



FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de Ingeniería de Minas

“CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO PARA EL DISEÑO DEL SOSTENIMIENTO DE LA RAMPA KARENT DE LA UNIDAD MINERA MARÍA ANTONIETA - LA LIBERTAD”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de minas

Autores:

Bach. Jose Angel Chilon Huaman

Bach. Robert Pablo Morillo Gil

Asesor:

Ing. Daniel Alejandro Alva Huaman

Cajamarca - Perú

2019

DEDICATORIA

A mis padres, por estar conmigo, por apoyarme y guiarme enseñándome a creer y que si caigo debo levantarme y seguir adelante, por ser las bases que me ayudaron a llegar hasta aquí.

Jose Angel Chilon Huaman

A mis padres por haberme permitido llegar hasta este punto y haberme brindado salud y esfuerzo para lograr mis metas, también va dedicado para mis hermanos quienes han seguido constantemente en mi desarrollo y han velado por mi bienestar siendo mi motor principal en cada momento.

Robert Pablo Morillo Gil

AGRADECIMIENTO

Agradecemos a Dios y a nuestros padres por su apoyo incondicional a lo largo de toda nuestra formación académica profesional, así mismo, agradecemos a nuestros hermanos por sus consejos de superación y motivación personal para ser un profesional de calidad.

A nuestro asesor Daniel Alejandro Alva Huamán, quien brindó su apoyo en cada momento para el desarrollo de la presente tesis en el cual compartía su conocimiento y experiencia profesional.

Chilon Huaman, Jose Angel & Morillo Gil Robert Pablo

Tabla de contenidos

DEDICATORIA.....	2
AGRADECIMIENTO.....	3
ÍNDICE DE TABLAS	6
ÍNDICE DE FIGURAS	7
ÍNDICE DE ECUACIONES.....	10
RESUMEN.....	11
CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN	12
1.1. Realidad problemática	12
1.2. Formulación del problema.....	24
1.3. Objetivos	24
1.3.1. Objetivo general.....	24
1.3.2. Objetivos específicos.....	24
1.4. Hipótesis.....	24
1.4.1. Hipótesis general.....	24
1.4.2. Hipótesis específicas.....	24
CAPÍTULO II. METODOLOGÍA	26
2.1. Tipo de investigación.....	26
2.2. Población y muestra (Materiales, instrumentos y métodos).....	26
2.2.1. Población	26
2.2.2. Muestra	26
2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos.....	26
2.3.1. Técnicas	26
2.3.2. Instrumentos	28
2.3.3. Equipos.....	28
2.4. Procedimiento.....	29
2.4.1. Pre campo	29
2.4.2. Campo	30
2.4.3. Post Campo.....	37
CAPÍTULO III. RESULTADOS	43
3.1. Ubicación.....	43

3.2. Accesibilidad.....	44
3.3. Caracterización geomecánica del macizo rocoso, rampa Karent.....	45
<i>Software RocData 4.0</i>	<i>45</i>
<i>Software Dips V 6.0</i>	<i>46</i>
<i>Software Phase 2 V 8.0</i>	<i>51</i>
3.4. Propuesta de sostenimiento por RMR y Q	53
• <i>RMR de Bieniawski</i>	<i>53</i>
• <i>Q de Barton</i>	<i>54</i>
3.5. Diseño de sostenimiento	55
3.6. Costo de sostenimiento.....	65
CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES	68
4.2 Conclusiones	73
REFERENCIAS.....	75
ANEXOS.....	80

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 tabla resumen de artículos científicos utilizados en la presente investigación	28
Tabla 2 Progresivas establecidas para la caracterización geomecánica de la rampa.....	30
Tabla 3 Resultados obtenidos del software RocData 4.0	45
Tabla 4 Propuesta de sostenimiento de acuerdo a Bieniawski.....	52
Tabla 5 Propuesta de sostenimiento de acuerdo a Barton.....	53
Tabla 6 Costo de sostenimiento con malla 4" x 4" y Perno helicoidal 7ft.....	64
Tabla 7 Costo de sostenimiento con Perno helicoidal 10, 12ft.....	65
Tabla 8 Costo de sostenimiento con shotcrete por ML.....	66
Tabla 9 Clasificación de la resistencia a la compresión.....	81
Tabla 10 Valores por las orientaciones de las discontinuidades.....	81
Tabla 11 Grado de abertura de las discontinuidades.....	82
Tabla 12 Clasificación de la continuidad o persistencia de las discontinuidades.....	82
Tabla 13 Clasificación de la rugosidad de las discontinuidades.....	83
Tabla 14 Clasificación de relleno de las discontinuidades.....	83
Tabla 15 Clasificación según la alteración de las discontinuidades.....	84
Tabla 16 Parámetros de la presencia de agua.....	84

ÍNDICE DE FIGURAS

Figuras 1: Espaciamiento de la discontinuidad, mapeo geomecánico de la rampa Karent.	32
Figuras 2: persistencia de la discontinuidad, mapeo geomecánico de la rampa Karent.....	33
Figuras 3: Abertura de la discontinuidad, mapeo geomecánico de la rampa Karent.	34
Figuras 4: Relleno de la discontinuidad, mapeo geomecánico de la rampa Karent.	34
Figuras 5: Parámetros de rugosidad de acuerdo a JRC.	35
Figuras 6: Alteración de la discontinuidad, mapeo geomecánico de la rampa Karent.....	36
Figuras 7: Presencia de agua en la discontinuidad, mapeo geomecánico de la rampa Karent.	37
Figuras 8: Inserción de datos en el software RocData 4.0.....	39
Figuras 9: Directrices para estimar el factor de perturbaciones (D).....	40
Figuras 10: Datos de entrada del estado tensional del macizo rocoso Phase 2.	41
Figuras 11: Propiedades de la resistencia de la roca Phase 2.	42
Figuras 12: Ubicación de la mina María Antonieta.....	43
Figuras 13: Accesibilidad de la mina María Antonieta.	44
Figuras 14: Datos obtenidos del software RocData 4.0.....	45
Figuras 15: proyecciones estereográficas de las discontinuidades. Progresiva 1. Dips v.6.0.	46
Figuras 16: Grafico de roseta de las discontinuidades. Progresiva 1. Dips v.6.0.....	47
Figuras 17: proyecciones estereográficas de las discontinuidades. Progresiva 2. Dips v.6.0.	47
Figuras 18: Grafico de roseta de las discontinuidades. Progresiva 2. Dips v.6.0.....	48
Figuras 19: proyecciones estereográficas de las discontinuidades. Progresiva 3. Dips v.6.0.	48
Figuras 20: Grafico de roseta de las discontinuidades. Progresiva 3. Dips v.6.0.....	49
Figuras 21: proyecciones estereográficas de las discontinuidades. Progresiva 4. Dips v.6.0.	49
Figuras 22: Grafico de roseta de las discontinuidades. Progresiva 4. Dips v.6.0.....	50
Figuras 23: proyecciones estereográficas de las discontinuidades. Progresiva 5. Dips v.6.0.	50
Figuras 24: Grafico de roseta de las discontinuidades. Progresiva 5. Dips v.6.0.....	51
Figuras 25: Zona plástica en el perímetro del túnel, Phase 2.	52
Figuras 26: Cuñas formadas en la rampa Karent Nv. 2160, progresiva 1. Unwedge V.3.0.	55
Figuras 27: Sección de la rampa con pernos de sostenimiento, progresiva 01 Unwedge V.3.0.	56
Figuras 28: Sección de la rampa con pernos de sostenimiento & shotcrete, progresiva 01 Unwedge V.3.0.	56
Figuras 29: Cuñas formadas en la rampa Karent Nv. 2160, progresiva 2. Unwedge V.3.0	57
Figuras 30: Sección de la rampa con pernos de sostenimiento, progresiva 02 Unwedge V.3.0.	57
Figuras 31: Sección de la rampa con pernos de sostenimiento & shotcrete, progresiva 02	58
Figuras 32: Cuñas formadas en la rampa Karent Nv. 2160, progresiva 3. Unwedge V.3.0	58

Figuras 33: Sección de la rampa con pernos de sostenimiento, progresiva 03 Unwedge V.3.0.	59
Figuras 34: Cuñas formadas en la rampa Karent Nv. 2160, progresiva 4. Unwedge V.3.0.	59
Figuras 35: Sección de la rampa con pernos de sostenimiento, progresiva 4 Unwedge V.3.0.	60
Figuras 36: Sección de la rampa con pernos de sostenimiento & shotcrete, progresiva 4..	60
Figuras 37: Cuñas formadas en la rampa Karent Nv. 2160, progresiva 5. Unwedge V.3.0	61
Figuras 38: Sección de la rampa con pernos de sostenimiento, progresiva 5 Unwedge V.3.0.	62
Figuras 39: Sección de la rampa con pernos de sostenimiento & shotcrete, progresiva 5 Unwedge V.3.0.	62
Figuras 40: Distribución del perno helicoidal en la rampa.	63
Figuras 41: Detalles del perno helicoidal para la inyección, cencom y resina.	64
Figuras 42: Valoración en función a la orientación de las discontinuidades.	86
Figuras 43: Valoración para Túneles y Minas.	86
Figuras 44: Clasificación del macizo rocoso, índice GSI.	87
Figuras 45: Recomendación de sostenimiento de acuerdo al índice de resistencia geológica.	88
Figuras 46: soporte recomendado en función al índice Q de Barton y dimensión equivalente.	89
Figuras 47: Soporte recomendado en función al índice RMR de Bieniawski.	89
Figuras 48: Ensayos de carga puntual, laboratorio UPN-Cajamarca.	90
Figuras 49: Ensayos de carga puntual, laboratorio UPN-Cajamarca.	90
Figuras 50: Rampa Karent.	91
Figuras 51: Mapeo geomecánico de la Rampa Karent	91
Figuras 52: Mapeo geomecánico de la rampa Karent.	92
Figuras 53: Mapeo geomecánico de la rampa Karent.	92
Figuras 54: Mapeo geomecánico de la rampa Karent.	93
Figuras 55: Mapeo geomecánico de la rampa Karent.	93
Figuras 56: Mapeo geomecánico de la rampa Karent.	94
Figuras 57: Perforación para el perno Helicoidal con JackLeg.	95
Figuras 58: Cencom y resina para sostener el perno.	95
Figuras 59: Sostenimiento de la rampa Karent con perno helicoidal.	96
Figuras 60: Sostenimiento de la rampa Karent con perno helicoidal	96
Figuras 61: Instalación del equipo Ocmer para el lanzado de Shotcrete.	97
Figuras 62: Propiedades de la mezcla a través del grupo QSI.	97
Figuras 63: Maquina de lanzamiento de shotcrete.	98
Figuras 64: Maquina de lanzamiento de shotcrete.	98
Figuras 65: Entrada de la rampa Karent Nv. 2160	99
Figuras 66 Logueo rampa Karent Nv. 2160	100
Figuras 67: Logueo rampa Karent Nv. 2160	101
Figuras 68: Logueo rampa Karent Nv. 2160	102
Figuras 69: Logueo rampa Karent Nv. 2160	103
Figuras 70: Logueo rampa Karent Nv. 2160	104

Figuras 71: Instalación del perno Helicoidal	105
Figuras 72: rampa Karent Nv. 2160	106
Figuras 73: Análisis geomecánico rampa Karent Nv. 2160	107
Figuras 74: resultado geomecánico rampa Karent Nv. 2160.....	108
Figuras 75: diseño de sostenimiento para la rampa Karent Nv. 2160	109
Figuras 76: mapa de susceptibilidad.....	110
Figuras 77: mapa geológico.....	111

ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación para determinar el RQD	Ecuación 1	37
Ecuación para determinar el RQD	Ecuación 2.....	38
Ecuación para determinar el RQD	Ecuación 3.....	38
Ecuación para determinar la dimensión equivalente	Ecuación 4	80
Ecuación para determinar la Longitud de perno	Ecuación 5.....	80
Ecuación para determinar el factor de disturbación (D)	Ecuación 6.....	81
Ecuación para determinar el factor de disturbación (D)	Ecuación 7.....	81
Ecuación para determinar factor de disturbación (D)	Ecuación 8.....	81

RESUMEN

Esta investigación tiene como objetivo realizar la caracterización geomecánica del macizo rocoso para diseñar el sostenimiento de la rampa Karent, la investigación es de tipo aplicada ya que se utiliza los conocimientos adquiridos a la práctica. Para ello es necesario mencionar el objeto de estudio que está conformado por 100 metros lineales de rampa Karent en el nivel 2160 de la unidad minera María Antonieta, siendo la población todas las galerías de la misma unidad minera. Para el cumplimiento del objetivo se dividió el área de estudio en 5 progresivas, cada uno de ellas de 20 metros lineales, en el cual se aplicó las siguientes metodologías, clasificaciones geomecánicas RMR e índice de Q, análisis estructural usando softwares Dips y Unwedge y modelo de sostenimiento mediante software Unwedge y software Phase 2. Los resultados de la caracterización geomecánica de acuerdo a Bieniawski para cada progresiva es de tipo III con un valor de 40 a 60 siendo roca regular, y de acuerdo a Barton nos indica que es una roca de tipo media con un valor de 4 a 10, a través de esta metodología se concluye que el tipo de sostenimiento para la Rp. Karent, es de pernos sistemáticos espaciados a 1.00 metro de perno a perno y espaciados a 1.00 metros entre fila y fila, con refuerzo de shotcrete como fortificación con esfuerzo de corte de 200 t/m², peso unitario de 2.6 t/m³ con un espesor de 5 a 10 cm el cual evita deslizamiento de cuñas y posibles deslizamientos de roca por efecto de vibraciones producto de la voladura y/o factores influyentes. En cuanto a los costos que generaría el sostenimiento para la rampa Karent de la unidad minera María Antonieta es de S/. 2693.622 soles por metro lineal con perno helicoidal, para shotcrete el costo es de S/. 3502.51 soles por metro lineal y finalmente el costo para el uso de shotcrete más perno es de S/. 6196.132 soles por metro lineal.

Palabras claves: Rampa, geomecánica, RMR, Q de Barton, sostenimiento, costos.

CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

En la actualidad, la mina María Antonieta no presenta control geomecánico y como consecuencia tenemos grandes desprendimientos de rocas, es por ello que viene generando accidentes leves e incapacitantes. La unidad, es una empresa que se dedica a la extracción de minerales con método de explotación subterráneo, siendo una actividad muy riesgosa y al no contar con estudios actuales sobre clasificación geomecánica del macizo rocoso o algún control geomecánico, se viene generando labores inestables y labores con altas probabilidades de accidentes tanto a las personas como a los equipos. La zona evaluada está conformada por rocas metamórficas fuertemente plegadas a fallas y diaclasas perpendiculares a la rampa, dichas fallas tienen inclinación al Noroeste y presenta gran cantidad de arcillas, debido a esto viene generando deslizamientos de cuñas, por consiguiente, en este estudio se enfoca en proponer un diseño efectivo de sostenimiento en la rampa Karent de la mina María Antonieta encontrada en la provincia de Pataz departamento la Libertad, entre la progresiva 300 al 400 m subterráneo, por ende, debemos cuantificar y cualificar las características geomecánicas para obtener datos y procesarlo mediante softwares que nos determinen el sostenimiento adecuado para la unidad minera ya mencionada.

Para la estabilidad de los macizos rocosos según su calidad y estabilidad de la mina María Antonieta se obtiene que predominan los macizos de calidad regular, por ende las obras se presentan en mal estado por lo que es condicionado a diseñar un sostenimiento adecuado para la rampa Karent, ya que por deterioro que puedan sufrir esto genere grandes problemas estructurales, sin embargo, para ello es necesario recurrir a la geomecánica ya que son herramientas valiosas que permiten cuantificar los parámetros de resistencia y deformación que se generan en esta mina, la presente rampa en los últimos meses presento algunas zonas debilitadas por la presencia de

rocas agrietadas y algunos bloques de roca colgados, poniendo en riesgo de caída de rocas al personal que transita por la galería, en galerías cercanas a minera María Antonieta han sufrido accidentes de caída de rocas y como consecuencia accidente fatal no obstante, no queriendo que suceda lo mismo con esta empresa se decide proponer el sostenimiento que mejor se adapte a la rampa.

Según (MINEM, 2018) en uno de sus informes que lleva por título “Fax Coyuntural de Accidentes Mortales” muestra que el porcentaje mayoritario de accidentes que ocurren en minería subterránea son ocasionados por desprendimientos o caídas de roca con un 29%.

(Rincon Silva, 2016), en su tesis titulada “caracterización geomecánica del macizo rocoso del área del contrato 01-068-96 Cooperativa Cooprocarron Sugamuxi Municipio de Gámeza Boyacá”, presentada a la facultad de Ciencias e Ingeniería a la universidad pedagógica y tecnológica de Colombia; en el cual menciona que el trabajo en minería subterránea es el trabajo con más alto riesgo causando accidentes incapacitantes e accidentes fatales debido al desprendimiento de rocas y es así que se propone un estudio geomecánico para evitar deslizamiento de roca aplicando un adecuado sostenimiento mediante caracterización geomecánica RMR de Bieniawski y aplicación de software Dips. Como sus resultados se obtienen que la clasificación RMR para el caso de los carbones se clasifica en clase III calidad media con una valoración correspondiente a 48 (RMR) con una cohesión aproximada de 2-3 kg/ , y un ángulo de rozamiento de 25°-35°. Para el caso de las arcillas se clasifica en clase III calidad media con una valoración correspondiente a 45 (RMR) con una cohesión aproximada de 2-3 kg/ , y un ángulo de rozamiento de 25°-35°. Y para el caso de las

areniscas se clasifica en clase III calidad media con una valoración correspondiente a 56 (RMR) con una cohesión aproximada de 2-3 kg/ , y un ángulo de rozamiento de 25°-35°. Según la clasificación propuesta por Bieniawski y con los resultados RMR, el macizo rocoso presenta una calidad media, lo cual indica que se encuentra en un rango promedio, haciendo notar que los carbones, por ser una minería subterránea puede llegar a verse afectada en alguno o varios de los factores estudiados y la calidad del macizo tenderá también a modificarse disminuyendo la estabilidad del mismo ocasionando graves daños, por ende se recomienda usar el sostenimiento propuesto por Bieniawski.

(Torre Yaranga, 2015), en su investigación titulada “Sistema de carguío para la voladura eficiente en el pique 2000(-), nivel 18, zona esperanza en la compañía minera Casapalca s.a.” la cual es presentada a la Universidad Nacional del Centro del Perú; nos menciona que, para un trabajo en minería subterránea es indispensable realizar un control geomecánico por 2 factores importantes, el primero para salvaguardar la seguridad de los trabajadores y segundo para cumplir con la producción diaria, ya que no se tendrá tiempos perdidos por algún posible deslizamiento de rocas. Es así que propone un estudio geomecánico de acuerdo a RMR de Bieniawski y Q de Barton para su posible sostenimiento, Edwin Torre Yaranga se enfoca en el carguío de explosivos por ende menciona el tipo de sostenimiento de acuerdo a RMR siendo el más eficaz que el Q de Barton llegando a un resultado de roca tipo III (roca regular) y roca de clase media con valores de 4 a 10 para Q de Barton, este estudio se dio debido al accidente incapacitante por desprendimiento de roca.

(Rodriguez Sastre, 2003), en una de sus investigaciones que lleva por título “Caracterización geomecánica de materiales pizarrosos del sinclinal de truchas (león-

orenses)” para optar el grado de doctor, presentado al departamento de geología de la Universidad de Oviedo nos menciona que la aplicación más importante de las clasificaciones geomecánicas viene fundamentada en el hecho de que permiten obtener parámetros de resistencia y deformación global de macizo roco y la estimación de su calidad de roca, además de acuerdo a los índices de RMR, Q, SMR, GSI, se precisa un sostenimiento para un túnel en el cual a través de lo parámetro geomecánicos se reduce el índice de accidentabilidad debido a que se presenta un control geomecánico día a día por ende se evita el posible desprendimiento de rocas. En función de la profundidad a la que se encuentre el emplazamiento de las labores extractivas que se pretenda acometer, las propiedades del macizo rocoso a controlar serán diferentes. Para un entorno competente y resistente, son las distintas familias de discontinuidades las que controlan su resistencia y comportamiento a niveles más superficiales, mientras que a mayores profundidades son las propiedades cohesivas y friccionales de las rocas las que rigen su comportamiento. Como resultado final toma en consideración los valores de RMR en el cual tenemos un valor de 81 a 100 siendo roca muy buena en el cual no necesita sostenimiento o puede ser sostenimiento puntual en donde solo se requiera.

(Castañeda Guzmán, 2018), en una de sus tesis que lleva por título “Propuesta de sostenimiento basado en la caracterización geomecánica por métodos empíricos del túnel vial ubicado en el kilómetro 98 + 100 de la carretera cascás – Contumazá” para optar el título de ingeniero de minas de la universidad privada del norte nos menciona que, en las regiones de nuestro país es muy frecuente la caída de rocas y derrumbes que son generados por precipitaciones pluviales periódicas el cual generan desastres directamente a las personas y al mismo proyecto de construcción, así mismo cabe indicar que dicho estudio se basa en los índices RMR de Bieniawski y Q de Barton lo

cual será un indicador importante para la propuesta de sostenimiento a utilizar, la caracterización geomecánica de la zona del túnel dio como resultado la calidad del macizo rocoso, según RMR, una roca buena (II) y con la correlación hecha con el Q indica una roca media o regular a buena. En el cual llegan como resultado del tipo de sostenimiento según índice RMR siendo Pernos de roca (20 mm de diámetro, completamente inyectados): Pernos locales en el techo, 3 m de largo y espaciado de 2,5 m con malla ocasional y Hormigón proyectado convencional: 50 mm en el techo donde fuera necesario y para el índice Q de Barton propone sin sostenimiento aparte de ello menciona que el sostenimiento que mejor se adapta en relación teórico-práctica es el sostenimiento de acuerdo a Bieniawski.

De acuerdo a (Pire, 2006), en una de sus tesis titulada: “Caracterización geomecánica de macizo rocosos en obras subterráneas de la región oriental del país”, desarrolla como estudio circunscrito a un contexto particular en el cual nos menciona y hace referencia que en nuestro país hoy en día, cada entidad relacionada con la construcción subterránea se realiza el estudio del macizo rocoso donde está enclavada la obra, pero todavía existen insuficiencias en el alcance y contenido de esos estudios, ya que las obras subterráneas continúan presentando problemas de estabilidad, influyendo esto directamente en el gasto de recursos, ocasionado por que los macizos rocosos no son diferenciados para su estudio y adopción de medidas, de acuerdo al comportamiento variado que puede presentar una misma litología en la excavación subterránea, causado por que, en la mayoría de los casos han sido afectadas por diferentes eventos tectónicos, o resulta que, sencillamente, la zona en cuestión ha sido afectada por el método de arranque empleado.

(González Maldonado, 2018), en una de sus tesis titulada “caracterización geomecánica del macizo rocoso, para su aplicación en geotecnia, en el sector Lucarqui, Loja-Ecuador.” Para optar el grado de ingeniero en geología y minas nos menciona que, para la caracterización geomecánica es indispensable utilizar los parámetros como RQD, RMR, Q y GSI en el cual nos determinara la calidad de la roca y de acuerdo a ello se determina el sostenimiento según RMR o Q siendo los más idóneos para minería subterránea, por ende, al sostener el macizo se evitaban posibles deslizamientos y así se mantendrá la seguridad para los trabajadores evitando multas y demoras en la producción. Los resultados obtenidos durante la investigación determinan que la calidad del macizo rocoso es de tipo II (Buena) y tipo III (regular, cuya evaluación determina que el comportamiento mecánico del macizo en las zonas de estudio es estable o parcialmente estable.

Según (Quispe Arones, 2012) en una de sus tesis que lleva por título “Comportamiento de roca blanda en un túnel de exploración diseñado con el sistema Q” nos dice que El sistema Q ha sido usado en numerosos proyectos en el mundo desde hace 25 años como un método de caracterización de la calidad de la roca y definición de un sostenimiento que asegure la estabilidad en su tiempo de vida útil en obras de excavaciones subterráneas como túneles civiles (carreteros), centrales hidráulicas y nucleares, cavernas para almacenamiento de petróleo, cavernas para estadios de deportes y excavaciones mineras también nos dice que En el sistema Q ha mejorado ya que se ha incorporado el shotcrete con fibra en reemplazo de la combinación “malla metálica más shotcrete simple” lo cual en términos prácticos ha significado: mayor rapidez en el resultado del ciclo de la excavación, mayor seguridad, acepta mayores deformaciones de la abertura rocosa, permite su utilización en la gran mayoría de rocas

de mala calidad creando una ligazón íntima entre roca y sostenimiento lo que no ocurre al utilizar marcos metálicos.

Es necesario mencionar el trabajo de tesis realizado por (MONJES, 2006), denominada “Indicaciones metodológicas para la elección del método de arranque de las rocas durante el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales de pequeña y mediana sección en Cuba oriental” donde se enfocó en la construcción de túneles y obras subterráneas a partir de conocimientos que se han experimentado en el proceso de construcción de excavaciones subterráneas y teniendo en cuenta que la base para llevar a cabo este proceso lo representa la geomecánica, cabe mencionar que aún se ponen de manifiesto algunos problemas en este aspecto relacionados con la caracterización geomecánica de macizos rocosos y la cuantificación de los parámetros de resistencia y deformación que gobiernan su comportamiento tenso-deformacional.

(Ccorahua Sequeriros, 2016), en sus tesis el cual lleva por título “La geomecánica en el sostenimiento en la mina Ricotona Lambrama 2016” nos dice que hoy en día la Geomecánica juega un papel muy importante en la industria minera, en lo que es la estabilidad de la masa rocosa, esto por las aberturas que existen en las minas como consecuencia de las operaciones mineras. La Geomecánica es una herramienta muy valiosa que permite entre otras cosas: establecer dimensiones adecuadas de las labores mineras, establecer la dirección general de avance del minado a través del cuerpo mineralizado, especificar el sostenimiento adecuado, asegurar el rendimiento adecuado de la masa rocosa involucrada con las operaciones, etc.

Según el autor (REBOLLEDO LEMU & SEPÚLVEDA VALENZUELA, 2016), en una de sus tesis el cual lleva por título “Análisis del comportamiento de túneles

excavados en roca ante cargas sísmicas mediante modelamiento numérico” para optar el título profesional de geólogo, llega a conclusión que:

- El comportamiento de los esfuerzos axiales perpendiculares al eje del túnel es como lo esperado, en la medida que el punto de control se encuentra a mayor profundidad, la variación entre el valor estático y dinámico disminuye, lo que se interpreta como que, a mayor profundidad, menor es la influencia del efecto dinámico sobre la estructura de soporte. Esto es común en todas las calidades de roca, donde se observó que el efecto dinámico es mayor en las rocas de calidad mala, luego regular y menor en la calidad buena. Una observación importante, e inesperada, es que se observan resultados en algunos puntos de control que no siguen esta tendencia, los que se creen son resultados erróneos debido a la influencia de las condiciones de borde.
- En cuanto a los esfuerzos internos del análisis estático, se observa que, por lo general, las magnitudes de los valores son mayores en el análisis longitudinal que en el perpendicular al eje del túnel. Además, se tiene que, por lo general, la magnitud de los esfuerzos, tanto en x como en y, disminuyen en la medida que aumenta la profundidad en la que se encuentra el punto de control. Entre las distintas calidades de roca, se tiene que siempre los valores fueron mayores en la calidad de roca mala y menores en la roca de calidad buena, independiente del punto de control.

Es necesario mencionar el trabajo de tesis realizado por (SALVADOR VARA, 2017) denominada “Geomecánica aplicada al diseño de minado por el método Sub Level Stopping para cuerpos mineralizados irregulares de la unidad minera cerro lindo – Milpo” presentado a la universidad nacional de ingeniería - Lima en el año 2017,

para optar el título de ingeniero geólogo. Con la información se realizó un estudio geomecánico donde se enfocó a la aplicación de sostenimiento de las labores subterráneas aplicando la caracterización geomecánica en la cual llega a conclusión que:

- La evaluación hidrogeológica es muy importante en el desarrollo de labores mineras ya que ayuda a conocer el detalle del agua subterránea, particularmente en las labores más cercanas de acuíferos, y esa es la manera en que podemos seleccionar el mejor tipo de sostenimiento para el macizo rocoso, ya que al involucrarse el agua con el cuerpo rocoso genera mayor inestabilidad por ende la mina presentaría mayor índice de accidentabilidad.
- La caracterización geomecánica Q de barton, RMR y GSI garantiza la estabilidad de la unidad minera Milpo, el cual cabe mencionar que para el diseño de sostenimiento debe estar presente en cada momento y no olvidar los constantes monitoreos para mantener la estabilidad del macizo rocoso, ya que, existen fuerzas internas que cambian en cada movimiento generado ya sea por perforación o voladura de rocas.

