

FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de **INGENIERÍA GEOLÓGICA**

“Análisis geomecánico para el diseño de sostenimiento de una labor subterránea en Callacpuma – Cajamarca, 2023”

Tesis para optar al título profesional de:

Ingeniero Geólogo

Autores:

Franco Enrique Martinez Pajares
Marco Alejandro Izquierdo Linares

Asesor:

M.Sc. Ing. Ronald Smith Mayta Rodas

<https://orcid.org/0000-0001-8826-8463>

Cajamarca - Perú

2023

JURADO EVALUADOR

Jurado 1 Presidente(a)	Oscar Arturo Vasquez Mendoza	46795074
	Nombre y Apellidos	Nº Colegiatura

Jurado 2	Miguel Ricardo Portilla Castañeda	45209190
	Nombre y Apellidos	Nº Colegiatura

Jurado 3	Ronald Smith Mayta Rodas	42319154
	Nombre y Apellidos	Nº Colegiatura

REPORTE DE SIMILITUD

Análisis geomecánico para el diseño de sostenimiento de una labor subterránea en Callacpuma – Cajamarca, 2023

INFORME DE ORIGINALIDAD

18%

INDICE DE SIMILITUD

18%

FUENTES DE INTERNET

2%

PUBLICACIONES

1%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1

repositorio.upn.edu.pe

Fuente de Internet

17%

2

repositorio.unap.edu.pe

Fuente de Internet

1%

Excluir citas Activo
Excluir bibliografía Activo

Excluir coincidencias < 1%

DEDICATORIA

Quiero dedicar nuestro trabajo de investigación a Dios y a mis padres, que siempre están presentes demostrándome su amor, paciencia, guía y su respaldo incondicional en mi educación y crecimiento profesional.

Franco Martínez

Quiero dedicar nuestro trabajo a mis Padres, Hermanos, mi novia y a mi Tío que físicamente no está aquí, pero sé que desde donde está siempre me guía, gracias por todo su respaldo apoyo y paciencia durante este proceso sin ustedes no hubiese sido posible este trabajo.

Marco Izquierdo

AGRADECIMIENTO

A los docentes que me acompañaron durante mi paso por la carrera de Ingeniería Geológica brindándome sus consejos y conocimientos, ya que sin estos no hubiera sido posible la elaboración del presente trabajo de investigación.

Franco Martínez

A mis docentes que me acompañaron en el proceso durante mi carrera de Ingeniería Geológica, que, gracias a sus conocimientos, consejos, ayuda y paciencia he podido llegar al objetivo en mi crecimiento profesional

Marco Izquierdo

Tabla de contenido

Jurado calificador	2
Informe de Similitud.....	3
AGRADECIMIENTO	5
TABLA DE CONTENIDO	6
ÍNDICE DE TABLAS	7
RESUMEN	10
CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN	11
CAPÍTULO II: METODOLOGÍA	16
CAPÍTULO III: RESULTADOS	38
CAPÍTULO IV: DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES	81
REFERENCIAS	87
ANEXOS	92

Índice de tablas

Tabla 1 Grado de diaclasamiento y su relación con el RQD	20
Tabla 2 Resistencia de la roca	21
Tabla 3 Cálculo del RQD	21
Tabla 4 Separación de las fracturas	22
Tabla 5 Aberturas de las fracturas.....	22
Tabla 6 persistencia de las fracturas	23
Tabla 7 Rugosidad de las diaclasas	23
Tabla 8 Relleno de las fracturas	24
Tabla 9 Alteración de las diaclasas	24
Tabla 10 Puntuación para talud.....	24
Tabla 11 Obtención de RMR.....	25
Tabla 12 Tabla para obtener el parámetro de la presencia del agua.....	25
Tabla 13 Orientación de las fracturas.....	24
Tabla 14 Coordenadas de la zona.....	24
Tabla 15 Ruta al área de estudio.	27
Tabla 16 Mapeo Geomecánico	39
Tabla 17 Clasificación del macizo rocoso	42
Tabla 18 Esfuerzo de corte y esfuerzo normal.....	48
Tabla 19 Mapeo de discontinuidades	49
Tabla 20 Escenarios de fallamiento planar mediante la familia J1 (Pseudo-estático y Estático).....	62
Tabla 21 Valores del índice de Q.	64
Tabla 22 Valores del GSI y tipos de estabilidad.	64
Tabla 23 Combinación de 4 sets para la definición de cuñas.....	64
Tabla 24 Datos generales de la zona de estudio	80

Índice de figuras

Figura 1 . La figura se observa una imagen de Google acerca de como acceder a la labor desde la ciudad de Cajamarca.	28
Figura 2 Clima en Llacanora	29
Figura 3 Temperatura media según los meses	29
Figura 4 Promedio mensual de lluvia en Llacanora	30
Figura 5 Velocidad media del viento en Llacanora.....	31
Figura 6 Vegetación Silvestre.....	31
Figura 7 Vegetación Medicinal.....	32
Figura 8 Planicies y pendientes abruptas presentes en las zonas de estudio.....	33
Figura 9 Laderas al margen derecho de la carretera Cajamarca - Llacanora.	33
Figura 10 Mapa Geológico de Llacanora.....	33
Figura 11 Sección Geológica de A-A’ que pasa por la labor Callacpuma.	33
Figura 12 Puntaje en MPa en función del valor de UCS.....	40
Figura 13 Puntuación en porcentaje del Rock Quality designation.....	40
Figura 14 Puntaje del espaciado.....	41
Figura 15 Clasificación de la estabilidad del macizo rocos en función del SMR	44
Figura 16 Medidas de sostenimiento. En función del tipo de Roca IIB	44
Figura 17 Ploteo del Valor de GSI, en función de las estructuras y condiciones de las discontinuidades; en el cual se aprecia que el valor de GSI es 56.....	45
Figura 18 Valoresde JRC empleando amplitud de la rugosidad.	46
Figura 19 Valores de estimación UCS.	47
Figura 20 Esfuerzo de corte y esfuerzo normal	48
Figura 21 Análisis de diaclasas en la proyección estereográfica.....	52
Figura 22 Análisis cinemático de roturas utilizando como criterio para establecer el área crítica el cono de fricción, la envolvente del talud y límites laterales de +-20. Se aprecia que el sistema de diaclasas J1 reúne las características de orientación y de fricción para producir una rotura planar	53
Figura 23 Datos de dip direction, buzamiento de las diaclasas, dip direction del talud y el ángulo de fricción . Con el 25.00% del total de los polos del set J1 para producir una rotura planar.	53

Figura 24 Análisis cinemático de fallamiento en la cual se definió como condición para definir la zona crítica, la envolvente del talud, el cono de fricción, y límites de $\pm 20^\circ$. Se puede observar que ninguno de las familias de diaclasas cumple con las características de orientación y de fricción para fallar de forma planar	54
Figura 25 Datos de dip direction, buzamiento de las diaclasas, dip direction del talud y el ángulo de fricción. Con el 0.00% de los datos de todas las familias para fallar de forma planar.	54
Figura 26 Análisis cinemático de fallamiento en la cual se definió como condición para definir la zona crítica un plano auxiliar en función de la inclinación del talud y límites de $\pm 20^\circ$, y del. Se observa en la figura que ninguna de las diaclasas tiene las características de orientación y de fricción para fallar en la modalidad vuelco.	55
Figura 27 Datos de dip direction, buzamiento de las diaclasas, dip direction del talud y el ángulo de fricción. Con el 0.00% del total de los polos para fallar en la modalidad vuelco.	55
Figura 28 Análisis cinemático de fallamiento en la cual se definió como condición para definir la zona crítica un plano auxiliar en función de la inclinación del talud y límites de $\pm 20^\circ$, y del. Se observa en la figura que ninguna de las diaclasas tiene las características de orientación y de fricción para fallar.	56
Figura 29 Datos de dip direction, buzamiento de las diaclasas, dip direction del talud y el ángulo de fricción. Con el 0.00% del total de los polos para fallar en la modalidad vuelco.	56
Figura 30 Ubicación de las coordenadas para la obtención del coeficiente de sismicidad	58
Figura 31 Imagen del espectro de peligro uniforme	59
Figura 32 Visualización en Perspectiva del fallamiento planar de la masa deslizante mediante el sistema de diaclasas J1.	60
Figura 33 Cálculo del cociente de seguridad por em método de Barton Bandis, en la imagen se muestra que la pendiente de la pared del hastial es estable considerando la norma en un escenario estático y seco, con un valor de 2.37 lo que significa que el hastial es estable frente al fallamiento planar.	60
Figura 34 Cálculo del cociente de seguridad por em método de Barton Bandis, en la imagen se muestra que la pendiente de la pared del hastial es estable considerando la norma en un escenario estático y saturado, con un valor de 1.89 lo que significa que el hastial es estable frente al fallamiento planar.	61
Figura 35 Análisis Cálculo del cociente de seguridad por em método de Barton Bandis, en la imagen se muestra que la pendiente de la pared del hastial es estable considerando la norma en un escenario pseudo estático y seco, con un valor de 1.57 lo que significa que el hastial es estable frente al fallamiento planar	61
Figura 36 Análisis Cálculo del cociente de seguridad por em método de Barton Bandis, en la imagen se muestra que la pendiente de la pared del hastial es estable considerando la norma en un escenario pseudo estático y seco, con un valor de 1.23.	62
Figura 37 En la imagen se muestra la propuesta de estabilización con la utilización de pernos en los hastiales, en la que se evidencia de que las paredes de los hastiales son estables en los escenarios Pseudo estáticos saturados, se calculó un cociente de seguridad de 1.50.	63

RESUMEN

La presente investigación tiene como objetivo Realizar el Análisis geomecánico para el diseño de estabilidad de una minasubterránea en Callacpuma – Cajamarca, 2023. Para cumplir con el objetivo se aplicó la siguiente metodología; emplear los sistemas de clasificación geomecánica RMR y Q de Barton, realizar el mapeo geo mecánico de campo para evaluar los tipos de rotura, así mismo se emplear el peine de Barton, martillo de schmid y ensayo de corte directo. El enfoque de la investigación fue cuantitativo con un diseño no experimental y de corte transversal, empleando como instrumentos de recolección de datos a la ficha de observación y al análisis documental. Los resultados obtenidos fueron un valor de RQD de 62, un RMR de 47.5 por lo que posee una calidad regular "B" y un factor de ajuste de -2.5; en tanto el valor de índice de "Q" fue de 7.6 lo que indica también una calidad regular. Se concluye que el cociente de seguridad para rotura planar en el hastial izquierdo, teniendo un valor de 1.23 en las formas pseudoestáticas y con agua; además se calculó el cociente de seguridad para las cuñas de las 04 combinaciones en condiciones pseudoestáticas, obteniendo un factor de 0.382 en la cuña más crítica para la combinación 1 y un factor de 1.203. Así mismo se propuso el diseño de sostenimiento mediante la instalación de una malla y pernos espaciados cada 1.5 metros.

PALABRAS CLAVES: Diseño de estabilidad, geomecánica, túneles

CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

La actividad minera conlleva grandes riesgos y uno de los mayores causantes de accidentes son los derrumbes, los cuales son más frecuentes en la minería subterránea. Pancca (2019) nos menciona acerca de 160 peligros asociados a la actividad minera subterránea. En el ámbito internacional, en España uno de los tipos más recurrentes de accidentes en el año 2020 en el sector de la minería se debió por caída o derrumbamiento de bloques de piedra. Asimismo, se realizó una comparación entre la minería subterránea y cielo abierto, observándose un índice de incidencia de accidentes mortales de 65 y 8, respectivamente (Ministerio para la transición ecológica y el reto demográfico, 2022). Por otro lado, Chile reportó mediante el Departamento de Investigación de Accidentes y Sanciones (2020) que, de las 13 muertes por actividad minera, la mayor cantidad (9) fueron en labores subterráneas y asimismo la mayor cantidad de estas (4) fue por caída de rocas.

En el ámbito nacional, el Ministerio de Energía y Minas (s.f) nos informa que el 29% de víctimas mortales en el ámbito minero del año 2022 se debió a causas de derrumbe. Esto refleja la naturaleza riesgosa de este tipo de actividades. Además, nuestro país tiene al menos 8 minas que cuentan con problemas de altos esfuerzos (Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, 2019), por lo tanto, el enfoque en la aplicación de una geomecánica cada vez más avanzada debe ser un eje primordial para afrontar los desafíos que conlleva la actividad minera.

Hay una extensa bibliografía la cual trata sobre estudios geomecánicos y de sostenimiento en labores subterráneas. Así, se encuentran diversas tesis que abordan el tema como las siguientes:

Villota (2022), en la mina El Roble, encuentra 4 macizos rocosos con calidades regulares a moderadas, malas y moderadas con un RMR respectivo de entre 31-50, 24-31 y de 51. El índice GSI indica un macizo intenso a moderadamente fracturado que presenta condiciones regulares a pobres, pobres a muy pobres y regulares a buenas. (Castillo, 2022) para el sostenimiento de una rampa, encontraron valores para las clasificaciones RMR promedio de 60, Q de Barton de 6 y GSI de 52, en las 5 estaciones analizadas. Con estos resultados, se clasificó la roca con una calidad regular tipo III-A.

Lazo (2020), en una mina con dificultades por altos esfuerzos, encontró los valores promedios de RQD, RMR y Q. Respecto a la clasificación RMR, se determinó valores de entre 60-80 para rocas encajonantes, siendo estas clasificados como buenas; y de 53-58 en sectores mineralizados, clasificando a estas como regulares. (Quispe y Rosales 2019), evaluaron 3 estaciones en una veta. Estos obtuvieron valores RMR y GSI clasificando según ellos la calidad de roca como buena B y buena. Los valores RMR y GSI obtenidos fueron de 66,68; 68,69 y 69,72 para cada una de las estaciones.

Cortez y Cotrina (2022), en una galería, analizaron 11 estaciones de las cuales el índice Q promedio fue de 0.1, con una clasificación de tipo muy malo. Por otro lado, los valores RMR fueron de 34 a 48 en las primeras 6 estaciones y de 41 a 49 en las restantes, clasificándose como un tipo de roca mala y regular respectivamente. (Cabrera y Sotomayor, 2022) encontraron valores RQD, RMR, GSI y Q de Barton de 3 estaciones siendo estos respectivamente de 71.73, 54, 49 y 5.98 para la primera estación; 62.68, 51, 46 y 5.22 para la segunda estación; 58.22, 52,47 y 4.85 para la tercera estación. Por tanto, clasifican a la roca con una calidad de buena a media.

Guerra, Navarro y Polo (2021), en una galería, clasificaron al macizo rocoso con RMR promedio de 48.67 como una roca de clase III y de calidad media. Usando el índice Q de Barton, el cual tuvo un valor promedio de 7 se clasifica como roca de tipo regular. Por último, con un RQD de 53.55% se clasificó como una roca de calidad regular. (Quispe y Portal, 2021) determinaron mediante valores RMR de <40, >40, >41 y 50 – 60 calidades malas, regulares, buenas y muy buenas para labores de carácter temporal. Por otro lado, para las de carácter permanentes se encontraron calidades muy malas, mala y regular con valores de 21 – 40, <40 y 30 – 50.

Lucanas y Saavedra (2022), encontraron los valores RMR, Q y GSI de 4 tramos de una cortada de mina, siendo estos respectivamente 81-100, 400-1000 y 77; 41-60, 10-40 y 46; 21-40, 4-10 y 33; 61-80, 100-400 y 70. (Carlos y Marrufo, 2020 para el túnel Sulluscocha, analizaron 4 estaciones mediante los parámetros RMR y Q de Barton encontrando una calidad de roca buena. Según el índice Q, se clasifican las estaciones 1 y 2 como una roca buena, la estación 3 como una roca muy buena y la estación 4 como una roca media. Los valores RMR fueron de 68, 66, 61 y 62 y los valores del índice Q de Barton 20, 19.67, 83.4 y 8.3

Herrera y Silva (2022) encontraron el valor RQD de entre 65% y 75%, clasificando al macizo como roca de calidad regular. Un índice Q con valores de 5 a 7.5, clasificándose como de tipo regular. Un valor de RMR que lo clasifica como regular tipo III. Y un índice GSI entre 50 y 60. (Cotrado y Amado, 2022) encontraron un 50% de roca con calidad buena, un 20% con calidad muy buena, un 20% con calidad muy baja y un 10% con calidad regular. Esto, con índices de Q entre ($10 < Q < 40$), ($40 < Q < 100$) ($0.1 < Q < 1$); ($4 < Q < 10$), respectivamente. Se obtuvo un índice Q promedio de 29 con una calidad buena.

Orellana (2020), en su análisis de una rampa, encontró un RQD de 883,3% y un RMR de 71, clasificando al macizo como clase II- bueno, es decir, no presenta inestabilidad. (Roncal, 2020), en el diseño de una desmontera, encuentra los valores RMR ajustado y GSI para 4 estaciones siendo estos respectivamente 51 y 44; 48 y 48; 49 y 49; 50 y 54. (Arana, 2019) determina la calidad de la roca en la zona mineralizada con un RMR de 23, siendo clasificada como roca mala. En la zona no mineralizada, se determina un RMR de 38 en el nivel 20 y de 63 en el nivel 40, siendo clasificada como roca regular y buena respectivamente.

La zona a estudiar se ubica cerca de la ciudad. en las laderas del cerro Callacpuma, carretera Cajamarca – Llacanora. En la evaluación se pudo identificar un macizo rocoso inestables con caídas de roca en la labor subterránea, además se pudo observar que existe alteración de la roca, la cual reduce su resistencia al corte produciendo cuñas deslizantes en los hastiales o techo de la labor subterránea. Además, en tiempos de esporádicas lluvias se presentan pequeños flujos de agua, los cuales evidencian y/o justifican la realización del presente estudio. La investigación se realiza ya que en la labor algunos sectores se evidencia la caída eventual de algunos bloques de roca. Por otro lado, el interés del propietario para poder iniciar con sus actividades con fines de explotación de Oro en óxidos y ejecución de excavación, hace imprescindible la evaluación geomecánica de la labor subterránea Callacpuma,

1.2. Formulación del problema

¿Cuál es el diseño de sostenimiento según el análisis geomecánico en la labor subterránea en Callacpuma – Cajamarca, 2023?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo General

Realizar el Análisis geomecánico para el diseño de sostenimiento de una labor subterránea en Callacpuma – Cajamarca, 2023"

1.3.2. Objetivos Específicos

Describir el macizo rocoso y calcular el Rock mass Rating y índice de Q, para conocer la calidad de la labor subterránea en Callacpuma – Cajamarca, 2023.

En la labor subterránea de Callacpuma – Cajamarca 2023, se determinarán las características físicas y mecánicas de la roca no dañada utilizando un martillo de Schmid, un peine de Barton y un análisis de compresión uniaxial.

Realizar un análisis de diaclasas a fin de conocer las clases de rupturas y posibles cuñas en la mina subterránea en Callacpuma -Cajamarca en 2023.

Determinar el cociente de seguridad y plantear el diseño de sostenimiento que se empleara en la mina subterránea en Callacpuma – Cajamarca, 2023.

1.3.3. Hipótesis General

Para lograr la estabilidad y el diseño de sostenimiento será necesario instalar pernos de anclaje en los hastiales (caras laterales) y en el techo de la labor subterránea en Callacpuma – Cajamarca, 2023.

CAPÍTULO II: METODOLOGÍA

2.1. Tipo de investigación

El tipo de estudio es aplicado dado que se emplearon los conocimientos de geotécnicos para el cometido; con un enfoque cuantitativo dado que el estudio se emplearán modelos matemáticos que permitirán obtener los resultados de la investigación; es con un diseño no experimental puesto que no se manipularán ninguno de los constructos y de corte transversal puesto que el estudio se realizará en un tiempo establecido. según su alcance es de tipo descriptivo ya que se desean describir las características del macizo rocoso (Oblitas, 2018)

Población y muestra

2.1.1. Población

Todo el macizo rocoso de la labor subterránea en Callacpuma – Cajamarca, 2023”.

2.1.2. Muestra

En el estudio la muestra estaba dada por cuatro estaciones geomecánicas de la labor subterránea en Callacpuma – Cajamarca, 2023”

2.2. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos

Observación directa

Los instrumentos empleados en este trabajo son las fichas de observación y el cuaderno de campo, para recopilar todos los datos a partir de las estaciones geomecánicas en el terreno el mismo que permitirá obtener la probable propuesta y modelo para estabilizar los taludes en la progresiva 95+000 al 97+000 de la carretera Tembladera - Cajamarca, 2023.

Análisis documental

Es un instrumento muy relevante para conseguir información existente, revisando en distintas fuentes que será utilizado en este estudio, el análisis documental, nos permitirá indagar datos que aportarán sustancialmente al estudio.

Instrumentos de recolección de datos.

Ficha de observación geomecánica, cuaderno de campo, Peine de Barton, Martillo de schmid y brújula

2.3. Procedimiento

Etapa de Gabinete I

En esta etapa se revisó los boletines del Ingemmet y de los mapas del geocatmin además se consulta diferentes bases de datos tales como scopus, Ebsco, Redalyc y Scielo, para el caso de artículos científicos, además de Alicia y Renati para la búsqueda de Tesis o trabajos de investigación.

Etapa de Campo

Se visito el área de estudio, realizando una identificación de las zonas inestables en cada tramo de la labor subterránea, Se realizó el reconocimiento de las unidades geológicas y el mapeo geomecánico, de las discontinuidades además de la descripción de los parámetros de clasificación geomecánica. También se realizó un levantamiento topográfico para obtener las dimensiones de las secciones de la labor en los tramos inestables, además se tomó muestras de campo de roca para analizar en laboratorio mediante un ensayo de corte directo. La obtención de datos con el martillo y el registro de amplitud con el peine de Barton a fin de obtener los parámetros de rotura

Etapa de Post Campo

Para el procesamiento de datos y análisis se empleó lo siguientes software del paquete rocsince:

- ROCPLANE: Se empleo para obtener el cociente de seguridad de las roturas planares, que fueron analizadas en el software dips.
- UNWEDGE: Para obtener el cociente de seguridad de las roturas en cuña que también fueron analizadas en el software dips. Además de correr la propuesta de estabilidad y establecer el cociente de seguridad
- ROCTOPPLE: Para el análisis del cociente de seguridad para deslizamientos por vuelco en los hastiales de la labor subterránea
- ROCADATA: Se utilizó para obtener algunos parámetros necesarios que son ingresados a los softwares en el que se calculará el factor de seguridad
- DIPS: Se empleó para evaluar las roturas y el número de cuñas deslizantes que están definidas por las discontinuidades, además de roturas planares en los hastiales del talud

Resistencia a la compresión

La RCS es una medida de resistencia de la matriz rocosa, la cual representa el esfuerzo de compresión axial máximo que puede soportar una muestra de material antes de fracturarse. En el caso del estudio ser realizará mediante el martillo de schmid, midiendo el número de rebote y empleando un ábaco para su determinación (Feijoo y colab., 2019).

RQD

El RQD (Rock Quality Design) es uno de los parámetros geotécnicos para poder clasificar un macizo rocoso. El índice de calidad de la roca o RQD, nos permite identificar el grado de unión de la masa rocosa (Feijoo y colab., 2019). Para el estudio se empleará la fórmula para afloramientos en un metro lineal:

$RQD = 100 e^{-0.1 A} (0.1A + 1)$; donde A: es el número de discontinuidades por metro, y e: es el número de euler

Espaciado de las discontinuidades

El espaciamiento es la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes, éste determina el tamaño de los bloques de roca intacta y se mide por cada familia (Feijoo y colab., 2019).

Persistencia

Es la longitud de la traza de la junta sobre un afloramiento. Dicha extensión o longitud se mide empleando cinta métrica, que se apoya sobre la misma junta. La intersección de la junta con el afloramiento de roca (Feijoo y colab., 2019).

Apertura

Es la longitud medida a 90° de la superficie de diaclasamiento, donde no se evidencia la presencia de algún material. Este parámetro cambia de un punto a otro en la pared del macizo rocoso, disminuyendo a lo largo de su extensión (Feijoo y colab., 2019).

