Figura 4.31. Simulación de la rampa 240 - 4,50 x 4,00 de sección. 109
Figura 4.32. Simulación de la rampa 240 - 5,00 x 4,00 m de sección. 110

Figura 4.33. Simulación de la galería 7880 SE - 4,50 x 4,00 m de sección. 110
Figura 4.34. Simulación de la galería 8725 Sur - 3,50 x 4,00 m de sección. 111
Figura 4.35. Simulación de la Rampa 725 - 4,00 x 4,00 m de sección. 112
Figura 4.36. Simulación de la Rampa 725 - 4,50 x 4,00 m de sección. 112
Figura 4.37. Simulación de la Rampa 247 - 4,00 x 4,00 m de sección. 113
Figura 4.38. Simulación de la Rampa 247 - 4,50 x 4,00 m de sección. 114
Figura 4.39. Simulación de la Rampa 630 - 4,00 x 4,00 de sección. 114
Figura 4.40. Simulación de la rampa 690 - 4,0 x 4,0 m de sección..... 115
Figura 4.41. Simulación de la Rampa 530 - 4,0 x 4,0 m de sección. 116
Figura 4.42. Simulación de la galería Chilpes - 3,50 x 4,00 m de sección..... 117

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo A. Matriz de consistencia..... 123
Anexo B. Abaco para estimar la Rcu con el martillo de Schmidt. 125
Anexo C. Hoja de cálculo para estimar la Rcu con el martillo de Schmidt. 126
Anexo D. Perfiles de rugosidad de junta y su correspondiente JRC. 127
Anexo E. Método alternativo para estimar el JRC. 128
Anexo F. Sistema de valoración de la masa rocosa – Bieniawski (1989). 129
Anexo G. Hoja de calculo para calcular el RMR "Rock mass rating" – SIMSA..... 130
Anexo H. Comparación entre la tabla GSI modificada (2000) y la tabla GSI (1995).. 131
Anexo I. Tabla GSI para el sostenimiento de labores temporales. 131
Anexo J. Tabla GSI para el sostenimiento de labores temporales..... 132
Anexo K. Tabla GSI para el sostenimiento de labores permanentes..... 132
Anexo L. Lista de fórmulas. 133
Anexo M. Muestras de los sondajes diamantinos..... 135
Anexo N. Mineralización tipo cebra..... 136
Anexo O. Perforación en la Mina San Vicente. 137
Anexo P. Voladura en la Mina San Vicente. 138
Anexo Q. Sostenimiento en la Mina San Vicente. 139
Anexo R. El tesista en la Mina San Vicente. 140

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de investigación titulado "GEOMECANICA APLICADA A LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN PARA GARANTIZAR LA ESTABILIDAD DE LA OPERACIÓN MINERA DE LA MINA SAN VICENTE DE LA COMPAÑÍA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A.A. - 2018", pretende determinar la geomecánica aplicada a los métodos de explotación y como esta ciencia teorica - práctica puede garantizar la estabilidad de la operación minera. Este trabajo se inicia a través del levantamiento litológico estructural con una brújula marca Brunton midiendo el buzamiento y dirección de buzamiento de las labores que despues serán evaluadas estructuralemnte con el programa computarizado Dips 6.0, luego se hara la caracterización del macizo rocoso, pasando por las clasificaciones geomecanicas (RMR_{89}, GSI modificado), el zoneamiento geomecanico, el tiempo de autosostenimiento de las labores subterráneas, el tipo de sostenimiento, la obtención de los parámetros de entrada del criterio generalizado de Hoek y Brown, finalmente la obtención del factor de seguridad con el $Phase^2$ y el tiempo de estabilidad de la labor despues del sostenimiento de las labores subterráneas de la Mina San Vicente.

El tipo de investigación sera: Aplicada, no experimental mientras que el diseño y alcance de la investigación es descriptiva-correlacional.

La narrativa de esta tesis esta compuesta por cuatro capítulos:

Capitulo I: Se presentan las generalidades de la Mina San Vicente: La naturaleza de la organización, el entorno geológico, entorno físico, entorno económico y el entorno de operación.

Capitulo II: Aborda a la fundamentación: Marco teórico (antecedentes de la investigación, definición de términos y la fundamentaicón teorica).

Capitulo III: Abarca a la metodología usada: El problema, la hipótesis, las variables, y el diseño de la investigación.

Capitulo IV: Muestra los resultados de la investigación: Descripción de la realidad problemática y procesamiento de datos, análisis e intepretación y la discusión de los resultados.

Finalmente, se presentran las conclusiones, las recomendaciones, las referencias bibliográficas y los anexos del trabajo de investigación.

CAPITULO I

1. GENERALIDADES

1.1. Naturaleza de la organización

La compañía minera San Ignacio de Morococha es una sociedad anónima abierta con RUC N° 20100177421, la cual dirige las operaciones de la mina San Vicente, que produce concentrados de zinc y plomo desde mayo de 1970, con más de 60 817 Ha para el desarrollo de la actividad minera en tres unidades económicas administrativas (UEA): Palmapata, San Vicente y Chilpes.

1.2. Entorno físico

1.2.1. Ubicación

La mina San Vicente, está ubicada políticamente en el distrito de Vitoc, provincia de Chanchamayo, región Junín, en las estribaciones orientales de los andes centrales peruanos a una altitud promedio de 1570 m.s.n.m., entre las siguientes coordenadas UTM tomados en el punto central (Nv. 1630):

Tabla N° 1.1.
Coordenadas geográficas

Coordenada este	Coordenada Norte	Cota
458 196	8 758 608	1570 m.s.n.m.

Nota: Tomado del plan de minado de San Vicente, 2018.

El área de estudio corresponde a la zona 18, del segmento noroeste del cuadrángulo de la merced, hoja 23-m.

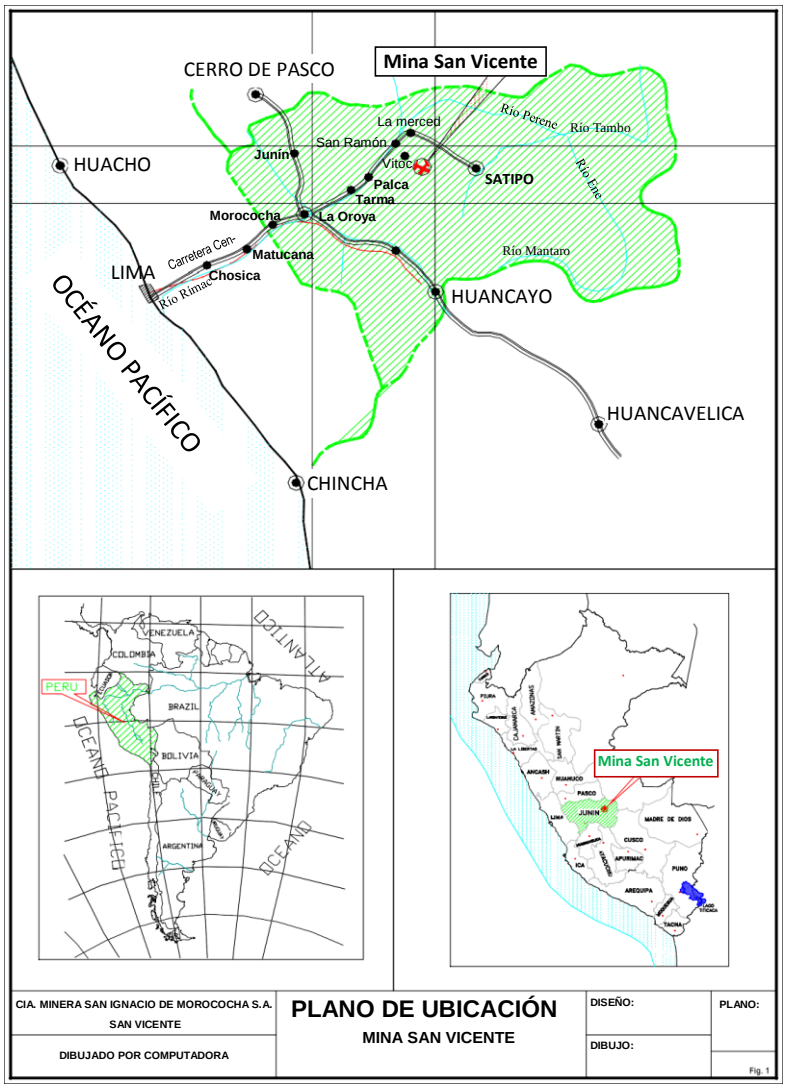


Figura 1.1. Ubicación geográfica de San Vicente.
Fuente: Plan de minado de San Vicente, 2018.

1.2.2. Accesibilidad

El acceso a la mina san Vicente, es mediante la ruta: (Lima – La Oroya – Tarma – San Ramón – Vitoc - San Vicente); por la carretera central con un recorrido total 317 km entre pista asfaltada y carretera afirmada.

Tabla N° 1.2.
Principales rutas de acceso

Ruta	Tramo	Distancia (Km)	Tiempo (Hr)	Tipo de Vía
22	Lima - La Oroya	174	3,00	Asfaltado
22B	La Oroya - Tarma	55	1,00	Asfaltado
22b	Tarma - San Ramón	71	1,30	Asfaltado
101	San Ramón - San Vicente	17	0,40	Afirmada
	Total	**317**	**5,7**	

Nota: Tomado del plan de minado de San Vicente, 2018. *El tiempo estimado corresponde al uso de una camioneta 4x4.

1.2.3. Clima

El clima de San Vicente es cálido y húmedo con una temperatura promedio de 25°C. Durante el año se tienen dos estaciones según la cantidad de precipitaciones: la estación seca, entre mayo y septiembre, y la estación húmeda entre octubre y abril.

1.2.4. Relieve

La topografía principalmente está representada por el valle de Tulumayo, en el que desemboca el río Puntayacu y en este el río Aynamayo, dando lugar a la formación de quebradas bastante profundas en forma de "V" que en algunos lugares pasan a ser encañadas.

1.2.5. Geomorfología

Comprende 4 unidades (Medios pluviales, medios aluviales, depresión de colinas y cordilleras centrales).

1.3. Entorno geológico

1.3.1. Geología regional

Las rocas que se distinguen regionalmente van desde el periodo precámbrico con el Complejo Maraynioc (gneises y esquistos), cubiertos por rocas sedimentarias de edades paleozoicas con el Grupo Excelsior (areniscas y limonitas) por encima de este el Grupo Tarma y Copacabana (calizas bioclásticas), posterior en secuencia se encuentra el Grupo Mitu con facies clásticas (areniscas, limonitas y conglomerados plutonoclásticos).

Dentro de las rocas clásticas del periodo Mesozoico se desarrollan el Grupo Pucará con las Formaciones Chambará, Aramachay y Condorsinga (calizas dolomíticas, dolomías ooides, calizas bituminosas, calizas porosas y dolomicritas).

Finalmente, al tope estratigráfico se presenta la Formación La Merced (conglomerados y areniscas continentales) seguidos de recientes materiales fluvioaluviales.

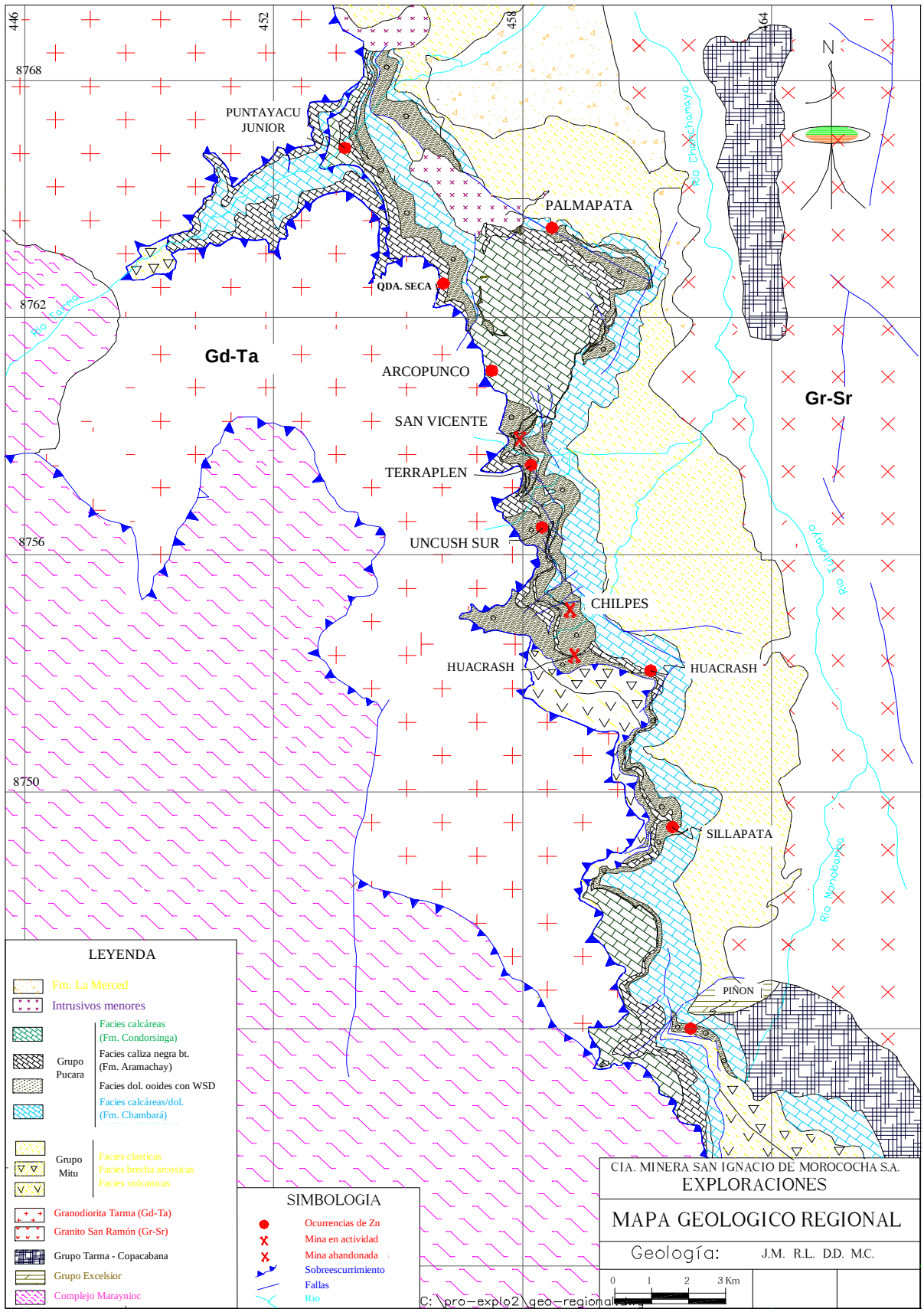


Figura 1.2. Geología regional de San Vicente. Fuente: Plan de minado de San Vicente, 2018.

1.3.2. Geología local

Se compone de rocas carbonatadas del Grupo Pucará de edades Triásico Superior a Jurásico Inferior sobre yaciendo a las capas rojas del Grupo Mitu de edades Pérmico Superior a Triásico Inferior. Sobre las rocas del Grupo Pucará se observa un contacto tectónico con la Granodiorita Tarma por efecto de esfuerzos del Sistema de fallas Utcuyacu.

1.3.2.1. Grupo Mitu

Sedimentos continentales de coloración rojiza, constituida por areniscas, limolitas, yeso y comglomerados polimícticos, constituye morfológica y litológicamente la unidad guía para determinar la posición estratigráfica del Grupo Pucara.

1.3.2.2. Grupo Pucará

Secuencia carbonatada de ambiente marino que alberga a la mineralización de zinc del tipo Mississipi Valley (MVT).

Basados en criterios litoestratigraficos y teniendo en cuenta la importancia económica, se han diferenciado diez unidades, de las cuales cuatro secuencias dolomíticas tienen filiación con la mineralización de zinc, estas se mencionan a continuación:

- Unidades superiores
- Dolomita Colca
- Caliza Arcopunco
- Dolomita Alfonso
- Caliza Uncush
- Dolomita San Vicente
- Dolomita San Judas
- Caliza Porosa Basal
- Unidades basales

Tabla N° 1.3.
Unidades del Grupo Pucará

Grupo Pucará			
Unidad	**Formación**	**Espesor (m)**	**Litología**
Unidades superiores	**CONDORSINGA**	80	Calizas dolomíticas laminares, cherticas y nodulares.
Dolomita Colca		30 - 50	Dolomitas finas con niveles de dolomitas ooídes. Escasos indicios de mineralización.
Caliza Arcopunco		100 -280	Caliza porosa gris y deleznable, brecha calcárea con niveles limolíticos, dolomitas calcáreas ooídes.
Dolomita Alfonso		20 - 70	Dolomias ooídes, estructura de cebra definida y mantos de zinc incipientes.
Caliza Uncush	**ARAMACHAY**	25 - 150	Calizas bituminosas gris, oscura y negra, laminar a masiva.
Dolomita San Vicente	**CHAMBARÁ**	30 - 300	Estructura de cebra definida a incipiente y mantos de zinc.
Caliza Neptuno		20 - 170	Calizas dolomíticas porosas con niveles de brecha calcárea, calizas ooídes y dolomitas micriticas.
Dolomita San Judas		200 - 390	Dolomitas ooídes con niveles de dolomicritas y sills volcánicos, brecha hidráulica con abundantes ooídes en la base. Mantos de zinc.
Caliza Porosa Basal		60 - 180	Calizas dolomíticas porosas deleznables, brechas calcáreas, limolitas calcáreas y niveles oolíticos.
Unidades basales		160 - 380	Laminares, cherticas, dolomías micríticas, limolitas calcáreas. Las rocas tienen alto porcentaje de cuarzo.

Nota: Tomado del informe final, estudio hidrogeológico Klohn Crippen – SVS S.A

1.3.2.3. Formación La Merced

Constituye una secuencia de conglomerados, areniscas continentales y representan antiguos lechos de cursos de ríos que están localizados a lo largo del Valle de Chanchamayo.

1.3.2.4. Cuaternarios

Son depósitos actuales: aluviales, coluviales, deslizamientos, derrumbes, etc., que forman parte de la morfología dinámica del Valle de Chanchamayo.

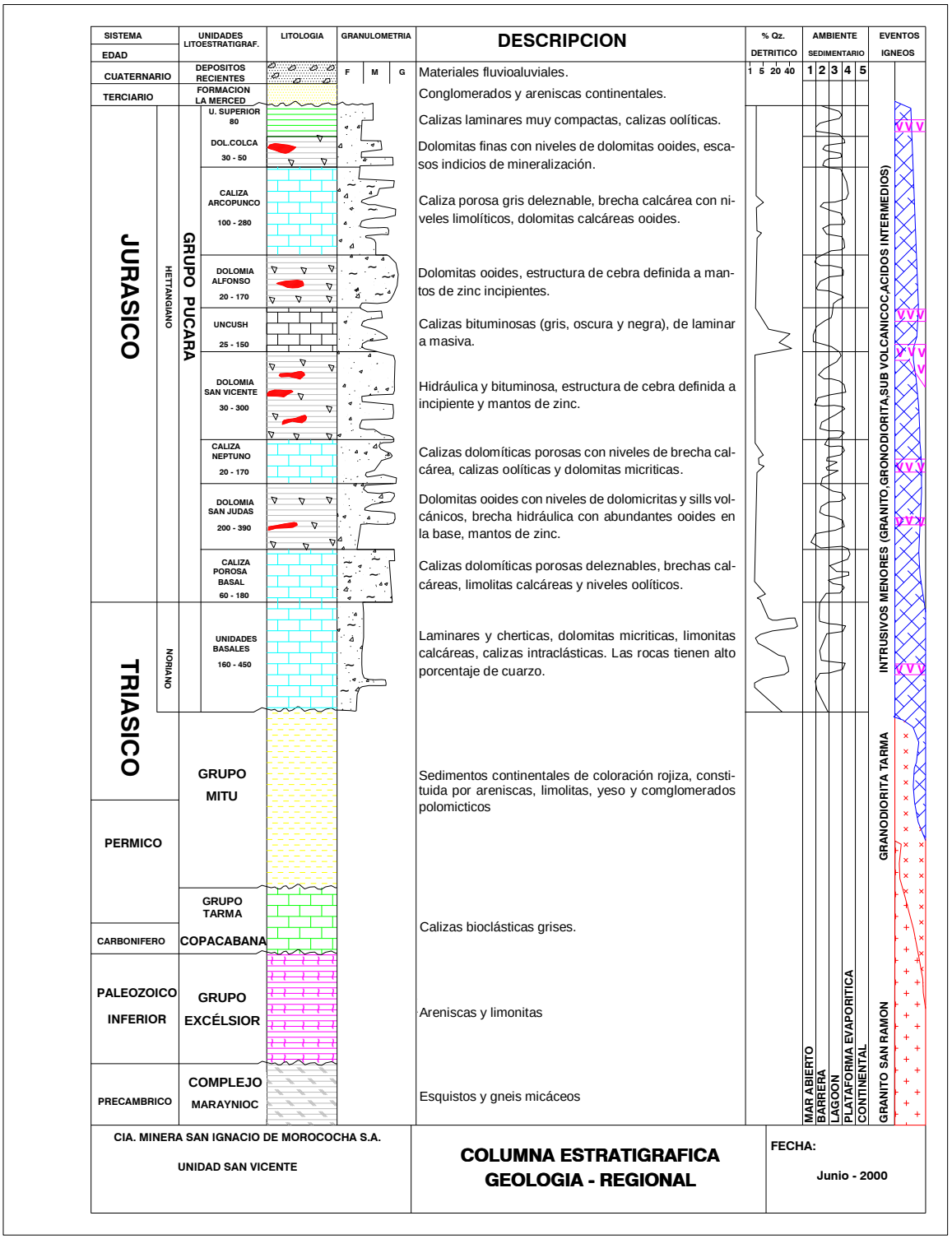


Figura 1.3. Columna estratigráfica de San Vicente. Fuente: Área de geología y planeamiento de SIMSA.

1.3.3. Rocas ígneas

- **Sub volcánico**

  Dentro de las labores, así como en la superficie hay diques, lacolitos y sills que cortan la secuencia sedimentaria, pero están dolomitizados.

- **Granito San Ramón**

  Cuerpo intrusivo de naturaleza batolítica que aflora al este de San Ramón constituido de granitos a granodioritas.

- **Granodiorita Tarma**

  Intrusivo de naturaleza plutónica que junto al granito San Ramón constituyen el batolito de la cordillera oriental.

- **Intrusivos menores**

  Dentro de las labores, así como en la superficie hay diques, lacolitos y sills que cortan la secuencia sedimentaria, pero están dolomitizados.

1.3.4. Marco estructural

Se han identificado 4 principales sistemas de fallas:

- **Sistema N-S**

  Estas estructuras son paralelas a la estratificación (Los rumbos pueden ser ligeramente variables) con buzamientos bajos al oeste, sus desplazamientos son inversos, pero han sido reactivadas con movimientos normales de menor intensidad, estas cortan a la estratificación.

- **Sistema E-W**

  Generalmente tienen alto buzamiento hacia el Norte, sus desplazamientos son normal-dextral (Pitch 30°E).

- **Sistema NE-SW**

  Generalmente buzan al NW y su movimiento es dextral-normal (< 20°).

- **Sistema NW-SE**

  Tienen alto buzamiento hacia el SW, ocasionan desplazamientos siniestral-normal principalmente.

1.3.5. Tipo de depósito

San Vicente es un yacimiento estratoligado de zinc y plomo del tipo Mississippi Valley (MVT) ubicado en rocas calcáreas de edad mesozoica con orientación N-S y buzamiento al oeste.

Este tipo de depósito fue descubierto en el Valle del Río Mississippi en los Estados Unidos. Leach y Sangster (1993) los describen como: "Depósitos de minerales epigenéticos precipitados a partir de densas salmueras de cuenca, depositados en secuencias carbonatadas de plataforma y que carecen de afinidades genéticas relacionadas a la actividad ígnea" (p.289).

1.3.6. Características generales

Las características mas importantes de un depósito MVT (Ohle, 1959, Kisvaransayi, 1983, Leach et al 2005).

- Son yacimientos epigenéticos y estratoligados.
- No están asociados con actividad ígnea.
- Son almacenados principalmente en dolomías y calizas, raramente en areniscas.
- Ocurren en secuencias de plataformas carbonatadas, comúnmente en los flancos de cuencas, sobre pilares tectónicos o arcos entre tales cuencas.
- Las rocas carbonatadas que los contienen no presentan metamorfismo.
- Los minerales que predominan son la esfalerita, galena, pirita, marcasita, dolomita y calcita mientras que la barita y fluorita son escasas.
- Muchos depósitos están en distritos que cubren cientos de kilómetros cuadrados; y algunos forman provincias metalogénicas.
- Se formaron a profundidades someras (menos de 1,5 Km.).

1.3.7. Tipos de mineralización

La mineralización se presenta dentro de las unidades dolomíticas Alfonso, San Vicente y San Judas, la mayor parte de los mantos mineralizados ocurren en la dolomía San Vicente.

Esta se presenta de las siguientes formas:

- Tipo cebra: Mena bandeada donde prima la esfalerita de color: Marrón, gris, amarillo, etc., de cristalización fina no ferrífera (blenda rubia), con pequeñas cantidades de galena que va desde errática compacta a finamente cristalizada con diseminaciones de pirita fina.

- Tipo brecha: Consiste de fragmentos angulosos de esfalerita masiva, esfalerita bandeada y dolomita, cementados con venas de calcita y/o dolomita.

- Tipo masivo: Consiste de esfalerita de grano fino distribuida en pequeños lentes compactos con dolomita gris recristalizada, esta ligada a mantos de gran potencia y con alto contenido de zinc.

1.3.8. Alteración

La dolomitización de las rocas del Grupo Pucara afectan principalmente a las dolomías San Judas, San Vicente, Alonso, Colca y también a las calizas uncush. La dolomitización ha desarrollado texturas características (texturas tipo cebra, brecha, etc.) conformadas por "White sparry dolomite" (WSD) y/o "Gray sparry dolomite" (GSD).

1.4. Entorno económico

La mineralización económica ocurre en: La esfalerita (ZnS) y la galena (PbS), estos se presentan en forma de mantos escalonados, habiéndose reconocido 15 mantos de abajo hacia arriba: En la unidad dolomía San Judas (3 mantos); en la unidad Dolomía San Vicente (9 mantos); en la unidad dolomía Alfonso (3 mantos).

1.5. Entorno de la operación

1.5.1. Métodos de explotación

a. Cámaras y pilares "Room and pillar"

Este método de explotación consiste en la explotación de cámaras separadas por pilares. En San Vicente las dimensiones y distribución de las cámaras se hacen sobre la explotación en marcha, dejando pilares en forma irregular, los cuales obedecen a las zonas de baja ley o estériles del yacimiento.

- **Aplicabilidad**

  Cuando los mantos tienen un buzamiento de 0 ° a 25 ° y una potencia de 2 a 6 m.

- **Diseño**

  El ingreso se realiza por rampas y se intercepta al mineral por la caja techo de la estructura mineralizada con accesos negativos, una vez interceptado el manto se desarrolla el frente siguiendo el rumbo hasta delimitarlo en sus extremos.

  Definido los extremos se continua el avance del frente en roca estéril 10 m., que servirá como refugio de los equipos para iniciar la rampa positiva siguiendo el rumbo y buzamiento del manto hasta formar con el piso superior el pilar que permitirá que continuemos con el desarrollo del frente horizontalmente siguiendo el rumbo del mineral y así sucesivamente delimitando el manto en altura, hasta su encampane económico.

- **Recuperación**

  La recuperación del yacimiento depende de la condición de la labor, la técnica empleada y el grado de mecanización, como dato general varia (80% a 90%) del mineral preparado.

  La recuperación del pilar se realiza en retirada cuando el tajo a llegado a su limite económico o se haya conectado con el laboreo superior.

b. Corte y relleno "Cut and fill"

SIMSA viene utilizando el método de corte y relleno de forma ascendente, este método de explotación consiste en arrancar el mineral por franjas horizontales, empezando por la parte inferior del tajo y avanzando hacia arriba.

- **Aplicabilidad**

  Cuando los mantos tienen un buzamiento de 30° a 45°, potencia de 2,5 a 5 m. y cajas competentes. Los blocks diseñados son de 30 m en vertical y 80 a 150 m. de longitud.

- **Diseño**

  Se llega al manto a través de la rampa principal ubicada en la caja piso del mismo, a partir de ahí se preparan labores de acceso a los mantos hasta interceptarlos. Estas labores de acceso interceptan al manto en el centro para dividir el block en dos, luego en cada block dividido se realizan dos accesos para minar toda la altura del block.

  La rampa principal esta a 50 m. del manto con gradiente de 15% y de 8% en las curvas, las dimensiones de la rampa son de 4 x 4 m.

- **Minado**

  Delimitada la base del tajo se procederá a realizar el minado, para el cual se utilizan 3 tipos de perforaciones:

  a) Descaje

  Perforación horizontal que consiste en realizar taladros horizontales, se realizan para ofrecer comodidad operativa, este tipo de perforación se lleva a cabo cuando las cajas techo y piso son competentes (RMR ≥ 50).

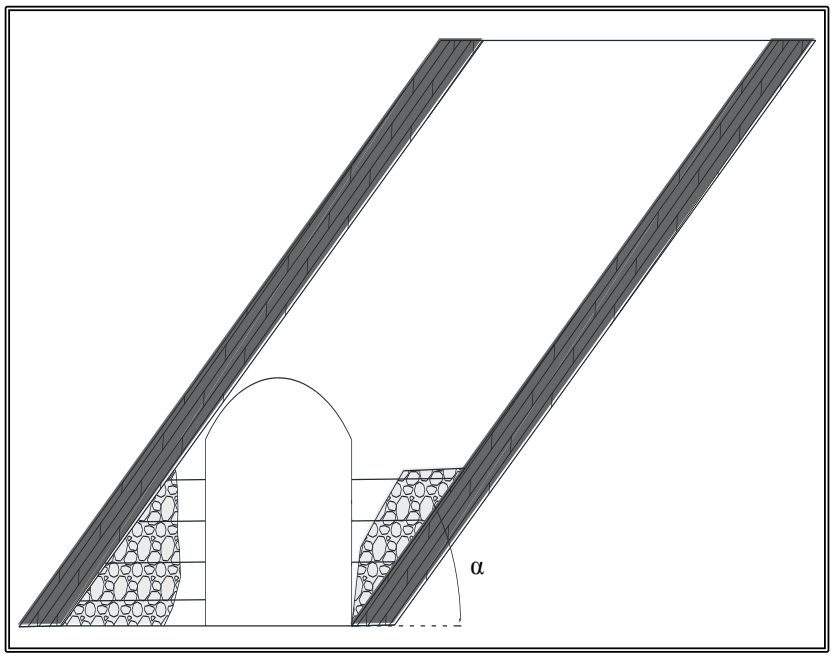


Figura 1.4. Perforación tipo descaje. Fuente: Elaborado por el tesista.

b) Realce

Perforación ascendente que consiste en realizar taladros verticales o inclinados, se realiza en terreno competentes (RMR ≥ 50).

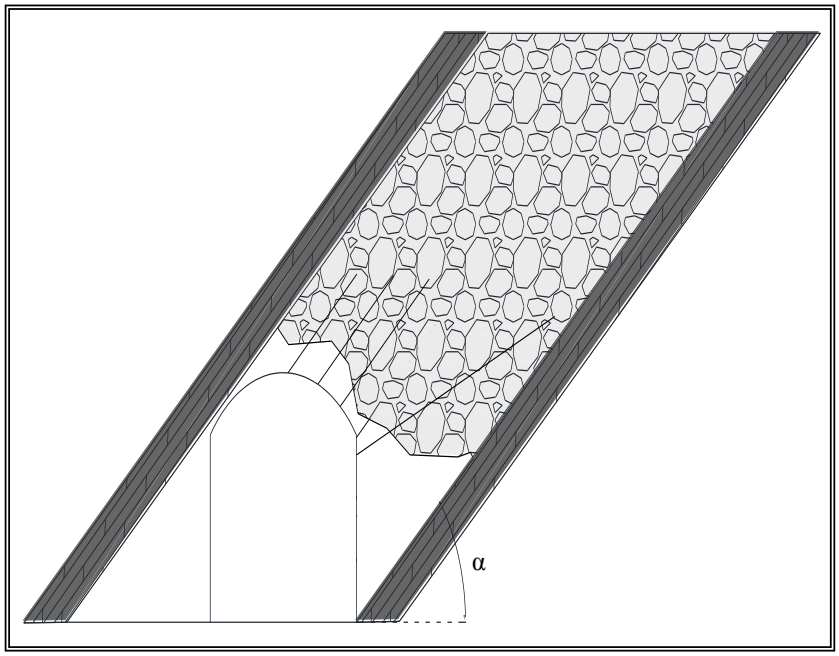


Figura 1.5. Perforación tipo realce. Fuente: Elaborado por el tesista.

c) Breasting

Perforación horizontal con cara libre hacia el relleno, se aplica al segundo y tercer corte.

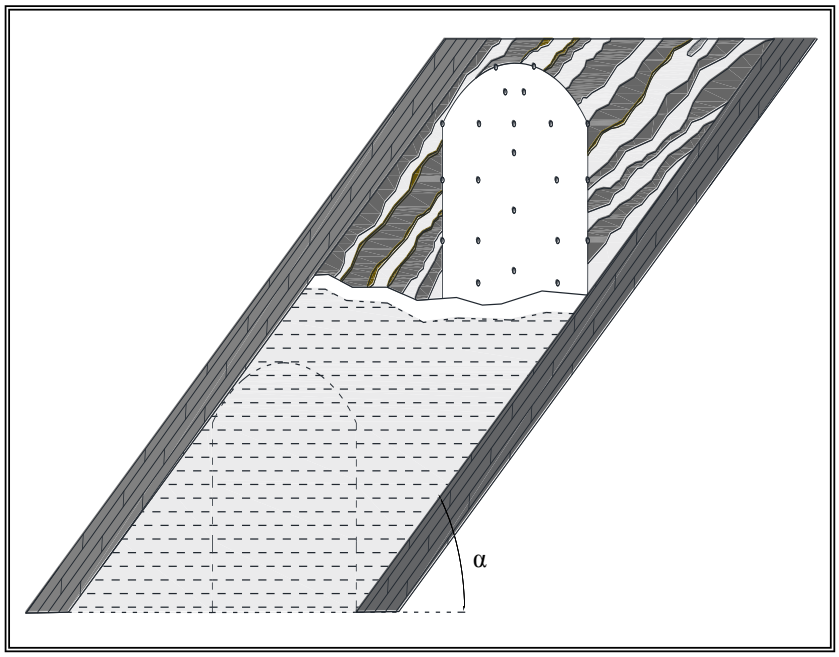


Figura 1.6. Perforación tipo breasting. Fuente: Elaborado por el tesista.

- **Relleno detrítico y/o hidráulico**

  Después del corte se emplea como relleno roca fragmentada (relleno detrítico) o material proveniente del procesamiento de materiales (relleno hidráulico).

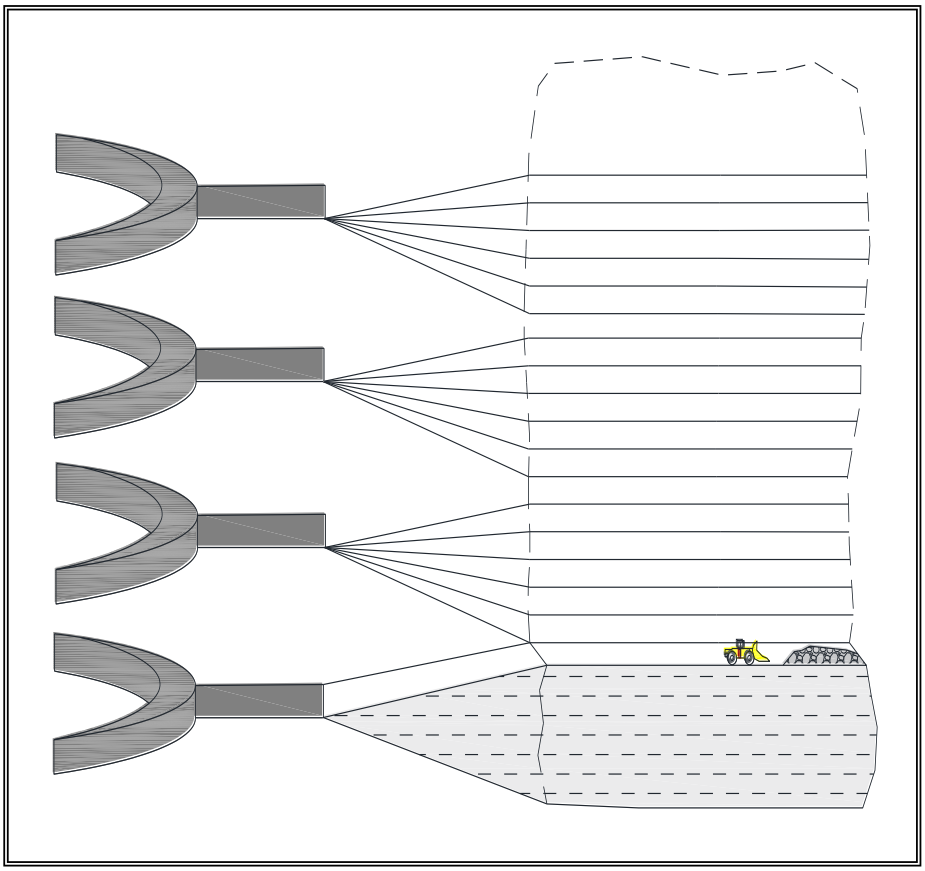


Figura 1.7. Esquema del método de explotación corte y relleno ascendente.
Fuente: Elaborado por el tesista.

1.5.2. Perforación y voladura:

Se realiza con jumbos electrohidráulicos de un solo brazo.

a) Elementos de perforación:
   - Barra de Perforación: 12 Pies
   - Broca de perforación: 45 mm
   - Rimadora: 101,6 mm

b) Explosivos:
   - Emulnor 5000 (1 1/8 x 16) - Arranque
   - Emulnor 3000 (1 1/8 x 16) - Arrastre, Hastiales, Ayudas
   - Famecorte E20 - Corona

c) Accesorios de voladura:

- Faneles: Corto periodo (MS), Largo periodo (LP).
- Cordón detonante (Pentacord).
- Armada de mecha lenta (Carmex).
- Mecha Rápida (Ignitic Cord).

1.5.3. Sostenimiento

Se realiza con jumbos electrohidráulicos de perforación que han sido adaptados a esta tarea.

a) Elementos de sostenimiento

- Perno
  - Diámetro del perno: 39 mm.
  - Longitud del perno: 2 pies, 5 pies, 7 pies y 10 pies.
  - Tipos de perno: Galvanizado (blanco) y no galvanizado (negro).
- Malla
  - Tipos de malla: Galvanizada (blanca) y no galvanizada (negra).
- Placa: Troza de metal de forma cuadrada que ofrece presión entre el perno y el macizo rocoso.

Tabla N° 1.4.
Tipos de perno y malla

Color	Denominación	Descripción
Negro	No galvanizado	No esta reforzado por lo que se oxida rápido, se usa principalmente en labores temporales.
Blanco	Galvanizado	Reforzado con zinc por lo que no se oxida fácilmente, se usa en labores permanentes.

Nota: Elaborado por el tesista.

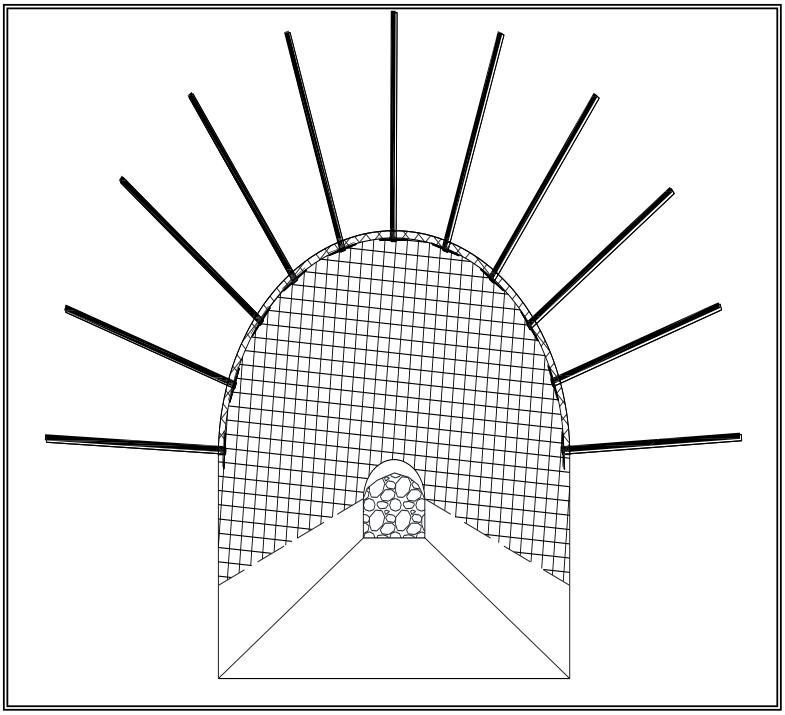


Figura 1.8. Malla electrosoldada y perno split set negro.
Fuente: Elaborado por el tesista.

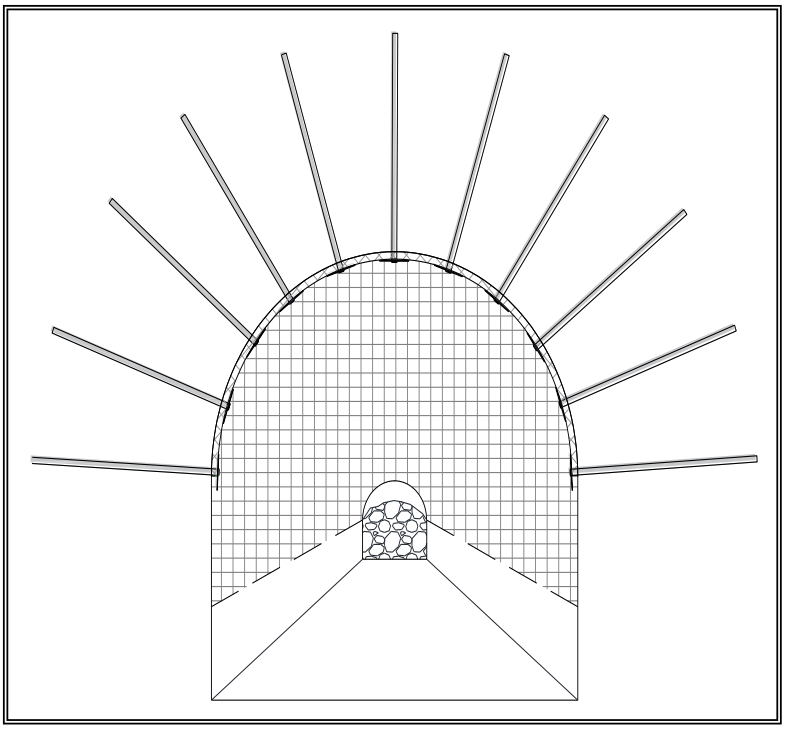


Figura 1.9. Malla electrosoldada y perno split set blanco.
Fuente: Elaborado por el tesista.

CAPITULO II

2. FUNDAMENTACIÓN

2.1. Marco teórico

2.1.1. Antecedentes de la investigación

Aceijas J. (2019). *Geomecánica aplicada al control de las labores mineras para la minimización de la caída de rocas en la Mina Paredones nivel 5* (Tesis de pregrado)**.** Universidad Nacional de Cajamarca, Cajamarca.

"La investigación tiene como objetivo analizar el comportamiento geológico estructural del macizo rocoso en el nivel 5 de la mina, para lo cual se a estudiado 9 estaciones geomecánicas del macizo, las cuales proporcionaron las litologías, geoestructuras, sistema de discontinuidades, etc., posterior se evaluó la parte geomecanica a través del uso de las tablas que ayudaron a valorar a la roca como una de tipo III. Además, se comprobó la formación de cuñas, su comportamiento en relación a la dirección principal del túnel y de la veta murciélago mediante el software Dips".

Calderón M. (2018). C*aracterización geomecánica del macizo rocoso y su aplicación en el diseño de sostenimiento en labores de desarrollo de la Unidad Económica Administrativa Ana María – La Rinconada* (Tesis de pregrado), Universidad Nacional del Altiplano, Puno.

“La investigación tiene como finalidad realizar la caracterización geomecanica y diseñar el sostenimiento de las labores de desarrollo de la UEA Ana María. La caracterización geomecanica del macizo rocoso dio un RMR89 de roca regular (III) a roca buena (II), como dominio geotécnico de las discontinuidades aparece el tipo de falla por cuña, por tal se aplicará el sostenimiento por refuerzo activo, categoría por adherencia con encapsulantes de resina y cemento, controlando los peligros por desprendimiento de roca y elevando el factor de seguridad”.

Liza S. (2017). *Geomecanica aplicada para mejorar la estabilidad de las labores mineras subterráneas de la unidad Alpacay de Minera Yanaquihua S.A.C.* (Tesis de pregrado)**.** Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Ancash.

“La investigación tiene como objetivo aplicar la geomecanica para mejorar la estabilidad de las labores mineras de la unidad Alpacay, para esto se determinara los tipos de sostenimiento para cada tipo de roca, los cuales estarán conformados por pernos Split set con malla metálica, cuadros de madera y como alternativa al cuadro el uso de shotcrete, este ultimo debe ser evaluado en función a varios parámetros como materiales y servicios, para cumplir dichos objetivos se llevo a cabo las siguientes tareas: Clasificación geomecanica del macizo rocoso (RMR, GSI), determinación de dominios geomecánicos en función a la clasificación, la evaluación y optimación de los sistemas de sostenimiento”.

Rodriguez D. (2018). Geomecánica aplicada para mejorar la estabilidad de labores mineras subterráneas en la unidad minera Arequipa M de la compañía Minera A.C. aregados S.A. – Año 2018 (Tesis de pregrado)**.** (Tesis de pregrado)**.** Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Ancash.

“La presente investigación tiene como objetivo aplicar la geomecanica para mejorar la estabilidad de las labores mineras subterráneas en la unidad minera Arequipa M, a través de parámetros geomecánicos como el RMR89 y el RQD se puede determinar el tipo de sostenimiento, para mejorar la estabilidad de las labores mineras subterráneas, es así que se determinó un RQD de 68% y un RMR de 57 que corregido con el MRMR de Laubscher y Taylor bajo a un RMR de 40 (Tipo IV - mala), recomendando para este caso un tipo de refuerzo (mallas electrosoldadas, split sets, cuadros de madera)”.