Según (LOAYZA SOLIER, 2006), en la tesis titulada “Sostenimiento mediante pernos de roca y seguridad en minas subterráneas” presentado a la escuela profesional de ingeniería UNI Lima, cuya recomendación indica:

- Para seleccionar el tipo de sostenimiento, se debe conocer las propiedades del macizo rocoso el cual se obtiene mediante la caracterización geomecánica. Por otra parte, se debe utilizar eficientemente el empernado de roca, con el fin de bajar los costos de sostenimiento en las minas, y ahorrar el uso de madera, contribuyendo de esta forma a la protección y al uso racional de los recursos forestales, y protegiendo por ende el medio ambiente. Asimismo,

en labores mineras como galerías, cruceros, rampas, etc., realizar el sostenimiento adecuado con pernos de roca, mallas y sistemas, shotcrete - pernos - shotcrete, etc., es decir seleccionar y ejecutar el sostenimiento adecuado que se requiera para evitar la caída de rocas, planchones, o derrumbes para poder avanzar con la perforación y voladura por guardia, disminuyendo así el índice de accidentes incapacitantes y fatales por caída de rocas.

Según (CHURA LOPE, 2006), en una de sus tesis para optar el título profesional de ingeniero de minas el cual lleva por título “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” hace referencia a (Ferrer, M. et al., 1999). El cual nos dice que, dentro de la caracterización del macizo rocoso vamos a tener diferentes parámetros o discontinuidades tales como: orientación, rugosidad, apertura, relleno diaclasas, juntas y resistencia de las paredes.

De acuerdo a (Cipriano Chudan & Marin Cabrera, 2018) en su tesis titulada “propuesta de sostenimiento en base a la caracterización geomecánica de la galería Nv. 9, unidad minera Colquirrumi, Cajamarca, 2018” para obtener el grado de ingeniero de minas, presentado a la Universidad Privada del Norte y a través de su experiencia realizada en la misma empresa minera concluye que el sostenimiento que mejor se adapta es de acuerdo al índice Q de barton, usando pernos Split set espaciados a 1.40 metros y con shotcrete, para ello usaron los softwares Dips, Phase y Unwedge con el objetivo de visualizar de manera específica la distribución de las discontinuidades y el diseño de sostenimiento a utilizar.

Según, (CHURA LOPE, 2006, pág. 155) en una de sus investigaciones en el cual lleva por título “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” presentado a la escuela de profesional de ingeniería de minas-UNA-Puno, en cuya recomendación indica:

- Para la selección del anclaje en la etapa de sostenimiento se debe de conocer la calidad de las propiedades físicas-mecánicas del perno pre-instalación y post-instalación a utilizar y cumplir los procedimientos indicados por el fabricante para su instalación, esto con el fin de que cumpla su función de sostener eficientemente, evitar el colapso de rocas colgadas y realizar un monitoreo periódico.
- Para la obtención de los dominios geotécnicos, se deberá apoyar con programas computacionales de Rocscience como son, el software Dips y Unwedge, con el objetivo de visualizar a un mejor y detallado, para luego diseñar el sostenimiento a utilizar.

(Calcina Bedoya, 2018), en una de sus tesis el cual conlleva por título “Diseño y sostenimiento del bypass 942 (nivel 3340) para optimizar la seguridad de las operaciones en la mina Chipmo” para optar el título profesional de ingeniero de minas nos menciona que, la importancia del diseño utilizando la geomecánica es preservar la seguridad e integridad del personal dentro de la operación minera, el sistema de clasificación para la calidad del macizo rocoso fue el RMR, Q y GSI; con esta información geotécnica y complementada con la información geológica, fue posible realizar un modelo geotécnico y posteriormente una zonificación geomecánica del macizo rocoso, se diseña el sostenimiento del túnel utilizando

software Phase y Undwedge dando como resultados según RMR con valor de 35 el cual se usa pernos empernado sistemático de 4 a 5 m de largo, espaciado de 1 -1.5 m en el techo y paredes con malla, shotcrete: 100 – 150 mm en el techo y 100 mm en las paredes, según Q con valor de 0.41 teniendo clase de sostenimiento 5, el cual indica espesor de shotcrete reforzado con fibra de 5 - 9 cm y espaciamiento de pernos de 1.5 m, siendo el sostenimiento que mejor se adapta para alcanzar un factor de seguridad estable evitando desprendimiento de rocas.

1.2. Formulación del problema

¿Cuál es el sostenimiento que mejor se adapta para la rampa Karent Nv. 2160, en base a la caracterización geomecánica RMR de Bieniawski y Q de Barton en de la unidad minera María Antonieta, la Libertad?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Diseñar el sostenimiento para la rampa Karent Nv. 2160 de la unidad minera María Antonieta mediante caracterización geomecánica Q y RMR.

1.3.2. Objetivos específicos

- Realizar el levantamiento topográfico de la rampa Karent.
- Realizar la caracterización del macizo rocoso de la rampa Karent.
- Determinación de la zona plástica de la excavación, mediante el uso del software Phase2 para determinar el tipo de sostenimiento.
- Determinar el tipo y diseño de sostenimiento de la rampa Karent de la mina María Antonieta.
- Análisis de costos para el sostenimiento de la rampa Karent.

1.4. Hipótesis

1.4.1. Hipótesis general

Al aplicar la caracterización geomecánica de Q de Barton y RMR de Bieniawski en la rampa Karent de la Unidad Minera María Antonieta, se diseña el tipo de sostenimiento según las condiciones geológicas existentes, el cual será estable.

1.4.2. Hipótesis específicas

- Mediante levantamiento topográfico se obtendrá los planos para la rampa Karent de la mina María Antonieta.
- Mediante caracterización geomecánica se evaluará el macizo rocoso y se obtendrá las características estructurales de las discontinuidades y la calidad del macizo rocos.
- Para la determinación la zona plástica de la excavación de la rampa Karent se usa el software Phase 2 y conocer el tipo de sostenimiento.
- Con los existentes factores geológicos del macizo rocoso se procede a proponer el sostenimiento adecuado para la estabilidad de la rampa Karent.
- Al evaluar el costo de sostenimiento para la rampa Karent, se logra apreciar la eficiencia del sostenimiento.

CAPÍTULO II. METODOLOGÍA

2.1. Tipo de investigación

La investigación es tipo Aplicada, ya que es la utilización de los conocimientos puestos en la práctica, en el cual se observa el comportamiento de las discontinuidades de una rampa para tratar de investigar sus deformaciones, y según sus características se clasifica en valorativo puesto que se valora y selecciona el tipo de sostenimiento con la finalidad de lograr su estabilidad (Cartaya Pire, 2006).

2.2. Población y muestra (Materiales, instrumentos y métodos)

2.2.1. Población

La población está conformada por todas las galerías de la unidad minera María Antonieta.

2.2.2. Muestra

La muestra es direccionada y única conformado por los 100 metros lineales de la rampa Karent nivel 2160 de la unidad minera María Antonieta.

2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos

2.3.1. Técnicas

Observación directa

Se realizan monitoreos, estrategias, ejercicios, ensayos de las principales actividades ejecutadas para lograr localizar los factores geomecánicos y geológicos de la galería.

La recolección de datos se desarrollará in situ, en la rampa sacaremos información del macizo rocoso con la ayuda de instrumentos.

Haremos una evaluación geomecánica con diferentes tablas de sostenimiento Q de barton, RQD, RMR, GSI. Finalmente clasificaremos a qué clase de roca pertenece el caserón o tajeo para seleccionar el mejor método de sostenimiento.

Revisión documentaria referencial

La revisión documentaria está orientada a la obtención de información general de la empresa poderosa, además de esto se realizó la búsqueda de bibliografías, informes documentados a fin de aplicar lo más acertadamente a los requerimientos de sostenimiento de caserones.

- ✓ Para desarrollar este procedimiento, es necesario recurrir a fuentes de información confiable y originaria de la propia zona de estudio, se procederá a solicitar información geológica de las diferentes áreas de mina (área de geotecnia, área de perforación y voladura, área de geología, etc).
- ✓ Aparte de ello se a través del ingeniero a cargo del área de geología y geotecnia se solicitará los planos geológicos para realizar estudios de discontinuidades o factores que influyen a la inestabilidad de los caserones para proceder a analizarlos en diferentes softwares y seleccionar el mejor tipo de sostenimiento que se adapta a la mina.
- ✓ Los datos de la caracterización geomecánica de la labor subterránea serán almacenados en Microsoft Excel y anotar sus discontinuidades, etc para luego procesarlos en el software Dips 6.0 del paquete Rocscience. Y el modelamiento se realizará en el software Phase 2.0 y Unwedge 3.0 de Rocscience.

2.3.2. Instrumentos

Los instrumentos para la recolección de datos para la caracterización geomecánica del macizo rocoso se menciona a continuación:

- Formato de registros. Ver formato en anexo 13
- Libreta De Campo: Utilizada para la toma de datos de campo y para la realización de los diferentes croquis o dibujos observados en el campo.
- Cámara Fotográfica Digital: Dispositivo electrónico usado para capturar y almacenar fotografías en formato digital.

2.3.3. Equipos

Los equipos para la toma de datos en la caracterización geomecánica del macizo rocoso se muestran a continuación:

- Brújula brunton azimutal: Sirve para medir la orientación e inclinación de las diferentes estructuras como fallas, diaclasas, fracturas y discontinuidades.
- Picota: sirva para determinar la dureza de la roca, para determinar el grado de indentacion, etc.
- Flexómetro: es usado para hacer mediciones de persistencia, mapeos, etc.
- Rayador: es utilizada para el reconocimiento de las propiedades físicas de las muestras.
- Lupa Iwamoto 20X: Usada para visualizar estructuras y minerales que a simple vista no es posible.
- GPS.

2.4. Procedimiento

2.4.1. Pre campo

Para esta fase comprenden las actividades antes de realizar la evaluación y recolección de datos en la zona de estudio, para ello se realizó la siguiente tabla

Tabla 01

Tabla resumen de artículos utilizados en la presente investigación.

Criterios de elegibilidad	Recursos de investigación	Selección de estudios
Estudios que se realizan en la selección de métodos de sostenimiento de acuerdo a las tablas geomecánicas para disminuir el índice de accidentabilidad en interior mina.	<ul style="list-style-type: none"> • Ebsco • Sciencedirect • Scielo • Redalyc • E-libro • Repositorio Chile 	Para la iniciación de la presente tesis realicé la búsqueda de 9 artículos científicos y 51 tesis de diferentes repositorios, los cuales procedí a eliminar 7 revistas científicas y 15 tesis por el motivo de que no contaban con la información requerida para mi tema de investigación y finalmente las tesis eran de tipo teórica.
Estudios que miden la calidad del macizo rocoso para evitar desprendimiento de rocas en el block de trabajo.	<ul style="list-style-type: none"> • Repositorio UNI • Repositorio UNT • Repositorio UNMSM • Repositorio ALICIA 	Algunas tesis fueron eliminadas por el motivo de similitud de datos entre diferentes autores y por el tiempo de publicación, siendo seleccionadas las de años más recientes.
Estudio geomecánico para la estabilidad de macizo rocoso.	<ul style="list-style-type: none"> • Repositorio PUCP • Google académico 	

Elaboración: Fuente propia.

2.4.2. Campo

En esta fase comprende a la información insitu.

2.4.2.1. Caracterización geomecánica de la Rampa Karent

La caracterización del macizo rocoso está compuesta por roca metamórficas, roca cuarcitas con alto contenido de cuarzo y moscovita, se realiza con el propósito de obtener parámetros geomecánicos que será utilizados para el diseño de sostenimiento de la rampa Karent de la mina María Antonieta. Es necesario mencionar al autor (Calderon Mena, 2018), en una de sus investigaciones el cual lleva por título “Caracterización geomecánica para la determinación del tipo de sostenimiento en la galería gavilán de oro de la UEA Ana María” para optar el título profesional de ingeniero de minas presentado a la Universidad Nacional del Altiplano, nos menciona que para la evaluación y caracterización del macizo rocoso se debe realizar en estaciones geomecánicas con una previa limpieza y demarcación de la zona a evaluar midiendo y anotando datos de las principales como: la orientaciones de las principales familias de discontinuidades, resistencia a la compresión simple, mediante métodos manuales (uso del martillo o picota geológica), RQD, espaciamiento, persistencia, separación, rugosidad, relleno de las discontinuidades, meteorización y condiciones de humedad; estos datos permitirán estimar los índices de calidad del macizo rocoso, como son índice RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton. Para ello se ha dividido en 5 progresivas de la siguiente manera, ver tabla 02.

Tabla 02

Progresivas establecidas para la caracterización geomecánica de la rampa

Ítem	Nombre	Longitud
1	Progresiva 1	300 + 20 m
2	Progresiva 2	320 + 20 m
3	Progresiva 3	340 + 20 m
4	Progresiva 4	360 + 20 m
5	Progresiva 5	380 + 20 m

Elaboración: Fuente propia.

Para cada progresiva las orientaciones de las discontinuidades fueron tomadas con la forma de buzamiento (DIP) y dirección de buzamiento (DIP DIR), los datos recaudados fueron tomados con brújula Brunton a lo largo de los 100 metros lineales de la rampa y almacenados en un formato Excel en donde se obtiene el RDQ, RMR, Q y GSI (ver anexo 13, Logueo Rp. Karent).

A. Espaciamiento de discontinuidades

Según (Gonzales Hajar, 2012), en una de sus investigaciones el cual lleva por título “Estimación de los valores de la cohesión y fricción del macizo rocoso de baja resistencia a partir de ensayos de corte directo in-situ” presentado a la Universidad Nacional de Ingeniería, para optar el grado de maestro en ingeniería geotécnica nos dice que, es la distancia entre dos planos de discontinuidad de una misma familia medida en la dirección perpendicular a dichos planos.



Figuras 1: Espaciamiento de la discontinuidad, mapeo geomecánico de la rampa Karent.

Fuente: elaboración propia.

De la evaluación realizada en las muestras-bloque y tomando en consideración el cuadro adjunto, se ha descrito el espaciado como moderadamente juntas con valor de 60 a 200 mm

B. Persistencia

(Pacheco Navarrete, 20218), en una de sus investigaciones titulada “Investigaciones geotécnicas de estabilidad de taludes en macizos rocosos de pizarras para el mejoramiento de seguridad energética del país y desarrollo del gasoducto sur peruano” para optar el grado de maestro en ciencias en ingeniería geológica nos dice que la persistencia es un plano de discontinuidad la cual su extensión superficial, medida por la longitud según la dirección del plano.



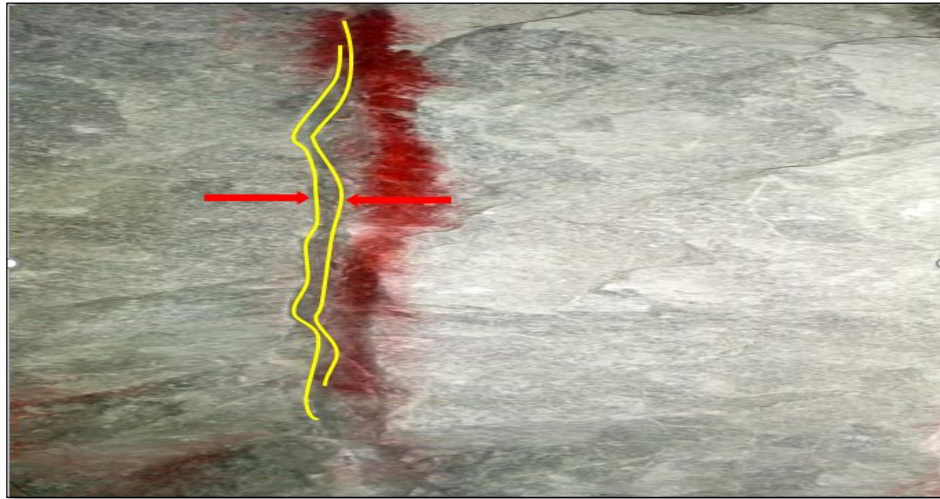
Figuras 2: persistencia de la discontinuidad, mapeo geomecánico de la rampa Karent.

Fuente: elaboración propia.

Tomando en consideración el cuadro respectivo y la evaluación realizada en el campo en la muestra, se puede decir que las diaclasas son de muy baja continuidad, con longitud equivalente de 1 a 3 metros.

C. Abertura

Según (Gonzales Hajar, 2012), en una de sus investigaciones el cual lleva por título “Estimación de los valores de la cohesión y fricción del macizo rocoso de baja resistencia a partir de ensayos de corte directo in-situ” presentado a la Universidad Nacional de Ingeniería, para optar el grado de maestro en ingeniería geotécnica nos dice que, la apertura es la distancia perpendicular que separa las paredes de la discontinuidad cuando no existe relleno. La apertura generalmente se cierra a medida que se profundiza.



Figuras 3: Abertura de la discontinuidad, mapeo geomecánico de la rampa Karent.

Fuente: elaboración propia.

Tomando en consideración la evaluación realizada en el campo en las muestras-bloque, se puede decir que las aberturas de las discontinuidades son angostas o cerradas con un valor que va desde 0.1 a 1 mm.

D. Relleno

Las discontinuidades pueden aparecer rellenas de un material de distinta naturaleza de la roca o de las paredes y de materiales de relleno con propiedades Físicas y mecánicas muy variables, que gobiernan la discontinuidad.



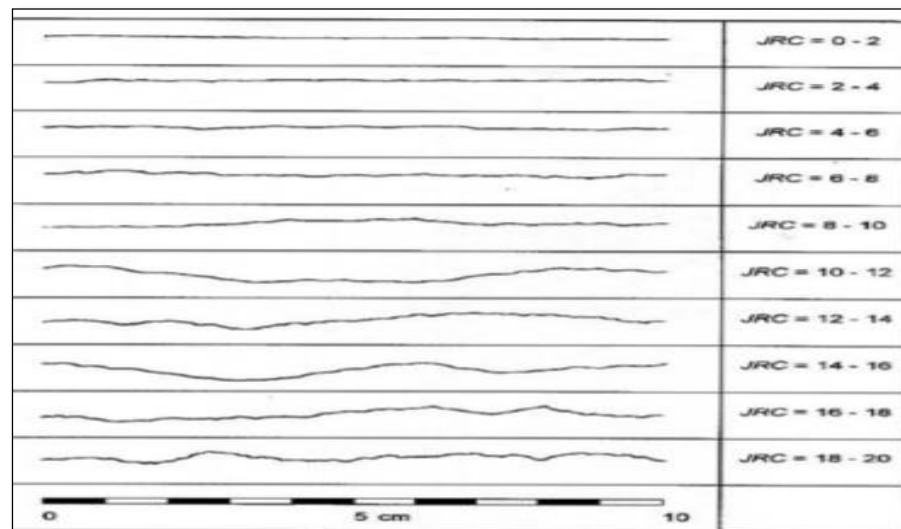
Figuras 4: Relleno de la discontinuidad, mapeo geomecánico de la rampa Karent.

Fuente: elaboración propia.

Tomando en consideración la evaluación realizada en el campo, se puede decir que el relleno de las discontinuidades es un relleno blando menor a 5 mm.

E. Rugosidad

Depende de la rugosidad de las paredes de la discontinuidad, y varía entre 1 y 20. Se puede obtener a partir de, perfiles de rugosidad estándar a los que corresponden unos ciertos valores de JRC



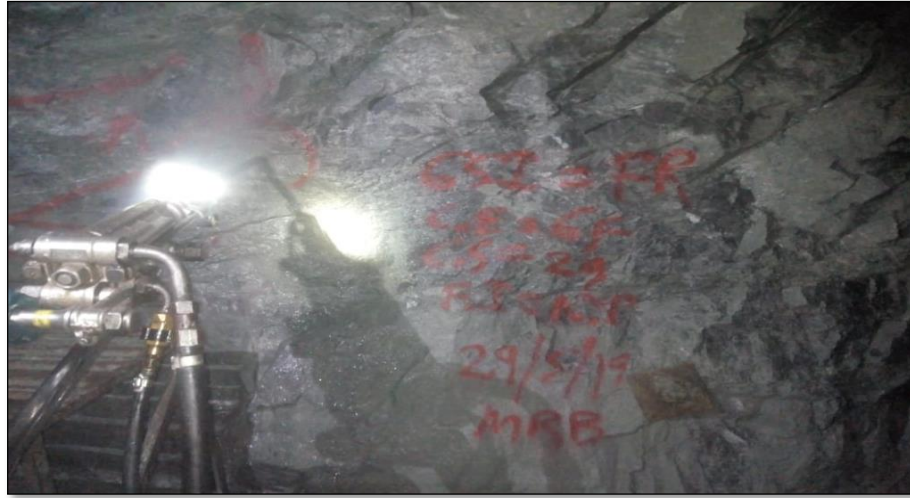
Figuras 5: Parámetros de rugosidad de acuerdo a JRC.

Fuente: Gonzales, 2002

Tomando en consideración el cuadro respectivo y la evaluación realizada en el campo en las muestras-bloque, se puede decir que las diaclasas presentan un tipo de rugosidad rugoso hasta ligeramente rugoso, JRC de 10 a 12.

F. Alteración

Para la evaluación de este parámetro se tomó en cuenta la apertura, persistencia, rugosidad y grado de alteración de las paredes y el tipo de material de relleno.



Figuras 6: Alteración de la discontinuidad, mapeo geomecánico de la rampa Karent.

Fuente: elaboración propia.

Tomando en consideración la evaluación realizada en el campo en las muestras-bloque, la alteración de las discontinuidades son moderadas.

G. Presencia de agua

(Pacheco Navarrete, 20218), en una de sus investigaciones el cual es titulada “Investigaciones geotécnicas de estabilidad de taludes en macizos rocosos de pizarras para el mejoramiento de seguridad energética del país y desarrollo del gasoducto sur peruano” para optar el grado de maestro en ciencias en ingeniería geológica nos dice que para la consideración la influencia del flujo de agua subterránea ya sea en rangos de flujo o en relación de presión del agua en las discontinuidades debe ser con el esfuerzo principal mayor o por alguna observación cualitativa general de las aguas subterráneas.



Figuras 7: Presencia de agua en la discontinuidad, mapeo geomecánico de la rampa Karent.
Fuente: elaboración propia.

En nuestro caso, para los efectos de evaluación de este parámetro, se ha considerado que si existen presiones hidrostáticas (lig. Húmedo y húmedo).

2.4.3. Post Campo

Para el procesamiento de la información se prestará ayuda de programas de computación exclusivos para el procesamiento de datos e interpretación de datos. Los datos de la caracterización geomecánica serán almacenados en el software Microsoft Excel, las orientaciones de las discontinuidades serán procesadas en el software Dips v.6.0 de Rocscience.

2.4.3.1. Cálculo del RQD

- Ecuación para determinar el RQD teniendo en cuenta testigos de perforación

$$RQD = \frac{\sum \text{trozos de testigo} > 10\text{cm}}{\text{longitud total}} * 100 \quad \text{Ecuación 1}$$

- Ecuación para determinar el RQD de acuerdo al número de juntas por metro.

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

Ecuación 2

Donde Jv es el número de fisuras por metro cubico

- Ecuación para determinar el RQD de acuerdo al número de juntas por metro

$$RQD = 100e^{(-0.1\lambda)} * (0.1\lambda + 1)$$

Ecuación 3

Donde lambda es el número de fisuras/espacio, para el mapeo se halló promedio de 11 fisuras en un metro cuadrado.

Desarrollo

$$RQD = 100e^{(-0.1*11)} * (0.1 * 11 + 1)$$

$$RQD = 100e^{(0.1\lambda)} * (0.1\lambda + 1)$$

$$RQD = 33.2871 * (0.1\lambda + 1)$$

$$RQD = 33.2871 * (2.1)$$

$$RQD = 69.90 \%$$

2.4.3.2. Software Dips V 6.0

Este software nos ayuda a realizar análisis y visualizar la información estructural, el contorno estadístico de la agrupación de orientación, orientación media y cálculo de la confianza, la variabilidad de conglomerados, análisis cinemático, y el análisis de atributos de entidad cualitativa y cuantitativa.

2.4.3.3. Software RocData 4.0

Según (Rojas Urrutia, 2018), nos indica que a travez de este software podemos encontrar parametros geotecnicos según diversos modelos como pueden ser Mohr-Coulomb, Hoek-Brown generalizado, Barton-Bandis o Power Curve de forma confiable, entonces se utilizara el software RocData 4.0 para determinar el ángulo de cohesión y fricción.

The screenshot displays the RocData 4.0 software interface. On the left, there are several input panels:

- Hoek-Brown Classification:** sigci: 1.32 MPa, GSI: 38, mi: 20, D: 0.8, Ei: 495 MPa, MR: 375.
- Hoek-Brown Criterion:** mb: 0.499, s: 0.0001, a: 0.513. The equation $\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$ is shown.
- Failure Envelope Range:** Application: Tunnels, sig3max: 3.0269 MPa, Unit Weight: 0.026 MN/m3, Tunnel Depth: 320 m.
- Mohr-Coulomb Fit:** c: 0.154 MPa, phi: 9.15 deg.
- Rock Mass Parameters:** sigt: -0.0002 MPa, sigc: 0.011 MPa.

On the right, the 'Pick GSI Value' window is open, showing a grid of rock mass conditions. The grid is defined by 'STRUCTURE' (rows) and 'SURFACE CONDITIONS' (columns). The 'SURFACE CONDITIONS' are: VERY GOOD, GOOD, FAIR, POOR, VERY POOR. The 'STRUCTURE' categories are: INTACT OR MASSIVE, BLOCKY, VERY BLOCKY, BLOCKY/DISTURBED/SEAMY, DISINTEGRATED, and LAMINATED/SHEARED. The grid cells contain GSI values ranging from 90 to 10, with 'N/A' in some cells. A vertical arrow on the left of the grid indicates 'DECREASING INTERLOCKING OF ROCK PIECES' from top to bottom. A horizontal arrow at the top of the grid indicates 'DECREASING SURFACE QUALITY' from left to right.

STRUCTURE	SURFACE CONDITIONS				
	VERY GOOD	GOOD	FAIR	POOR	VERY POOR
INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities	90			N/A	N/A
BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets	80	70			
VERY BLOCKY- interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets		60	50		
BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity			40	30	
DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces				20	
LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes	N/A	N/A			10

Figuras 8: Inserción de datos en el software RocData 4.0.

Fuente: Elaboración propia.

Directrices para estimar el factor de perturbaciones (D), es un factor que depende sobre todo del factor de alteración al que ha sido sometido el macizo rocoso por efectos de voladura o por la relajación de los esfuerzos. Varía desde 0 para macizos rocosos insitu inalterados hasta 1 para macizos rocosos muy alterados (Rojas Urrutia, 2018).

Apariencia del Macizo Rocosos	Descripción del Macizo Rocosos	Valor D Sugerido
	Excelente calidad de voladura controlada o excavación con tuneladora TBM, con resultados de alteración mínima del macizo rocoso confinado circundante al túnel.	D=0
	Excavación mecánica o manual en macizos rocosos de mala calidad (sin voladuras) con una alteración mínima en el macizo circundante Cuando aparezcan problemas de deformación en el piso durante el avance. La alteración puede ser severa a menos que se coloquen una contrabóveda temporal, tal como se muestra en la figura.	D=0 D=0.5 No invert
	Voladura de muy mala calidad en un túnel en roca competente con daños locales severos, extendiéndose 2 o 3 metros en el macizo rocoso circundante.	D=0.8
	Pequeñas voladuras en taludes de ingeniería civil y geotécnica 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 alteración de tensión resulta en alguna alteración.	D=0.7 Good blasting D=1.0 Poor blasting

Figuras 9: Directrices para estimar el factor de perturbaciones (D).

Fuente: Hoek et al., 2002.