Rugosidad

La rugosidad hace referencia tanto a la ondulación de las superficies de discontinuidad como a las irregularidades o rugosidades a pequeña escala de los planos. Estas irregularidades se definen como de 1° y 2° orden (Feijoo y colab., 2019).

Se observa a dos escalas, y según estas se clasifican en:

- ✓ Las ondulaciones de superficies, a escala decimétrica y métrica, generan superficies planas, onduladas o escalonadas
- ✓ Las irregularidades, a escala milimétrica y centimétrica, generan superficies pulidas, lisas o rugosas

Relleno

Las fracturas pueden contener un material geológico que resulta de la meteorización de las distintas litologías en el plano de diaclasa además dicho material puede ser variante a lo largo de su extensión. Por lo que deben ser descritos todos los aspectos de propiedades y estados (materiales blandos o alterados, contenido en humedad, movimientos entre juntas (Feijoo y colab., 2019).

Alteración

Estimar el grado de meteorización del macizo rocoso en conjunto, además de él de la matriz rocosa (Feijoo y colab., 2019).

Agua Subterránea

La caracterización del agua que recorre las fracturas, debe ser medida o descrita de forma diferente, si la diaclasa presenta o no material de relleno. En las mismas se debe cuantificar el caudal o describir la condición de la humedad que muestra la fractura: seco, húmedo, o con importantes filtraciones (Feijoo y colab., 2019).

Orientación discontinuidades

Las discontinuidades sistemáticas se presentan en familias con orientación y características más o menos homogéneas. La medida de orientación de un plano su dirección y buzamiento. La dirección final es una medida estadística (Feijoo y colab., 2019).

Tabla 1

Grado de diaclasamiento y su relación con el RQD

Categoría	Calificación	Separación	Numero de fracturas	RQD (%)
F1	Roca levemente fracturada	>200 cm	menos de 2	> 90
F2	Roca fracturada	60 - 200 cm	2 a 6	75 - 90
F3	Roca muy fracturada	20 - 60 cm	6 a 12	50 - 75
F4	Roca Intensamente fracturada	6 - 20 cm	12 a 20	25 - 50
F5	Roca triturada	< 6cm	más de 20	< 25

Fuente: (Gavilanes, 2010)

Tabla 2
Resistencia de la roca

Descripción	Resistencia a la	Ensayo de	Valoración
	compresión Simple	carga puntual (Mpa)	
Extremadamente dura	> 250	> 10	15
Muy Dura	100 – 250	4-10	12
Dura	50 – 100	2-4	7
Moderadamente Dura	25 – 50	1-2	4
Blanda	5-25	< 1	2
MuyBlanda	1-5	< 1	1
Extremadamente blanda	<1	< 1	0

Fuente: (Gavilanes, 2010)

Tabla 3
Cálculo del RQD

Descripción del índice de calidad de roca	Valor del RQD (%)	Valoración
Muy pobre	0-25	3
pobre	25-50	8
Regular	50-75	13
Buena	75-90	17
Excelente	90-100	20

Fuente: (Gavilanes, 2010)

Tabla 4
Separación de las fracturas

Descripción	Espaciado de las juntas	Tipo de macizo rocoso	Valoración
Muy separadas	> 2 m	Solido	20
Separadas	0.6 - 2 m	Masivo	15
Moderadamente juntas	200 - 600 mm	En bloques	10
Juntas	60 - 200 mm	Fracturado	8
Muy juntas	< 60 mm	Machado	5

Fuente: (Gavilanes, 2010)

Tabla 5
Aberturas de las fracturas

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: (Gavilanes, 2010)

Tabla 6
persistencia de las fracturas

Grado	Descripción	Continuidad	Valoración
1	Muy baja	< 1 m	6
2	Baja	1-5 m	4
3	Media	5 - 10 m	2
4	Alta	10 - 20 m	1
5	Muy Alta	> 20 m	0

Fuente: (Gavilanes, 2010)

Tabla 7
Rugosidad de las diaclasas

Grado	Descripción	Valoración
1	Muy rugosa	6
2	Rugosa	5
3	Ligeramente rugosa	3
4	Lisa	1
5	Plana	0

Fuente: (Gavilanes, 2010)

Tabla 8

Relleno de las fracturas

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: (Gavilanes, 2010)

Tabla 9
Alteración de las fracturas

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

Fuente: (Gavilanes, 2010)

Tabla 10
Puntuación para Talud

Calificativo	Valoración
Muy favorable	0
Favorable	-5
Medio	-25
Desfavorable	-50

 Muy desfavorable

 -60

Fuente: (Gavilanes, 2010)

Tabla 11

Obtención del RMR

CLASE	CALIDAD	VALORACION RMR
I	Muy Buena	100-81
II	Buena	80-61
III	Media	60-41
IV	Mala	40-21
V	Muy mala	<20

Fuente: (Gavilanes, 2010)

Para calcular la valoración según la presencia del agua se toma como referencia la tabla que a continuación se especifica.

Tabla 2

Tabla para obtener el parámetro de la presencia del agua.

DESCRIPCIÓN	VALORACIÓN
Completamente Seco	15
Húmedo	10
Mojado	7
Goteo	4
Flujo	0

Nota. Se debe observar las características del agua en la fractura.

Fuente: Propia.

Tabla 3
Orientación de las discontinuidades.

Rumbo perpendicular al eje de la excavación				Rumbo Paralelo al		Buzamiento
Excav. Con buzamiento.		Excav. Contra buzamiento		eje de la excavación		0 -20°
Buz	Buz	Buz	Buz	Buz	Buz	independiente del rumbo
Muy favorable	Favorable	Medio	Desfavorable	Muy desfavorable	Medio	Desfavorable
0	-2	-5	-10	-12	-5	-10

Nota. Considerando la dirección de la fractura se tendrá un número que se debe disminuir para calcular el RMR corregido. Fuente: Propia.

2.5 Generalidades

Ubicación Geográfica

Espacialmente, la zona de investigación está situada en los andes peruanos justo al este del valle de Cajamarca. Labor subterránea en Callacpuma -Cajamarca.

Junto con las coordenadas: WGS84, ZONA 17S, UTM.

Ubicación Política

La ubicación Política de la zona es:

- ❖ Departamento: Cajamarca.
- ❖ Provincia: Cajamarca
- ❖ Distrito: Llacanora

La zona estudiada tiene las coordenadas que se indican a continuación.

Tabla 14
PUNTOS UTM-DEL POLÍGONO.

PUNTO	ESTE	NORTE
P1	741400	9201800
P2	743800	9201800
P3	743800	9199700
P4	741400	9199700

Nota. Se observa los 04 vértices del área de estudio con sus coordenadas cardinales

ACCESIBILIDAD

Al área de investigación se puede acceder en automóvil desde la ciudad de Cajamarca, que se encuentra a unos 20 minutos, tomando como punto de partida la plazuela Bolognesi.

Tabla 15
Ruta al área de estudio.

RUTA TERRESTRE	DISTANCIA (Km)	TIEMPO (MIN)	VÍA
Lima-Cajamarca	890	910	Asfaltada
Cajamarca-Llcanora”	15	20	Asfaltada

Nota. En la tabla se observa el tiempo estimado y el tipo de vía para los tramos mencionados.

MAPA DE UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

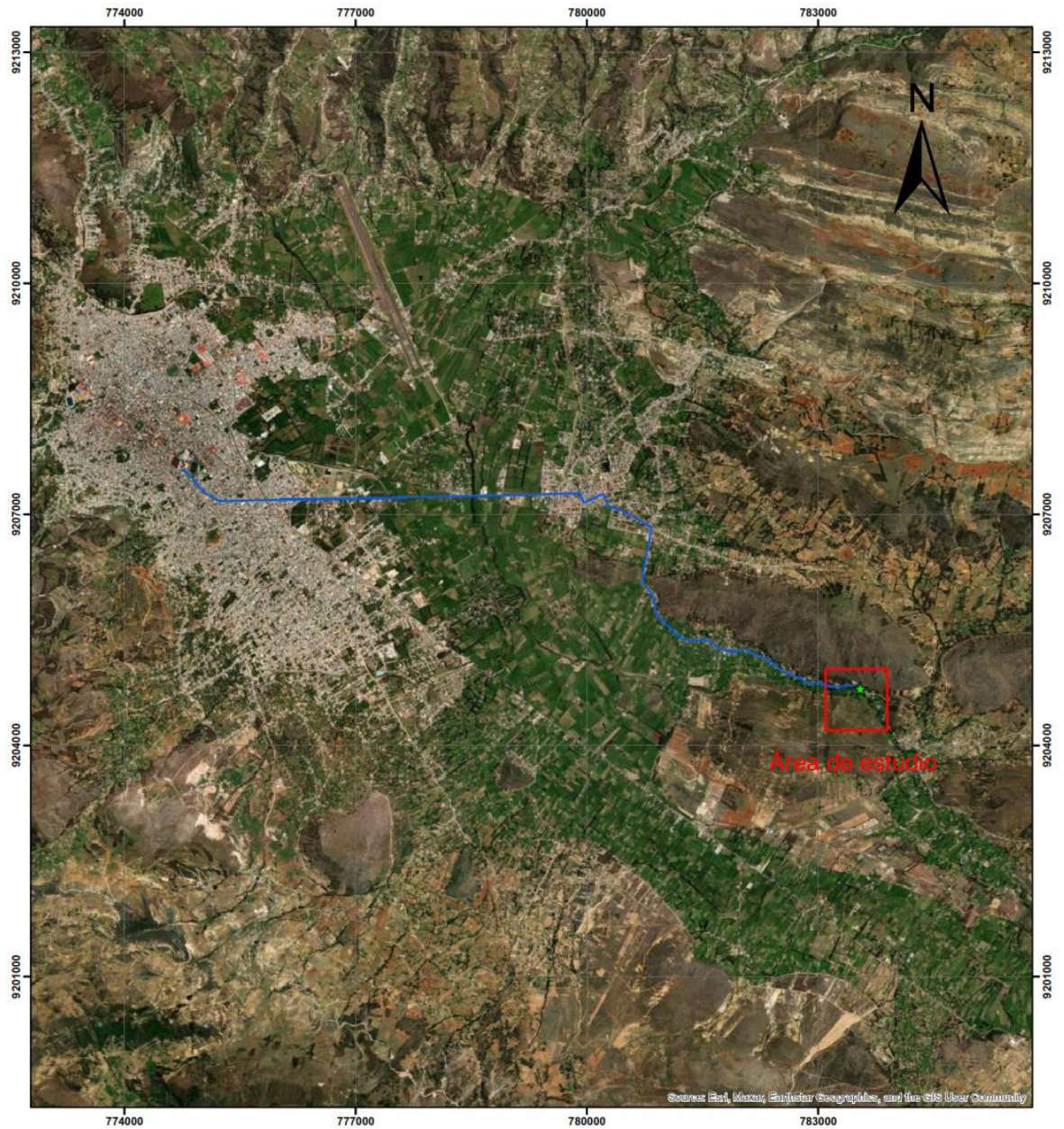


Figura 1. La figura se observa una imagen de Google acerca de cómo acceder a la labor desde la ciudad de Cajamarca. Fuente: Google Earth

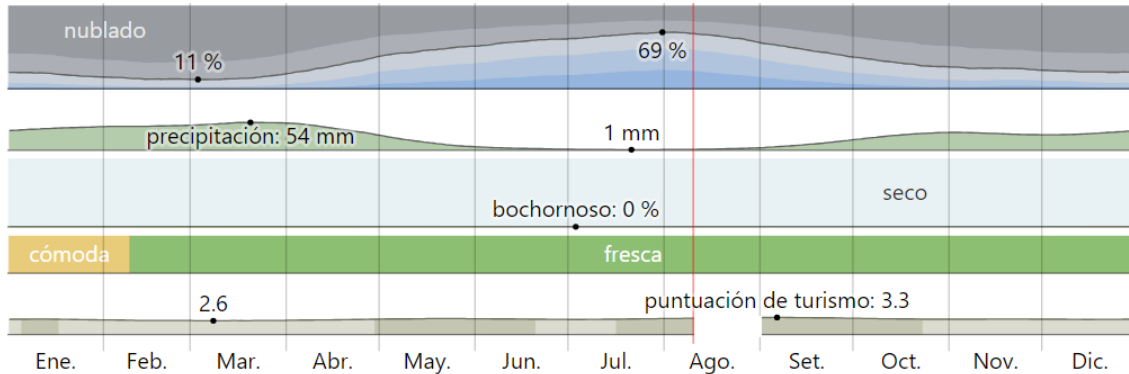
CLIMA

Los veranos en Llacanora son sombríos y frescos, y los inviernos breves, fríos, secos y ocasionalmente nublados. La temperatura media anual oscila entre los 5°C y los 19°C, y rara vez desciende por debajo de los 2°C o supera los 21°C.

La mejor época en Llacanora abarca mediados de enero, desde finales de abril hasta finales de junio y desde mediados de Julio hasta finales de octubre

Figura 2

Clima en Llacanora



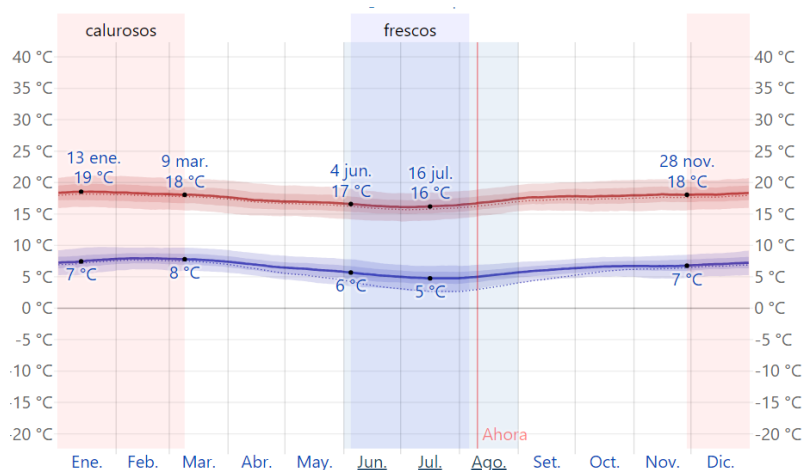
Nota. El tiempo por cada mes del año en Llacanora, Fuente (SENAMHI, 2023)

El periodo templado tiene una duración de 3.4 meses y va desde el 28 de noviembre al 9 de marzo, el temple tope tiene una media diaria de mas de 18°C. El segundo mes del año es el mas caluroso en Llacanora, con una mayor temperatura de 18°C y una menor de 8°C.

La temporada con un buen clima fresco dura 60 días, del 4 de mayo al 6 de Julio, y la mayor temperatura diaria es menor de 17 °C. Julio es el mes mas frio del año en Llacanora, con unas mínimas de 5°C y unas máximas de 16°C.

Figura 3

Temperatura media en Llacanora



Nota. La temperatura más alta es la de color guinda y la temperatura más baja es la de color morado, con valores de percentiles de 25º a 75º, y 10º a 90º. La recta fina punteada es la temperatura estándar, Fuente: (SENAMHI, 2023).

Precipitación

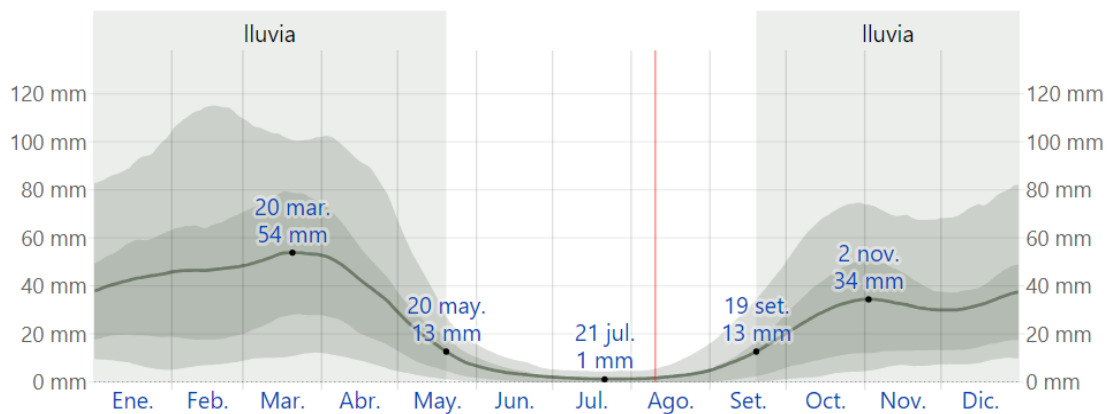
El tiempo con mayores lluvias dura 6.7 meses, de 7 de octubre a 29 de abril, coincidiendo en un valor del 17 % de que el mencionado día será un día lluvioso. El mes con mayores precipitaciones en Llacanora es marzo, con una media de 9.9 días con no menos de 1 milímetro de precipitación.

El tiempo de sequía dura 5.3 meses, del 29 de abril al 7 de octubre. El mes sin presencia de precipitaciones en Llacanora es Julio, con una media de 0.4 días con no menos de 1 milímetro de precipitación.

La temporada con días de lluvia en Llacanora es marzo, con un promedio de 9.9 días. En función de esta clasificación, es la fecha en que normalmente se dan las precipitaciones durante el año, con acierto del 33 % el 19 de marzo.

Figura 4

Promedio mensual de lluvia en Llacanora



Nota. La lluvia promedio (línea sólida) acumulada en un periodo de 31 días en una escala móvil, centrado en el día en cuestión. La línea delgada punteada es la precipitación de nieve promedio correspondiente, Fuente (SENAMHI, 2023).

Viento

Considerando la dirección y sentido de viento presenta una media a 10 metros sobre el nivel del suelo. El viento y sus características está en función de la morfología de la zona y de factores adicionales como cambios de pendiente; y la velocidad y vector del viento son variables en tiempos cortos tales como horas. }.

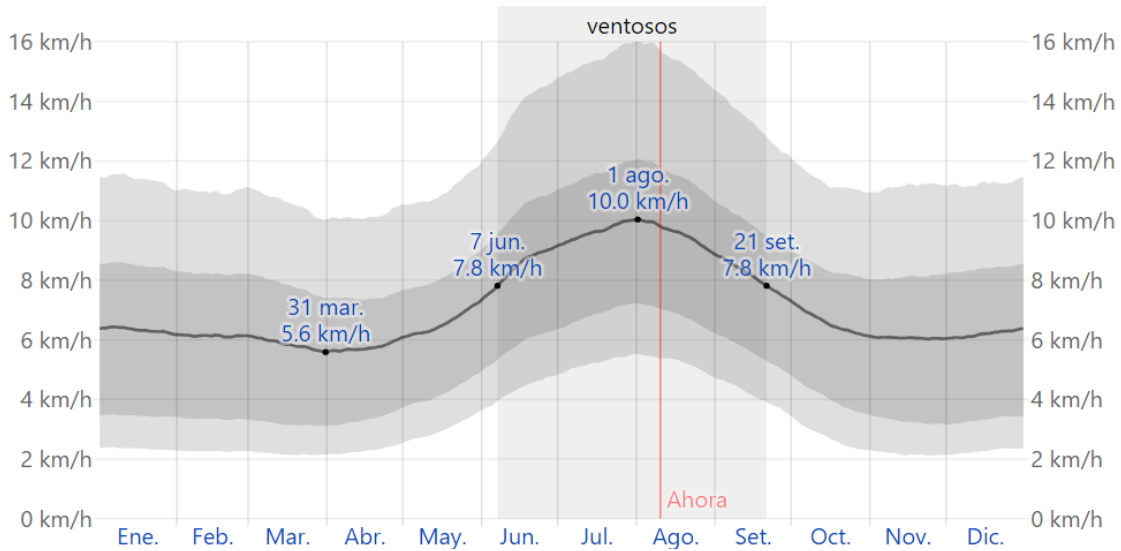
La velocidad media del viento por unidad de tiempo en Llacanora presenta unas ligeras variaciones a lo largo de todo el año.

Los tres meses y medio que van del 7 de junio al 21 de setiembre, son los que registran las velocidades del viento más altas durante el año, con una media de casi 7.8 km/h. Las fechas con mayor viento que se registra anualmente en Llacanora es Julio, con una velocidad media de 9.7 kilómetros por hora.

La temporada con vientos más tranquilos del año dura 8.5 meses, del 21 de setiembre al 7 de junio. Pudiendo ser el mes que presenta vientos débiles en Llacanora es abril, el cual presenta a una velocidad media de 5.8 Km/h.

Figura 5

Velocidad media del viento en Llacanora



Nota. El valor medio de velocidad del viento en cada hora (línea gris oscuro), con zonas que presentan percentil 25º a 75º y 10º a 90º, Fuente (SENAMHI, 2023).

Vegetación de Llacanora

En la parte de la vegetación silvestre, que crece por estas partes encontramos, la penca, los pinos, arbustos silvestres y eucaliptos, que principalmente lo encontramos en toda el área.

Figura 6

Vegetación silvestre



De igual forma crecen una variedad de plantas medicinales destacando las más importantes como: Cedrón, cola de caballo, Hierba luisa, Hinojo, Manzanilla, Orégano, etc.

Figura 7

Vegetación Medicinal



GEOMORFOLOGÍA

Para determinar las unidades geomorfogenéticas se usó la clasificación definida por Rodríguez, 2014.

Planicies

En la zona se encuentra planicies en el lado derecho de la carretera, presentando cultivos y vegetación

Figura 8

Planicies y pendientes abruptas presentes en las zonas de estudio



Laderas

Se identificó algunas laderas con baja pendiente y cubiertas de vegetación que evitan los deslizamientos de los materiales geológicos

Figura 9

Laderas a margen derecho de la carretera Cajamarca– Llacanora



GEOLOGÍA REGIONAL

La labor geológicamente está ubicada en la Formación Carhuaz, cuya característica de roca son areniscas y lutitas del Cretáceo inferior, con una potencia promedio de 35cm para las areniscas y 15cm para las lutitas.

En la zona estudiada se reconoció formaciones importantes las cuales describimos sus características: (INGEMMET, 2014)

Formación Carhuaz

La mencionada Formación presenta intercala a rocas de areniscas con limolitas grises, lo que permite poder diferenciarla en el campo.

Hacia la el tope presenta estratos de cuarcitas blancas que se intercalan con lutitas y areniscas. La formación Carhuaz suprayace con una discordancia sobre la formación Santa e infrayace concordantemente a la formación Farrat.

Formación Farrat

Esta formación representa el nivel superior de la parte clástica del Cretáceo inferior.

Consta de cuarcitas y areniscas blancas de grano medio a grueso, presenta un espesor promedio de 500 m.

. Por el parecido litológico con la formación Chimú puede causar confusión entre ambas, por lo que es indispensable en el terreno, definir la posición estratigráfica para poder reconocerlas, aunque en ciertas ocasiones la ausencia de mantos de carbón permite su diferenciación de la formación Chimú.

Por sus características litológicas, es común encontrar a las formaciones Farrat y Chimú a conformando escarpas y altas cumbres agudas y largas en algunas áreas.

Formación Inca

Esta formación Infrayace concordantemente a la formación Chúlec y suprayace con la misma relación a la formación Farrat con cambio gradual.

Se ha observado que gradualmente se intercalan areniscas calcáreas, lutitas ferruginosas y lechos de cuarcitas, en los alrededores de Cajamarca es de coloración rojiza, pero en el resto del área, el color predominante es amarillo-anaranjado, con evidente acción de

limonitización. Su grosor no pasa de los 100 m, la edad de la formación Inca se encuentra entre el Aptiano superior y Albiano inferior

Formación Chulec

Las rocas que afloran esta formación, presentan una abundancia de megafósiles de calizas arenosas, lutitas calcáreas y margas, las mismas que al ser erosionadas presentan un color crema-amarillento. Su aspecto terroso amarillento una propiedad diagnóstica en el campo. Los espesores oscilan en un rango de 200 a 250 m. siendo de mayor potencia hacia el suroeste. Generalmente, las capas de margas se observan con nódulos y las calizas frescas muestran colores gris-parduzcos algo azulados.