2.1.2. Definición de términos.

A

- Ángulo de fricción interno (Φ): Es el ángulo de rozamiento entre los planos de una misma roca.
- Apertura: Es la abertura entre las paredes rocosas de una discontinuidad.
- Aréa: Es una carcél de materia bidimensional.

C

- Cohesión (C): Es la fuerza de unión, adhesión que mantiene unidas a las partículas que conforman al macizo rocoso.
- Contacto litológico: Superficie que separa a cuerpos de roca de diferente litología.
- Convergencia: Deformación diametrál aplicada a excavaciones subterraneas.

D

- Deformación: Modificación que sufre la roca o material por la acción de uno o mas esfuerzos.
- Diaclasas: Son fracturas que no han tenido desplazamiento.
- Discontinuidad: Es cualquier plano de separación en el macizo rocoso, pudiendo ser de origen: Mecánico, ígneo, sedimentario, metamórfico y tectónico.

E

- Elasticidad: Deformaciones reversibles.
- Erosión: Es el transporte y acumulación de materiales.
- Esfuerzo: Es la resistencia interna de un material.
- Esfuerzo normal: Se produce perpendicularmente al plano de la sección transversal.
- Esfuerzo cortante: Se produce tangente al plano de la sección transversal.
- Esfuerzos in-situ: Son esfuerzos naturales a los que esta sometido el macizo rocoso sin que se le haga nada.
- Esfuerzos inducidos: Son esfuerzos que se generan despues de la excavación.

- Espaciamiento: Es la distancia normal entre dos discontinuidades.
- Estrato: Paquete ordenado de roca.
- Estrías: Marcas de movimiento tectónico.
- Excavación: Es el espacio creado por la remoción de rocas.

F

- Fallas: Son fracturas que han tenido desplazamiento.
- Familia de discontinuidades: Grupos de discontinidades aproximadamente paralelas.
- Fuerza de rozamiento: Fuerza que se opone al movimiento.

M

- Macizo rocoso: Fragmentos de roca intacta delimitados por superficies de discontinuidad.
- Meteorización: Es la desintegración de la roca.

O

- Orientación: Es la ubicación de la discontinuidad en el espacio, descrita por su: Rumbo/Buzamiento, Dirección de buzamiento/Buzamiento si son estructuras planares o por su: Plungue/Trend si son estructuras lineales.

P

- Persistencia: Es la longitud de la discontinuidad.
- Polo: Es la línea normal al plano, representa graficamenta a una estructura geologica.
- Planos de estratificación: Son planos de separación entre las capas de las rocas sedimentarias.
- Planos de esquistosidad: Son planos de separación entre las capas de rocas metamórficas, tiene apariencia de hojas o laminas.
- Planos de laminación: Son planos de separación entre estructuras laminadas.
- Pliegues: Estructuras con estratos curvados.
- Presión: Es la acción de una fuerza a lo largo de una superficie.
- Presión litostática: Es la presión no dirigida que se ejerce en todas las direcciones sobre la roca.
- Proyección: Es el reflejo de un objeto sobre una superficie.

- Proyección esférica: Se proyecta la superficie de una esfera a un plano.
- Proyección estereográfica: Se proyecta la superficie de una esfera a una red estereográfica con rectas que pasan por un punto o foco.

R

- Relleno: Son los materiales que se encuentran dentro de la discontinuidad.
- Roca: Es un agregado de minerales.
- Rocas ígneas: Formadas por la consolidación del magma.
- Rocas sedimentarias: Formadas por la deposición de sedimentos.
- Rocas metamórficas: Formadas por procesos de altas presiones y temperaturas.
- Roca intacta: Fragmento de roca, libre de discontinuidades.
- Rugosidad: Es la aspereza o irregularidad que presenta la superficie de la discontinuidad.

V

- Venillas: Son el relleno de las fracturas con otros materiales.
- Volumen: Es una carcél de materia tridimensional.

Z

- Zenit: Es el punto más alto de la semiesfera celeste.

2.1.3. Fundamentación teórica

2.1.3.1. Características del macizo rocoso

Un macizo rocoso es un medio discontinuo, anisótropo y heterogéneo conformado por roca intacta y estructuras geológicas (discontinuidades).

a) Roca intacta o matriz rocosa

(La Sociedad nacional de minería, petróleo y energía [SNMPE], 2004) la define como: "Bloque ubicado entre las discontinuidades, puede ser presentada por una muestra de mano o un trozo de testigo que se utiliza para ensayos de laboratorio" (p.2).

b) Discontinuidad

Es cualquier plano de separación en el macizo rocoso, pudiendo ser de origen: Mecánico, ígneo, sedimentario, metamórfico y tectónico.

b.1) Tipos de discontinuidad

El termino hace referencia a cualquier plano de separación en el macizo rocoso, en la siguiente tabla se han agrupado dos diferentes tipos, sistemático cuando aparece en familias, y singular cuando aparece un único plano.

Tabla N° 2.1.
Tipos de discontinuidades

Discontinuidades	Sistemáticas	Singulares
Planares	▪ Planos de estratificación. ▪ Planos de laminación. ▪ Diaclasas o juntas. ▪ Planos de esquistosidad.	▪ Fallas. ▪ Diques. ▪ Discordancias.
Lineales	▪ Intersección de discontinuidades planares. ▪ Lineaciones.	▪ Ejes de pliegues.

Nota: Tomada de "ingeniería geológica", GONZÁLES DE VALLEJO L., 2002, p.178).

b.2) Propiedades de las discontinuidades

Todas las discontinuidades presentan propiedades geomecánicas importantes que las caracterizan y que influyen en el comportamiento de la masa rocosa (SNMPE, 2004, p.10). Estas son principalmente:

- Orientación: Es la posición de la discontinuidad en el espacio, es descrito por su rumbo y buzamiento.
- Espaciado: Es la distancia normal entre discontinuidades adyacentes, determina el tamaño de los bloques de rocas intacta.
- Persistencia: Es la extensión en tamaño de una discontinuidad.
- Rugosidad: Es la aspereza o irregularidad que ocurre en superficie de la discontinuidad.
- Apertura: Es la separación entre las paredes rocosas de una dicontinuidad o el grado de abierta que presenta.
- Relleno: Son los materiales que se encuentran dentro de la discontinuidad

2.1.3.2. Clasificaciones geomecánicas

a) RMR_{89} "Rock mass rating"

Es un sistema de valoración o puntuación donde se asigna números a parámetros del macizo rocoso con la intención de convertirlos en números, sumarlos y obtener un total de entre 0 a 100 (Bieniawski,1979, 1989). Los siguientes seis parámetros son usados para clasificar un macizo rocoso con este sistema:

- Resistencia a la compresión uniaxial de la roca.
- Índice de calidad de la roca (RQD).
- Espaciamiento entre discontinuidades.
- Condición de las discontinuidades.
- Condición de aguas subterráneas.
- Orientación de las discontinuidades.

1. **Resistencia a la compresión uniaxial de la roca**

Determina la resistencia máxima a la compresión de una muestra cilíndrica de roca, se puede obtener del ensayo de compresión uniaxial y puede ser estimada a partir de ensayos indirectos (ensayo de carga puntual, martillo de Schmidt y el martillo de geólogo (OSINERGIMN,2017).

- **Ensayo de compresión uniaxial:** Consiste en aplicar cargas compresivas axiales cada vez mayor a probetas cilíndricas de roca o mineral, hasta producir su rotura.

  Al ser un ensayo no confinado la relación entre los esfuerzos aplicados es:

$$\sigma_1 \neq 0,\ \sigma_2 = \sigma_3 = 0$$

i. **Relación de esbeltez**

La probeta a ser ensayada debe tener la siguiente relación:

$$\frac{L}{D} = 2{,}0$$

Donde:

L = Longitud de la probeta (cm)

D = Diámetro de la probeta (cm)

ii. **Cálculo de σ_C**

$$\sigma_C = \frac{P}{A} = 4 \cdot \frac{P}{\pi \cdot D^2} \qquad \textbf{Ec. 2.1}$$

Donde:

σ_C = Resistencia a la compresión uniaxial.

P = Carga última de rotura (Kg).

D = Diámetro de la probeta (cm).

Tabla N° 2.2.
Valoración de la resistencia a la compresión uniaxial

UCS (MPa)	Puntaje	Resistencia
< 1	0	Extremadamente débil
1 a 5	1	Muy débil
5 a 25	2	Débil
25 a 50	4	Medianamente resistente
50 a 100	7	Resistente
100 a 250	12	Muy resistente
> 250	15	Extremadamente resistente

Nota: Mencionado en "Engineering rock mass classification", Singh B. & Goel R.K., 2011, p.46. tomado de Bieniawski Z.T. (1979,1984,2003). UCS: Resistencia a la compresión uniaxial.

Según la tabla la resistencia a la compresión uniaxial tiene un máximo de 15 puntos y un mínimo de 0, esa valoración se hace con la siguiente figura:

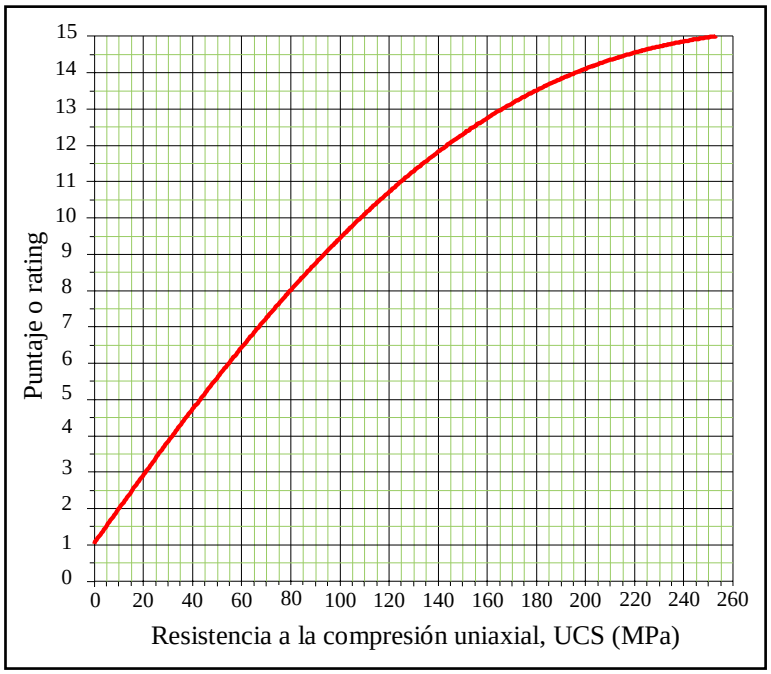


Figura 2.1. Puntaje asociado a la compresión uniaxial de la roca.
Fuente: Engineering rock mass classifications, Bieniawski, Z, T, 1989, p.61.

- **Ensayo de carga puntual de Franklin:** Tiene como objetivo estimar la resistencia a la compresión uniaxial de manera indirecta, denominado también "diametral" se ejecuta sobre muestras de roca y/o mineral por lo general sobre testigos de perforaciones de raise boring, teniendo en consideración el estándar del ISRM (YUPANQUI, 2004, p. 52).

i. Relación de esbeltez

La probeta a ser ensayada debe tener la siguiente relación:

$$\frac{L}{D} = 1{,}4$$

Donde:

L = Longitud de la probeta (cm)

D = Diámetro de la probeta (cm)

ii. Cálculo del índice de carga puntual de Franklin

$$I_S = \frac{P}{D^2} \qquad \textbf{Ec. 2.2}$$

Donde:

Is = índice de carga puntual de Franklin (Kg/cm2)

P = Carga ultima de rotura (Kg)

D = Diámetro de la probeta (cm)

Estimación de la resistencia compresiva en relación a la carga puntual:

$$\sigma_C = (14 + 0{,}75D) \cdot I_S \qquad \textbf{Ec. 2.3}$$

Tabla N° 2.3.
Valoración del ensayo de carga puntual

PLT (MPa)	Puntaje	Resistencia
**	0	Extremadamente débil
**	1	Muy débil
Usar UCS	2	Débil
1 a 2	4	Medianamente resistente
2 a 4	7	Resistente
4 a 8	12	Muy resistente
8	15	Extremadamente resistente

Nota: Mencionado en "Engineering rock mass classification", Singh B. & Goel R.K., 2011, p.46. tomado de Bieniawski Z.T. (1979,1984,2003). PLT: Ensayo de carga puntual. ** Estos ensayos pueden ser altamente ambiguos.

- **Martillo de Schmidt:** Denominado también esclerómetro, tiene como objetivo estimar la resistencia a la compresión uniaxial de manera indirecta, a través del rebote.

  Existen diferentes tipos de martillos, según los fines y objetivos que se planifican. El martillo tipo "L" es el que se adecua a la aplicación de la mecánica de rocas, mientras que el martillo tipo "N" se adecua a pruebas en concreto, para efectos de trabajos se dispone de una fórmula que relaciona al martillo tipo "L" con el martillo tipo "N" (YUPANQUI, 2004, p. 58).

R_N Conocido

$$R_L = -3{,}4 + (0{,}83 \cdot R_N) + (0{,}0029 \cdot (R_N)^2) \qquad \textbf{Ec. 2.4}$$

Donde:
R_L= Número de rebotes del martillo tipo "L"
R_N = Número de rebotes del martillo tipo "N"

Según el ASTM D5873 se sigue el siguiente procedimiento para el uso del martillo tipo "L".

i. Se calibra el martillo con el yunque de prueba, para esto se harán diez impactos con el martillo sobre el yunque de prueba y se promediarán, luego se divide ese promedio sobre el valor de calibración del yunque prueba.

$$FC = \frac{Vc}{\bar{X}_{10}} \qquad \textbf{Ec. 2.5}$$

Donde:

V_c = Valor de calibración del yunque.

$\overline{X}_{10}$ = Promedio de diez impactos sobre el yunque.

ii. Después de haberse obtenido el factor de corrección se va a proceder a realizar los rebotes sobre los testigos de roca, se tomará el valor promedio de las diez lecturas con los valores más altos ($\overline{R_H}$).

iii. Para calcular la dureza del martillo de Schmidt se multiplicará el valor promedio de los rebotes del martillo con el factor de corrección.

$$\text{Dureza del martillo} = \overline{R_H} \cdot FC \qquad \textbf{Ec. 2.6}$$

iv. Por último, se correlacionará con la resistencia mediante el gráfico de Miller que tiene en cuenta el peso específico de la roca y la orientación del martillo respecto al plano de la roca ensayada. (Ver anexo A).

- **Martillo de geólogo:** Tiene como objetivo estimar la resistencia a la compresión uniaxial de manera indirecta en campo, mediante la interacción del martillo con el macizo rocoso.

Tabla N° 2.4.
Valoración del martillo de geólogo

G*	Identificación	Puntaje	Resistencia
R0	Se puede marcar con la uña del pulgar.	0	Extremadamente débil
R1	Se desmorona al ser golpeado con la punta del martillo y puede ser mondado con una navaja de bolsillo.	1	Muy débil
R2	Un golpe firme puede producir pequeñas marcas o muescas, y puede ser mondado con dificultad por una navaja de bolsillo.	2	Débil
R3	Puede fracturarse con un golpe fuerte y la navaja de bolsillo ya no lo puede mondar.	4	Medianamente resistente
R4	Requiere más de un golpe para fracturarse.	7	Resistente
R5	Requiere de muchos golpes para fracturarse.	12	Muy resistente
R6	No se rompe, solo se astilla.	15	Extremadamente resistente

Nota: Modificado de "Practical rock engineering" de Hoek, E, 2007 ed., Ch. 11, p. 6.
G*: Grado de acuerdo con Brown (1981).

2. Índice de calidad de la roca (RQD)

El índice de calidad de la roca, conocido como RQD es uno de los sistemas más empleados para cuantificar el macizo rocoso, se define como el porcentaje de piezas intactas de testigo mayores a 10 cm en la longitud total de la perforación, el cual tendrá un porcentaje de calificación de 0 a 100% (Deere,1967).

Tabla N° 2.5.
Valoración del índice de calidad de la roca

RQD (%)	Puntaje	Descripción
90 – 100	20	Excelente
75 – 90	17	Buena
50 – 75	13	Regular
25 – 50	8	Pobre
< 25	3	Muy pobre

Nota: Mencionado en "Engineering rock mass classification", Singh B. & Goel R.K. ,2011, p.46. tomado de Bieniawski Z.T. (1989).

Este sistema mide la frecuencia del numero de fracturas naturales presentes en el macizo rocoso, en la dirección que se mide (OSINERGMIN,2017).

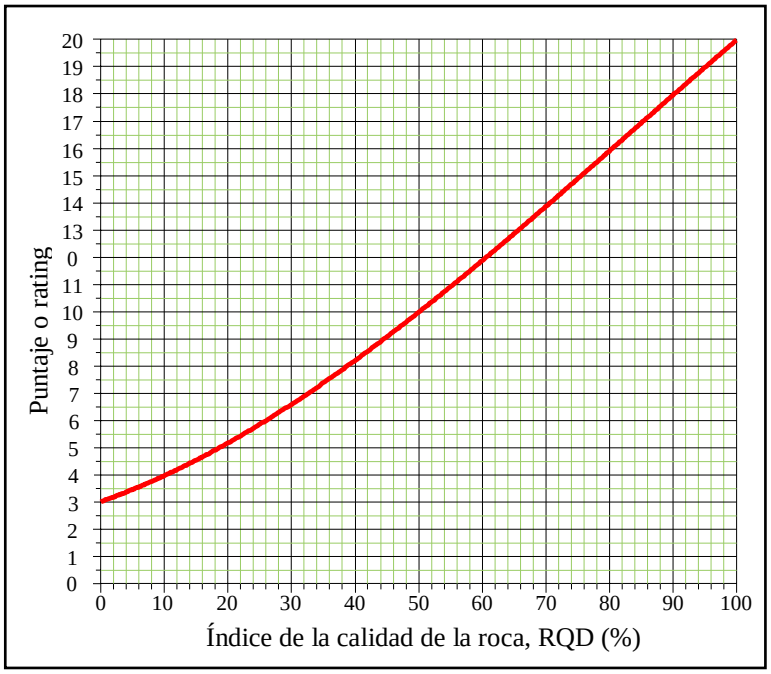


Figura 2.2. Puntaje asociado al índice de calidad de la roca.
Fuente: Engineering rock mass classifications, Bieniawski, Z, T, 1989, p.56.

El RQD se puede obtener de manera directa e indirecta como se menciona a continuación:

i. **Método directo:** Para la medición en testigos.

$$\text{RQD} = \frac{\Sigma_{>10}}{L_P} \cdot 100\% \qquad \textbf{Ec. 2.7}$$

Donde:

$\Sigma_{>10}$ = Sumatoria de piezas intactas > a 10 cm.

L_P = Longitud total de la perforación.

ii. Métodos indirectos:

- **Para el número de fisuras por metro lineal**

  Comprende el calculo del RQD en función del número de fisuras por metro lineal, determinadas al realizar el levantamiento litológico estructural "Línea de detalle" en el área y/o zona predeterminada de la operación minera (YUPANQUI, 2004, p. 19).

  Priest y Hudson (1976):

$$\text{RQD} = 100 \cdot e^{-0,1\lambda} \cdot (0,1\lambda + 1) \qquad \textbf{Ec. 2.8}$$

$$\boldsymbol{\lambda = \frac{1}{s}} \qquad \textbf{Ec. 2.9}$$

S = Espaciamiento promedio de las fracturas

- **Para el número de fisuras por metro cubico**

  Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras por metro cúbico al realizar el levantamiento litológico estructural por celdas en el área y/o zona predeterminada de la operación minera (YUPANQUI, 2004, p. 19).

  Palmström (1982):

$$\text{RQD} = 115 - 3,3(J_V) \qquad \textbf{Ec. 2.10}$$

$$J_V = J_{VX} + J_{VY} + J_{VZ} \qquad \textbf{Ec. 2.11}$$

$$J_V = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3}$$ **Ec. 2.12**

Donde:

J_V = Joint volumetric.

J_{VX} = Joint volumetric (Eje x).

J_{VY} = Joint volumetric (Eje y).

J_{VZ} = Joint volumetric (Eje z).

S = Espaciamiento promedio de las fracturas.

Palmström (2005) actualizo la relación como:

$$\text{RQD} = 110 - 2{,}5(J_V)$$ **Ec. 2.13**

3. Espaciamiento entre discontinuidades

El puntaje o rating asociado al espaciamiento entre las discontinuidades (*s)* se calcula como se indica en la siguiente tabla, o bien puede evaluarse de la curva que se muestra en la figura 2.4. Bieniawski (1989) sugiere que cuando se conoce solo *s* o solo el *RQD*, pero no ambos parámetros, es posible utilizar la figura 2.4. para estimar uno de ellos en función del otro.

Tabla N° 2.6.
Valoración del espaciamiento entre las discontinuidades

s (m)	Puntaje	Descripción
> 2,00	20	Muy separadas
0,60 a 2,00	15	Separadas
0,20 a 0,60	10	Medianamente separadas
0,06 a 0,20	8	Próxima
< 0,06	5	Muy próxima

Nota: Mencionado en "Engineering rock mass classification", Singh B. & Goel R.K. ,2011, p.46. tomado de Bieniawski Z.T. (1989).

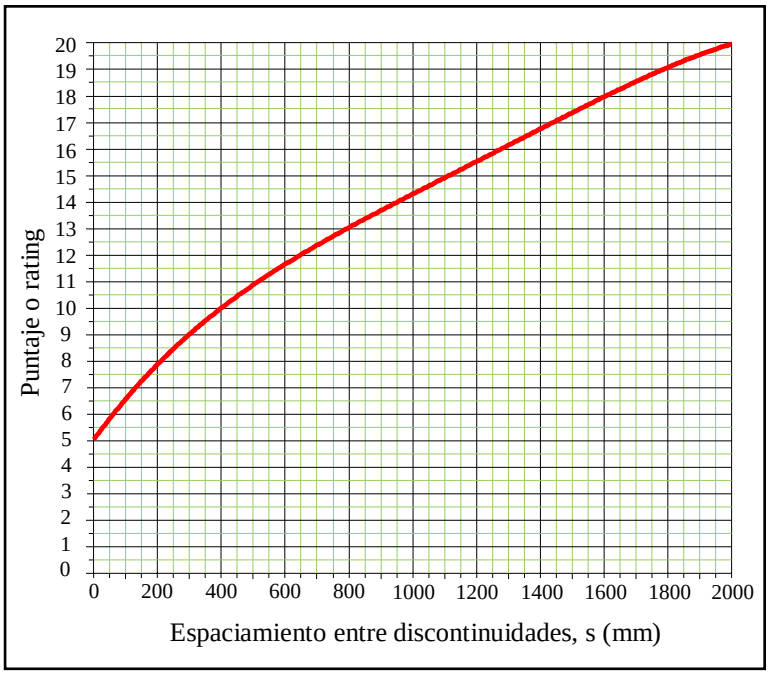


Figura 2.3. Puntaje asociado al espaciamiento entre las discontinuidades.
Fuente: Engineering rock mass classifications, Bieniawski, Z, T, 1989, p.57.

La siguiente curva correlaciona el índice de calidad de la roca y el espaciamiento entre las discontinuidades, esta estima a uno de ellos con respecto al otro. (esto se basa en la correlación propuesta por Priest & Hudson, 1976).

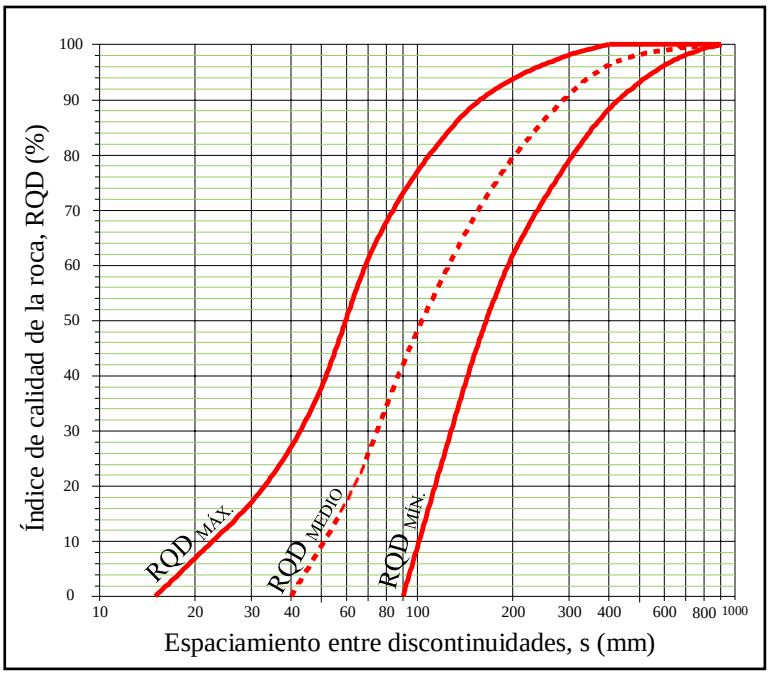


Figura 2.4. Correlación entre "s" y el "RQD".
Fuente: Métodos de calificación geotécnica, Karzulovic A., 2006, p. 30 modificado de: Engineering rock mass classifications, Bieniawski, Z, T, 1989, p.56.

4. Condición de las discontinuidades

Este parámetro valora la condición de las discontinuidades con aspectos tales como: Longitud, abertura, rugosidad, relleno y alteración.

Tabla N° 2.7.
Valoración de la condición de la discontinuidad

Puntaje	Descripción
30	Superficies muy rugosas, discontinuas, sin apertura, paredes intactas.
25	Superficies ligeramente rugosas, apertura < 1 mm, paredes ligeramente meteorizadas.
20	Superficies ligeramente rugosas, apertura < 1 mm, paredes altamente meteorizadas.
10	Superficies pulidas o relleno de falla < 5 mm de espesor, apertura 1 – 5 mm, continuas.
0	Relleno de falla suave > 5 mm, continuas.

Nota: Mencionado en "Engineering rock mass classification", Singh B. & Goel R.K. ,2011, p.47. tomado de Bieniawski Z.T. (1989).

Tabla N° 2.8.
Guía para la evaluación detallada de la condición de la discontinuidad

Aspectos	Puntaje				
Longitud	< 1 m	1 – 3 m	3 – 10 m	10 – 20 m	> 20 m
	6	4	2	1	0
Apertura	Ninguna	< 0,1 mm	0,1 – 1 mm	1 – 5 mm	> 5 mm
	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa JRC = 20	Rugosa JRC = 14	Ligeramente rugosa JRC = 7	Ondulada JRC = 3	Suave JRC = 0
	6	5	3	1	0
Relleno	Ninguno	Duro		Blando	
		< 5 mm	> 5 mm	< 5 mm	> 5 mm
	6	4	2	2	0
Alteración	Inalterado	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta
	6	5	3	1	0

Nota: Mencionado en "Engineering rock mass classification", Singh B. & Goel R.K. ,2011, p.47. tomado de Bieniawski Z.T. (1989).

En la rugosidad se introduce el "Joint rouhgness coefficient" – JRC, que es el Índice de rugosidad de la junta, el cual se puede estimar con una lista de perfiles de junta (Ver anexo C) o mediante el peine de Barton que trabaja con un abaco que correlaciona a la profundidad de la rugosidad y la longitud del peine (Ver Anexo D).

5. Condición de aguas subterráneas

Esta referida a la presencia de agua en la excavación subterránea.

Tabla N° 2.9.
Valoración de la condición de aguas subterráneas

Q (l/min)	P/σ_1	Puntaje	Condición
0	0	15	Completamente seca
< 10	< 0,1	10	Ligeramente húmedo
10 a 25	0,1 a 0,2	7	Húmedo
25 a 125	0,2 a 0,5	4	Goteando
> 125	> 0,5	0	Agua fluyendo

Nota: Mencionado en "Métodos de calificación geotécnica", Karzulovic A., 2006, p. 30 tomado de Bieniawski Z.T. (1989). Q: Caudal en un tramo de túnel de 10 m. P/σ_1: Relación entre la presión del agua y el esfuerzo principal mayor.

Estos cinco puntos nos permiten calcular el valor del RMR IN SITU o básico, el cual define numéricamente el valor del macizo rocoso en una escala del 1 al 100:

$$\text{RMR básico} = 1 + 2 + 3 + 4 + 5 \qquad \textbf{Ec. 2.14}$$

6. Orientación de las discontinuidades

La orientación de la excavación, con respecto a rasgos estructurales como: fallas, diaclasas, etc. Tiene influencia en la estabilidad, por tanto, es mejor avanzar perpendicularmente a la discontinuidad o a las zonas de corte. Tener en cuenta que el avance más desfavorable es el que se da en forma paralela a las discontinuidades o al rumbo de los estratos (OSINERGMIN, 2017, p. 75).

Tabla N° 2.10.
Evaluación del efecto de la orientación

Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel		Ind.
AVANCE A FAVOR DEL BUZAMIENTO		AVANCE EN CONTRA DEL BUZAMIENTO				
45°- 90°	20°- 45°	45°- 90°	20°- 45°	45°- 90°	20°- 45°	< 20
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Regular

Nota: Mencionado en "Engineering rock mass classification", Singh B. & Goel R.K. ,2011, p. 50 tomado de Bieniawski Z.T. (1984). Ind: independiente, el buzamiento es independiente del rrumbo.

Tabla N° 2.11.
Ajuste por efecto de la orientación

Orientación	**Muy favorable**	**Favorable**	**Regular**	**Desfavorable**	**Muy desfavorable**
Túneles	0	2	5	10	12
Cimentaciones	0	2	7	15	25
Taludes	0	5	25	50	60

Nota: Mencionado en "Engineering rock mass classification", Singh B. & Goel R.K. ,2011, p. 50 tomado de Bieniawski Z.T. (1979).

Una vez calculado el RMR básico se debe ajustar ese valor considerando el efecto de la orientación de la discontinuidad:

$$\text{RMR Corregido} = \text{RMR básico} - \text{Orientación} \qquad \textbf{Ec. 2.15}$$

Todos estos parámetros que puntuan al macizo rocoso van a estar en la misma hoja de trabajo (Ver Anexo E).

Ahora procederemos a ubicar este RMR corregido dentro de la clasificación propuesta por Bieniawski para determinar la clase y el tipo de roca que se tiene, así como obtener otras estimaciones, tales como: El Angulo de fricción interno, la cohesión y el tiempo de auto-sostenimiento.

Tabla N° 2.12.
Clasificación geomecánica RMR, Bieniawski (1989)

RMR						
1	Rango	100-81	80-61	60-41	40-21	< 20
2	Clase	(I)	(II)	(III)	(IV)	(V)
3	Tipo	Muy buena	Buena	Regular	Mala	Muy mala
4	Tiempo de autosostenimiento	10 años 15 m de luz	6 meses 8 m de luz	1 semana 5 m de luz	10 h 2,5 m de luz	30 m 1 m de luz
5	Angulo de fricción interno	> 45°	35° – 45°	25° – 35°	15° – 25°	< 15°
6	Cohesión (MPa)	> 0,4	0,3 – 0,4	0,2 – 0,3	0,1 – 0,2	< 0,1

Nota: Mencionado en "Engineering rock mass classification", Singh B. & Goel R.K. ,2011, p. 51 tomado de Bieniawski Z.T. (1993).

Posteriormente Romana M. (2001) propone la sustitución del sistema de 5 clases por el de 10 sub-clases, debido a que las clases propuestas por Bieniawski no son equiparables entre sí, mientras la Clase I es poco frecuente la Clase III es muy frecuente.

Tabla N° 2.13.
Clasificación geomecanica modificada

Clases	Rango	Subclases	Rango	Tipo
I	81 – 100	I A I B	91 - 100 81 - 90	Muy buena
II	61 - 80	II A II B	71 – 80 61 – 70	Buena
III	41 – 60	III A III B	51 - 60 41 – 50	Regular
IV	21 – 40	IV A IV B	31 – 40 21 – 30	Mala
V	0 – 20	V A V B	11 – 20 0 – 10	Muy mala

Nota: Tomado de "Recomendaciones de excavación y sostenimiento para túneles", Romana M. (2001).

En la Mina San Vicente se a ajustado a una hoja de calculo en Excel lo propuesto por Bieniawski para facilitar su calculo (Ver Anexo F).

a.1) Aplicación del RMR: Tiempo de auto-sostenimiento:

El sistema de clasificación RMR propuesto por Bieniawski correlaciona la luz o ancho de la excavación (span) con el tiempo de autosostenimiento (OSINERGMIN, 2017, p. 79).

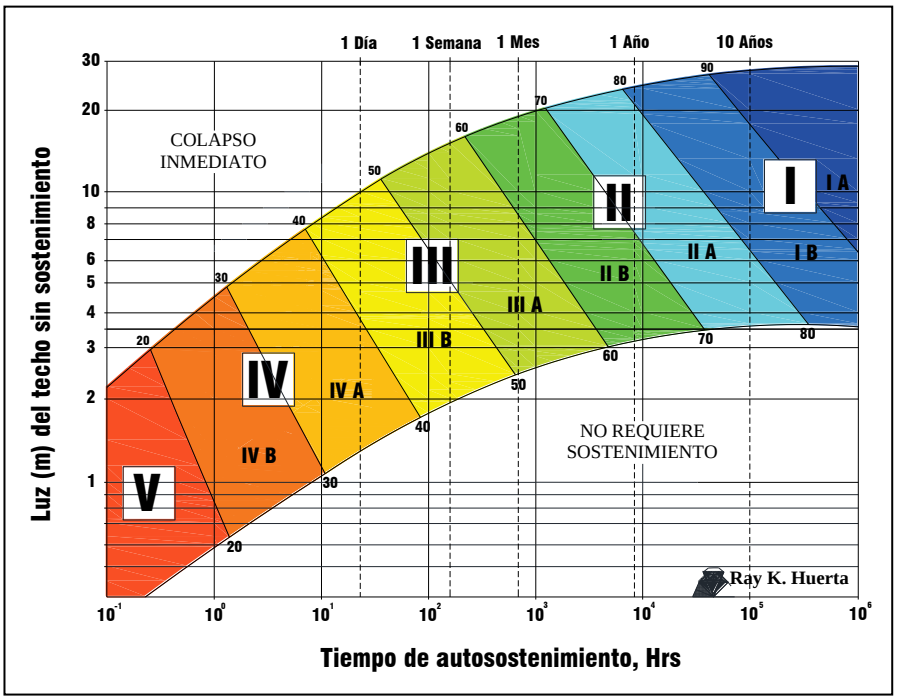


Figura 2.5. Ábaco de autosostenimiento.

Fuente: Elaborado por el tesista, tomado de "Engineering rock mass classifications", Bieniawski, Z, T, 1989, p. 61.

El siguiente abaco nos da una idea muy realista del tiempo que una labor puede permanecer sin sostenimiento, para esto vamos a intersectar al RMR corregido con el ancho de la excavación, en ese punto de encuentro vamos a trazar una línea vertical hacia los límites superior e inferior de tabla; si queremos saber el tiempo de autosostenimiento en horas vamos a usar el límite inferior de la tabla, pero si queremos ese tiempo en días, semanas, meses o años vamos a usar el límite superior del ábaco.

Si obtuviéramos un tiempo menor a 20 horas, se deberá aplicar el artículo 213° del reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería, el cual establece el principio de labor avanzada, labor sostendida. (OSINERGMIN, 2017, p. 80).

b) GSI "Geological Strength Index"

Este sistema de valoración o puntuación llamado índice de resistencia geológico o GSI fue presentado por Hoek. E. (1997) y posteriormente modificado por Hoek E. y Marinos P. (2000), ver el Anexo G.

El GSI valora de 0 a 100 al macizo rocoso en función a dos parámetros:

I. **El nivel de fracturamiento:** Que toma en cuenta el número de fracturas por metro lineal del macizo rocoso, para ello se realizan mediciones con una wincha en el frente, en la corona o en los hastiales de la labor, ese grado de fracturamiento determinara que la roca esta:

- Levemente fracturada (LF)
- Moderadamente fracturada (F)
- Muy fracturada (MF)
- Intensamente fracturada (IF)
- Triturada (T)

II. **La condición superficial:** Que toma en cuenta la condición de resistencia del macizo rocoso, con golpes de picota se trata de romper, indentar o disgregar la roca, para determinar su dureza, esa dureza determinara que la roca es:

- Muy buena
- Buena (B)
- Regular (R)
- Pobre (P)
- Muy pobre (MP)

Una vez que obtenemos esos parámetros los vamos a interceptar en una tabla (Ver Anexo G), ambos parámetros se van a encontrar en un punto medio diagonal que será el valor de este índice.

La Mina San Vicente a elaborado tablas de GSI en base a la tabla GSI modificado de Hoek y Marinos (2000), actualmente labora con las siguientes:

- Tabla GSI para el sostenimiento de labores temporales de explotación y desarrollo (Ver Anexo I).
- Tabla GSI para el sostenimiento de labores temporales de exploración, preparación y desarrollo en estructuras temporales (Ver Anexo J).
- Tabla GSI para el sostenimiento de labores permanentes (Ver Anexo K).

En estas tablas modificadas la Mina San Vicente propone el tipo de sostenimiento recomendado para el GSI obtenido al realizar el mapeo geomecánico (SIMSA,2018).

Esas recomendaciones están basadas en las categorías de refuerzo de rocas propuestas por el Instituto Geotécnico Noruego, NGI (1993), que están basados en el índice de calidad tunelera Q, son aplicables al RMR y GSI con las ecuaciones:

$GSI = RMR_{89} - 5$ …… ***"Bieniawski (1989)"*** **Ec. 2.16**

$RMR = 9.\ \ln Q + 44$ …… **"Barton (1995)"** **Ec. 2.17**

b.1) El soporte práctico Minero (SPM)

Para la determinación del sostenimiento asociado al GSI, se hará uso del Ábaco de Carlos Vallejo Cortez "Soporte practico minero", el cual fue expuesto en el Seminario Internacional de Geomecánica del 2011 como: Estado actual de la aplicación del GSI modificado para el control de desprendimiento de caídas de rocas.

Este ábaco se presenta como una opción en la pequeña y mediana minería en el diseño del sostenimiento de labores mineras subterráneas, debido a que ha adaptado las recomendaciones del método noruego de tunelería (NMT) a trabajos en mina.

El GSI fue modificado por C. Vallejo (2002) con el objetivo de utilizar las tablas originales de manera práctica y sencilla de clasificar cualitativamente al macizo rocoso y recomendar el sostenimiento requerido. Cabe señalar que el índice GSI fue originalmente desarrollado con la finalidad de obtener parámetros para el criterio de falla de Hoek & Brown, por lo que Vallejo recurre a las equivalencias del GSI con RMR para recomendar y dimensionar el sostenimiento. Las tablas resultan ser muy prácticas para ser empleadas solo para los colaboradores o trabajadores, sin embargo, corresponderá al personal especializado del área de geomecánica de cada empresa, la adecuación específica, así como la evaluación y/o revisión de su aplicación (OSINERGMIN, 2017, p. 33).

Para poder emplear este ábaco necesitamos hallar el índice de calidad tunelera Q y la dimensión equivalente de la labor:

- El índice de calidad tunelera Q o también llamado Q de Barton lo vamos a calcular mediante las ecuaciones de Bieniawski (1989) y Barton (1995).
- La dimensión equivalente fue propuesta por Barton et al. (1974) como un parámetro adicional debido a que el índice de calidad tunelera Q no contaba con la orientación de las discontinuidades, esta se va a calcular dividiendo el ancho o la altura de la labor sobre el ESR:

$$\mathbf{De} = \frac{\boldsymbol{Ancho\ o\ altura\ de\ la\ labor}}{\boldsymbol{ESR}} \qquad \textbf{Ec. 2.18}$$

Donde:

ESR = Relación de sostenimiento de la excavación

El valor del ESR está relacionado al uso que se le dará a la excavación y al grado de seguridad que esta demande, Barton et. al. (1974) sugirieron los siguientes valores:

Tabla N° 2.14.
Valores del índice ESR del sistema Q

	Categoría de excavación	ESR
A	Excavaciones mineras temporales.	2 – 5
B	Excavaciones mineras permanentes, túneles de conducción de agua para proyectos hidroeléctricos (excluyendo tuberías forzadas de alta presión), galerías, túneles piloto y galerías de avance.	1,6 – 2
C	Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles menores para carreteras o vías férreas, cámaras de equilibrio, túneles de acceso.	1,2 - 1,3
D	Estaciones de energía, túneles grandes para carreteras y vías férreas, refugios de defensa civil, intersecciones de portales.	0,9 – 1,1
E	Estaciones de energía nuclear subterránea, estaciones ferroviarias, instalaciones deportivas y publicas, fabricas.	0,5 - 0,8

Nota: Mencionado en "Ingeniería geológica", Gonzáles de vallejo L., 2002, p.518 tomado de Barton, 2000.

Finalmente, para determinar el tipo de sostenimiento adecuado en nuestra labor vamos a interceptar el valor de la dimensión equivalente con el Q de Barton en el siguiente ábaco:

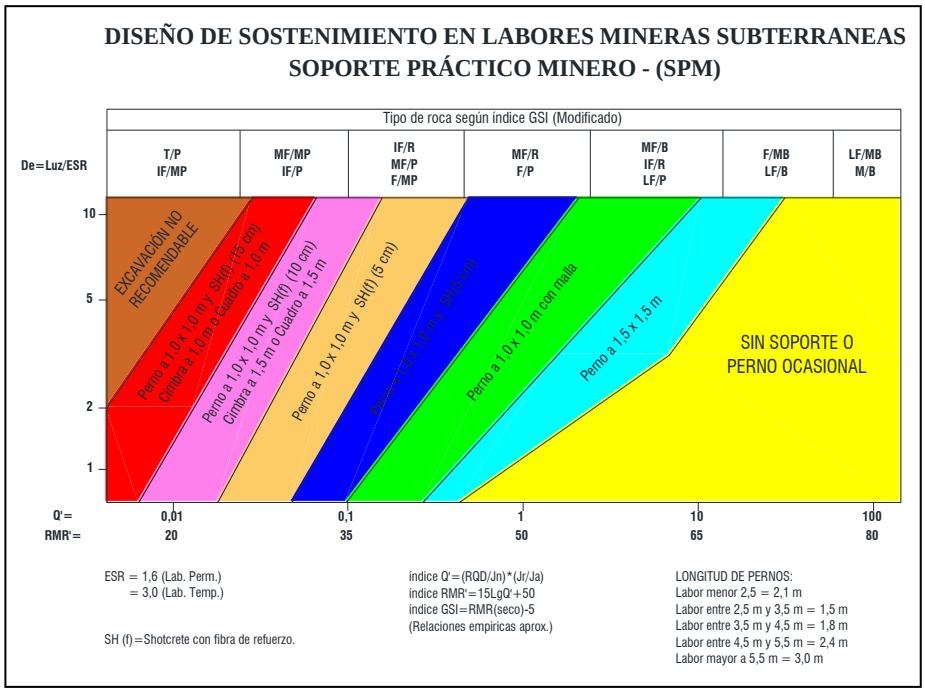


Figura 2.6. Soporte práctico minero - SPM

Fuente: Tomado de "Estado actual de la aplicación del GSI modificado", Vallejo, C, C, 2013. Recuperado de: https://es.scribd.com/document/233381386/Estado-Actual-de-La-Aplicacion-Del-Gsi-Modificado.

El tipo de sostenimiento estará dado por el color en el que caiga esa intercepción.

El ábaco de C. Vallejo (2002) se basa en el diseño de túneles según el método noruego en tunelería (NMT) y sus experiencias obtenidas en las minas subterráneas del Perú, es así que la figura 2.6. resulta ser una adaptación de la figura 2.7., además C. Vallejo incluye a los cuadros de madera como tipo de sotenimiento por su bajo costo y amplio uso.

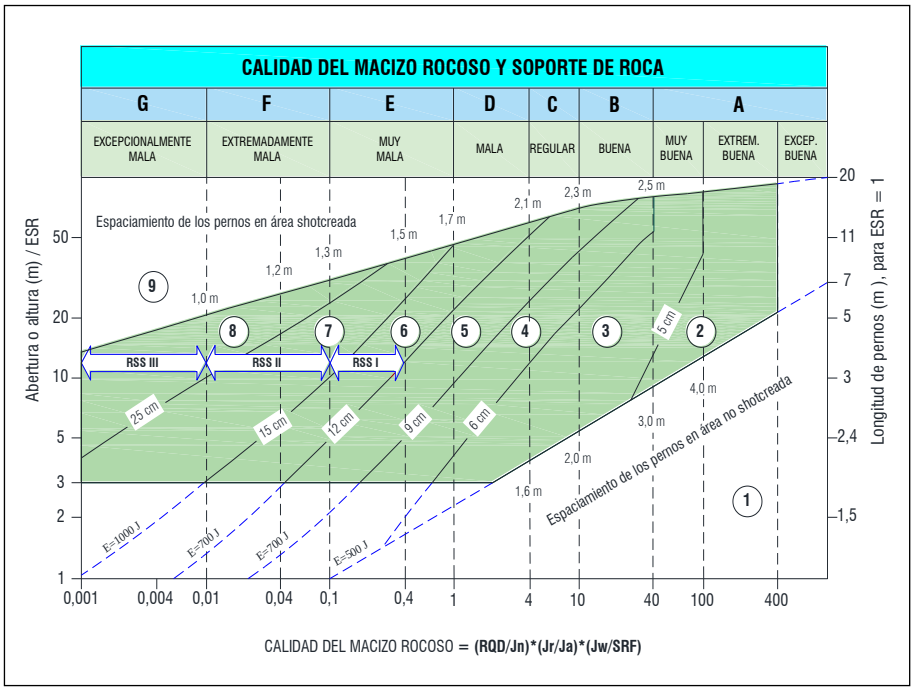


Figura 2.7. Gráfico de sostenimiento del sistema Q.

Fuente: Tomado de "Using the system Q – Rock mass classification and support design", NGI, 2015. P. 34. Recuperado de: https://www.ngi.no/eng/Services/Technical-expertise/Engineering-geology-and-rock-mechanics/Q-system.

b.2) Aplicación del GSI: (Criterio de rotura de Hoek y Brown, 1980, 2002).

El primer criterio de rotura de E. Hoek y E.T. Brown fue publicado en 1980, este criterio nace para estimar las propiedades mecánicas del macizo rocoso y su deformabilidad, para lograrlo degradaban las propiedades mecánicas de la roca intacta.

Sin embargo, se dieron cuenta de una variable más, que sería: El grado de libertad del macizo rocoso", el cual sostiene que la resistencia esta dada por la libertad que tienen los fragmentos de roca intacta para deslizarse y rotar bajo un rango de condiciones de esfuerzos.