2.4.3.4. Software Phase 2 V 8.0

Según (Quispe Arones, 2012), nos menciona que el programa Phase2 es un programa que realiza análisis de esfuerzo en excavaciones Subterráneas de manera confiable siendo uno de los softwares del paquete rocscience, en el cual nos ayuda para trabajos superficiales en roca o suelo con parámetros de diferentes criterios como: Mohr-coulomb, Hoek Brown generalizado, etc. Para el caso del presente trabajo se ha aplicado los parámetros de Hoek Brown Generalizado, ahora determinamos el espesor de la zona plástica en el perímetro de la rampa Karent, para ello trabajamos en campo de esfuerzos tipo gravitacional para hallar el estado de tensiones el cual está sometido la rampa, para ello se insertaron los siguientes datos:

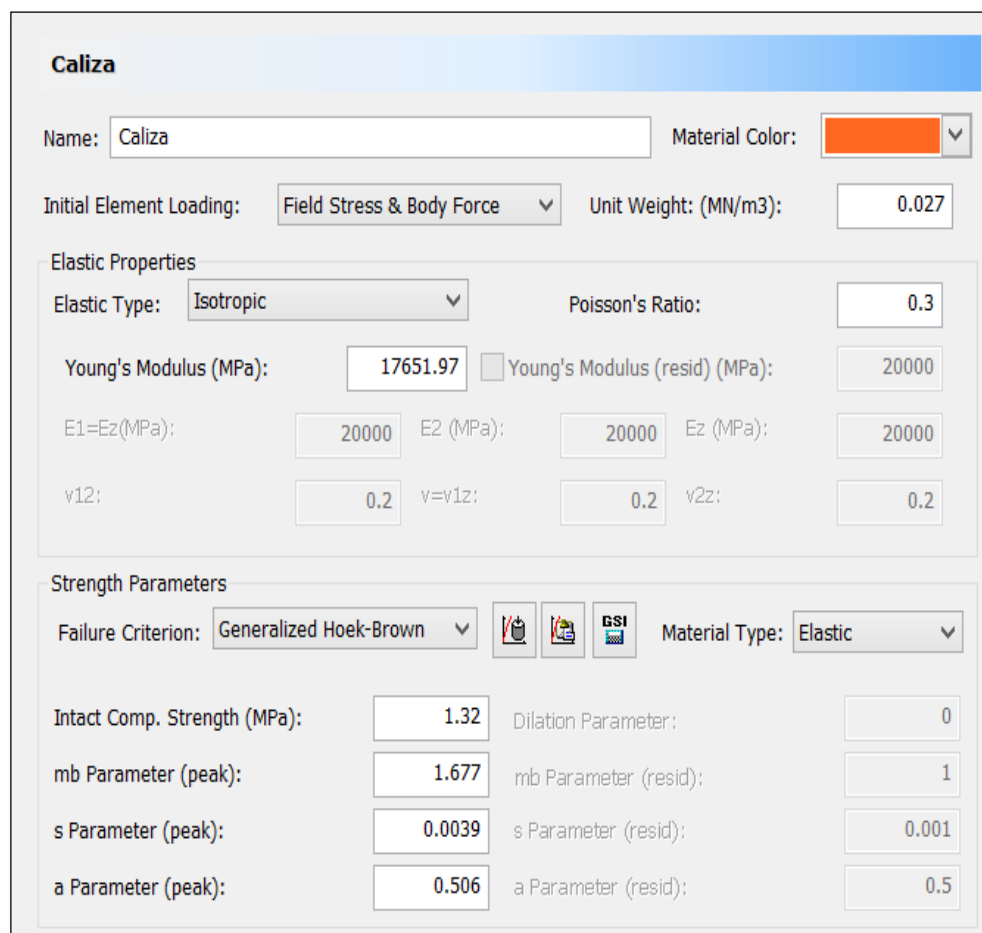
Profundidad de excavacion 400 metros y la densidad de la roca cuarcita es de 0.026 MN/m³

Field Stress Type:	Gravity	
<input type="checkbox"/> Use actual ground surface	<input type="checkbox"/> Use effective stress ratio	<input type="checkbox"/> Use variable stress ratio
Ground Surface Elevation (m):	400	
Unit Weight of Overburden (MN/m ³):	0.026	
Total Stress Ratio (horiz/vert in plane):	1	
Total Stress Ratio (horiz/vert out-of-plane):	1	
Locked-in horizontal stress (in plane) (MPa, Comp. +):	0	
Locked-in horizontal stress (out-of-plane) (MPa, Comp. +):	0	

Figuras 10: Datos de entrada del estado tensional del macizo rocoso Phase 2.

Fuente: Elaboración propia.

Respecto a las propiedades de resistencia de la roca consideramos el comportamiento elástico y parámetros de resistencia bajo el criterio de fallas de Hoek y Brown generalizado para ello es necesario mencionar al autor (Sanchez Garcia, 2013), en una de sus investigaciones nos menciona que, que Young se dedicó parte de su vida al estudio de los jeroglíficos y definió su módulo (E) como la constante de proporcionalidad, entre tensiones y deformaciones determinando una constante para la cuarcita de 1.8×10^5 .



Caliza

Name: Material Color:

Initial Element Loading: Unit Weight: (MN/m³):

Elastic Properties

Elastic Type: Poisson's Ratio:

Young's Modulus (MPa): Young's Modulus (resid) (MPa):

E1=Ez(MPa): E2 (MPa): Ez (MPa):

v12: v=v1z: v2z:

Strength Parameters

Failure Criterion: Material Type:

Intact Comp. Strength (MPa): Dilation Parameter:

mb Parameter (peak): mb Parameter (resid):

s Parameter (peak): s Parameter (resid):

a Parameter (peak): a Parameter (resid):

Figuras 11: Propiedades de la resistencia de la roca Phase 2.

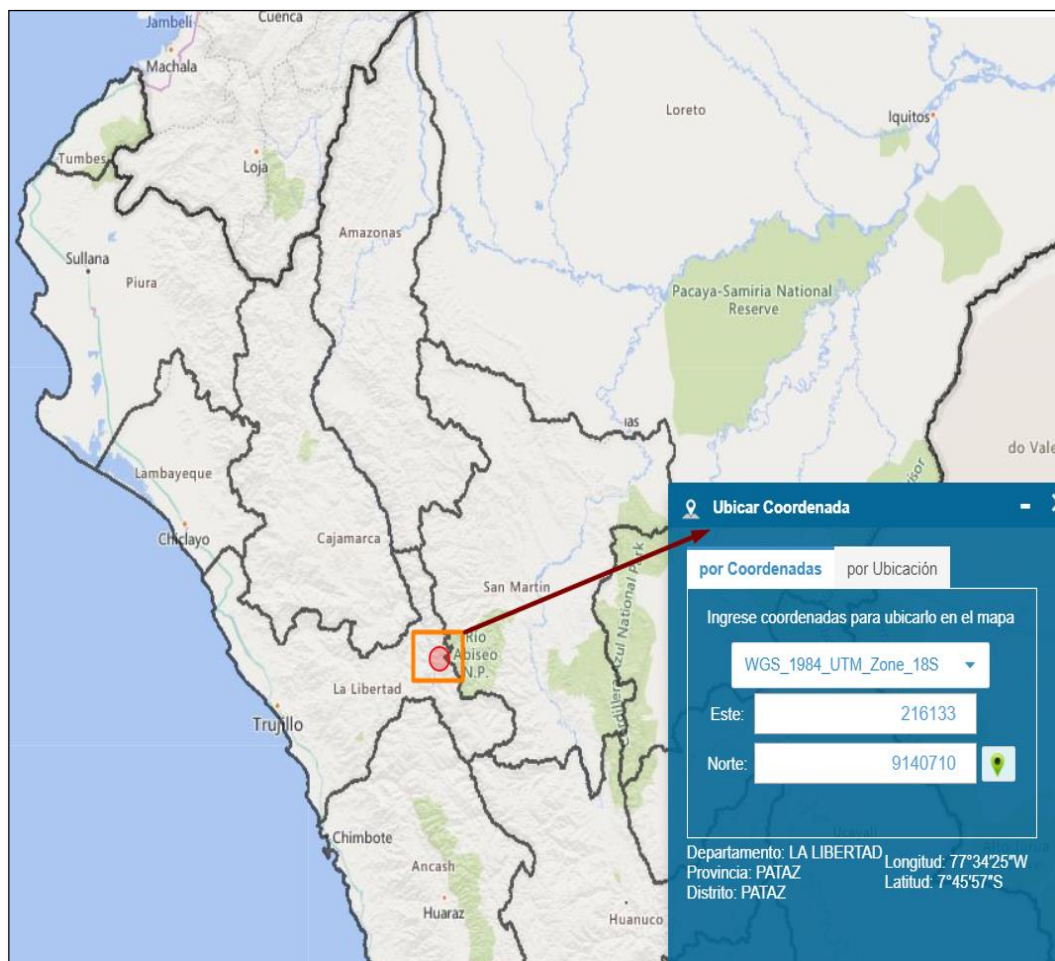
Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO III. RESULTADOS

3.1. Ubicación

La mina María Antonieta se encuentra el distrito y provincia de Pataz a 323 km de la ciudad de Trujillo, a una altura que va desde los 1200 hasta los 3000 m.s.n.m. en la región La Libertad y tiene las siguientes coordenadas UTM.

Este:	Norte:	Zona:
216145	9140699	18
216133	9140710	

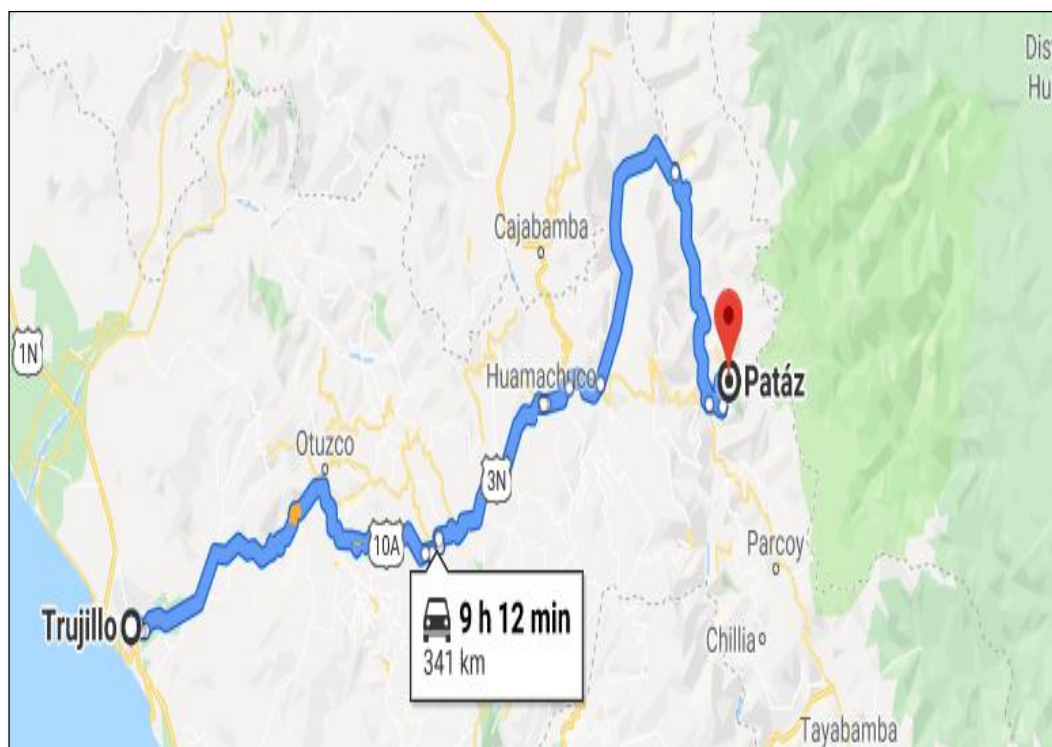


Figuras 12: Ubicación de la mina María Antonieta.

Fuente: Geocatmin

3.2. Accesibilidad

Para llegar a la mina María Antonieta se puede realizar en 2 maneras tanto terrestre como aéreo, en el caso de vía terrestre empezamos desde la ciudad de Trujillo a Huamachuco con una duración de 4 horas 7 minutos, luego tomamos ruta de Huamachuco el distrito de Chagual siendo una duración de 4 horas 3 minutos, seguimos la ruta de Chagual a Patáz con una duración de 1 hora 2 minutos, siendo el tiempo total de viaje terrestre de 9 horas con 15 minutos. Finalmente, en vía aérea se toma un tiempo de 41 minutos de Trujillo a Chagual, luego se hace en modo terrestre de Chagual hasta Patáz con una duración de 1 hora con 2 minutos, siendo un total de viaje de 1 hora 43 minutos, el vuelo se da a través de la empresa LATAM.



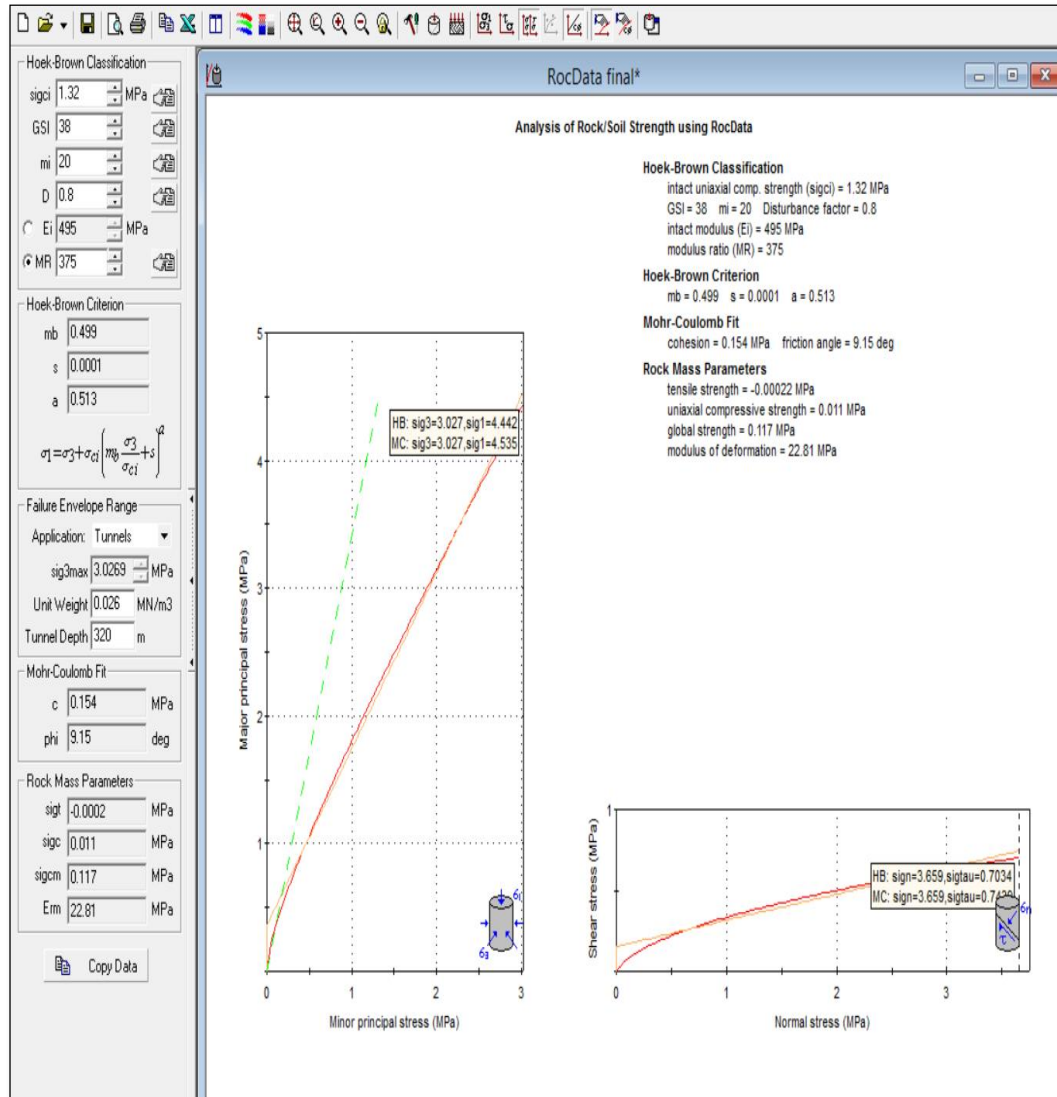
Figuras 13: Accesibilidad de la mina María Antonieta.

Fuente: Google Maps.

3.3. Caracterización geomecánica del macizo rocoso, rampa Karent

Software RocData 4.0

Una vez insertado los datos en el software RocData como se muestra en el capítulo II, ver figura 18 y 19 se procede a la obtención de resultados.



Figuras 14: Datos obtenidos del software RocData 4.0.

Fuente: Elaboración propia.

Para mayor visibilidad de los resultados obtenidos en el software RocData a continuación, se muestra los resultados, ver tabla 03.

Tabla 03

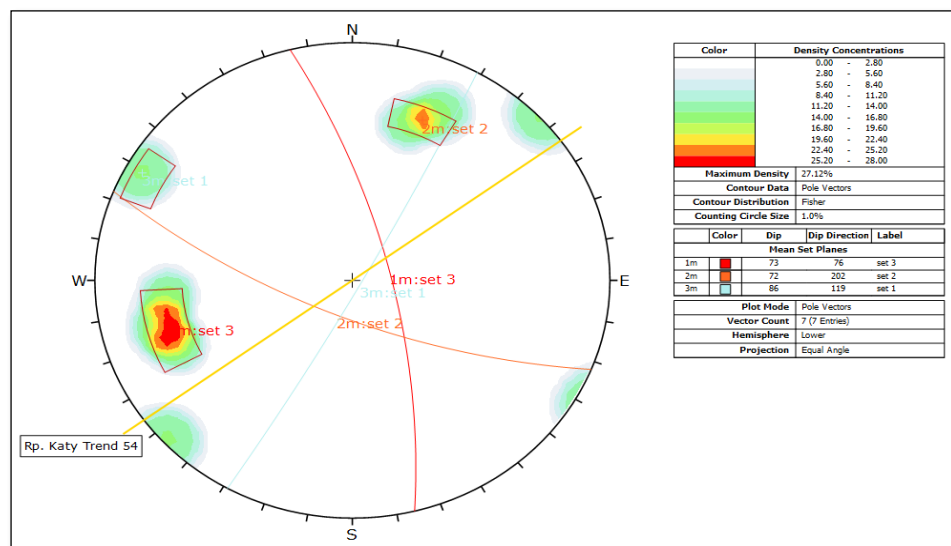
Resultados obtenidos del software RocData 4.0

Criterio	parámetros	resultado	unidad
Hoek-Brown	mb	0.499202	
	s	8.32E-05	
	a	0.51302	
Failure Envelope	Application	Tunnels	
	sig3max	3.02693	MPa
	Unit Weight	0.026	MN/m3
	Tunnel Depth	320	m
Mohr-Coulomb	c	0.154381	MPa
	phi	9.15399	degrees

Elaboración: Fuente propia.

Software Dips V 6.0

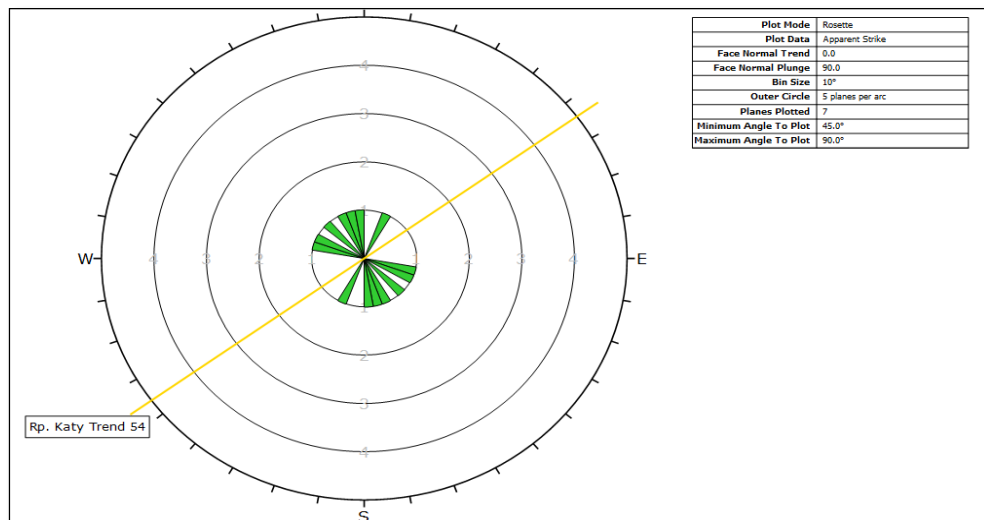
De acuerdo al mapeo geomecánico para la progresiva 01, se obtienen 3 familias de discontinuidades, la cual 2 son principales y el set 1 es una familia secundaria, posteriormente se obtendrá los planos de falla y las cuñas.



Figuras 15: proyecciones estereográficas de las discontinuidades. Progresiva 1. Dips v.6.0.

Fuente: Elaboración propia.

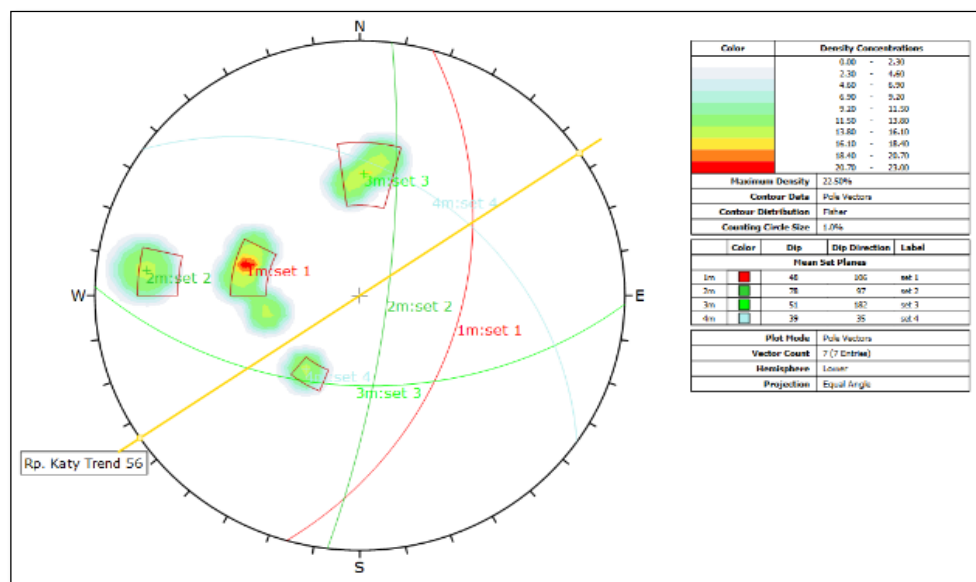
Se puede apreciar que no existe paralelismo contra las discontinuidades con respecto a la orientación de las discontinuidades, entonces se puede apreciar que es estable.



Figuras 16: Grafico de roseta de las discontinuidades. Progressive 1. Dips v.6.0.

Fuente: Elaboración propia.

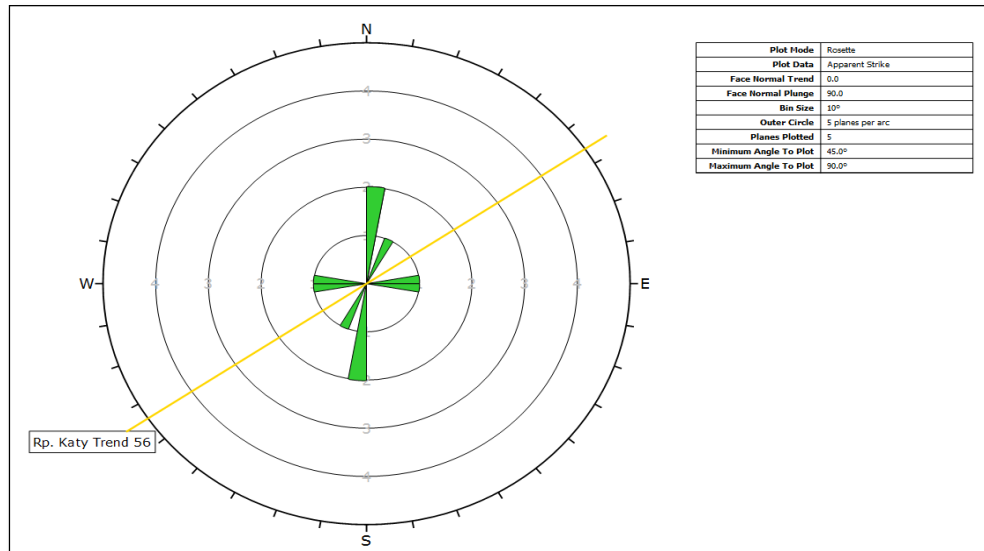
En el análisis de resultados se obtienen 4 familias de discontinuidades para la progresiva 02, tenemos 2 principales y dos secundarios (set4, set 2), como se muestra en la figura.



Figuras 17: proyecciones estereográficas de las discontinuidades. Progressive 2. Dips v.6.0.

Fuente: Elaboración propia.

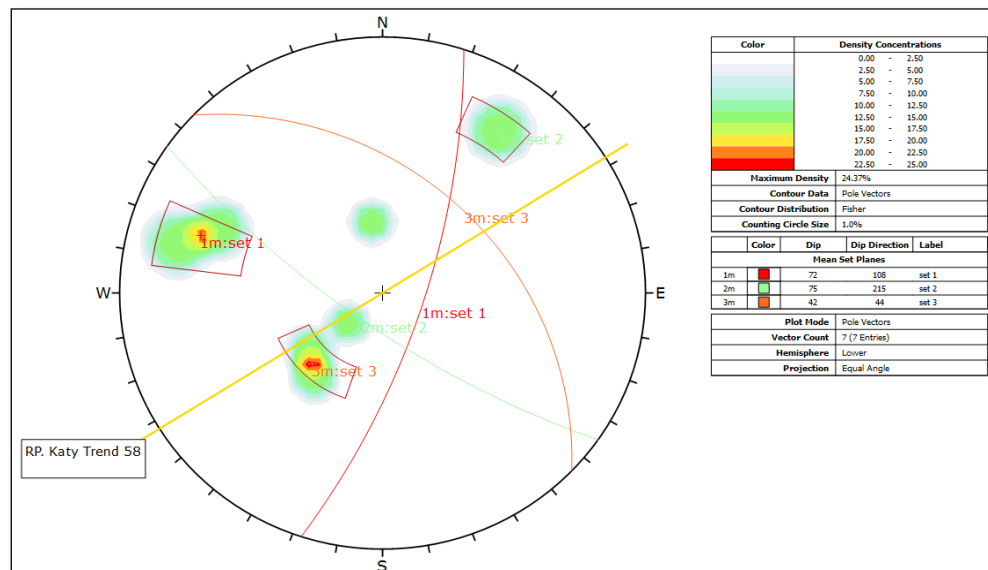
Se aprecia en la gráfica que no hay paralelismo de los planos (discontinuidades) con respecto a la orientación del túnel, en esta progresiva la rampa ha cambiado de dirección con un ángulo de trend de 56°.



Figuras 18: Grafico de roseta de las discontinuidades. Progresiva 2. Dips v.6.0.

Fuente: Elaboración propia.

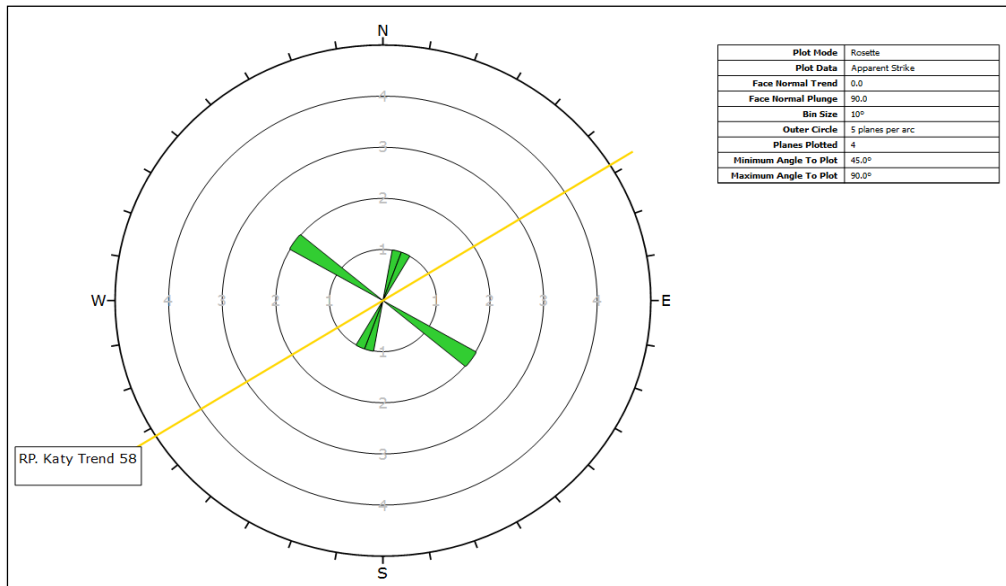
En este análisis se obtienen 3 familias principales, en la gráfica se muestra las orientaciones de las discontinuidades con la finalidad de analizar sus fallas y sus cuñas que se presentan en la Rp. Katy de la unidad minera María Antonieta.



Figuras 19: proyecciones estereográficas de las discontinuidades. Progresiva 3. Dips v.6.0.

Fuente: Elaboración propia.

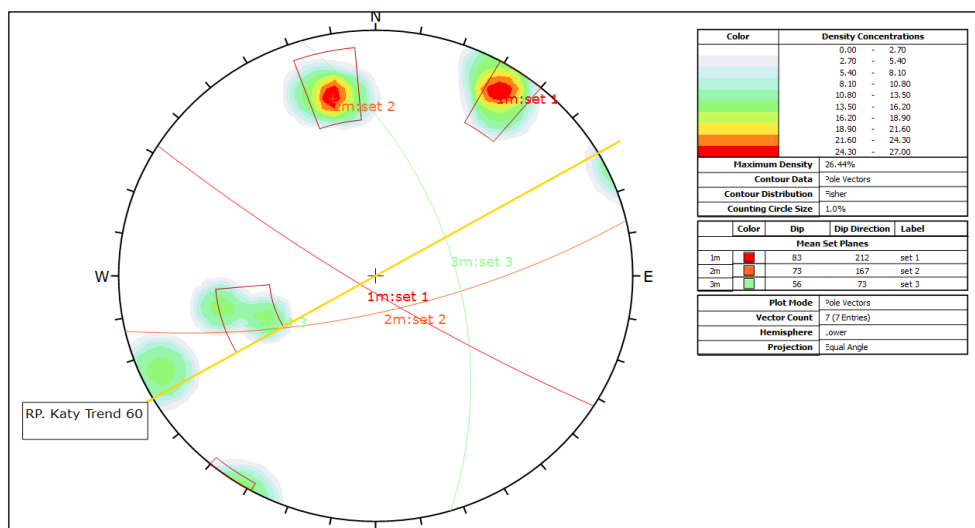
En este análisis se puede notar que no existe paralelismo a la dirección del tunnel por ende, se puede apreciar que es un tunnel estable



Figuras 20: Grafico de roseta de las discontinuidades. Progressive 3. Dips v.6.0.