Figura 10

Mapa Geológico de Llacanora

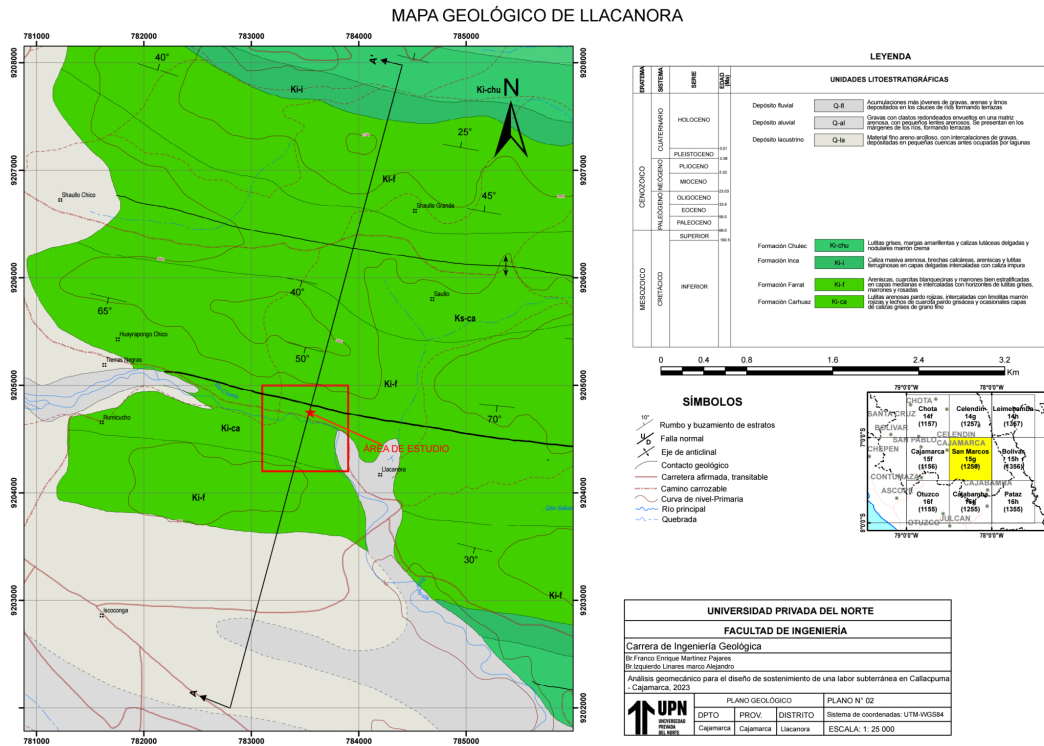
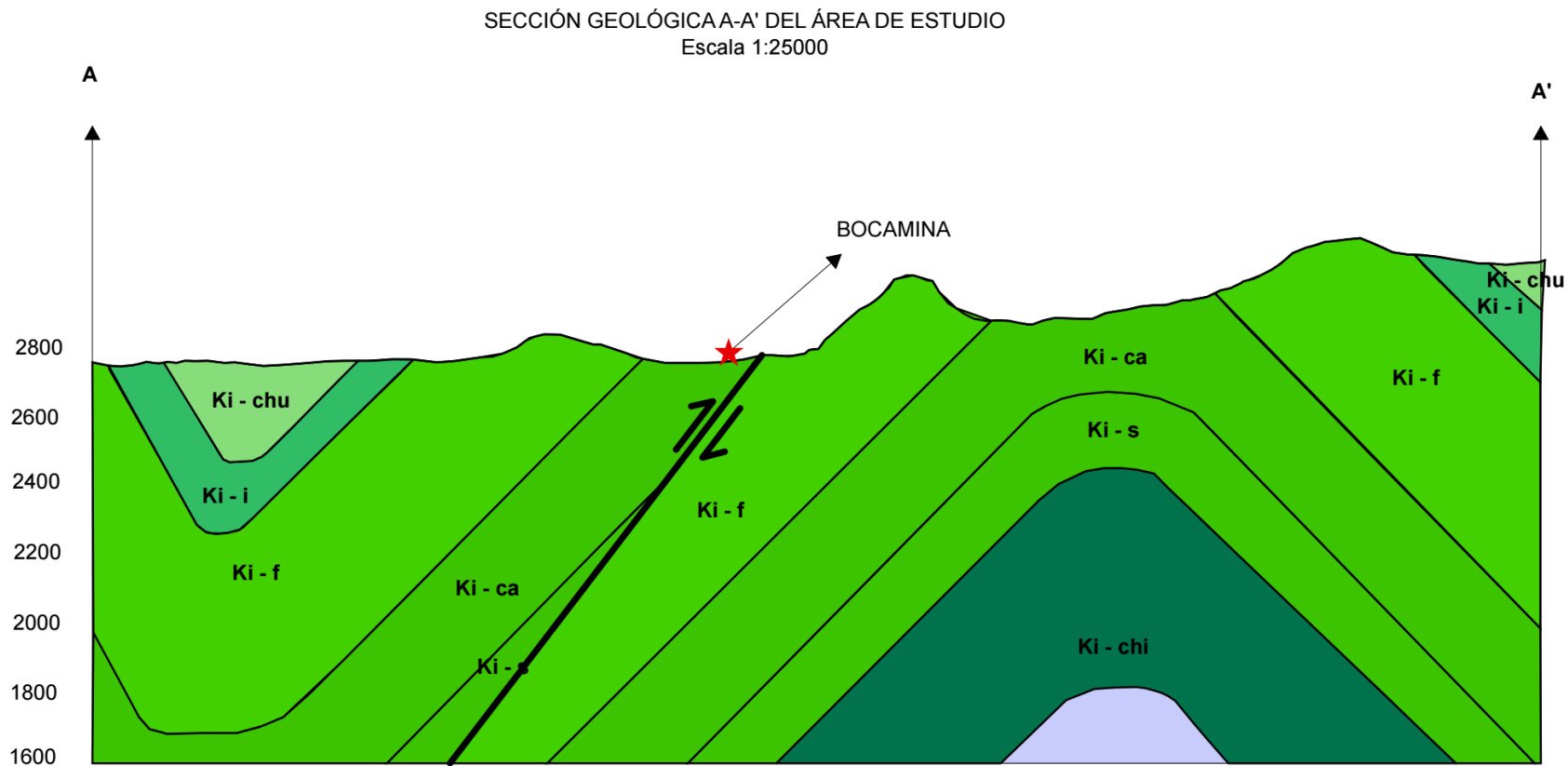


Figura 11

Sección geológica A-A' que pasa por la labor Callacpuma



CAPÍTULO III: RESULTADOS

A fin de obtener los valores de los parámetros de UCS se empleó el ábaco de la figura que se muestra:

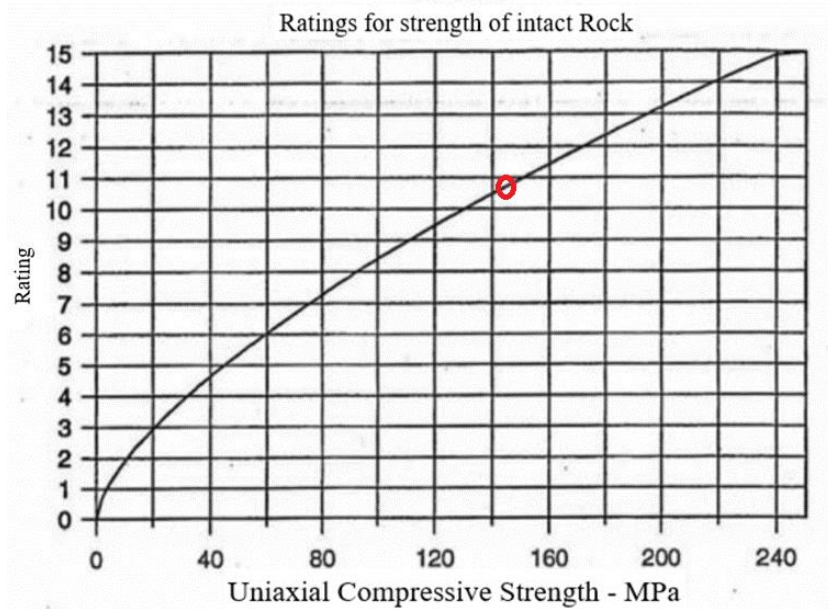


Figura 12: Puntaje en MPa en función del valor de UCS Fuente: Gavilanes (2002).

Asimismo, los puntos del parámetro Rock Quality designation se empleó:

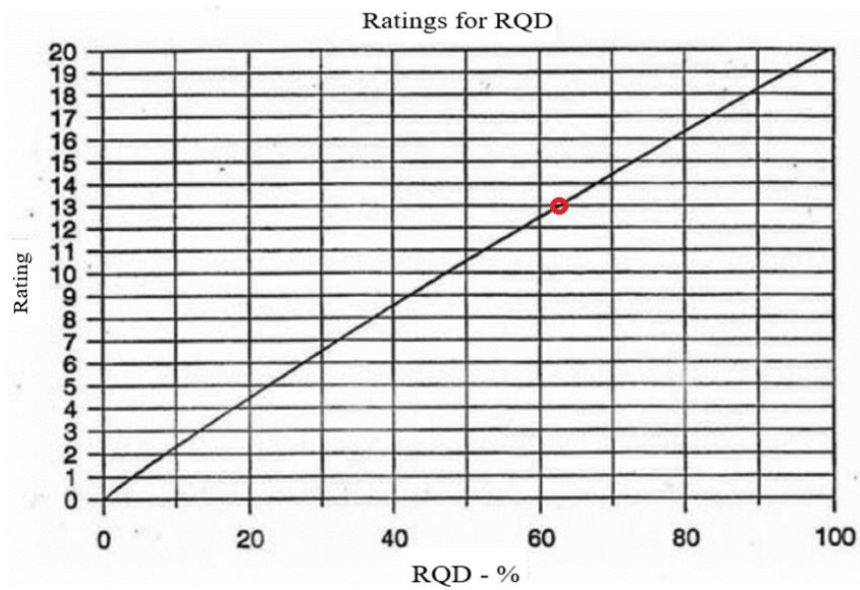


Figura 13: Puntuación en porcentaje del Rock Quality designation. Fuente: Gavilanes (2002).

Así mismo, el parámetro de espaciado se puntuó utilizando la siguiente figura.

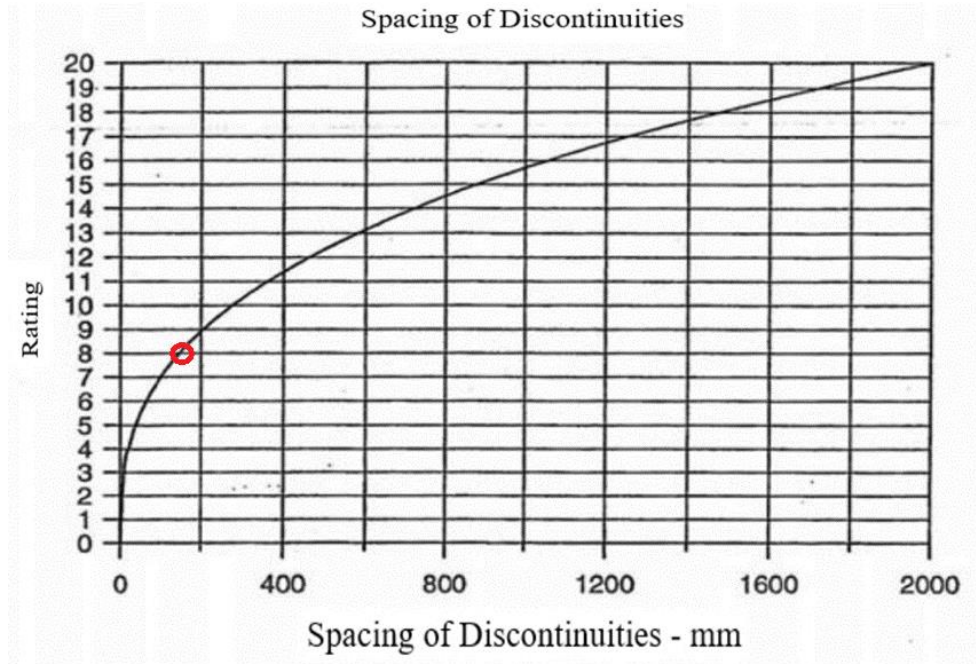


Figura 14: Puntaje del espaciado. Fuente: Gavilanes (2002).

Tabla 17 *Clasificación del macizo rocoso*

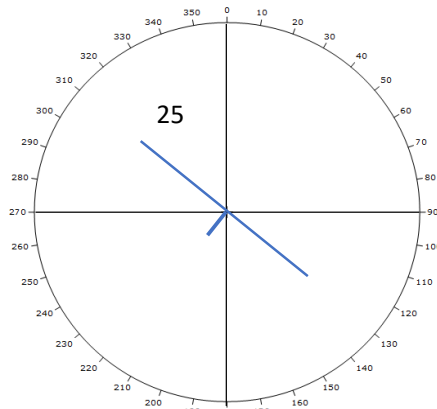
CLASIFICACIÓN DEL MACIZO	
ROCOSO RMR	
RMR	DESCRIPCIÓN
91-100	MUY BUENA “A”
81-90	MUY BUENO “B”
71-80	BUENA “A”
61-70	BUENA “B”
51-60	REGULAR “A”
41-50	REGULAR “B”
31-40	MALA “A”
21-30	MALA “B”
0-20	MUY MALA “A”

Nota_: Valor del RMR y clasificación del macizo es del Tipo Buena “B” Fuente: Gavilanes (2002)

AJUSTE POR ORIENTACION DE LAS FAMILIAS J1, J2, J3, J4

J1: Az= N125

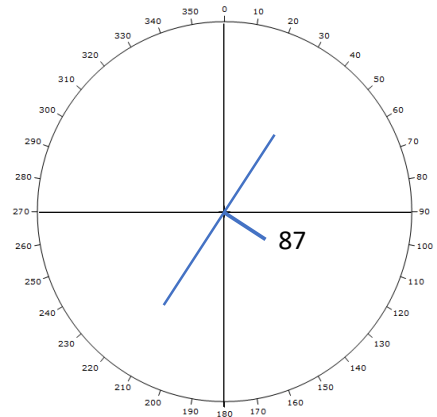
Bz= 25



Valor de ajuste por orientación de J1: -5

J2: Az= N33

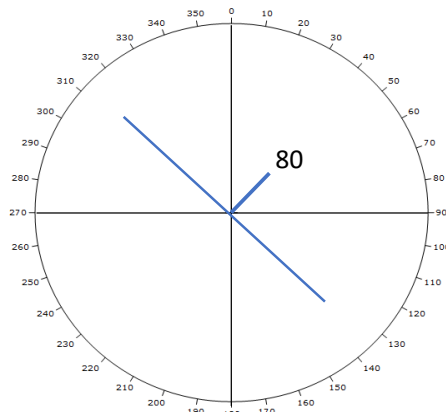
Bz= 87



Valor de ajuste por orientación de J2: 0

J3: Az= N315

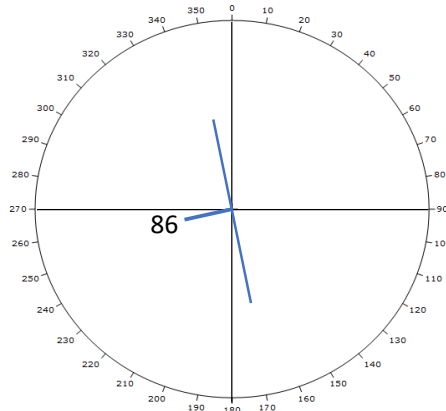
Bz= 80



Valor de ajuste por orientación de J3: 0

J4: Az= N170

Bz= 86



Valor de ajuste por orientación de J4: -5

Total de ajuste por orientación: -2.5

SMR	Estabilidad
100 - 81	Totalmente Estable
80 - 61	Estable
60 - 41	Parcialmente Estable
40 - 21	Inestable
< 20	Totalmente Inestable

Figura 15. Clasificación de la estabilidad del macizo rocos en función del SMR, Fuente: Gavilanes (2002)

Considerando el valor de SMR obtenido se brinda las siguientes recomendaciones de sostenimiento:

MEDIDAS DE SOSTENIMIENTO RECOMENDADAS PARA CADA CLASE DE ESTABILIDAD		
Clase	SMR	Soporte
I a	91 - 100	Ninguno
I b	81 - 90	Ninguno/Saneos
II a	71 - 80	(Ninguno/Cunetas) Pernos puntuales
II b	61 - 70	Cunetas al pie del talud/malla Pernos puntuales o sistemáticos
III a	51 - 60	Cuneta y/o malla Pernos puntuales o sistemáticos Hormigón lanzado localizado
III b	41 - 60	(Cunetas al pie del talud y/o malla) Pernos sistemáticos/Anclajes Hormigón lanzado localizado Muro de pie
IV a	31 - 40	Anclaje Hormigón lanzado sistemático Muro de pie y/o concreto (Reexcavación). Drenaje
IV b	21 - 30	Hormigón lanzado reforzado sistemático Muro de pie y/o concreto (Reexcavación). Drenaje profundo
V a	nov-20	Muros de contención Reexcavación

Fuente: (Gavilanes & Andrade, 2004)

Figura 16: Medidas de sostenimiento. En función del tipo de Roca II B Fuente: Gavilanes (2002)

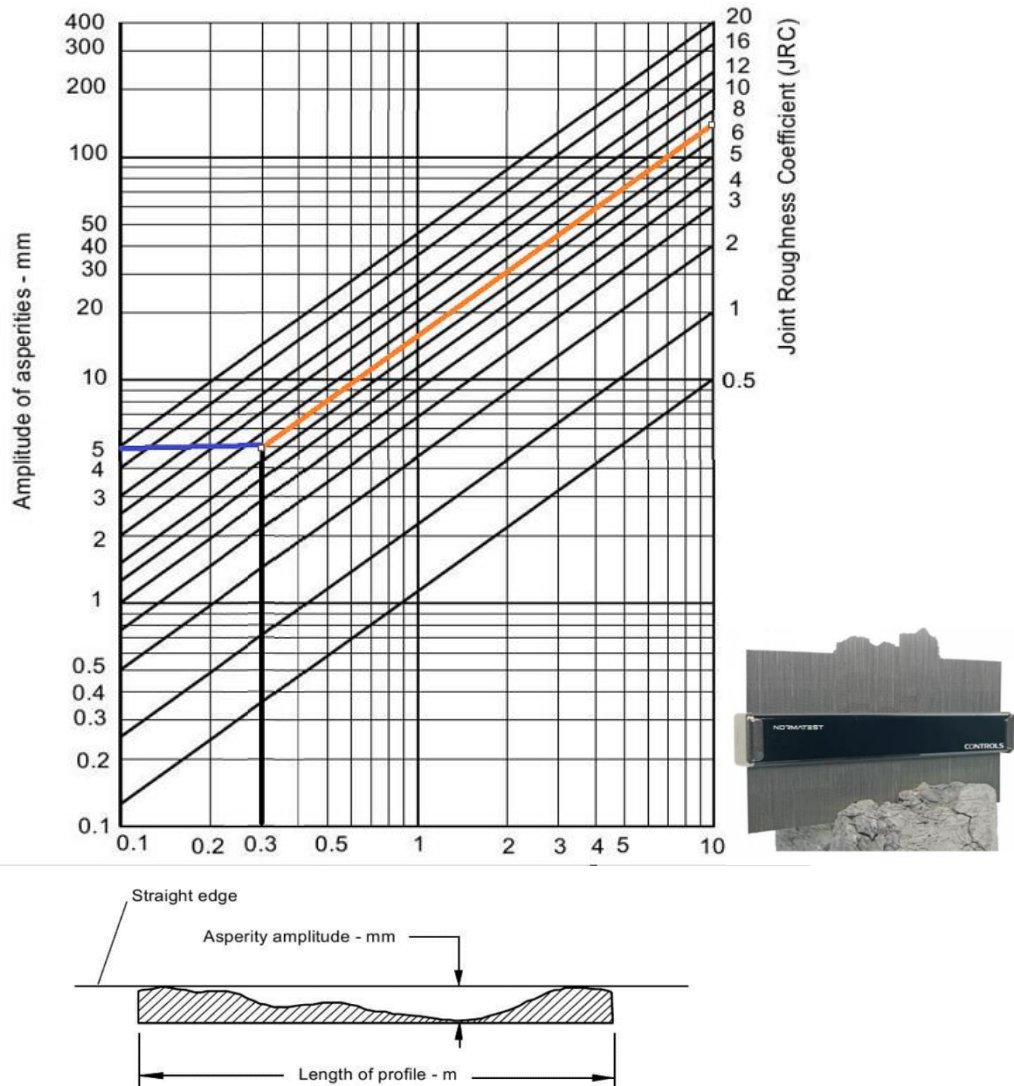
ENSAYOS EN ROCA

A fin de obtener los valores del método de Barton Bandis se empleó los instrumentos descritos a continuación

Para el coeficiente de rugosidad se empleó el peine de Barton, evidenciando una amplitud de 6 mm, en el cual nos resulta un valor JRC de 7, según el ábaco mostrado en la figura.

Figural 18

Valor de JRC



La resistencia a la compresión simple se obtuvo mediante la utilización del martillo de schmid en el plano de fractura, la cual reporto un valor de rebote de 55, calculando así un UCS de 207 MPa

Figura 19

Valor de la resistencia a la compresión.

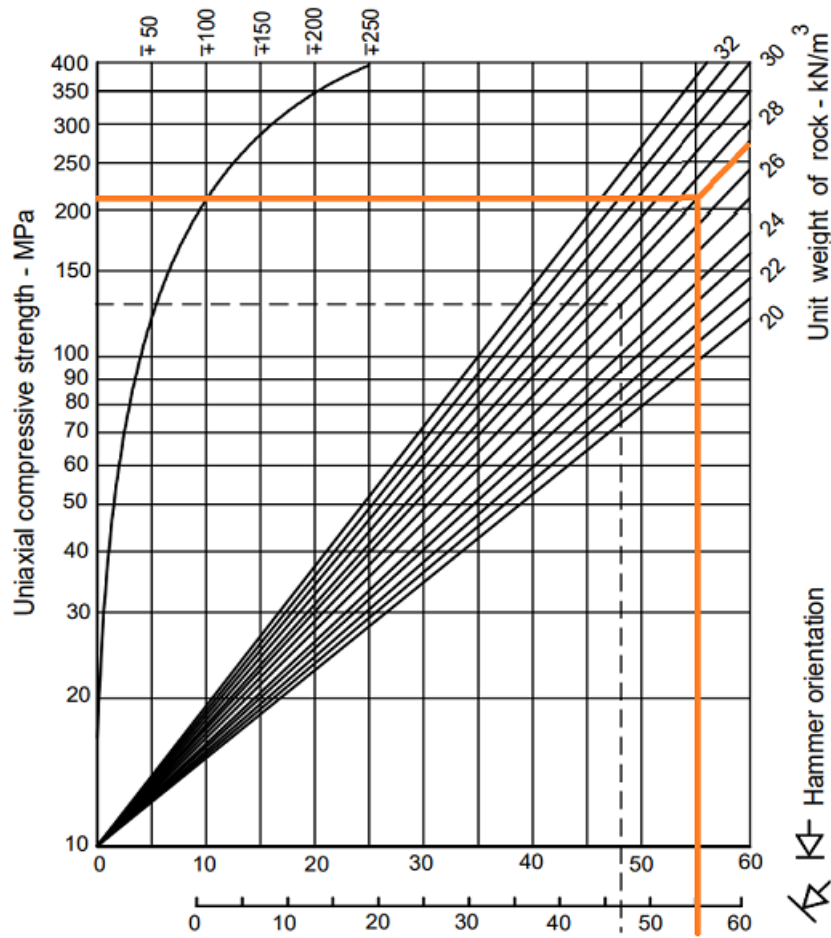
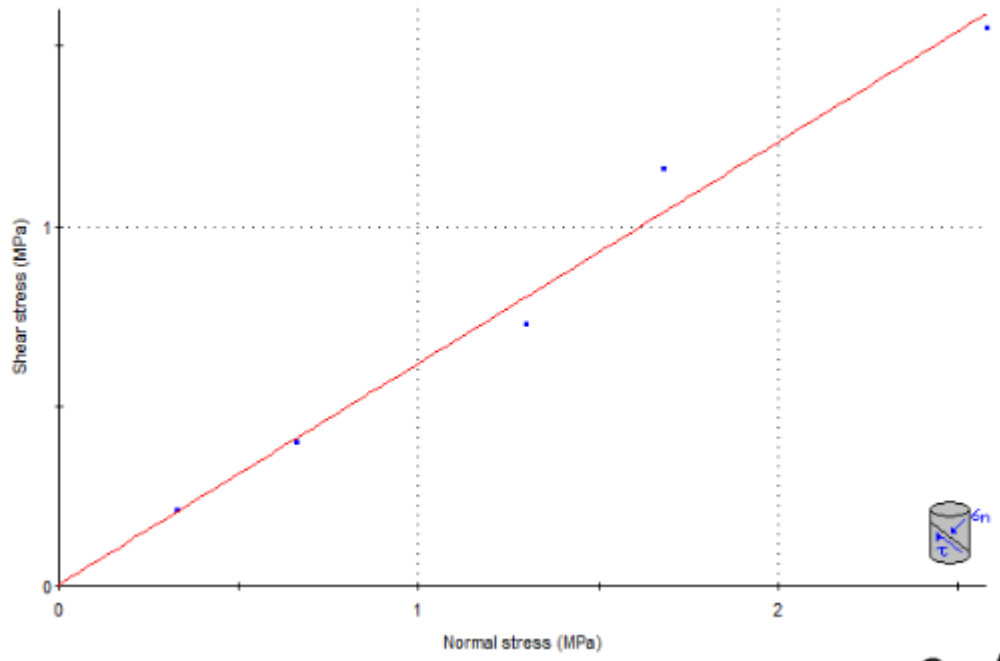


Figura 20

Esfuerzo cortante y normal



Nota. se muestra la aplicación del esfuerzo tangencial la recta ajustada a, empleando 05 especímenes para la obtención del gráfico. **Fuente:** Lab.UPN

Tabla 18

Valores cohesión y fricción.