Ante ello E. Hoek y E.T. Brown vislumbraron que su criterio no tendría un valor practico a menos que pudiera ser relacionado con observaciones geológicas, ante esto consideraron desarrollar un sistema de clasificación geomecánico, pero abandonaron esa idea debido a que ya existían el sistema RMR y el sistema Q, ellos trataron de adaptarse a ambos sistemas, pero ocurria que ambos trabajaban con parámetros que ellos consideraban no necesarios para estimar las propiedades del macizo rocoso, para E. Hoek y E.T. Brown sobraban los siguientes parámetros:

- Al sistema RMR: La orientación estructural y el agua subterránea.
- Al sistema Q: El agua subterránea y la influencia del estado tensional.

Finalmente eligieron al sistema RMR, pero recomendaron usar solo 4 parámetros del sistema: La R_{cu}, el RQD, el spacing y las condiciones de las discontinuidades.

Al cabo de unos años se hizo evidente que el sistema RMR fue difícil de aplicar a macizos rocosos de muy mala calidad, sucedia que en estos macizos las constantes de E. Hoek y E.T. Brown comenzaban a descomponerse, es así que ellos comenzaron a desarrollar un sistema de clasificación alternativo que se desarrollaría específicamente para estimar las propiedades del macizo rocoso en lugar del refuerzo y el soporte de la excavación, asi nacería el GSI, como un vehiculo de entrada de datos geológicos para el criterio de rotura de Hoek y Brown.

Esta nueva clasificación, ahora llamada GSI, comenzó su vida en Toronto con aportes de ingeniería geológica de David Wood (Hoek et al. 1992). El índice y su uso para el criterio de falla de Hoek y Brown fue desarrollado por Hoek (1994) y Hoek y Brown (1997).

Sin embargo, despues de 1997 se reporto un uso indiscriminado del GSI, muchos geólogos e ingenieros empezaron a usarlo como un sistema de clasificación dejando de lado al RMR y al Q de Barton como sistemas de refuerzo y soporte.

Ello trajo mucho debate, puesto que el GSI se creo solo para caracterizar al macizo rocoso, no para clasificarlo. Esto dio lugar a que sus autores publiquen los alcances que tiene y sus limitaciones.

El criterio generalizado de Hoek y Brown (2002), es la evolución del primer criterio, este a evolucionado para corregir errores previos, para satisfacer nuevas necesidades y para hacer frente a condiciones que no se visualizaron cuando fue originalmente desarrollado, este se espresa como:

$$\sigma_1^{'} = \sigma_3^{'} + \sigma_{ci}^{'}.\left(m_b.\frac{\sigma_3^{'}}{\sigma_{ci}^{'}} + s\right)^a \qquad \textbf{Ec. 2.19}$$

Donde:

$$m_b = m_{i.}exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right) \qquad \textbf{Ec. 2.20}$$

$$s = exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right) \qquad \textbf{Ec. 2.21}$$

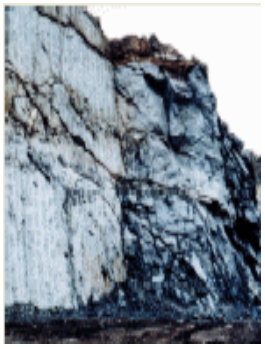
$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}.\left(e^{-GSI/15} - e^{-20/3}\right) \qquad \textbf{Ec. 2.22}$$

Tabla N° 2.15.
Constantes utilizadas en el criterio generalizado

Factor	Descripción
σ'_1 y σ'_3	Esfuerzos efectivos máximo y mínimo en la falla
m_b	Constante del macizo rocoso, valor reducido de la constante del material mi.
m_i	Constante de la roca intacta
s y a	Contante del macizo rocoso
D	Factor según el grado de perturbación del macizo rocoso durante la excavación
GSI	Índice de resistencia geológica

Nota: Tomado de E. Hoek y E.T. Brown (2002). Criterio de rotura de Hoek – Brown. Minnesota, EU.: ResearchGate. Recuperado de: https://www.researchgate.net/publication/255644086_El_criterio_de_rotura_de_Hoek-Brown_-_Edicion_2002_Hoek-Brown_failure_criterion_-_2002_Edition.

Tabla N° 2.16.
Factor de disturbación "D"

Apariencia	Descripción del macizo rocoso	Valor D sugerido
	Excelente calidad de voladura controlada o excavación con tuneladora, TMB, con resultados de alteración mínima del macizo rocoso confinado circundate al túnel.	D = 0
	Excavación mecánica o manual en macizos rocos de mala calidad (sin voladura), con una alteración mínima en el macizo rocoso circundante. Cuando aparezcan problema de deformación en el piso durante el avance, la alteración poder ser severa a menos que se coloque una contrabíveda temporal, tal como se muestra en la fotografia.	D = 0 D = 0,5
	Voladura de muy mala calidad en un túnel en roca competente con daños locales severos, extendiéndose 2 o 3 m en el macizo rocoso circundante.	D = 0,8
	Pequeñas voladuras en taludes de ingeniería civil dan lugar a pequeños daños al macizo rocoso, particularmente si se usan voladuras de contorno como se muestra en el lado izquierdo de la fotografía, sin embargo la liberación de tensiones resulta en alguna alteración.	D = 0,7 Voladura de buena calidad D = 1 Voladura de mala calidad
	Los taludes en las grandes minas a cielo abierto sufren alteraciones significativas debudi a las grandes voladuras de producción y también de-budo a la relajación de tensiones al retirar el es-téril de recubrimiento. En algunas rocas blandas la excavción puede llevarse a cabo mediante el ripado y empuje con tractores de oruga y el grado de afección a los taludes será menor.	D = 1 Voladura de producción D = 0,7 Excavación mecánica

Nota: Tomado de de E. Hoek y E.T. Brown (2002).

- Módulo de deformación.

  El módulo de deformación para macizos rocosos está definido por:

  ➔ Si: $\sigma_{ci} \leq 100\ MPa$ entonces:

$$E_m[GPa] = \left(1 - \frac{D}{2}\right) . \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} . 10^{\frac{GSI-10}{40}} \qquad \textbf{Ec. 2.23}$$

  ➔ Si $\sigma_{ci} \geq 100\ MPa$ entonces:

$$E_m[GPa] = \left(1 - \frac{D}{2}\right) . 10^{\frac{GSI-10}{40}} \qquad \textbf{Ec. 2.24}$$

2.1.3.3. Tipos de sostenimiento

En minería subterránea para el sostenimiento de las labores se pueden utilizar estructuras naturales y artificiales (SNMPE, 2004, p.94):

I. **Estructuras naturales:** Usan a la misma masa rocosa para crear estructuras que ayuden a mejorar las condiciones de estabilidad de las excavaciones (Ver Anexo N°).

   - El efecto arco: Arqueo de los contornos de la excavación, principalmente en el techo.
   - Los pilares: Son usados para sostener a la masa rocosa.
   - Los escudos: Consiste en dejar una capa de mineral en los hastiales del tajeo, principalmente en la caja techo.

II. **Estructuras artificiales:** Usan elementos de sostenimiento, distinguiéndose en sostenimiento activo (refuerzo) y sostenimiento pasivo (soporte) (SNMPE, 2004, p.96):

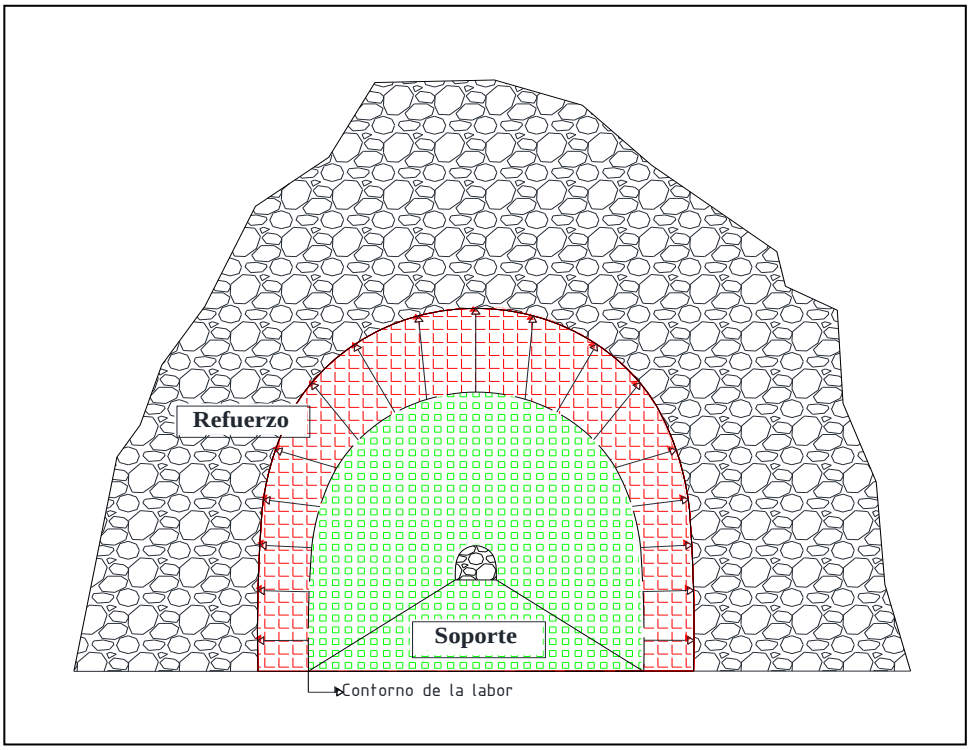


Figura 2.8. Sostenimiento activo "refuerzo" y pasivo "soporte".
Fuente: Elaborado por el tesista.

2.1.3.4. Elementos de sostenimiento

a) **Pernos de anclaje**: Estabilizan los bloques de roca y las deformaciones de la superficie de la excavación, cozen al macizo rocoso.

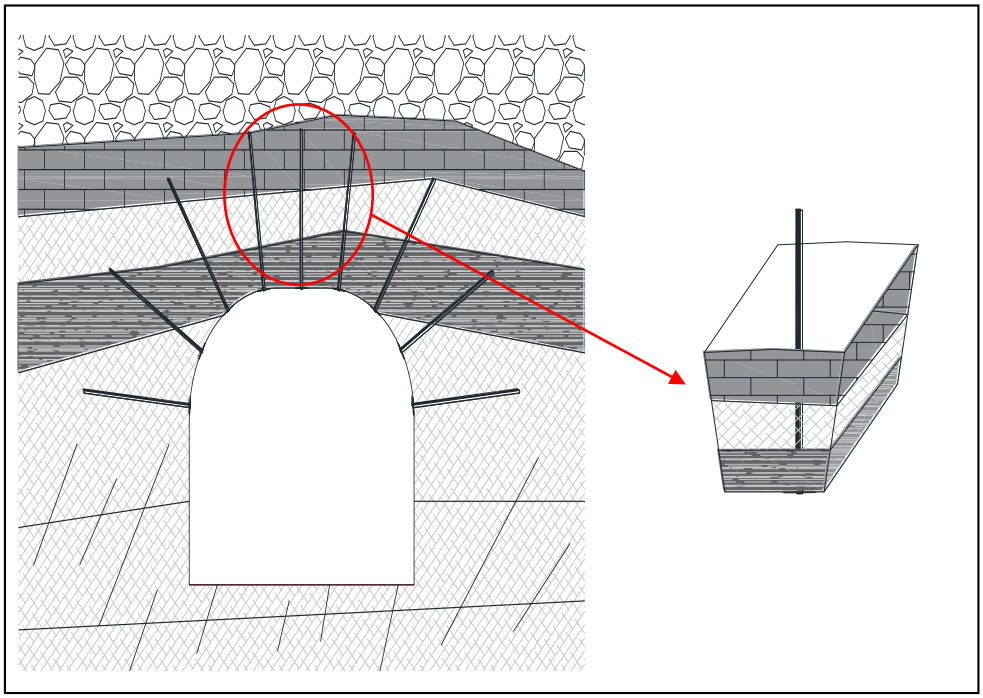


Figura 2.9. Sostenimiento con pernos de anclaje.
Fuente: Elaborado por el tesista.

Según (SNMPE, 2004, p.96) por las técnicas de su anclaje se agrupan en:

- **Pernos anclados mecánicamente:** Consisten de una varilla de acero, que en un extremo tiene un anclaje mecánico de expansión y en el otro extremo una cabeza forjada o con rosca, en donde va una placa de base y una tuerca para presionar la roca.

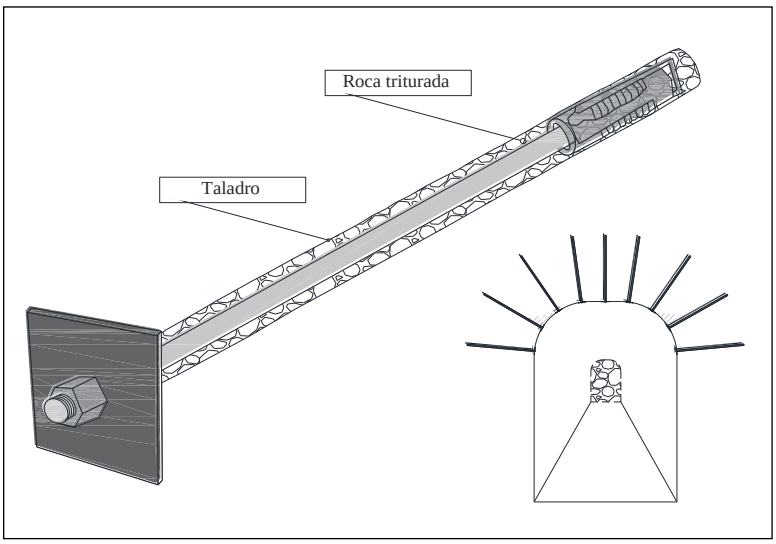


Figura 2.10. Perno de anclaje mecánico.
Fuente: Elaborado por el tesista.

- **Pernos de varillas cementados o con resina:** Consisten de una varilla de fierro corrugado o una barra helicoidal, con un extremo biselado, que es confinado dentro del taladro por medio de cemento (en cartuchos o inyectado), resina (en cartuchos) o resina y cemento.

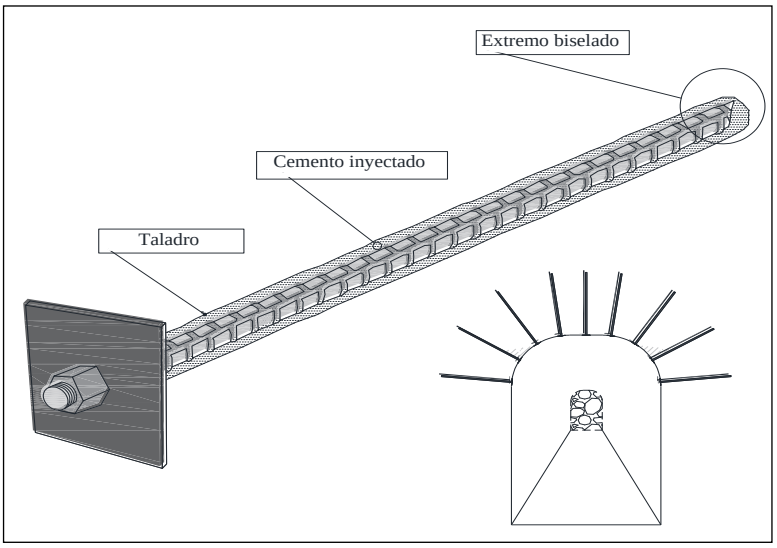


Figura 2.11. Perno de varilla corrugada.
Fuente: Elaborado por el tesista.

- **Pernos anclados por fricción:** Los Split sets y Swellex representan el más reciente desarrollo de técnicas de reforzamiento de roca, ambos trabajan por fricción a lo largo de toda la longitud del taladro.

➔ **Split set**

Consiste de un tubo ranurado a lo largo de su longitud, uno de los extremos es ahusado y el otro lleva un anillo soldado para mantener la platina. Al introducir el perno a presión dentro de un taladro de menor diámetro, se genera una presión radial en toda su longitd contra las paredes del taladro.

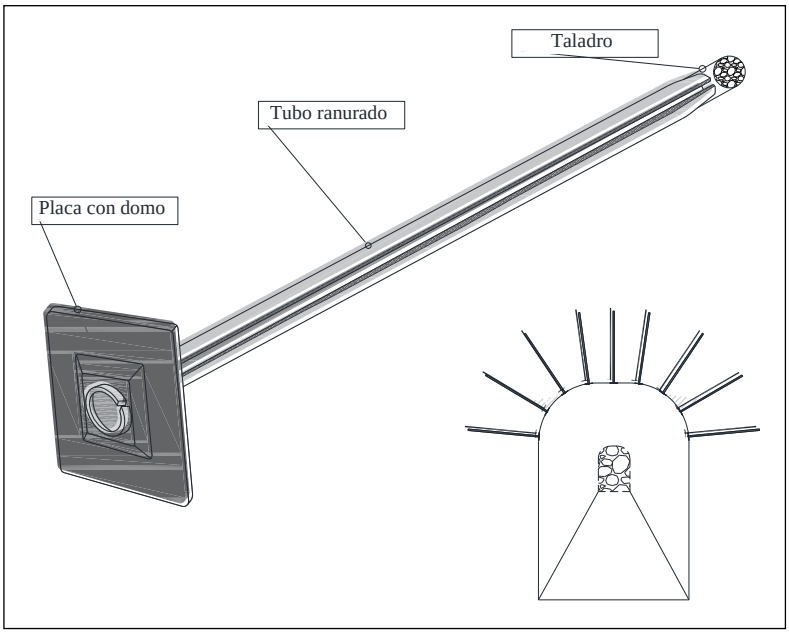


Figura 2.12. Perno de fricción - SPLIT SET.
Fuente: Elaborado por el tesista.

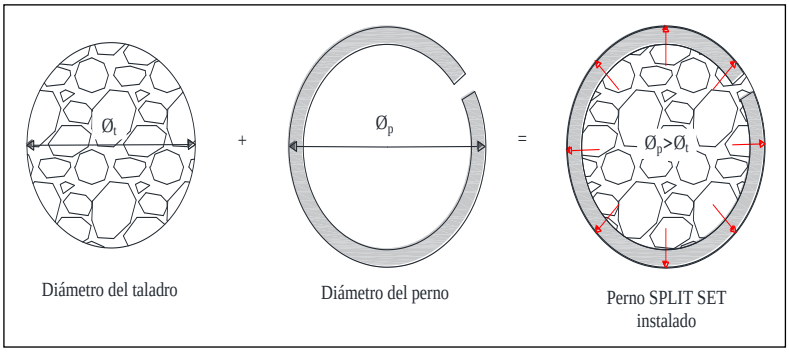


Figura 2.13. Mecanismo de anclaje del SPLIT SET.
Fuente: Elaborado por el tesista.

➔ **Swellex**

Consiste de un tubo plegado longitudinalmente que ingresa al taladro sin ninguna fuerza de empuje, el anclaje se va a generar cuando inyectamos agua a alta presión dentro del perno, este se va a expandir al interior del taladro en toda su longitd, entrando en contacto con todas las paredes del taladro, adaptándose a este.

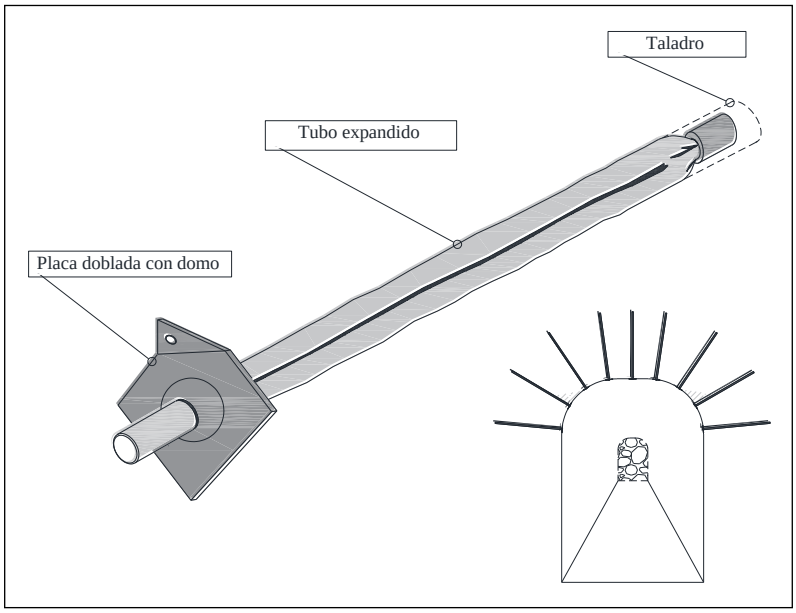


Figura 2.14. Perno de fricción - SWELLEX.
Fuente: Elaborado por el tesista.

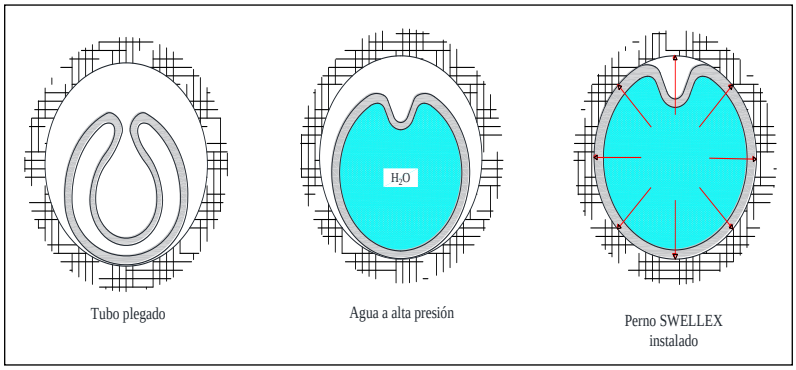


Figura 2.15. Mecanismo de anclaje del SWELLEX.
Fuente: Elaborado por el tesista.

b) **Cables de roca**: Son elementos de reforzamiento, hechos normalmente de alambres de acero trenzados, los cuales son fijados con cemento dentro del taladro (SNMPE, 2004, p.119).

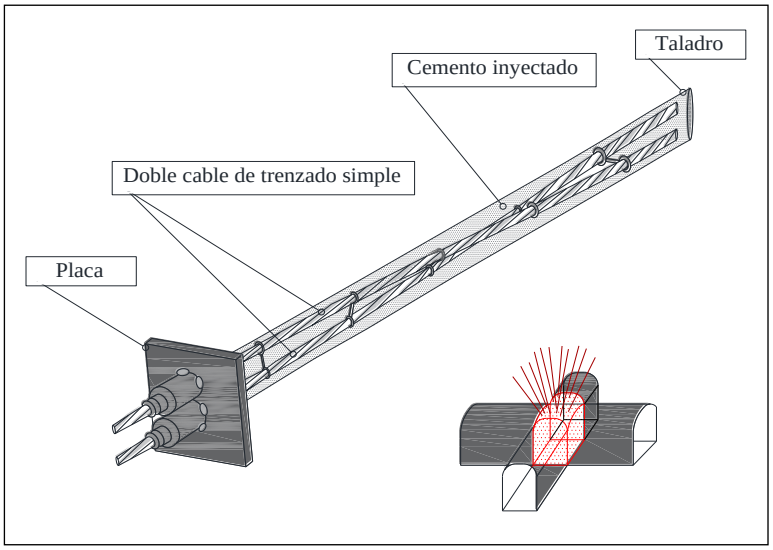


Figura 2.16. Cables de roca.
Fuente: Elaborado por el tesista.

c) **Malla metálica**: Esta es utilizada para prevenir la caída de rocas ubicadas entre los pernos de roca, para retener trozos de roca que caen desde la superficie ubicada entre los pernos y como refuerzo del shotcrete (SNMPE, 2004, p.125).

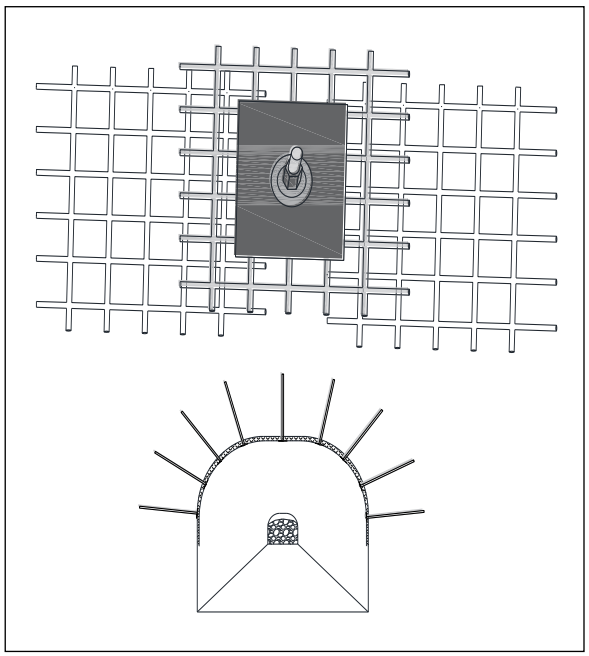


Figura 2.17. Malla electrosoldada.
Fuente: Elaborado por el tesista.

d) Cintas de acero: A diferencia de la malla, que es utilizada cuando la roca ubicada entre los pernos presenta bloques pequeños, las cintas son utilizadas típicamente cuando la roca circundante a la excavación presenta bloques medianos a grandes (SNMPE, 2004, p.128).

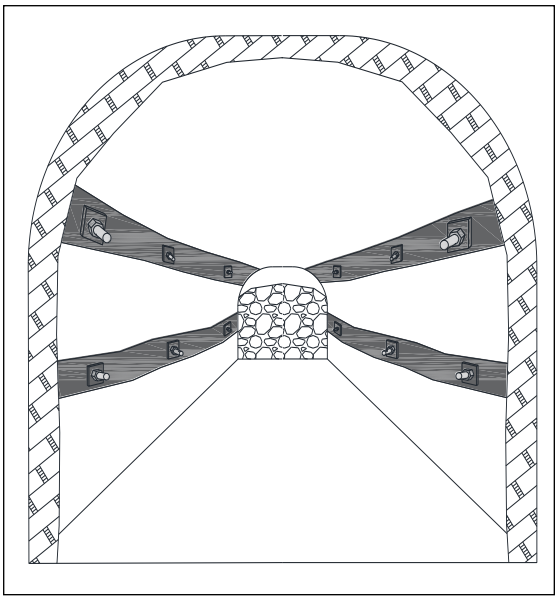


Figura 2.18. Cintas de acero.
Fuente: Elaborado por el tesista.

e) Concreto lanzado: Es el nombre genérico del concreto cuyos materiales componentes son: Cemento, agregados, agua, aditivos y elementos de refuerzo, los cuales son aplicados neumáticamente y compactados dinámicamente a alta velocidad sobre una superficie (SNMPE, 2004, p.129).

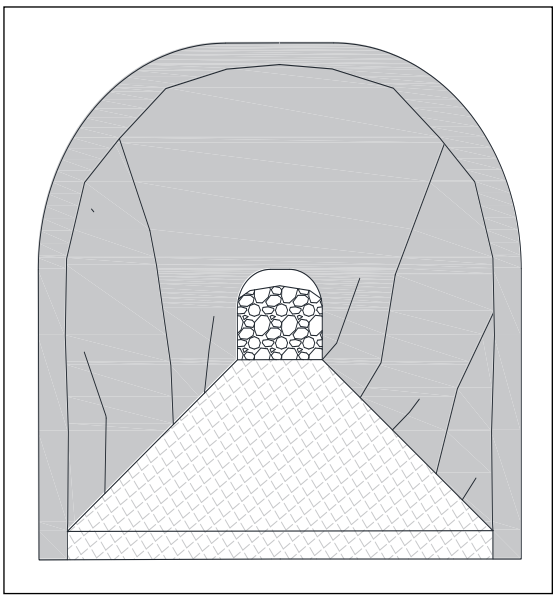


Figura 2.19. Concreto lanzado.
Fuente: Elaborado por el tesista.

f) **Cimbras metálicas:** Construidas con perfiles de acero, generalmente se usan para el sostenimiento permanente de labores de avance, en condiciones de masa rocosa intensamente fracturada y/o muy débil (SNMPE, 2004, p.129).

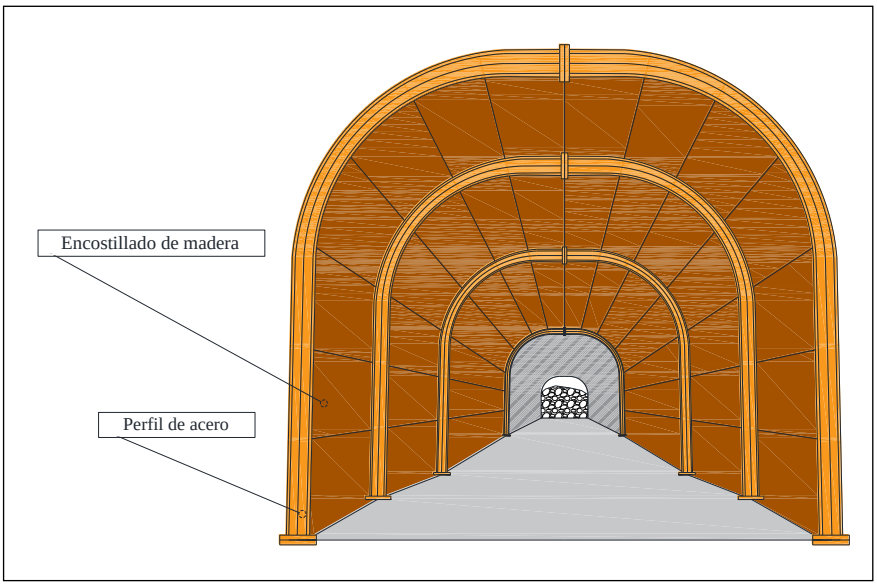


Figura 2.20. Cimbras de acero.
Fuente: Elaborado por el tesista.

g) **Madera:** Fue el símbolo del minado subterráneo hasta antes que se hayan desarrollado las nuevas tecnologías de sostenimiento, en la actualidad se utiliza por su adaptabilidad a todo tipo de terreno, por su versatibilidad para soportar todo tipo de esfuerzo y por sus características de deformabilidad (SNMPE, 2004, p.146).

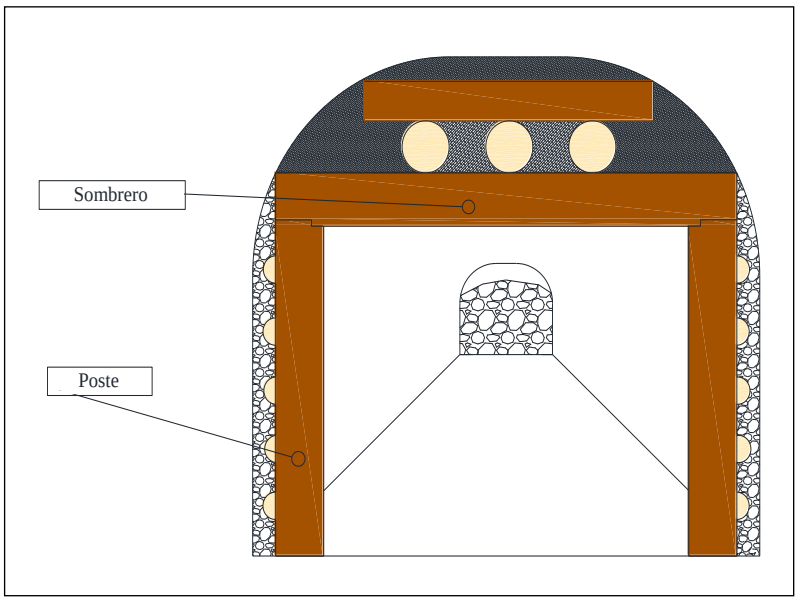


Figura 2.21. Cuadros de madera.
Fuente: Elaborado por el tesista.

h) Relleno: Es el relleno colocado en tajeos vacíos, este puede restringir los desplazamientos de bloques sueltos de las paredes, actúa como soporte de las paredes y si es adecuadamente confinado puede actuar como un elemento de sostenimiento global de la mina, hay dos tipos de relleno: El relleno mécanico constituido por detritos, desmontes rocosos, relaves secos, etc. y el relleno hidráulico constituido por relaves ciclonados (SNMPE, 2004, p.154).

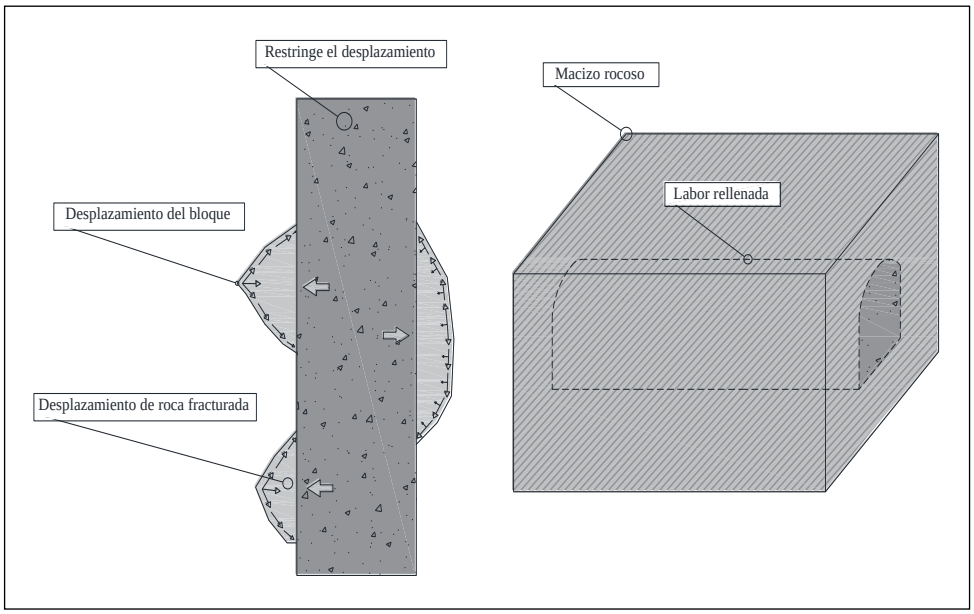


Figura 2.22. Relleno.
Fuente: Elaborado por el tesista.

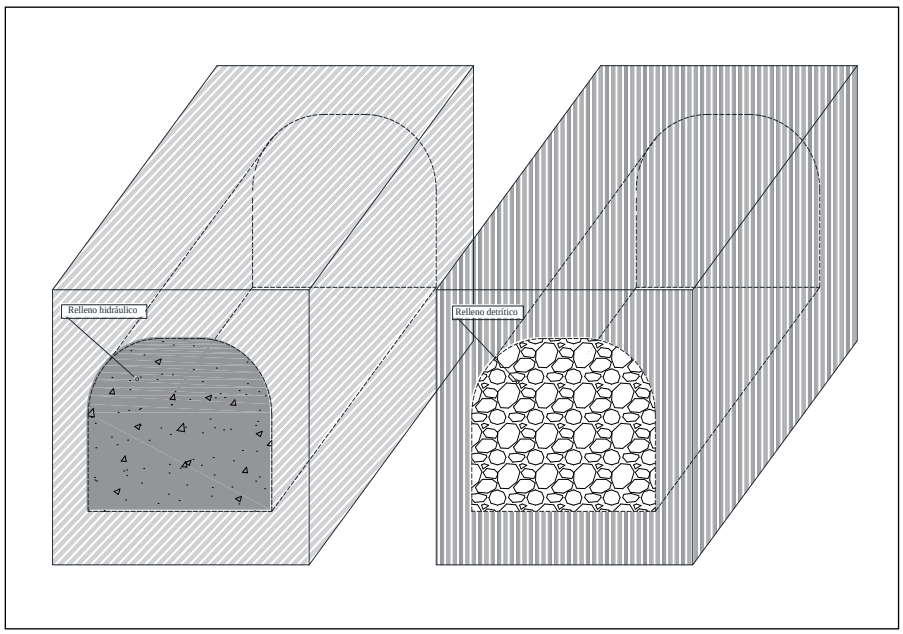


Figura 2.23. Tipos de relleno.
Fuente: Elaborado por el tesista.

2.1.3.5. Esfuerzos in situ

Los esfuerzos in-situ o de pre-minado son aquellos esfuerzos a los que esta sometido el macizo rocoso antes de la excavación.

2.1.3.5. Estimación de esfuerzos in situ.

Sheorey (1994) desarrolló un modelo de esfuerzos, que permite estimar el valor del ratio (k) del esfuerzo horizontal (σ_H) con respecto al esfuerzo vertical (σ_V), descrito por:

$$\sigma_V = \gamma \; x \; H \qquad \textbf{Ec. 2.25}$$

$$K = 0{,}25 + \left[7 \; x \; E_h \left(0{,}001 + \frac{1}{H}\right)\right] \qquad \textbf{Ec. 2.26}$$

<u>Donde:</u>

$\gamma =$ Peso específico de la roca (N/m^3).

$H =$ Profundidad con respecto a la superficie (m).

$E_h =$ Módulo de elasticidad, medido en dirección horizontal (GPa).

Con lo esas ecuaciones se estiman el esfuerzo principal máximo (σ_3) y el esfuerzo principal mínimo (σ_1):

$$\sigma_1 = \sigma_V \qquad \textbf{Ec. 2.27}$$

$$\sigma_3 = K \; x \; \sigma_1 \qquad \textbf{Ec. 2.28}$$

2.1.3.6. Mapa mundial de esfuerzos.

El mapa mundial de esfuerzos o “World stress map – WSM” Es una base de datos global de esfuerzos téctonicos actuales, puede ser usado para dar estimaciones iniciales de la dirección de esfuerzos que se podrían encontrar en el Perú, la vesión más actual es la del 2016. (WSM,2016)

CAPITULO III

3. METODOLOGÍA

3.1. El problema

3.1.1. Descripción de la realidad problemática

La compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A.A. (SIMSA), realiza realiza actividades de exploración, explotación y beneficio de minerales, esto a través de las Unidades Economicas Administrativas (UEA): San Vicente, Palmapata y Chilpes. En ese contexto le encargo al Departamento de Geomecánica realizar el Estudio Geomecánico integrado para el plan de minado 2018, a fin de mantener condiciones seguras y estables en las labores subterráneas de explotaración, preparación y explotación de la mina.

El presente trabajo de investigación contiene los resultados y análisis de ensayos en campo o in-situ y ensayos en laboratorio, siendo fundamental los ensayos de mecánica de rocas a testigos DDH (sondajes diamantinos). Los ensayos de laboratorio se llevaron a cabo en el laboratorio de mecánica de rocas de la Universidad Nacional de Ingenieria (UNI) a fin de determinar las características mecánicas de la roca intacta, es así que, con el análisis y la interpretación de estos resultados se establecerán los métodos de explotación, diseño de labores y evaluación de la estabilidad de la operación minera.

Para el estudio se ha usado las principales clasificaciones geomecánicas: RMR89, y GSI; los cuales serán sustentados con los resultados del mapeo estructural, mapeo geomecánico y resultados de los ensayos de laboratorio. Se ha tomado como base de este trabajo las labores de avance y explotación programados en el plan de minado 2018.

3.1.2. Planteamiento y formulación del problema

A) Problema principal

- ¿La geomecánica aplicada a los métodos de explotación garantizara la estabilidad de la operación minera de la mina San Vicente, Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A.A. - 2018?

B) Problemas secundarios

- ¿Cómo incide la caracterización del macizo rocoso en el diseño del sostenimiento de las labores subterráneas de la Mina San Vicente?
- ¿Serán adecuados los procedimientos para el diseño del sostenimiento de las labores subterráneas de la mina San Vicente?

3.1.3. Objetivos

A) Objetivo general

- Determinar la geomecanica aplicada a los métodos de explotación, para garantizar la estabilidad de la operación minera de la Mina San Vicente, Compañía minera San Ignacio de Morococha S.A.A. – 2018.

B) Objetivos específicos

- Determinar la caracterización del macizo rocoso para el diseño del sostenimiento de las labores subterráneas de la Mina San Vicente, Compañía minera San Ignacio de Morococha S.A.A. – 2018.
- Determinar los procedimientos para el diseño del sostenimiento de las labores subterráneas de la Mina San Vicente, Compañía minera San Ignacio de Morococha S.A.A. – 2018.

3.1.4. Justificación de la investigación

El presente trabajo de investigación determinara la aplicación de los métodos de explotación en la Mina San Vicente a través de la geomecánica.

3.1.5. Limitaciones

Como limitación se encontro el limitado acceso a la información que se tuvo por parte del departamento de geomecánica de la Mina San Vicente, además de no contar con licencias originales y actuales de los programas computarizados de la firma Rocscience que se utilizaron.

3.1.6. Alcance de la investigación

El presente trabajo de investigación tiene un alcance teórico – práctico, para todos aquellos estudiantes de pre-grado de la facultad de ingeniería de minas, geología y metalurgia, así como para profesionales afines.

3.2. Hipótesis

A) Hipótesis general

- La geomecanica aplicada se aplica a los métodos de explotación para garantizar la estabilidad de la operación minera de la Mina San Vicente, Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A.A. – 2018.

B) Hipótesis especificas

- La caracterización del macizo rocoso incide en el diseño del sostenimiento de las labores subterráneas de la Mina San Vicente.
- Los procedimientos son los adecuados en el diseño del sostenimiento de las labores subterráneas de la Mina San Vicente

3.3. Variables

Como variables se consideran las siguientes:

Tabla N° 3.1.
Operacionalización de variables

Variables	Dimensiones	Indicadores
➢ **Independiente (VI):** Geomecanica	Propiedades de la roca intacta	▪ Resistencia compresiva uniaxial.
	Propiedades de las discontinuidades	▪ Condición de las discontinuidades. ▪ RQD. ▪ Espaciamiento.
	Clasificación del macizo rocoso	▪ RMR corregido. ▪ G.S.I modificado.
➢ **Dependiente (VD):** Métodos de explotación	Factor de seguridad	▪ Analítico. ▪ Programas computarizados.

Nota: Elaborado por el autor de la tesis.

3.4. Diseño de la investigación

3.4.1. Tipo de la investigación

El tipo de investigación será: Aplicada, no experimental; el diseño y alcance de la investigación es descriptiva-correlacional.

3.4.2. Población y muestra

A) Población:

Las unidades económicas administrativas (UEA): San Vicente, Palmapata, Chilpes.

B) Muestra

Las siguientes zonas que contemplan labores temporales y permanentes.

1. UEA San Vicente:
   - Nuevo Rhamys Nivel 1515
   - USA
   - Neptuno
   - Arcopunco
2. UEA Palmapata:
   - Ayala inferior
   - Zona Sur
3. UEA Chilpes:
   - Manganeso

3.4.3. Técnicas, instrumentación de recolección de datos

A) Técnicas

Analisis documental y observación de campo.

B) Instrumentos

Fichas bibliográficas, protocolos o guías de observación de campo.

3.4.4. Forma de tratamiento de datos

- Para el análisis estructural el Software Dips Versión 6.0.
- Para el análisis de esfuerzos y factor de seguridad el Software Phase^2 8.0.
- Para el procesamiento de datos el programa Excel y para la elaboración de la tesis el programa Word, ambos partes del Software de Microsoft Office.

CAPITULO IV

4. RESULTADO DE LA INVESTIGACIÓN

4.1. Descripción de la realidad y procesamiento de datos

Para caracterizar al macizo rocoso, se han registrado datos de las labores mineras subterráneas que involucran a las zonas de interés, para ello se han elaborado estaciones geomecánicas, el mapeo geomecánico se realizo por el método de celdas.

4.1.1. Distribución de discontinuidades

- **En la: UEA San Vicente**

De la Unidad Economica Administrativa San vicente se tomarón las zonas de: Nuevo Rhamys, USA, Neptuno y Arcopunco, en las cuales se a agrupado a los principales sistemas de discontinuidad registrados con su Bz y Dir. De Bz en 4 estaciones geomecánicas.

Tabla N° 4.1.
Principales sistemas de discontinuidades de la UEA San Vicente

Zona	Labor	Estación	Bz / Dir. De Bz		
			Set 1 falla	Set 2 estrato	Set 3 fracturas
NUEVO RHAMYS	Rampa 240	**EG-1**	35/340	50/235	60/245
USA	Galería 7880 SE	**EG-2**	60/45	30/310	70/210
NEPTUNO	Galería 8725 Sur	**EG-3**	55/45	50/135	82/230
ARCOPUNCO	Rampa 725	**EG-4**	50/60	35/305	71/220

Nota: Tomado del departamento de geomecánica de la Mina San Vicente, 2018.

- **En la: UEA Palmapata**

De la Unidad Economica Administrativa Palmapata se tomarón las zonas de: Ayala inferior y Zona sur en las cuales se a agrupado a los principales sistemas de discontinuidad registrados con su Bz y Dir. De Bz en 4 estaciones geomecánicas.

Tabla N° 4.2.
Principales sistemas de discontinuidades de la UEA Palmapata

Zona	**Labor**	**Estación**	**Bz / Dir. De Bz**		
			Set 1 falla	Set 2 estrato	Set 3 fracturas
AYALA INFERIOR	Rampa 247	**EG-5**	25/148	44/080	63/245
AYALA INFERIOR	Rampa 630	**EG-6**	60/265	78/320	66/251
AYALA INFERIOR	Rampa 690	**EG-7**	30/230	60/140	48/330
ZONA SUR	Rampa 530	**EG-8**	48/185	69/233	65/165

Nota: Tomado del departamento de geomecánica de la Mina San Vicente, 2018.

- **En la: UEA Chilpes**

De la Unidad Economica Administrativa Chilpes se tomo la zona Manganeso, en las cual se a agrupado a los principales sistemas de discontinuidad registrados con su Bz y Dir. De Bz en 1 estación geomecánica.

Tabla N° 4.3.
Principales sistemas de discontinuidades de la UEA Chilpes

Zona	**Labor**	**Estación**	**Bz / Dir. De Bz**		
			Set 1 falla	Set 2 Estrato	Set 3 fracturas
MANGANESO	Galería Chilpes	**EG-9**	70/240	33/011	25/125

Nota: Tomado del departamento de geomecánica de la Mina San Vicente, 2018.

4.1.2. Ensayos in-situ

Se llevaron a cabo pruebas in-situ en el interior de las labores subterráneas con el indice de resistencias manual y el esclerómetro para estimar la resistencia a la compresión uniaxial.

-----1^{era} Estimación: Se realizo con el índice de resistencia manual (IRM)-----

- **En la: UEA San Vicente**

  Las rocas de esta UEA requieren más de un golpe de picota para fracturarse, además la navaja de bolsillo no puede rayarlas, haciendo uso de la Tabla N° 2.4. se estima que las rocas de estas zonas corresponden a rocas de grado R4, por lo que su Resistencia a la compresión uniaxial puede estar de entre 50 a 100 MPa.

Tabla N° 4.4.
Resultados de IRM en la UEA San Vicente

Zona	Labor	Estación	Grado	Rcu (MPa)	N° golpes
NUEVO RHAMYS	Rampa 240	**EG-1**	R4	50-100	2
USA	Galería 7880 SE	**EG-2**	R4	50-100	2
NEPTUNO	Galería 8725 Sur	**EG-3**	R4	50-100	2
ARCOPUNCO	Rampa 725	**EG-4**	R4	50-100	2

Nota: Tomado del departamento de geomecánica de la Mina San Vicente, 2018.