Fuente: Elaboración propia.

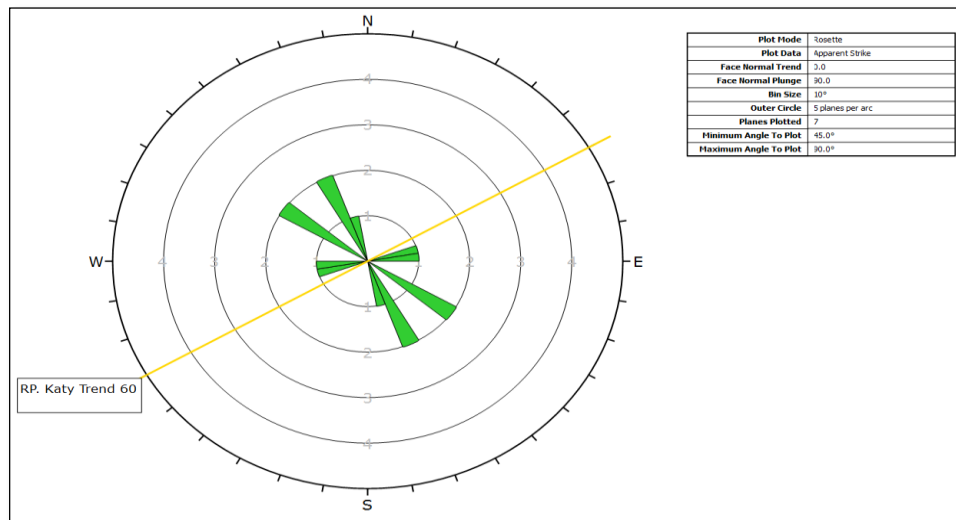
De acuerdo al análisis se obtienen 3 familias de discontinuidades, de las cuales 2 son principales y una (set3) es secundaria, se muestra que está en una orientación aproximada a la orientación de las familias. En este tramo debemos analizar con mucha precisión para calcular las cuña y los planos de falla.



Figuras 21: proyecciones estereográficas de las discontinuidades. Progressive 4. Dips v.6.0.

Fuente: Elaboración propia.

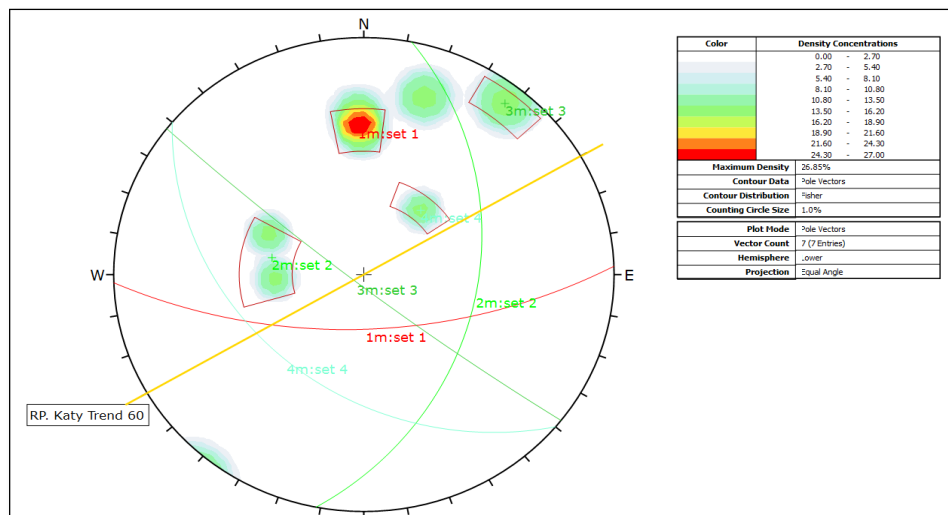
En este análisis se puede notar que no existe paralelismo a la dirección del tunnel por ende, se puede apreciar que es un tunnel estable.



Figuras 22: Grafico de roseta de las discontinuidades. Progresiva 4. Dips v.6.0.

Fuente: Elaboración propia.

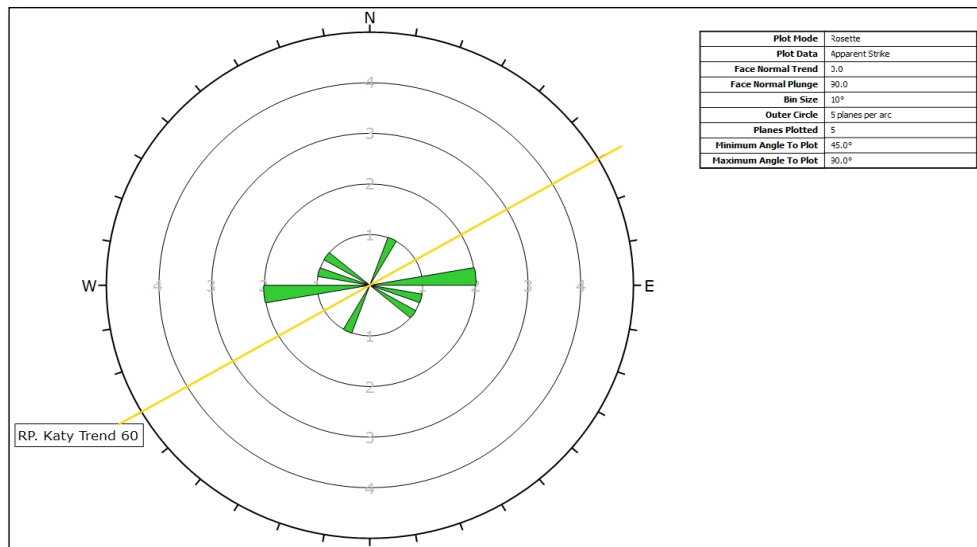
De acuerdo al análisis se obtienen 4 familias de discontinuidades, de las cuales 2 son principales (set1, set3) y (set2, set 4) son secundarias, se muestra que está en una orientación aproximada a la orientación de las familias. En este tramo debemos analizar con mucha precisión para calcular la cuña y los planos de falla.



Figuras 23: proyecciones estereográficas de las discontinuidades. Progresiva 5. Dips v.6.0.

Fuente: Elaboración propia.

En este análisis se puede notar que no existe poco paralelismo con respecto a la familia dos, por ende se debe sostener con pernos esporádicos de manera puntual y respecto al (set 3 y al set 4) no hay paralelismo en dirección del tunnel por ende, esta labor es estable.

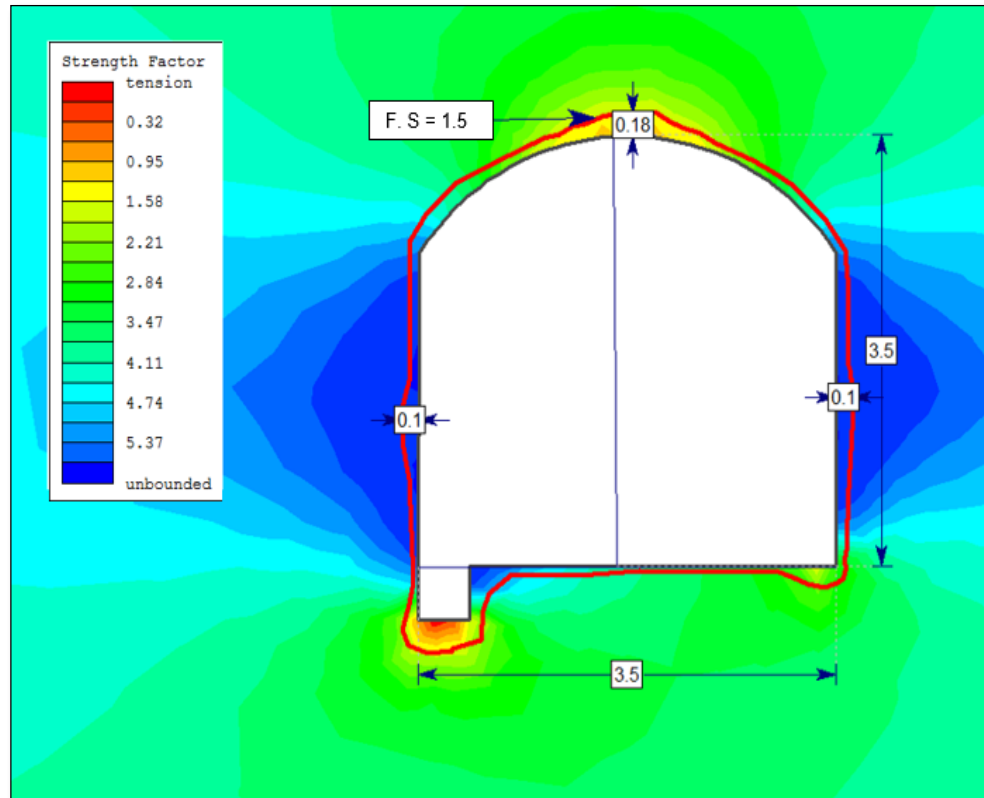


Figuras 24: Grafico de roseta de las discontinuidades. Progresiva 5. Dips v.6.0.

Fuente: Elaboración propia.

Software Phase 2 V 8.0

Con los datos introducidos en el capítulo II, imagen 9 y 10 procedemos a hallar la zona plástica de la rampa Karent, en seguida se determinar la longitud de perno para sostener teniendo en cuenta las distancias de la zona plástica, en la figura 26 se obtuvo una distancia de 0.18 m en caja techo y en los hastiales con una distancia de 0.1 metros, con un factor de seguridad de 1.5.



Figuras 25: Zona plástica en el perímetro del túnel, Phase 2.

Fuente: Elaboración propia.

A partir de esto se considera una longitud de perno de 7ft de acuerdo a la ecuación propuesta por Barton (ecuación 5) y con un espaciamiento de 1.40 m de acuerdo Bieniawski, de acuerdo al autor (Escalante Guerra, 2017), en donde nos menciona que, el perno tipo helicoidal presenta una mayor cantidad de soporte (1 – 3 Ton/ft) por ende para esta rampa se trabajara con perno tipo helicoidal con instalación de cencom y resina, en la figura 40, se presenta la relación (cencom y resina) en función a la longitud de perno, en este ítem hacemos un stop para analizar la longitud de perno debido a que las cuñas ver figura 27 hasta la figura 39 que se presentan son mayores a la longitud de perno propuesta Bieniawski y Barton, por consiguiente se considera los pernos de 12 ft de longitud con diámetros de 22 mm siendo estos mayores a la longitud de las cuñas en el cual el perno será sostenido desde roca firme y así evitar el desprendimiento de cuñas.

3.4. Propuesta de sostenimiento por RMR y Q

- **RMR de Bieniawski**

De acuerdo a la metodología ya mencionada en el capítulo anterior 2.5 se procede a determinar el tipo de sostenimiento a utilizar en cada progresiva según tabla propuesta por Bieniawski.

Tabla 04

Propuesta de sostenimiento de acuerdo a Bieniawski.

Ítem	Progresiva	RMR	RMR ajustado	Calidad del macizo
1	Progresiva 1	48	43	Regular - III
2	Progresiva 2	50	45	Regular - III
3	Progresiva 3	50	45	Regular - III
4	Progresiva 4	50	45	Regular - III
5	Progresiva 5	48	43	Regular - III

Fuente: Elaboración propia

Sostenimiento:

De acuerdo a Bieniawski para una calidad del macizo rocoso tipo III nos dice que se debe utilizar pernos y shotcrete, para el uso de pernos debe ser de manera sistemática con una longitud de perno de 4 metros y con un espaciado de 1.0 a 2 metros. Y para el caso de shotcrete se debe usar de 50 a 100 mm de espesor para el techo y de 30 mm para los hastiales.

Haciendo comparaciones entre calidad de pernos se recomienda el perno helicoidal porque tiene una resistencia de 2 a 3 toneladas por ft siendo este el más usado para labores permanentes.

- **Q de Barton**

Se determina el tipo de sostenimiento a utilizar en cada progresiva según tabla propuesta por Barton.

Tabla 05

Propuesta de sostenimiento de acuerdo a Barton.

Ítem	Progresiva	Q	Calidad del macizo
1	Progresiva 1	4.84	Roca tipo media
2	Progresiva 2	4.79	Roca tipo media
3	Progresiva 3	4.73	Roca tipo media
4	Progresiva 4	4.79	Roca tipo media
5	Progresiva 5	4.21	Roca tipo media

Fuente: Elaboración propia

Sostenimiento:

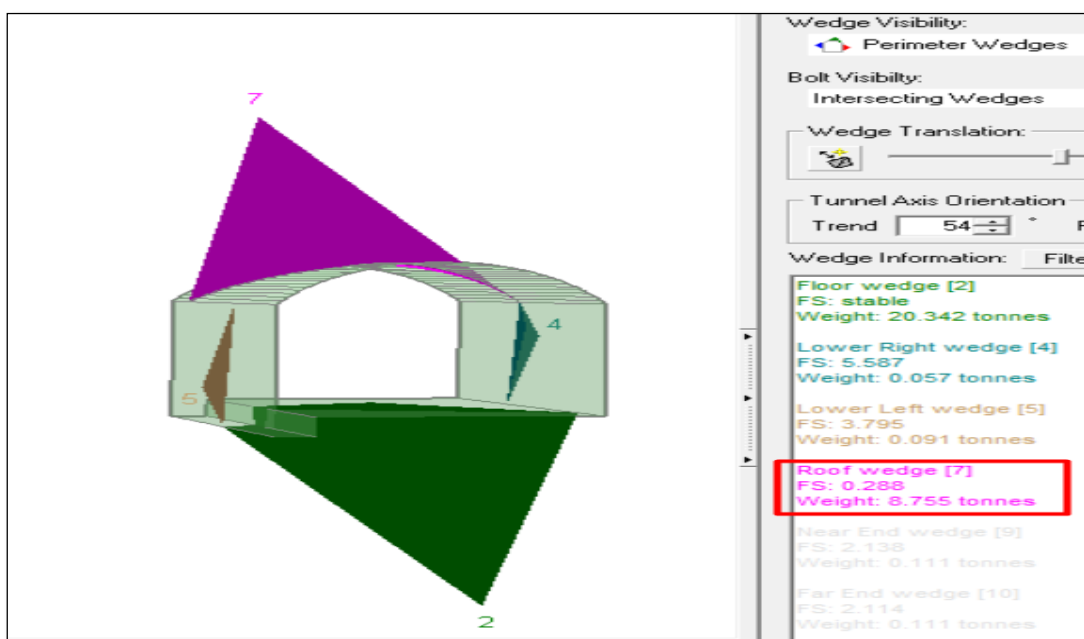
Para determinar el sostenimiento, Barton nos indica que primero se debe calcular la dimensión equivalente (D_e), siendo esta la división de la altura de la excavación (m) dividido con la relación de excavación (ESR) ver ecuación 4.

Una vez obtenida el $D_e = 2.18$ y un valor de Q de 4 a 10 se propone el sostenimiento a utilizar siendo el más adecuado shotcrete con 6 a 9 cm reforzado con fibra, y pernos colocados de forma sistemática espaciados de 1.5 a 2 metros, Para hallar la longitud de perno se realiza según la ecuación 5 propuesta por Barton siendo la longitud de 1.57 metros

3.5. Diseño de sostenimiento

A. Software Unwedge

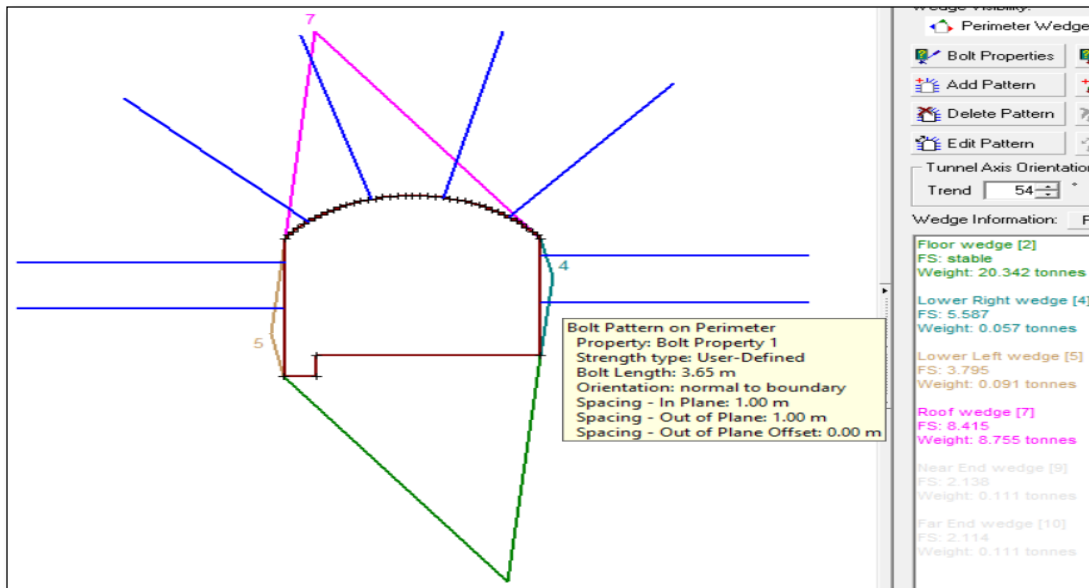
De acuerdo a las familias de discontinuidades de la progresiva 01 se forman las siguientes cuñas, la cuña 2, 4 y 5 son estables por otro lado la cuña 7 es inestable porque presenta su factor de seguridad menor a 1.5 que fue determinada en la figura 32. Por ende, se debe de sostener utilizando pernos y shotcrete como indica Bieniawski y Barton.



Figuras 26: Cuñas formadas en la rampa Karent Nv. 2160, progresiva 1. Unwedge V.3.0.

Fuente: Elaboración propia.

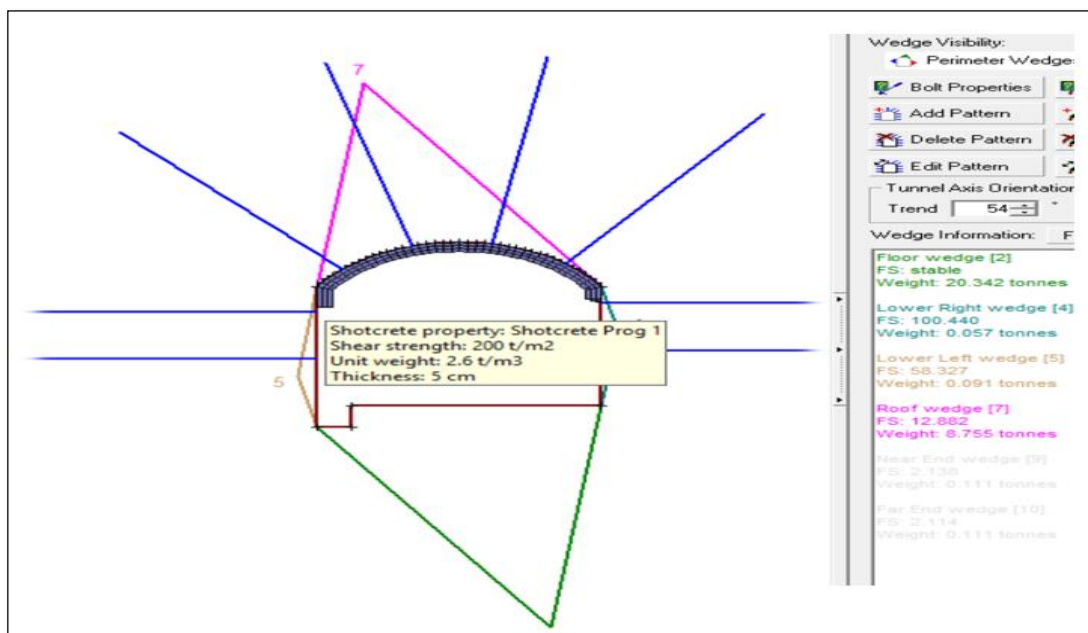
En primera instancia utilizamos pernos de anclaje espaciados a 1 metro entre perno a perno y a 1 metro entre fila y fila, con una longitud de perno de 3.65 metros (12ft), y es notable que el factor de seguridad aumenta hasta 8.775 siendo superior a 1.5, terminando como una cuña estable como se muestra en la siguiente figura (fig. 26).



Figuras 27: Sección de la rampa con pernos de sostenimiento, progresiva 01 Unwedge V.3.0.

Fuente: Elaboración propia.

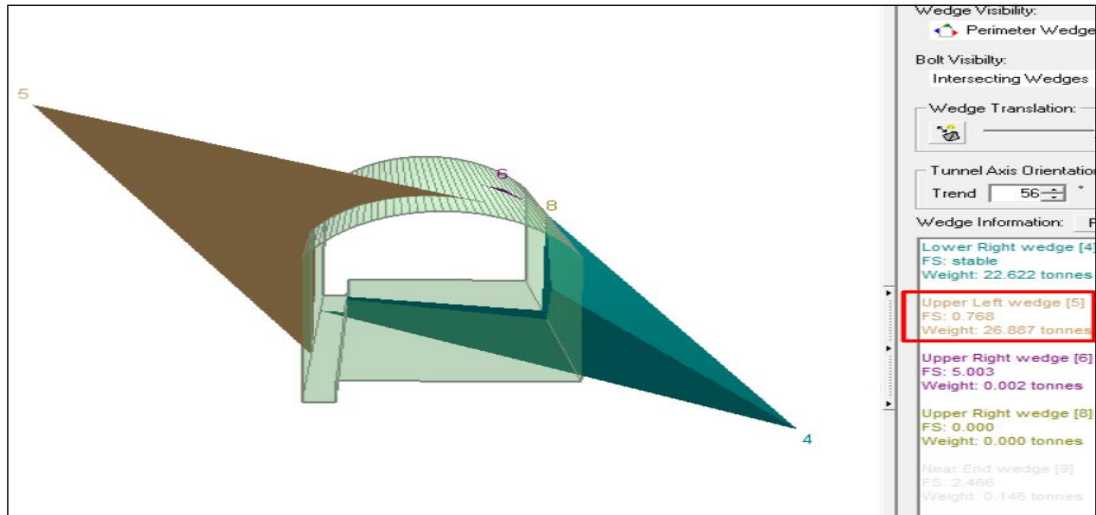
Bieniawski menciona que para labores permanentes como es la rampa Karent se debe utilizar shotcrete por ende se utiliza pernos helicoidales de 12 ft espaciados a 1 metro y shotcrete como fortificación con esfuerzo de corte de 200 t/m², peso unitario de 2.6 ton/m³ con un espesor de 5 cm como se muestra a continuación.



Figuras 28: Sección de la rampa con pernos de sostenimiento & shotcrete, progresiva 01 Unwedge V.3.0.

Fuente: Elaboración propia.

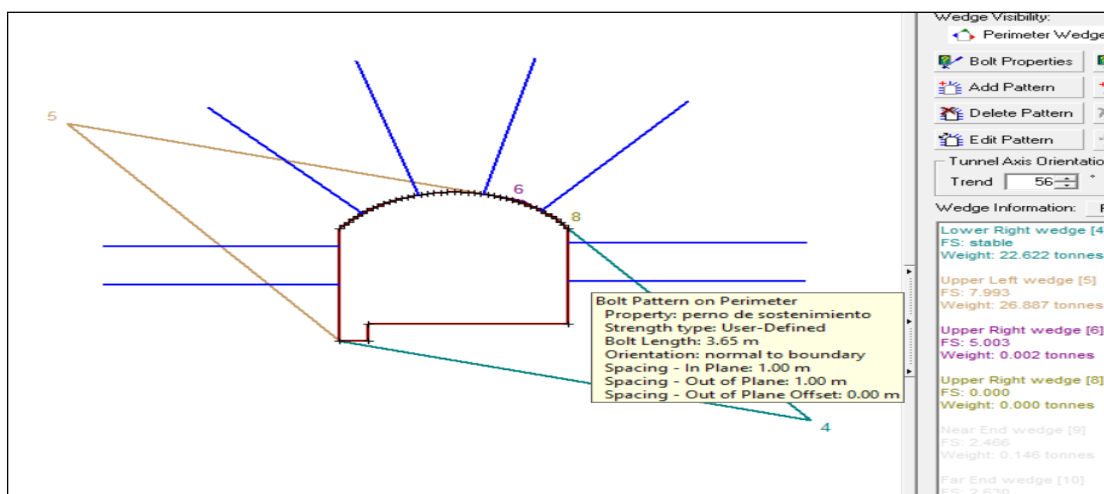
En el caso de la progresiva 02 tenemos 5 cuñas, en la cual la cuña 4, 6, 8 y 9 son cuñas estables con un factor de seguridad que sobrepasan del 1.5, pero existe unas cuñas que es inestable la cual presenta un factor de seguridad de 0.768 con una capacidad de 28.887 toneladas el cual se necesita sostener.



Figuras 29: Cuñas formadas en la rampa Karent Nv. 2160, progresiva 2. Unwedge V.3.0

Fuente: Elaboración propia.

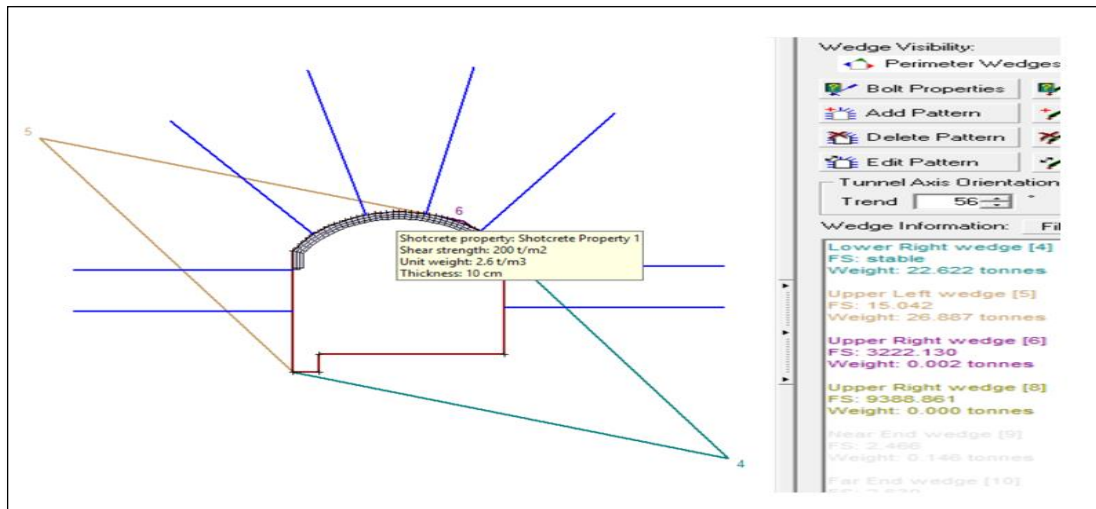
Para alcanzar la estabilidad de esta progresiva se implementa el sostenimiento con pernos de anclaje con una longitud de 12 ft y espaciados entre perno y perno a 1 metro y espaciados entre fila y fila a 1 metro en el cual aumenta su F.S hasta 7.993 siendo estable.



Figuras 30: Sección de la rampa con pernos de sostenimiento, progresiva 02 Unwedge V.3.0.

Fuente: Elaboración propia.

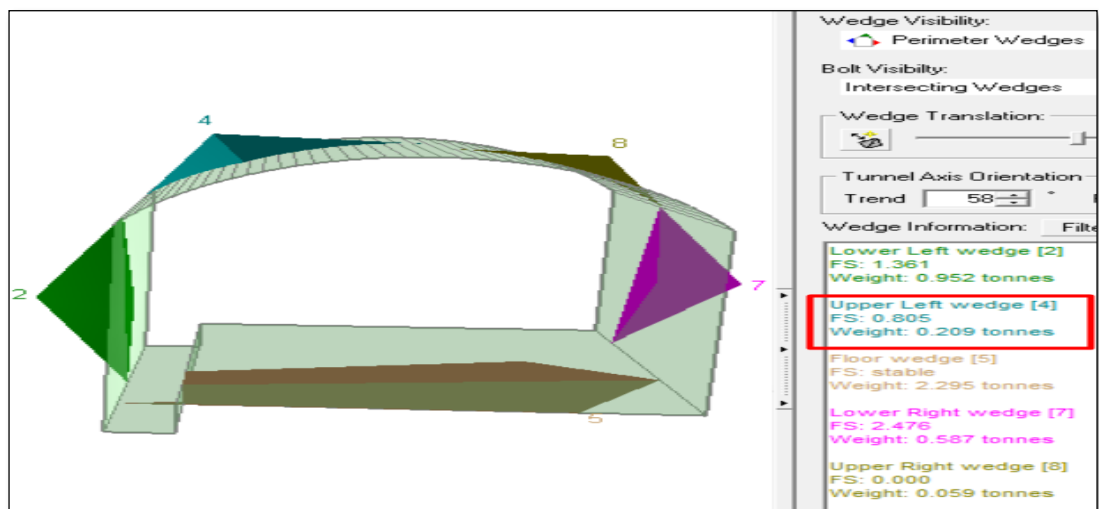
Como se muestra en la figura, existe una cuña de 26.887 ton el cual atenta contra la vida de los trabajadores por ende se usa el siguiente sostenimiento, shotcrete con un esfuerzo de corte de 200 t/m², peso unitario de 2.6 ton/m³ con un espesor de 10 cm como se muestra a continuación adicional a shotcrete se usa pernos de manera sistemática.