Valores de cohesión y fricción		
Cohesión =	0.05	MPa
Angulo de fricción interna	31.56	°

Tabla 19
Mapeo Geomecánico de las discontinuidades

TALUD AZIMUT: N255 °	DIP DIRECCIÓN:N355°	BUZAMIENTO TALUD: 60:
-----------------------------	----------------------------	------------------------------

ESTACIÓN 1			ESTACIÓN 2			ESTACIÓN 3			ESTACIÓN 4		
FAM	BUZ	AZIM	FAM	BUZ	AZIM	FAM	BUZ	AZIM	FAM	BUZ	AZIM
1	25	N125	1	23	N123	1	24	N124	1	50	N260
1	21	N122	1	30	N121	1	27	N126	1	53	N263
1	19	N128	1	28	N119	1	25	N125	1	53	N263
1	23	N123	1	24	N124	1	21	N122	1	57	N267
1	30	N121	1	27	N126	1	19	N128	1	52	N262
1	28	N119	1	25	N125	1	23	N123	1	59	N279
1	24	N124	1	21	N122	1	30	N121	1	63	N283

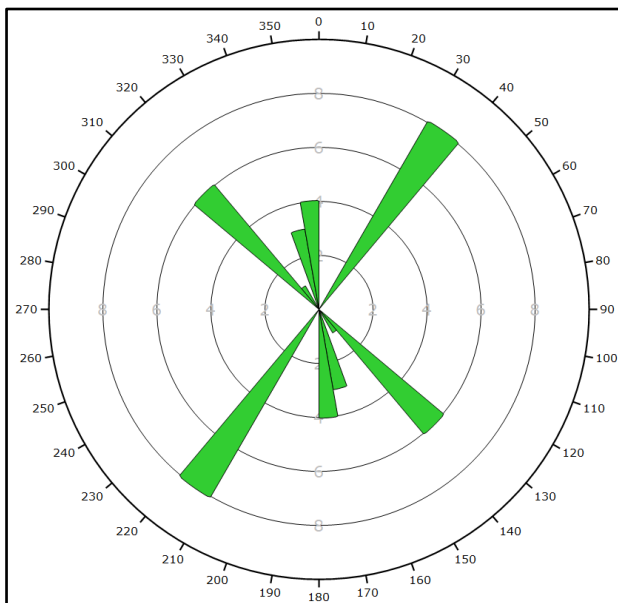
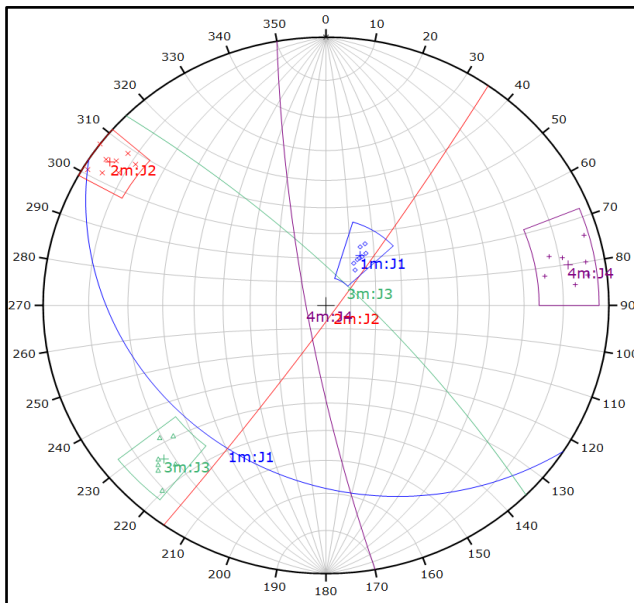
1	27	N126	1	19	N128	1	28	N119	1	50	N260
2	87	N35	2	83	N34	2	85	N36	2	43	N28
2	90	N37	2	86	N32	2	89	N31	2	46	N31
2	84	N39	2	81	N38	2	87	N35	2	35	N20
2	83	N34	2	85	N36	2	90	N37	2	45	N30
2	86	N32	2	89	N31	2	84	N39	2	42	N27
2	81	N38	2	87	N35	2	83	N34	2	48	N33
2	85	N36	2	90	N37	2	86	N32	2	40	N25
2	89	N31	2	84	N39	2	81	N38	2	50	N35
3	80	N315	3	77	N312	3	84	N310	3	39	N110
3	75	N320	3	81	N314	3	79	N316	3	48	N119
3	72	N318	3	84	N310	3	80	N315	3	49	N120
3	77	N312	3	79	N316	3	75	N320	3	46	N117
3	81	N314	3	80	N315	3	72	N318	3	41	N112
3	84	N310	3	75	N320	3	77	N312	3	43	N114
3	79	N316	3	72	N318	3	81	N314	3	44	N115

4	86	N170	4	76	N172	4	81	N168	4	70	N150
4	87	N164	4	83	N175	4	86	N173	4	63	N143
4	78	N167	4	81	N168	4	86	N170	4	68	N148
4	76	N172	4	86	N173	4	87	N164	4	59	N139
4	83	N175	4	86	N170	4	78	N167	4	60	N140
4	81	N168	4	87	N164	4	76	N172	4	62	N142
4	86	N173	4	78	N167	4	83	N175	4	65	N145

Nota: Las discontinuidades fueron tomadas con una brújula Brunton Azimutal, considerando la regla de la mano derecha

Figura 21

Análisis de diaclasas en la proyección estereográfica.



Nota. En el diagrama de rosas se puede observar la orientación preferencial de las fracturas con tendencia NE-SW

A continuación, se realizará el análisis de fallamiento para los hastiales o paredes de la labor subterránea

Análisis de Falla Planar en el Hastial Izquierdo de la labor

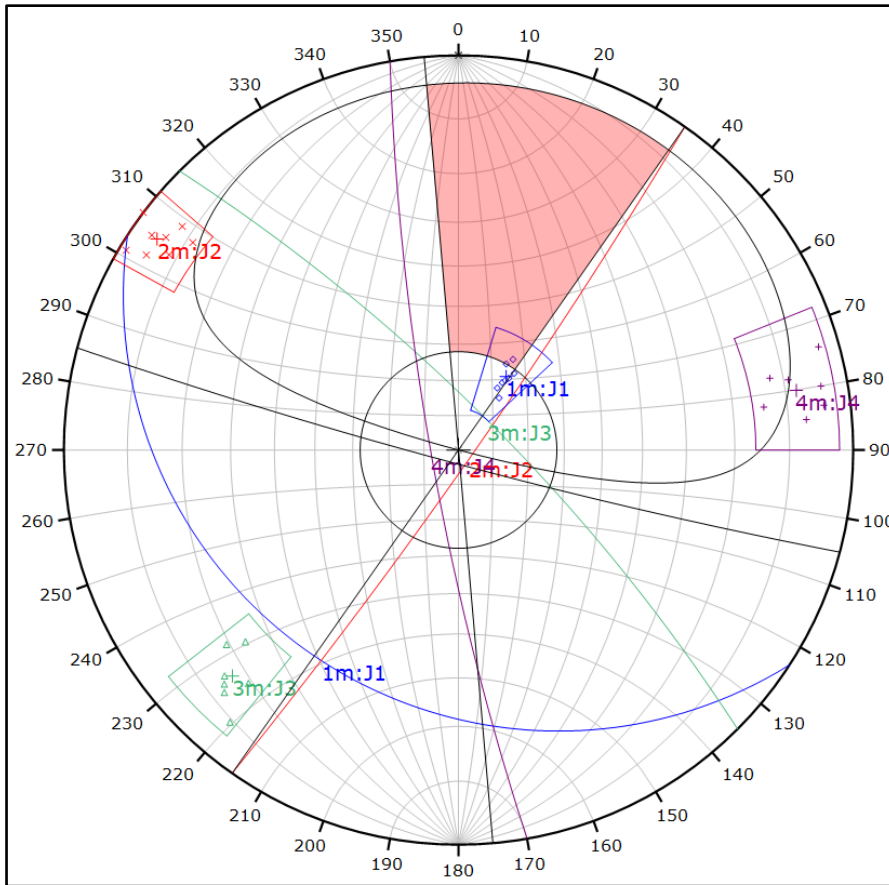


Figura N°22 Análisis cinemático de fallamiento en la cual se definió como condición para definir la zona crítica, la envolvente del talud, el cono de fricción, y límites de ± 20 . Se puede observar el set de diaclasas J1 cumple con las características de orientación y de fricción para fallar de forma planar

Kinematic Analysis	Planar Sliding		
Slope Dip	86		
Slope Dip Direction	195		
Friction Angle	28°		
Lateral Limits	20°		
	Critical	Total	%
Planar Sliding (All)	2	30	6.67%
Planar Sliding (Set 1)	2	8	25.00%

Figura N° 23 Datos de dip direction, buzamiento de las diaclasas, dip direction del talud y el ángulo de fricción. Con el 25.00% del total de los polos del set J1 para deslizar planarmente

Análisis de Falla Planar en el Hastial derecho de la labor

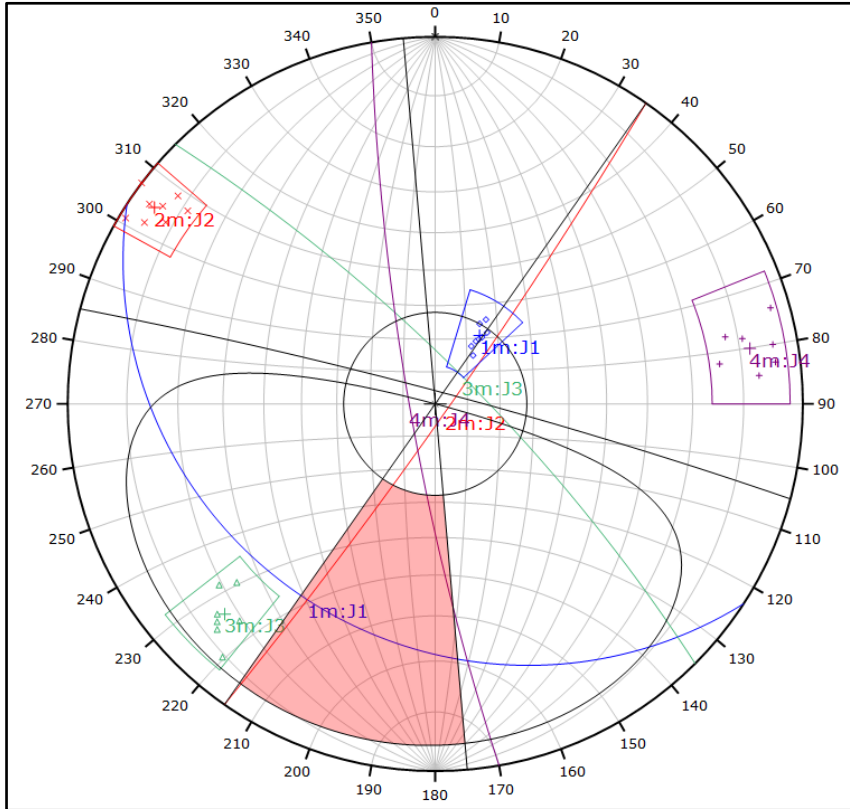


Figura N°24 Análisis cinemático de fallamiento en la cual se definió como condición para definir la zona crítica, la envolvente del talud, el cono de fricción, y límites de +-20. Se puede observar que ninguno de las familias de diaclasas cumple con las características de orientación y de fricción para fallar de forma planarmente.

Kinematic Analysis	Planar Sliding		
Slope Dip	86		
Slope Dip Direction	15		
Friction Angle	28°		
Lateral Limits	20°		
	Critical	Total	%
Planar Sliding (All)	0	30	0.00%

Figura N° 25 Datos de dip direction, buzamiento de las diaclasas, dip direction del talud y el ángulo de fricción. Con el 0.00% de los datos de todas las familias para fallar de forma planar

Análisis de Falla en vuelco para el Hastial Izquierdo de la labor

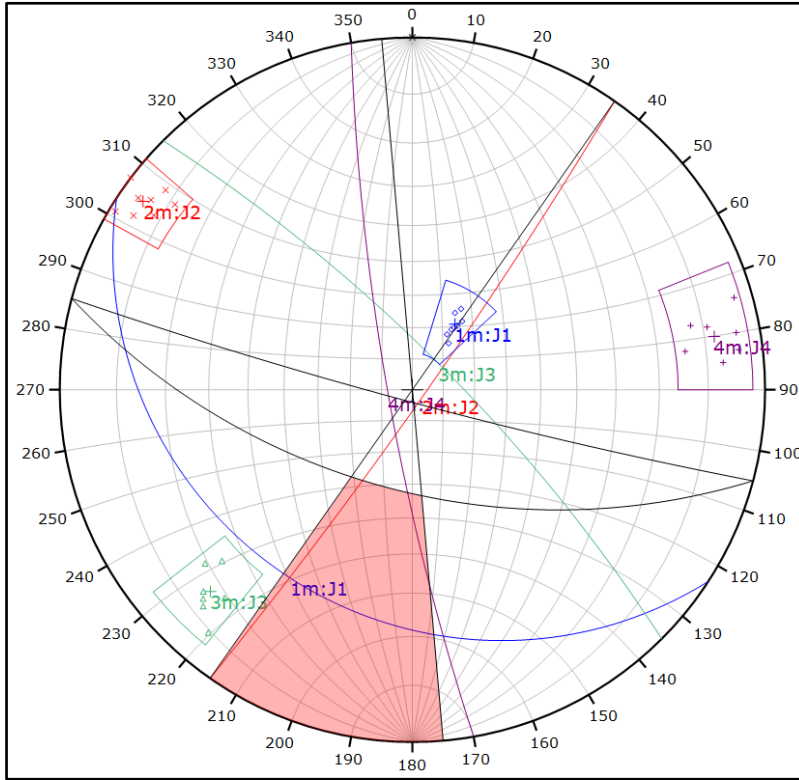


Figura N° 26 Análisis cinemático de fallamiento en la cual se definió como condición para definir la zona crítica un plano auxiliar en función de la inclinación del talud y límites de +-20°, y del. Se observa en la figura que ninguna de las diaclasas tiene las características de orientación y de fricción para fallar en la modalidad vuelco.

Kinematic Analysis		Flexural Toppling		
Slope Dip		86		
Slope Dip Direction		195		
Friction Angle		28°		
Lateral Limits		20°		
		Critical	Total	%
Flexural Toppling (All)		0	30	0.00%
Color	Dip	Dip Direction	Label	
Mean Set Planes				
1m	25	213	J1	
2m	86	125	J2	
3m	78	45	J3	
4m	82	260	J4	

Figura N° 27{ Datos de dip direction, buzamiento de las diaclasas, dip direction del talud y el ángulo de fricción. Con el 0.00% del total de los polos para fallar en la modalidad vuelco.

Análisis de Falla en vuelco para el Hastial derecho de la labor

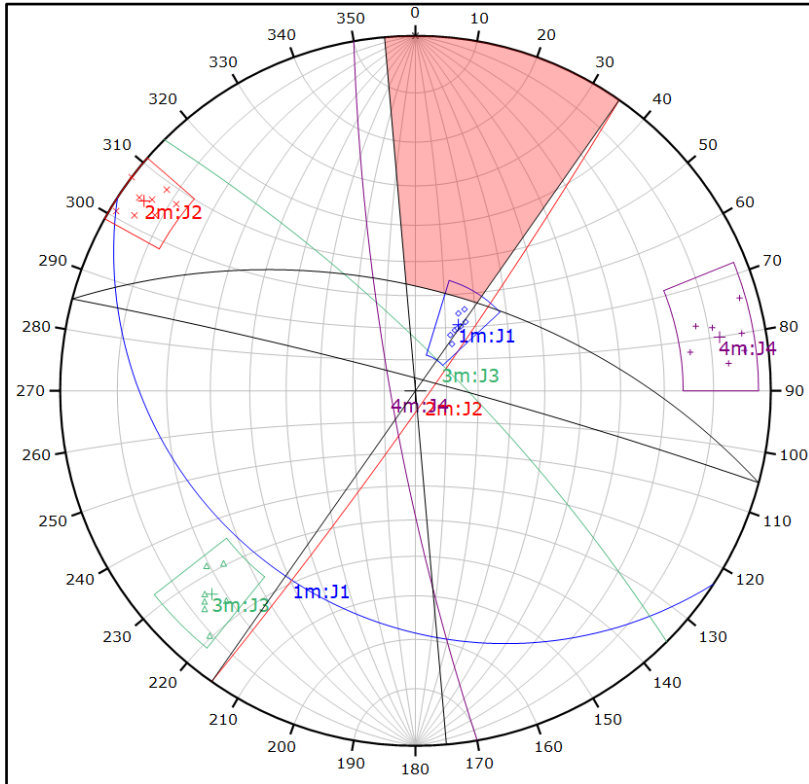


Figura N° 28 Análisis cinemático de fallamiento en la cual se definió como condición para definir la zona crítica un plano auxiliar en función de la inclinación del talud y límites de +-20°, y del. Se observa en la figura que ninguna de las diaclasas tiene las características de orientación y de fricción para fallar en la modalidad vuelco.

Kinematic Analysis	Flexural Toppling		
Slope Dip	86		
Slope Dip Direction	15		
Friction Angle	28°		
Lateral Limits	20°		
	Critical	Total	%
Flexural Toppling (All)	0	30	0.00%

	Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes				
1m	Blue	25	213	J1
2m	Red	86	125	J2
3m	Green	78	45	J3
4m	Purple	82	260	J4

Figura N° 29 Datos de dip direction, buzamiento de las diaclasas, dip direction del talud y el ángulo de fricción. Con el 0.00% del total de los polos para fallar en la modalidad vuelco.

Cálculo del Factor de Seguridad

En este apartado se obtendrá el cociente de seguridad para los tipos de fallamiento que se reconocieron en el análisis con el programa dips. El cálculo deberá ser realizado en condiciones pseudoestáticas y estáticas. El mencionado cálculo evaluará si el material es suficientemente resistente, teniendo en cuenta el material de relleno y la rugosidad de las diaclasas, el mismo que tiene que ser capaz de resistir el esfuerzo tangencial que esta favor del fallamiento.

Para el cometido se empleó los programas Swedge y rocplane, y se utilizó el método de Barton bandis y Mohr coulomb, en el cual será necesario tener en cuenta el azimut y buzamiento de las diaclasas de los datos tomados, la forma del talud el Peso del material, el coeficiente de rugosidad y la resistencia a la compresión; tiene en cuenta un valor de incertidumbre del 50% en el cálculo estático y 25% en el pseudoestático.

El cociente de seguridad se define por:

FS= Fuerzas estabilizadoras/ fuerzas desestabilizadoras

Sismicidad

Los sismos ocurren como eventos que se producen por el movimiento telúrico de placas o l bloques en donde el choque o contacto producen ondas que causas movimientos que sacuden la tierra y las distintas estructuras presentes en el área de influencia. (Ramírez Acuña, 2007)

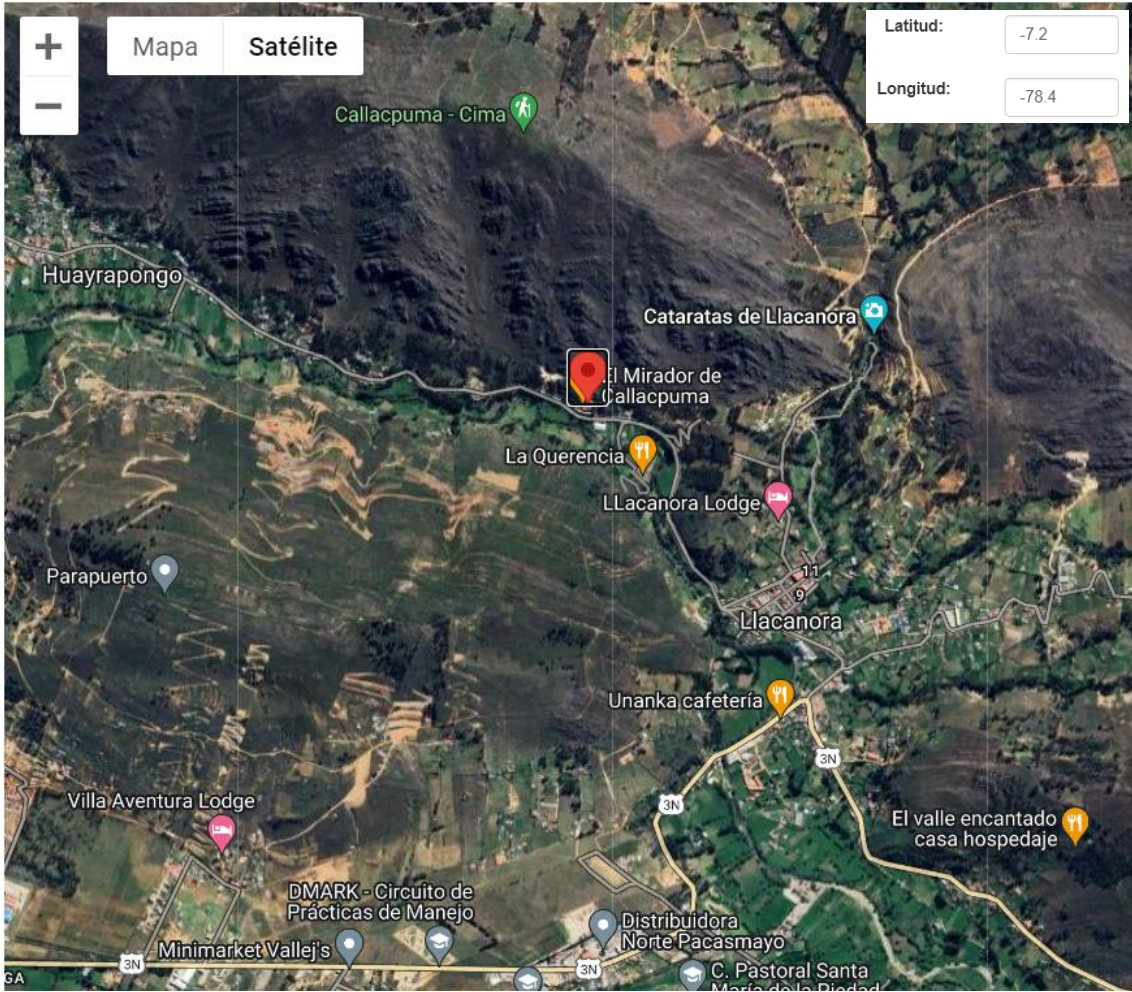


Figura N°30 Localización de puntos para la obtención el coeficiente de sismicidad.