- **En la: UEA Palmapata**

  Las rocas de esta UEA también requieren más de un golpe de picota para fracturarse, además la navaja de bolsillo no puede rayarlas tampoco, haciendo uso de la Tabla N° 2.4. se estimo que las rocas de estas zonas corresponden a rocas de grado R4, por lo que su Resistencia a la compresión uniaxial estará entre 50 a 100 MPa.

Tabla N° 4.5.
Resultados de IRM en la UEA Palmapata

Zona	Labor	Estación	Grado	Rcu (MPa)	N° golpes
AYALA INFERIOR	Rampa 247	**EG-5**	R4	50-100	2
AYALA INFERIOR	Rampa 630	**EG-6**	R4	50-100	2
AYALA INFERIOR	Rampa 690	**EG-7**	R4	50-100	2
ZONA SUR	Rampa 530	**EG-8**	R4	50-100	2

Nota: Tomado del departamento de geomecánica de la Mina San Vicente, 2018.

- **En la: UEA Chilpes**

  Las rocas de esta UEA al igual que las anteriores requiere más de un golpe de picota para fracturarse, además tampoco pueden ser rayadas con una navaja de bolsillo, haciendo uso de la Tabla N° 2.4. se estimo que las rocas de esta zona corresponden a rocas de grado R4, por lo que su Resistencia a la compresión uniaxial estará entre 50 a 100 MPa.

Tabla N° 4.6.
Resultados de IRM en la UEA Chilpes

Zona	Labor	Estación	Grado	Rcu (MPa)	N° golpes
MANGANESO	Galería Chilpes	**EG-9**	R3	50-100	2

Nota: Tomado del departamento de geomecánica de la Mina San Vicente, 2018.

-------2da **Estimación:** Se realizo con el martillo de Schmidt o esclerómetro-------

Se realizo una segunda estimación de la resistencia a la compresión uniaxial con el martillo de Schmidt.

Para realizar dicha estimación vamos a correlacionar el valor del rebote con la dirección de aplicación del martillo y el peso especifico de la roca (obtenido en los ensayos físicos del laboratorio) en el gráfico de Miller - ver Anexo B.

- **En la: UEA SAN VICENTE**

ZONA – NUEVO RHAMYS (EG - 1)

- Equipo: SCHMIDT – Matest C381
- Norma: ASTM D5873
- Martillo tipo: L (Energía de impacto = 0,735 Nm)
- Peso especifico de la roca: 27 Kn/m^3
- Dirección del golpe: Horizontal
- Se tomaron 10 lecturas: 34,36, 32, 33, 35, 37 ,34 ,33, 34, 38
- Promedio de las lecturas - RL: 34,60
- Factor de corrección: 1,03
- RL corregido: 34,60 x 1,03 = 35,64
- Resistencia a la compresión uniaxial (Anexo B): 60 – 70 MPa

ZONA – USA (EG - 2)

- Equipo: SCHMIDT – Matest C381
- Norma: ASTM D5873
- Martillo tipo: L (Energía de impacto = 0,735 Nm)
- Peso especifico de la roca: 27 Kn/m^3
- Dirección del golpe: Horizontal
- Se tomaron 10 lecturas: 39,40, 39, 40, 38, 37 ,37 ,39, 38, 38
- Promedio de las lecturas - RL: 38, 5
- Factor de corrección: 1,03
- RL corregido: 38,5 x 1,03 = 39,66
- Resistencia a la compresión uniaxial (Anexo B): 70 – 80 MPa

ZONA – NEPTUNO (EG - 3)

- Equipo: SCHMIDT – Matest C381
- Norma: ASTM D5873
- Martillo tipo: L (Energía de impacto = 0,735 Nm).
- Peso especifico de la roca: 27 Kn/m^3
- Dirección del golpe: Horizontal
- Se tomaron 10 lecturas: 42,41, 39, 42, 38, 41 ,40 ,38, 42, 42
- Promedio de las lecturas – RL: 40,5
- Factor de corrreción: 1,03
- RL corregido: 40,5 x 1,03 = 41,72
- Resistencia a la compresión uniaxial (Anexo B): 80 – 90 MPa

ZONA – ARCOPUNCO (EG-4)

- Equipo: SCHMIDT – Matest C381
- Norma: ASTM D5873
- Martillo tipo: L (Energía de impacto = 0,735 Nm).
- Peso especifico de la roca: 27 Kn/m^3
- Dirección del golpe: Horizontal
- Se tomaron 10 lecturas: 33, 34, 34, 33, 35, 36, 33, 34, 35, 35
- Promedio de las lecturas – RL: 34,20
- Factor de corrreción: 1,03
- RL corregido: 34,20 x 1,03 = 35,23
- Resistencia a la compresión uniaxial (Anexo B): 60 – 70 MPa

"El factor de corrección se obtiene del certificado de calibración"

Con esta segunda estimación, nos acercamos más al verdadero valor que podria tener la resistencia a la compresión uniaxial, a diferencia de estimar con el índice de resistencia manual que solo toma en cuenta el martillo de geólogo con este ensayo tenemos rangos mas ajustados. En la UEA San Vicente se estima que los valores de resistencia a la compresión uniaxial van de 70 a 90 MPa, con lo que se puede decir que son rocas de grado R4, a continuación, se muestra una tabla con los resultados obtenidos.

Tabla N° 4.7.
Resultados de las pruebas esclerométricas en la UEA San Vicente

Zona	Labor	Estación	R_L	R_{cu} (MPa)
NUEVO RHAMYS	Rampa 240	**EG-1**	35,64	60 – 70
USA	Galería 7880 SE	**EG-2**	39,66	70 – 80
NEPTUNO	Galería 8725 Sur	**EG-3**	41,72	80 – 90
ARCOPUNCO	Rampa 725	**EG-4**	35,23	60 – 70

Nota: Tomado del departamento de geomecánica de la Mina San Vicente, 2018.

- **En la: UEA PALMAPATA**

ZONA – AYALA INFERIOR (EG - 5)

- Equipo: SCHMIDT – Matest C381
- Norma: ASTM D5873
- Martillo tipo: L (Energía de impacto = 0,735 Nm)
- Peso especifico de la roca: 27 Kn/m^3
- Dirección del golpe: Horizontal
- Se tomaron 10 lecturas: 30,29,29,30,29,29,30,28,30,29
- Promedio de las lecturas - RL: 29,20
- Factor de corrección: 1,03
- RL corregido: 29,20 x 1,03 = 30,08
- Resistencia a la compresión uniaxial (Anexo B): 40 – 50 MPa

ZONA – AYALA INFERIOR (EG - 6)

- Equipo: SCHMIDT – Matest C381
- Norma: ASTM D5873
- Martillo tipo: L (Energía de impacto = 0,735 Nm)
- Peso especifico de la roca: 27 Kn/m^3
- Dirección del golpe: Horizontal
- Se tomaron 10 lecturas: 29,31,29,27,30,28,28,29,30,29
- Promedio de las lecturas - RL: 29
- Factor de corrección: 1,03
- RL corregido: 29 x 1,03 = 29,87
- Resistencia a la compresión uniaxial (Anexo B): 40 – 50 MPa

ZONA – AYALA INFERIOR (EG-7)

- Equipo: SCHMIDT – Matest C381
- Norma: ASTM D5873
- Martillo tipo: L (Energía de impacto = 0,735 Nm)
- Peso especifico de la roca: 27 Kn/m^3
- Dirección del golpe: Horizontal
- Se tomaron 10 lecturas: 32, 34, 34, 32, 33, 33, 31, 34, 33, 32
- Promedio de las lecturas - RL: 32,8
- Factor de corrección: 1,03
- RL corregido: 32,8 x 1,03 = 33,78
- Resistencia a la compresión uniaxial (Anexo B): 50 – 60 MPa

ZONA – ZONA SUR (EG-8)

- Equipo: SCHMIDT – Matest C381
- Norma: ASTM D5873
- Martillo tipo: L (Energía de impacto = 0,735 Nm)
- Peso especifico de la roca: 27 Kn/m^3
- Dirección del golpe: Horizontal
- Se tomaron 10 lecturas: 31, 30, 30, 28, 29, 28, 28, 27, 29, 29
- Promedio de las lecturas - RL: 28,9
- Factor de corrección: 1,03
- RL corregido: 28,9 x 1,03 = 29,77
- Resistencia a la compresión uniaxial (Anexo B): 40 – 50 MPa

"El factor de corrección se obtiene del certificado de calibración"

En esta segunda estimación, se estima que en la UEA Palmapata la resistencia a la compresión uniaxial, tiene valores de 40 a 60 MPa, con lo que se puede decir que son rocas de grado R4, a continuación, se muestra una tabla con los resultados obtenidos.

Tabla N° 4.8.
Resultados de las pruebas esclerométricas en la UEA Palmapata

Zona	Labor	Estación	R_L	R_{cu} (MPa)
AYALA INFERIOR	Rampa 247	**EG-5**	30,08	40 – 50
AYALA INFERIOR	Rampa 630	**EG-6**	29,87	40 – 50
AYALA INFERIOR	Rampa 690	**EG-7**	33,78	50 – 60
ZONA SUR	Rampa 530	**EG-8**	29,77	40 – 50

Nota: Tomado del plan de minado de la Mina San Vicente, 2018.

- **En la: UEA CHILPES**

ZONA – MANGANESO (EG-9)

- Martillo tipo: L (Energía de impacto = 0,735 Nm)
- Peso especifico de la roca: 27 Kn/m^3
- Dirección del golpe: Horizontal
- Se tomaron 10 lecturas: 37, 37, 39, 38, 39, 40, 36, 36, 35, 36
- Promedio de las lecturas - RL: 37,30
- Factor de corrección: 1,03
- RL corregido: 37,30 x 1,03 = 38,42
- Resistencia a la compresión uniaxial (Anexo B): 70 – 80 MPa

"El factor de corrección se obtiene del certificado de calibración".

En esta segunda estimación, se estima que en la UEA Chilpes la resistencia a la compresión uniaxial, tiene valores de 70 a 80 MPa, con lo que se puededecir que son rocas de grado R4, a continuación, se muestra una tabla con los resultados obtenidos.

Tabla N° 4.9.
Resultados de las pruebas esclerométricas en la UEA Chilpes

Zona	Labor	Estación	R_L	R_{cu} (MPa)
MANGANESO	Galería Chilpes	**EG-9**	38,42	70 – 80

Nota: Tomado del plan de minado de la Mina San Vicente, 2018.

4.1.3. Ensayos de laboratorio

Se llevaron a cabo pruebas de laboratorio para determinar las propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta.

-Propiedades físicas-

Se basa en determinar el peso seco, peso saturado y volumen de probetas de roca, para obtener lo siguiente:

Tabla N° 4.10.
Resultado de los ensayos de propiedades físicas

UEA	Diámetro (cm)	Altura (cm)	ρ_S (gr/cm3)	ρ_H (gr/cm3)	P.a. (%)	A. (%)	P.E.a (kN/m^3)
SAN VICENTE	4, 77	2,55	2,80	2,80	0,66	0,24	27,48
	4,77	2,81	2,81	2,82	0,72	0,26	27,60
	4,77	2,79	2,78	2,79	0,78	0,28	27,31
Promedio			2,80	2,80	0,72	0,26	27,46
PALMAPATA	4,45	2,71	2,80	2,81	0,57	0,20	27,52
	4,45	2,52	2,78	2,79	0,87	0,31	27,34
	4,45	2,25	2,74	2,75	0,60	0,22	26,92
Promedio			2,77	2,78	0,68	0,24	27,26
CHILPES	4,74	2,60	2,81	2,82	1,16	0,41	27,60
	4,74	2,09	2,77	2,78	0,89	0,32	27,18
	4,74	2,25	2,77	2,78	1,00	0,36	27,24
Promedio			2,78	2,79	1,02	0,36	27,34

Nota: Tomado de los ensayos de propiedades físicas realizados en los laboratorios de la UNI, según la norma ASTM C97-02. Siendo: ρ_S: Densidad seca, ρ_S: Densidad húmeda, P.a: Porosidad aparente, A: Absorción, P.E.a: Peso especifico aparente.

De los ensayos realizados en el laboratorio se concluye que la UEA San Vicente, Palmapata y Chilpes tienen un peso especifico aproximado de 27 Kn/m^3 en roca.

-Propiedades mecánicas-

Estas pruebas son realizadas para complementar y verificar los ensayos in-situ, además nos ayudaran a comprender el comportamiento del macizo rocoso, a medir y evaluar los efectos que se originan cuando estos son sometidos a esfuerzos provocados. **(Se realizaron ensayos de compresión uniaxial, triaxial y de propiedades elásticas)**

a) ENSAYOS DE COMPRESIÓN UNIAXIAL

El ensayo se realizo con probetas cilíndricas.

- **En la: UEA SAN VICENTE.**

ZONA – NUEVO RHAMYS (EG - 1)

- Velocidad de carga = 5 – 10 Kg/cm2/s
- Relación de esbeltez (L/D) = 2
- Diametro = 4,75 cm
- Longitud = 9,58 cm
- Carga de rotura (P) = 122 kN < > 122 x (101.97) = 12 440,34 Kg
- Resistencia a la compresión uniaxial - R_{CU} [Kg/cm^2]:

$$\sigma_C = 4 \cdot \frac{12\ 440{,}34}{\pi \cdot (4{,}75)^2} = 702{,}03$$ Usando la (Ec. 2.1)

- R_{CU} [MPa] = 702,03 x (0,098) = 68,80 MPa

ZONA – USA (EG - 2)

- Velocidad de carga = 5 – 10 Kg/cm^2/s
- Relación de esbeltez (L/D) = 2
- Diametro = 4,77 cm
- Longitud = 9,41 cm
- Carga de rotura (P) = 140 kN < > 140 x (101.97) = 14 275,80 Kg
- Resistencia a la compresión uniaxial - R_{CU} [Kg/cm^2]:

$$\sigma_C = 4 \cdot \frac{14\ 275{,}80}{\pi \cdot (4{,}77)^2} = 798{,}87$$ Usando la (Ec. 2.1)

- R_{CU} [MPa] = 798,87 x (0,098) = 78,29 MPa

ZONA – NEPTUNO (EG - 3)

- Velocidad de carga = 5 – 10 Kg/cm2/s
- Relación de esbeltez (L/D) = 2
- Diametro = 4,77 cm
- Longitud = 9,60 cm
- Carga de rotura (P) = 165 kN < > 165 x (101.97) = 16 825,05 Kg
- Resistencia a la compresión uniaxial - R_{CU} [Kg/cm^2]:

$$\sigma_C = 4 \cdot \frac{16\,825{,}05}{\pi \cdot (4{,}77)^2} = 941{,}52$$ Usando la (Ec. 2.1)

- R_{CU} [MPa] = 941,52 x (0,098) = 92,27 MPa

ZONA – ARCOPUNCO (EG-4)

- Velocidad de carga = 5 – 10 Kg/cm^2/s
- Relación de esbeltez (L/D) = 2
- Diametro = 4,76 cm
- Longitud = 9,75 cm
- Carga de rotura (P) = 120 kN < > 120 x (101.97) = 12 236,4 Kg
- Resistencia a la compresión uniaxial - R_{CU} [Kg/cm^2]:

$$\sigma_C = 4 \cdot \frac{12\,236{,}4}{\pi \cdot (4{,}76)^2} = 687{,}62$$ Usando la (Ec. 2.1)

- R_{CU} [MPa] = 687,62 x (0,098) = 67,39 MPa

Estos ensayos se llevaron a cabo con la norma ASTM D2938.

Con estos ensayos pudimos comprobar que los ensayos in-situ estimaron bien el verdadero valor de la resistencia compresiva de las zonas que corresponden a la UEA San Vicente, la cual comprende rocas de grado R4 en la siguiente tabla se resumen los resultados:

Tabla N° 4.11.
Ensayos de compresión uniaxial de la UEA San Vicente

Zona	Diámetro (cm)	Altura (cm)	P (kN)	R_{cu} (kg/cm^2)	R_{cu} (MPa)
NUEVO RHAMYS	4,75	9,58	122	702,03	68,80
USA	4,77	9,41	140	798,87	78,29
NEPTUNO	4,77	9,60	165	941,52	92,27
ARCOPUNCO	6,11	11,12	120	687,62	67,39

Nota: Tomado de los ensayos de compresión uniaxial realizados en los laboratorios de la UNI.

- **En la: UEA Palmapata**

ZONA – AYALA INFERIOR (EG - 5)

- Velocidad de carga = 5 – 10 Kg/cm^2/s
- Relación de esbeltez (L/D) = 2
- Diametro = 4,75 cm
- Longitud = 9,23 cm
- Carga de rotura (P) = 72 kN < > 72 x (101.97) = 7341,84 Kg
- Resistencia a la compresión uniaxial - R_{CU} [Kg/cm^2]:

$$\sigma_C = 4 \cdot \frac{7341{,}84}{\pi \cdot (4{,}75)^2} = 414{,}31$$ Usando la (Ec. 2.1)

- RCU [MPa] = 414,31 x (0,098) = 40,60 MPa

ZONA – AYALA INFERIOR (EG - 6)

- Velocidad de carga = 5 – 10 Kg/cm^2/s
- Relación de esbeltez (L/D) = 2
- Diametro = 4,76 cm
- Longitud = 9,40 cm
- Carga de rotura (P)= 80 kN < > 80 x (101.97) = 8157,6 Kg
- Resistencia a la compresión uniaxial - R_{CU} [Kg/cm^2]:

$$\sigma_C = 4 \cdot \frac{8157{,}6}{\pi \cdot (4{,}76)^2} = 458{,}41$$ Usando la (Ec. 2.1)

- R_{CU} [MPa] = 458,41 x (0,098) = 44,92 MPa

ZONA – AYALA INFERIOR (EG-7)

- Velocidad de carga = 5 – 10 Kg/cm2/s
- Relación de esbeltez (L/D) = 2
- Diametro = 4,76 cm
- Longitud = 9,78 cm
- Carga de rotura = 93 kN < > 93 x (101.97) = 9483,21 Kg
- Resistencia a la compresión uniaxial - R_{CU} [Kg/cm^2]:

$$\sigma_C = 4 \cdot \frac{9483{,}21}{\pi \cdot (4{,}76)^2} = 532{,}91$$ Usando la (Ec. 2.1)

- R_{CU} [MPa] = 532,91 x (0,098) = 52,23 MPa

ZONA – AYALA INFERIOR (EG-8)

- Velocidad de carga = 5 – 10 Kg/cm^2/s
- Relación de esbeltez (L/D) = 2
- Diametro = 4,75 cm
- Longitud = 9,70 cm
- Carga de rotura (P) = 81 kN < > 81 x (101.97) = 8259,57 Kg
- Resistencia a la compresión uniaxial - R_{CU} [Kg/cm^2]:

$$\sigma_C = 4 \cdot \frac{8259{,}57}{\pi \cdot (4{,}75)^2} = 466{,}10$$ Usando la (Ec. 2.1)

- R_{CU} [MPa] = 466,10 x (0,098) = 45,68 MPa

Estos ensayos se llevaron a cabo con la norma ASTM D2938.

Con estos ensayos de laboratorio pudimos comprobar que los ensayos in-situ estimaron bien el verdadero valor de la resistencia compresiva de las zonas que corresponden a la UEA Palmapata, la cual comprende rocas de grado R3 y R4, en la siguiente tabla se resumen los resultados:

Tabla N° 4.12.
Ensayos de compresión uniaxial de la UEA Palmapata

Zona	Diámetro (cm)	Altura (cm)	P (kN)	R_{cu} (kg/cm^2)	R_{cu} (MPa)
AYALA INFERIOR	4,45	9,23	72	414,31	40,60
AYALA INFERIOR	4,45	9,40	80	458,41	44,92
AYALA INFERIOR	4,45	9,78	83	532,91	52,23
ZONA SUR	4,46	9,70	81	466,10	45,68

Nota: Tomado de los ensayos de compresión uniaxial realizados en los laboratorios de la UNI.

- **En la: UEA Chilpes**

ZONA – MANGANESO (EG-9)

- Velocidad de carga = 5 – 10 Kg/cm^2/s
- Relación de esbeltez (L/D) = 2
- Diametro = 4,76 cm
- Longitud = 9,82 cm
- Carga de rotura (P) = 144 kN < > 144 x (101.97) = 14 683,68 Kg
- Resistencia a la compresión uniaxial - R_{CU} [Kg/cm^2]:

$$\sigma_C = 4 \cdot \frac{14\,683{,}68}{\pi \cdot (4{,}76)^2} = 825{,}15 \qquad \text{Usando la (Ec. 2.1)}$$

- R_{CU} [MPa] = 825,15 x (0,098) = 80,86 MPa

Estos ensayos se llevaron a cabo con la norma ASTM D2938.

Con este ensayo de laboratorio verificamos que el ensayo in-situ estimo bien el verdadero valor de la resistencia compresiva de la zona manganeso que corresponde a la UEA Chilpes, la cual presenta rocas de grado R3 y R4 en la siguiente tabla se resume el resultado.

Tabla N° 4.13.
Ensayos de compresión uniaxial de la UEA Chilpes

Zona	Diámetro (cm)	Altura (cm)	P (kN)	R_{cu} (kg/cm^2)	R_{cu} (MPa)
MANGANESO	4,45	9,82	144	825,15	80,86

Nota: Tomado de los ensayos de compresión uniaxial realizados en los laboratorios de la UNI, según la norma ASTM D2938.

b) ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

Se efectuaron con testigos cilíndricos, con este ensayo se obtuvo el esfuerzo de rotura (σ_1) del testigo, miestras este estaba confinado (σ_3). Ademas por medio de manipulación matemática se obtuvo los índices volumétricos de resistencia (Cohesión, angulo de fricción), tambien la constante mi y la resistecia compresiva, todos ellos calculados con el software RocData V3.

- **En la: UEA SAN VICENTE**

Tabla N° 4.14.
Ensayos de compresión triaxial en la UEA San Vicente

Zona	Diámetro (cm)	Altura (cm)	σ_3 (MPa)	σ_1 (MPa)	R_{cu} (MPa)	mi	C (MPa)	φ (°)
NUEVO RHAMYS	4, 75	8, 73	2	98,13	88,89	7,05	22,13	37,39
	4, 75	8, 96	4	105,07				
	4, 75	8, 67	6	114,50				
USA	4, 77	9,41	2	79,26	69,11	7,90	16,86	38,56
	4, 77	9,55	4	86,00				
	4, 77	8,70	6	96,50				
NEPTUNO	4, 77	7,44	2	130,55	116,49	11,30	24,30	45,09
	4, 77	8,94	4	138,51				
	4, 77	8,85	6	153,97				
ARCOPUNCO	6, 11	10, 97	2	98,46	83,24	13,35	17,00	46,49
	6, 11	10,92	4	108,88				
	6, 11	11,04	6	123,58				

Nota: Tomado de los ensayos de compresión triaxial realizados en los laboratorios de la UNI, según la norma ASTM D2664. Los datos resaltados se obtuvieron con el RocData V3.

Para determinar el m_i y la R_{cu}, el RocData debe estar usando el criterio de rotura de Hoek-Brown, para ingresar los datos de laboratorio, primero debemos señalar el número de ensayos que hemos llevado a cabo, luego se crearan filas y columnas en base a esa cantidad.

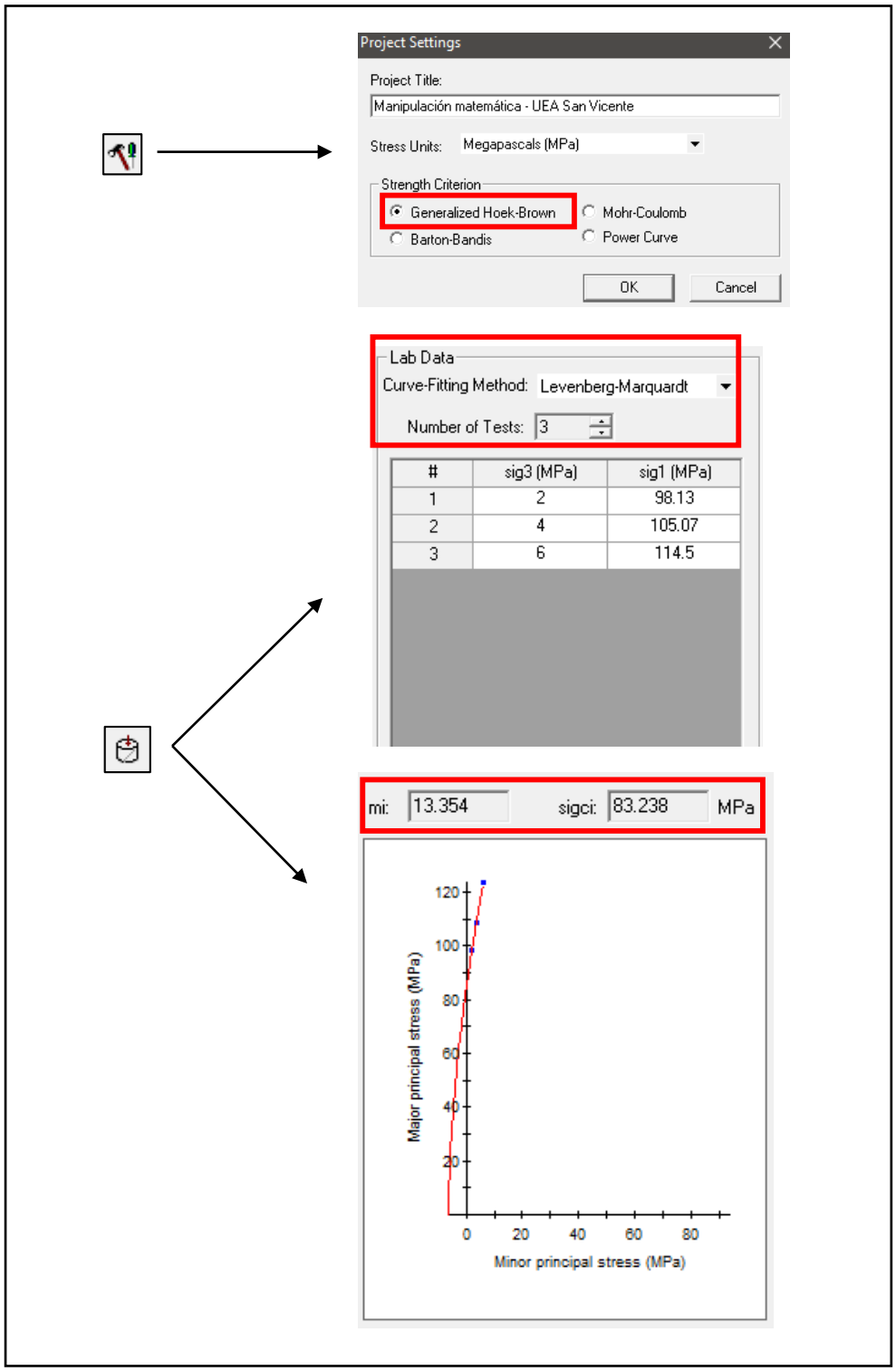


Figura 4.1. Obtención de los parámetros m_i y R_{CU}.
Fuente: Elaborado por el tesista en el Rocdata 3.0.

Para estimar la cohesión y el ángulo de fricción vamos a cambiar el criterio de Hoek-Brown por el de Mohr-Coulumb y hacemos lo mismo.

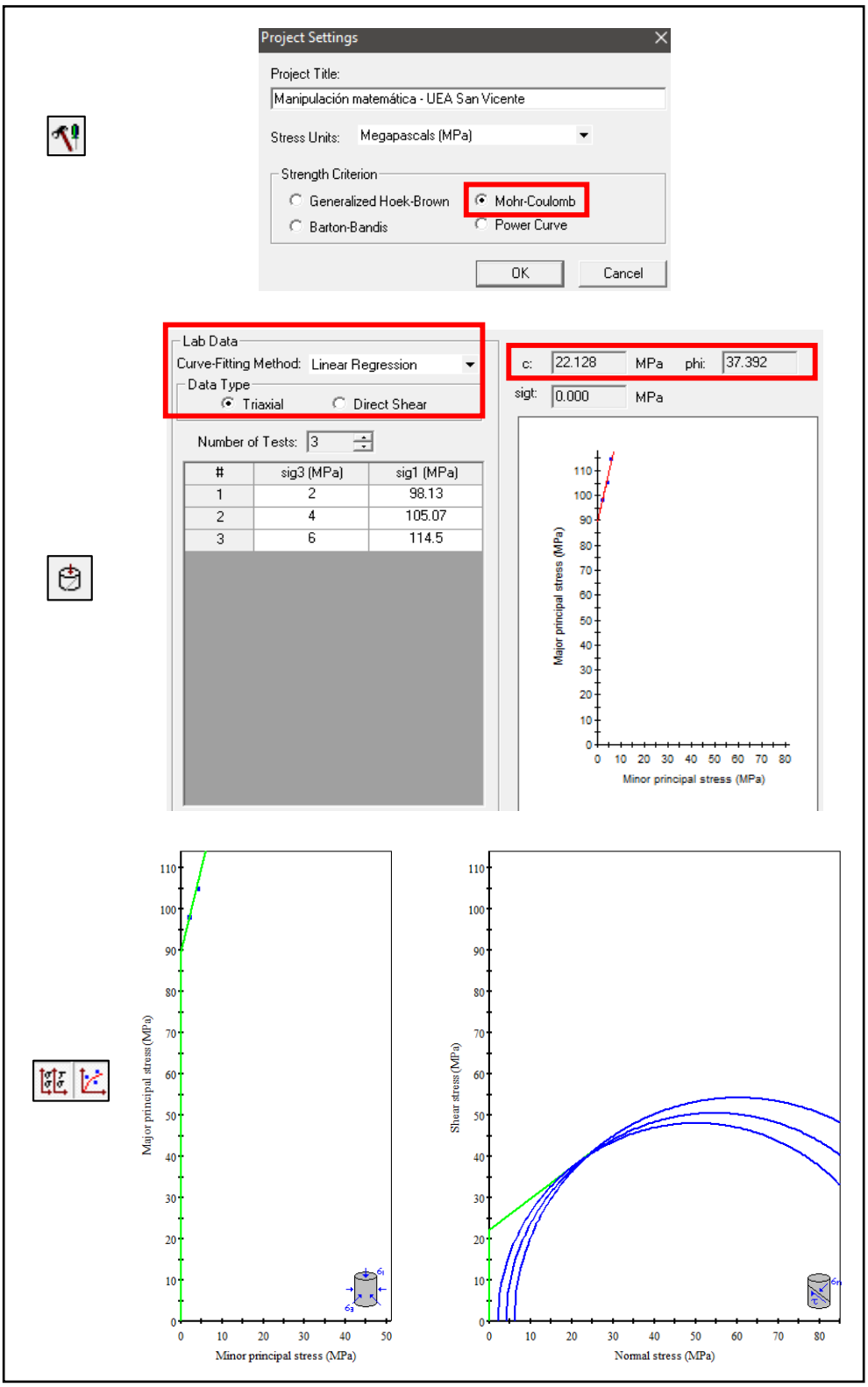


Figura 4.2. Obtención de parámetros C y φ
Fuente: Elaborado por el tesista en el Rocdata 3.0.

De esa forma se tratan los esfuerzos obtenidos del ensayo triaxial en todos los laboratorios de mecánica de rocas del Perú.

- **En la: UEA PALMAPATA**

Tabla N° 4.15.
Ensayos de compresión triaxial en la UEA Palmapata

Zona	Diámetro (cm)	Altura (cm)	σ_3 (MPa)	σ_1 (MPa)	R_{cu} (MPa)	mi	C (MPa)	φ (°)
AYALA INFERIOR	4, 45	8, 75	2	69,50				
	4, 45	9,05	4	78,12	56,94	10,81	12,94	42,39
	4, 45	8,89	6	90,05				
AYALA INFERIOR	4, 45	8,85	2	66,17				
	4, 45	9,00	4	75,78	53,43	11,35	12,12	42,75
	4, 45	8,90	6	87,08				
AYALA INFERIOR	4, 45	8,99	2	70,25				
	4, 45	8,96	4	79,43	59,37	9,36	14.04	40,43
	4, 45	9,10	6	89,01				
ZONA SUR	4,46	8,53	2	65,80				
	4,46	9,10	4	74,13	53,40	10,65	12,28	41,97
	4,46	9,15	6	85,95				

Nota: Tomado de los ensayos de compresión triaxial realizados en los laboratorios de la UNI, según la norma ASTM D2664. Los datos resaltados se obtuvieron con el RocData V3.

- **En la: UEA CHILPES**

Tabla N° 4.16.
Ensayos de compresión triaxial en la UEA Chilpes

Zona	Diámetro (cm)	Altura (cm)	σ_3 (MPa)	σ_1 (MPa)	R_{cu} (MPa)	mi	C (MPa)	φ (°)
MANGANESO	4, 44	8, 89	2	98,23				
	4, 44	8, 97	4	107,09	86,51	9,72	19,47	42,11
	4, 44	9,08	6	118,51				

Nota: Tomado de los ensayos de compresión triaxial realizados en los laboratorios de la UNI, según la norma ASTM D2664. Los datos resaltados se obtuvieron con el RocData V3.

c) Ensayos de constantes elásticas (E, v)

Se han hecho con el fin determinar el módulo de elasticidad o módulo de Young (E) y la relación de Poisson (v) que son las características fundamentales de formación en los límites de estabilidad elástica, el ensayo se ha llevado a cabo en probetas cilíndricas,

- Velocidad de carga = 5 – 10 $Kg/cm^2/s$
- Relación de esbeltez (L/D) = 2

Tabla N° 4.17.
Resultado de los ensayos de constantes elásticas

Zona	Diámetro (cm)	Altura (cm)	R_{cu} (MPa)	E (GPa)	v
AYALA INFERIOR	4,45	8,83	32,50	9,87	0,30
MANGANESO	4,45	7,96	73,80	17,19	0,24
ZONA SUR	4,44	8,26	50,50	17,77	0,26
RHAMYS	4,74	9,07	97,10	19,44	0,25
NUEVO RHAMYS	4,74	8,69	87,60	13,42	0,26
ARCOPUNCO	6,11	11,48	44,10	8,97	0,28

Nota: Tomado de los ensayos de constantes elásticas realizados en los laboratorios de la UNI, según la norma ASTM D7012.

4.2. Análisis e interpretación de la información

a) Análisis estructural

Después de ingresar información estructural al programa computarizado (Dips) se procede a hacer al análisis correspondiente a cada estación geomecánica.

<u>En la: UEA SAN VICENTE</u>

EG-1 (Ver tabla N° 4.1.)

- Labor: Rampa 240
- Referencia: Pto k + 2 m
- Set 1: Falla
- Set 2: Estrato
- Set 3: Fractura
- Rumbo de la excavación: N50°E
- Ángulo de fricción interno (φ): 45,0 °

En la evaluación de la estación geomecanica (EG-1) mediante el Dips 6.0 se obtuvo tres familias de discontinuidades: Dos principales (set 2, set 3) y una secundaria o aleatoria (set1); l a intersección de las dos familias principales se encuentra fuera del área potencial de falla generada por el cono de fricción, por ende, no se genera ningún tipo de falla.

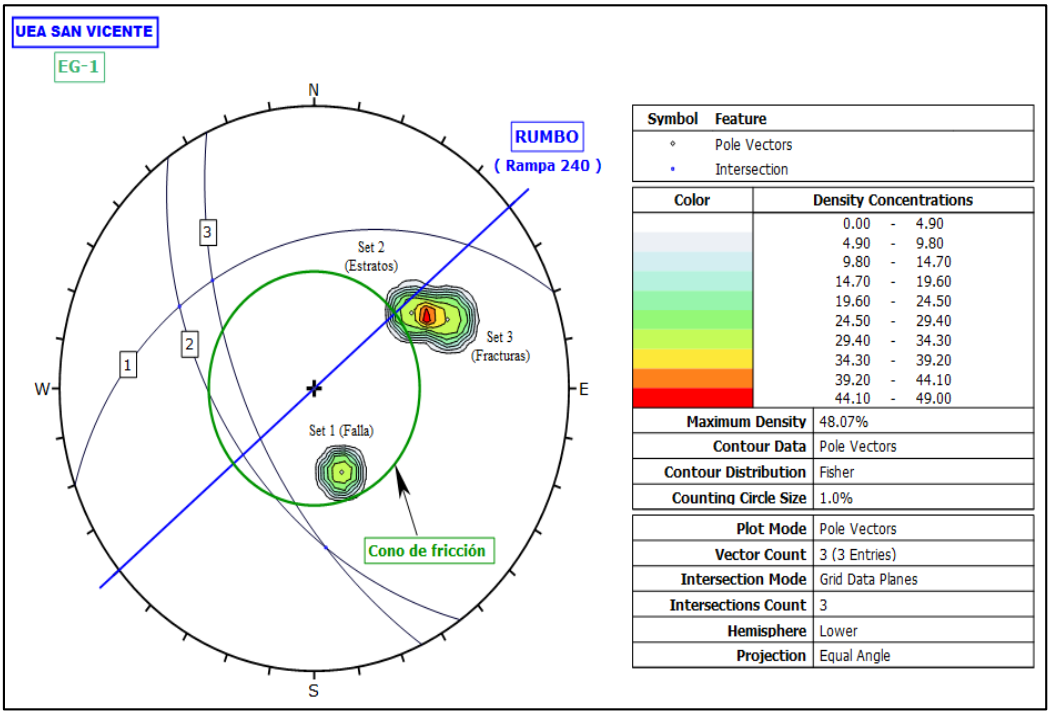


Figura 4.3. Isoconcentración de polos en la EG-1.
Fuente: Elaborado por el tesista en el Dips 6.0.

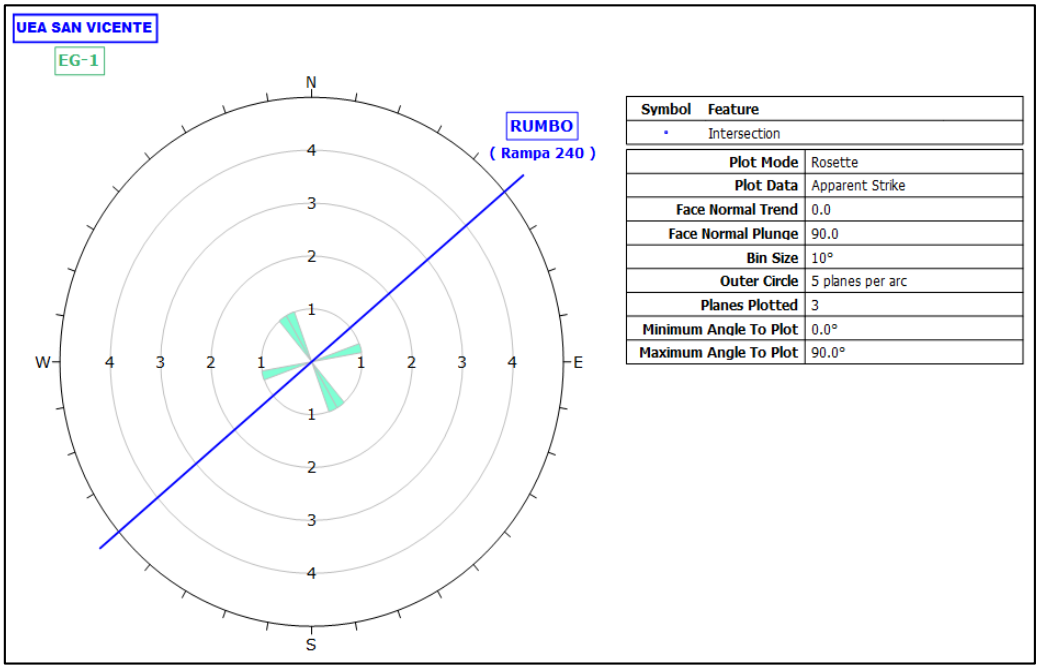


Figura 4.4. Diagrama de rosetas de la EG-1.
Fuente: Elaborado por el tesista en el Dips 6.0.

Con ayuda del diagrama de rosetas se aprecia que las discontinuidades de las familias principales tienen una dirección NW-SE y cruzan el eje de la labor en un angulo cercano a 90°, mientras que la familia secundaria o aleatoria presenta dirección NE-SW.

EG-2 (Ver tabla N° 4.1.)

- Zona: USA
- Labor: Galería 7880 SE
- Referencia: Pto F52 + 0 m
- Set 1: Falla
- Set 2: Estrato
- Set 3: Fractura
- Rumbo de la excavación: N20°E
- Ángulo de fricción interno (φ): 47°

En la evaluación de la estación geomecanica (EG-2) mediante el Dips 6.0 se obtuvo tres familias de discontinuidades: Tres principales (set 1, set 2, set 3); la intersección de las tres familias principales genera una cuña, pero esta se encontraea fuera del área potencial de falla generada por el cono de fricción, por ende, no se genera ningún tipo de riesgo.

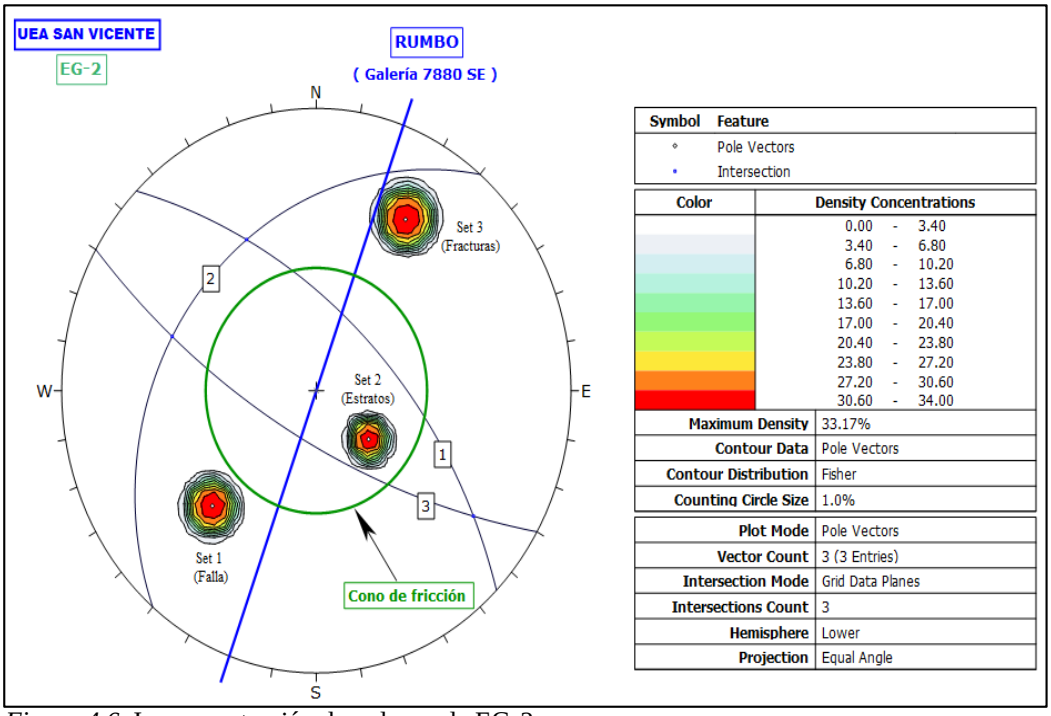


Figura 4.6. Isoconcentración de polos en la EG-2.
Fuente: Elaborado por el tesista en el Dips 6.0.

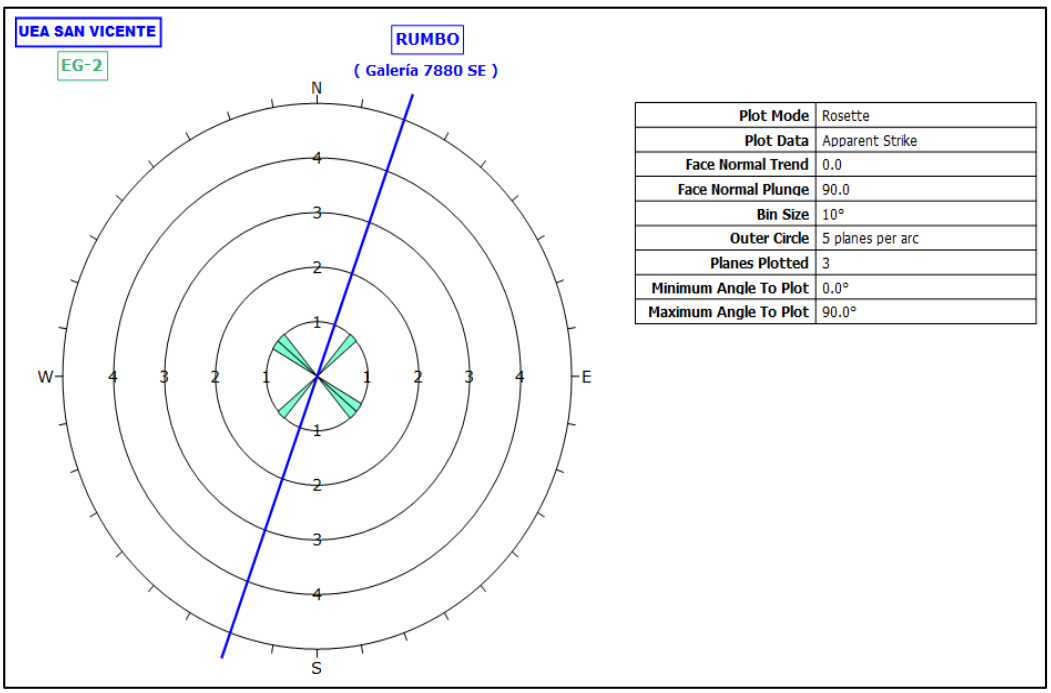


Figura 4.5. Diagrama de rosetas de la EG-2.
Fuente: Elaborado por el tesista en el Dips 6.0.

Con ayuda del diagrama de rosetas se aprecia que las discontinuidades de las familias principales tienen direcciones NW-SE y NE-SW, además cruzan el eje de la labor en un angulo cercano a 65°.

EG-3 (Ver tabla N° 4.1.)

- Zona: NEPTUNO
- Labor: Galería 8725 Sur
- Referencia: Pto D + 0 m
- Set 1: Falla
- Set 2: Estrato
- Set 3: Fractura
- Rumbo de la excavación: EW
- Ángulo de fricción interno (φ): 46°

En la evaluación de la estación geomecanica (EG-3) mediante el Dips 6.0 se obtuvo tres familias de discontinuidades: Tres principales (set 1, set 2, set 3); la intersección de las tres familias principales genera una cuña hacia uno de los hastiales; debido a que se encuentra dentro del área potencial de falla generada por el cono de fricción, la cuña tiene probabilidades de deslizarse y caer dentro de la labor.