Figuras 31: Sección de la rampa con pernos de sostenimiento & shotcrete, progresiva 02.

Fuente: Elaboración propia.

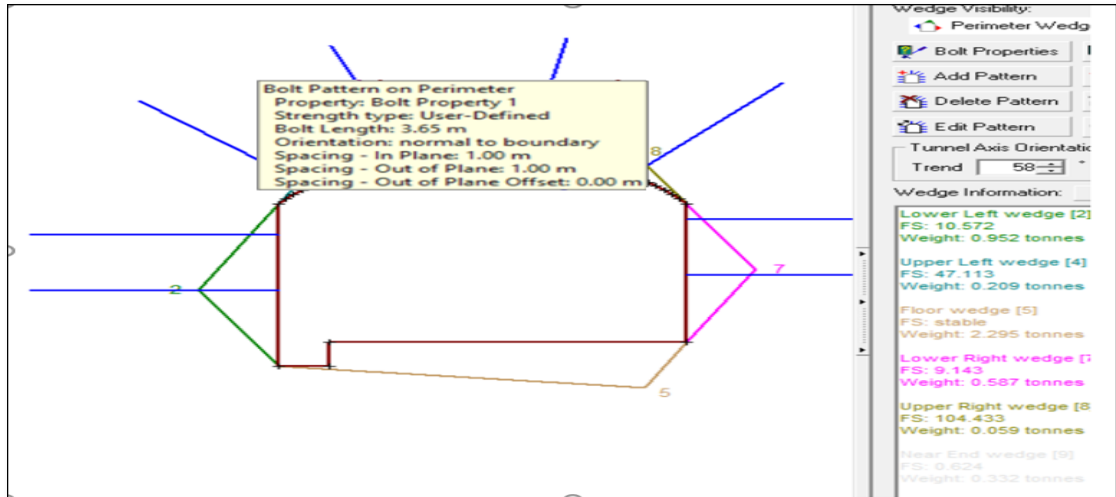
En el caso de la progresiva 03 existen 4 familias de discontinuidades formando 5 cuñas en las cuales solo una es inestable con un factor de seguridad de 0.805 pero con una capacidad de 0.209 ton, es así que no toma mucha importancia para el uso de shotcrete.



Figuras 32: Cuñas formadas en la rampa Karent Nv. 2160, progresiva 3. Unwedge V.3.0

Fuente: Elaboración propia.

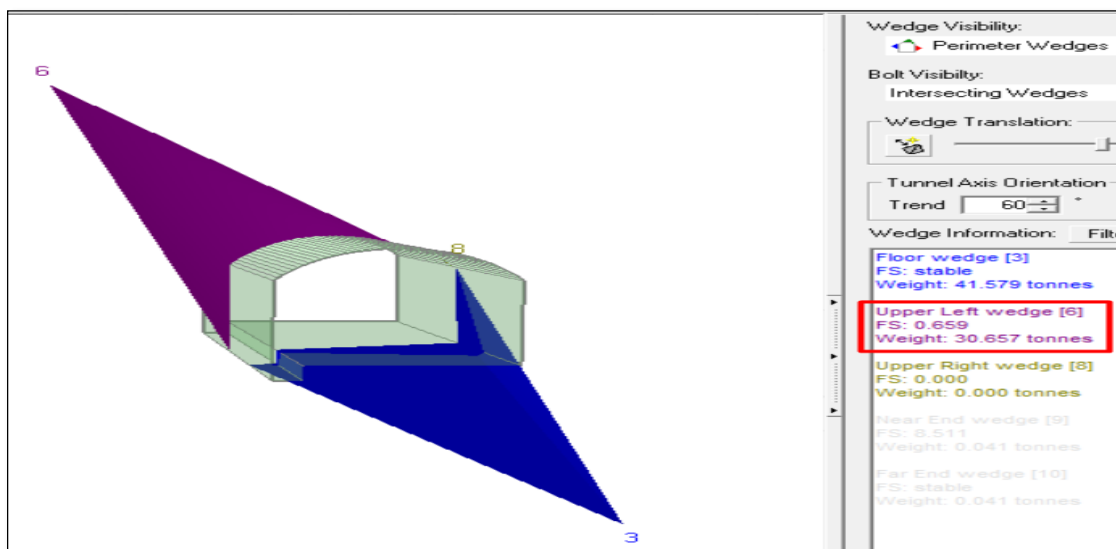
Para alcanzar la estabilidad de esta progresiva se implementa el sostenimiento con pernos de manera sistemática con una longitud de 7 ft y espaciadas a 1 metro llegando a ser estable.



Figuras 33: Sección de la rampa con pernos de sostenimiento, progresiva 03 Unwedge V.3.0.

Fuente: Elaboración propia.

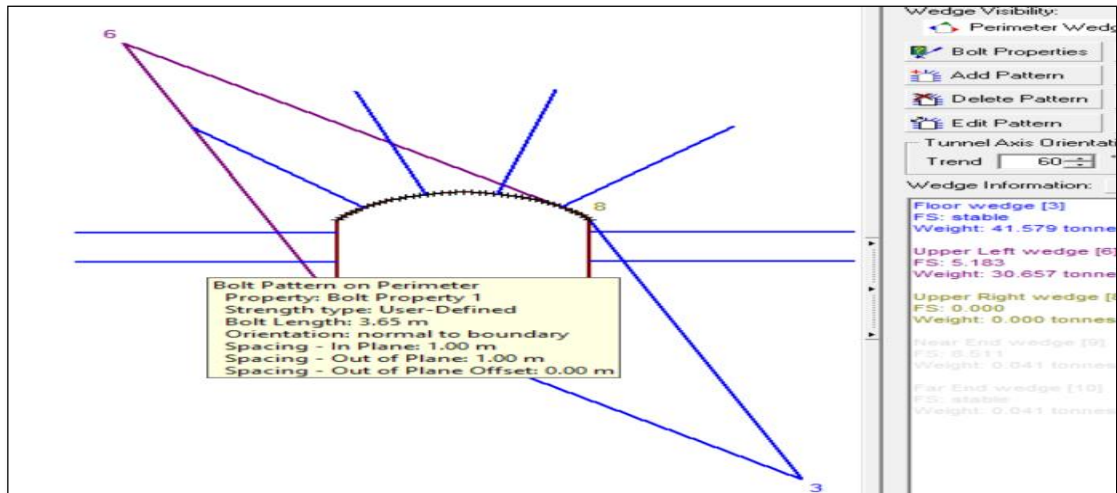
En esta progresiva, (progresiva 04) solo se presenta 3 familias de discontinuidades formando una cuña inestable con un factor de seguridad de 0.659 y un peso de 30.657 toneladas siendo de gran dimensión por ello se sostendrá hasta sobrepasar el factor de seguridad.



Figuras 34: Cuñas formadas en la rampa Karent Nv. 2160, progresiva 4. Unwedge V.3.0.

Fuente: Elaboración propia.

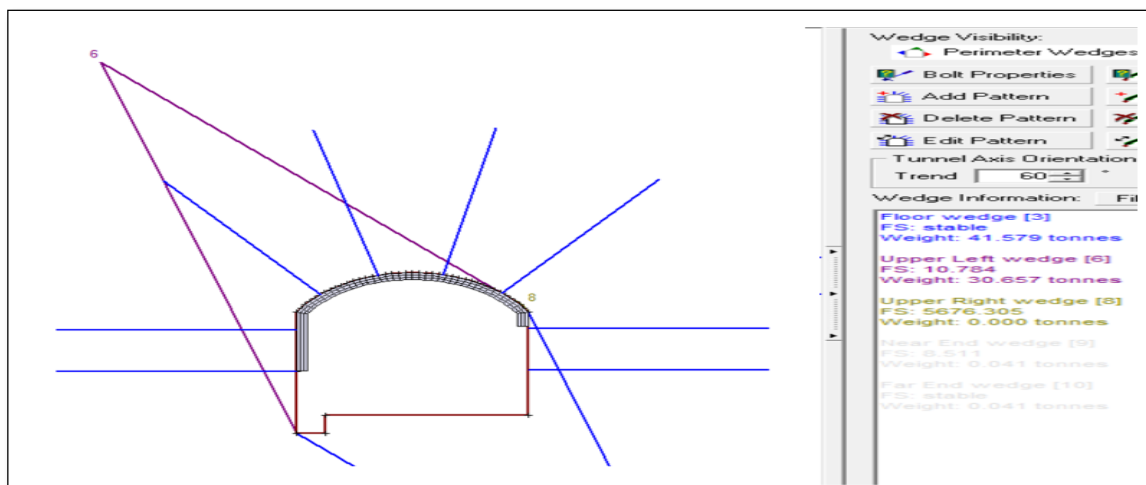
Para alcanzar la estabilidad de esta progresiva se implementa el sostenimiento con pernos de anclaje con una longitud de 12 ft y espaciadas entre perno y perno a 1 metro y espaciados entre fila y fila a 1 metro en el cual aumenta su F.S hasta 1.83 siendo estable.



Figuras 35: Sección de la rampa con pernos de sostenimiento, progresiva 4 Unwedge V.3.0.

Fuente: Elaboración propia.

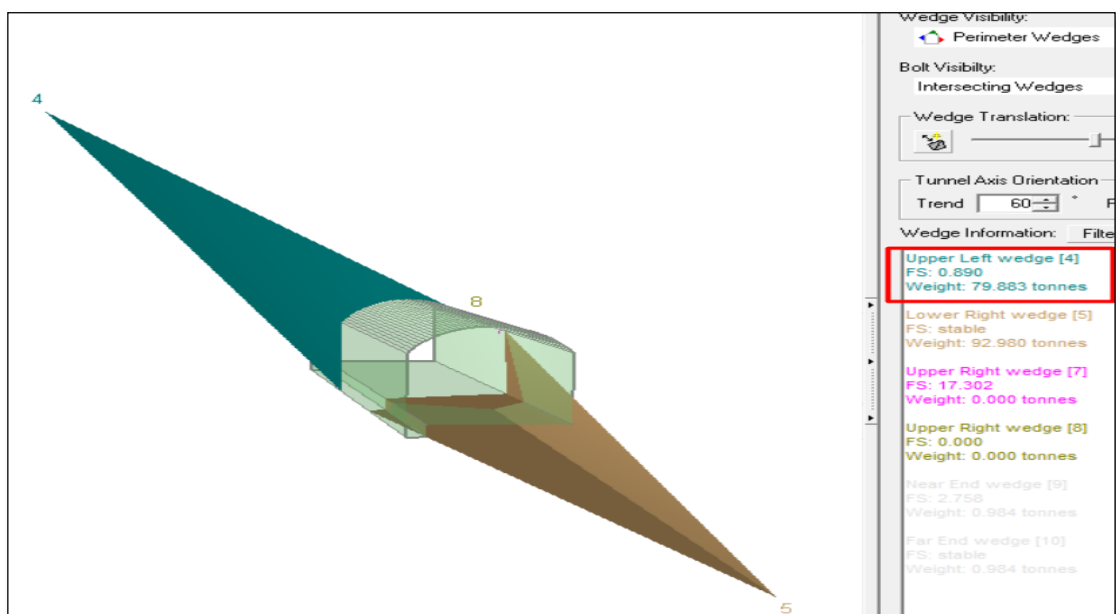
Bieniawski menciona que para labores permanentes como es la rampa Karent se debe utilizar shotcrete por ende se utiliza pernos helicoidales sistemáticos de 12 ft con esfuerzo de corte de 200 t/m², peso unitario de 2.6 ton/m³ con un espesor de 5 cm como se muestra a continuación llegando hasta un factor de 10.784.



Figuras 36: Sección de la rampa con pernos de sostenimiento & shotcrete, progresiva 4.

Fuente: Elaboración propia.

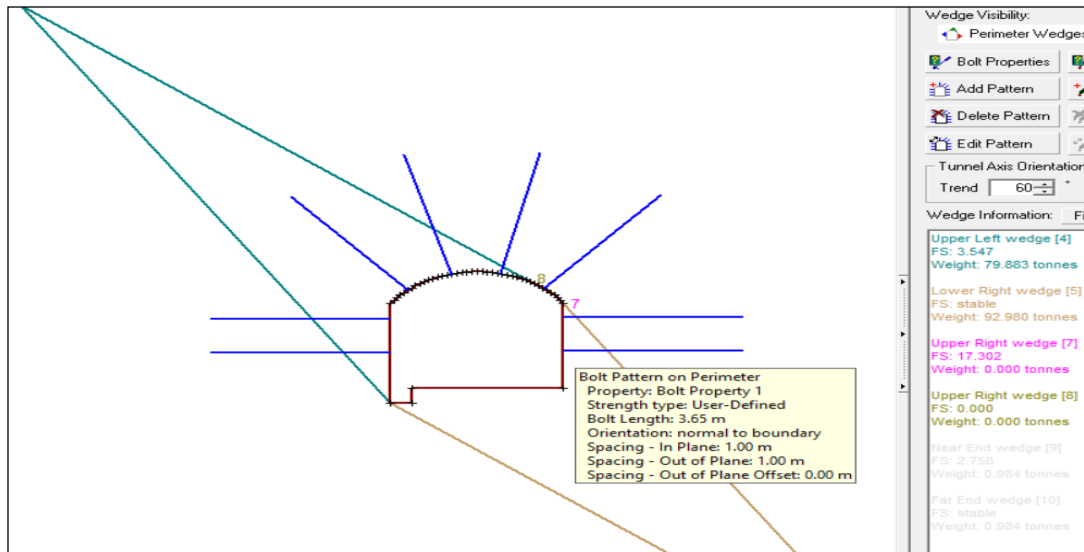
En el caso de la progresiva 05 tenemos 5 familias de discontinuidades, en la cual la cuña 5, 7 y 8 son cuñas estables con un factor de seguridad que sobrepasan del 1.5, pero existe unas cuñas que es inestable la cual presenta un factor de seguridad de 0.890 con un peso de 79.88 toneladas el cual se necesita sostener y al igual que la progresiva 02 se usara pernos helicoidales espaciados a 1 metro entre perno a perno con un longitud de 3.65 (12ft) y a 1 metro espaciados entre fila a fila y es así como se logra a cerciorar el sostenimiento para cada progresiva llegando a mantener la estabilidad para dicha rampa.



Figuras 37: Cuñas formadas en la rampa Karent Nv. 2160, progresiva 5. Unwedge V.3.0

Fuente: Elaboración propia.

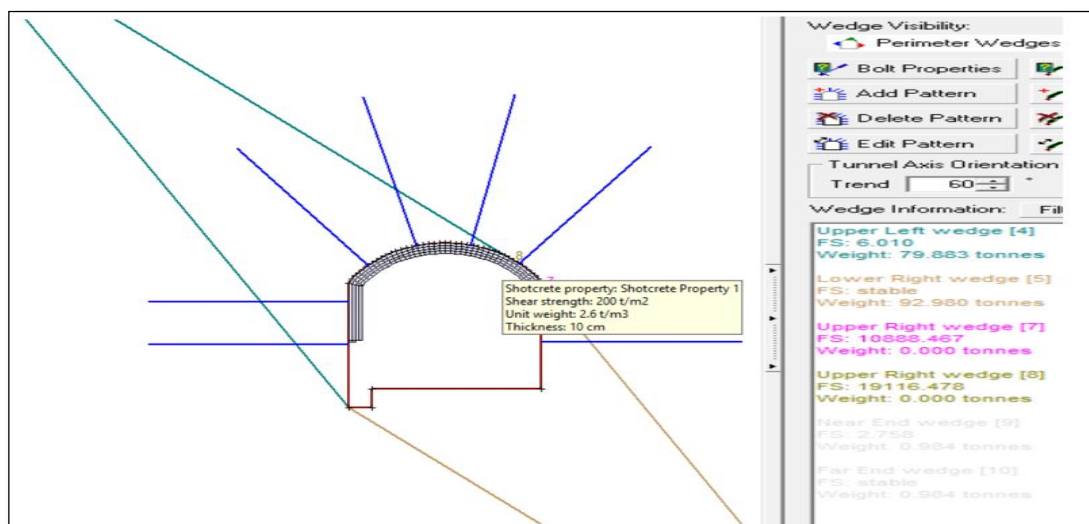
A continuación, se muestra el sostenimiento a usar para la progresiva 5, para alcanzar la estabilidad de esta progresiva se implementa el sostenimiento con pernos de anclaje con una longitud de 12 ft y espaciadas entre perno y perno a 1 metro y espaciados entre fila y fila a 1 metro en el cual aumenta su F.S hasta 3.54 siendo estable.



Figuras 38: Sección de la rampa con pernos de sostenimiento, progresiva 5 Unwedge V.3.0.

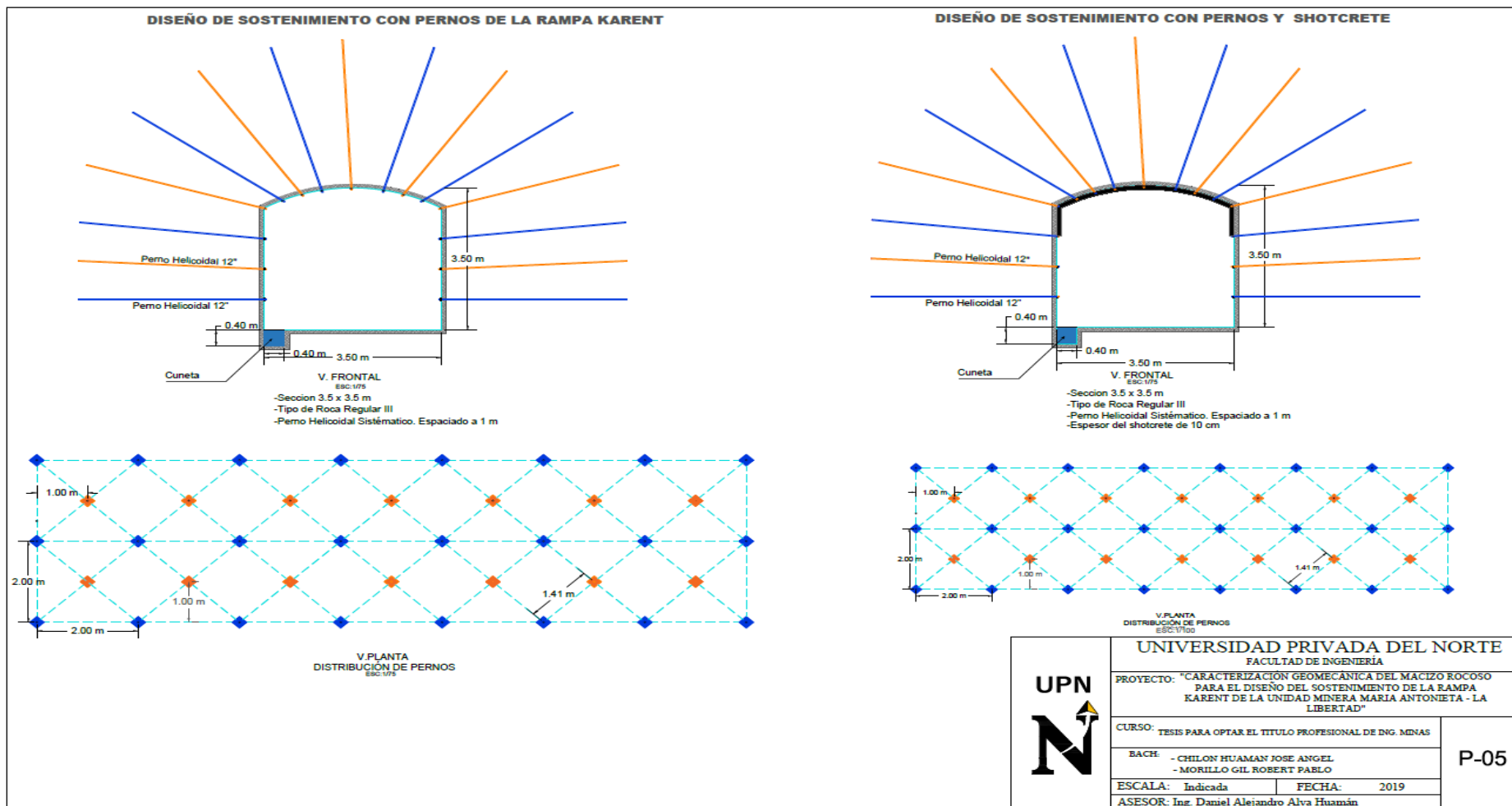
Fuente: Elaboración propia.

Dicha labor es una labor permanente es por ello que se utiliza shotcrete de acuerdo a Barton en el cual se debe utilizar pernos helicoidales sistemáticos de 12 ft y shotcrete con esfuerzo de corte de 200 t/m², peso unitario de 2.6 ton/m³ con un espesor de 10 cm como se muestra a continuación llegando hasta un factor de 6.010.



Figuras 39: Sección de la rampa con pernos de sostenimiento & shotcrete, progresiva 5 Unwedge V.3.0.

Fuente: Elaboración propia.

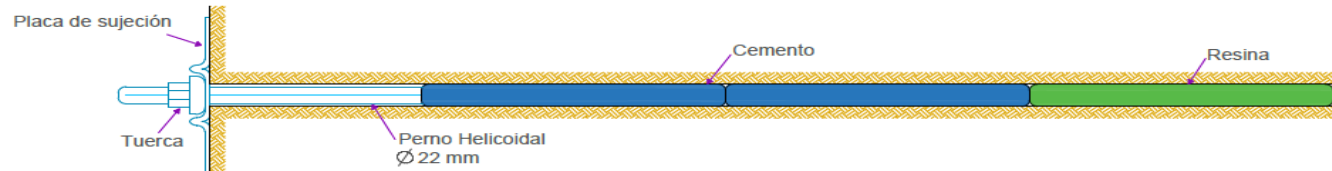


Figuras 40: Distribución del perno helicoidal en la rampa.

Fuente: Elaboración propia.

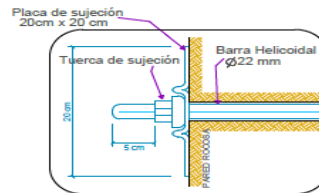
INSTALACIÓN DEL PERNO HELICOIDAL EN EL TALADRO

ESC: 1:5



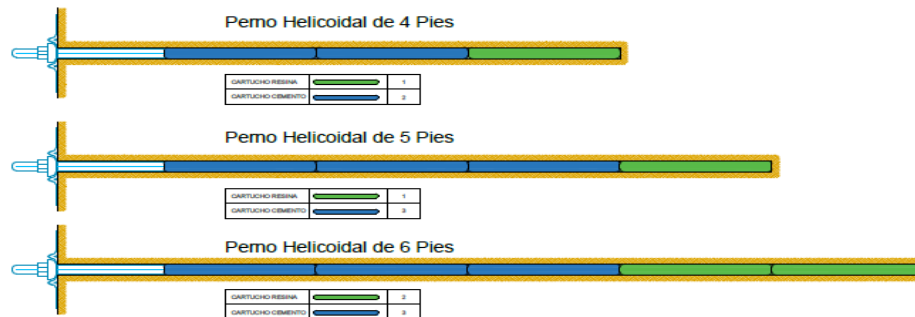
DETALLE DE TUERCA Y PLACA DE SUJECIÓN DEL PERNO HELICOIDAL

ESC: 1:5



CANTIDAD DE CARTUCHOS CEMENTO Y RESINA POR LONGITUD DE PERNO

ESC: 1:10



	UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE FACULTAD DE INGENIERÍA	
	PROYECTO: "CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA RMR DE BIENIAWSKI Y Q DE BARTON PARA DISEÑAR EL SOSTENIMIENTO DE LA RAMPA KARENT DE LA UNIDAD MINERA MARIA ANTONIETA - LA LIBERTAD"	
	CURSO: TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE ING. MINAS	LÁMINA Nº
	BACH: - CHILON HUAMAN JOSE ANGEL - MORILLO GIL ROBERT PABLO	
	ESCALA: INDICADA	FECHA: 2019
ASESOR: Ing. Daniel Alejandro Alva Huamán		L-1

Figuras 41: Detalles del perno helicoidal para la inyección, cencom y resina.

Fuente: Elaboración propia.

3.6. Costo de sostenimiento

Los costos son obtenidos en campo de distribuidor Piero, (Pataz).

Tabla 06

Costo de sostenimiento con malla 4" x 4" y Perno helicoidal 12ft

Ítem	Descripción	Unidad	Cantidad	Costo parcial S/.	Costo total S/.mL
1.	Mano de Obra				320.00
	Maestro perforista	Grdia	1	120.00	120.00
	Ayudante perforista	Grdia	1	100.00	100.00
	Ayudante perforista	Grdia	1	100.00	100.00
2.	Accesorios de perforación				1484.24
	Barra Cónica de 4 pies	Unid	1	200.00	200.00
	Barra Cónica de 8 pies	Unid	1	300.75	300.75
	Broca Descartable de 32 mm para barreno de 4ft	Unid	3	45.25	135.75
	Broca Descartable de 32 mm para barreno de 8ft	Unid	1	58.25	58.25
	Adaptador para perno helicoidal JL	Unid	1	279.50	279.50
	Manguera de Jebe y Lona 1"	m	30	7.32	219.60
	Manguera de jebe y Lona 1/2"	m	30	3.63	108.90
	Conexiones	GB	4	30.00	120.00
	Aceite de Perforación	Gal	0.25	245.97	61.49
3.	Materiales e insumos				272.96
	Malla Electrosoldada	m	1	143.06	143.06
	Perno Helicoidal de 7' (Placa + tuerca)	Pza	5	16.20	81.00
	Cartucho Resina	Unid	10	1.83	18.30
	Cartucho Cemento	Unid	20	1.53	30.60
4.	Equipos				1237.00
	<u>Perforadora RNP (alquiler)</u>	Hrs	0.5	74.00	37.00
	Plataforma para perf.	Unid.	1	2000.00	200.00
	Barras tensadoras	Unid	2.00	500.00	1000.00
5.	Herramientas y EPP				154.54
	Implementos de seguridad	Grdia	3	19.3	57.9
	Herramientas	Grdia	5	18.68	93.4
	Lámparas Mineras	Grdia	3	1.08	3.24
6.	Total				3468.74
	Gastos Generales	%	15%		520.311
7.	Costo total de sostenimiento por mL				3989.051

Fuente: Elaboración propia

Tabla 07
Costo de sostenimiento con Perno helicoidal, 12ft

Ítem	Descripción	Unidad	Cantidad	Costo parcial S/.	Costo total S/.mL
1.	Mano de Obra				320.00
	Maestro perforista	Grdia	1	120.00	120.00
	Ayudante perforista	Grdia	1	100.00	100.00
	Ayudante perforista	Grdia	1	100.00	100.00
2.	Accesorios de perforación				1484.24
	Barra Cónica de 4 pies	Unid	1	200.00	200.00
	Barra Cónica de 8 pies	Unid	1	300.75	300.75
	Broca Descartable de 32 mm para barreno de 4ft	Unid	3	45.25	135.75
	Broca Descartable de 32 mm para barreno de 8ft	Unid	1	58.25	58.25
	Adaptador para perno helicoidal JL	Unid	1	279.50	279.50
	Manguera de Jebe y Lona 1"	m	30	7.32	219.60
	Manguera de jebe y Lona 1/2"	m	30	3.63	108.90
	Conexiones	GB	4	30.00	120.00
	Aceite de Perforación	Gal	0.25	245.97	61.49
3.	Materiales e insumos				146.50
	Perno Helicoidal de 7' (Placa + tuerca)	Pza	8	16.20	97.60
	Cartucho Resina	Unid	10	1.83	18.30
	Cartucho Cemento	Unid	20	1.53	30.60
4.	Equipos				237.00
	<u>Perforadora RNP (alquiler)</u>	Hrs	0.5	74.00	37.00
	Plataforma para perf.	Unid.	1	200.00	200.00
5.	Herramientas y EPP				154.54
	Implementos de seguridad	Grdia	3	19.3	57.9
	Herramientas	Grdia	5	18.68	93.4
	Lámparas Mineras	Grdia	3	1.08	3.24
6.	Total				2342.28
	Gastos Generales	%	15%		351.342
7.	Costo total de sostenimiento por mL				2693.622

Fuente: Elaboración propia

Tabla 08

Costo de sostenimiento con shotcrete por mL

ítem	Descripción	Unidad	Cantidad	Costo parcial S/.	Costo total S. /mL
1.	Mano de obra				692.00
	OCMER – operador	Grdia	1	150.00	150.00
	Ayudante OCMER	Grdia	1	140.00	140.00
	Ayudante shotcretero	Grdia	1	134.00	134.00
	Ayudante de mezcla	Grdia	1	134.00	134.00
	Operario de mezcla	Grdia	1	134.00	134.00
2.	Materiales e insumos				1916.92
	Aditivo SIKA (cilindro 200kg)	Kg	100	2.35	235
	Cemento	bolsas	10	30.70	307.00
	Arena	m3	0.7	400.00	280.00
	Fibra DRAMIX	Kg	25	4.65	116.25
	Calibrador	Unidad	25	0.70	15.50
	Manguera BOA	m	31	31.07	963.17
3.	Equipos				277.84
	Shotcretera Ocmer-048	Hrs	4	49.46	197.84
	Maquina mezcladora	Grdia	1	80.00	80.00
4	Herramientas y EPP				158.90
	Implementos de seguridad	Grdia	5	12.02	60.10
	Herramientas	Grdia	5	18.68	93.40
	Lámparas mineras	Grdia	5	1.08	5.40
5	Total				3,045.66
	Gastos generales	%	15	761.41	456.849
6	Costos total de sostenimiento por mL				3502.51

Fuente: Elaboración propia

En la tabla 6 se muestra el precio de sostenimiento por metro lineal de shotcrete, haciendo una suma total de S/. 3502.51 soles, la lista de precios fueron obtenidos in situ en el cual el material e insumos son puestos a pie de obra (en bocamina), para la progresiva 1, 2, 4 y 5 se usa pernos y Shotcrete siendo el costo de 6196.132 como se muestra en la tabla 6 y 5.

CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

4.1 Discusión

La hipótesis de la presente investigación ha quedado validada, puesto que se ha demostrado que la aplicación de sostenimiento está basada en el índice de RMR y Q de Barton, donde se tuvo como resultado roca regular, roca clase III para cada progresiva obtenido en base a los mapeos geomecánicos y uso de ensayos de carga puntual con la ayuda de laboratorio realizado en laboratorio en la universidad privada del norte – Cajamarca.

Los resultados mostrados en la tabla 2, el sostenimiento de acuerdo a RMR de Bieniawski, para las progresivas son de 48, 50, 50, 50, 48 respectivamente siendo la calidad del macizo regular – III, el resultado de la caracterización geomecánica coincide con los de (Castañeda Guzmán, 2018), quien en su investigación trabajo con los índices RMR de Bieniawski y Q dando como resultado la calidad del macizo rocoso, según RMR, una roca buena (II) y con la correlación hecha con el Q indica una roca media o regular a buena. En el cual llegan como resultado del tipo de sostenimiento según índice RMR.

En la unidad minera María Antonieta, la caracterización geomecánica realizada en la rampa Karent nivel 2160, está compuesta mayoritariamente por roca de tipo metamórficas fuertemente plegadas a fallas perpendiculares a la rampa, dichas fallas tienen inclinación al Oeste y presenta gran cantidad de arcillas, debido a esto viene generando deslizamientos de cuñas, en el cual se realizó un mapeo geomecánico de 100 metros lineales divididos en 5 progresivas de cada 20 metros lineales a lo largo del área de estudios. Como resultados tenemos que en las 5 progresivas presentan roca estable con un RMR de 40 a 6 el cual nos dice que es un tipo de roca de calidad

regular (roca tipo III) y para una mejor caracterización se hizo un logueo con el Q de Barton y por ende tenemos un tipo de roca regular en todas las progresivas (4 - 10) y como final tenemos al GSI en cual nos indica que la calidad de discontinuidades es regular (resistente y levemente alterada) en los 100 metros de mapeo geomecánico. Es muy importante el estudio geomecánico para trabajos de ingeniería sobre todo para trabajos en minería ya que si la zona plástica de la excavación, es decir si el macizo rocoso no es capaz de presentar un autosostenimiento o no es capaz de soportar las presiones tangenciales, entonces la roca ya no presentara un dominio elástico si no será un dominio plastificado y esto llegara hasta producirse fracturas en el perímetro de la excavación, por ende es tan importante calcular la zona plástica para determinar su factor de seguridad y luego elegir el método adecuado de sostenimiento en el cual este tipo de sostenimiento debe atravesar al factor de seguridad ver en la figura 26; Para evitar derrumbe y evitar problemas de perdidas tanto humanas como materiales, y así cuidar la integridad física de nuestros trabajadores. En función a los resultados obtenidos en la caracterización del macizo se determinó que el tipo de sostenimiento que se aplicará en este proyecto será sostenimiento primario después de cada voladura y un sostenimiento completo a 10 metros del frente de trabajo, por ende, se debe usar pernos de anclaje de modo sistemático de 12 ft de largo espaciado 1.00 metros en el techo y paredes, el diámetro para los pernos debe ser de 22 mm con planchas de 20 cm para el techo y en las paredes, para determinar este sostenimiento se tomó en cuenta la caracterización geomecánica según RMR. Y para el Q de Barton nos muestra una relación de sostenimiento en el cual se debe usar pernos esporádicos, pernos sistemáticos, hormigón proyectado reforzado con fibra, de 5-6 mm. Finalmente tenemos la propuesta de sostenimiento según índice GSI, en el cual nos hace referencia a un

cierto tipo de sostenimiento, La propuesta de sostenimiento según Hoek nos dice que este tipo de macizo rocoso es sin soporte o solo pernos ocasionales donde se requiera.

En la actualidad, esta rampa no presenta sostenimiento por ende se notan caída de rocas, desniveles en caja piso etc. En algunas ocasiones solo existen pernos sistemáticos (Split set) así como indica el índice GSI (colocados ocasionalmente), y es así como se descarta esta opción debido a que esta es una rampa permanente y es quien tiene que estar estable y presentar seguridad por muchos años, (para todo el ciclo de vida del proyecto) es así como damos por respuesta a la pregunta de investigación que la propuesta que mejor se adapta en base a la caracterización geomecánica es el sostenimiento indicado por RMR. Para la colocación de pernos de anclaje de manera sistemática se utilizó el software Undwedge, debido a que este programa nos permite realizar análisis de estabilidad de cuñas y modelizar los elementos de refuerzo en su estabilidad. A continuación, se muestra el sostenimiento propuesto, en base al análisis de resultados por cada sección. Para la progresiva 01 el tipo de sostenimiento es de empernado sistemático más shotcrete con parámetros de perno sistemático espaciado a 1.0 metros en caja techo y hastiales con una longitud de perno de 12 ft y shotcrete con esfuerzo de corte de 200 ton/m², peso unitario de 2.6 ton/m³ y un espesor de 5 cm, para la progresiva 02 el sostenimiento es de Empernado sistemático más shotcrete con las siguientes propiedades, perno sistemático espaciado a 1.0 metros en caja techo y hastiales con una longitud de perno de 12 ft y shotcrete con esfuerzo de corte de 200 ton/m², peso unitario de 2.6 ton/m³ y un espesor de 10 cm, para el caso de la progresiva 03 el sostenimiento es de empernado sistemático con las siguientes propiedades Perno sistemático espaciado a 1.0 metros en caja techo y hastiales con una longitud de perno

de 7 ft, en esta progresiva no utilizamos shotcrete debido a que las cuñas presentan un alto factor de seguridad, para la progresiva 04 se utilizó el sostenimiento de empernado sistemático más shotcrete con los parámetros de, perno sistemático espaciado a 1.0 metros en caja techo y hastiales con una longitud de perno de 12 ft y shotcrete con esfuerzo de corte de 200 ton/m², peso unitario de 2.6 ton/m³ y un espesor de 5, finalmente para la progresiva 05 se utilizó empernado sistemático más shotcrete con los siguientes parámetros, Perno sistemático espaciado a 1.0 metros en caja techo y hastiales con una longitud de perno de 12 ft y shotcrete con esfuerzo de corte de 200 ton/m², peso unitario de 2.6 ton/m³ y un espesor de 5 cm.

De acuerdo a los resultados obtenidos tenemos que el sostenimiento que mejor se adapta es de acuerdo a RMR de Bieniawski, el resultado no coincide con (Cipriano Chudan & Marin Cabrera, 2018) debido a que, en su investigación trabaja con Q de barton dando como resultado pernos Split set espaciados a 1.40 metros y con shotcrete, para ello usaron los softwares Dips, Phase y Unwedge con el objetivo de visualizar de manera específica la distribución de las discontinuidades y el diseño de sostenimiento a utilizar, cabe mencionar al autor (Castañeda Guzmán, 2018), el cual indica que el sistema RMR es confiable al igual que Q para el sostenimiento pero se debe tener un buen análisis en el software Unwedge en donde se debe obtener el perno con longitud mayor a la cuña, en la figura 30, se muestra que el perno sobrepasa la cuña siendo estable debido que tiene un alto factor de seguridad.

El tipo de perno a escoger se da de acuerdo al autor (Escalante Guerra, 2017) en una de sus investigaciones no dice que el perno que presenta mayor durabilidad, resistencia a la tracción con un valor de 70.53 Kg/cm², es el perno helicoidal con una capacidad de sostenimiento de 2 a 3 ton/ft, por otro lado, nos menciona que es usado

para labores permanentes en excavaciones subterráneas y está diseñado para rocas de clase II y III en el cual es fabricado según normas ASTM A440 y ASTM A630, además de ello se presenta en diferentes diámetros el más usado es el de 22 mm con placas de 20 cm x 20 cm x 5mm de espesor compuestas de platina de acero siendo altamente resistentes a la corrosión y para su aplicación será inyectado 4 cartuchos de resina y 8 cartuchos de cencom con un tiempo de fraguado de 15 a 20 segundos antes de la inyección debe tener de 5 a 10 minutos de remojado el cencom.

4.2 Conclusiones

- La evaluación geomecánica de la rampa Karent determina un ambiente homogéneo ya que desde la progresiva 1 hasta la progresiva 5 se comporta como roca regular (tipo III) además se determinó la zona plástica con la ayuda del software Phase 2 en cual tiene una longitud de 0.18 en el techo y 0.1 en los hastiales como se muestra en la figura 26.
- Se realizó mapeos geomecánicos de la rampa Karent, desde la progresiva 01 (300+0m) hasta el tope, siendo un recorrido de 100 metros lineales, en el cual se determinó sus propiedades del macizo rocoso como su espaciamiento, presentando un espaciado de 60 a 200 mm con una persistencia de 1 a 3 metros, apertura angosta que llega con medida de 1.0 a 5 mm, la rugosidad del macizo es rugoso hasta ligeramente rugoso, en cuanto al relleno es tipo blando menores a 5 mm y en algunas fracturas presenta un relleno duro menores a 5 mm, finalmente, tenemos una alteración modera ligeramente húmeda, este mapeo geomecánico se adjunta en el anexo 12.
- Para determinar el tipo de sostenimiento de la rampa Karent, se deberá apoyar con programas computacionales de rocscience como lo es el software Dips, Unwedge y Phase 2, con el objetivo de visualizar la distribución de discontinuidades sobre la excavación, con el software Phase 2 se determinó la zona plástica de la excavación siendo de 0.18 en el techo y de 0.1 en los hastiales.
- Se diseñó el tipo de sostenimiento para la rampa Karent mediante el software Unwedge concluyendo que se debe utilizar pernos sistemáticos espaciados a 1

metro de perno a perno y de 1 metro entre fila y fila con una longitud de perno de 12 ft para las progresivas 1, 2, 4 y 5, también para éstas progresivas se utiliza shotcrete como fortificación con resistencia al corte de 200 ton/m², peso unitario de 2.6 t/m² y espesor de 5 a 10 cm, por otro lado para la progresiva 3 se usa pernos de 7 ft sin shotcrete porque las cuñas presentan un peso menor a 2 toneladas y a través del perno aumenta su factor de seguridad siendo estable.

- Debido al incremento del Factor de Seguridad (FS) después de aplicar el sostenimiento, las probabilidades de desprendimiento de roca son muy bajas y por consecuencia la seguridad del personal está garantizada.

- Para una labor permanente y para labores temporales siempre debemos considerar como factor primordial el índice de alteración de agua, ya que debido a las propiedades del agua esto puede alterar y seleccionar un mal tipo de sostenimiento y como consecuencia tener un asentamiento, aparte de ello se debe tener en cuenta que se deben hacer mapeos de manera continua sobre todo tener en cuenta las estaciones del año ya que en invierno presenta llovizna y es así que se tendrá una inestabilidad para toda la unidad minera finalmente para concluir con esta tesis cabe mencionar que se realizó en tiempo seco (verano).

- Se concluye que el costo de sostenimiento por metro lineal es de S/. 2693.622 soles para perno helicoidal y S/.3502.51 soles para shotcrete, finalmente un valor de S/. 6196.132 soles para el caso de perno más shotcrete ver tabla 05, 06 y 07.

REFERENCIAS

- Acevedo, O. (2009). *Determinacion de la magnitud de esfuerzos in situ*. Universidad Nacional Autonoma de Mexico. Mexico. Obtenido de https://www.academia.edu/25355145/DETERMINACION_DE_LA_MAGNITUD_DE_ESFUERZOS_IN_SITU
- Calcina Bedoya, E. (2018). *Diseño y sostenimiento del Bypass 942 (nivel 3340) para optimizar la seguridad de las Operaciones en la mina Chipmo*. UNSA, Arequipa. Obtenido de <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/5055>
- Calderon Mena, M. A. (2018). *Caracterización Geomecánica para la Determinación del tipo de sostenimiento en la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María*. UNAP, Puno. Obtenido de <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/8409?show=full>
- Cartaya Pire, M. (2006). *Caracterización Geomecánica de Macizos Rocosos en obras Subterráneas de la región oriental del País*. Minería y Geología, CUBA. Obtenido de <http://www.redalyc.org/pdf/2235/223517652004.pdf>
- Castañeda Guzmán, H. A. (2018). *Propuesta de sostenimiento en la caracterización geomecánica por métodos empíricos del túnel vial ubicado en el kilómetro 98 + 100 de la carretera Cascas – Contumazá*. Universidad Privada del Norte, Cajamarca. Obtenido de <http://repositorio.upn.edu.pe/handle/11537/14186>
- Ccorahua Sequeriros, B. P. (2016). *La geomecánica en el sostenimiento en la Mina Ricotona Lambrama 2016*. Apurimac: UNAMBA. Obtenido de https://kupdf.net/download/geomecanica-aplicada-para-el-sostenimiento-de-la-mina-ricotona-pdf_59b9202e08bbc5db2d894c9a_pdf

- Chereque Moran, W. (1980). *Hidrología para estudiantes de ingeniería civil 2da edición*. Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima, Perú. Obtenido de <http://repositorio.pucp.edu.pe/index/handle/123456789/28689>
- Chura Lope, W. (2006). *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*. Universidad Nacional del Altiplano, Puno. Obtenido de <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/4489>
- Chura Lope, W. (2006). *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*. Universidad Nacional del Altiplano, Puno. Obtenido de <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/4489>
- Cipriano Chudan , R., & Marin Cabrera, E. (2018). *Propuesta de sostenimiento en base a la caracterización geomecánica de la galería Nv. 9, de la unidad minera Colquirrumi, Cajamarca 218*. Universidad Privada del Norte, Perú. Obtenido de <http://repositorio.upn.edu.pe/handle/11537/13943>
- Escalante Guerra, H. A. (04 de 08 de 2017). *Mejoramiento del sistema de sostenimiento, con madera, mediante pernos split set y malla electrosoldada en labores de explotación de la empresa "MACDESA"*. UNAP, Arequipa, Perú. Obtenido de <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/6129>
- Gallardo Contreras, M. (2013). *Cimentaciones en Roca*. Mexico: Universidad Nacional Autónoma de Mexico.
- González Maldonado, A. G. (2018). *Caracterización geomecánica del macizo rocoso, para su aplicación en geotecnia, en el sector Lucarqui, Loja-Ecuador*. Obtenido de <http://dspace.utpl.edu.ec/handle/20.500.11962/21959>

- Gonzales Hajar, L. S. (2012). *Estimacion de los valores de la cohesión y fricción del macizo rocoso de baja resistencia a partir de ensayos de corte directo In - situ. Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú.* Obtenido de http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/1158/1/gonzales_hl.pdf
- Leiva O, L. (2017). *Clasificación del Macizo y Roca intacta. Minería y Construcción.*
- Loayza Solier, J. J. (2006). *Sostenimiento Mediante Pernos de roca y Seguridad en minas subterráneas. Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú.* Obtenido de <http://cybertesis.uni.edu.pe/handle/uni/12071>
- Mendieta Britto, L. (2014). *Optimizacion de los costos operativos en la unidad cerro chico. PUCP, Lima, Perú.* Obtenido de <http://hdl.handle.net/20.500.12404/5946>
- MINEM. (2018). *Fax Coyuntural de Accidentes Mortales.* Obtenido de http://www.minem.gob.pe/_estadistica.php?idSector=1&idEstadistica=12464
- Monjes, R. (2006). *Indicaciones Metodológicas para la elección del método de arranque de las rocas durante el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales de pequeña y mediana sección en Cuba Oriental.* Obtenido de Revista digital científico tecnológica. : <http://revista.ismm.edu.cu/index.php/revistamg/article/view/118>
- Orbe, S. d. (2013). *Estudio comparativo de la resistencia a la compresión de elementos de concreto obtenida por rotura de cilindros y con martillo o esclerómetro digital. Instituto tecnológico de Santo Domingo, República Dominicana.* Obtenido de <http://repositoriobiblioteca.intec.edu.do/handle/123456789/1598>
- Pacheco Navarrete, E. A. (2018). *Investigaciones geotécnicas de estabilidad de taludes en macizos rocosos de pizarras para el mejoramiento de seguridad energética del país y desarrollo del gasoducto sur peruano. Lima, Perú.* Obtenido de Repositorio Institucional Universidad Nacional de Ingeniería.: <http://cybertesis.uni.edu.pe/handle/uni/15710>

- Perucho Martinez, A. (2004). *Estudio de deformabilidad de escolleras. Tesis (Doctoral). Universidad Politécnica de Madrid, Madrid, España.* Obtenido de <http://oa.upm.es/273/>
- Pire, M. C. (2006). Caracterización geomecánica de macizos rocosos en obras subterráneas de la región oriental de país. *minería & geología*, 54.
- Quispe Arones, Y. I. (2012). *Comportamiento de roca blanda en un túnel de exploración diseñado con el sistema Q. Lima, Perú.* Obtenido de Repositorio Institucional Universidad Nacional de Ingeniería.: <http://cybertesis.uni.edu.pe/handle/uni/1245>
- Ramírez Oyanguren, P., & Alejano Monge, L. (2004). *Fundamentos e ingeniería de taludes.* Madrid: Universidad Politecnica de Madrid.
- Rashuaman Herrera, J. (07 de Octubre de 2017). *Clasificación geomecanica GSI.* Obtenido de SCRIBD: <https://es.scribd.com/document/360907841/Clasificacion-Geomecanica-GSI-docx>
- Rebolledo Lemu, S., & Sepúlveda Valenzuela, S. (2016). *Análisis del comportamiento de túneles excavados en roca ante cargas sísmicas mediante modelamiento numérico.* Universidad de Chile, Chile. Obtenido de Repositorio Académico de la Universidad de Chile.: <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/141112>
- Rincon Silva, B. C. (2016). *Caracterización geomecánica del macizo rocoso del area del contrato 01-068-96 “cooperativa cooprocarbon sugamuxi” municipio de gámeza boyacá.* Universidad pedagógica y tecnológica de colombia, Combia. Obtenido de <https://repositorio.uptc.edu.co/bitstream/001/1693/1/TGT-384.pdf>
- Rodriguez Sastre, A. (2003). *Caracterización geomecánica de materiales pizarrosos del sinclinal de truchas (león-oreense).* Publicaciones Universidad de Oviedo, España. Obtenido de <https://dialnet.unirioja.es/servlet/tesis?codigo=209666>

- Rojas Urrutia, C. M. (2018). *Comportamiento geotécnico de los taludes críticos de la carretera lajas – el tayal provincia de chota. Universidad Nacional de Cajamarca, Cajamarca, Perú.* Obtenido de <http://repositorio.unc.edu.pe/handle/UNC/2069>
- Salvador Vara, G. (2017). *Geomecánica aplicada al diseño de minado por el metodo sub level stoping para cuerpos mineralizados irregulares de la unidad minera cerro lindo – milpo. Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú.* Obtenido de <http://cybertesis.uni.edu.pe/handle/uni/12591>
- Sanchez Garcia, J. L. (2013). *La resistencia a la compresión del hormigón y su influencia en el módulo de elasticidad estático en el cantón ambato, provincia de tungurahua. Universidad Tecnica de Ambato, Ecuador.* Obtenido de Repositorio Digital Universidad Tecnica de Ambato: <http://repositorio.uta.edu.ec/jspui/handle/123456789/6031>
- Soto Vilca, A. (2016). *Diseño de sostenimiento en el túnel Wayrasencca - Ollachea. Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú.* Obtenido de http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/2996/Soto_Vilca_Angel_Christopher.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Suarez Burgoa, L. (2013). *Estimacion de la variabilidad mecanica de placas de roca por ensayos no destructivos. ingenieria y ciencias.*
- Torre Yaranga, E. (2015). *Sistema de carguío para la voladura eficiente en el pique 2000(-), nivel 18, zona esperanza en la compañía minera Casapalca S.A. Universidad Nacional del Centro del Perú. Huancayo, Perú.* Obtenido de <http://repositorio.uncp.edu.pe/handle/UNCP/3857>

ANEXOS

ANEXO N° 1. Fórmulas para determinar la dimensión equivalente y longitud de perno.

- Ecuación para determinar la dimensión equivalente, Q de Barton

$$De = \frac{\text{Vano o altura de excavacion}}{ESR} \quad \text{Ecuación 4}$$

ESR es la relacion de la esxcavacion propuesta por Barton.

$$De = \frac{3.5}{1.6}$$

$$De = 2.18$$

La dimensión equivalente nos da un valor de 2.18 adimensional, esto nos sirve para determinar el tipo de sostenimiento según propuesto por Barton, se hace la relación Q vs De como se muestra en la figura 45.

- Ecuación para determinar la Longitud de perno, Q de Barton

$$Lp = 2 + \frac{(0.15 * \text{ancho de excavacion})}{ESR} \quad \text{Ecuación 5}$$

$$Lp = 2 + \frac{(0.15 * 3.5)}{1.6}$$

$$Lp = 2.32 \text{ m}$$

La longitud de perno propuesto por Barton nos dice que es de 2.33 metros de longitud.

➤ Ecuaciones para determinar el factor de disturbación (D)

$$Mb = mi \exp\left(\frac{(GSI-100)}{(28-14D)}\right) \quad \text{Ecuación 6}$$

$$S = \exp\left(\frac{(GSI-100)}{(9-3D)}\right) \quad \text{Ecuación 7}$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{-\frac{GSI}{15}} - e^{-20/3} \right) \quad \text{Ecuación 8}$$

ANEXO N° 2. Tablas para la clasificación del macizo rocoso.

Tabla 09

Clasificación de la resistencia a la compresión

Descripción	Resistencia a la compresion
Extremadamente blanda	< 1MPa
Muy blanda	1 – 5 MPa
blanda	5 – 25 MPa
Moderadamente blanda	25 – 50 MPa
Dura	50 – 100 MPa
Muy dura	100 – 250 MPa
Extremadamente dura	> 250 Mpa

Fuente: ISRM, 1978

Tabla 10

Valores por las orientaciones de las discontinuidades.

Descripción	Espaciado de las juntas	Tipo de macizo rocoso
Muy ancho	>3 m	Sólido
Ancho	1 – 3 m	Masivo
Moderadamente cerrado	0,3 – 1 m	En bloques
Cerrado	50 – 300 mm	Fracturado
Muy cerrado	< 50 mm	Machacado

Fuente: Bieniawski, 1989.

Tabla 11

Grado de abertura de las discontinuidades.

Grado	Descripción	Separación de las caras	Valoración
1	Abierta	> 5 mm	0
2	Moderadamente abierta	1 - 5 mm	1
3	Cerrada	0,1 - 1 mm	4
4	Muy cerrada	< 0,1 mm	5
5	Ninguna	0	6

Fuente. ISRM (1981)

Tabla 12

Clasificación de la continuidad o persistencia de las discontinuidades.

Grado	Descripción	Separación de las caras	Valoración
1	Muy baja	<1 m	6
2	Baja	1 - 3 m	4
3	Media	3 - 10 m	2
4	Alta	10 - 20 m	1
5	Muy alta	>20 m	0

Fuente. ISRM (1981)

Tabla 13

Clasificación de la rugosidad de las discontinuidades.

Grado	Descripción	Valoración
1	Muy rugosa	6
2	rugosa	5
3	Ligeramente rugosa	3
4	Lisa	1
5	Plana (espejo de falla)	0

Fuente. ISRM (1981)

Tabla 14

Clasificación de relleno de las discontinuidades.

Grado	Descripción	Valoración
1	Blando > 5 mm	0
2	Blando < 5 mm	2
3	Duro > 5 mm	2
4	Duro < 5 mm	4
5	Ninguno	6

Fuente. ISRM (1981)

Tabla 15

Clasificación según la alteración de las discontinuidades.

Grado	Descripción	Valoración
1	Descompuesta	0
2	Muy Alterada	1
3	Moderadamente alterada	3
4	Ligeramente alterada	5
5	No alterada	6

Fuente. ISRM (1981)

Tabla 16

Parámetros de la presencia de agua.

Caudal por 10 m de túnel	Relación presión agua - Tensión PP al mayor	Descripción	Valoración
Nulo	0	Seco	15
< 10 litros/min	< 0,1	Ligeramente húmedo	10
10-25 litros/min	0,1 - 0,2	húmedo	7
25-125 litros/min	0,2 - 0,5	Goteando	4
> 0.5	> 0,5	Fluyendo	0

Fuente. ISRM (1981)

ANEXO N° 3. Figuras para la clasificación del macizo rocoso en función a la excavación.

Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel		Buzamiento 0°-20° (Independiente del rumbo)
Dirección según buzamiento		Dirección contra buzamiento				
Buzamiento 45°-90°	Buzamiento 20°-45°	Buzamiento 45°-90°	Buzamiento 20°-45°	Buzamiento 45°-90°	Buzamiento 20°-45°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable

Figuras 42: Valoración en función a la orientación de las discontinuidades.

Fuente: Bieniawski, 1989.

Calificativo	Valoración
Muy favorable	0
Favorable	-2
Medio	-5
Desfavorable	-10
Muy desfavorable	-12

Figuras 43: Valoración para Túneles y Minas.

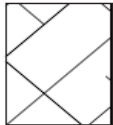
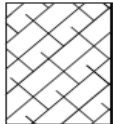
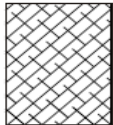
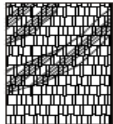
Fuente: ISRM (1981).

ANEXO N° 4. Figuras para la clasificación del macizo rocoso índice GSI.



Figuras 44: Clasificación del macizo rocoso, índice GSI.

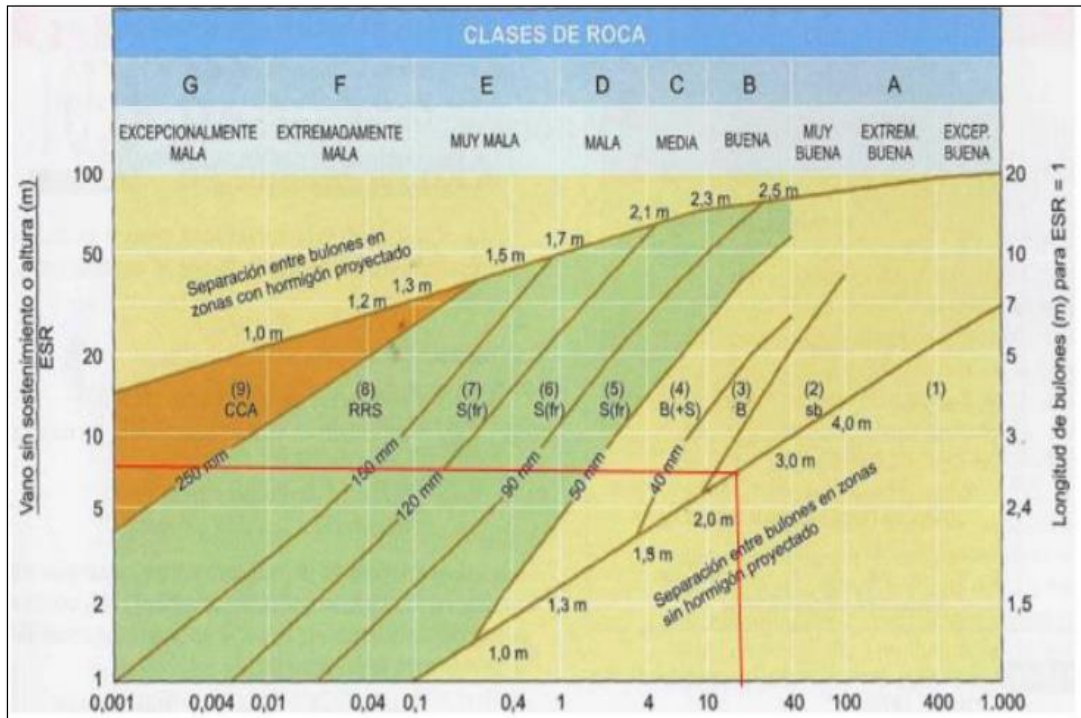
Fuente: Hoek E., 1994.