Coeficiente de sismicidad

Además de la latitud y la longitud de un lugar de la región de estudio, la plataforma SENCICO solicito condiciones para el coeficiente de sismicidad, y nosotros consideramos un periodo de retorno de 475 años y un tiempo de funcionamiento de la labor subterránea de 50 años.

Ubicación	Latitud	Longitud
Labor en Llacanora	-7.2	-78.4

PE = Probabilidad de Excedencia.

PO = Periodo de Operación en años.

TO = Tiempo de Retorno en años.

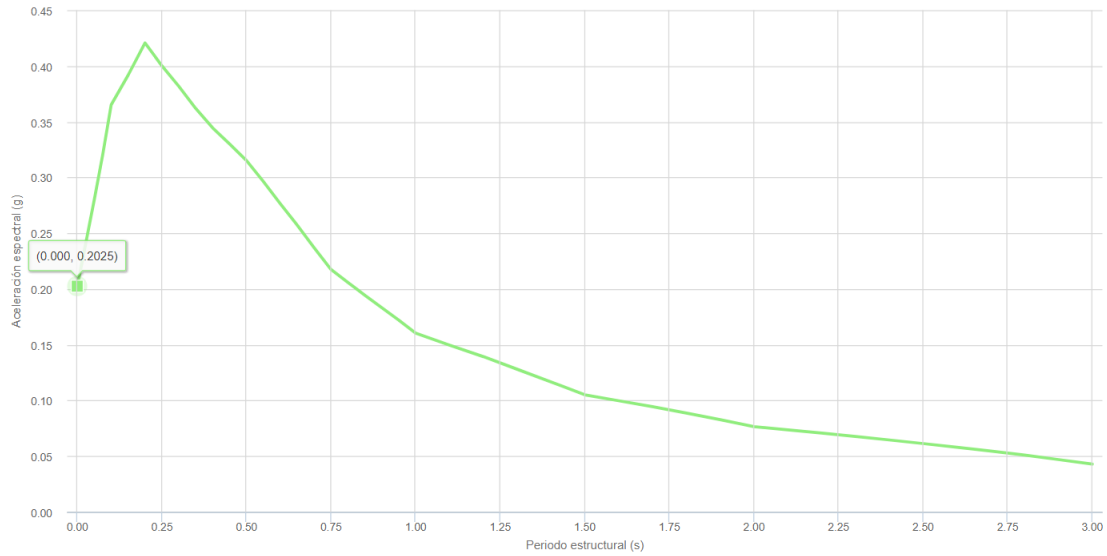


Figura N°31 Imagen del espectro de peligro uniforme

Para la evaluación del talud se consideró la densidad de la roca, el coeficiente de rugosidad y la resistencia a la compresión Para las areniscas de la labor subterránea presenta coeficiente sísmico de 0.2025.

Factor de seguridad para Rotura planar del Hastial Izquierdo de la labor subterránea.

A fin de conocer si se produce o no el fallamiento Planar en las diaclasas de la familia Familia J1 calculará el cociente de seguridad considerando la presencia y ausencia del agua y simulando la presencia y ausencia de un sismo.

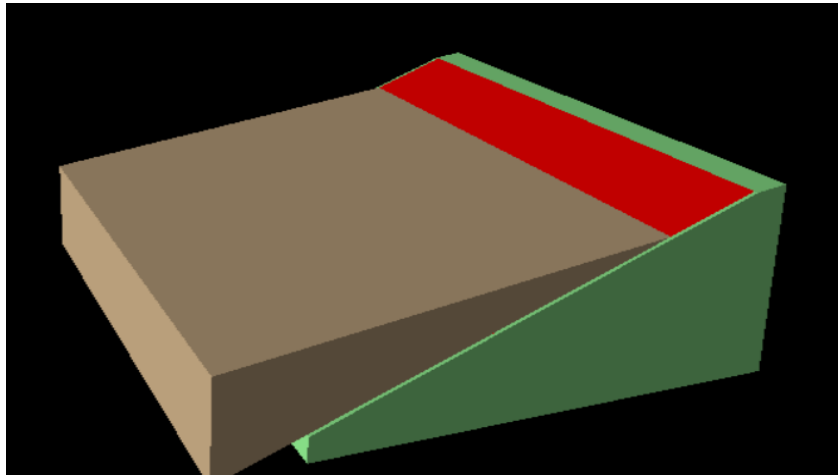


Figura N°32 Visualización en Perspectiva del fallamiento planar de la masa deslizante mediante el sistema de diaclasas J1.

Estáticas y Secas

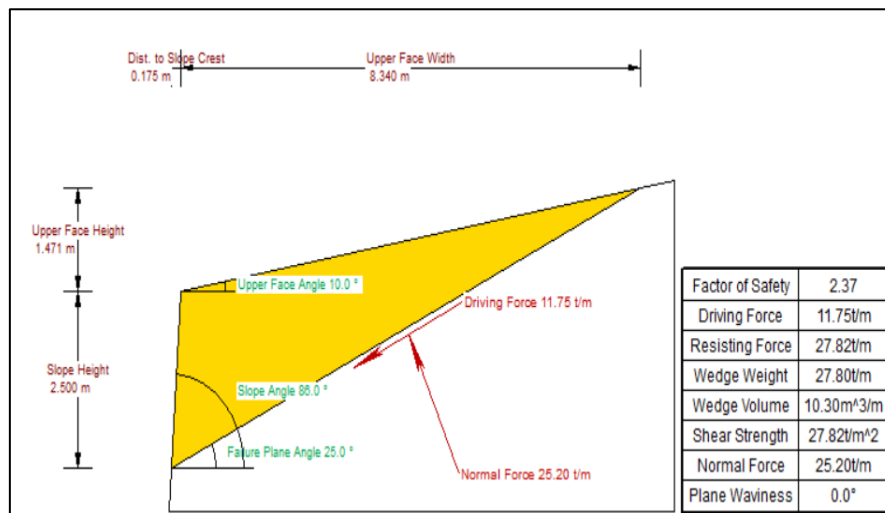


Figura N°33 Cálculo del cociente de seguridad por em método de Barton Bandis, en la imagen se muestra que la pendiente de la pared del hastial es estable considerando la norma en un escenario estático y seco, con un valor de 2.37 lo que significa que el hastial es estable frente al fallamiento planar

estáticas y saturadas

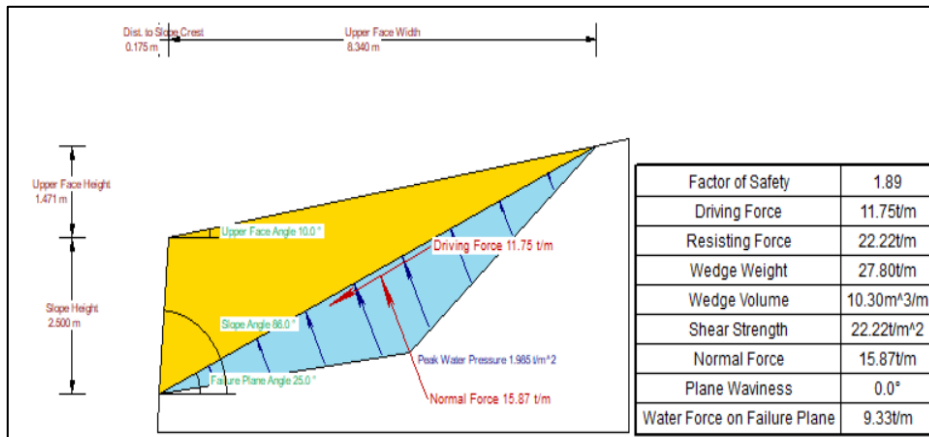


Figura N°34 Cálculo del cociente de seguridad por em método de Barton Bandis, en la imagen se muestra que la pendiente de la pared del hastial es estable considerando la norma en un escenario estático y saturado, con un valor de 1.89 lo que significa que el hastial es estable frente al fallamiento planar

Pseudoestáticas y secas

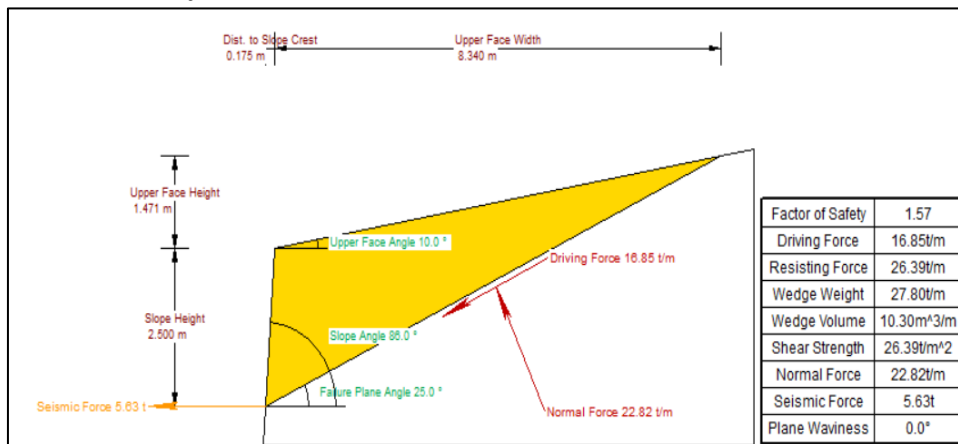


Figura N°35 Análisis Cálculo del cociente de seguridad por em método de Barton Bandis, en la imagen se muestra que la pendiente de la pared del hastial es estable considerando la norma en un escenario pseudo estático y seco, con un valor de 1.57 lo que significa que el hastial es estable frente al fallamiento planar y considerando un coeficiente de sismicidad de 0.2025

Pseudoestáticas y Saturadas

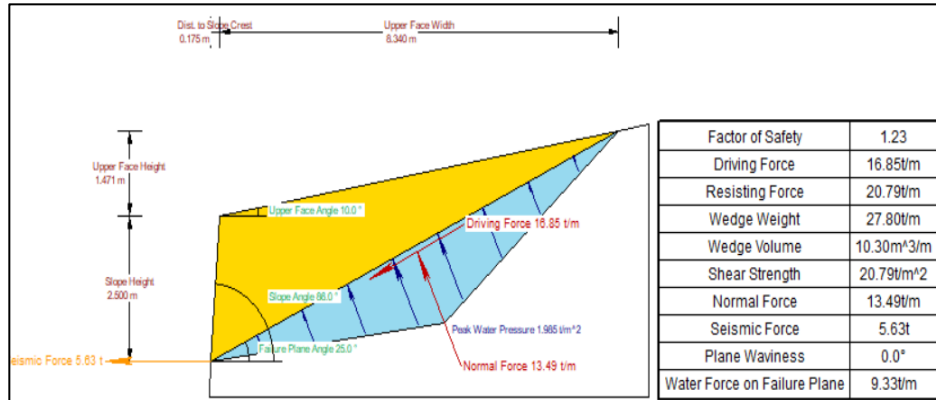


Figura N°36 Análisis Cálculo del cociente de seguridad por em método de Barton Bandis, en la imagen se muestra que la pendiente de la pared del hastial es estable considerando la norma en un escenario pseudo estático y seco, con un valor de 1.23 lo que significa que el hastial es estable frente al fallamiento planar y considerando un coeficiente sísmico de 0.2025.

En l siguiente cuadro, se presenta de forma resumida los valores de cociente de seguridad para los distintos escenarios frente a un fallamiento planar mediante la familia J2

Tabla Nª20

Escenarios de fallamiento planar mediante la familia J1 (Pseudo-estático y Estático)

Escenarios de Análisis			
Estático		Pseudo-estático	
Secas	Saturadas	Secas	Saturadas
2.37	1.89	1.57	1.23

Nota: Análisis del cociente de Seguridad en los diferentes escenarios

Propuesta de estabilidad para el hastial izquierdo de la labor frente a una rotura planar

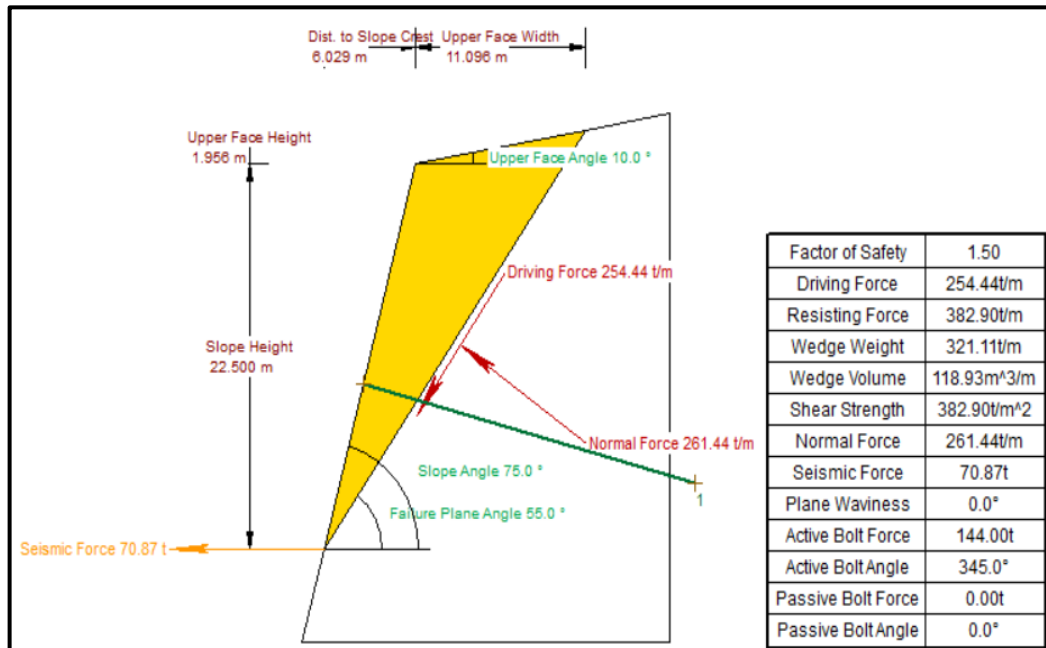


Figura N°37 En la imagen se muestra la propuesta de estabilización con la utilización de pernos en los hastiales, en la que se evidencia de que las paredes de los hastiales son estables en los escenarios Pseudo estáticos saturados, se calculó un cociente de seguridad de 1.50, garantizando de que no existe un fallamiento planar en este escenario con un coeficiente sísmico de 0.2207.

Con la finalidad de lograr la no saturación de agua en los planos de fractura de la roca y los deslizamientos planares, se sugiere que se realice la construcción de drenaje, con el objeto de tener valores de saturación de agua inferiores al 30% .

Tabla 21

Valores del índice de Q.

EST.	RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	Q
1	(60)	15	3	3	0.66	1	2.64
2	(63)	15	3	1	1	1	12.6
3	(64)	15	3	3	0.66	1	2.816
4	(62)	15	3	1	1	1	12.4
Promedio							7.6

Tabla 22

Valores del GSI y tipos de estabilidad.

Estación	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
GSI	34	35	38	40	41	41	48	53	54	52	54
Estructura del macizo	IF/ M	MF/ M	MF/ M	MF/ M	MF/ M	MF/ M	F/ M	F/ M	F/ M	F/ M	F/ M
Calidad de la roca	Mala						Regular				
Sostenimiento	Pernos sistemáticos de 1x1 m más malla de refuerzo obligatorio						Pernos sistemáticos de 1,2x1,2 m, malla ocasional				

Tabla 23

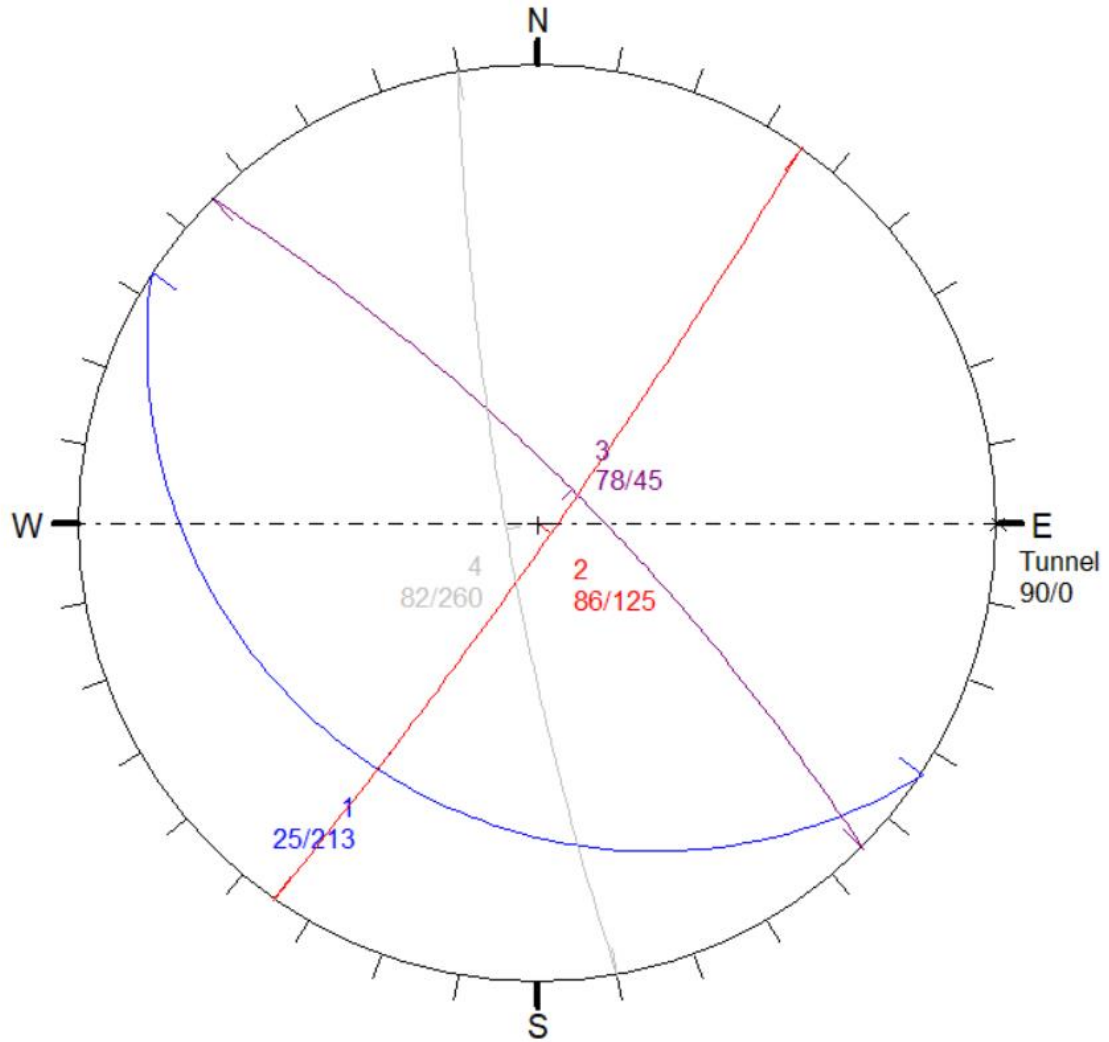
Combinación de 4 sets para la definición de cuñas.

	Set A	Set B	Set C
Combinación 1	Set 1	Set 2	Set 3
Combinación 2	Set 1	Set 2	Set 4
Combinación 3	Set 1	Set 3	Set 4
Combinación 4	Set 2	Set 3	Set 4

Combinación 1, 2, 3

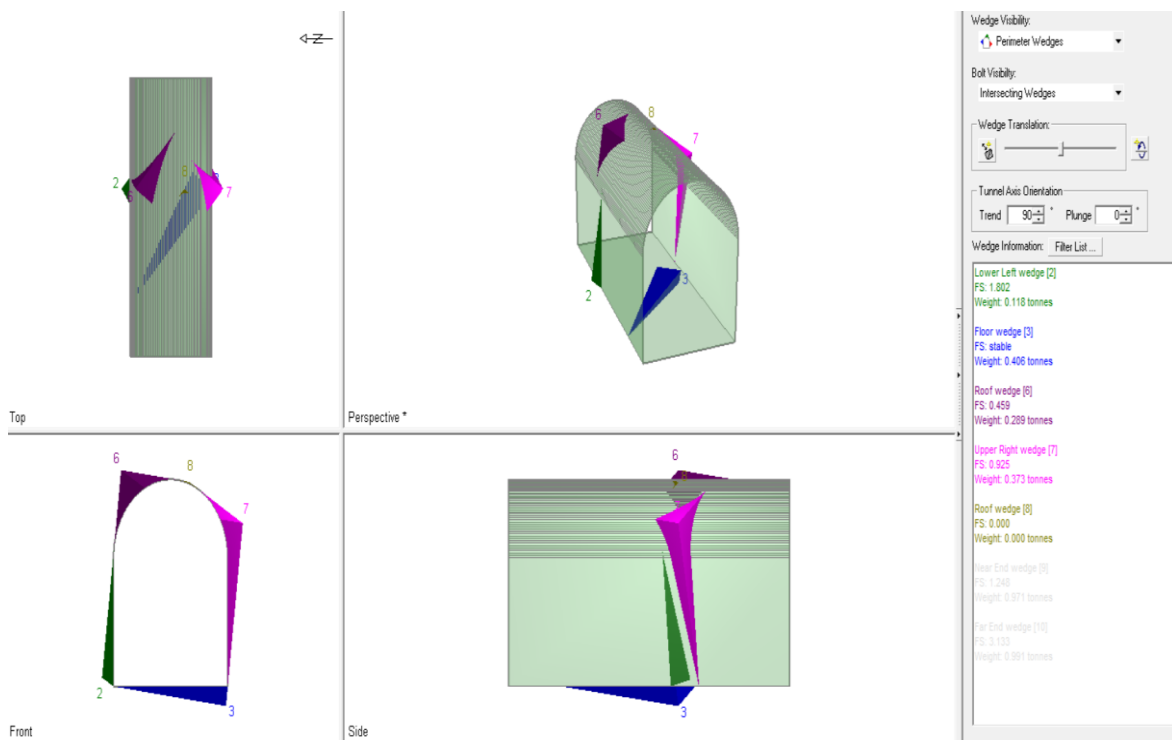
Figura 38

Representación estereográfica de los sets J1, J2, J3 de la combinación número 1.