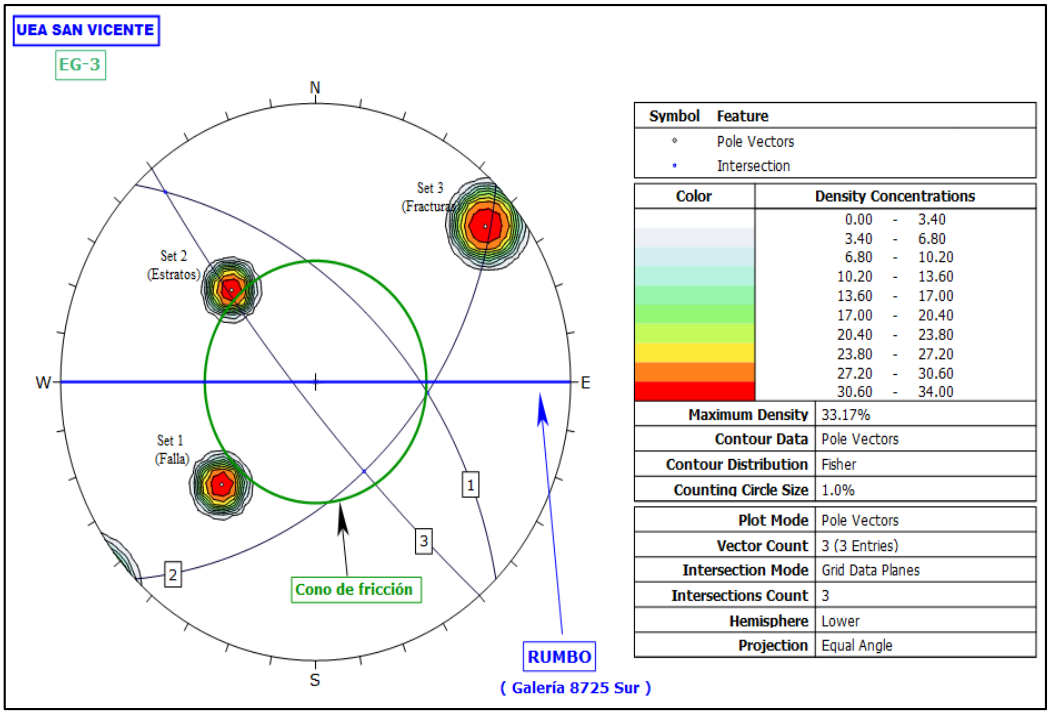


Figura 4.7. Isoconcentración de polos en la EG-3.
Fuente: Elaborado por el tesista en el Dips 6.0.

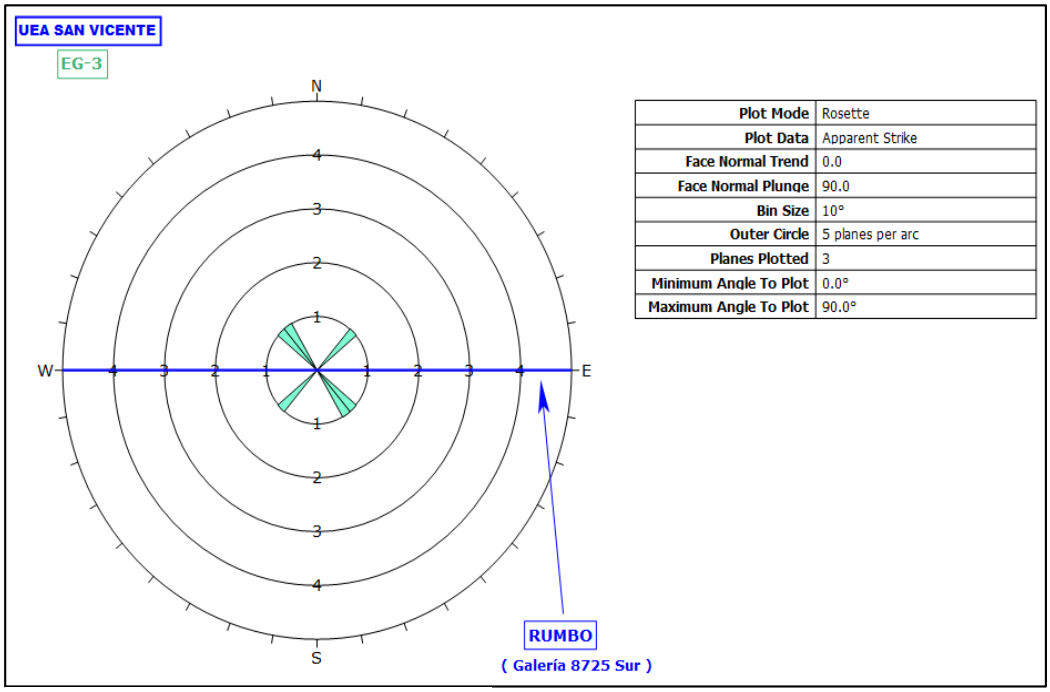


Figura 4.8. Diagrama de rosetas de la EG-3.
Fuente: Elaborado por el tesista en el Dips 6.0.

Con ayuda del diagrama de rosetas se aprecia que las discontinuidades de las familias principales tienen direcciones NW-SE y NE-SW, además cruzan el eje de la labor en un angulo cercano a 45°.

EG-4 (Ver tabla N° 4.1.)

- Zona: ARCOPUNCO
- Labor: Rampa 725
- Referencia: Pto B + 5 m
- Set 1: Falla
- Set 2: Estrato
- Set 3: Fractura
- Rumbo de la excavación: N50°E
- Ángulo de fricción interno (φ): 47°

En la evaluación de la estación geomecanica (EG-4) mediante el Dips 6.0 se obtuvo de tres familias de discontinuidades: Tres principales (set 1, set 2, set 3); la intersección de las tres familias principales genera una cuña, pero se encuentra fuera del área potencial de falla generada por el cono de fricción, por ende, no se genera ningún tipo de falla.

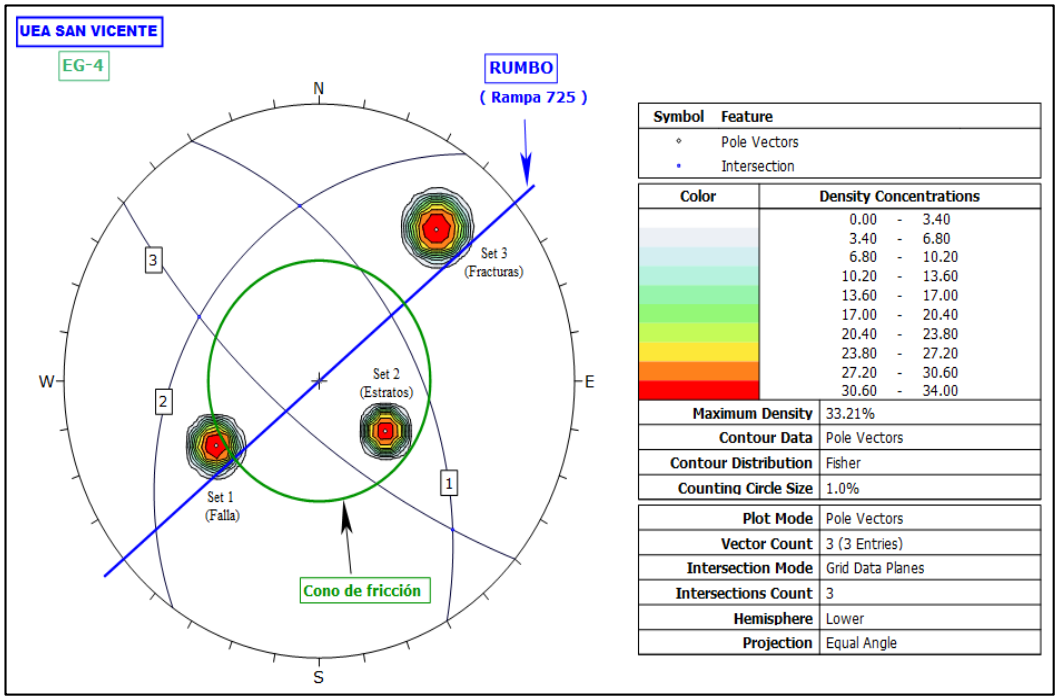


Figura 4.10. Isoconcentración de polos de la EG-4.
Fuente: Elaborado por el tesista en el Dips 6.0.

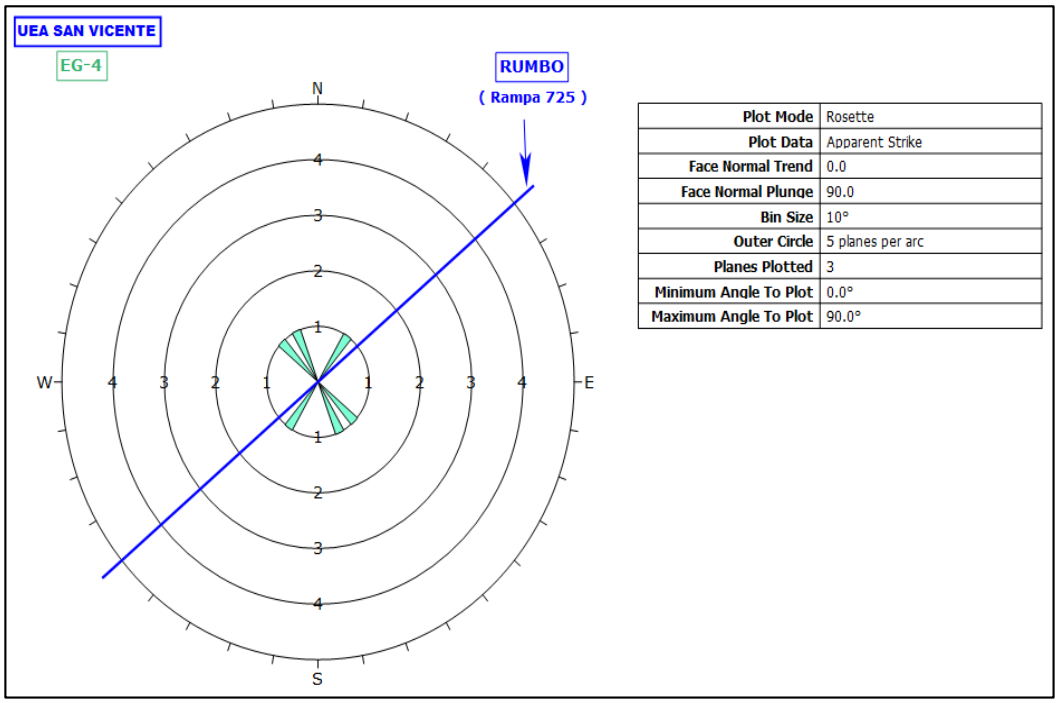


Figura 4.9. Diagrama de rosetas de la EG-4.
Fuente: Elaborado por el tesista en el Dips 6.0.

Con ayuda del diagrama de rosetas se aprecia que las discontinuidades de las familias principales tienen direcciones NW-SE y NE-SW, además la familia principal en dirección NE-SW se encuentra en dirección sub-paralela a la dirección de la labor.

<u>En la: UEA PALMAPATA</u>

EG-5 (Ver tabla N° 4.2.)

- Zona: AYALA INFERIOR
- Labor: Rampa 247
- Referencia: Pto T53 + 4 m
- Set 1: Falla
- Set 2: Estrato
- Set 3: Fractura
- Rumbo de la excavación: N30°E
- Ángulo de fricción interno (φ): 44°

En la evaluación de la estación geomecanica (EG-5) mediante el Dips 6.0 obtuvo la representación de tres familias de discontinuidades: Tres principales (set 1, set 2, set 3); la intersección de las tres familias principales genera una cuña, pero se encuentra fuera del área potencial de falla generada por el cono de fricción, por ende, no se genera ningún tipo de riesgo.

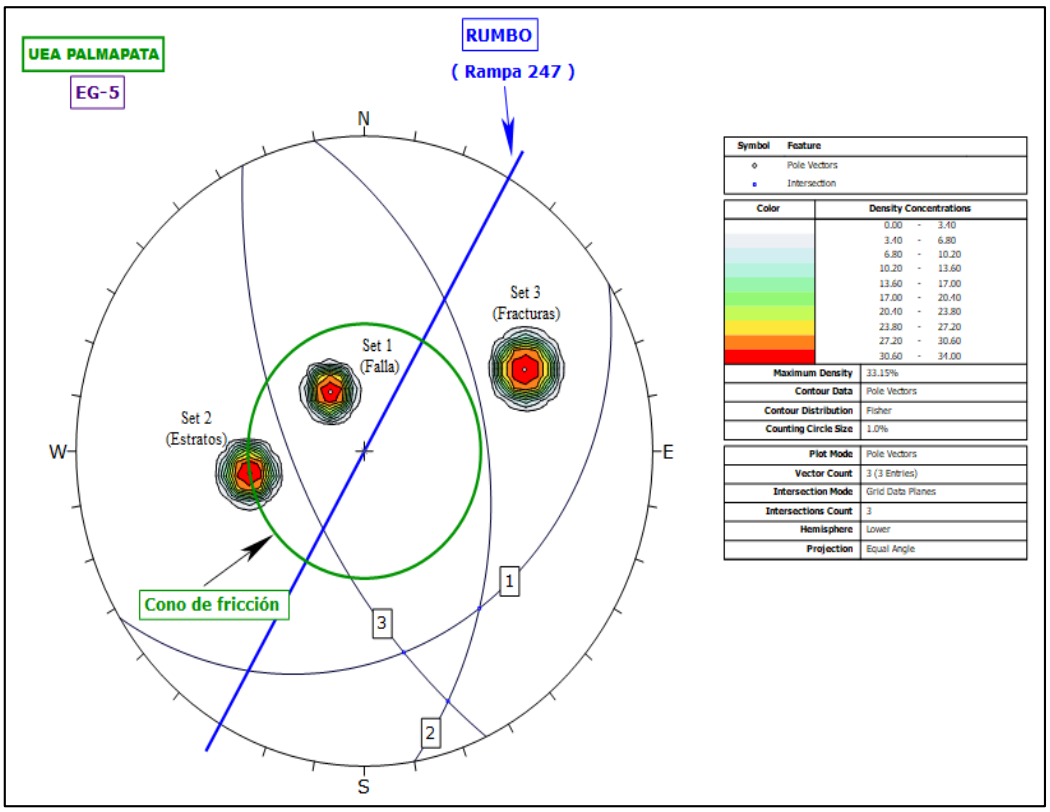


Figura 4.11. Isoconcentración de polos de la EG-5.
Fuente: Elaborado por el tesista en el Dips 6.0.

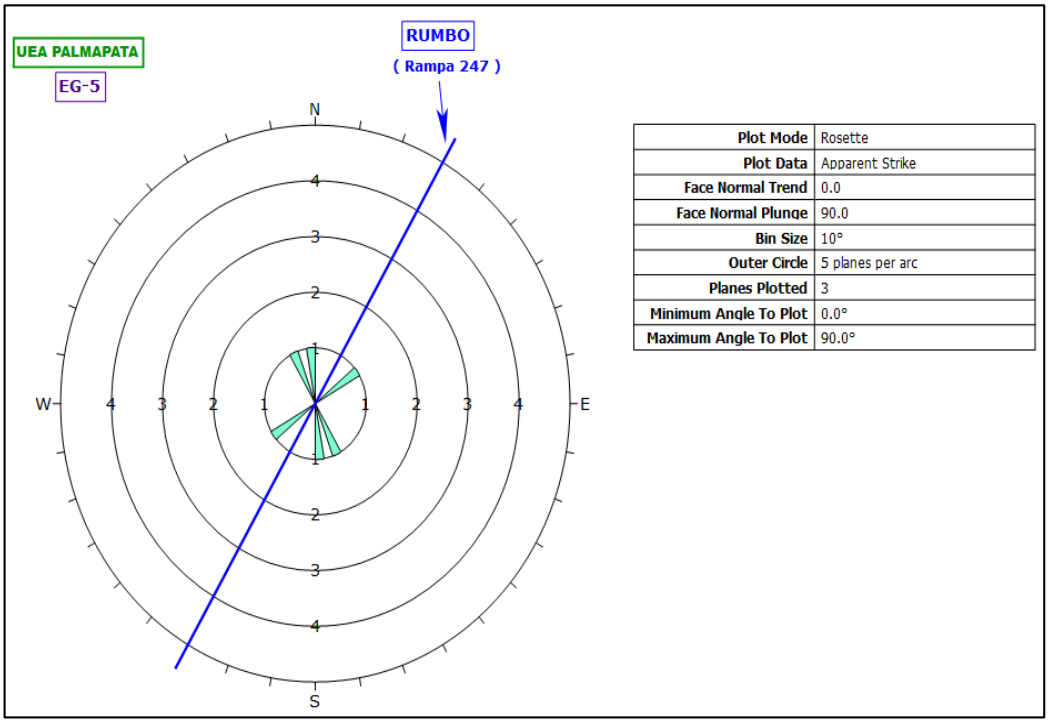


Figura 4.12. Diagrama de rosetas de la EG-5.

Fuente: Elaborado por el tesista en el Dips 6.0.

Con ayuda del diagrama de rosetas se aprecia que las discontinuidades de las familias principales tienen direcciones NW-SE y NE-SW, además la familia principal en dirección NE-SW se encuentra sub-paralela al eje de la labor en un angulo cercano a 15°.

EG-6 (Ver tabla N° 4.2.)

- Zona: AYALA INFERIOR
- Labor: Rampa 630
- Referencia: Pto F + 0 m
- Set 1: Falla
- Set 2: Estrato
- Set 3: Fractura
- Rumbo de la excavación: N40°E
- Ángulo de fricción interno (φ): 43°

En la evaluación de la estación geomecanica (EG-6) mediante el Dips 6.0 se obtuvo tres familias de discontinuidades: Tres principales (set 1, set 2, set 3); la intersección de las tres familias principales genera una cuña sobre la labor; esta se encuentra dentro del área potencial de falla generada por el cono de fricción, esta cuña definitivamente caera por gravedad.

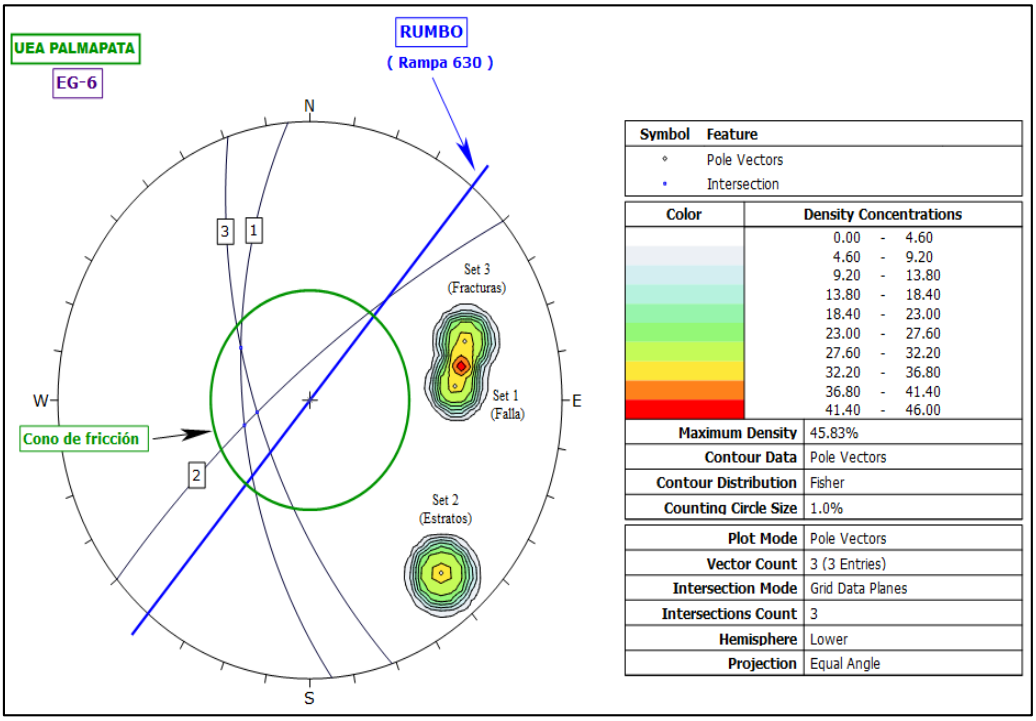


Figura 4.13. Isoconcentración de polos de la EG-6.
Fuente: Elaborado por el tesista en el Dips 6.0.

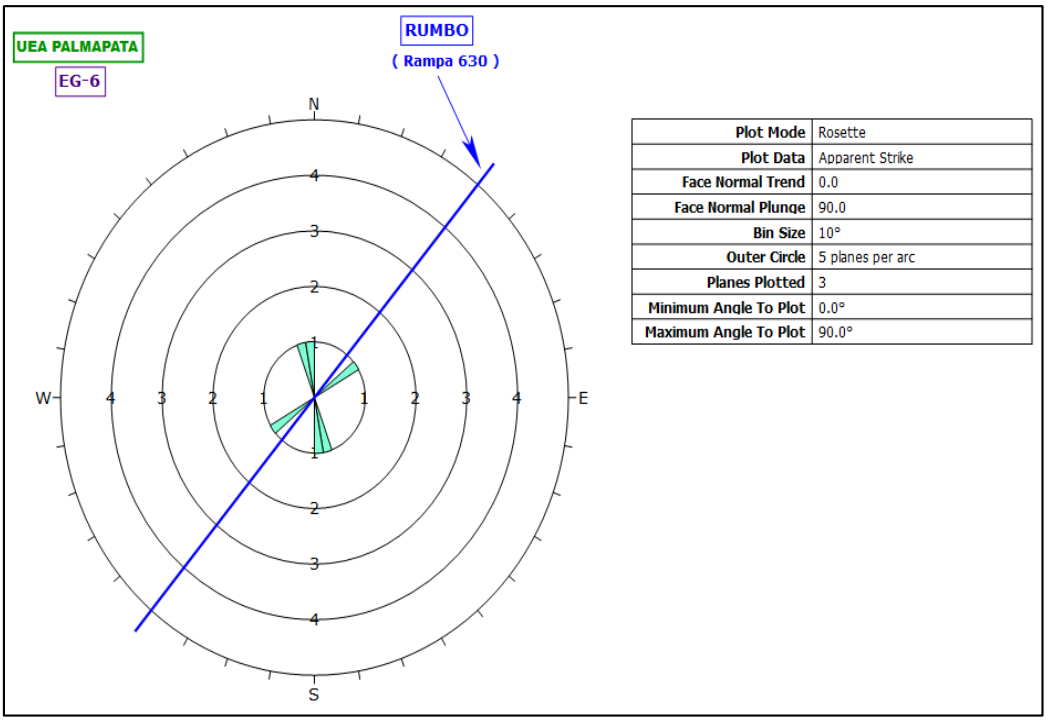


Figura 4.14. Diagrama de rosetas de la EG-6.
Fuente: Elaborado por el tesista en el Dips 6.0.

Con ayuda del diagrama de rosetas se aprecia que las discontinuidades de las familias principales tienen una dirección NW-SE y cruzan el eje de la labor en un angulo cercano a 45°, mientras que la familia secundaria o aleatoria presenta dirección NE-SW.

EG-7 (Ver tabla N° 4.2.)

- Zona: AYALA INFERIOR
- Labor: Rampa 690
- Referencia: Pto D + 0 m
- Set 1: Falla
- Set 2: Estrato
- Set 3: Fractura
- Rumbo de la excavación: N35°E
- Ángulo de fricción interno (φ): 43°

En la evaluación de la estación geomecanica (EG-7) mediante el Dips 6.0 se obtuvo tres familias de discontinuidades: Tres principales (set 1, set 2, set 3); la intersección de las tres familias principales genera una cuña, pero se encuentra fuera del área potencial de falla generada por el ángulo de fricción, por ende, no se genera ningún tipo de riesgo.

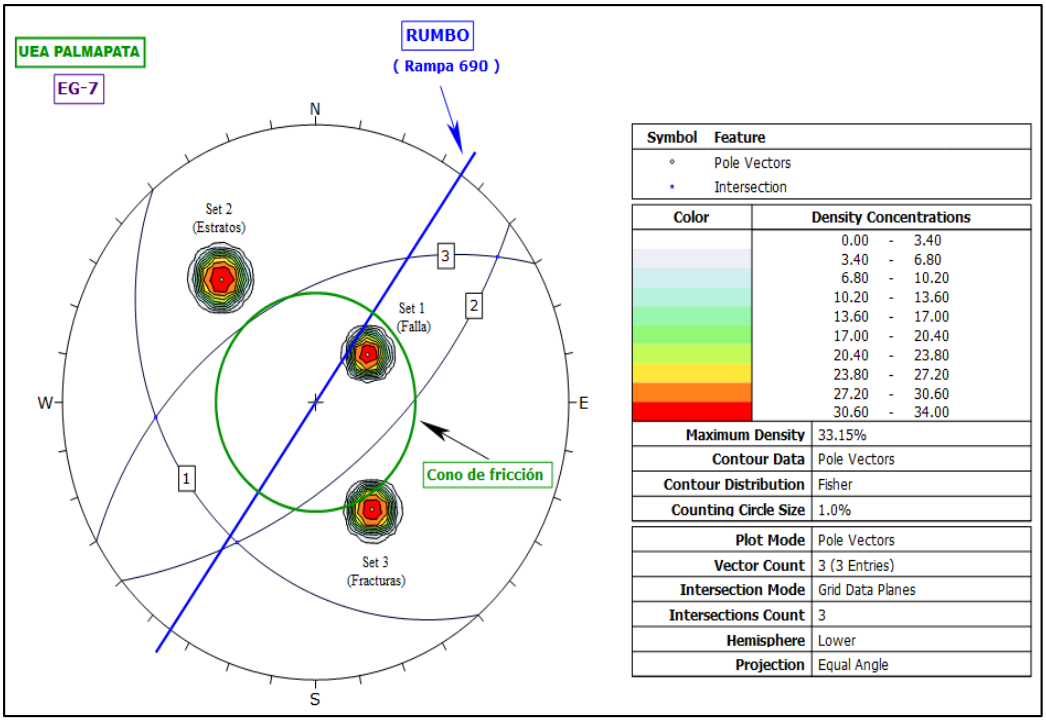


Figura 4.15. Isoconcentración de polos de la EG-7.
Fuente: Elaborado por el tesista en el Dips 6.0.

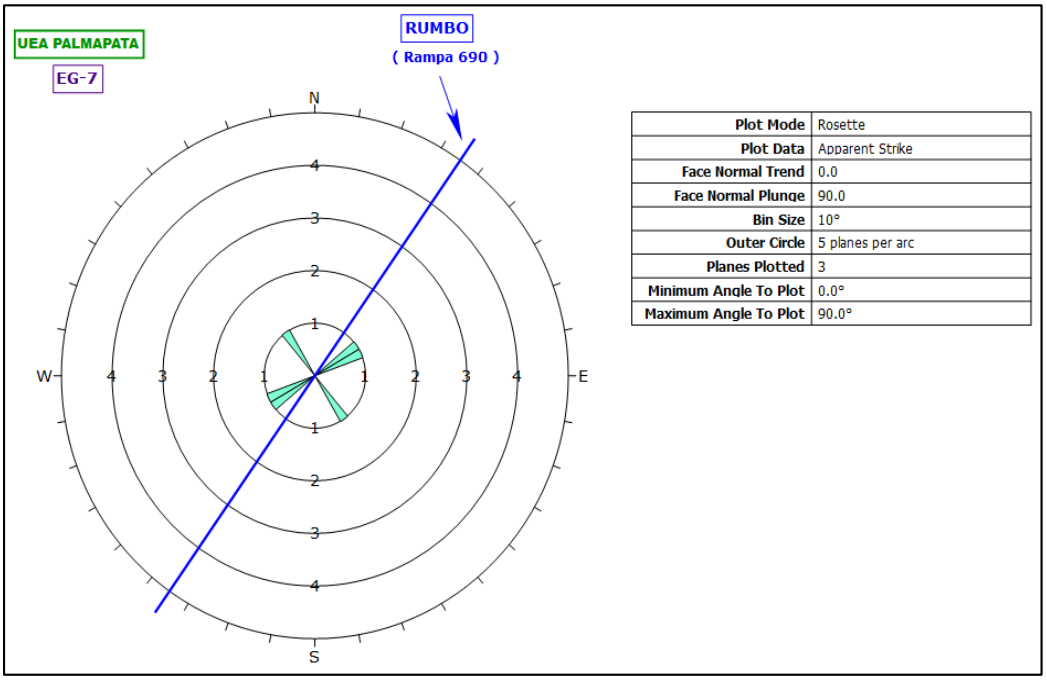


Figura 4.16. Diagrama de rosetas de la EG-7.
Fuente: Elaborado por el tesista en el Dips 6.0.

Con ayuda del diagrama de rosetas se aprecia que las discontinuidades de las familias principales tienen direcciónes NW-SE y NE-SW, además las familias principales en dirección NE-SW cruzan el eje de la labor en un angulo cercano a 25°.

EG-8 (Ver tabla N° 4.2.)

- Zona: ZONA SUR
- Labor: Rampa 530
- Referencia: Pto O + 5 m
- Set 1: Falla
- Set 2: Estrato
- Set 3: Fractura
- Rumbo de la excavación: N20°E
- Ángulo de fricción interno (φ): 45°

En la evaluación de la estación geomecanica (EG-8) mediante el Dips 6.0 se obtuvo tres familias de discontinuidades: Tres principales (set 1, set 2, set 3); la intersección de las tres familias principales genera una cuña hacia uno de los hastiales pasando por el centro de la excavación, esta se encuentra dentro del área potencial de falla generada por el cono de fricción, por ende, tiene probabilidades de deslizarse y caer.

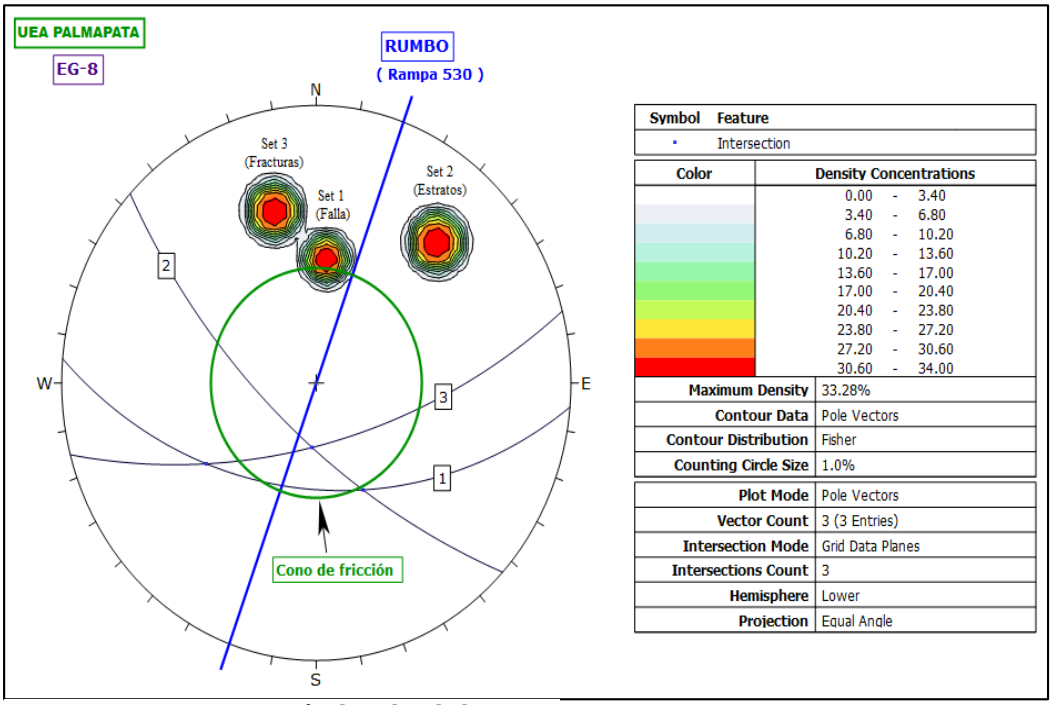


Figura 4.18. Isoconcentración de polos de la EG-8.
Fuente: Elaborado por el tesista en el Dips 6.0.

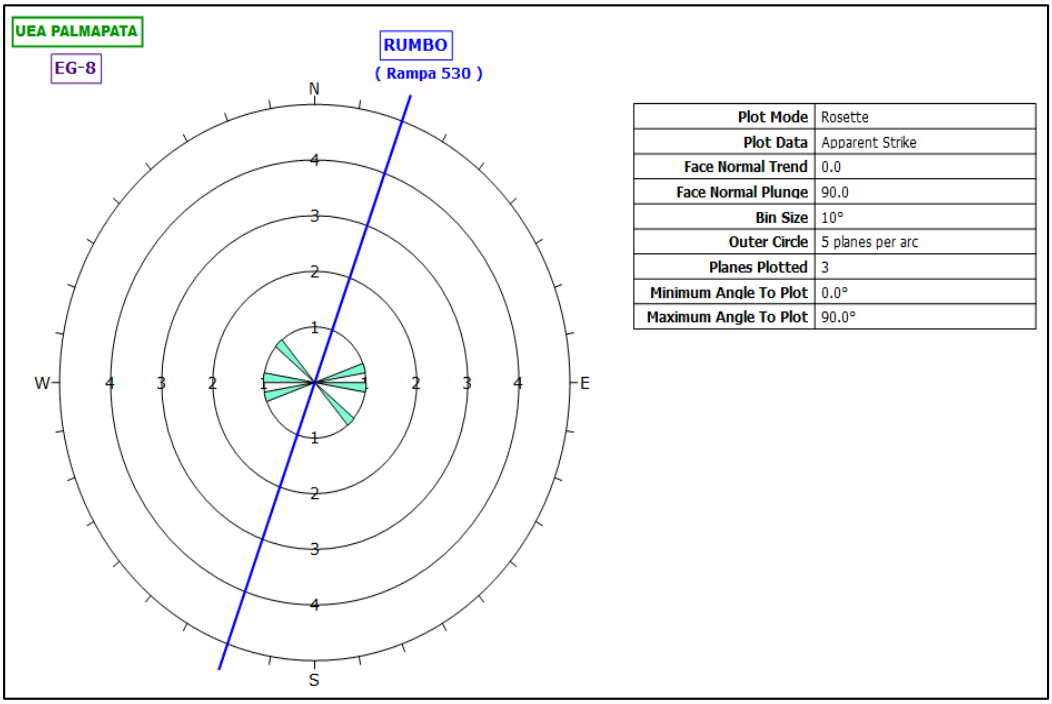


Figura 4.17. Diagrama de rosetas de la EG-8.
Fuente: Elaborado por el tesista en el Dips 6.0.

Con ayuda del diagrama de rosetas se aprecia que las discontinuidades de las familias principales tienen una dirección NW-SE y NE-SW, además una familia principal cruza el eje de la labor en un angulo cercano a 55°.

<u>En la: UEA CHILPES</u>

EG-9 (Ver tabla N° 4.3.)

- Zona: MANGANESO
- Labor: Galería Chilpes
- Referencia: Pto G + 4 m
- Set 1: Falla
- Set 2: Estrato
- Set 3: Fractura
- Rumbo de la excavación: N40°E
- Ángulo de fricción interno (φ): 43°

En la evaluación de la estación geomecanica (EG-9) mediante el Dips 6.0 se obtuvo tres familias de discontinuidades: Tres principales (set 1, set 2, set 3); la intersección de las tres familias principales genera una cuña, pero se encuentra fuera del área potencial de falla generada por el cono de fricción, por ende, la cuña no caera por gravedad, ni por deslizamiento, no se genera ningún tipo de riesgo en la labor.

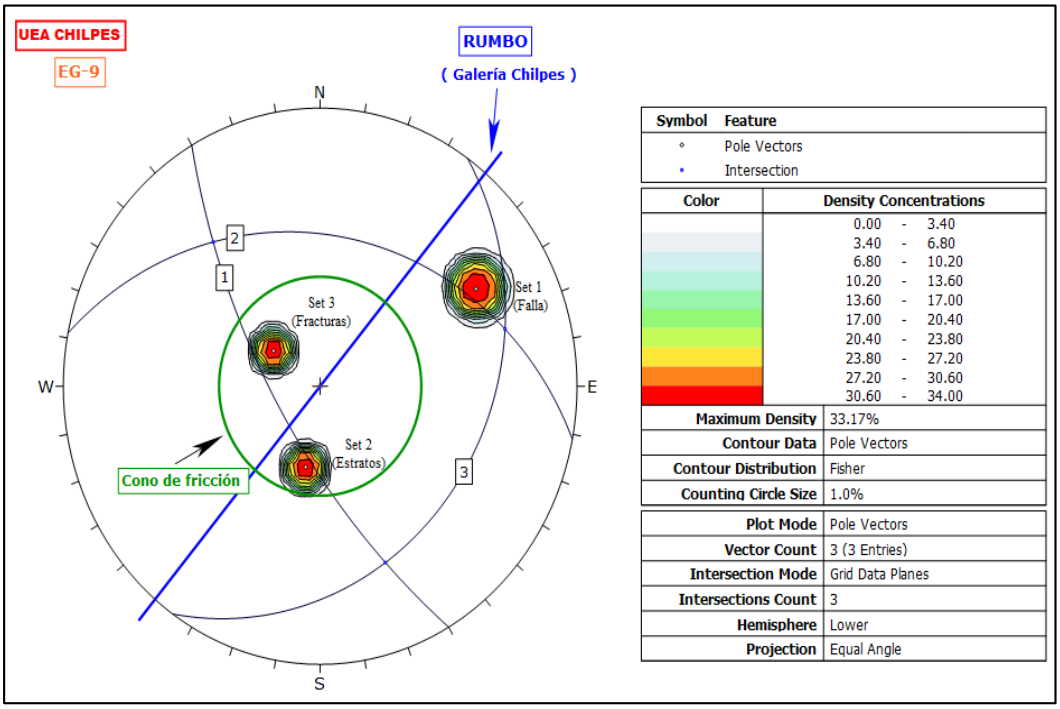


Figura 4.19. Isoconcentración de polos de la EG-9.
Fuente: Elaborado por el tesista en el Dips 6.0.

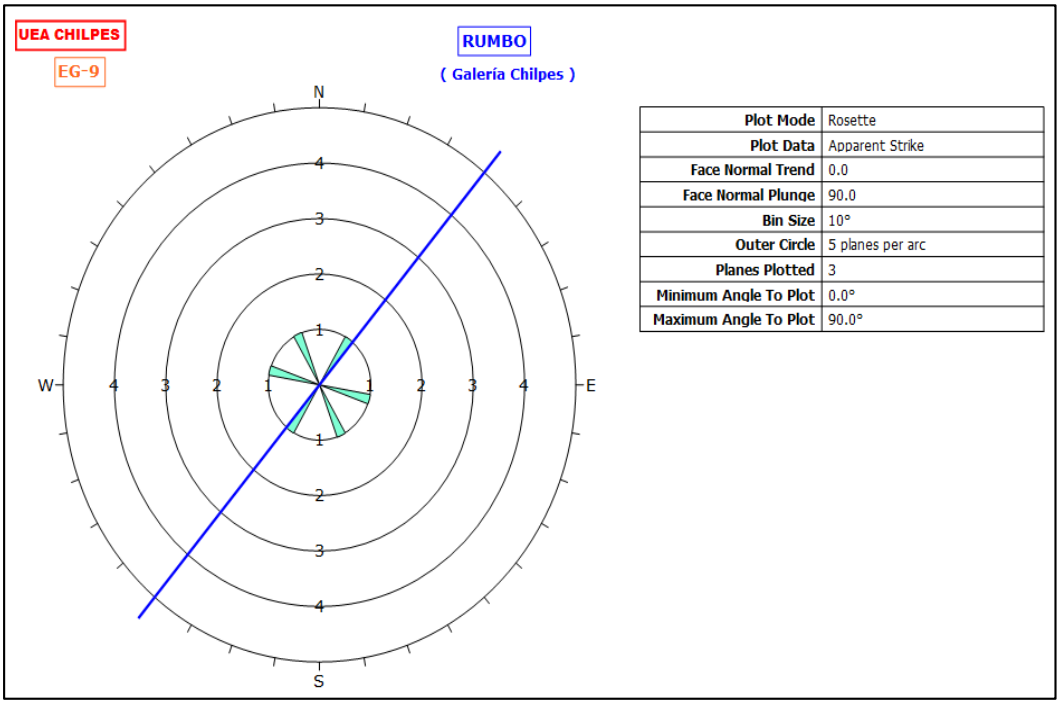


Figura 4.20. Diagrama de rosetas de la EG-9.
Fuente: Elaborado por el tesista en el Dips 6.0.

Con ayuda del diagrama de rosetas se aprecia que las discontinuidades de las familias principales tienen una dirección NW-SE y NE-SW, además una familia principal se encuentra orientada sub paralela al rumbo de la labor.

b) Clasificaciones geomecánicas del macizo rocoso

Para clasificar al macizo rocoso se usaron los datos obtenidos en el campo, y los datos obtenidos de los ensayos de laboratorio; con los cuales se uso dos sistemas de clasificación geomecánica: RMR89 y el GSI modificado.

➢ RMR_{89}

Este sistema de clasificación geomecánico puntúa al macizo rocoso de 0 a 100, en el Anexo N° G se consigna la hoja de cálculo que se uso para procesar la información.