COMPAÑÍA MINERA HUARÓN S.A. SOSTENIMIENTO SEGÚN G.S.I.(modificado) LABORES MINERAS DE DESARROLLO (3.50-5.0) LABORES DE EXPLOTACIÓN (4.5-7.0)							
<p>A SIN SOPORTE - PERNOS OCASIONALES</p> <p>B PERNOS SISTEMÁTICOS 1.50 x 1.50 m. (Malla o cinta ocasional).</p> <p>C PERNO SISTEMÁTICO 1.2 x 1.2 m. (Malla o cinta ocasional).</p> <p>D PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más malla de refuerzo obligatoria. (SHOTCRETE 5.0 cm sin fibra).</p> <p>E PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más SHOTCRETE 5.0 cm con fibra.</p> <p>F PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más SHOTCRETE 10.0 cm con fibra. (CIMBRA O CUADRO DE MADERA).</p> <p>ESTRUCTURA</p>	CONDICIONES SUPERFICIALES	BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA).	REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 a 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA).	MALA (MODER. RESIST. LEVE A MODER. ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 25 A 50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA).	MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIASIONES, MUY ALTERADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 5 A 25 MPa) - (SE INDENTA MÁS DE 5 mm).		
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90%). (2 A 6 FRACTURAS POR METRO)</p>		(A) LF/B	(A) LF/R	(A) LF/M (B)	—		
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75%). (6 A 12 FRACTURAS POR METRO).</p>		(A) F/B	(A) F/R (B)	(C) F/M	(D) F/MM		
 <p>MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50%). (12 A 20 FRACTURAS POR METRO).</p>		(A) MF/B (B)	(C) MF/R	(D) MF/M	(E) MF/MM		
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25%). (MÁS DE 20 FRACTURAS POR METRO).</p>		(C) IF/B	(D) IF/R	(E) IF/M	(F) IF/MM		

Figuras 45: Recomendación de sostenimiento de acuerdo al índice de resistencia geológica.

Fuente: Hoek E., 1994.

ANEXO N° 5. Figuras para el sostenimiento de acuerdo a Barton y Bieniawski.



Figuras 46: soporte recomendado en función al índice Q de Barton y dimensión equivalente.

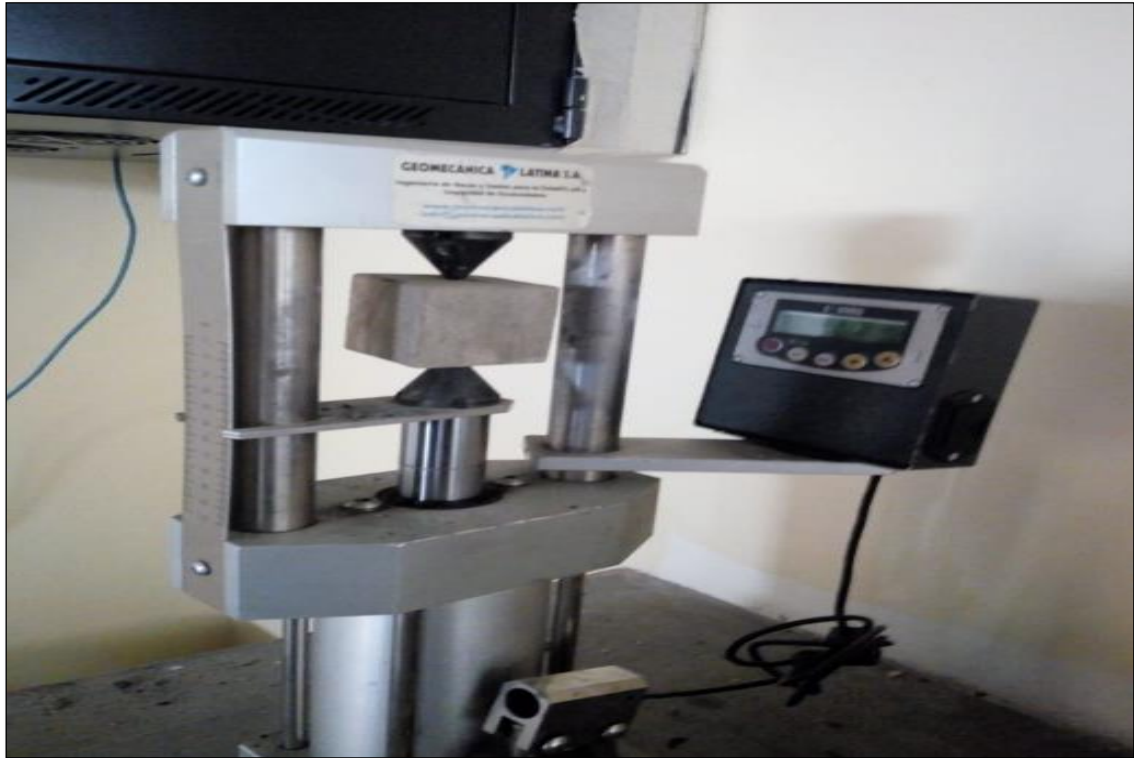
Fuente: Handbook The Q System 2015.

CLASE DE MASA ROCOSA	EXCAVACION	PERNOS DE ROCA (20 MM DE DIAMETRO, COMPLETAMENTE INYECTADOS)	SHOTCRETE	CIMBRAS
I - Roca muy buena RMR: 81 - 100	Frente completo 3 m de avance	Generalmente no se requiere ningún sostenimiento excepto pernos esporádicos		
II - Roca buena RMR: 61 - 80	Frente completo 1 - 15 m de avance. Sostenimiento completo a 20 m del frente	Localmente, pernos de 3 m en la corona, espaciados a 2.5 m con malla de alambre ocasionalmente	50 mm en la corona donde sea requerido	Ninguno
III - Roca regular RMR: 41 - 60	Socavón en el tope y banqueo 1.5 - 3 m de avance en el socavón iniciar el sostenimiento después de cada voladura. Completar el sostenimiento a 10 m del frente.	Pernos sistemáticos de 4 m de longitud, espaciados 1.5 - 2.0 m en la corona y en las paredes, con malla de alambre en la corona	50 - 100 mm en la corona y 30 mm en las paredes	Ninguno
VI - Roca mala RMR: 21 - 40	Socavón en el tope y banqueo 1.0 - 1.5 m de avance en el socavón iniciar el sostenimiento con el avance de la excavación. 10 m de avance del frente.	Pernos sistemáticos de 4 - 5 m de longitud espaciados 1 - 1.5 m en la corona y en las paredes, con malla de alambres	100 - 150 mm en la corona y 100 mm en las paredes	Arcos ligeros a medianos espaciados a 1.5 m donde son requeridos
V - Roca muy mala RMR: < 20	Galería múltiples 0.5 - 1.0 m de avance en el socavón de tope instalar el sostenimiento con el avance de la excavación. Shotcrete tan pronto como sea posible después de la voladura	Pernos sistemáticos de 5 - 6 m de longitud espaciados 1 - 1.5 m en la corona y en las paredes. Pernos en el piso	150 - 200 mm en la corona, 150 mm en las paredes y 50 mm en el frente	Arcos medianos a pesados espaciados a 0.75 m con encostillado de acero y marchavantes de ser necesario. Cerrar la sección (invert)

Figuras 47: Soporte recomendado en función al índice RMR de Bieniawski.

Fuente: Bieniawski (1989).

ANEXO N° 6. Figuras ensayo de carga puntual - laboratorio.



Figuras 48: Ensayos de carga puntual, laboratorio UPN-Cajamarca.

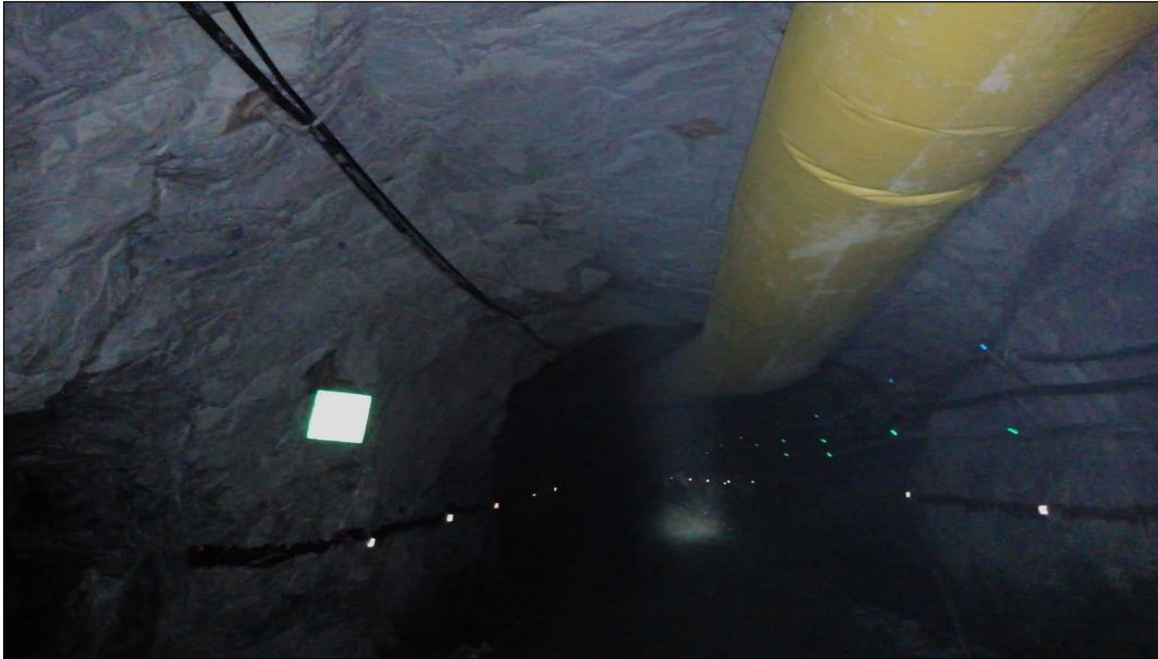
Fuente: Laboratorio mecánica de rocas.



Figuras 49: Ensayos de carga puntual, laboratorio UPN-Cajamarca.

Fuente: Laboratorio mecánica de rocas.

ANEXO N° 7. Mapeo geomecánico de la rampa Karent.



Figuras 50: Rampa Karent.

Fuente: Elaboración propia.



Figuras 51: Mapeo geomecánico de la Rampa Karent

Fuente: Elaboración propia.



Figuras 52: Mapeo geomecánico de la rampa Karent.

Fuente: Elaboración propia.



Figuras 53: Mapeo geomecánico de la rampa Karent.

Fuente: Elaboración propia.



Figuras 54: Mapeo geomecánico de la rampa Karent.

Fuente: Elaboración propia.



Figuras 55: Mapeo geomecánico de la rampa Karent.

Fuente: Elaboración propia.



Figuras 56: Mapeo geomecánico de la rampa Karent.

Fuente: Elaboración propia.

ANEXO N° 8. Perforación para el perno helicoidal.



Figuras 57: Perforación para el perno Helicoidal con JackLeg.

Fuente: Elaboración propia.



Figuras 58: Cencom y resina para sostener el perno.

Fuente: Elaboración propia

ANEXO N° 9. Sostenimiento de la rampa Karent.



Figuras 59: Sostenimiento de la rampa Karent con perno helicoidal.

Fuente: Elaboración propia.



Figuras 60: Sostenimiento de la rampa Karent con perno helicoidal

Fuente: Elaboración propia.

ANEXO N° 10. Lanzado de Shotcrete en la rampa Karent.



Figuras 61: Instalación del equipo Ocmer para el lanzado de Shotcrete.

Fuente: Elaboración propia.



Figuras 62: Propiedades de la mezcla a través del grupo QSI.

Fuente: Elaboración propia.



Figuras 63: Maquina de lanzamiento de shotcrete.

Fuente: Elaboración propia



Figuras 64: Maquina de lanzamiento de shotcrete.

Fuente: Elaboración propia

ANEXO N° 11. Bocamina (B1) de la rampa Karent.



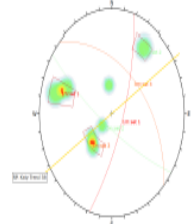
Figuras 65: Entrada de la rampa Karent Nv. 2160

Fuente: Elaboración propia.

CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA RMR - Q - GSI PROGRESIVA 02																										
ELABORADO POR: MORILLO GIL ROBERT PABLO & CHILON HUMAN ANGEL										CONDICIÓN: Presca () Fractura (x) Descompuesta () Destrozada ()																
ID	DIP	DIP DIR	FAMILIA 1 2 3 4	TPO	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE (σ _c)	RQD	CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES					AGUA	RMR AJUSTADO CLASE Y CALIDAD	SISTEMA CLASIFICACION Q												
							ESPACIAMIENTO							RMR BASICO	PROMEDIO RMR	Tun	Cim	Tal	RQD	INDICE DE DIACLASADO (Jn)	INDICE DE RUGOSIDAD (Jr)	INDICE DE ALTERACION (Ja)	PRESENCIA DE AGUA (Jw)	CONDICIONES TENSIONALES (SRF)	PROMEDIO Q	
							PERSISTENCIA	APERTURA	RUGOSIDAD	RELLENO	ALTERACION															ver tabla Q de Barton
1	58	180	3	D	<25 Mpa	50-75%	200-600 mm	3-10 m	angosta 0.74 mm	rugoso	relleno blanco <5mm	moderado	lig. húmedo	60	46	no aptos	no aptos	50-75%	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q =	4.78	
valor	2	47	175	3	D	<25 Mpa	50-75%	10	2	4	5	2	3	10	51			13	4	4	3	0.66	10	Q =		4.840333333
valor	2	47	175	3	D	<25 Mpa	50-75%	80-200 mm	1-3 m	angosta 0.87 mm	lig. Rugoso	relleno blanco <5mm	moderado	húmedo			50-75%	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q =			
valor	2	47	175	3	D	<25 Mpa	50-75%	8	4	4	3	2	3	7	46			13	4	3	3	0.66	10	Q =		4.32
valor	2	47	175	3	D	<25 Mpa	50-75%	80-200 mm	3-10 m	angosta 0.66mm	rugoso	relleno blanco <5mm	lig. moderado	húmedo			50-75%	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q =			
valor	2	47	175	3	D	<25 Mpa	50-75%	8	4	4	5	1	5	7	49			13	4	3	5	1	10	Q =		3.95
valor	2	47	175	3	D	<25 Mpa	50-75%	200-600 mm	1-3 m	abierta 1.2	rugoso	relleno blanco <5mm	moderado	húmedo			50-75%	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q =			
valor	2	47	175	3	D	<25 Mpa	50-75%	10	4	1	5	1	3	7	46			13	4	3	3	1	10	Q =		4.35
valor	2	78	97	4	D	<25 Mpa	50-75%	200-600 mm	3-10 m	muy angosta 0.07	lig. Rugoso	relleno blanco <5mm	moderado	lig. húmedo			50-75%	una familia de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q =			
valor	2	78	97	4	D	<25 Mpa	50-75%	10	2	5	3	1	3	10	49			13	2	4	4	0.66	10	Q =		7.57
valor	2	78	97	4	D	<25 Mpa	50-75%	200-600 mm	3-10 m	angosta 0.81 mm	lig. Rugoso	relleno blanco <5mm	moderado	lig. húmedo			50-75%	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q =		
valor	2	78	97	4	D	<25 Mpa	50-75%	10	2	4	3	2	3	10	49			13	4	3	3	0.66	10	Q =		4.32
valor	2	78	97	4	D	<25 Mpa	50-75%	80-200 mm	1-3 m	angosta 0.65 mm	rugoso	relleno blanco <5mm	moderado	húmedo			50-75%	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q =		
valor	2	78	97	4	D	<25 Mpa	50-75%	8	4	4	5	1	3	7	47			13	4	3	3	1	10	Q =		4.35
EFFECTO DE LA ORIENTACION DEL RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES DEL TUNEL.														OBSERVACION IN SITU:												
RUMBO PERPENDICULAR AL EJE DEL TUNEL				RUMBO PARALELO AL EJE DEL TUNEL				se hace perforación con Jumbo hidráulico, el cual se hace con una barra de 10 ft, por ende, se realiza el mapeo por cada 10 ft de avance.																		
EXCAVACION HACIA EL BUZAMIENTO				BUZAMIENTO				el rumbo de la excavación contra el buzamiento, haciendo que el mir para túnel sea decorado (-5)																		
MUY FAVORABLE= 0				MUY DESFAVORABLE= -12				REGULAR = 4																		
EXCAVACION CONTRA EL BUZAMIENTO DE 0 - 20°				BUZAMIENTO DE 0 - 20°																						
BUZAMIENTO 45° - 90°				INDEPENDIENTE DEL RUMBO																						
REGULAR = 4				REGULAR = -10																						
CLASIFICACIÓN DE BARTON DE LOS MACIZOS ROCOSOS. INDICE DE CALIDAD Q														VALOR DE Q												
TIPO DE ROCA														001-201												
Extremadamente mala														0.1-1												
Extremadamente mala														0.1-1												
Muy mala														1-4												
Mala														4-15												
Mala														15-25												
Buena														25-40												
Muy buena														40-100												
Extremadamente buena														100-400												
Extremadamente buena														400-1000												

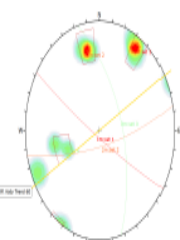
Figuras 67: Logueo rampa karent Nv. 2160

Fuente: Elaboración propia.

CARACTERIZACIÓN GEOMECAÁNICA RMR - Q - GSI PROGRESIVA 03																																
ELABORADO POR:			CONDICIÓN: Fresca () Fracturada (x) Descompuesta () Desintegrada ()			SISTEMA CLASIFICACION Q																										
MORILLO GIL, ROBERT PABLO & CHILÓN HUAMAN ANGELO			RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE (σ _c)			ESPAJAMIENTO			CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES			AGUA																				
ID	DIP	DIP DIR	FAMILIA	TIPO	RQD	PROMEDIO RQD	PERSISTENCIA	APERTURA	RUJOSIDAD	RELLENO	ALTERACION	RMR BÁSICO	PROMEDIO RMR	RMR AJUSTADO CLASE Y CALIDAD	GSI	RQD	INDICE DE DIACLASADO (J _n)	INDICE DE RUJOSIDAD (J _r)	INDICE DE ALTERACION (J _a)	PRESENCIA DE AGUA (J _w)	CONDICIONES TENSIONALES (SRF)	$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$										
																Tabla	Tabla	Tabla	Tabla	Tabla	Tabla											
																Tabla Q de Barton	Tabla Q de Barton	Tabla Q de Barton	Tabla Q de Barton	Tabla Q de Barton	Tabla Q de Barton											
																$\frac{RQD}{J_n}$	$\frac{J_r}{J_a}$	$\frac{J_w}{SRF}$	Represente el tamaño de bloques Combine condiciones de agua y tensión y, por tanto, puede representar una tensión efectiva o Revisar términos de rugosidad, fricción y número de sus juntas y represente la resistencia al corte entre bloques.			PROMEDIO Q										
																Tun	Cim	Tal														
																0	-1	-2	-3	-4	-5	-6	-7	-8	-9	-10	-11	-12				
																GSI = 40																
1	20	48	1	D	< 25 MPa	50-75%	0.5-2m	< 1 m	may angosta	lg, Rujoso	relleno blanco <5mm	moderado	grietas			50-75%	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q+									
2	45	38	3	D	< 25 MPa	50-75%	200-600 mm	1-3 m	angosta 0.74 mm	lg, Rujoso	o<5mm	moderado	húmedo			13	4	4	3	0.05	10	4.64033333										
3	38	51	3	D	< 25 MPa	50-75%	10	4	4	3	2	3	7	48		13	4	3	3	0.05	10	4.32										
4	87	112	1	D	< 25 MPa	50-75%	85-200 mm	3-10 m	angosta 0.69 mm	rugoso	relleno blanco <5mm	moderado	húmedo			13	4	3	3	0.05	10	4.32										
5	75	215	2	D	< 25 MPa	50-75%	200-600 mm	1-3 m	angosta 0.45 mm	rugoso	o<5mm	Lig, moderado	grietas			13	4	3	3	1	10	4.35										
6	31	172	1	D	< 25 MPa	50-75%	10	4	4	5	2	5	4	49		13	4	3	5	1	10	3.95										
7	77	104	1	D	100-250 MPa	50-75%	200-600 mm	3-10 m	may angosta	may rugoso	o<5mm	moderado	lg húmedo			50-75%	una familia de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q+										
							10	2	5	6	2	3	10	53		13	2	4	4	0.05	10	7.57										
							85-200 mm	3-10 m	may angosta	rugoso	o<5mm	moderado	lg húmedo			50-75%	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q+									
							8	2	5	5	2	3	10	80		13	4	3	3	0.05	10	4.32										
							85-200 mm	1-3 m	angosta 0.45 mm	rugoso	o<5mm	Lig, moderado	lg húmedo			50-75%	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q+									
							8	4	4	4	5	2	5	10	53		13	4	3	5	1	10	3.95									
EFECTO DE LA ORIENTACION DEL RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES DEL TUNEL												OBSERVACION IN SITU:																				
RUMBO PERPENDICULAR AL EJE DEL TUNEL			RUMBO PARALELO AL EJE DEL TUNEL			se hace perforación con rumbo hidráulico, el cual se hace con una barra de 10ft, por ende, se realizó el mapeo por cada 10 ft de avance.																										
EXCAVACION HACIA EL BUZAMIENTO			BUZAMIENTO			el rumbo de la excavación con contra el buzamiento, haciendo que el rmo para tunel sea descomento (0)																										
BUZAMIENTO 45° - 90°			45° - 90°			REGULAR 4																										
MUY FAVORABLE=0			MUY DESFAVORABLE=-12																													
EXCAVACION CONTRA EL BUZAMIENTO DE 0 - 20°			BUZAMIENTO DE 0 - 20°																													
BUZAMIENTO 45° - 90°			INDEPENDIENTE DEL RUMBO																													
REGULAR = 4			REGULAR = -10																													
CLASIFICACIÓN DE BARTON DE LOS MACIZOS ROCOSOS. INDICE DE CALIDAD Q												TIPO DE ROCA						VALORES DE Q														
Excepcionalmente mala												Excepcionalmente mala						0.01-0.01														
Extremadamente mala												Extremadamente mala						0.1-0.1														
Muy mala												Muy mala						0.1-1														
Mala												Mala						1-4														
Media												Media						4-10														
Buena												Buena						10-40														
Muy Buena												Muy Buena						40-100														
Extremadamente Buena.												Extremadamente Buena.						100-400														
Excepcionalmente Buena.												Excepcionalmente Buena.						400-1000														

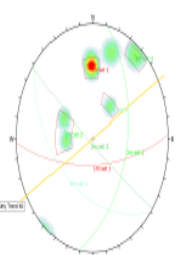
Figuras 68: Logueo rampa Karent Nv. 2160

Fuente: Elaboración propia.

CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA RMR - Q - GSI PROGRESIVA 04																																											
ELABORADO POR:										CONDICIÓN: Frecia () Fracturada (x) Descompuesta () Desintegrada ()																																	
MORILLO GIL, ROBERT PABLO & CHILON HUAMAN ANGEL																																											
ID	DIP	DIP DIR	FAMILIA	TIPO	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE (σc)	RQD	ESPESORAMIENTO	CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES					AGUA	RMR BÁSICO	PROMEDIO RMR	RMR AJUSTADO CLASE Y CALIDAD	SISTEMA CLASIFICACION Q																										
								PERSISTENCIA	APERTURA	RUJOSIDAD	RELLENO	ALTERACION					RQD	INDICE DE DIACLABADO (Jn)	INDICE DE RUJOSIDAD (Jr)	INDICE DE ALTERACION (Ja)	PRESENCIA DE AGUA (Jw)	CONDICIONES TENSIONALES (SRF)	Q = $\frac{RQD}{Jn} + \frac{Jr}{Ja} + \frac{Jw}{SRF}$																				
																								1 2 3 4	1 2 3 4	1 2 3 4	1 2 3 4	1 2 3 4	1 2 3 4	1 2 3 4	1 2 3 4	1 2 3 4											
1	75	180	2	D	< 25 Mpa	50-75 %	13	85-200 mm	1-3 m	muy angosta	rugoso	φ=5mm	moderado	húmedo	50	45	no seccion	no seccion	50-75 %	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q =																	
valor																			13	4	4	3	0.86	10	4.649333333																		
2	86	85	1	D	< 25 Mpa	50-75 %	13	85-200 mm	1-3 m	angosta 0.74 mm	lg. Rugoso	φ=5mm	moderado	húmedo	50	45	no seccion	no seccion	50-75 %	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q =																	
valor																			13	4	3	3	0.86	10	4.32																		
3	49	88	3	D	< 25 Mpa	50-75 %	13	85-200 mm	1-3 m	angosta 0.69 mm	rugoso	relleno blanco <5mm	lg. moderado	húmedo	50	45	no seccion	no seccion	50-75 %	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q =																	
valor																			13	4	3	5	1	10	3.96																		
4	83	78	3	D	< 25 Mpa	50-75 %	13	200-400 mm	1-3 m	abierta 1.3	lg. Rugoso	φ=5mm	moderado	húmedo	50	45	no seccion	no seccion	50-75 %	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q =																	
valor																			10	4	1	3	1	10	4.26																		
5	87	210	1	E	< 25 Mpa	50-75 %	13	200-400 mm	3-10 m	muy angosta	muy rugoso	φ=5mm	lg. moderado	lg. húmedo	50	45	no seccion	no seccion	50-75 %	una familia de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q =																	
valor																			10	2	5	6	2	5	10	5.6																	
6	72	171	2	D	< 25 Mpa	50-75 %	13	85-200 mm	3-10 m	angosta 0.41 mm	lg. Rugoso	φ=5mm	moderado	lg. húmedo	50	45	no seccion	no seccion	50-75 %	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q =																	
valor																			8	2	4	3	2	3	10	4.7																	
7	80	218	1	D	100-250 Mpa	50-75 %	13	85-200 mm	1-3 m	muy angosta	rugoso	φ=5mm	moderado	húmedo	50	45	no seccion	no seccion	50-75 %	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q =																	
valor																			8	2	5	2	3	7	49																		
EFECTO DE LA ORIENTACION DEL RUMBO Y BIZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES DEL TUNEL										OBSERVACIÓN IN SITU:																																	
RUMBO PERPENDICULAR AL EJE DEL TUNEL					RUMBO PARALELO AL EJE DEL TUNEL																																						
EXCAVACION HACIA EL BIZAMIENTO					BIZAMIENTO																																						
BIZAMIENTO 45° - 90°					45° - 90°																																						
MUY FAVORABLE= 0					MUY DESFAVORABLE= -12					REGULAR= 5																																	
EXCAVACION CONTRA EL BIZAMIENTO DE 0 - 20°					BIZAMIENTO DE 0 - 20°																																						
BIZAMIENTO 45° - 90°					INDEPENDIENTE DEL RUMBO																																						
REGULAR= 5					REGULAR= +10																																						
										Se hace perforación con jumbo hidráulico, el cual se hace con una barra de 10 ft, por cada, se mide el raspo por cada 10 ft de avance.																																	
										Se observa que el macizo rocoso presenta un nivel de agua de húmedo a ligeramente húmedo.																																	
										el rumbo de la excavación es contra el bizamiento, haciendo que el rmp para tunel sea descomod (-9)																																	
																																											
										<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="2">CLASIFICACIÓN DE BARTON DE LOS MACIZOS ROCOSOS. ÍNDICE DE CALIDAD Q</th> </tr> <tr> <th>TIPO DE ROCA</th> <th>VALOR DE Q</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Excepcionalmente mala</td> <td>0.001-0.01</td> </tr> <tr> <td>Extremadamente mala</td> <td>0.01-0.1</td> </tr> <tr> <td>Muy mala</td> <td>0.1-1</td> </tr> <tr> <td>Mala</td> <td>1-4</td> </tr> <tr> <td>Medio</td> <td>4-10</td> </tr> <tr> <td>Buena</td> <td>10-40</td> </tr> <tr> <td>Muy buena</td> <td>40-100</td> </tr> <tr> <td>Extremadamente buena</td> <td>100-400</td> </tr> <tr> <td>Excepcionalmente buena</td> <td>400-1000</td> </tr> </tbody> </table>					CLASIFICACIÓN DE BARTON DE LOS MACIZOS ROCOSOS. ÍNDICE DE CALIDAD Q		TIPO DE ROCA	VALOR DE Q	Excepcionalmente mala	0.001-0.01	Extremadamente mala	0.01-0.1	Muy mala	0.1-1	Mala	1-4	Medio	4-10	Buena	10-40	Muy buena	40-100	Extremadamente buena	100-400	Excepcionalmente buena	400-1000							
CLASIFICACIÓN DE BARTON DE LOS MACIZOS ROCOSOS. ÍNDICE DE CALIDAD Q																																											
TIPO DE ROCA	VALOR DE Q																																										
Excepcionalmente mala	0.001-0.01																																										
Extremadamente mala	0.01-0.1																																										
Muy mala	0.1-1																																										
Mala	1-4																																										
Medio	4-10																																										
Buena	10-40																																										
Muy buena	40-100																																										
Extremadamente buena	100-400																																										
Excepcionalmente buena	400-1000																																										

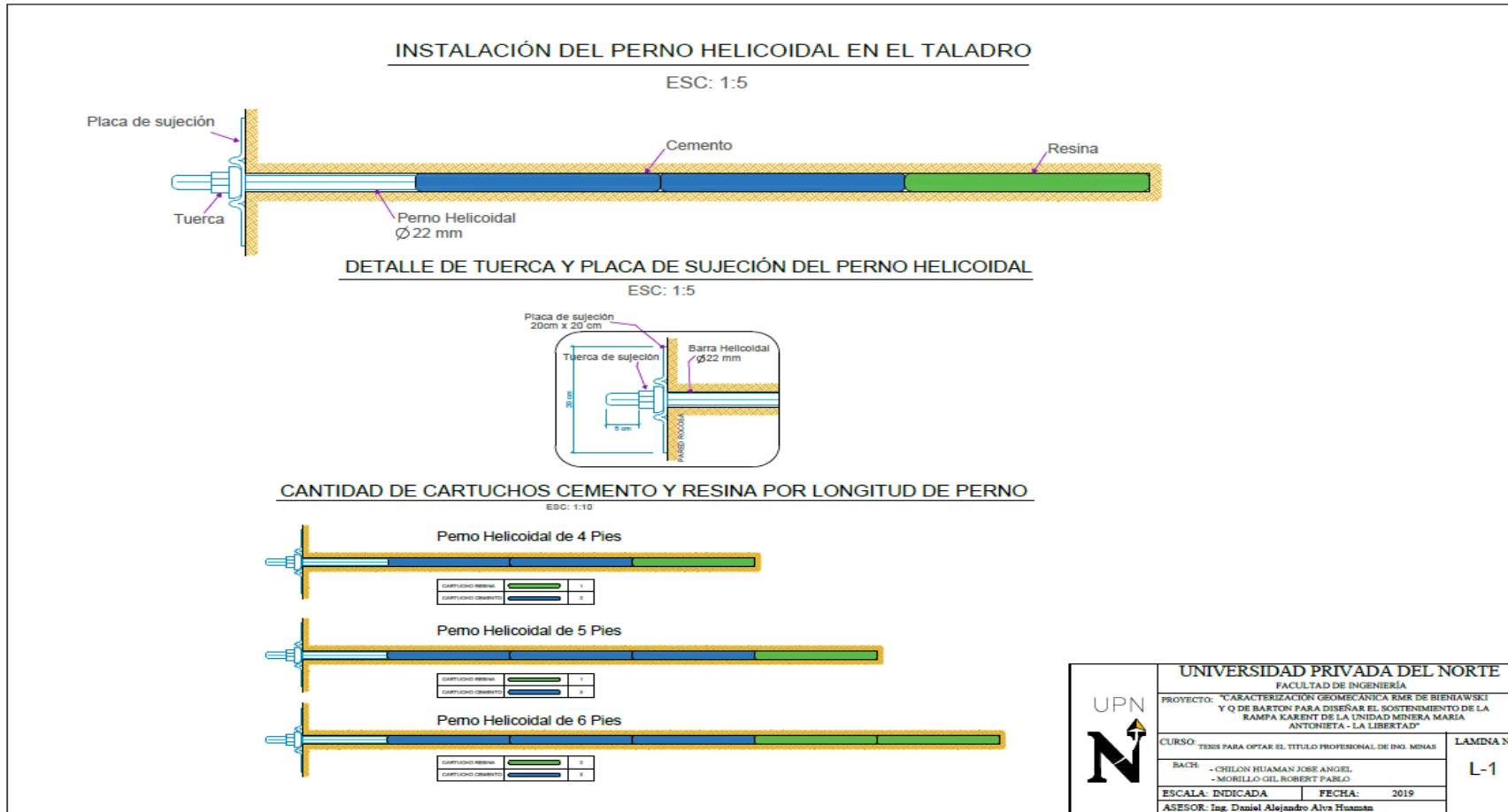
Figuras 69: Logueo rampa Karent Nv. 2160

Fuente: Elaboración propia.

CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA RMR - Q - GSI PROGRESIVA 05																																											
ELABORADO POR:				CONDICIÓN: Fresca () Fracturada (x) Descompuesta () Deseintegrada ()				RMR AJUSTADO CLASE Y CALIDAD		SISTEMA CLASIFICACION Q																																	
MORILLO DEL ROBERT PABLO & CHILÓN HUAMAN ANZEL				CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES				RMR BÁSICO		SISTEMA CLASIFICACION Q																																	
ID	FAMILIA	TIPO	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE (psi)	RQD	ESPACIAMIENTO	PERSISTENCIA	APERTURA	RUGOSIDAD	RELLENO	ALTERACION	AGUA	Tun	Cim	Tal	RQD / Jn	Jr / Ja	Jw / SRF	PROMEDIO Q																									
																			CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES	RMR BÁSICO	CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES	CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES	CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES	CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES	CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES	CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES																	
1	61	179	1	D	+25 Mpa	50-75%	20400 mm	1-3 m	angosta 0.10 mm	lg. Rugoso	valero blanco <5mm	moderado	húmedo	0	4	3	7	47	43	no aplica	no aplica	Combinación con RMR (RMR = 23) Clase = RMR 10	50-75%	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q = 4.64033333	Q = 4.64033333											
2	86	218	3	D	+25 Mpa	50-75%	60-200 mm	1-3 m	angosta 0.74 mm	lg. Rugoso	valero blanco <5mm	moderado	húmedo	0	4	3	7	47	43	no aplica	no aplica	Combinación con RMR (RMR = 23) Clase = RMR 10	50-75%	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q = 4.32	Q = 4.32											
3	76	196	1	D	+25 Mpa	50-75%	60-200 mm	1-3 m	angosta 0.69 mm	rugoso	valero blanco <5mm	lg. moderado	húmedo	0	4	3	7	46	43	no aplica	no aplica	Combinación con RMR (RMR = 23) Clase = RMR 10	50-75%	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q = 3.95	Q = 3.95											
4	68	178	1	D	+25 Mpa	50-75%	20400 mm	1-3 m	abierta 1.3	rugoso	valero blanco <5mm	moderado	húmedo	0	4	3	7	46	43	no aplica	no aplica	Combinación con RMR (RMR = 23) Clase = RMR 10	50-75%	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q = 3.95	Q = 3.95											
5	39	220	4	E	+25 Mpa	50-75%	20400 mm	3-10 m	muy angosta	muy rugoso	valero blanco <5mm	moderado	lg. húmedo	0	4	3	7	47	43	no aplica	no aplica	Combinación con RMR (RMR = 23) Clase = RMR 10	50-75%	una familia de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q = 7.27	Q = 7.27											
6	46	114	2	D	+25 Mpa	50-75%	60-200 mm	3-10 m	angosta 0.41 mm	rugoso	valero blanco <5mm	lg. moderado	lg. húmedo	0	4	3	10	53	43	no aplica	no aplica	Combinación con RMR (RMR = 23) Clase = RMR 10	50-75%	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q = 3.92	Q = 3.92											
7	39	87	2	D	100-250 Mpa	50-75%	20400 mm	1-3 m	angosta 0.48 mm	rugoso	valero blanco <5mm	lg. moderado	lg. húmedo	0	4	3	5	31	43	no aplica	no aplica	Combinación con RMR (RMR = 23) Clase = RMR 10	50-75%	dos familias de diaclasas	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	valor de tabla Q	Q = 0.70	Q = 0.70											
Efecto de la orientación del rumbo y buzamiento de las discontinuidades del túnel				RUMBO PERPENDICULAR AL EJE DEL TUNEL				RUMBO PARALELO AL EJE DEL TUNEL				OBSERVACIÓN IN SITU:																															
EXCAVACION HACIA EL				BUZAMIENTO				BUZAMIENTO				se hace perforación con rumbo hidráulico, al cual se hace con una barra de 30 ft, por ende, se realizó el raspeo por cada 30 ft de avance.																															
BUZAMIENTO 45° - 90°				45° - 90°				20° - 45°				el rumbo de la excavación son contra el buzamiento, haciendo que el roz para tunel sea descontrolado (5)																															
MUY FAVORABLE = 0				MUY DESFAVORABLE = -12				REGULAR = -5				en esta progresiva se está realizando una cámara de extracción de material (rumbo a Dumping) la profundidad es de 200 cm de 10m.																															
EXCAVACION CONTRA EL				BUZAMIENTO DE 0 - 20°								Se observa que el macizo rocoso presenta un nivel de agua de hidroscapía ligeramente																															
BUZAMIENTO 45° - 90°				INDEPENDIENTE DEL RUMBO																																							
REGULAR = -5				REGULAR = -10												<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="2">CLASIFICACIÓN DE BARTON DE LOS MACIZOS ROCOSOS, ÍNDICE DE CALIDAD Q</th> </tr> <tr> <th>TIPO DE ROCA</th> <th>VALOR DE Q</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Excepcionalmente mala</td> <td>0.001-0.01</td> </tr> <tr> <td>Extremadamente mala</td> <td>0.01-0.1</td> </tr> <tr> <td>Muy mala</td> <td>0.1-1</td> </tr> <tr> <td>Mala</td> <td>1-4</td> </tr> <tr> <td>Medio</td> <td>4-10</td> </tr> <tr> <td>Buena</td> <td>10-40</td> </tr> <tr> <td>Muy buena</td> <td>40-100</td> </tr> <tr> <td>Extremadamente buena</td> <td>100-400</td> </tr> <tr> <td>Excepcionalmente buena</td> <td>400-1000</td> </tr> </tbody> </table>						CLASIFICACIÓN DE BARTON DE LOS MACIZOS ROCOSOS, ÍNDICE DE CALIDAD Q		TIPO DE ROCA	VALOR DE Q	Excepcionalmente mala	0.001-0.01	Extremadamente mala	0.01-0.1	Muy mala	0.1-1	Mala	1-4	Medio	4-10	Buena	10-40	Muy buena	40-100	Extremadamente buena	100-400	Excepcionalmente buena	400-1000
CLASIFICACIÓN DE BARTON DE LOS MACIZOS ROCOSOS, ÍNDICE DE CALIDAD Q																																											
TIPO DE ROCA	VALOR DE Q																																										
Excepcionalmente mala	0.001-0.01																																										
Extremadamente mala	0.01-0.1																																										
Muy mala	0.1-1																																										
Mala	1-4																																										
Medio	4-10																																										
Buena	10-40																																										
Muy buena	40-100																																										
Extremadamente buena	100-400																																										
Excepcionalmente buena	400-1000																																										

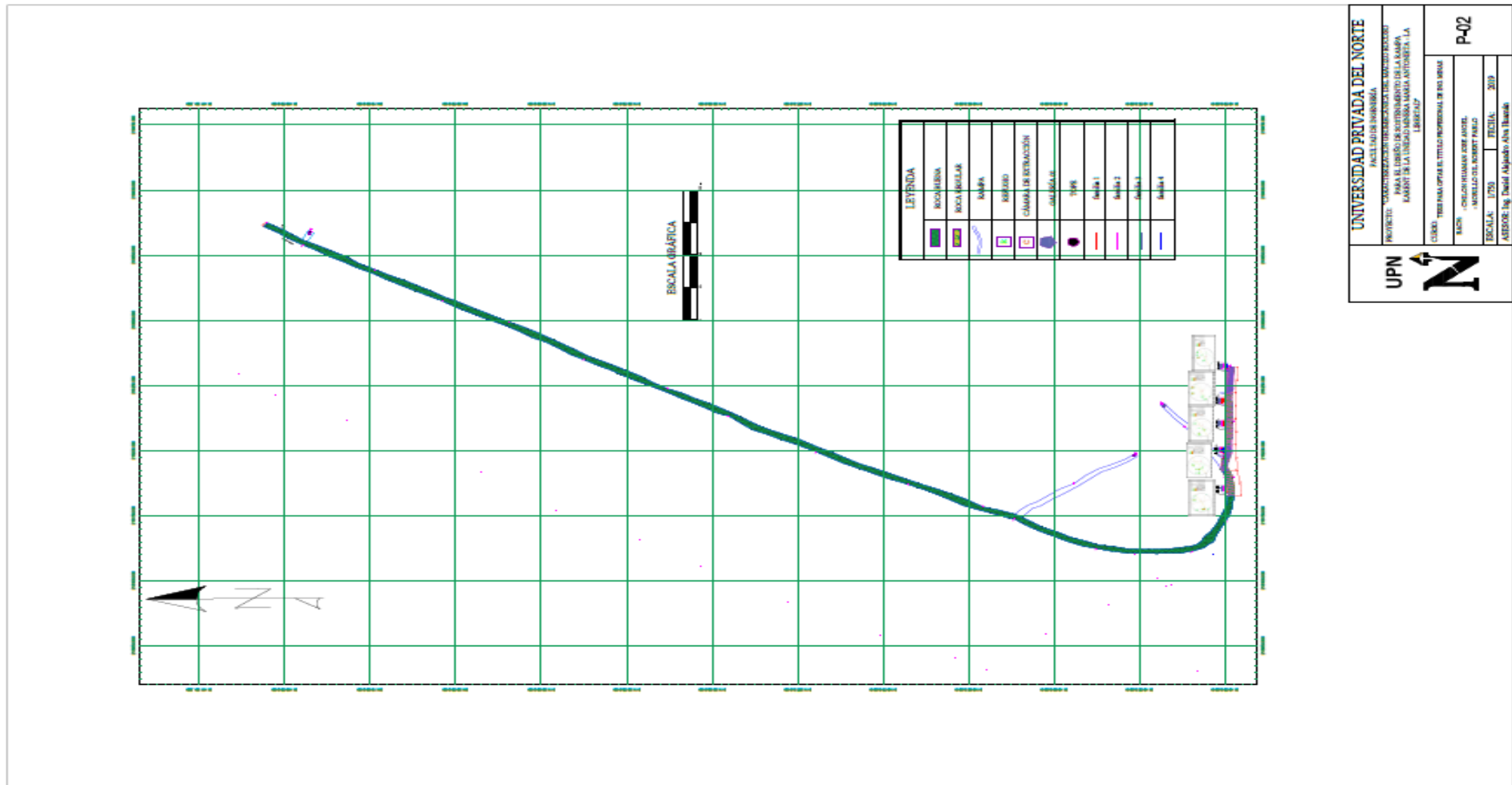
Figuras 70: Logeo rampa Karent Nv. 2160

Fuente: Elaboración propia.



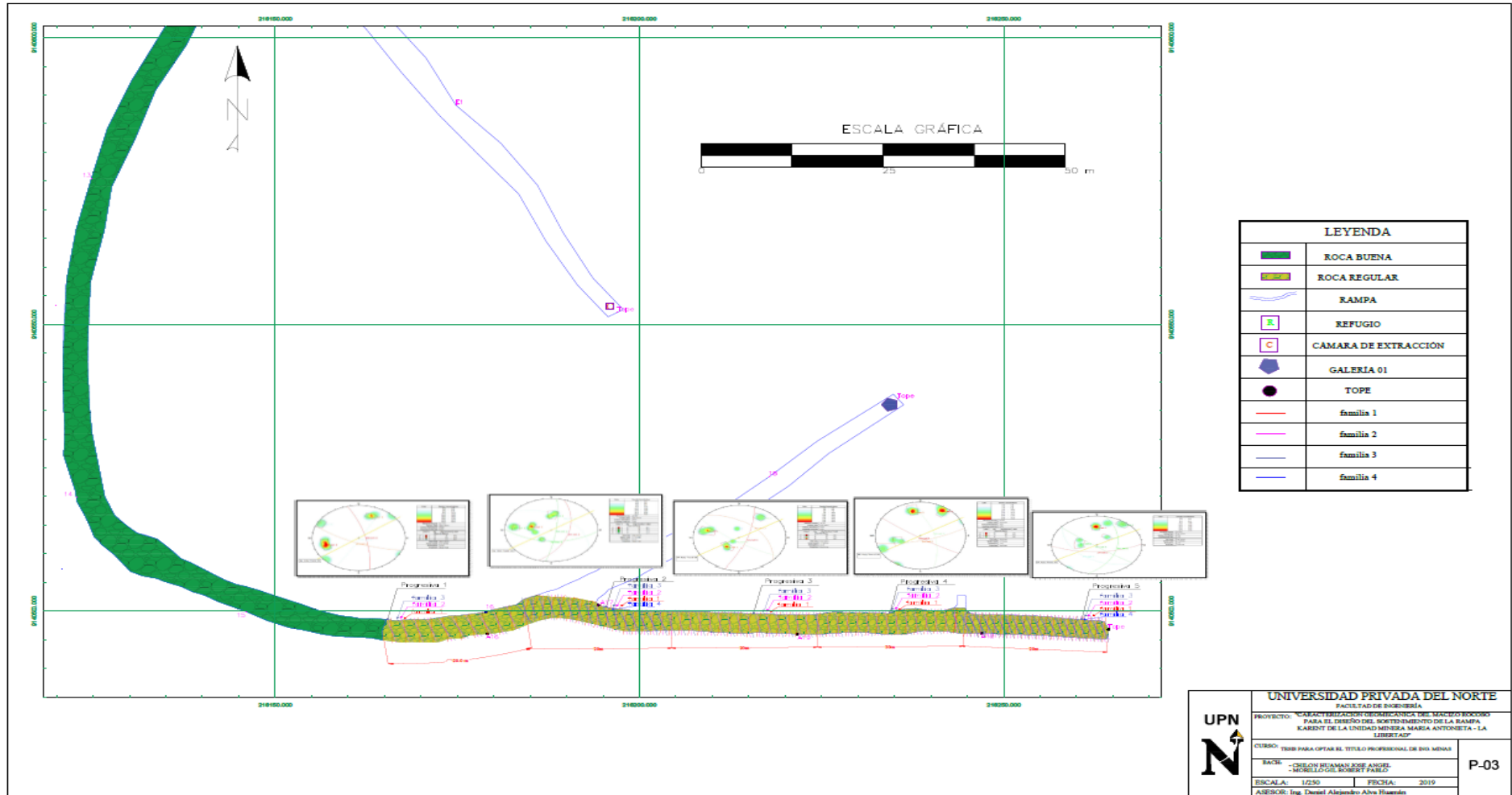
Figuras 71: Instalación del perno Helicoidal

Fuente: Elaboración propia.



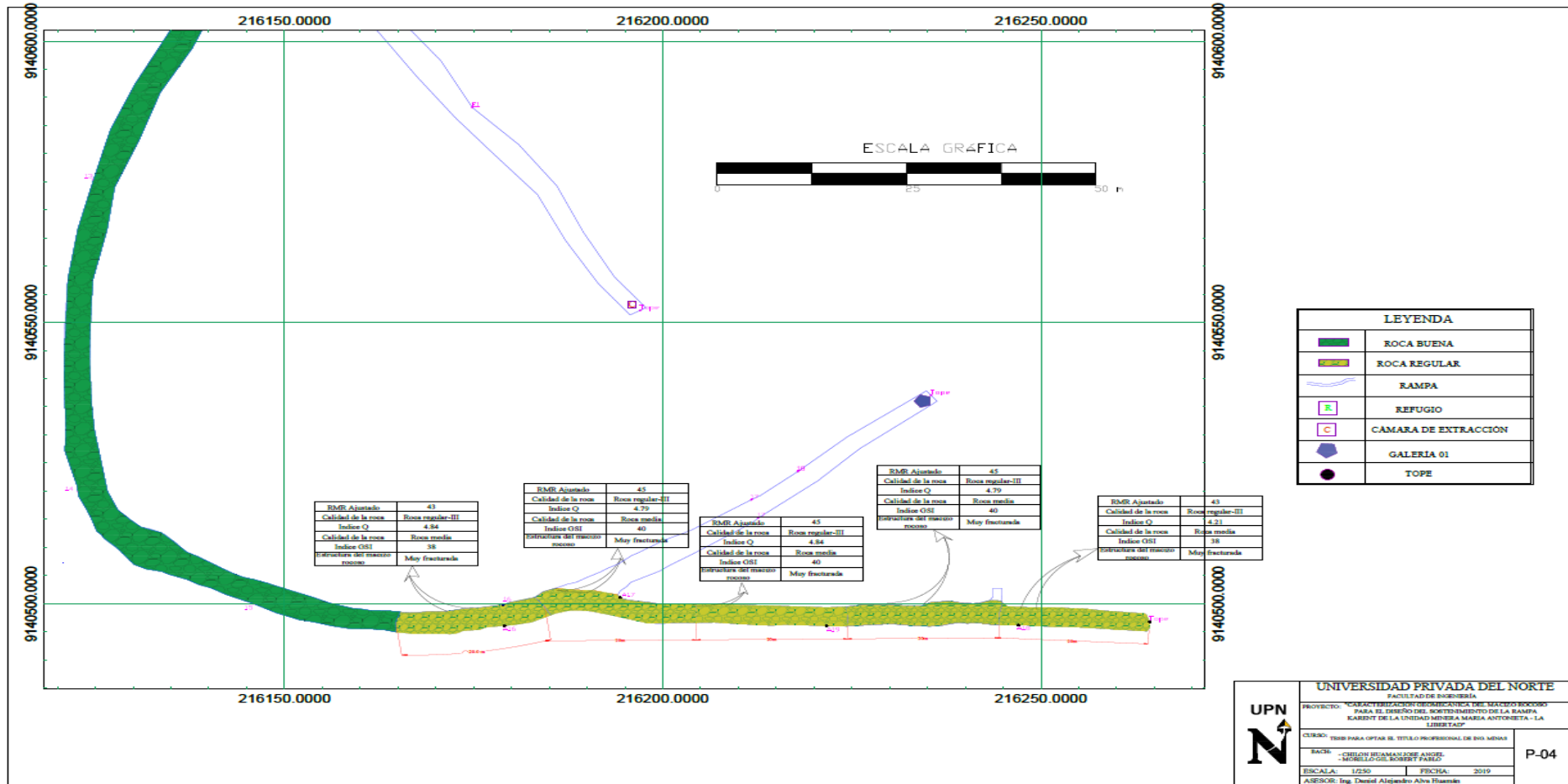
Figuras 72: rampa Karent Nv. 2160

Fuente: Elaboración propia.



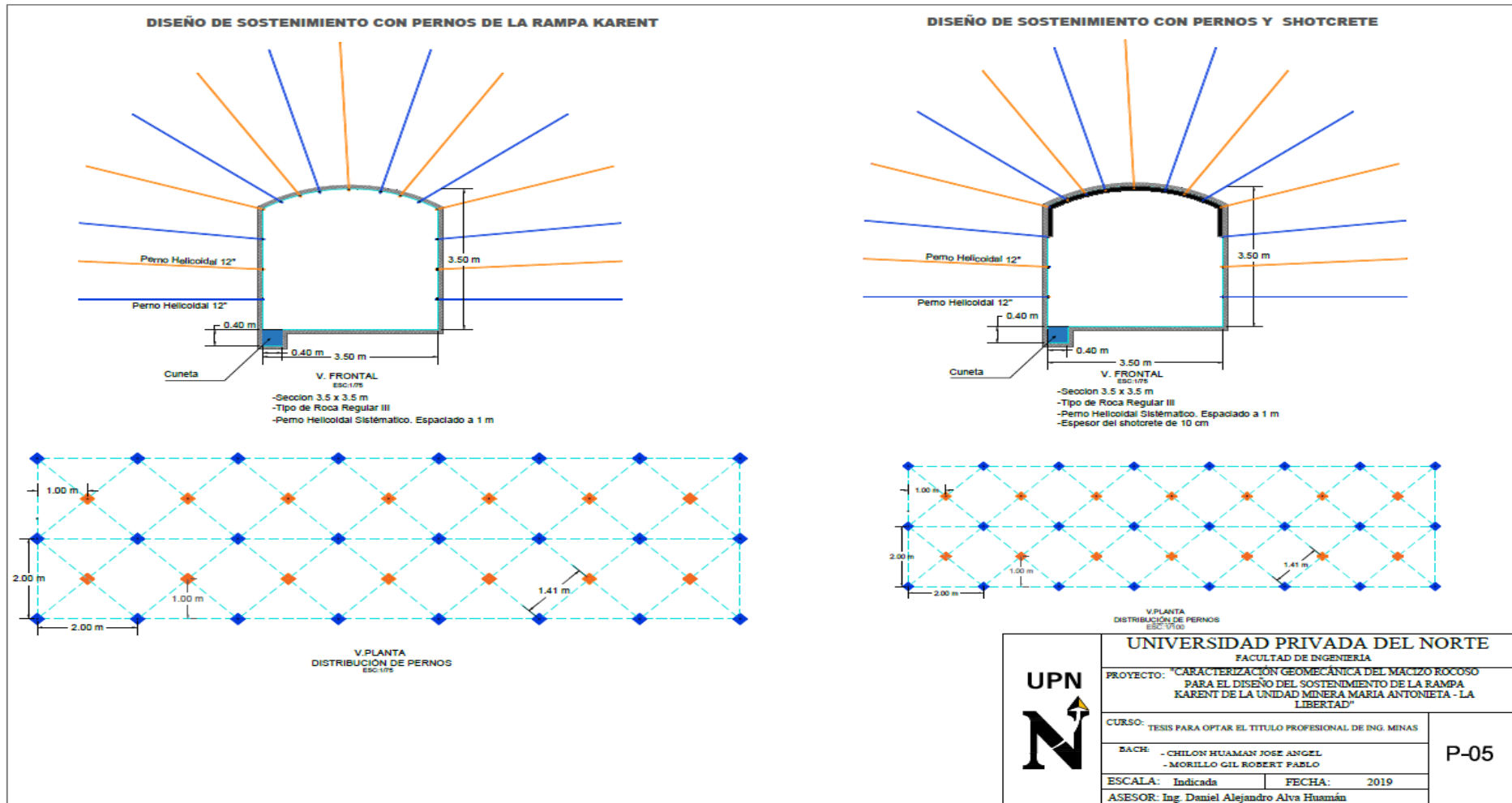
Figuras 73: Análisis geomecánico rampa Karent Nv. 2160

Fuente: Elaboración propia.



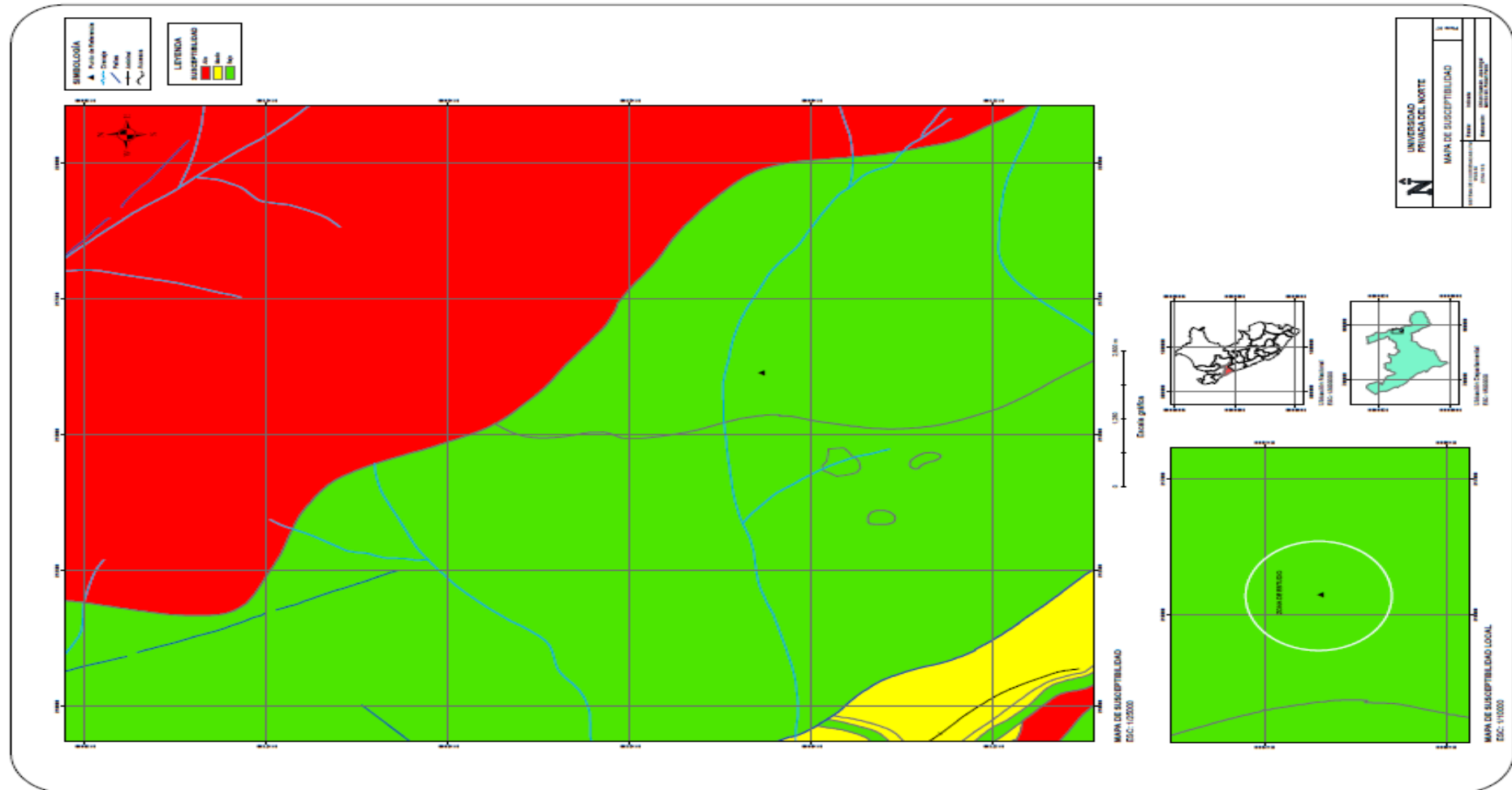
Figuras 74: resultado geomecánico rampa Karent Nv. 2160

Fuente: Elaboración propia.



Figuras 75: diseño de sostenimiento para la rampa Karent Nv. 2160

Fuente: Elaboración propia.



Figuras 76: mapa de susceptibilidad

Fuente: Elaboración propia.