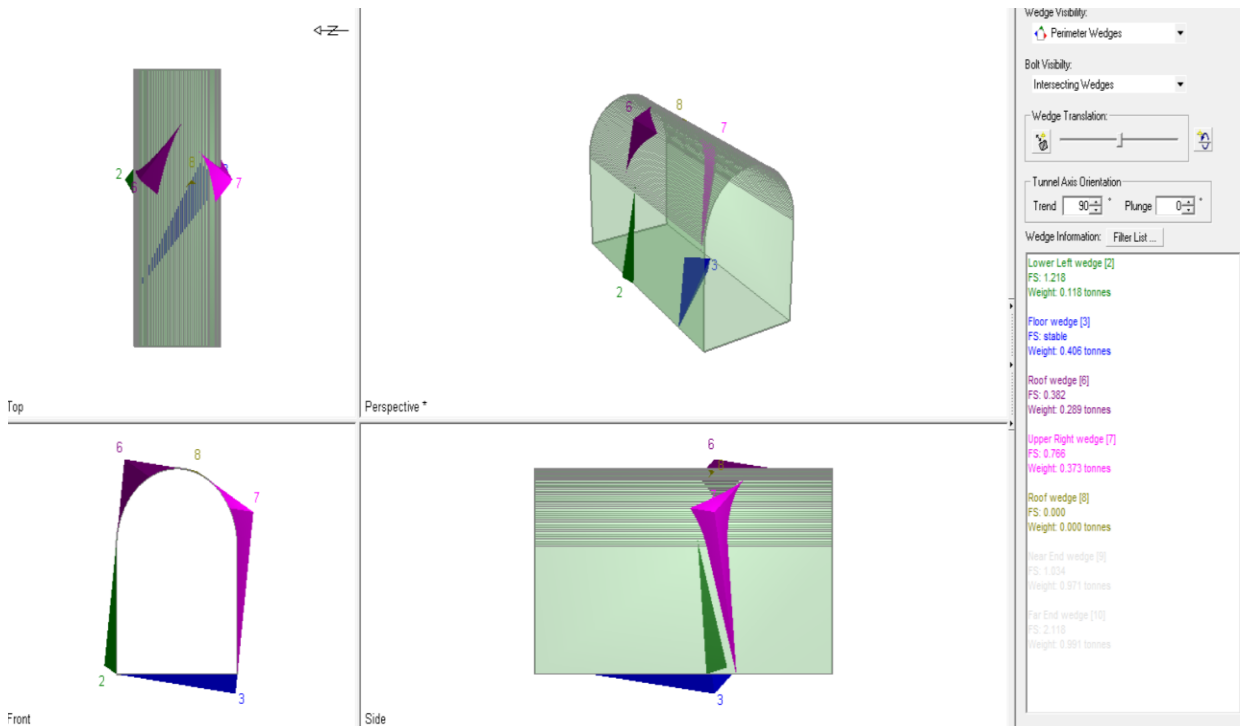
Estáticas

El análisis estático de las posibles cuñas de deslizamiento para la combinación 1, 2 y 3 ha revelado que : La cuña 2 inferior izquierda tiene un factor de seguridad de 1.802, la cuña 3 inferior tiene un factor de seguridad estable; se observa que son inestables la cuña 6 superior izquierda que tiene un factor de seguridad de 0.459 con un peso de 0.289 toneladas, la cuña 7 superior derecha que tiene un factor de seguridad de 0.925 con un peso de 0.373 toneladas, la cuña 8 superior que tiene un factor de seguridad de 0.000 con un peso de 0.000 toneladas.



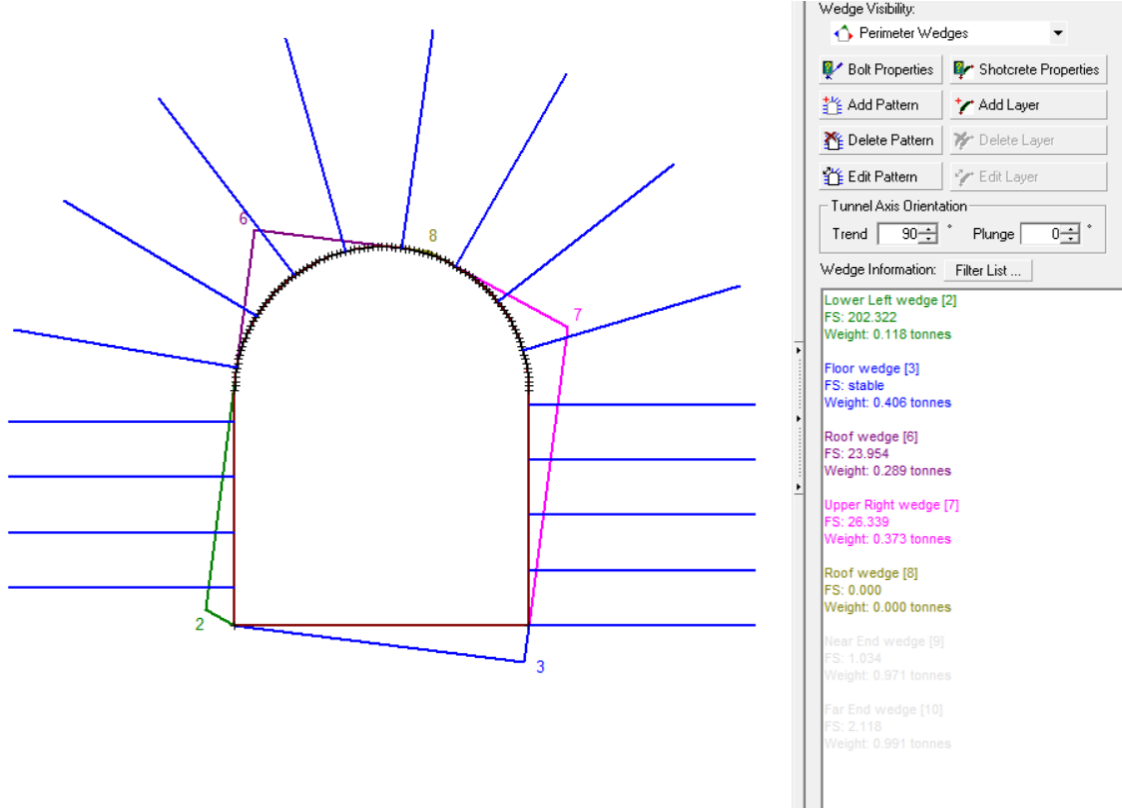
Condiciones Pseudoestáticas

El análisis Pseudoestático de las posibles cuñas de deslizamiento para la combinación 1, 2 y 3 ha revelado lo siguiente: la cuña 3 inferior tiene un cociente de seguridad estable; siendo inestables la cuña 2 inferior izquierda que tiene un cociente de seguridad de 1.218, la cuña 6 superior izquierda que tiene un cociente de seguridad de 0.382 con un peso de 0.289 toneladas, la cuña 7 superior derecha que tiene un factor de seguridad de 0.766 con un peso de 0.373 toneladas y la cuña 8 superior la cual posee un cociente de seguridad de 0.000 con un peso de 0.000 toneladas.



Propuesta de Estabilidad

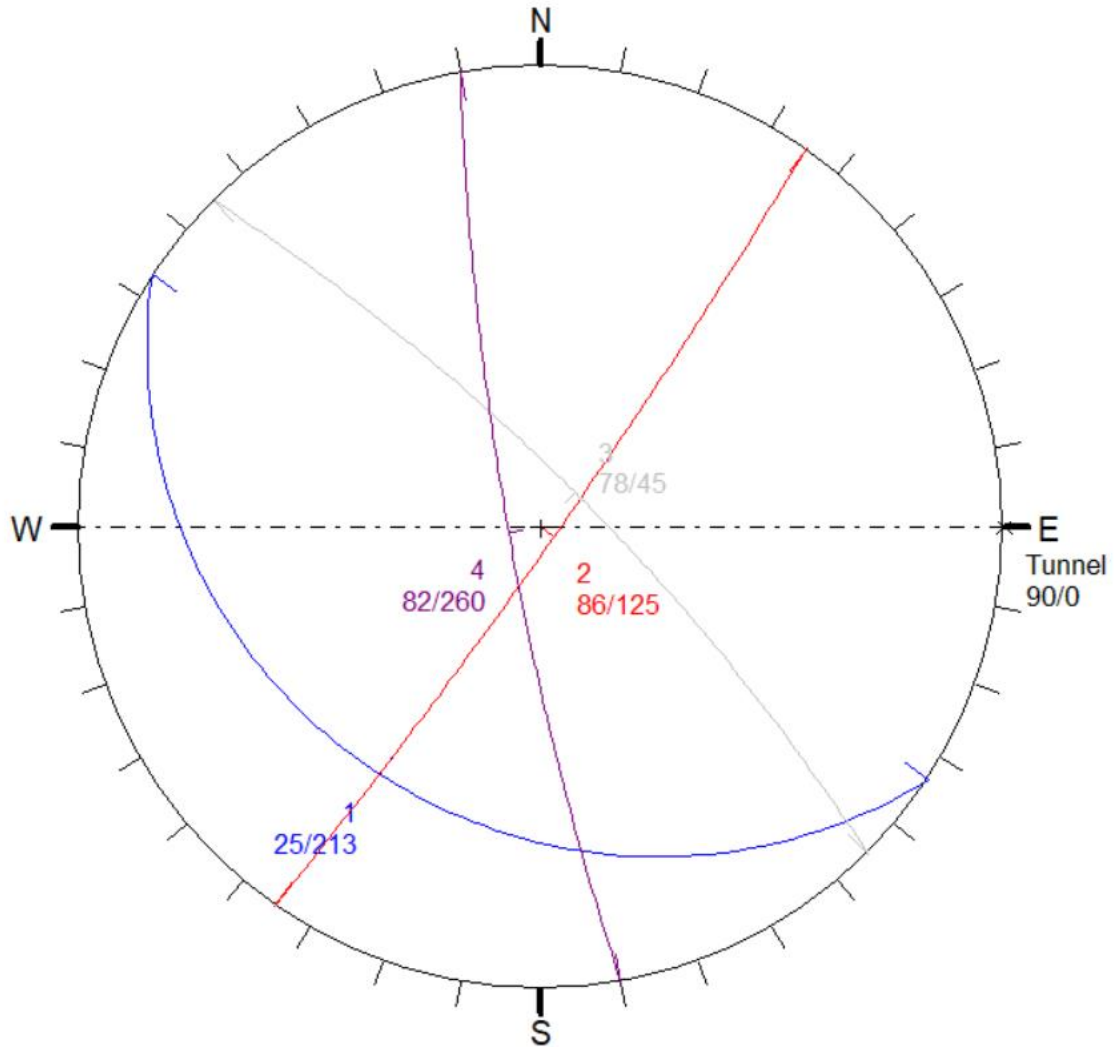
A fin de que la labor subterránea sea estable se sugiere instalar de pernos de 1 metros y medio, espaciadas cada un metro y medio para la cuña 2, 6 y 7. En la siguiente figura se puede observar la combinación con los pernos de anclaje puestos y ya estable.



Combinación 1,2,4

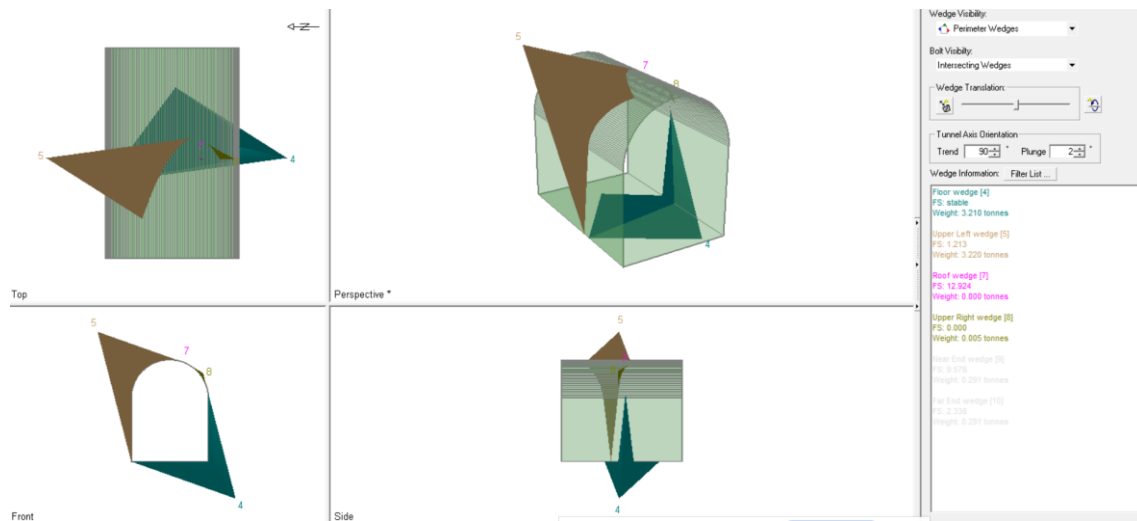
Figura 39

Representación estereográfica de los sets J1, J2, J4 de la combinación número 2.



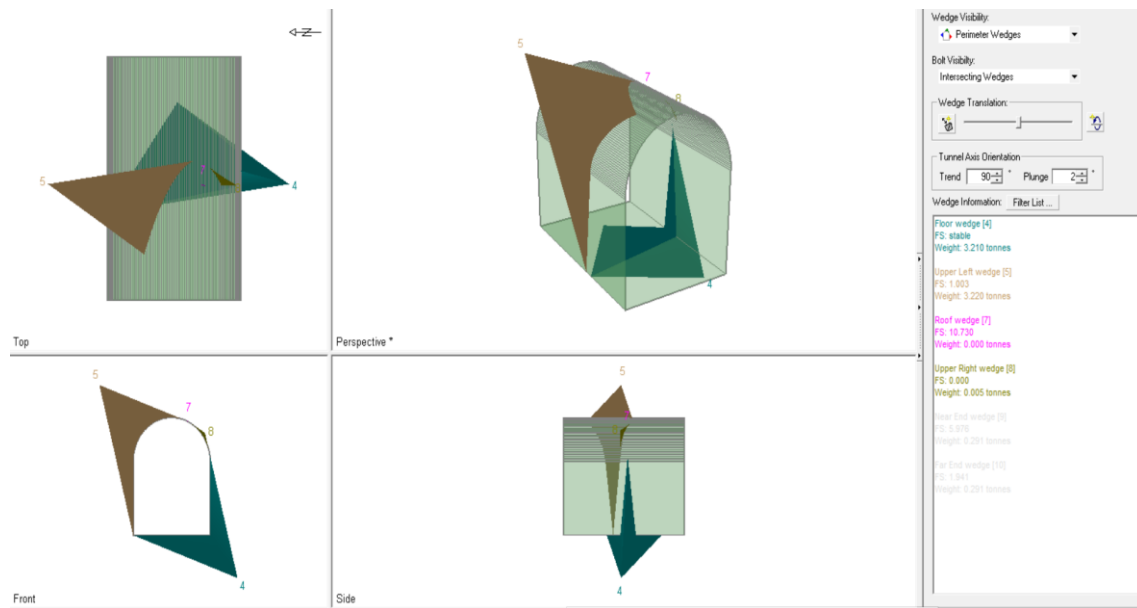
Estáticas

El análisis estático de cuñas para la combinación 1, 2 y 4 ha revelado lo siguiente: la cuña 4 inferior tiene un cociente de seguridad estable, la cuña 7 superior tiene un cociente de seguridad de 12.924 con un peso de 0.000 toneladas, siendo inestables la cuña 5 superior izquierda que tiene un cociente de seguridad de 1.213 con un peso de 3.220 toneladas y la cuña 8 superior derecha que tiene un cociente de seguridad de 0.000 con un peso de 0.005 toneladas.



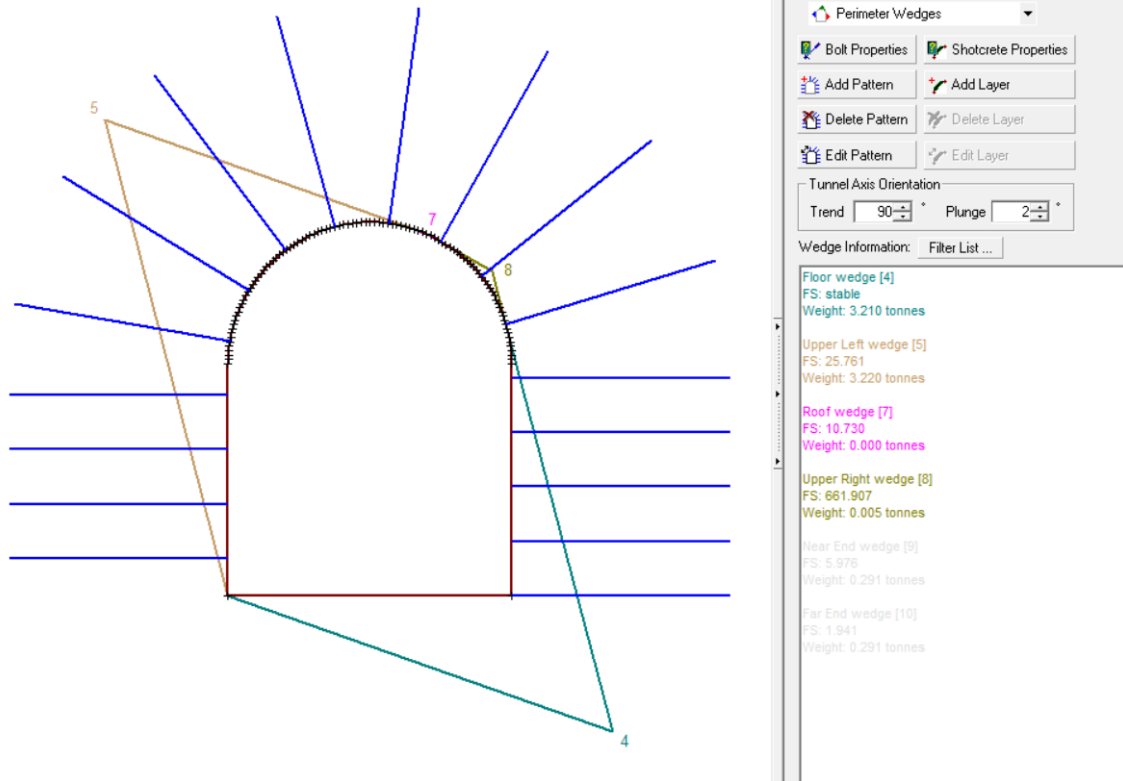
Pseudoestáticas

El análisis Pseudoestático de cuñas para la combinación 1, 2 y 4 ha revelado lo siguiente: la cuña 4 inferior tiene un cociente de seguridad estable, la cuña 7 superior tiene un cociente de seguridad de 10.730 con un peso de 0.000 toneladas, siendo inestables la cuña 5 superior izquierda con un cociente de seguridad de 1.003 con un peso de 3.220 toneladas y la cuña 8 superior derecha que tiene un cociente de seguridad de 0.000 con un peso de 0.005 toneladas



Propuesta de estabilidad

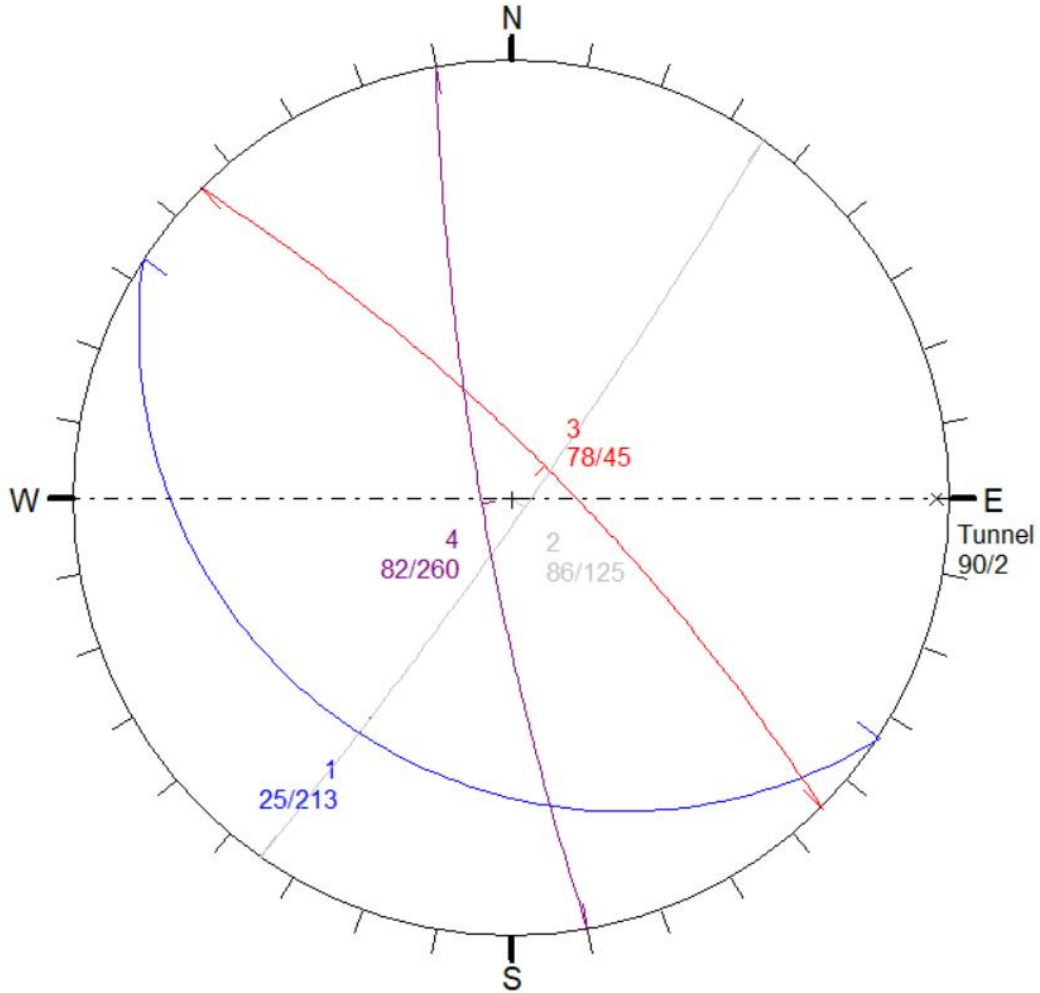
A fin de que la labor subterránea sea estable se sugiere instalar de pernos de 1 metros y medio, espaciadas cada un metro y medio para la cuña 5 y 8.



Combinación 1,3,4

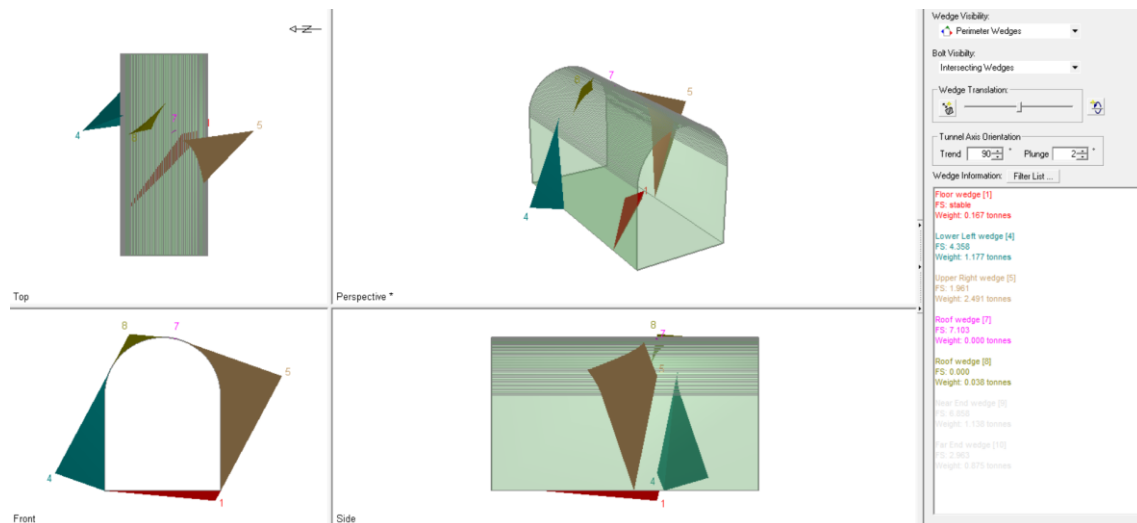
Figura 40

Representación estereográfica de los sets J1, J3, J4 de la combinación número 3.