- **En la: UEA SAN VICENTE.**

ZONA – NUEVO RHAMYS (EG - 1)

1) Resistencia a la compresión uniaxial: **50 – 100 MPa** +(7)
2) RQD: **72,5 %** +(10)

Usando la (Ec. 2.12)

$$J_V = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3} = \frac{1}{0{,}30} + \frac{1}{0{,}15} + \frac{1}{0{,}20} = 15$$

Usando la (Ec. 2.13)

$$\text{RQD} = 110 - 2{,}5(J_V) = 72{,}5\ \%$$

3) Espaciamiento entre discontinuidades: **Se. (0,20 – 0,60 m)** +(15)
4) Condición de las discontinuidades: +(11)
   - Longitud de la discontinuidad: **3 – 10 m**
   - Abertura: **1 – 5 mm**
   - Rugosidad: **Ligeramente rugosa**
   - Relleno: **Blando (< 5 mm)**
   - Alteración: **Moderadamente alterada**
5) Condición de aguas subterráneas: **Ligeramente húmedo** +(10)
6) Ajuste por orientación: **Muy Favorable** +(0)

RMR_{89} (Básico) = 1+2+3+4+5 = 53 Usando la (Ec. 2.14)

RMR_{89} (Corregido) = RMR_{89} (Básico) + 6 = 53 Usando la (Ec. 2.15)

ZONA – USA (EG - 2)

1) Resistencia a la compresión uniaxial: **50 – 100 MPa** +(7)
2) RQD: **68,08 %** +(10)

Usando la (Ec. 2.12)

$$J_V = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3} = \frac{1}{0{,}22} + \frac{1}{0{,}18} + \frac{1}{0{,}15} = 16{,}77$$

Usando la (Ec. 2.13)

$$\text{RQD} = 110 - 2{,}5(J_V) = 68{,}08\ \%$$

3) Espaciamiento entre discontinuidades: **Me. se. (0,20 – 0,60 m)** +(10)
4) Condición de las discontinuidades: +(17)
   - Longitud de la discontinuidad: **3 – 10 m**
   - Abertura: **0,10 - 1 mm**
   - Rugosidad: **Rugosa**
   - Relleno: **Duro (> 5 mm)**
   - Alteración: **Ligeramente alterada**
5) Condición de aguas subterráneas: **Ligeramente húmedo** + (10)
6) Ajuste por orientación: **Muy Favorable** +(0)

RMR_{89} (Básico) = 1+2+3+4+5 = 54 Usando la (Ec. 2.14)

RMR_{89} (Corregido) = RMR_{89} (Básico) + 6 = 54 Usando la (Ec. 2.15)

ZONA – NEPTUNO (EG - 3)

1) Resistencia a la compresión uniaxial: **50 – 100 MPa** +(7)
2) RQD: **43,33 %** +(8)

Usando la (Ec. 2.12)

$$J_V = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3} = \frac{1}{0{,}12} + \frac{1}{0{,}12} + \frac{1}{0{,}10} = 26{,}67$$

Usando la (Ec. 2.13)

$$\text{RQD} = 110 - 2{,}5(J_V) = 43{,}33\ \%$$

3) Espaciamiento entre discontinuidades: **Me. se. (0,20 – 0,60 m)** +(10)

4) Condición de las discontinuidades: +(13)

- Longitud de la discontinuidad: **3 – 10 m**
- Abertura: **0,10 - 1 mm**
- Rugosidad: **Ligeramente rugosa**
- Relleno: **Duro (> 5 mm)**
- Alteración: **Moderadamente alterada**

5) Condición de aguas subterráneas: **Ligeramente húmedo** +(10)

6) Ajuste por orientación: **Muy favorable** +(0)

RMR_{89} (Básico) = 1+2+3+4+5 = 48 Usando la (Ec. 2.14)

RMR_{89} (Corregido) = RMR_{89} (Básico) + 6 = 48 Usando la (Ec. 2.15)

ZONA – ARCOPUNCO (EG - 4)

1) Resistencia a la compresión uniaxial: **50 – 100 MPa** +(7)

2) RQD: **78,57 %** +(15)

Usando la (Ec. 2.12)

$$J_V = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3} = \frac{1}{0{,}25} + \frac{1}{0{,}28} + \frac{1}{0{,}20} = 12{,}57$$

Usando la (Ec. 2.13)

$$\text{RQD} = 110 - 2{,}5(J_V) = 78{,}57\ \%$$

3) Espaciamiento entre discontinuidades: **Me. se. (0,20 – 0,60 m)** +(10)

4) Condición de las discontinuidades: +(17)

- Longitud de la discontinuidad: **3 – 10 m**
- Abertura: **< 0,10 mm**
- Rugosidad: **Ligeramente rugosa**
- Relleno: **Duro (> 5 mm)**
- Alteración: **Ligeramente alterada**

5) Condición de aguas subterráneas: **Seco** +(15)

6) Ajuste por orientación: **Muy desfavorable** +(-12)

RMR_{89} (Básico) = 1+2+3+4+5 = 64 Usando la (Ec. 2.14)

RMR_{89} (Corregido) = RMR_{89} (Básico) + 6 = 52 Usando la (Ec. 2.15)

- **En la: UEA PALMAPATA.**

ZONA – AYALA INFERIOR (EG - 5)

1) Resistencia a la compresión uniaxial: **50 – 100 MPa** +(7)
2) RQD: **64,93 %** +(10)

Usando la (Ec. 2.12)

$$J_V = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3} = \frac{1}{0{,}14} + \frac{1}{0{,}17} + \frac{1}{0{,}20} = 18{,}03$$

Usando la (Ec. 2.13)

$$\text{RQD} = 110 - 2{,}5(J_V) = 64{,}93\ \%$$

3) Espaciamiento entre discontinuidades: **Me. se. (0,20 – 0,60 m)** +(10)
4) Condición de las discontinuidades: +(17)
   - Longitud de la discontinuidad: **3 – 10 m**
   - Abertura: **< 0,1**
   - Rugosidad: **Rugosa**
   - Relleno: **Duro (> 5 mm)**
   - Alteración: **Ligeramente alterada**
5) Condición de aguas subterráneas: **Ligeramente húmedo** +(10)
6) Ajuste por orientación: **Regular** +(-5)

RMR_{89} (Básico) = 1+2+3+4+5 = 54 Usando la (Ec. 2.14)

RMR_{89} (Corregido) = **RMR_{89} (Básico)** + 6 = 49 Usando la (Ec. 2.15)

ZONA – AYALA INFERIOR (EG - 6)

1) Resistencia a la compresión uniaxial: **50 – 100 MPa** +(7)
2) RQD: **66,28 %** +(10)

Usando la (Ec. 2.12)

$$J_V = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3} = \frac{1}{0{,}15} + \frac{1}{0{,}18} + \frac{1}{0{,}19} = 17{,}49$$

Usando la (Ec. 2.13)

$$\text{RQD} = 110 - 2{,}5(J_V) = 66{,}28\ \%$$

3) Espaciamiento entre discontinuidades: S**e. (0,60 – 2,0 m)** +(15)

4) Condición de las discontinuidades: +(13)

- Longitud de la discontinuidad: **3 – 10 m**
- Abertura: **1 – 5 mm**
- Rugosidad: **Ligeramente rugosa**
- Relleno: **Blando (< 5 mm)**
- Alteración: **Ligeramente alterada**

5) Condición de aguas subterráneas: **Ligeramente húmedo** +(10)

6) Ajuste por orientación: **Muy Favorable** +(0)

RMR_{89} (Básico) = 1+2+3+4+5 = 55 Usando la (Ec. 2.14)

RMR_{89} (Corregido) = **RMR_{89} (Básico)** + 6 = 55 Usando la (Ec. 2.15)

ZONA – AYALA INFERIOR (EG - 7)

1) Resistencia a la compresión uniaxial: **50 – 100 MPa** +(7)

2) RQD: **63,93 %** +(10)

Usando la (Ec. 2.12)

$$J_V = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3} = \frac{1}{0{,}17} + \frac{1}{0{,}17} + \frac{1}{0{,}15} = 18{,}43$$

Usando la (Ec. 2.13)

$$\text{RQD} = 110 - 2{,}5(J_V) = 63{,}93\ \%$$

3) Espaciamiento entre discontinuidades: Me. s**e. (0,2 – 0,6 m)** +(10)

4) Condición de las discontinuidades: +(16)

- Longitud de la discontinuidad:**10 – 20 m**
- Abertura: **1 – 5 mm**
- Rugosidad: **Rugosa**
- Relleno: **Duro (> 5 mm)**
- Alteración: **Ligeramente alterada**

5) Condición de aguas subterráneas: **Ligeramente húmedo** +(10)

6) Ajuste por orientación: **Muy Favorable** +(0)

Usando la (Ec. 2.14)

RMR_{89} (Básico) = 1+2+3+4+5 = 53

RMR_{89} (Corregido) = **RMR_{89} (Básico)** + 6 = 53 Usando la (Ec. 2.15)

ZONA – ZONA SUR (EG - 8)

1) Resistencia a la compresión uniaxial: **50 – 100 MPa** +(7)
2) RQD: **43,05 %** +(8)

Usando la (Ec. 2.12)

$$J_V = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3} = \frac{1}{0{,}11} + \frac{1}{0{,}10} + \frac{1}{0{,}13} = 26{,}78$$

Usando la (Ec. 2.13)

$$\text{RQD} = 110 - 2{,}5(J_V) = 43{,}05\ \%$$

3) Espaciamiento entre discontinuidades: Próximas **(0,06 – 0,20 m)** +(8)
4) Condición de las discontinuidades: +(9)
   - Longitud de la discontinuidad: > **20 m**
   - Abertura: **1 – 5 mm**
   - Rugosidad: **Ligeramente rugosa**
   - Relleno: **Blando (< 5 mm)**
   - Alteración: **Moderadamente alterada**
5) Condición de aguas subterráneas: **Seco** +(15)
6) Ajuste por orientación: **Muy favorable** +(0)

RMR_{89} (Básico) = 1+2+3+4+5 = 47 Usando la (Ec. 2.14)

RMR_{89} (Corregido) = **RMR_{89} (Básico)** + 6 = 47 Usando la (Ec. 2.15)

- **En la: UEA CHILPES.**

ZONA – MANGANESO (EG - 9)

1) Resistencia a la compresión uniaxial: **50 – 100 MPa** +(7)

2) RQD: **64,55 %** +(10)

Usando la (Ec. 2.12)

$$J_V = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3} = \frac{1}{0{,}15} + \frac{1}{0{,}19} + \frac{1}{0{,}16} = 18{,}18$$

Usando la (Ec. 2.13)

$$\text{RQD} = 110 - 2{,}5(J_V) = 64{,}55\ \%$$

3) Espaciamiento entre discontinuidades: Me. se. **(0,20 – 0,60 m)** +(10)

4) Condición de las discontinuidades: +(9)

- Longitud de la discontinuidad: **10 - 20 m**
- Abertura: **1 – 5 mm**
- Rugosidad: **Ligeramente rugosa**
- Relleno: **Blando (< 5 mm)**
- Alteración: **Moderadamente alterada**

5) Condición de aguas subterráneas: **Ligeramente húmedo** +(15)

6) Ajuste por orientación: **Muy favorable** +(0)

RMR_{89} (Básico) = 1+2+3+4+5 = 47 Usando la (Ec. 2.14)

RMR_{89} (Corregido) = **RMR_{89} (Básico)** + 6 = 47 Usando la (Ec. 2.15)

Para la clasificación de estas 8 estaciones geomecanicas (EG); se utilizo la información obtenida de los ensayos in-situ o de campo, para estimar la resistencia a la compresión uniaxial (R_{CU}) se uso el martillo de Schmidt; para determinar el índice de calidad de la roca (RQD) se uso el registro volumétrico de discontinuidades por metro cubico propuesto por Palmstron (1982,2005); para el espaciamiento de las discontinuidades, condición de las discontinuidades y la prescencia de agua subterráneas se usaron criterios visuales; finalmente para aplicar la corrección del RMR (Básico) se uso la información del levantamiento litológico estructural, previamente ingresado en el software Dips 6.0; mediante el software y su diagrama de rosetas pudimos determinar si el rumbo que siguen nuestras labores están a a favor o en contra de la orientación que tienen las discontinuidades que se identificaron en campo.

A continuación, se muestra una tabla con los resultados obtenidos de usar el sistema de clasificación geomecanico RMR_{89}.

Tabla N° 4.18.
Clasificación del macizo rocoso con el RMR_{89}

UEA	ZONA	Clasificación			
		RMR_{89}	Clase	Sub-clase	Tipo
SAN VICENTE	NUEVO RHAMYS	53	III	III A	Regular
	USA	54	III	III A	Regular
	NEPTUNO	48	III	III B	Regular
	ARCOPUNCO	52	III	III A	Regular
PALMAPATA	AYALA INFERIOR	49	III	III B	Regular
	AYALA INFERIOR	55	III	III A	Regular
	AYALA INFERIOR	53	III	III A	Regular
	ZONA SUR	47	III	III B	Regular
CHILPES	MANGANESO	48	III	III B	Regular

Nota: Elaborado con los ensayos in-situ realizados en el interior de la mina San Vicente.

La UEA San Vicente presenta en promedio una roca de Clase III, tipo regular en sus cuatro zonas de trabajo, su RMR varia de 48 a 54.

En la UEA Palmapata la roca varia entre una de Clase III, de tipo: Regular, su RMR varia de 47 a 49.

La UEA Chilpes presenta una roca de Clase III, tipo regular, su RMR es de 48.

- **Tiempo de autosostenimiento**

El objetivo de usar la clasificación geomecanica RMR_{89} es obtener el tiempo que una labor puede permanecer sin sostenimiento, despues de haber calculado el RMR de cada UEA de la mina San Vicente, se usara la figura 2.5. (Abaco de autosostenimiento), para determinar ese tiempo.

- **En la: UEA SAN VICENTE.**

ZONA – NUEVO RHAMYS (EG - 1) ≈ 3 Semanas, 3 Semanas

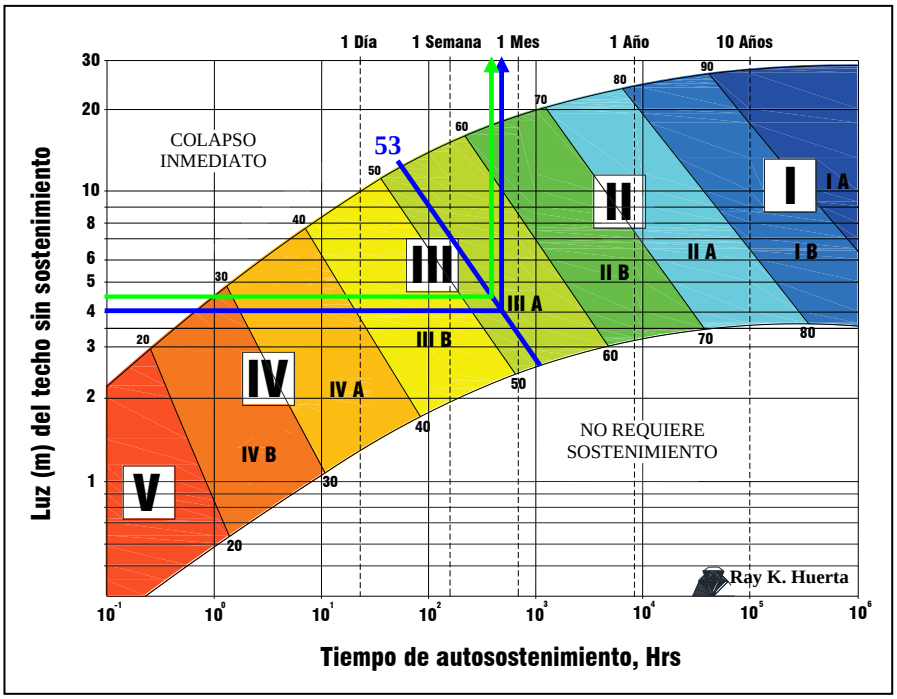


Figura 4.21. Tiempo de autosostenimiento (ZONA - Nuevo Rhamys).
Fuente: Elaborado por el tesista.

ZONA – USA (EG - 2) ≈ 1 Mes

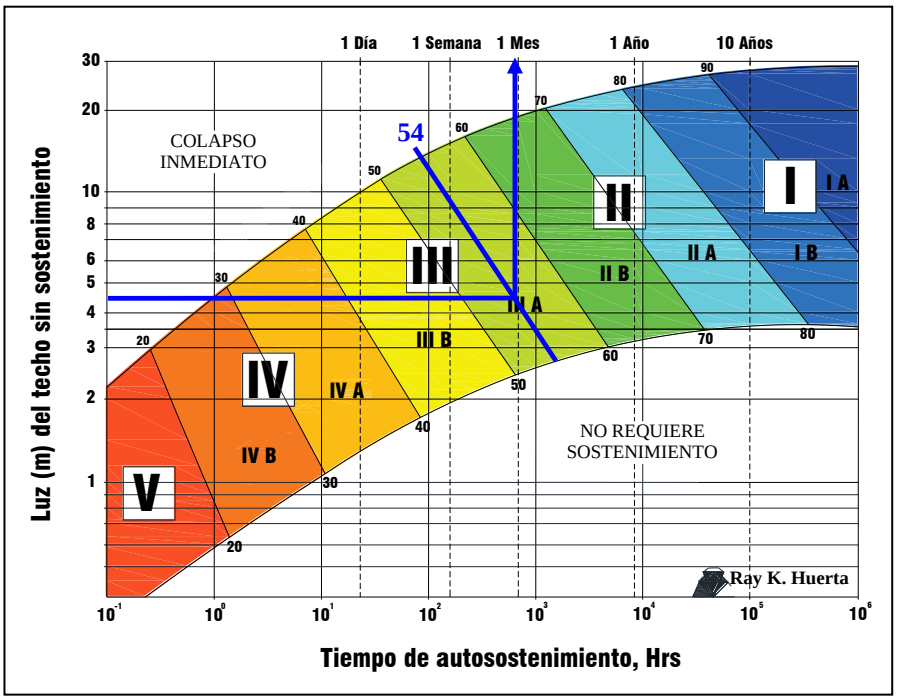


Figura 4.22. Tiempo de autosostenimiento (ZONA – USA).
Fuente: Elaborado por el tesista.

ZONA – NEPTUNO (EG - 3) ≈ 1 Semana

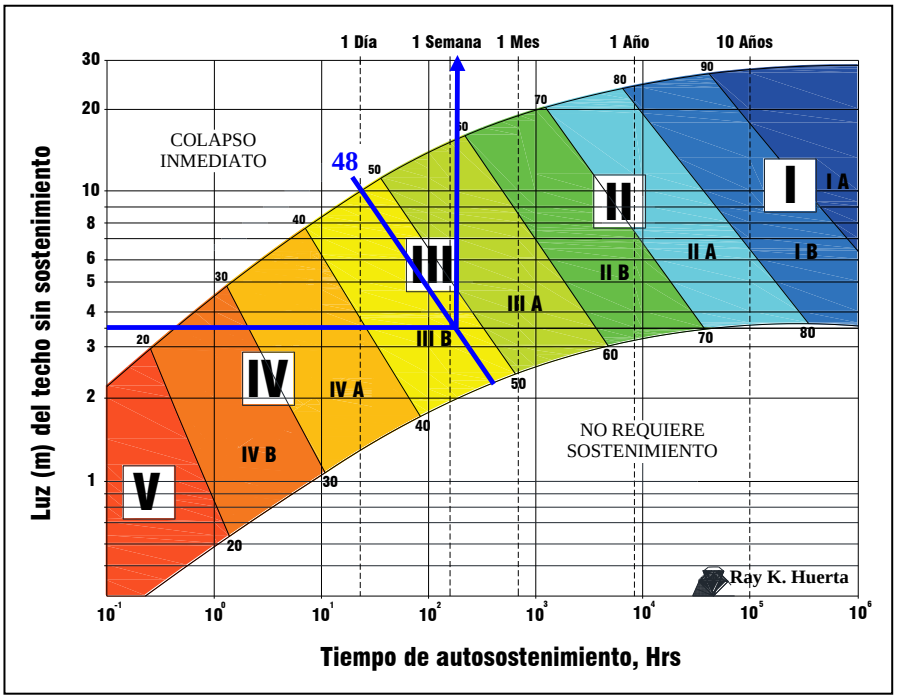


Figura 4.23. Tiempo de autosostenimiento (ZONA – NEPTUNO).
Fuente: Elaborado por el tesista.

ZONA – ARCOPUNCO (EG - 4) ≈ 2 Semanas, 3 Semanas

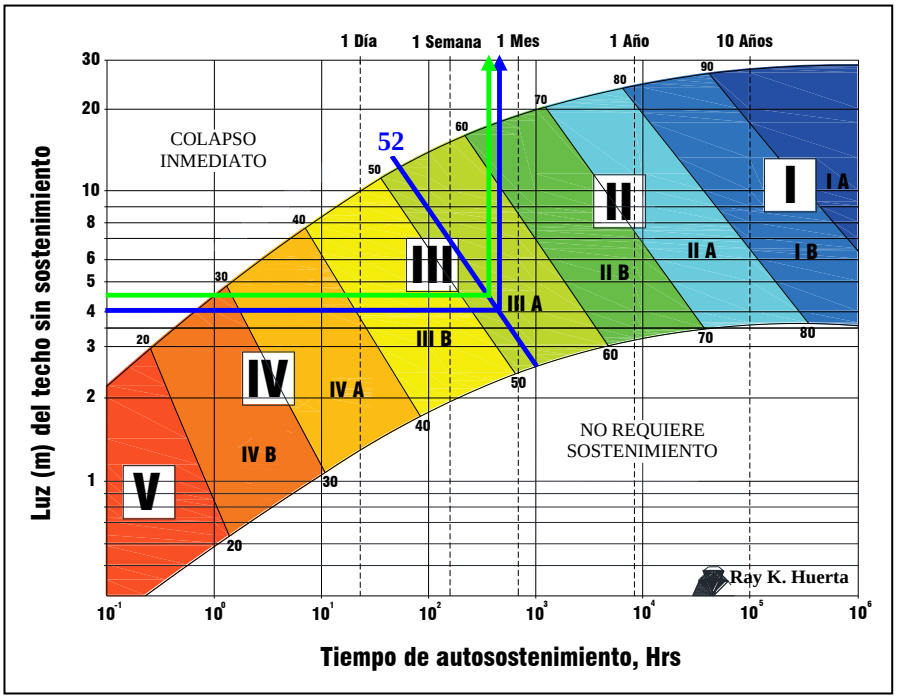


Figura 4.24. Tiempo de autosostenimiento (ZONA – ARCOPUNCO).
Fuente: Elaborado por el tesista.

- **En la: UEA PALMAPATA**

ZONA – AYALA INFERIOR (EG - 5) ≈ 1 Semana, 1 Semana

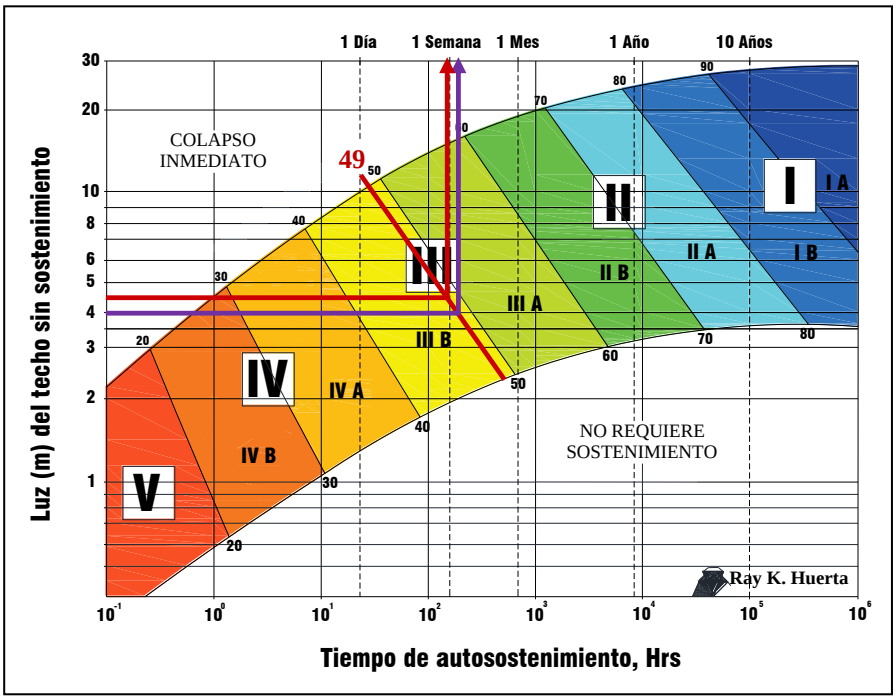


Figura 4.25. Tiempo de autosostenimiento (ZONA - AYALA INFERIOR.)
Fuente: Elaborado por el tesista.

ZONA – AYALA INFERIOR (EG - 6) ≈ 1 Mes, 2 Meses

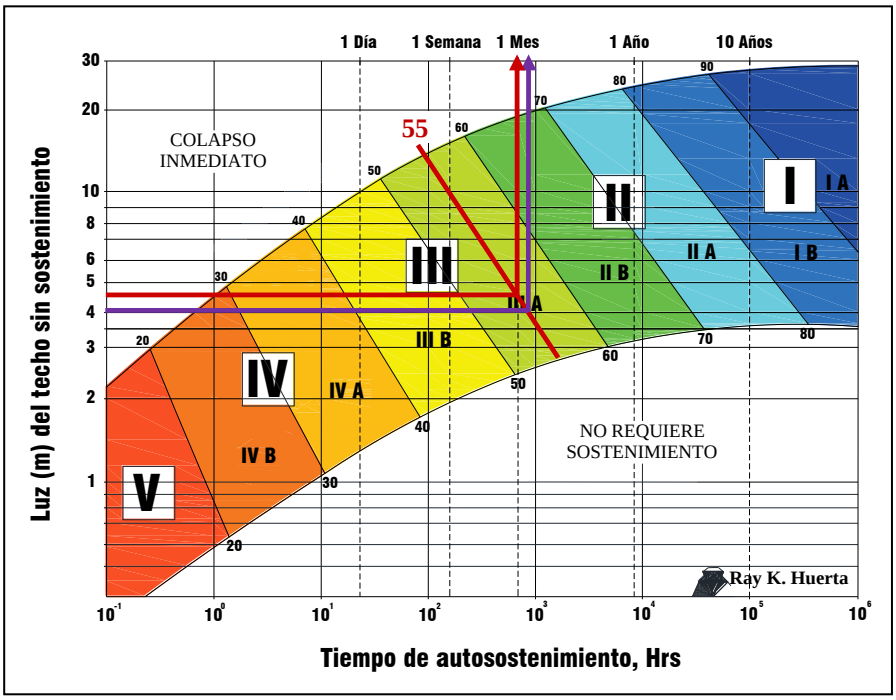


Figura 4.26. Tiempo de autosostenimiento (ZONA - AYALA INFERIOR).
Fuente: Elaborado por el tesista.

ZONA – AYALA INFERIOR (EG - 7) ≈ 3 Semanas, 3 Semanas

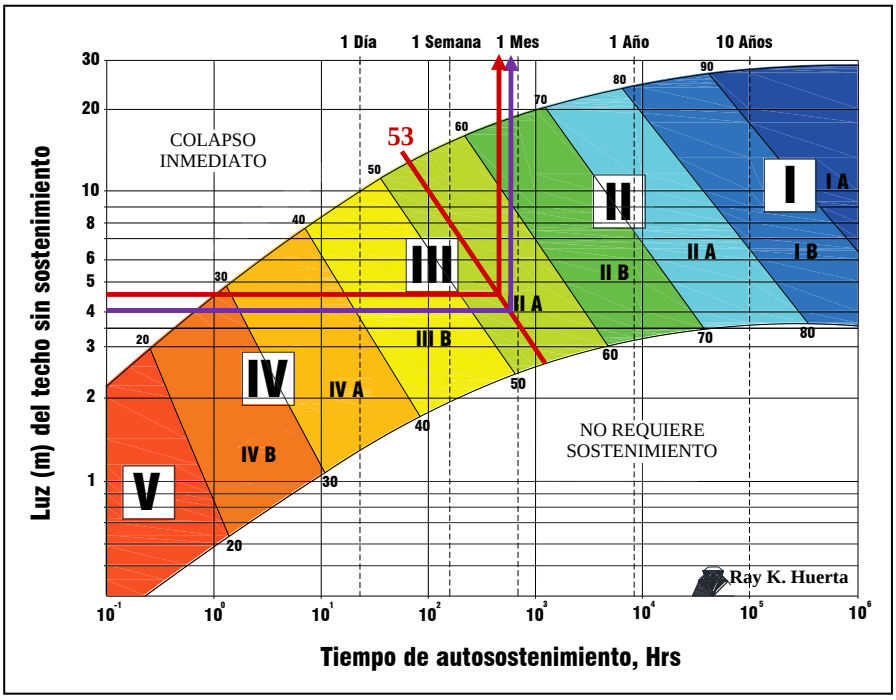


Figura 4.27. Tiempo de autosostenimiento (ZONA - AYALA INFERIOR).
Fuente: Elaborado por el tesista.

ZONA – AYALA INFERIOR (EG - 8) ≈ 6 días, 1 Semanas

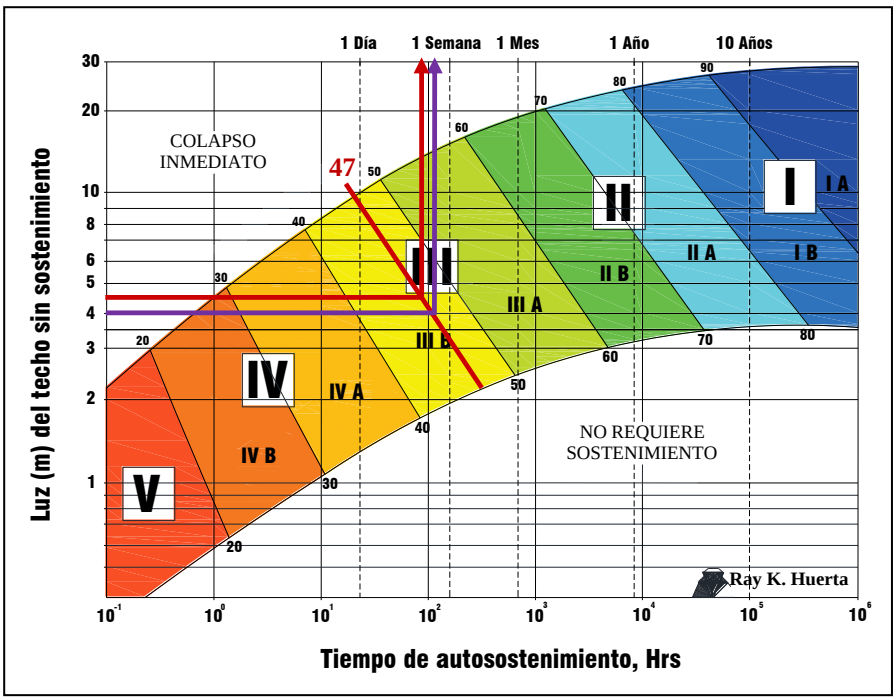


Figura 4.28. Tiempo de autosostenimiento (ZONA - AYALA INFERIOR).
Fuente: Elaborado por el tesista.

- **En la: UEA CHILPES**

ZONA – AYALA INFERIOR (EG - 8) ≈ 1 Semana

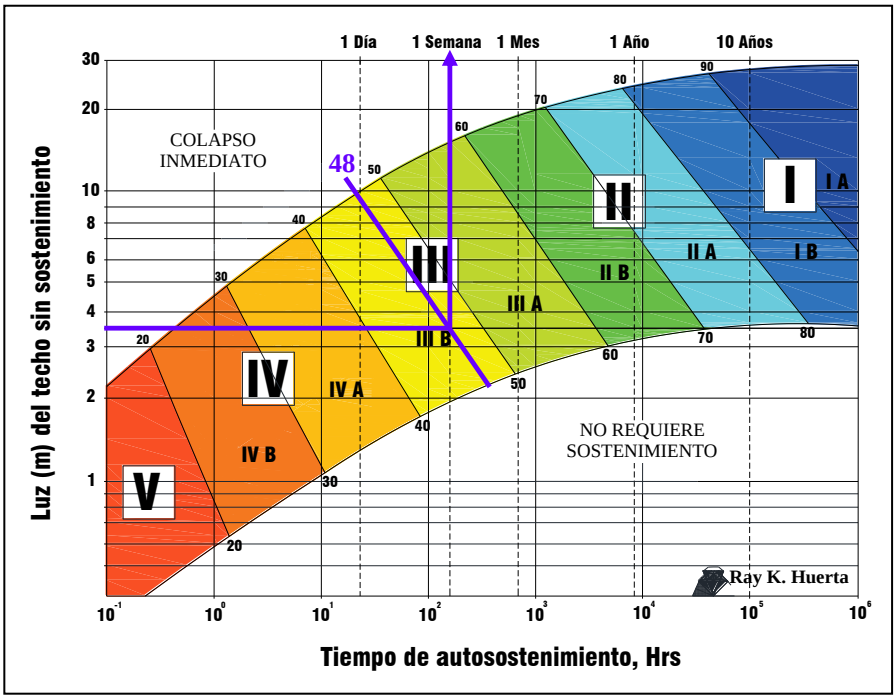


Figura 4.29. Tiempo de autosostenimiento (ZONA - MANGANESO).
Fuente: Elaborado por el tesista.

Para determinar ese tiempo correlacionamos el ancho de la labor con el RMR(corregido) de las labores pertenecientes a las UEA´s SanVicente, Palmapata y Chilpes; en el caso de las zonas que tienen rampas se calculan con dos secciones, una sección corresponde a la misma rampa y la otra a las curvas de esa rampa.

En la UEA San Vicente; la rampa 240 (ZONA NUEVO RHAMYS) podrá permanecer sin sostenimiento 3 semanas, para sus curvas se cálculo el mismo tiempo. La galería 7880 SE (ZONA USA) podrá permancer sin sostenimiento 1 mes. La galería 8725 Sur (La ZONA NEPTUNO) podrá permanecer sin sostenimiento por 1 semana. La rampa 725 (ZONA SUR) podrá permanecer sin sostenimiento 3 semanas, mientras que sus curvas solo 2 semanas.

En la UEA Palmapata; la rampa 247 (ZONA AYALA INFERIOR) podra permanecer sin sostenimiento 1 semana, para sus cruvas se cálculo el mismo tiempo. La rampa 630 (ZONA AYALA INFERIOR) podra permancer sin sostenimiento por 2 meses, mientras que sus curvas solo 1 mes.

La rampa 690 (ZONA AYALA INFERIOR) podrá permanecer sin sostenimiento 3 semanas, para sus curvas se cálculo el mismo tiempo. La rampa 530 (ZONA AYALA INFERIOR) podrá permanecer sin sostenimiento 1 semanas, mientras que sus curvas solo por 6 días.

En la UEA Chilpes; la galería chilpes (ZONA MANGANESO) podra permanecer sin sostenimiento 1 semana.

Los resultados se resumen a continuación:

Figura 4.30.
Resultados de autosostenimiento de la mina San Vicente

UEA	ZONA	RMR	TIEMPO DE AUTOSOSTENIMIENTO		
			Sección 3,5 x 3,0 m	Sección 4,0 x 4,0 m	Sección 4,50 x 4,0 m
SAN VICENTE	NUEVO RHAMYS	53	-	3 semanas	3 semanas
	USA	54	-	-	1 mes
	NEPTUNO	48	1 semana	-	-
	ARCOPUNCO	52	-	3 semanas	2 semanas
PALMAPATA	AYALA INFERIOR	49	-	1 semana	1 semana
	AYALA INFERIOR	55	-	2 meses	1 mes
	AYALA INFERIOR	53	-	3 semanas	3 semanas
	ZONA SUR	47	-	1 semana	6 días
CHILPES	MANGANESO	48	1 semana	-	-

Nota: Elaborado con los ensayos in-situ realizados en el interior de la mina San Vicente.

➢ GSI Modificado

Consta de tablas modificadas para la Mina San Vicente, elaboradas en base a la tabla GSI modificada de Hoek y Marinos (2000), en estas se propone el tipo de sostenimiento recomendado para el GSI obtenido al realizar el mapeo geomecánico tanto para labores temporales como para labores permanentes

- **En la: UEA SAN VICENTE.**

ZONA – NUEVO RHAMYS (EG - 1)

1. Grado de fracturamiento: Muy fracturada
2. Condición de resistencia: Regular

GSI (modificado) = MF/R [40-55]

Tipo de sostenimiento = C

ZONA – USA (EG - 2)

1. Grado de fracturamiento: Muy fracturada
2. Condición de resistencia: Regular

GSI (modificado) = MF/R [40-55]

Tipo de sostenimiento = C

ZONA – NEPTUNO (EG - 3)

1. Grado de fracturamiento: Muy fracturada
2. Condición de resistencia: Regular

GSI (modificado) = MF/R [40-55]

Tipo de sostenimiento = C

ZONA – ARCOPUNCO EG - 4)

1. Grado de fracturamiento: Muy fracturada
2. Condición de resistencia: Regular

GSI (modificado) = MF/R [40-55]

Tipo de sostenimiento = C

- **En la: UEA PALMAPATA.**

ZONA – AYALA INFERIOR (EG - 5)

1. Grado de fracturamiento: Muy fracturada
2. Condición de resistencia: Regular

GSI (modificado) = MF/R [40-55]

Tipo de sostenimiento = D

ZONA – AYALA INFERIOR (EG - 6)

1. Grado de fracturamiento: Muy fracturada
2. Condición de resistencia: Regular

GSI (modificado) = MF/R [40-55]

Tipo de sostenimiento = C

ZONA – AYALA INFERIOR (EG - 7)

1. Grado de fracturamiento: Muy fracturada
2. Condición de resistencia: Regular

GSI (modificado) = MF/R [40-55]

Tipo de sostenimiento = C

ZONA – ZONA SUR (EG - 8)

1. Grado de fracturamiento: Intensamente fracturado
2. Condición de resistencia: Pobre

GSI (modificado) = IF/P [15-30]

Tipo de sostenimiento = D y E

- **En la: UEA CHILPES.**

ZONA – MANGANESO (EG – 9)

1. Grado de fracturamiento: Muy fracturada
2. Condición de resistencia: Regular

GSI (modificado) = MF/R [40-55]

Tipo de sostenimiento = C

Para la clasificación de estas 8 estaciones geomecanicas (EG); se utilizo la información obtenida de los ensayos in-situ (índice de resistencia manual) con el que se determino la condición superficial a traves del martillo de geólogo (indentar, romper, disgregar); para determinar el grado de fracturamiento se realizo mediciones con una wincha en el frente o en las paredes de la labor (fracturas/metro); mediante las tablas de GSI modificadas para la mina San Vicente se recomendó el tipo de sostenimiento para cada estación.

A continuación, se muestran los resultados obtenidos en una tabla:

Tabla N° 4.19.

Clasificación del macizo rocos con el GSI modificado

UEA	**ZONA**	Clasificación		
		GSI	GSI Numérico	Tipo de sostenimiento
SAN VICENTE	NUEVO RHAMYS	MF/R	46	C
	USA	MF/R	49	C
	NEPTUNO	MF/R	43	C
	ARCOPUNCO	MF/R	47	C
PALMAPATA	AYALA INFERIOR	MF/R	43	D
	AYALA INFERIOR	MF/R	46	C
	AYALA INFERIOR	MF/R	48	C
	ZONA SUR	IF/P-T/P	29	D y E
CHILPES	MANGANESO	MF/R	43	C

Nota: Tomado del plan de minado de la Mina San Vicente 2018.

En la UEA San Vicente, las zonas de Nuevo Rhamys, Usa, Neptuno y Arcopunco registraron un GSI de 40 a 55 en sus labores, por lo que se recomenda un sostenimiento de tipo C, que consiste de malla electrosoldada y pernos sitematicos.

En la UEA Palmapata, las zonas de Ayala inferior tienen un GSI de 40 a 55 en sus labores, donde se recomienda un sostenimiento de tipo D en la EG-5 por presentar factores influyentes; en la EG-6 y EG-7 se recomienda un sostenimiento de tipo C. En la zona sur (EG-8) se tiene un GSI de 15 a 30, por lo que se recomienda un sostenimiento combinado del tipo D y E que consiste de shotcrete reforzado y pernos sistemáticos.

En la UEA Chilpes presenta, la zona Manganeso tienen un GSI de 40 a 55, por lo que se recomienda un sostenimiento de tipo C, que consiste de malla electrosoldada y pernos sistemáticos.

Finalmente, en la tabla 4.20 considero un GSI numérico y no un rango, esto porque los programas computarizados como el Rocdata 3.0 y el Phase^2 8.0 trabajan con un valor promedio y no con un rango.

c) Parametros geomecánicos para la evaluación

Tabla N° 4.20.
Parámetros geomecánicos de la UEA San Vicente

Zona	Litología	RMR	GSI	σ_{ci} (MPa)	E (MPa)	mi	mb	S	H (m)	σ_Z (MPa)	K	σ_1 (MPa)	σ_3 (MPa)
NUEVO RHAMYS	Dolomía	53	46	68,80	6589	7,05	1,02	0,0025	390	10,53	0,41	10,53	4,36
USA	Dolomía	54	49	78,29	8353	7,90	1,28	0,0035	290	7,83	0,51	7,83	3,99
NEPTUNO	Dolomía	48	43	92,27	6420	11,30	1,48	0,0018	350	9,45	0,42	9,45	4,00
ARCOPUNCO	Dolomía	52	47	67,39	6907	13,35	2,01	0,0028	350	9,45	0,44	9,45	4,12

Nota: Elaborado en Excel por el autor de la tesis.

Tabla N° 4.21.
Parámetros geomecánicos de la UEA Palmapata

Zona	Litología	RMR	GSI	σ_{ci} (MPa)	E (MPa)	mi	mb	S	H (m)	σ_Z (MPa)	K	σ_1 (MPa)	σ_3 (MPa)
AYALA INFERIOR	Dolomía	49	43	40,60	4259	10,81	1,41	0,0018	106	2,86	0,56	2,86	1,61
AYALA INFERIOR	Cz. Negra	55	46	44,92	5324	11,35	1,65	0,0025	240	6,48	0,44	6,48	2,87
AYALA INFERIOR	Dolomía	53	48	52,23	6441	9,36	1,46	0,0031	160	4,32	0,58	4,32	2,49
ZONA SUR	Dolomía	47	29	45,68	2018	10,65	0,84	0,0004	140	3,78	0,37	3,78	1,38

Nota: Elaborado en Excel por el autor de la tesis.

Tabla N° 4.22.
Parámetros geomecánicos de la UEA Chilpes

Zona	Litología	RMR	GSI	σ_{ci} (MPa)	E (MPa)	mi	mb	S	H (m)	σ_Z (MPa)	K	σ_1 (MPa)	σ_3 (MPa)
MANGANESO	Dolomía	48	43	80,86	6010	9,72	1,27	0,0018	140	3,78	0,59	3,78	2,24

Nota: Elaborado en Excel por el autor de la tesis.

Donde:

σ_{ci} = Resistencia a la compresión uniaxial, se obtuvo de los ensayos UCS.

E = Módulo de deformación, como el σ_{ci} < 100 MPa, se usa la ***(Ec. 2.23)*.**

mi = Constante de la roca intacta, se obtuvo de lo ensayos de compresión triaxial.

mb = Constante litológica del macizo rocoso, se obtuvo usando la ***(Ec. 2.20)*.**

s = Castigo que se le da a las propiedades de la roca intacta por efecto de las discontinuidades, se obtuvo usando la ***(Ec. 2.21)*.**

H = Profundidad promedio de la labor.

σ_Z = Esfuerzo vertical, se obtuvo usando la ***(Ec. 2.25)*.**

σ_1 = Esfuerzo efectivo mayor, se obtuvo usando la ***(Ec. 2.27)*.**

k = Constante que relaciona el esfuerzo horizontal con el esfuerzo vertical

σ_3 = Esfuerzo efectivo menor, se obtuvo usando la ***(Ec 2.28)*.**

En el anexo se muestran todas las fórmulas que se usaron en el presente trabajo de investigación.

d) Evaluación de estabilidad de las excavaciones

Para realizar la evaluación de las zonas de interés de la Mina San Vicente, se usará el phase^2 8.0, que emplea el método de elementos finitos con elementos de borde.

- Tipo de análisis: Plane Strain (Modelo de deformación plana)
- Tipo de solución: Gaussian Elimination (Eliminación Gaussiana)
- Unidades: Metricas; Esfuerzos (MPa).
- Malla: Tipo triangular
- Borde externo: 2 veces el ancho de la excavación.

En la: UEA SAN VICENTE.

▪ ZONA – NUEVO RHAMYS (EG - 1)

Se evaluo la rampa 240 que tiene una sección de: 4,00 m x 4,00 m.

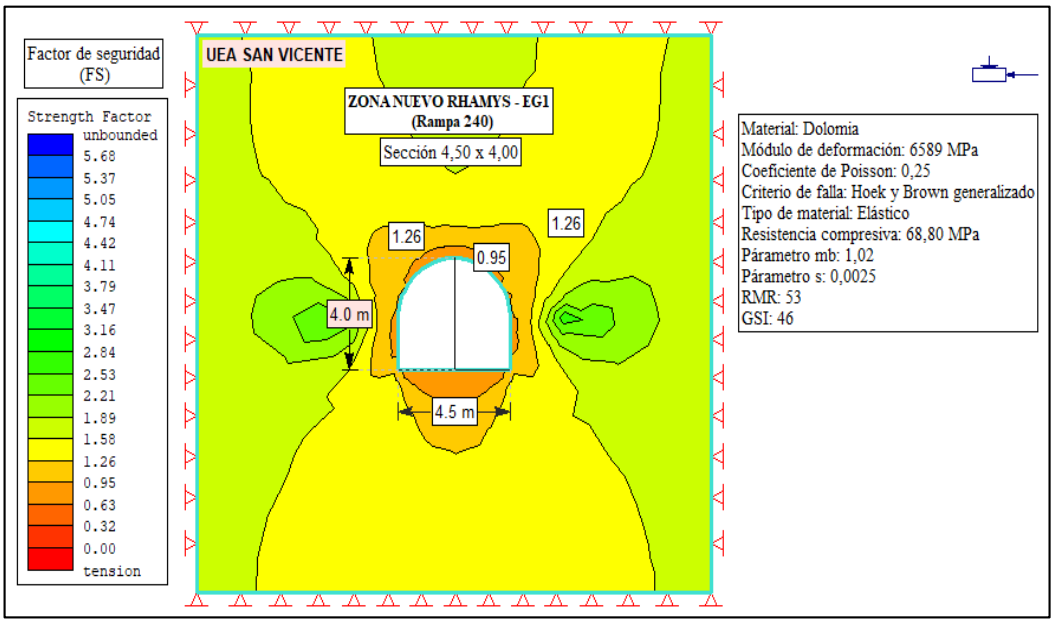


Figura 4.31. Simulación de la rampa 240 - 4,50 x 4,00 de sección
Fuente: Elaborado por el tesista en el phase^2 8.0.

Con la simulación se obtuvo un factor de seguridad de 0,95 en la corona y en los hastiales, los cuales se incrementarán en un 20 % con el sostenimiento de tipo C recomendado (Malla electrosoldada y pernos sitematicos) llegando a un factor de seguridad de 1,14 el cual corresponde a una estabilidad a corto plazo (CP), la rampa sera estable por lo menos 3 meses despúes de la instalación, el sostenimiento debe hacerse dentro del tiempo de autosoporte calculado.

Para labores de avance como rampas, la sección incrementa en las curvas, en el caso de la rampa 240 se tiene una sección de: 5,00 m x 4,00 m.

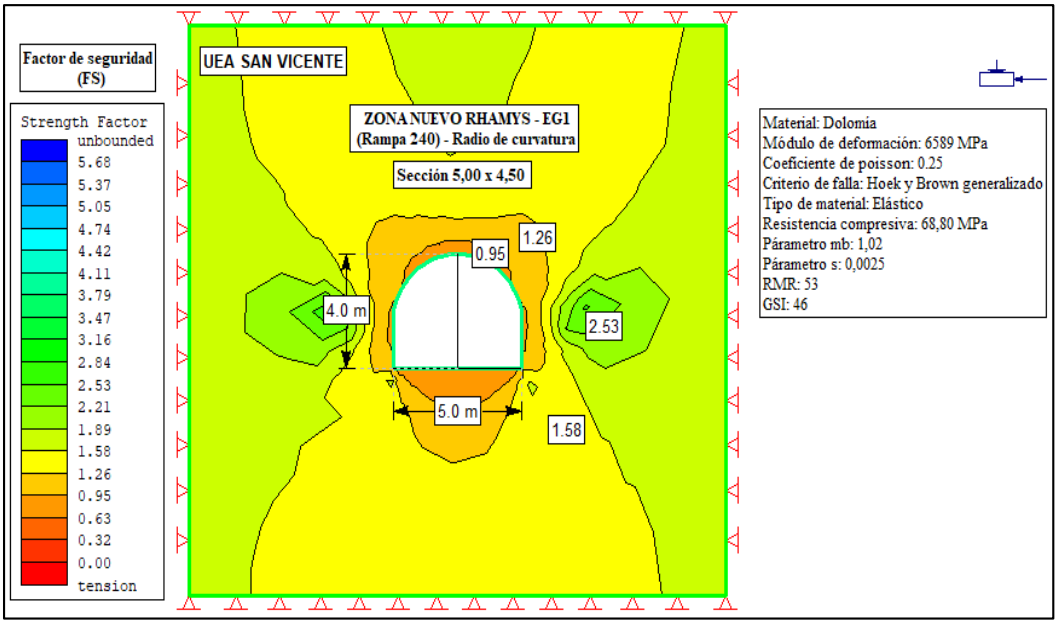


Figura 4.32. Simulación de la rampa 240 - 5,00 x 4,00 m de sección.
Fuente: Elaborado por el tesista en el phase^2 8.0.

Con la simulación se obtuvo un factor de seguridad de 0,95 en la corona y en los hastiales, los cuales se incrementarán en un 20 % con el sostenimiento de tipo C, llegando a un factor de seguridad de 1,14 al igual que la sección anterior.

- **ZONA – USA (EG - 2)**

Se evaluo la galería 7880 SE que tiene una sección de: 4,50 m x 4,00 m.

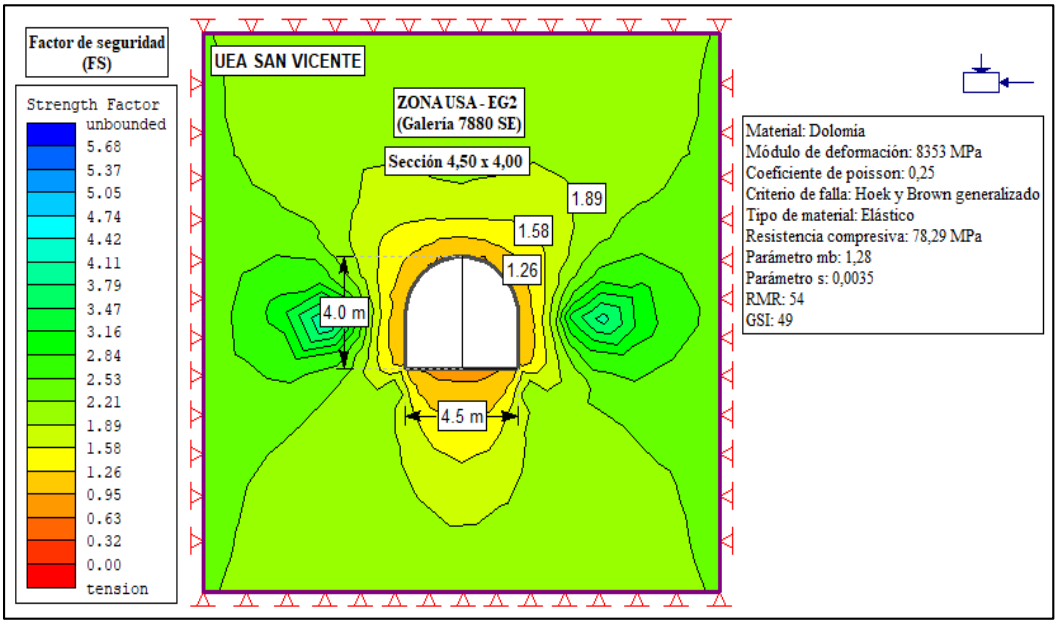


Figura 4.33. Simulación de la galería 7880 SE - 4,50 x 4,00 m de sección.
Fuente: Elaborado por el tesista en el phase^2 8.0.