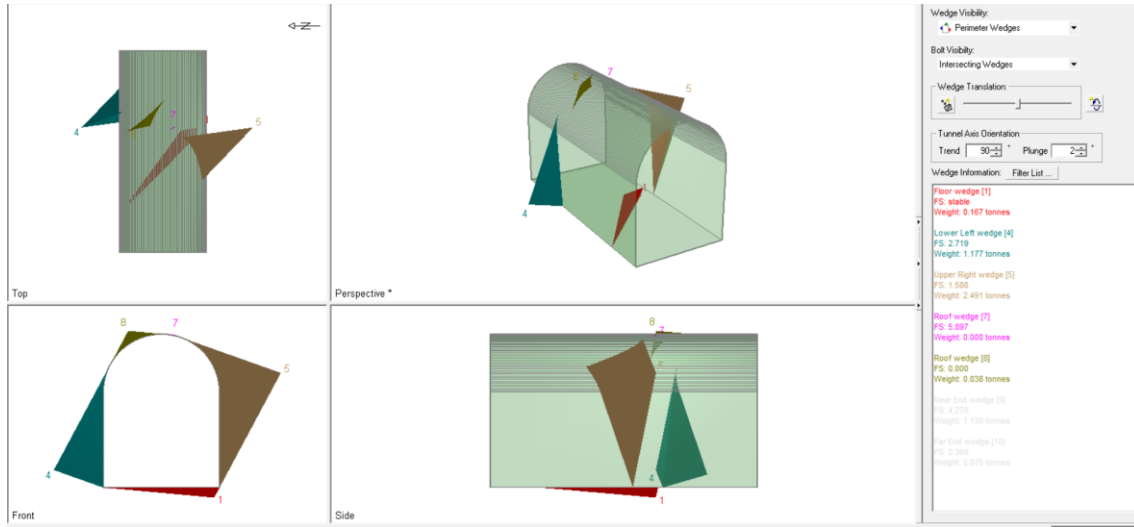
Estáticas

El análisis estático de cuñas para la combinación 1, 3 y 4 ha revelado lo siguiente: la cuña 1 inferior tiene un cociente de seguridad estable, la cuña 4 inferior izquierda tiene un cociente de seguridad de 4.358, la cuña 5 superior derecha tiene un cociente de seguridad 1.961 con un peso de 2.491 toneladas, la cuña 7 superior tiene un cociente de seguridad de 7.103 con un peso de 0.000 toneladas, siendo inestable la cuña 8 superior que tiene un cociente de seguridad de 0.000 con un peso de 0.036 toneladas.



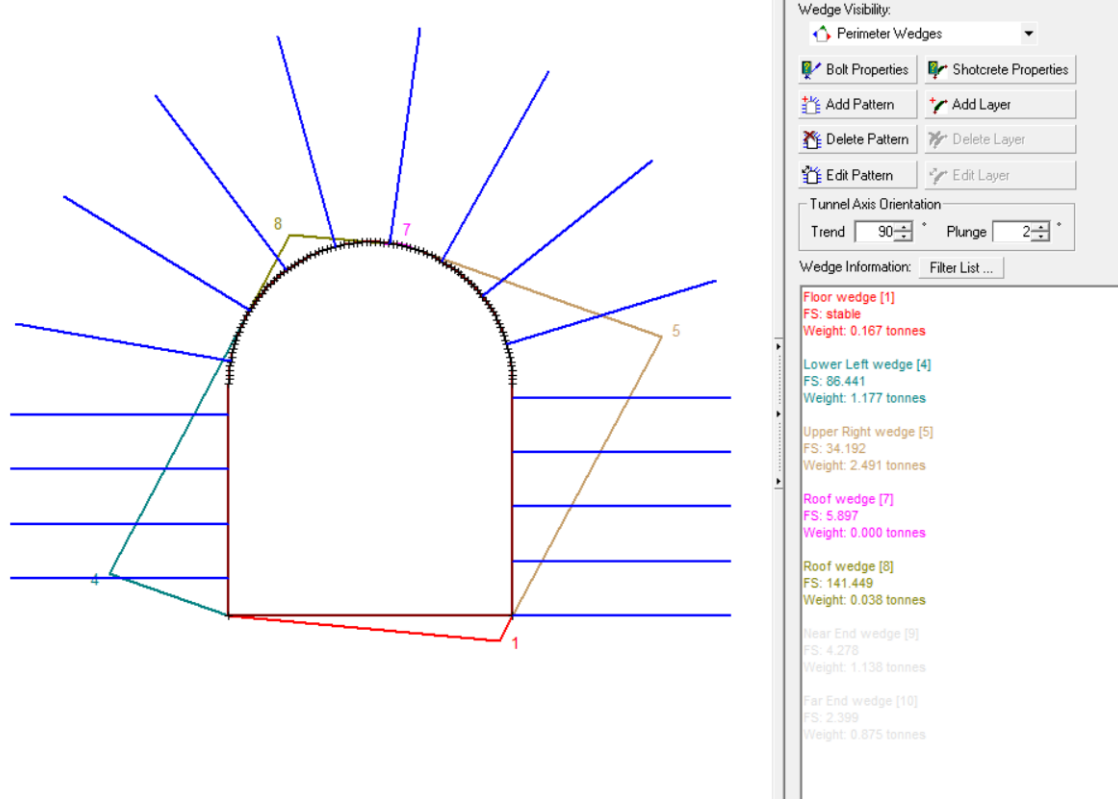
Pseudoestática

El análisis Pseudoestático de cuñas para la combinación 1, 3 y 4 ha revelado lo siguiente: la cuña 1 inferior tiene un cociente de seguridad estable, la cuña 4 inferior izquierda tiene un cociente de seguridad de 2.719 con un peso de 1.177 toneladas, la cuña 5 superior derecha tiene un cociente de seguridad de 1.588 con un peso de 2.491 toneladas, la cuña 7 superior tiene un cociente de seguridad de 5.897 con un peso de 0.000 toneladas, siendo inestable la cuña 8 superior que tiene un cociente de seguridad de 0.000 con un peso de 0.038 toneladas.



Propuesta de estabilidad

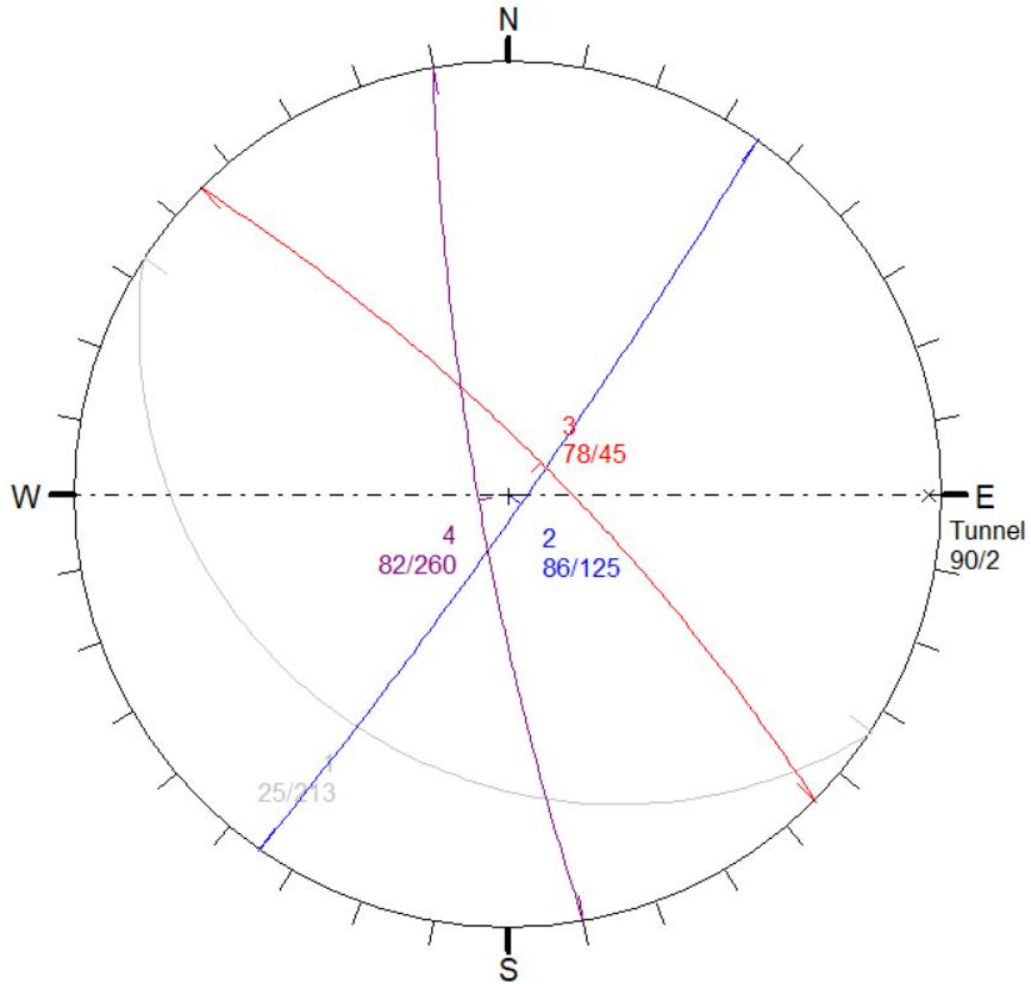
A fin de que la labor subterránea sea estable se sugiere instalar de pernos de 1 metros y medio, espaciadas cada un metro y medio para la cuña 8.



Combinación 2,3,4

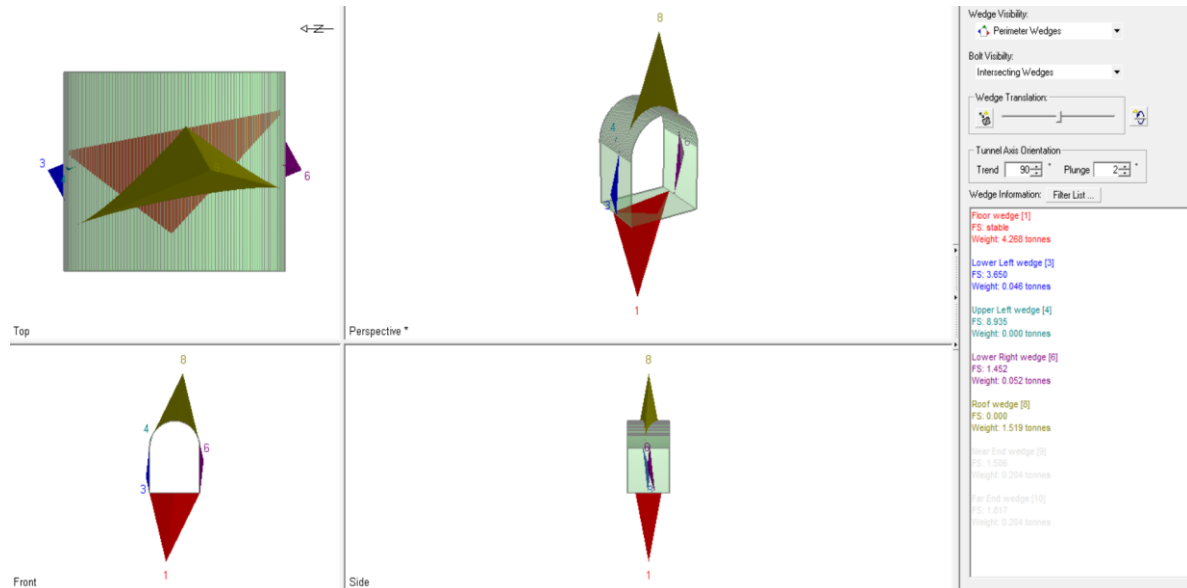
Figura 41

Representación Estereográfica de los sets J2, J3, J4 de la combinación número 4.



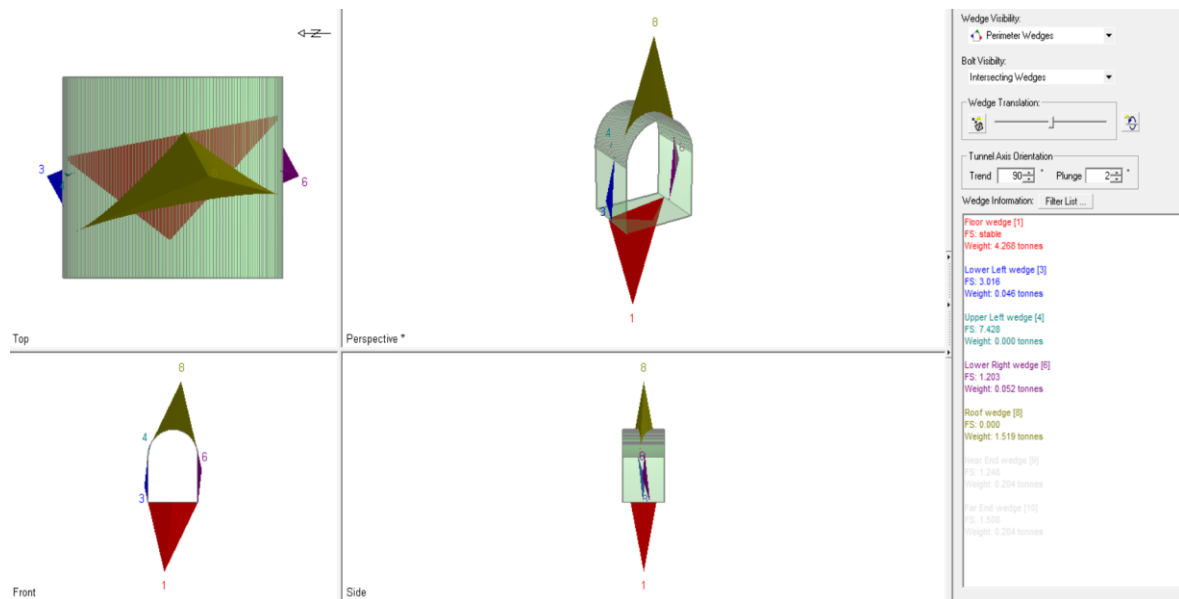
Estáticas

El análisis estático de cuñas para la combinación 2, 3 y 4 ha revelado lo siguiente: la cuña 1 inferior tiene un cociente de seguridad estable, la cuña 3 inferior izquierda tiene un cociente de seguridad de 3.650 con un peso de 0.046 toneladas, la cuña 4 superior izquierda tiene un cociente de seguridad es 8.935, la cuña 6 inferior derecha tiene un cociente de seguridad de 1.452 con un peso de 0.052 toneladas, siendo inestable la cuña 8 superior que tiene un factor de seguridad de 0.000 con un peso de 1.519 toneladas.



Pseudoestática

El análisis Pseudoestático de cuñas para la combinación 2, 3 y 4 ha revelado lo siguiente: la cuña 1 inferior tiene un cociente de seguridad estable, la cuña 3 inferior izquierda tiene un cociente de seguridad de 3.016, la cuña 4 superior izquierda tiene un cociente de seguridad de 7.428, siendo inestable la cuña 6 inferior derecha que tiene un cociente de seguridad de 1.203 con un peso de 0.052 toneladas y la cuña 8 superior que tiene un cociente de seguridad de 0.000 con un peso de 1.519 toneladas.



Propuesta de estabilidad

A fin de que la labor subterránea sea estable se sugiere instalar de pernos de 1 metros y medio, espaciadas cada un metro y medio para la cuña 6 y 8.

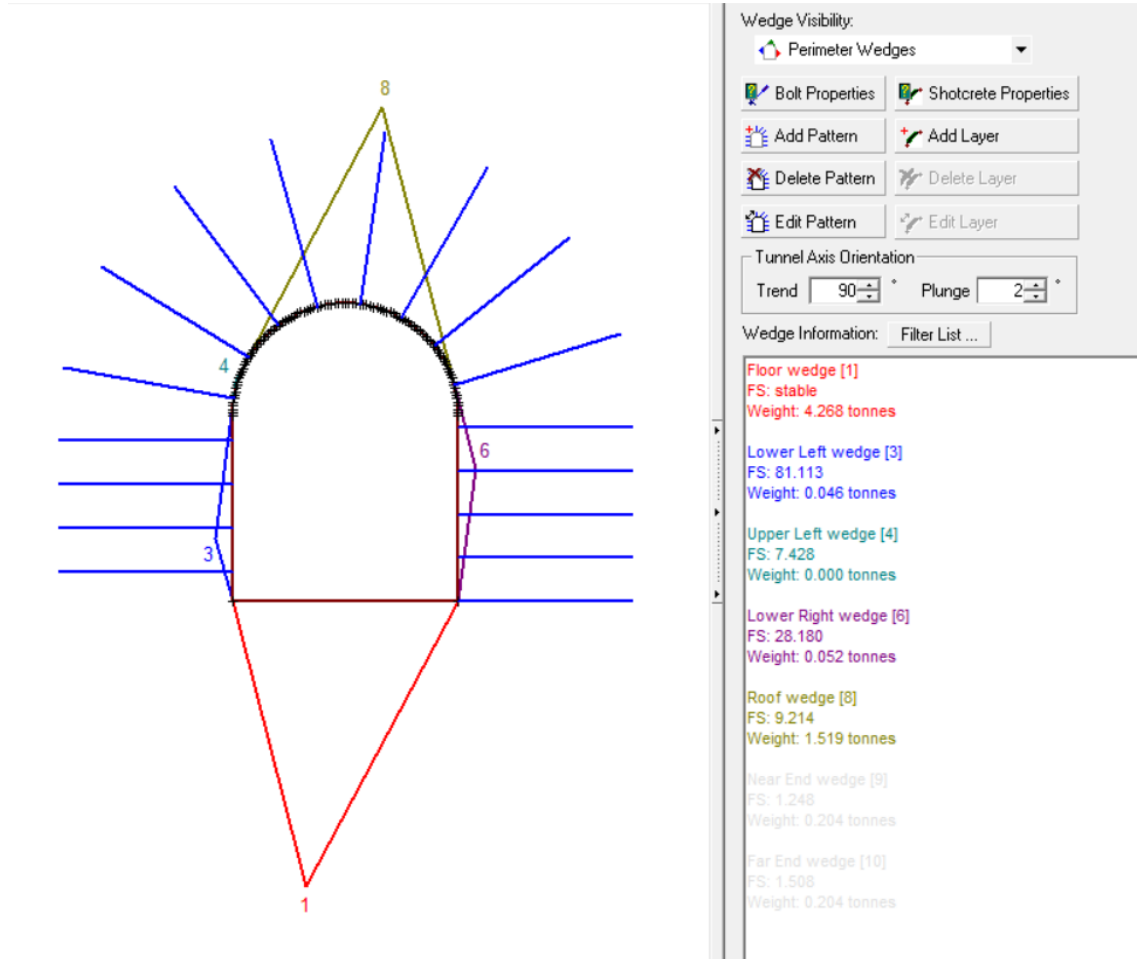


Tabla 24:

Datos generales de la zona de estudio

Labor	Galería principal Callacpuma
Dimensiones	2x2.13
Largo	20 m
Finalidad	Acceso principal
Dirección del túnel	N245°
Litología	Lutitas - Areniscas
Coordenadas	N: 9204747 E: 783549
Altitud	2670 m.s.n.m

CAPÍTULO IV: DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

4.1 Discusión

En la presente investigación tuvo como objetivo general realizar el análisis geomecánico para el diseño de sostenimiento de una labor subterránea en Callacpuma. como valores de parámetro de resistencia una cohesión de 0.5 MPa debido a un esfuerzo de corto que oscila entre 0.21 MPa a 1.55 MPa y un ángulo de fricción de 31.56 obtenido a partir de 05 especímenes de roca analizados en el laboratorio, así mismo en la evaluación realizada se identificó 4 familias de discontinuidades con una orientación preferencial y/o tendencia NESW según el diagrama de rosas, en la cuales las familias J1 es perpendicular a la dirección del avance de la excavación y la familiar J4 paralela al eje del túnel. De igual forma para Acuña (2023) cuando utilizo un análisis de la geomecánica de discontinuidades para realizar su evaluación, obtuvo parámetros de resistencia con valores cohesión en de 0.308Kg/cm² y un ángulo de fricción de 31°. En tal sentido se corrobora la importancia de los parámetros de resistencia para una correcta evaluación geomecánica con fines de estabilidad.

Respecto al primer objetivo específico describir la roca y calcular el Rock mass rating y índice de Q, para estimar la calidad de la roca en Callacpuma, se obtuvo una resistencia la compresión uniaxial de 131, un valor de RQD de 62, un espaciado promedio de 16 cm, una persistencia de 15m con un planos rugosos que presentan aberturas de 1.5mm con rellenos limo arcillosos y paredes moderadamente meteorizadas lo que permite obtener un valor de RMR de 47.5 por lo que posee una calidad regular "B" y un factor de ajuste de -2.5; en tanto el valor de índice de "Q"

fue de 7.6 lo que indica también una calidad regular. Por lo que con los valores mencionados se pudo recomendar medidas de sostenimiento para la labor subterránea. Estos datos son coherentes con los de Rudas (2022) el cual obtuvo un valor de RMR de 54.7, un RQD del 72%, un índice de Q de 5, una distancia de diaclasas de 30cm, una persistencia 15m, una apertura de 12.5mm, los planos de diaclasas son ligeramente rugosas, con un relleno blando y se encuentra ligeramente erosionadas; mientras que las fracturas se presentan sin agua que se considere observable (húmeda). Por lo que se confirma que para valores de RMR bajos se necesita implementar medidas de sostenimiento.

Respecto al segundo objetivo específico que hace referencia a determinar las características físicas y mecánicas de la roca no dañada utilizando un martillo de Schmid, un peine de Barton y un ensayo de compresión uniaxial en una labor subterránea en Callacpuma, se obtuvo un número de rebote de 55 con en los planos más críticos de los sets identificados, además se registró una amplitud de 5mm y una longitud de peine de 0.3m lo que permitió obtener un valor de coeficiente de rugosidad JRC de 7, así mismo se obtuvo un valor de resistencia a la compresión uniaxial de 207 MPa para la muestra de roca arenisca el cual presenta un valor de peso unitario de 27 KN/m³. Por otro lado, Loayza (2023) obtuvo como resultados un rebote promedio de 52 con el martillo de schmid, un JRC de 6 con el peine de Barton para las familias críticas y un UCs promedio de 177. En tal sentido se corrobora que el Método de Barton Bandis, es un método confiable para el cálculo del factor de seguridad.

Respecto al tercer objetivo específico que hace referencia a realizar un análisis de diaclasas a fin de conocer los tipos de rupturas y posibles cuñas en Callacpuma.

mediante el análisis de rotura se identificó para el hastial izquierdo de la labor la familia J1 cumple las condiciones geométricas con un 25% de polos que se encuentran en el área crítica, en tanto en el hastial derecho de determino que no se producirá la el deslizamiento planar. Por otro lado, ninguna de las familias cumplió condiciones para formar una rotura en vuelco mediante las paredes de la labor; en tanto para la rotura en cuña se identificó 04 combinaciones de juntas la primera está formada por los sets 1, 2, 3, la segunda formada por los sets 1, 2, 4, la tercera por lo sets 1, 3, 4 y la cuarta combinación por sets 2, 3, 4, las mismas que puede producir cuñas deslizantes en el techo y hastiales de la galería. Por su parte Rojas (2023) determinó los tipos de deslizamientos e identifico que la labor es susceptible a una caída de bloques del tipo planar mediante la diaclasa J1 y un deslizamiento por vuelco por el sistema de fractura J2. Asimismo, se obtuvo 04 intercalaciones de fracturas que forman cuñas siendo estás las combinaciones J2 J3 J4, J1J2J3, J1J3J4 y J1J2J4. Lo que es acorde con el presente estudio donde se identificó 4 combinaciones con el software unwedge, las mimas que fueron analizadas.

Respecto al cuarto objetivo específico que hace referencia a determinar el cociente de seguridad y plantear el diseño de sostenimiento que se empleara en una labor subterránea en Callacpuma – Cajamarca. Se obtuvo un factor de seguridad para rotura planar en el hastial izquierdo, teniendo un valor de 1.23 en formas pseudoestáticas y saturadas; además se calculó el factor de seguridad para las cuñas de las 04 combinaciones en condiciones pseudoestáticas, obteniendo un factor de 0.382 en la cuña más crítica para la combinación 1, un factor de 1.003 en la cuña más crítica para la combinación 2, un factor de 1.588 en la cuña con valor más bajo para la combinación

3 y un factor de 1.203 en la cuña con valor más bajo para la combinación 4. Así mismo se propuso el diseño de sostenimiento mediante la instalación de una malla y pernos espaciados cada 1.5 metros, los cuales elevo los factores de seguridad de todas las cuñas identificadas, a la condición de estable. De igual forma Cortez y Cotrina (2022) tuvo como resultados que los 4 grupos de fracturas en combinación generan cuñas con distintos formas y densidades en la parte superior y las paredes de la labor las cuales pueden deslizar. En tal sentido se debe elevar el cociente de seguridad y evitar que las cuñas deslicen con una mediante la instalación de pernos y la instalación de malla. El mismo que es concordante y evidencia la efectividad de la instalación de pernos y malla en labores subterráneas.