Con la simulación se obtuvo un factor de seguridad de 1,26 en la corona y en los hastiales, los cuales se incrementarán en un 20 % con el sostenimiento de tipo C recomendado (Malla electrosoldada y pernos sitematicos) llegando a un factor de seguridad de 1,51 el cual corresponde a una estabilidad a mediano plazo (MP), la galería sera estable por lo menos un año despúes de la instalación, el sostenimiento debe hacerse dentro del tiempo de autosoporte calculado.

- **ZONA – NEPTUNO (EG - 3)**

Se evaluo la galería 8725 Sur que tiene una sección de: 3,50 m x 4,00 m.

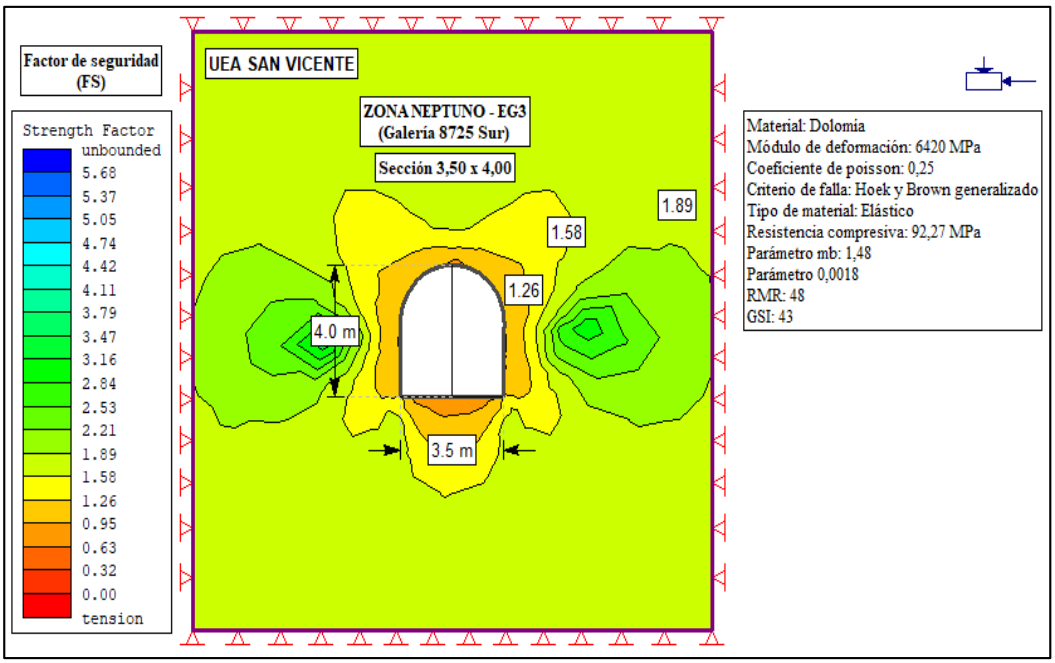


Figura 4.34. Simulación de la galería 8725 Sur - 3,50 x 4,00 m de sección.
Fuente: Elaborado por el tesista en el phase^2 8.0.

Con la simulación se obtuvo un factor de seguridad de 1,26 en la corona y en los hastiales, los cuales se incrementarán en un 20 % con el sostenimiento de tipo C recomendado (Malla electrosoldada y pernos sitematicos) llegando a un factor de seguridad de 1,51 el cual corresponde a una estabilidad a mediano plazo (MP), la galería sera estable por lo menos un año despúes de la instalación, el sostenimiento debe hacerse dentro del tiempo de autosoporte calculado.

En el piso de la labor se observa un color de contorno menor al contorno de 1,26 ; este contorno no supone un riesgo mayor por encontrarse en el piso de la galería 8725 Sur.

▪ **ZONA – ARCOPUNCO (EG - 4)**

Se evaluo la Rampa 725 que tiene una sección de: 4,00 m x 4,00 m.

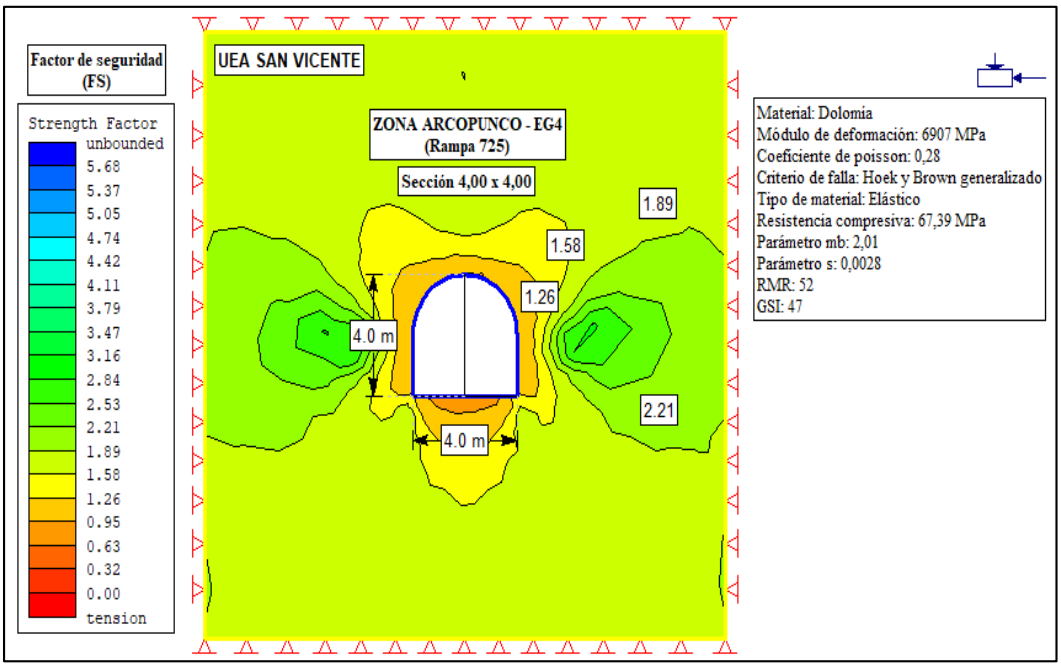


Figura 4.35. Simulación de la Rampa 725 - 4,00 x 4,00 m de sección.
Fuente: Elaborado por el tesista en el phase^2 8.0.

Con la simulación se obtuvo un factor de seguridad de 1,26 en la corona y en los hastiales, los cuales se incrementarán en un 20 % con el sostenimiento de tipo C, llegando a un factor de seguridad de 1,51 el cual corresponde a una estabilidad a mediano plazo (MP), la rampa sera estable por lo menos un año.

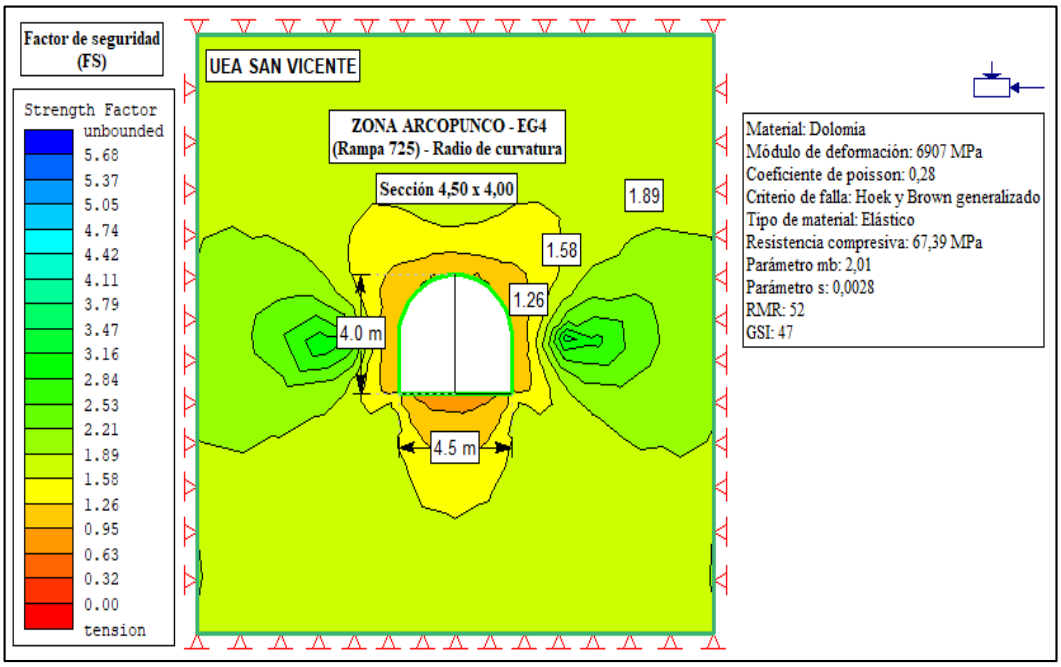


Figura 4.36. Simulación de la Rampa 725 - 4,50 x 4,00 m de sección.
Fuente: Elaborado por el tesista en el phase^2 8.0.

En las curvas la rampa 725 tiene una sección de: 4,50 m x 4,00 m. Con la simulación se obtuvo un factor de seguridad de 1,26 en la corona y en los hastiales al igual que la sección anterior, pero al tener una sección mas grande, la rampa presenta contornos mas ajustados, los cuales se incrementarán en un 20 % con el sostenimiento de tipo C recomendado (Malla electrosoldada y pernos sitematicos) llegando a un factor de seguridad de 1,51 el cual corresponde a una estabilidad a mediano plazo (MP), la galería sera estable por lo menos un año despúes de la instalación, el sostenimiento debe hacerse dentro del tiempo de autosoporte calculado.

En la: UEA PALPAMATA.

- **ZONA – AYALA INFERIOR (EG - 5)**

Se evaluo la rampa 247 que tiene una sección de: 4,00 m x 4,00

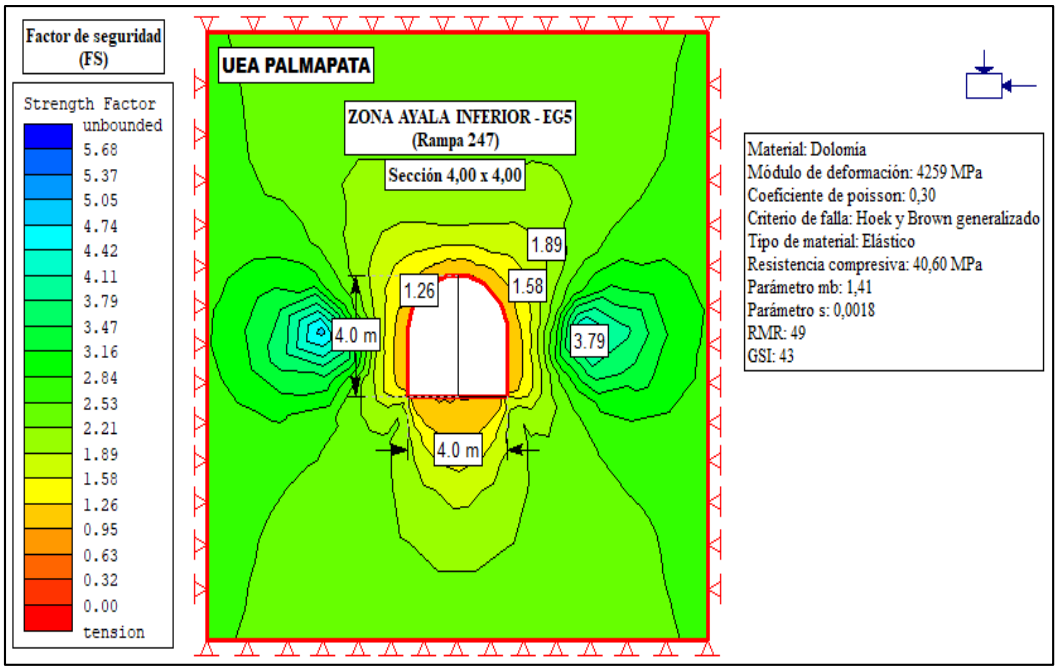


Figura 4.37. Simulación de la Rampa 247 - 4,00 x 4,00 m de sección.
Fuente: Elaborado por el tesista en el phase^2 8.0.

Con la simulación se obtuvo un factor de seguridad de 1,26 en la corona y en los hastiales, los cuales se incrementarán en un 20 % con el sostenimiento de tipo D (Shotcrete reforzado – 5 cm), llegando a un factor de seguridad de 1,51 el cual corresponde a una estabilidad a mediano plazo (MP), la rampa sera estable por lo menos un año.

Se evaluo las curvas de la rampa 247 que tienen una sección de: 4,50 m x 4,00

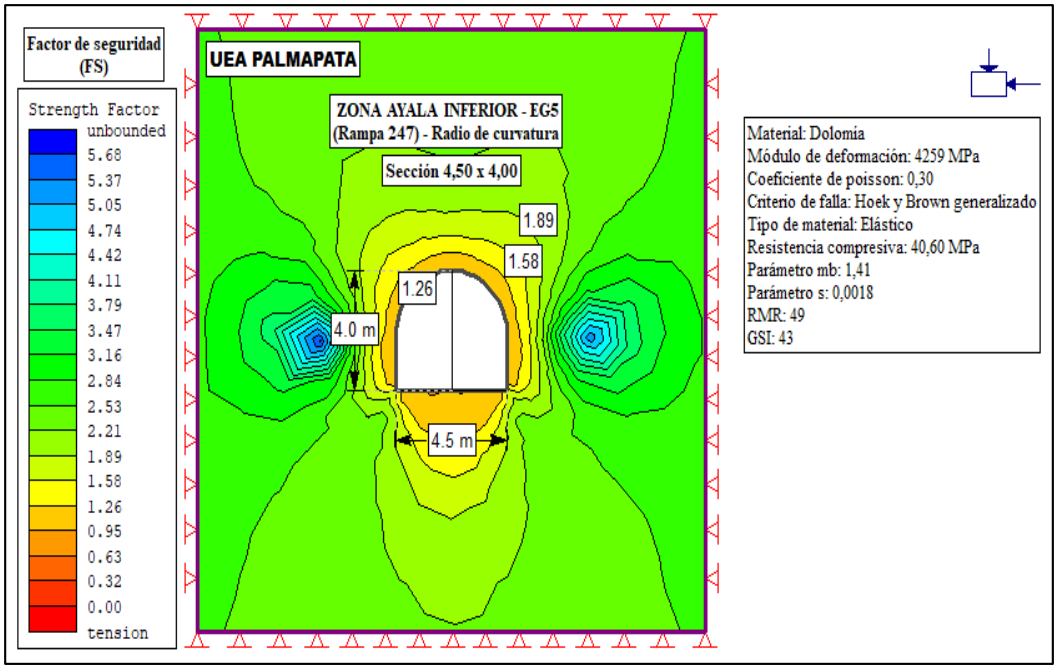


Figura 4.38. Simulación de la Rampa 247 - 4,50 x 4,00 m de sección.
Fuente: Elaborado por el tesista en el phase^2 8.0.

Se obtuvieron los mismos resultados que la simulación anterior, con la unica diferencia que esta simulación tiene los contornos mas ajustados, esto porque al aumentar las dimensiones de la labor, se produce una mayor distribución de esfuerzos.

- **ZONA – AYALA INFERIOR (EG - 6)**

Se evaluo la rampa 630 que tiene una sección de: 4,00 m x 4,00.

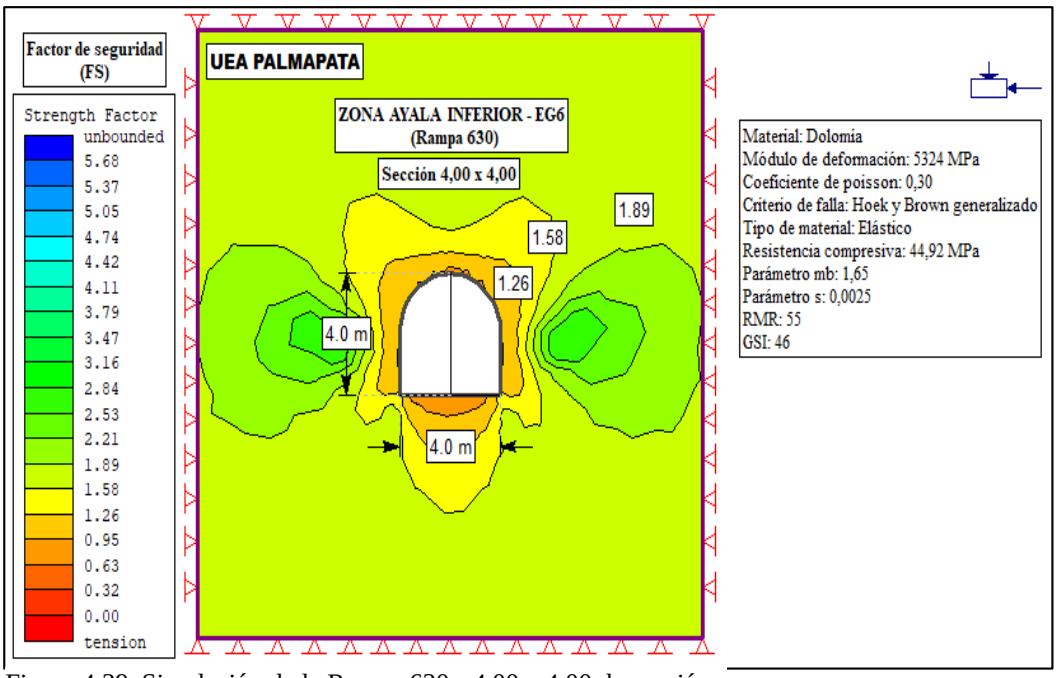


Figura 4.39. Simulación de la Rampa 630 - 4,00 x 4,00 de sección.
Fuente: Elaborado por el tesista en el phase^2 8.0.

Con esta simulación se obtuvo un factor de seguridad de 1,26 en la corona y en los hastiales, los cuales se incrementarán en un 20 % con el sostenimiento de tipo C, llegando a un factor de seguridad de 1,51 el cual corresponde a una estabilidad a mediano plazo (MP), la rampa sera estable por lo menos un año.

Ya no se relizara la simulación de la rampa con una sección de 4,50 x 4,00 m debido a que arrojara los mismos resultados, pero con un ancho de contorno mas ajustado.

- **ZONA – AYALA INFERIOR (EG - 7)**

Se evaluo la rampa 690 que tiene una sección de: 4,00 m x 4,00

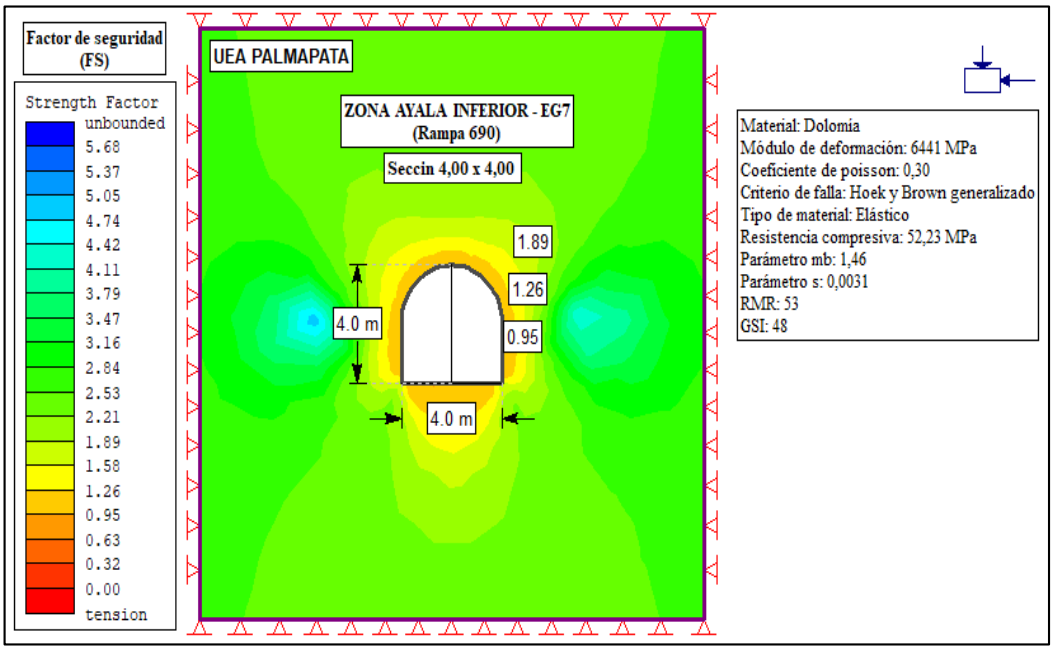


Figura 4.40. Simulación de la rampa 690 - 4,0 x 4,0 m de sección.
Fuente: Elaborado por el tesista en el phase^2 8.0.

Con esta simulación se obtuvo un factor de seguridad de 0,95 en la corona y en los hastiales, los cuales se incrementarán en un 20 % con el sostenimiento de tipo C recomendado (Malla electrosoldada y pernos sistemáticos), llegando a un factor de seguridad de 1,14 el cual corresponde a una estabilidad a corto plazo (CP), la rampa sera estable por lo menos 3 meses.

Ya no se relizara la simulación de la rampa con una sección de 4,50 x 4,00 m debido a que arrojara los mismos resultados, pero con un ancho de contorno mas ajustado.

▪ **ZONA – AYALA INFERIOR (EG - 8)**

Se evaluo la rampa 530 que tiene una sección de: 4,00 m x 4,00

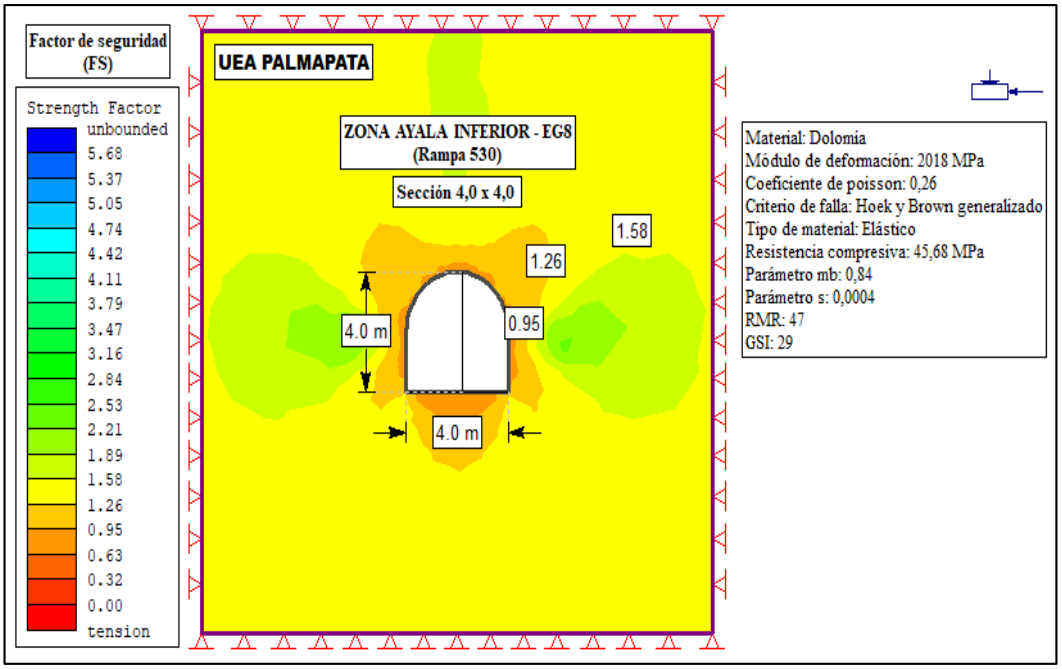


Figura 4.41. Simulación de la Rampa 530 - 4,0 x 4,0 m de sección.
Fuente: Elaborado por el tesista en el phase^2 8.0.

Con esta simulación se obtuvo un factor de seguridad de 0,95 en la corona y en los hastiales, los cuales se incrementarán en un 20 % con el sostenimiento de tipo C y D recomendado (Shotcrete reforzado y perno sistematico), llegando a un factor de seguridad de 1,14 el cual corresponde a una estabilidad a corto plazo (CP), la rampa sera estable por lo menos 3 meses. Esta rampa es la que presenta menos estabilidad en la zona de Ayala inferior.

Ya no se relizara la simulación de la rampa con una sección de 4,50 x 4,00 m debido a que arrojara los mismos resultados, pero con un ancho de contorno mas ajustado.

En la: UEA CHILPES.

▪ **ZONA – MANGANESO (EG - 9)**

Se evaluo la galería Chilpes que tiene una sección de: 3,50 m x 4,00

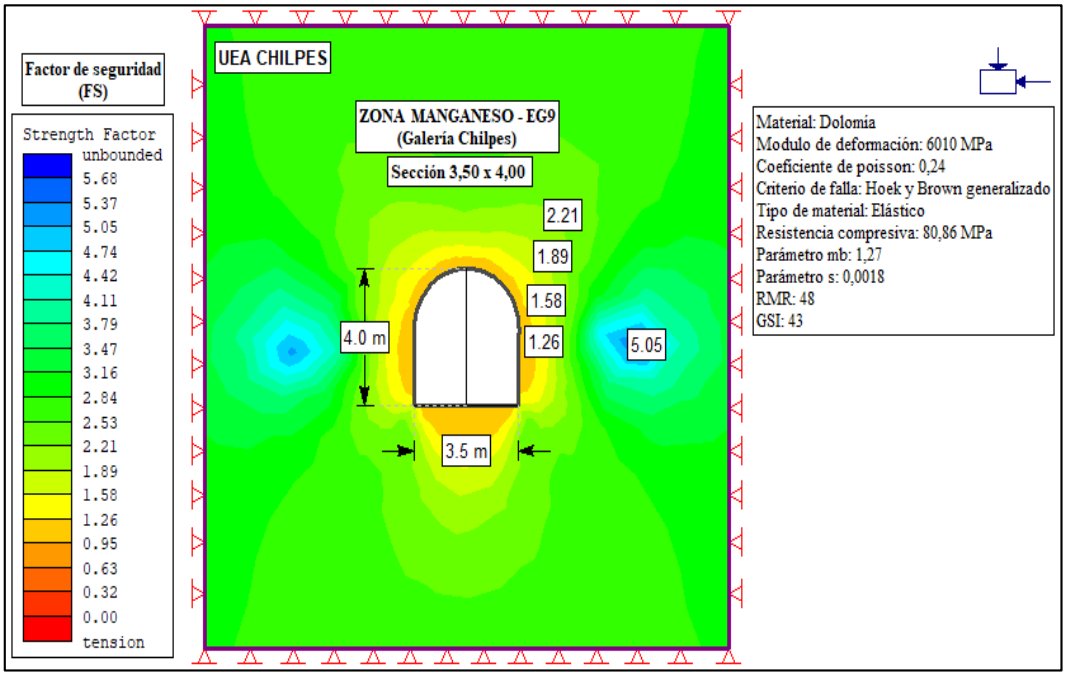


Figura 4.42. Simulación de la galería Chilpes - 3,50 x 4,00 m de sección.
Fuente: Elaborado por el tesista en el phase^2 8.0.

Con esta simulación se obtuvo un factor de seguridad de 1,26 en la corona y en los hastiales, los cuales se incrementarán en un 20 % con el sostenimiento de tipo C recomendado (Shotcrete reforzado y perno sistematico), llegando a un factor de seguridad de 1,51 el cual corresponde a una estabilidad a mediano plazo (MP), la galería permanecerá estable al menos un año tras la instalación. Esta galería es la que presenta mayor estabilidad no solo en la UEA Chilpes, sino en toda la mina San Vicente.

Los plazos de estabilidad del macizo rocoso despues del sostenimiento, se muestran a continuación (OSINERGIMN,2017).

Tabla N° 4.23.
Plazo de estabilidad según el factor de seguridad.

PLAZOS	**Rangos de FS**
Estabilidad a largo plazo (LP)	**> 1,5**
Estabilidad a mediano plazo (MP)	**1,3 – 1,5**
Estabilidad a corto plazo (CP)	**1,1 – 1,3**

Nota: CP < 3 meses; 3 meses < MP < 1 año; LP > 1 año

4.3. Discusión de los resultados

a) Liza S. (2017) en su trabajo de investigación titulado: Geomecanica aplicada para mejorar la estabilidad de las labores mineras subterráneas de la unidad Alpacay de Minera Yanaquihua S.A.C. realizo un mapeo por el método de celdas obteniendo aproximadamente 70 estaciones geomecánicas en 3 zonas, donde determino con el RMR_{76} dos rangos de RMR para todo su estudio: RMR (30 - 40) "roca mala" y RMR (40 - 50) "roca media", para el sostenimiento uso las cartillas de GSI donde consigo: Split set con malla electrosoldada, cimbras metálicas y cuadros de madera del cual existe una gran demanda, finalmente para su estudio diseño las estaciones geomecánicas con un factor de seguridad mayor a 1,7.

b) Calderón M. (2018) en su trabajo de investigación titulado: Caracterización geomecánica del macizo rocoso y su aplicación en el diseño de sostenimiento en labores de desarrollo de la Unidad Económica Administrativa Ana María – La Rinconada, realizo un mapeo por el método de celdas con seis estaciones geomecánicas (EG1 – EG2 – EG3 – RG4 – EG5 – EG6) donde determino con el RMR_{89} valores de: 53 (regular), 69 (buena), 57 (regular), 63 (buena), 57 (regular) y 63 (buena) respectivamente, para el sostenimiento se valió de la clasificación del Q de Barton, a través del grafico de Grimstad y Barton recomendó pernos sistemáticos con espaciados de (1,7 – 2,4 – 2,2 – 3,6 – 2,2 - 2,6) respectivamente, también observó la presencia de agua en todas las estaciones geomecánicas por lo que sugirió el perno helicoidal con resina, pero por cuestiones de costo escogió el perno hydrabolt galvanizado de 5 pies cuya capacidad de sostenimiento es de 16 Tn/m2, finalmente para su diseño propuso un factor de seguridad de 2.0.

c) Rodriguez D. (2018) en su trabajo de investigación titulado: Geomecánica aplicada para mejorar la estabilidad de labores mineras subterráneas en la unidad minera Arequipa M de la compañía Minera A.C. agregados S.A., realizo un mapeo geomecánico por el método de línea de detalle, obteniendo un RMR_{89} de 57 (media), el cual fue ajustado con las correcciones de Laubscher y Taylor para obtener el MRMR con el cual se ajustó el valor del RMR a 40 (Tipo IV - mala), para el sostenimiento recomendó mallas electrosoldadas, split sets de 5 y 7 pies, cuadros de madera con espaciamiento de 1,20 a 1,20 m, finalmente obtuvo un factor de seguridad de 1,04 en su estudio.

d) Aceijas J. (2019) en su trabajo de investigación titulado: Geomecánica aplicada al control de las labores mineras para la minimización de la caída de rocas en la Mina Paredones nivel 5, realizo un mapeo geomecánico por el método de celdas obteniendo 9 estaciones geomecánicas (EG1 – EG2 – EG3 – EG4 – EG5 – EG6 –EG7 – EG8 – EG9) donde determino con el RMR_{89} los valores de: 46 (Tipo III - regular), 63 (Tipo II - buena), 64 (Tipo II - buena), 62 (Tipo II - buena), 59 (Tipo III - regular), 74 (Tipo II - buena), 65 (Tipo II - buena), 77 (Tipo II - buena), 59 (Tipo III - regular) respectivamente, para el sostenimiento se valió del sistema Q donde determino para la: EG1 (pernos sistemáticos cementados o con resina especiados cada 1 m), EG3 – EG4 – EG9 (pernos sistemáticos cementados o con resina espaciados de 1,6 a 2 m), finalmente para su diseño uso un factor de seguridad mayor a 1,5 para cada estación geomecánica.

Para mi estudio titulado: Geomecánica aplicada a los métodos de explotación para garantizar la estabilidad de la operación minera de la mina San Vicente de la compañía minera San Ignacio de Morococha S.A.A. – 2018 realicé un mapeo geomecánico por el método de celdas, propuse 9 estaciones geomecanicas (EG1 – EG2 – EG3 –EG4 – EG5 – EG6 – EG7 – EG8 – EG9) en 3 EUA´s (San Vicente, Palmapata y Chilpes), donde determiné el RMR89 de cada estación, obteniendo: 53(Tipo III - regular), 54 (Tipo III - regular), 48 (Tipo III - regular), 52 (Tipo III - regular), 49 (Tipo III - regular), 55 (Tipo III - regular), 53 (Tipo III - regular), 47 (Tipo III - regular), 48 (Tipo III – regular), para el sostenimiento use el sistema GSI donde obtuve: Sostenimiento tipo C (malla electrosoldada y perno sistematico) en la EG1 – EG2 – EG3 – EG4 – EG6 – EG7 – EG9, sostenimiento tipo D (shotcrete reforzado de 3 pulgadas) en la EG5, sostenimiento tipo D Y E (shotcrete reforzado de 2 y 3 pulgadas) en la EG8, para diseñar las dimensiones de las labores use un factor de seguridad > 1,14.

CONCLUSIONES

1. La geomecánica aplicada a los métodos de explotación de la mina San Vicente garantizo la estabilidad de las labores temporales y permanentes, y nos permitio mejorar la estabilidad de la operación minera por plazos que están en base al factor de seguridad obtenido con el phase^2, los cuales se incremetan tras realizar el sostenimiento recomendado con las tablas de GSI.

2. La caracterización del macizo rocoso con el RMR_{89} y el $GSI_{(modificado)}$ cuantifican los valores geológicos del macizo rocoso y nos permite difetenciar las zonas de trabajo. Ademas nos permite tratar los datos en programas computarizados como el Dips 6.0, rocdata 3.0 y phase^2 8.0

3. Los procedimientos para el diseño del sostenimiento, son los adecuados (Desde la caracterización del macizo rocoso, obtener el tiempo de autosostenimiento, el tipo de sostenimiento y el plazo de estabilidad de las labores en base al factor de seguridad obtenido con el phase^2)

RECOMENDACIONES

1. Cuando se realice el levantamiento litológico estructural, medir la mayor cantidad de datos que se pueda, la falta de datos puede generar cierta incertidumbre en el diseño final.
2. Para el uso del abaco del martillo de Shmidt no usar cantidades exactas, sino rangos, despues de todo es una estimación.
3. Para el uso del sistema de clasificación RMR_{89} tener en cuenta la concentración del rumbo de las discontinuidades evaluadas en el diagrama de rosetas del dips, dependiendo de si el rumbo de las discontinuidades estan paralelas o perperdiculares al rumbo de la excavación se descontara o no del RMR(básico).
4. Usar con cuidado el abaco de autosostenimiento, no sobreestimar los resultados, siempre que puedas acercate a valores inferiores.
5. El sistema GSI no es un sistema de clasificación como tal, este sirve como parámetro de entrada, en el rocdata y el phase2 a traves del criterio generalizado de Hoek y Brown.
6. Manejar con cuidado, responsabilidad y ética los programa computarizados como el Dips, rocData y Phase2 puesto que determinaran un diseño, y lo que menos se quiere son accidentes.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Aceijas J. (2019). *Geomecánica aplicada al control de las labores mineras para la minimización de la caída de rocas en la Mina Paredones nivel 5 (Tesis de pregrado).* Universidad Nacional de Cajamarca, Cajamarca.

Bieniawski, Z.T. (1989). *Engineering rock mass classifications*. Toronto, Canada. Editorial John Wiley & Sons.

Bhawani, S. (2011). *Engineering rock mass classifications*. Roorkee, India. Editorial Elsevier.

Calderón M. (2018). *Caracterización geomecánica del macizo rocoso y su aplicación en el diseño de sostenimiento en labores de desarrollo de la Unidad Económica Administrativa Ana María – La Rinconada (Tesis de pregrado*). Universidad Nacional del Altiplano, Puno.

Gonzales de Vallejo, L. (2002. *Ingenieria Geologica*. Madrid, España. Editorial Pearson.

Karzulovic A. (2006). *Métodos de clasificación geotécnica*. Santiago de Chile, Chile.

Hernandez, S., Fernández C., Baptista, P. (2014*). Metodología de la investigación (6ta edición).* Santa fé, México. Editorial Mc Graw Hill.

Hoek, E. (2006). Practicaal rock engineering. Vancouver, Canada

Liza S. (2017). *Geomecanica aplicada para mejorar la estabilidad de las labores mineras subterráneas de la unidad Alpacay de Minera Yanaquihua S.A.C. (Tesis de pregrado).* Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Ancash.

Munoz, C. (2011). *Como elaborar y asesorar una investigación de tesis (2da Edición). Atlacomulco*. México. Editorial Pearson.

Osinergmin (2017). *Guía de criterios geomecánicos para el diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. Lima, Perú. Editorial Inversiones IAKOB S.A.C.

Rodriguez D. (2018). *Geomecánica aplicada para mejorar la estabilidad de labores mineras subterráneas en la unidad minera Arequipa M de la compañía Minera A.C. agregados S.A. (Tesis de pregrado)*. Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Ancash.

Romana, M. (marzo del 2001). Recomendaciones de excavación y sostenimiento para túneles. *Revista de obras públicas*. *(148)*. p. 19-28.

SNMPE (2004). *Manual de geomencánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea*. Lima, Perú.

Yupanqui, L. (2004). *Determinación de las propiedades físico-mecánicas de las rocas y monitoreo de la masa rocosa*. Huaraz, Perú.

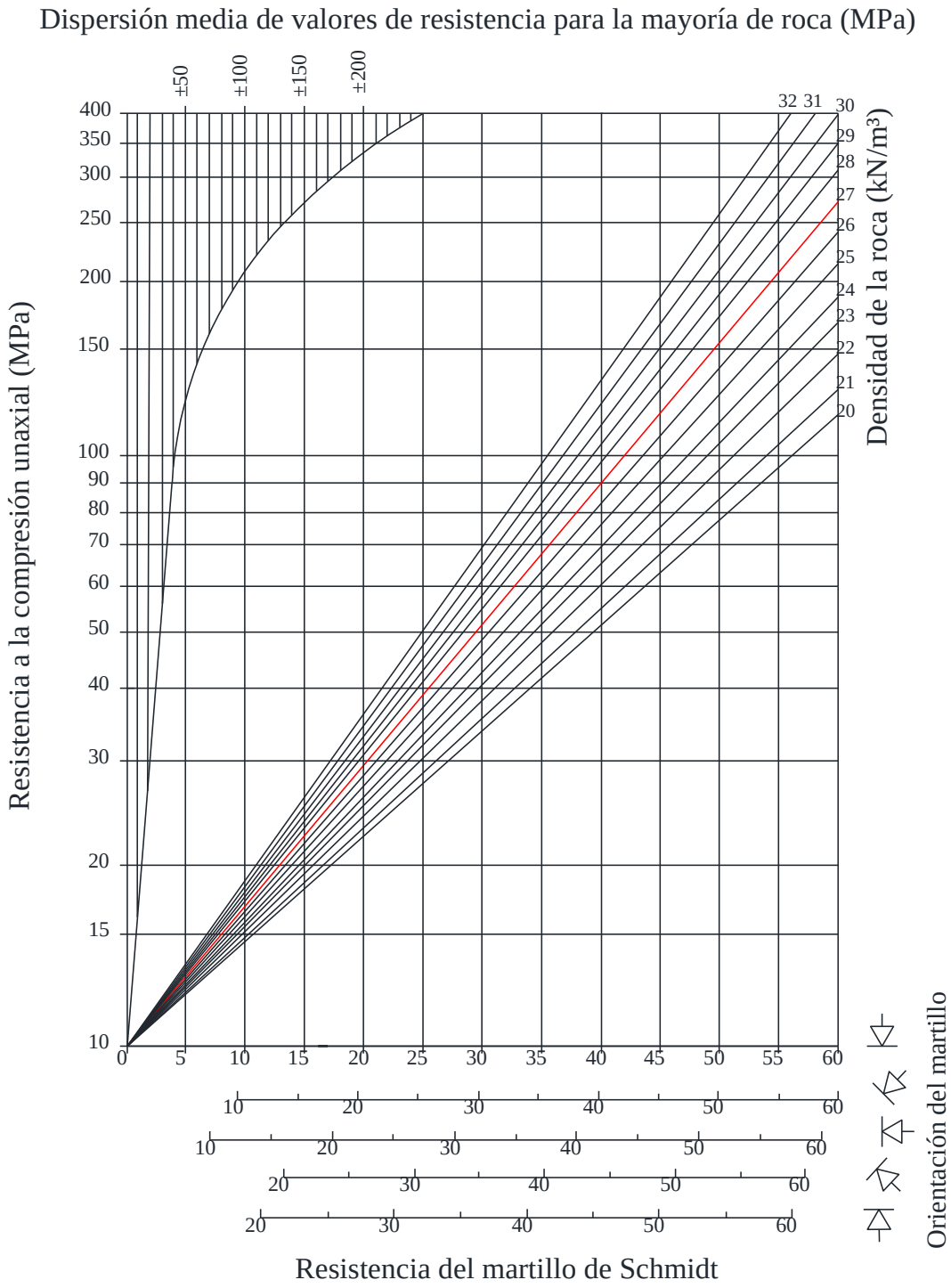
ANEXOS

Anexo A. Matriz de consistencia

GEOMECANICA APLICADA A LOS METODOS DE EXPLOTACION PARA GARANTIZAR LA ESTABILIDAD DE LA OPERACION MINERA DE LA MINA SAN VICENTE DE LA COMPAÑÍA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A.A. – 2018.

Problema	Objetivos	Hipotesis	Metodologia	Poblacion
Problema General	**Objetivo General**	**Hipótesis General**	**Tipo**	**Población y muestra**
¿La geomecanica aplicada a los métodos de explotación garantizara la estabilidad de la operación minera de la Mina San Vicente de la Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A.A. – 2018?	**<u>Determinar</u>**: La geomecanica aplicada a los métodos de explotación para garantizar la estabilidad de la operación minera de la Mina San Vicente de la Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A.A. – 2018.	La geomecanica se aplica a los métodos de explotación para garantizar la estabilidad de la operación minera de la Mina San Vicente de la Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A.A. – 2018.	El tipo de investigación será: **Aplicada, no experimental,**	**<u>Población</u>** La población estará representada por las unidades económicas administrativas de la mina San Vicente (San Vicente, Palmapata y Chilpes).
Problemas específicos	**Objetivos específicos**	**Hipótesis específicos**	**Diseño y alcance de la investigación:**	**<u>Muestra</u>**
▪ ¿Cómo incide la caracterización del macizo rocoso en el diseño del sostenimiento de las labores subterráneas de la Mina San Vicente? ▪ ¿Serán adecuado los procedimientos para el diseño del sostenimiento de las labores subterráneas de la Mina San Vicente?	▪ Determinar la caracterización del macizo rocoso para el diseño del sostenimiento de las labores subterráneas de la Mina San Vicente. ▪ Determinar los procedimientos para el diseño del sostenimiento de las labores subterráneas de la Mina San Vicente.	▪ La caracterización del macizo rocoso incide en el diseño de del sostenimiento de las labores subterraneras de la Mina San Vicente. ▪ Los procedimientos en el diseño de sostenimiento de las labores subterráneas de Mina San Vicente son los adecuados.	La investigación que se desarrolla es ***descriptivo – correlacional.***	Las zonas que contemplan labores temporales y permanente.

Anexo B. Abaco para estimar la Rcu con el martillo de Schmidt.



Fuente: Deere and Miller, 1966. Recuperado de practical rock engineering, Hoek, E, Ed 2007, Cap.4, p.9.

Anexo C. Hoja de cálculo para estimar la Rcu con el martillo de Schmidt.

COMPAÑÍA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A.A.

UNIDAD SAN VICENTE
(DPTO. DE GEOMECANICA)

SIMSA

RESULTADO DE PRUEBA CON ESCLEROMETRO

EMPRESA	: Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A.A.	**TIPO DE PRUEBA**	: Resistencia a la compresion uniaxial
EQUIPO	: SCHIMID - Matest C381	**PROVEEDOR**	: GEOINSTRUMENTS INTERNACIONAL S.A.C.
RANGO	: 10 - 60 N/mm2	**NORMA**	: ASTM D5873

DATOS GENERALES		CARACTERITICAS DEL ENSAYO	
FECHA	: _____	**FACTOR DE CORRECCION (Se obtiene del certificado de calibracion)**	
ZONA	: _____	DUREZA NOMINAL DEL YUNQUE PAT.	74+-2
LABOR	: _____	MEDIDA LECTURAS R_L CALIBRACION	72
NIVEL	: _____	FACTOR DE CORRECION	74/72
REFERENCIA	: _____		1.03
ORIENTACION	: _____	FECHA DE CALIBRACION	
		MALLA DE ENSAYO	1 m2 (0.10m X 0.10m)

CONDICIONES GEOLOGICAS - GEOMECANICO

LITOLOGIA

CLASIFICACION GEOMECANICA

1.GSI : _____

2.RMR : _____

TIPO : _____

CONDICIONES ESTRUCTURALES:

OBSERVACIONES:

DESCRIPCION DE LA PRUEBA

N° DE REBOTES	HORA	POSICION DE PRUEBA	R_L (Valor de Rebote)
1			
2			
3			
4			
5			
6			
7			
8			
9			
10			

RESULTADOS

PROMEDIO R_L :

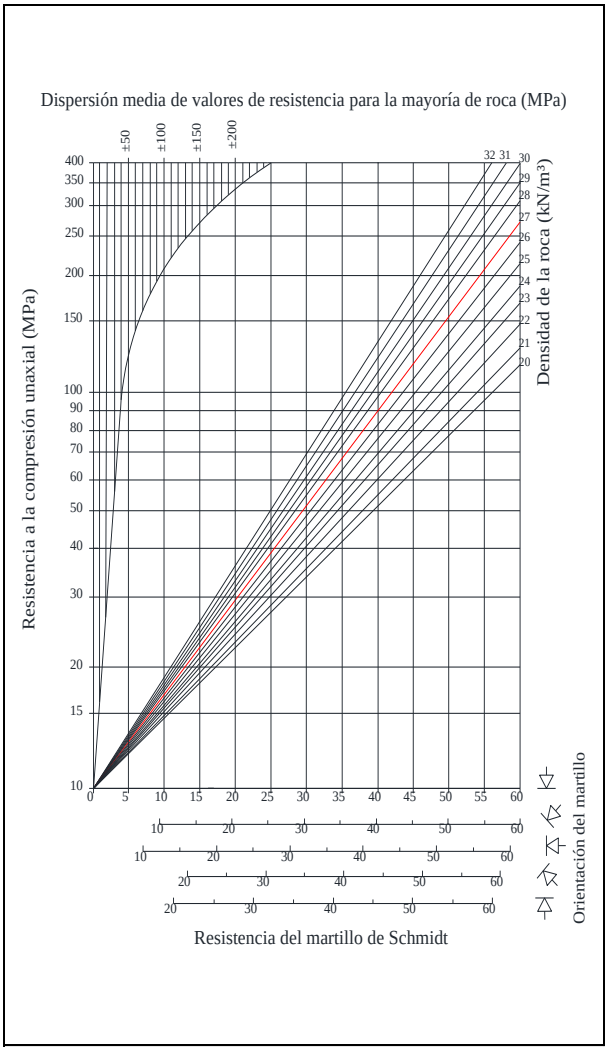
PROMEDIO R_L (Corregido) :

Rcu :

GRADO (Hoek, 2000) :

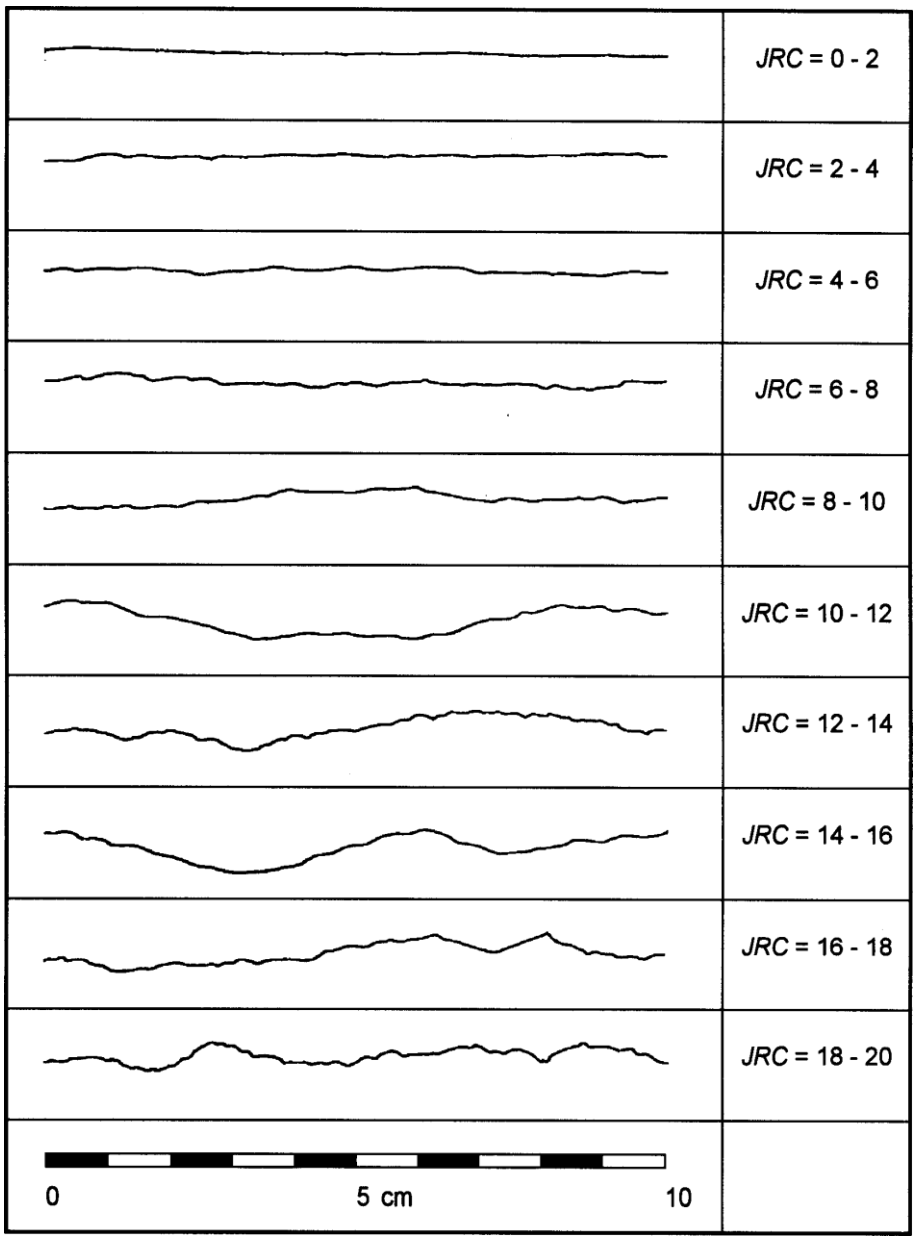
DUREZA DE LA ROCA :

OBSERVACIONES :



Fuente: Area de planeamiento de San Vicente, 2018.

Anexo D. Perfiles de rugosidad de junta y su correspondiente JRC.

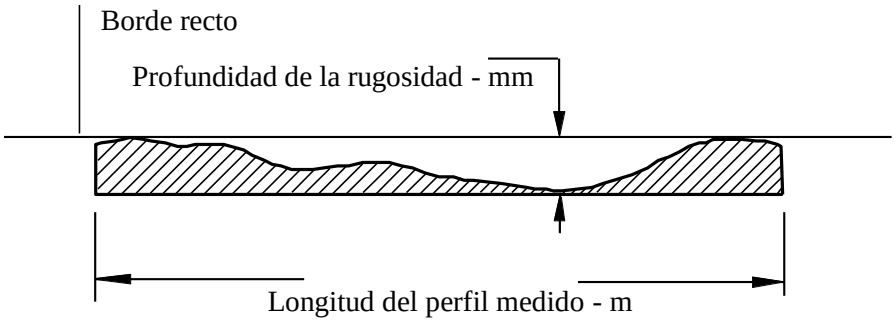


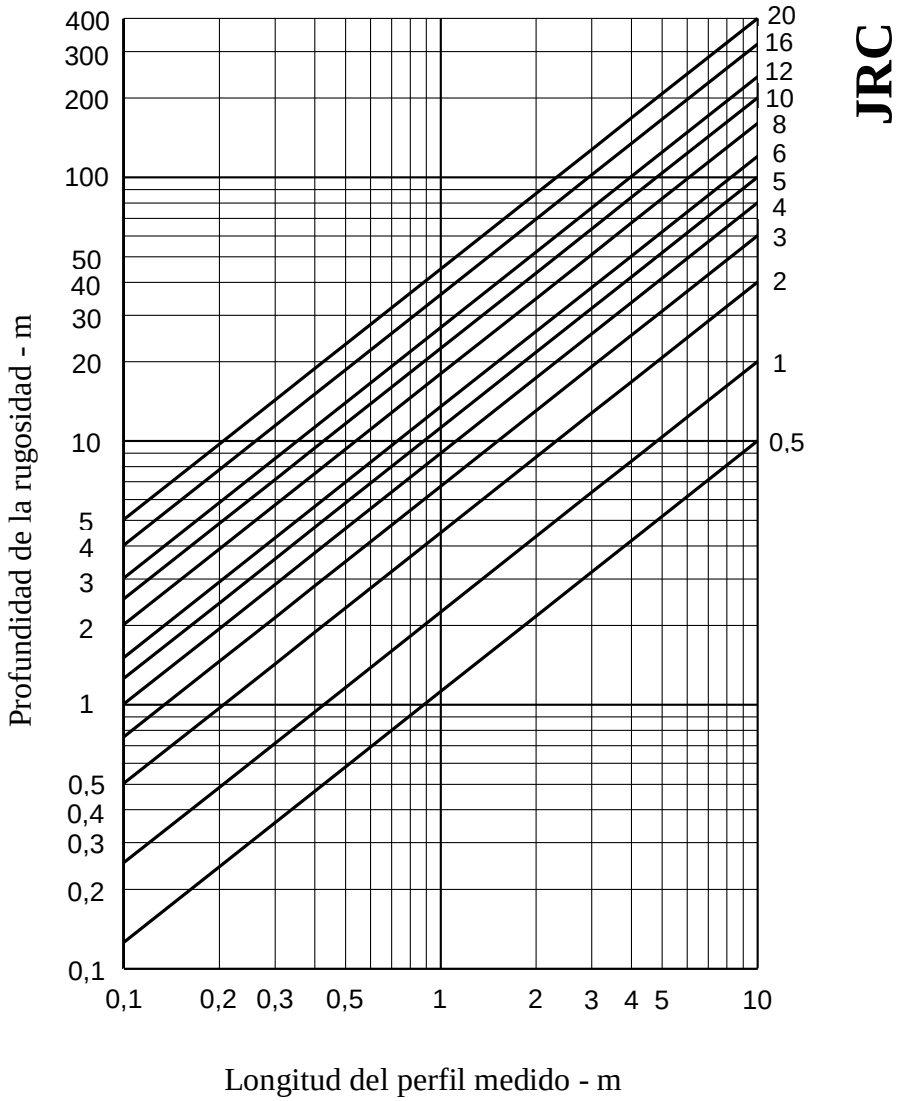
Descripción	Perfil	JRC 200 mm	JRC 100 mm
▪ **Escalonada**			
Rugosa		20	11
Lisa		14	9
Pulida		12	8
▪ **Ondulada**			
Rugosa		14	9
Lisa		11	8
Pulida		7	6
▪ **Plana**			
Rugosa		2,5	2,3
Lisa		1,5	0,9
Pulida		0,5	0,4

Fuente: Barton y Choubey, 1977. Recuperado de practical rock engineering, Hoek, E, Ed 2007, Cap.4, p.7.

Anexo E. Método alternativo para estimar el JRC.

A partir de la profundidad de la rugosidad y la longitud del peine de Barton





Fuente: Barton, 1982. Recuperado de practical rock engineering, Hoek, E, Ed 2007, Cap.4, p.8.

Anexo F. Sistema de valoración de la masa rocosa – Bieniawski (1989).

SISTEMA DE VALORACIÓN DE LA MASA ROCOSA - RMR (SEGÚN BIENIAWSKI, 1989)

A. PARAMETROS DE CLASIFICACIÓN Y SUS VALORES									
1	Resistencia de la roca intacta	Indice de carga puntual	> 10 Mpa	4 - 10 Mpa	2 - 4 MPa	1 - 2 Mpa	Para este rango es preferible el ensayo de compresión simple		
		Resistencia compresiva uniaxial	> 250 Mpa	100 - 250 Mpa	50 - 100 Mpa	25 - 50 Mpa	5 - 25 Mpa	1 - 5 Mpa	< 1
	Valoración		15	12	7	4	2	1	0
2	Calidad del testigo de perforación (RQD)		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Valoración		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de discontinuidades		> 2 m	0,6 - 2 m	0,2 - 0,6 m	0,06 - 0,2 m	< 0,06 m		
	Valoración		20	15	10	8	5		
4	Condición de las discontinuidades		Superficie muy rugosa	Superficies rugosas	Ligeramente rugosa Apertura 0,1 - 1mm	Espejo de falla o panizo < 5 mm de espesor	Panizo suave > 5 mm de espesor		
			No continua	Apertura < 0,1 mm					
			Cerradas sin apertura	Paredes ligeramente intemperizadas	Paredes altamente intemperizadas	Apertura de 1 - 5 mm, juntas continuas	Apertura > 5mm, juntas continuas		
			Paredes rocosas sanas						
	Valoración		30	25	20	10	0		
5	Agua subterranea	Flujo por 10 m de longitud de tunel	Ninguno	< 10	10 - 25	25 - 125	< 125		
		Presión de agua / esfuerzo principal maximo	0	< 0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	> 0,5		
		Condición general	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo		
	Valoración		15	10	7	4	0		
B. AJUSTE DE LA VALORIZACIÓN POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES (VER F)									
Orientaciones rumbo y buzamiento			Muy favorables	Favorables	Regular	Desvaforable	Muy desfavorable		
Valoraciones		Tuneles y minas	0	-2	-5	-10	-12		
		Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25		
		Taludes	0	-5	-25	-50	-60		
C.CLASES DE MASAROCOSA DETERMINADAS POR LAS VALORACIONES TOTALES									
Valoración			100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 21		
Número de clase			I	II	III	IV	V		
Descripcióm			Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala		
D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCAS									
Número de clases			I	II	III	IV	V		
Tiempo de auto-sostenimiento			20 años, span 15 m	1 año, span 10m	1 semana, span 5 m	10 h, span 2,5 m	30 min, span 1 m		
Cohesión de la masa rocosa KPa			> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100		
Ángulo de fricción de la masa rocosa			> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°		
E. PAUTAS PARA LA CLASIFICACIÓN DE LAS CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES									
Longitud de las discontinuidades (Persistencia)			< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m		
Valoración			6	4	2	1	0		
Separación (Apertura)			Cerrada	< 0,1 mm	0,1 - 1 mm	1 - 5 mm	> 5 mm		
Valoración			6	5	4	1	0		
Rugosidad			Muy rugoso	Rugoso	Ligeramente rugoso	Liso	Espejo de falla		
Valoración			6	5	3	1	0		
Relleno (Panizo)			Ninguno	Duro < 5 mm	Duro > 5 mm	Suave < 5 mm	Suave > 5 mm		
Valoración			6	4	2	1	0		
Intemperización			Sana	Ligera	Moderada	Muy intemperizada	Descompuesta		
Valoración			6	5	3	1	0		
F. EFECTO DE LA ORIENTACIÓN RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN TUNELERIA									
Rumbo perpendicular al eje del túnel					**Rumbo paralelo al eje del túnel**				
Avance con el buzamiento 45-90°			Avance con el buzamiento 20-45°		Buzamiento 45-90°		Buzamiento 20-45°		
Muy favorable			Favorable		Muy desfavorable		Regular		
Avance contra el buzamiento 45-90°			Avance contra el buzamiento 20-45°		**Buzamienro independiente del rumbo 0-20°**				
Regular			Desfavorable		Regular				

** Modificado por Wickman et. Al (1972)

Fuente: Bieniawski, 1989.

Anexo G. Hoja de calculo para calcular el RMR “Rock mass rating” – SIMSA.

COMPAÑÍA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A.A.
UNIDAD SAN VICENTE
(DPTO. DE GEOMECANICA)

SIMSA

CÁLCULO DEL RMR
(Bieniaswski, 1989)

MINA :
NIVEL :
LABOR :
REFERENCIA :
DESCRIPCION :
SECCION :
RESPONSABLE :
FECHA :
HORA :

TIPO	RMR
I	81-100
II	61-80
III-A	51-60
III-B	41-50
IV-A	31-40
IV.B	21-30
V	0-20

CROQUIS

RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE

1. Resistencia a la compresión uniaxial

Valor de resistencia a la compresión simple : Mpa

Este valor se ha determinado usando:	
Ensayo de laboratorio (compresión simple)	
Ensayo de laboratorio (carga puntual)	
Martillo Schmidt sobre testigo	
Martillo Schmidt maciso rocoso	
Martillo de geologo maciso rocoso	
Tablas (*)	

VALOR Y/O RESISTENCIA ADOPTADO			
RESISTENCIA	CALIDAD		PUNTAJE
> 250 Mpa	Muy alta		15
250 - 100	Alta		12
100 - 50	Media		7
50 - 25	Baja		4
25 - 5	Muy baja		2
5 - 1			1
< 1 Mpa			0

PUNTAJE

VALORIZACIÓN DE PARÁMETROS Q (según Barton, Lien y Lunden)

2. RQD

DESCRIPCIÓN	VALOR		PUNTAJE
Muy mala	0 a 25		5
Mala	25 a 50		8
Regular	50 a 75		10
Buena	75 a 90		15
Excelente	90 a 100		20

Observación
Cuando RQD se reporta o es medido como menor a 10, se le otorga un valor nominal de 10

PUNTAJE

VALORIZACIÓN DE PARAMETROS (LF)

3. Espaciamiento entre discontinuidades

DESCRIPCIÓN	VALOR (m)		PUNTAJE
Muy separadas	> 2.00		20
Separadas	2.00 - 0.60		15
Medianamente separadas	0.60 -0.20		10
Próximas	0.20 - 0.06		8
Muy próximas	< 0.06		5

PUNTAJE

VALORIZACIÓN DE PARAMETROS

4. Condición de las discontinuidades

Longitud de la discontinuidad			Abertura (mm)			Rugosidad			Relleno			Alteración		
< 1 m		6	Nada		6	Muy rugosa		6	Ninguno		6	Inalterada		
1 - 3 m		4	< 0.10		5	Rugosa		5	Duro (< 5 mm)		4	Ligeramente alterada		
3 - 10 m		2	0.10 - 1		3	Ligeramente rugosa		3	Duro (> 5 mm)		2	Moderadamente alterada		
10 - 20 m		1	1 - 5		1	Ondulada		1	Blando (<5mm)		2	Muy alterada		
> 20 m		0	> 5		0	Suave		0	Blando (>5mm)		0	Descompuesta		

PUNTAJE

VALORIZACIÓN DE PARAMETROS

5. Aguas subterraneas

DESCRIPCIÓN	RELACIÓN: PRESIÓN DE AGUA/TENSIÓN PRINCIPAL MAYOR	CAUDAL POR 10 m DE TÚNEL	ESTADO GENERAL		PUNTAJE
SECO	0	Nulo	SECO		15
LIGERAMENTE HÚMEDO	0 - 0.1	< 10 lt/min	LIGERAMENTE HÚMEDO		10
HÚMEDO	0.1 - 0.2	10-25 lt/min	HÚMEDO		7
GOTEANDO	0.2 - 0.5	25-125lt/min	GOTEANDO		4
FLUYENDO	> 0.5	>125 lt/min	AGUA FLUYEMDO		0

PUNTAJE

CORRECCIÓN POR LA ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES (F)

6. Ajuste por la orientación

DIRECCIÓN Y BUZAMIENTO	☐ TúnelesCa	☐ Cimentaciones	☐ Taludes
	FALSO	FALSO	FALSO
Muy favorables	0	0	0
Favorables	-2	-2	-2
Medias	-5	-7	-25
Desfavorables	-10	-15	-50
Muy desfavorables	-12	-25	-60
	0		

TIPO	SET	RUMBO	BZ

PUNTAJE

CLASIFICACIÓN RMR OBTENIDA EN TERRENO

CLASE	I	II	III	IV	V
CALIDAD	MUY BUENA	BUENA	MEDIA	MALA	MUY MALA
PUNTUACIÓN	100-81	80-61	60-41	40-21	< 20
TIEMPO DE AUTOS.	10 años	6 meses	7 dias	10 horas	30 minutos
VANO LIBRE	15 m	9 m	5 m	2.5 m	1 m

Valor del RMR	40

Correlaciones del RMR		
Cohesión (C)		Kg/cm^2
Ángulo de fricción		°

(Valores propuestos por Bieniawski)

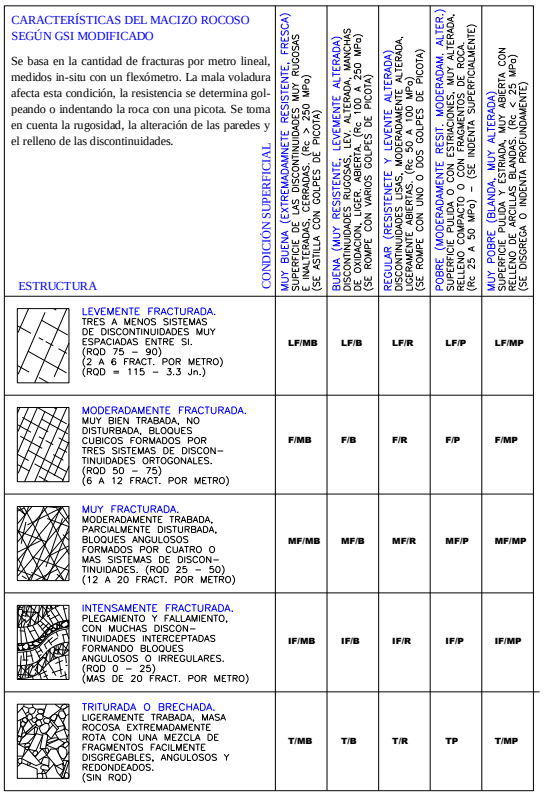
SOSTENIMIENTO	
Split set 7"	
P. Helicoidal	
Split Set 7" y Malla	
Shotcrete	
Cimbras	
Boltex	
Gatas Hidraulicas	
Otros	

GSI	A	B	C	D	E	F	CONDICION	IF/R

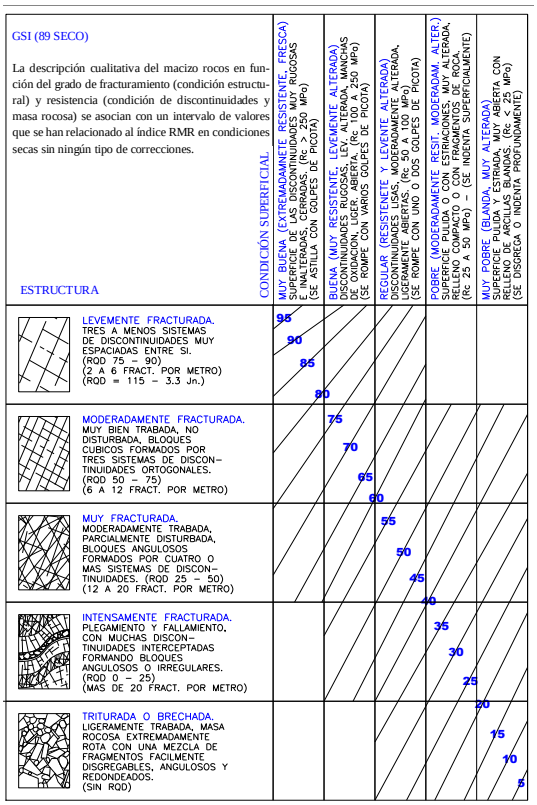
Medidas de cumplimiento

Fuente: Area de planeamiento de San Vicente, 2018.

Anexo H. Comparación entre la tabla GSI modificada (2000) y la tabla GSI (1995).



CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN GSI MODIFICADO Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidos in-situ con un flexómetro. La mala voladura afecta esta condición, la resistencia se determina golpeando o indentando la roca con una picota. Se toma en cuenta la rugosidad, la alteración de las paredes y el relleno de las discontinuidades.	CONDICIÓN SUPERFICIAL	MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS, (Rc > 250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)	BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	REGULAR (RESISTENETE Y LEVENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MODERADAMENTE RESIST. MODERADAM. ALTER.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 25 A 50 MPa) – (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRADA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)
ESTRUCTURA						
LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 – 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO) (RQD = 115 – 3.3 Jn.)		LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	LF/MP
MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCON–TINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 – 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)		F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP
MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCON–TINUIDADES. (RQD 25 – 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)		MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP
INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCON–TINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 – 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)		IF/MB	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP
TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)		T/MB	T/B	T/R	TP	T/MP



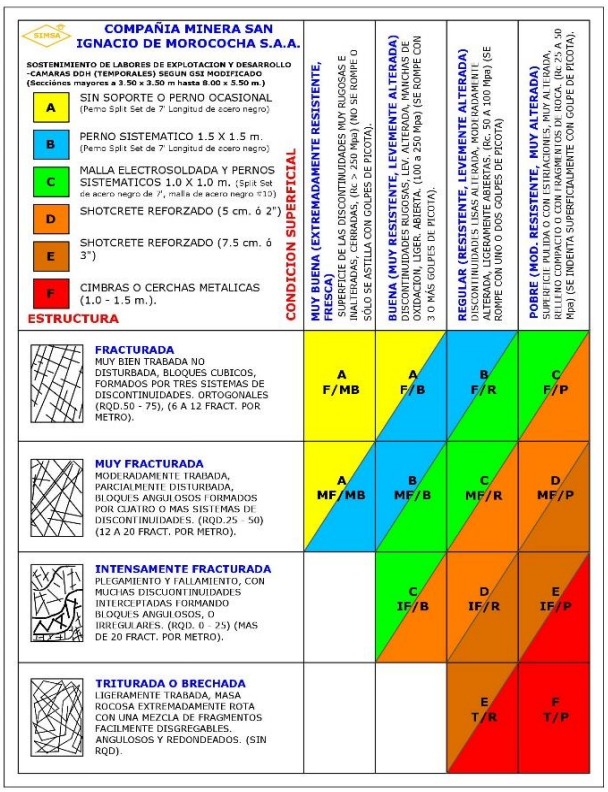
GSI (89 SECO) La descripción cualitativa del macizo rocos en función del grado de fracturamiento (condición estructural) y resistencia (condición de discontinuidades y masa rocosa) se asocian con un intervalo de valores que se han relacionado al índice RMR en condiciones secas sin ningún tipo de correcciones.	CONDICIÓN SUPERFICIAL	MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS, (Rc > 250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)	BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	REGULAR (RESISTENETE Y LEVENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MODERADAMENTE RESIST. MODERADAM. ALTER.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 25 A 50 MPa) – (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRADA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)
ESTRUCTURA						
LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 – 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO) (RQD = 115 – 3.3 Jn.)		95 90 85 80				
MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCON–TINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 – 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)			75 70 65 60			
MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCON–TINUIDADES. (RQD 25 – 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)				55 50 45 40		
INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCON–TINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 – 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)					35 30 25 20	
TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)						15 10 5

Fuente: Hoek y Marinos, 2000.

Fuente: Hoek, 1995.

Anexo I. Tabla GSI para el sostenimiento de labores temporales.

- **Explotación y desarrollo**



COMPAÑIA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A.A.

SOSTENIMIENTO DE LABORES DE EXPLOTACION Y DESARROLLO -CAMARAS DDH (TEMPORALES) SEGUN GSI MODIFICADO (Secciónes mayores a 3.50 x 3.50 m hasta 8.00 x 5.50 m.)

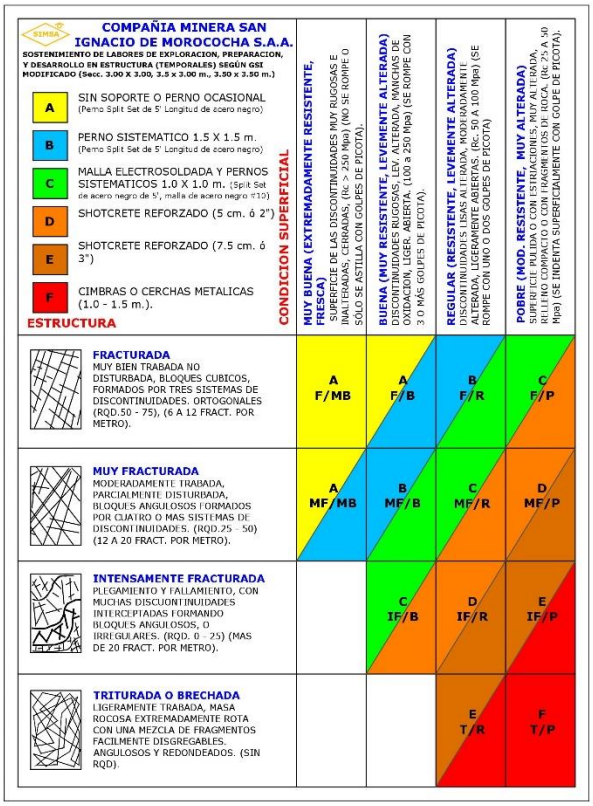
A	SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL (Perno Split Set de 7' Longitud de acero negro)
B	PERNO SISTEMATICO 1.5 X 1.5 m. (Perno Split Set de 7' Longitud de acero negro)
C	MALLA ELECTROSOLDADA Y PERNOS SISTEMATICOS 1.0 X 1.0 m. (Split Set de acero negro de 7', malla de acero negro #10)
D	SHOTCRETE REFORZADO (5 cm. ó 2")
E	SHOTCRETE REFORZADO (7.5 cm. ó 3")
F	CIMBRAS O CERCHAS METALICAS (1.0 - 1.5 m.).

ESTRUCTURA / CONDICION SUPERFICIAL	MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS, (Rc > 250 Mpa) (NO SE ROMPE O SÓLO SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA).	BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA. (100 a 250 Mpa) (SE ROMPE CON 3 O MAS GOLPES DE PICOTA).	REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS ALTERADA, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc. 50 A 100 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MOD. RESISTENTE, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 Mpa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA).
FRACTURADA MUY BIEN TRABADA NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS, FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD.50 - 75), (6 A 12 FRACT. POR METRO).	A F/MB	A F/B	B F/R	C F/P
MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD.25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO).	A MF/MB	B MF/B	C MF/R	D MF/P
INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCUONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS, O IRREGULARES. (RQD. 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO).		C IF/B	D IF/R	E IF/P
TRITURADA O BRECHADA LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES. ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD).			E T/R	F T/P

Fuente: Area de planeamiento de San Vicente, 2018.

Anexo J. Tabla GSI para el sostenimiento de labores temporales.

- **Exploración, preparación y desarrollo**



COMPAÑIA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A.A.

SOSTENIMIENTO DE LABORES DE EXPLORACION, PREPARACION, Y DESARROLLO EN ESTRUCTURA (TEMPORALES) SEGÚN GSI MODIFICADO (Secc. 3.00 X 3.00, 3.5 x 3.00 m., 3.50 x 3.50 m.)

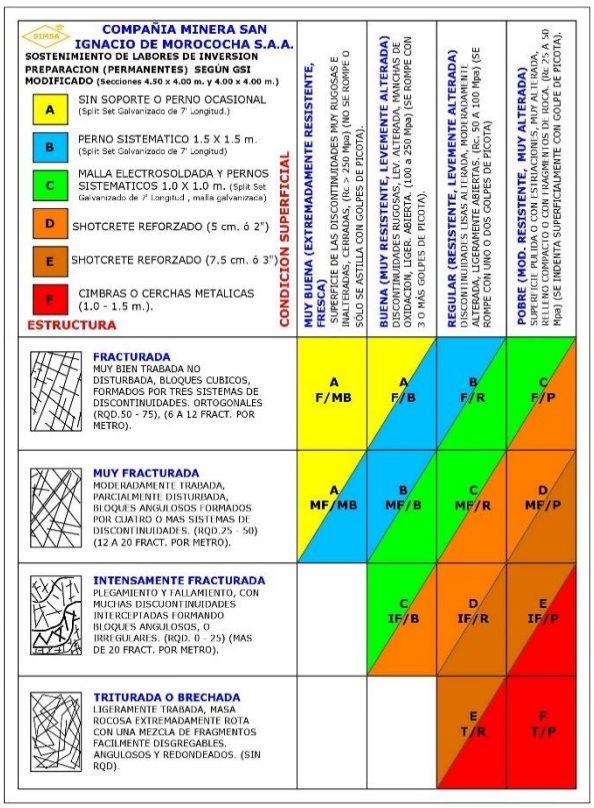
ESTRUCTURA

- A — SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL (Perno Split Set de 5' Longitud de acero negro)
- B — PERNO SISTEMATICO 1.5 X 1.5 m. (Perno Split Set de 5' Longitud de acero negro)
- C — MALLA ELECTROSOLDADA Y PERNOS SISTEMATICOS 1.0 X 1.0 m. (Split Set de acero negro de 5', malla de acero negro #10)
- D — SHOTCRETE REFORZADO (5 cm. ó 2")
- E — SHOTCRETE REFORZADO (7.5 cm. ó 3")
- F — CIMBRAS O CERCHAS METALICAS (1.0 - 1.5 m.).

CONDICION SUPERFICIAL	MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS, (Rc > 250 Mpa) (NO SE ROMPE O SOLO SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA).	BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA. (100 a 250 Mpa) (SE ROMPE CON 3 O MÁS GOLPES DE PICOTA).	REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS ALTERADA, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc. 50 A 100 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MOD. RESISTENTE, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 Mpa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA).
FRACTURADA MUY BIEN TRABADA NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS, FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. ORTOGONALES (RQD.50 - 75), (6 A 12 FRACT. POR METRO).	A F/MB	A F/B	B F/R	C F/P
MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD.25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO).	A MF/MB	B MF/B	C MF/R	D MF/P
INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCUONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS, O IRREGULARES. (RQD. 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO).		C IF/B	D IF/R	E IF/P
TRITURADA O BRECHADA LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES. ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD).			E T/R	F T/P

Fuente: Area de planeamiento de San Vicente, 2018.

Anexo K. Tabla GSI para el sostenimiento de labores permanentes.



COMPAÑIA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A.A.

SOSTENIMIENTO DE LABORES DE INVERSION PREPARACION (PERMANENTES) SEGÚN GSI MODIFICADO (Secciones 4.50 x 4.00 m. y 4.00 x 4.00 m.)

ESTRUCTURA

- A — SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL (Split Set Galvanizado de 7' Longitud.)
- B — PERNO SISTEMATICO 1.5 X 1.5 m. (Split Set Galvanizado de 7' Longitud)
- C — MALLA ELECTROSOLDADA Y PERNOS SISTEMATICOS 1.0 X 1.0 m. (Split Set Galvanizado de 7' Longitud , malla galvanizada)
- D — SHOTCRETE REFORZADO (5 cm. ó 2")
- E — SHOTCRETE REFORZADO (7.5 cm. ó 3")
- F — CIMBRAS O CERCHAS METALICAS (1.0 - 1.5 m.).

CONDICIÓN SUPERFICIAL	MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS, (Rc > 250 Mpa) (NO SE ROMPE O SOLO SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA).	BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA. (100 a 250 Mpa) (SE ROMPE CON 3 O MÁS GOLPES DE PICOTA).	REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS ALTERADA, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc. 50 A 100 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MOD. RESISTENTE, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 Mpa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA).
FRACTURADA MUY BIEN TRABADA NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS, FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. ORTOGONALES (RQD.50 - 75), (6 A 12 FRACT. POR METRO).	A F/MB	A F/B	B F/R	C F/P
MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD.25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO).	A MF/MB	B MF/B	C MF/R	D MF/P
INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCUONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS, O IRREGULARES. (RQD. 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO).		C IF/B	D IF/R	E IF/P
TRITURADA O BRECHADA LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES. ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD).			E T/R	F T/P

Fuente: Area de planeamiento de San Vicente, 2018.

Anexo L. Lista de fórmulas.

- $\sigma_C = \frac{P}{A} = 4 \cdot \frac{P}{\pi \cdot D^2}$ Ensayo de compresión uniaxial **(Ec 2.1)**
- $I_S = \frac{P}{D^2}$ Ensayo de carga puntual **(Ec 2.2)**
- $\sigma_C = (14 + 0{,}75D) \cdot I_S$ Resistencia compresiva - carga puntual **(Ec 2.3)**
- $R_L = -3{,}4 + (0{,}83 \cdot R_N) + (0{,}0029 \cdot (R_N)^2)$ Correlación martillo L - martillo N **(Ec 2.4)**
- $FC = \frac{Vc}{\bar{X}_{10}}$ Factor de corrección – martillo Schmidt **(Ec 2.5)**
- $\overline{R_H} \cdot FC$ Dureza del martillo de Schmidt **(Ec 2.6)**
- $RQD = \frac{\Sigma > 10}{L_P} \cdot 100\%$ Dureza del martillo de Schmidt **(Ec 2.7)**
- $RQD = 100 \cdot e^{-0{,}1\lambda} \cdot (0{,}1\lambda + 1)$ RQD por metro lineal **(Ec 2.8)**
- $\boldsymbol{\lambda = \frac{1}{s}}$ Lambda del RQD por metro lineal **(Ec 2.9)**
- $RQD = 115 - 3{,}3(J_V)$ RQD por metro cubico **(Ec 2.10)**
- $J_V = J_{VX} + J_{VY} + J_{VZ}$ J_V - RQD por metro cubico **(Ec 2.11)**
- $J_V = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3}$ J_V - RQD por metro cubico - ejes **(Ec 2.12)**
- $RQD = 110 - 2{,}5(J_V)$ RQD por metro cúbico - 2005 **(Ec 2.13)**
- RMR básico = 1 + 2 + 3 + 4 + 5 RMR básico **(Ec 2.14)**
- RMR Corregido = RMR básico – Orientación RMR corregido **(Ec 2.15)**
- GSI = RMR_{89} – 5 GSI y RMR **(Ec 2.16)**
- RMR = 9. lnQ + 44 RMR y Q de Barton **(Ec 2.17)**
- $\boldsymbol{De = \frac{Ancho\ o\ altura\ de\ la\ labor}{ESR}}$ Dimensión equivalente **(Ec 2.18)**

- $\sigma_1^{'} = \sigma_3^{'} + \sigma_{ci}^{'}.\left(m_b.\frac{\sigma_3^{'}}{\sigma_{ci}^{'}} + s\right)^a$ Esfuerzos efectivos **(Ec 2.19)**

- $m_b = m_{i.}exp\left(\frac{GSI-100}{28-14D}\right)$ Constante del macizo rocoso **(Ec 2.20)**

- $s = exp\left(\frac{GSI-100}{9-3D}\right)$ Constante del macizo rocoso **(Ec 2.21)**

- $a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}.\left(e^{-GSI/15} - e^{-20/3}\right)$ Constante del macizo rocoso **(Ec 2.22)**

- $E_m[GPa] = \left(1 - \frac{D}{2}\right).\sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}}.10^{\frac{GSI-10}{40}}$ Módulo de deformación **(Ec 2.23)**

- $E_m[GPa] = \left(1 - \frac{D}{2}\right).10^{\frac{GSI-10}{40}}$ Módulo de deformación **(Ec 2.24)**

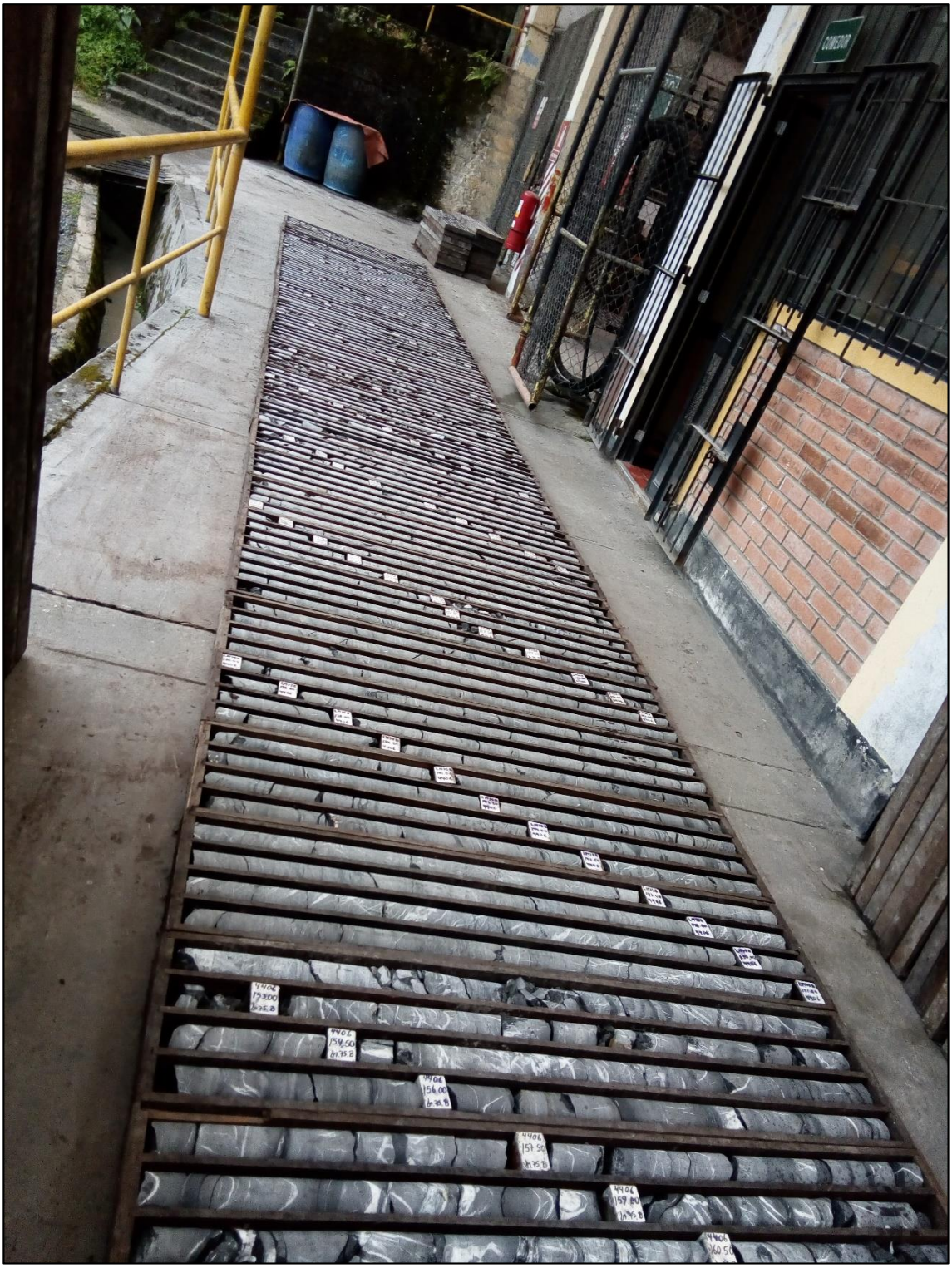
- $\sigma_V = \gamma\ x\ H$ Esfuerzo vertical **(Ec 2.25)**

- $K = 0{,}25 + \left[7\ x\ E_h\left(0{,}001 + \frac{1}{H}\right)\right]$ Relación esfuerzo horizontal – vertical **(Ec 2.26)**

- $\sigma_1 = \sigma_V$ Esfuerzo máximo **(Ec 2.27)**

- $\sigma_3 = K\ x\ \sigma_1$ Esfuerzo mínimo **(Ec 2.28)**

Anexo M. Muestras de los sondajes diamantinos.



Fuente: Tomado por el tesista.

Anexo N. Mineralización tipo cebra.

Fuente: Tomado por el tesista.

Anexo O. Perforación en la Mina San Vicente.

Fuente: Tomadas por el tesista.

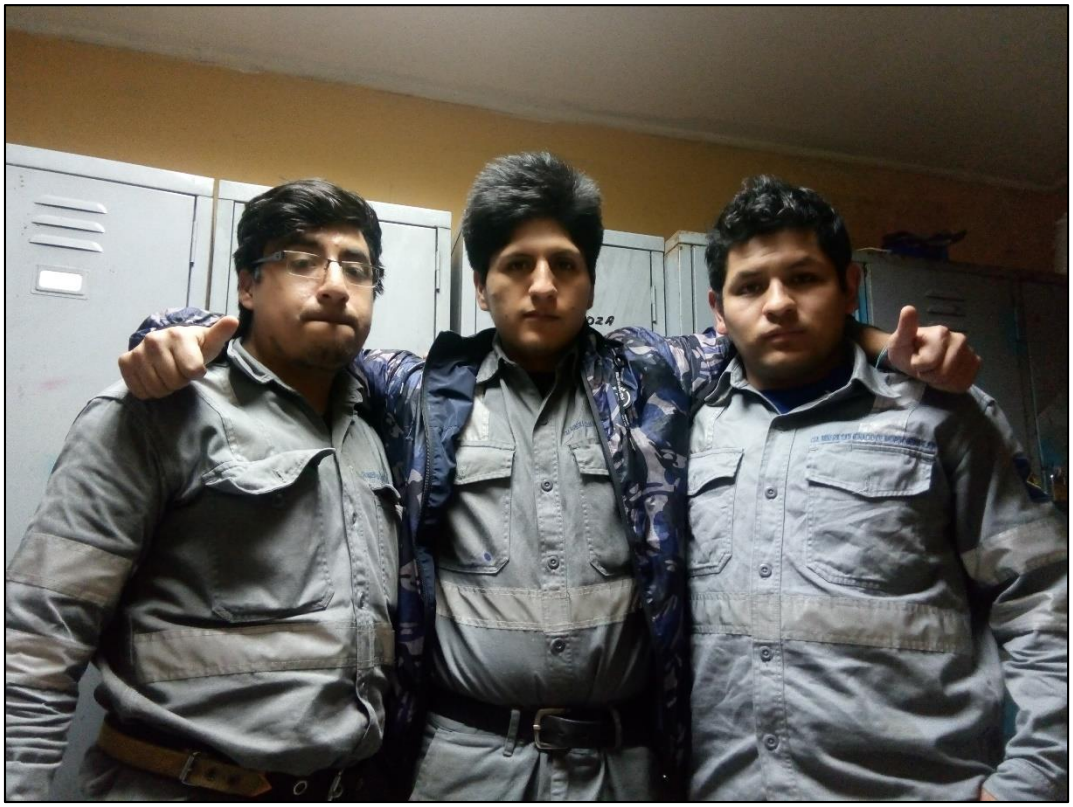
Anexo P. Voladura en la Mina San Vicente.

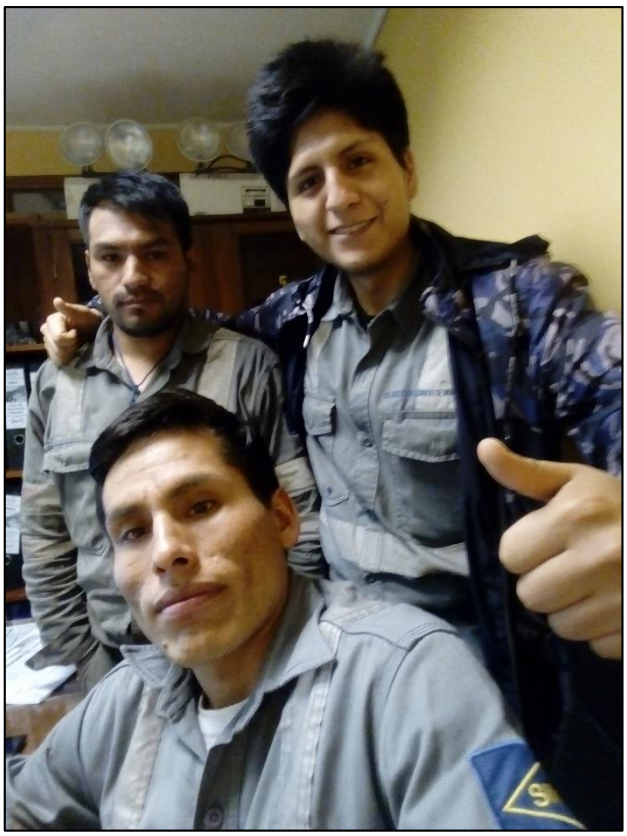
Fuente: Tomadas por el tesista.

Anexo Q. Sostenimiento en la Mina San Vicente.

Fuente: Tomadas por el tesista.

Anexo R. El tesista en la Mina San Vicente.





Fuente: Tomadas por el tesista.