CONCLUSIONES

Primera

Se realizó la evaluación geomecánica para el diseño de sostenimiento, obteniéndose como valores de parámetro de resistencia una cohesión de 0.5 MPa y un ángulo de fricción de 31.56 según los ensayos de laboratorio, así mismo en la evaluación realizada se identificó 4 familias de discontinuidades, la cuales las familias J1 y J4 presenta condiciones de orientación respecto a la dirección de excavación de la labor subterránea

Segunda

Se caracterizó el macizo rocoso obteniendo los parámetros de espaciado, condiciones de las discontinuidades y presencia de agua, con un valor de RQD de 62, un RMR de 47.5 por lo que posee una calidad regular "B" y un factor de ajuste de -2.5; en tanto el valor de índice de "Q" fue de 7.6 lo que indica también una calidad regular. Por lo que con los valores mencionados se pudo recomendar medidas de sostenimiento para la labor subterránea

Tercera

Se determinó las propiedades físicas y mecánicas de la roca mediante el martillo de Schmidt, obteniendo un número de rebote de 55 y un valor de coeficiente de rugosidad JRC de 7, así mismo se obtuvo un valor de UCS de 207 MPa para la muestra de roca arenisca el cual presenta un valor de peso unitario de 27 KN/m³.

Cuarta

Se realizó el análisis de juntas para evaluar posibles cuñas deslizantes y tipos de fractura, teniendo como resultado que para el hastial izquierdo de la labor la familia J1 cumple los requisitos para poder producir una rotura planar. Por otro lado, ninguna de las familias cumplió condiciones para formar una rotura en vuelco mediante las paredes de la labor; en tanto para la rotura en cuña se identificó 04 combinaciones de juntas que pueden producir cuñas deslizantes en el techo y hastiales de la galería

Quinta

Se calculó el factor de seguridad para rotura planar en el hastial izquierdo, teniendo un valor de 1.23 en las condiciones pseudoestáticas y saturadas; además se calculó el factor de seguridad para las cuñas de las 04 combinaciones en condiciones pseudoestáticas, obteniendo un factor de 0.382 en la cuña más crítica para la combinación 1, un factor de 1.003 en la cuña más crítica para la combinación 2, un factor de 1.588 en la cuña con valor más bajo para la combinación 3 y un factor de 1.203 en la cuña con valor más bajo para la combinación 4. Así mismo se propuso el diseño de sostenimiento mediante la instalación de una malla y pernos espaciados cada 1.5 metros, los cuales elevo los factores de seguridad de todas las cuñas identificadas, a la condición de estable

Referencias

- Aslla Champi, R. y Mamani Condori, E. (2023). *Estudio geotécnico y geodinámico para la seguridad física del camino vecinal tramo Cusipata-Chillihuani-Llacto-Cerro siete colores del distrito de Cusipata, provincia Quispicanchi, departamento de Cusco*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco].
Repositorio Institucional - UNSAAC. <http://hdl.handle.net/20.500.12918/7650>
- Ayay Chilon, A. y Condor Vilcas, M. L. (2021). *Análisis geotécnico en la estabilidad de taludes de la carretera tramo Otuzco - Combayo distrito Encañada provincia de Cajamarca, 2020*. [Tesis de pregrado, Universidad Privada del Norte]. Repositorio Institucional - UPN. <https://hdl.handle.net/11537/28719>
- Cabellos Requejo, J. E. y Samamé Vásquez, A. A. (2021). *Estudio geotécnico para la estabilidad de taludes en la mina de Hierro Olmos 8 HPM*. [Tesis de pregrado, Universidad Cesar Vallejo]. Repositorio de la Universidad César Vallejo. <https://hdl.handle.net/20.500.12692/60503>
- Canet Sánchez, S. (2020). Estudio geológico-geotécnico y de estabilidad de los taludes del tramo PK-22+500 a PK-23+500 de la CV-345 (Valencia) [Tesis de pregrado, Universidad Politécnica de Valencia]. Repositorio Institucional – Universidad Politécnica de Valencia. <http://hdl.handle.net/10251/135686>
- Flores Berenguer, I., García Tristán, J. y González Haramboure, Y. (2020). Estabilidad de taludes durante un desembalse rápido en presas de tierra con suelos parcialmente saturados. *Ingeniería y Desarrollo*, 38(1), 13–31.
<https://doi.org/10.14482/inde.38.1.624.15>

Flores Gavidia, L. E. y Pizarro Ramon, B. J. (2022). *Análisis de estabilidad del talud en condiciones estáticas y pseudoestáticas para determinar el nivel de seguridad en la Costa Verde*. [Tesis de pregrado, Universidad Ricardo Palma]. Repositorio Institucional - Universidad Ricardo Palma.

<https://hdl.handle.net/20.500.14138/6777>

González Salas, A. M. y Valverde Espinoza, L. E. (2021). *Estudio del comportamiento geotécnico y alternativas de contención del suelo arenoso para la estabilidad de taludes en Los Laureles de Villa el Salvador*. [Tesis de pregrado, Universidad Ricardo Palma]. Repositorio Institucional - Universidad Ricardo Palma.

<https://hdl.handle.net/20.500.14138/4683>

Guevara Mendoza, J. C. y Vigo Casanova, O. J. (2021). *Estudio geomecánico-geotécnico para el diseño de estabilidad de taludes, entre la progresiva del 07+580 al km 08+970, de la carretera Choropampa- Asunción, sector Salabamba, Cajamarca-2021*. [Tesis de pregrado, Universidad Privada del Norte]. Repositorio Institucional - UPN. <https://hdl.handle.net/11537/27910>

Hernández Cáceres, F. J. (2019). *Hacia la automatización del análisis de estabilidad de taludes mineros*. [Tesis de pregrado, Universidad de Chile]. Repositorio

Institucional – Universidad de Chile

[https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/170974/Hacia-la-automatizaci% c3% b3n-del-an% c3% a1 lisis-de-estabilidad-de-taludes-mineros.pdf?sequence=1&isAllowed=y](https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/170974/Hacia-la-automatizaci%c3%b3n-del-an%c3%a1lisis-de-estabilidad-de-taludes-mineros.pdf?sequence=1&isAllowed=y)

Hernández Chaverra, A. L. y Tamayo Ruiz, Y. A. (2019). Análisis de estabilidad del talud y obras de contención necesarias para el diseño y construcción de una vía de orden

secundario en el municipio de Dabeiba-Antioquia. [Tesis de pregrado, Universidad Cooperativa de Colombia]. Repositorio Institucional – Universidad Cooperativa de Colombia. <http://hdl.handle.net/20.500.12494/10699>

Instituto de Ingeniero de Minas del Perú (2023,2 de octubre). *Las Bambas restaura con éxito talud de su único yacimiento productivo en seis meses tras fuerte deslizamiento.*

Instituto de Ingenieros de Minas del Perú. <https://iimp.org.pe/raiz/ferrobamba-las-bambas-restaura-con-exito-talud-de-su-unico-yacimiento-productivo-en-seis-meses-tras-fuerte-deslizamiento>

Jurado Guevara, A. B. y Pérez Araujo, R. F. (2019). *Análisis comparativo de métodos destructivos y no destructivos en la determinación de parámetros geotécnicos para estabilización de un talud en la Costa Verde-Miraflores.* [Tesis de pregrado, Universidad Ricardo Palma]. Repositorio Institucional - Universidad Ricardo Palma. <https://hdl.handle.net/20.500.14138/2786>

Medinaceli Tórrez, Rubén, y Medinaceli Ortiz, Rubén. (2021). Aplicación de la simulación de Montecarlo a la evaluación probabilística de la estabilidad de taludes en roca. *Revista de Medio Ambiente y Minería*, 6(1), 33-47.

[http://www.scielo.org.bo/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S2519-53522021000100004&lng=es&tlng=es.](http://www.scielo.org.bo/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S2519-53522021000100004&lng=es&tlng=es)

Monte Parra, I. A. (2020). *Análisis de estabilidad de taludes de roca mediante el método de elementos finitos.* [Tesis de pregrado, Universidad de Concepción]. Repositorio Institucional – Universidad de concepción.

http://repositorio.udec.cl/bitstream/11594/461/1/Tesis_Analisis_de_estabilidad.pdf

- Mucuta Lito, H. V., Cartaya Pires, M. y Watson Quesada, R. L. (2020). Evaluación de estabilidad en taludes del yacimiento Castellano mediante el cálculo del factor de seguridad. *Minería y Geología*, 36(4), 441-450. <https://www.redalyc.org/articulo.oa?id=223564388006>
- Ortiz Herrera, X. S. y Revilla Quirhuayo, M. I. (2022). *Riesgo geotécnico ante eventos sísmicos que afecten la estabilidad del talud en el acantilado de la Costa Verde*. [Tesis de pregrado, Universidad Ricardo Palma]. Repositorio Institucional - Universidad Ricardo Palma. <https://hdl.handle.net/20.500.14138/5878>
- Pozo, R. (2022). Modificación del sistema GSI en función de la escala de análisis de estabilidad de taludes en macizos rocosos. *Minería*. (532), 44-49. <https://revistamineria.com.pe/mineria/532/46/>
- Tomás, R., Riquelme, A., Cano, M., Pastor, J. L., Pagán, J. I., Asensio, J. L. y Ruffo, M. (2020). Evaluación de la estabilidad de taludes rocosos a partir de nubes de puntos 3D obtenidas con un vehículo aéreo no tripulado. *Revista de Teledetección*, (55), 1-15. <https://doi.org/10.4995/raet.2020.13168>
- Vilca Arredondo, A. C. (2019). *Estudio geotécnico para la estabilidad del talud del depósito de desmonte Santa Rosa del proyecto Santa Rosa - Arequipa*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco]. Repositorio Institucional - UNSAAC. <http://hdl.handle.net/20.500.12918/4166>
- Zapata Salas, E. J. (2022). *Metodología para determinar mecanismos de fracturamiento y la estabilidad de un talud mediante un modelamiento geotécnico - Caso de estudio:*

Cantera "El Porvenir" en el distrito de Yura de la ciudad de Arequipa -2022. [Tesis de pregrado, Universidad Católica de Santa María]. Repositorio Institucional - Universidad Católica de Santa María.

<https://repositorio.ucsm.edu.pe/handle/20.500.12920/12135>

Anexos

Anexo 01

Medición de la sección en la Estación N°02



Anexo 02

Medidas de los hastiales techo y piso de la bocamina



Anexo 03

Mapeo Geomecánico de la estación N°01



Anexo 03

Toma de datos de dirección de las familias de discontinuidades

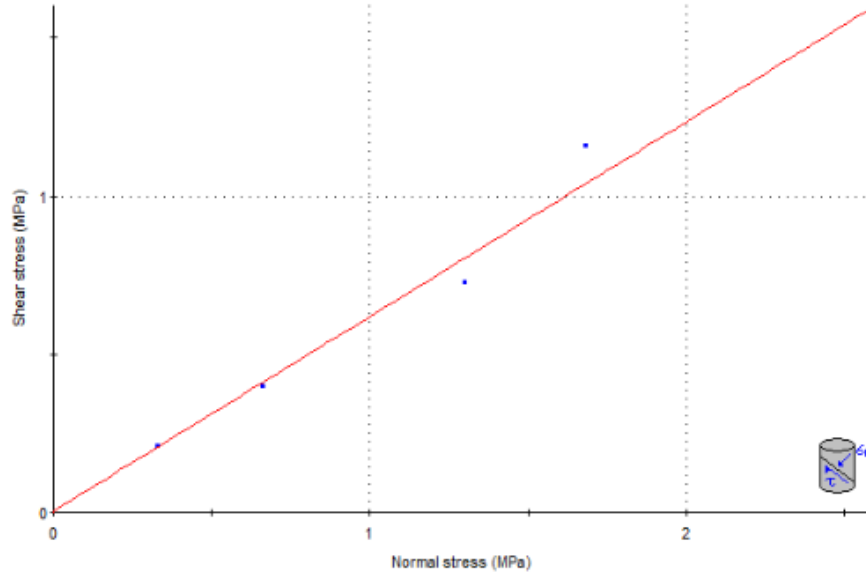


LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS	INFORME DE ENSAYO ENSAYO DE CORTE DIRECTO EN ROCA (ASTMD5607)	Fecha: 09/08/2023 Folio: 01 hoja Página: 01/01
Informe:	001	
Solicitante:	Marco Alejandro Izquierdo Linares y Franco Enrique Martínez Pajares	
Estudio:	Análisis geomecánico para el diseño de sostenimiento de una labor subterránea en Callacpuma - Cajamarca	
Ubicación:	Cajamarca - Cajamarca	
Muestra:	M1	

Parámetros del Ensayo

Código de Muestra	Día "D" (mm)	Tipo de descont.	Probeta	Esfuerzo Normal (MPa)	Esfuerzo de Corte (MPa)	Cohesión (MPa)	Ángulo de fricción (°)
M1	54.72	Simulada (a=36°)	1.00	0.33	0.21	0.05	31.56
			2.00	0.66	0.4		
			3.00	1.3	0.73		
			4.00	1.68	1.16		
			5.00	2.58	1.55		

Direct Shear- parameter Mohr Coulomb



* El muestreo fue responsabilidad del solicitante

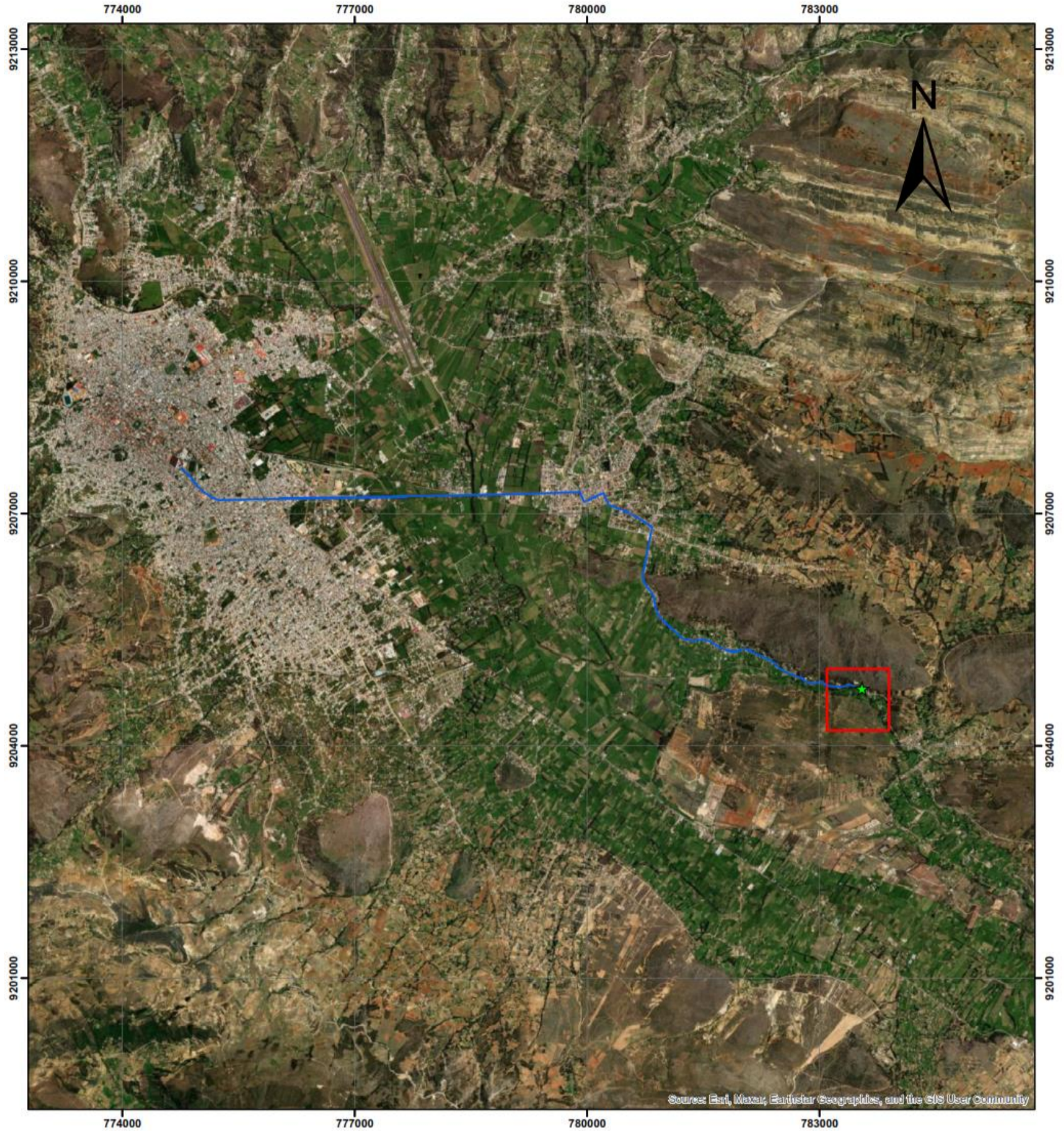
* a: ángulo respecto a la horizontal, de la discontinuidad natural o simulada

* Los esfuerzos normales y cizallantes, se calcularon sobre el área de contacto de las muestras ensayadas a lo largo de cada etapa de prueba

[Signature]
Oscar Wisqueza Mindaiza
Coordinador de Laboratorio de Minas
Universidad Privada del Norte
Cajamarca

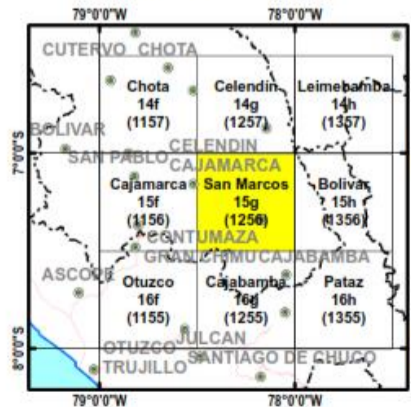
Anexo 09

MAPA DE UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD



Leyenda

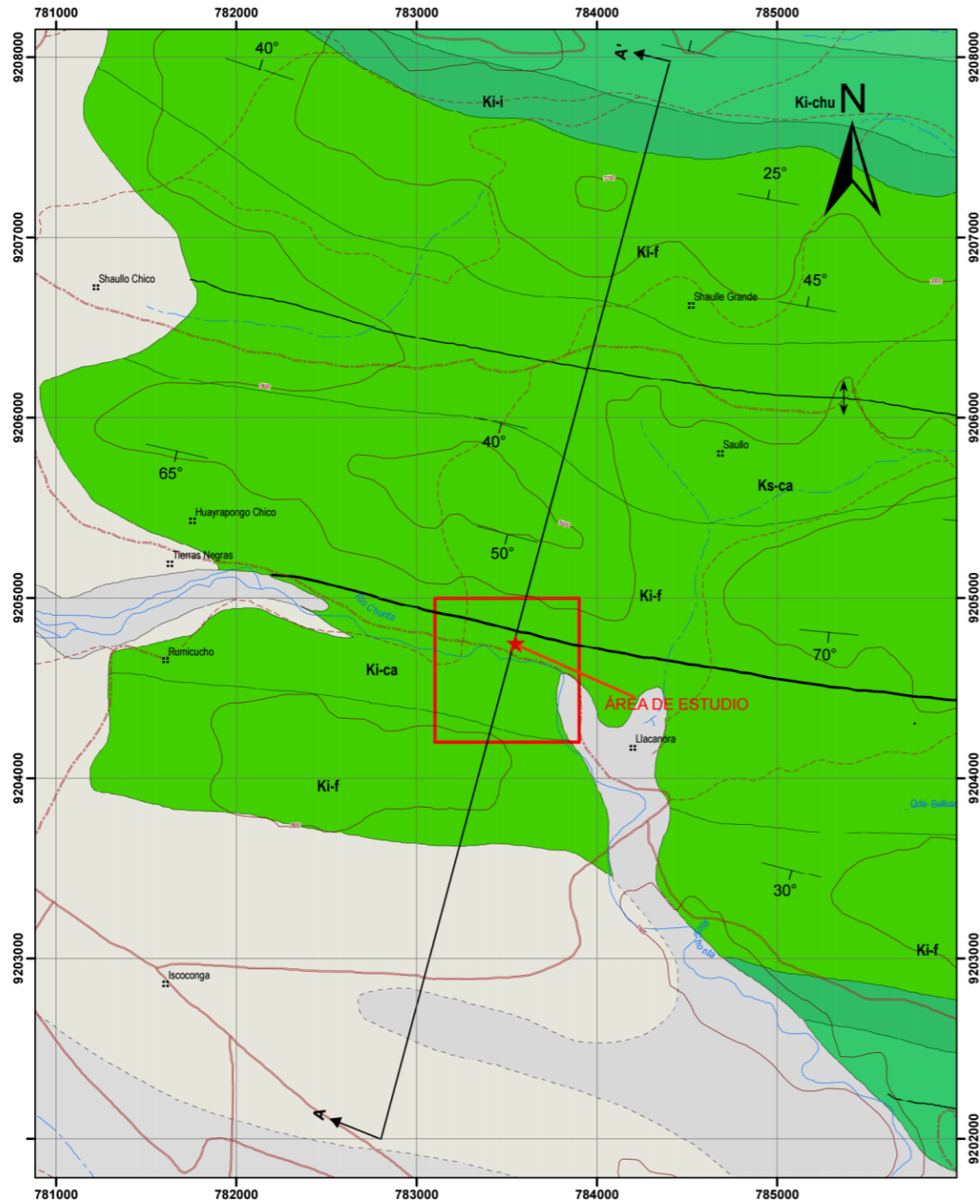
- ★ distrito de hualgayoc
- ciudad de cajamarca
- vía principal pavimentada
- área de estudio



UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE			
FACULTAD DE INGENIERÍA			
Carrera de Ingeniería Geológica			
Br. Franco Enrique Martínez Pajares			
Br. Izquierdo Linares Marco Alejandro			
Análisis geomecánico para el diseño de sostenimiento de una labor subterránea en Callacpuma - Cajamarca, 2023			
PLANO DE UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD		PLANO N° 01	
DPTO	PROV.	DISTRITO	Sistema de coordenadas: UTM-WGS84
Cajamarca	Cajamarca	Llancayoc	ESCALA: 1: 25 000

Anexo 10

MAPA GEOLÓGICO DE LLACANORA



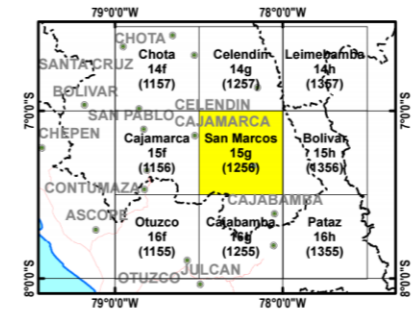
LEYENDA

ERA/TEMPO	SISTEMA	SERIE	EDAD (Ma)	UNIDADES LITOESTRATIGRÁFICAS
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO		Depósito fluvial (Q-fl) Acumulaciones más jóvenes de gravas, arenas y limos depositados en los cauces de ríos formando terrazas
				Depósito aluvial (Q-al) Gravas con clastos redondeados envueltos en una matriz arenosa, con pequeños lentes arenosos. Se presentan en los márgenes de los ríos, formando terrazas
				Depósito lacustrino (Q-la) Material fino areno-arcilloso, con intercalaciones de gravas, depositadas en pequeñas cuencas antes ocupadas por lagunas
	PALEÓGENO/NEÓGENO	PLEISTOCENO	0.01	
		PLIOCENO	2.58	
		MIOCENO	3.33	
		OLIGOCENO	23.00	
		EOCENO	33.9	
		PALEOCENO	66.0	
		SUPERIOR	100.0	
MESOZOICO	CRETÁCICO	INFERIOR		Formación Chulec (Ki-chu) Lutitas grises, margas amarillentas y calizas lutáceas delgadas y nodulares marrón crema
				Formación Inca (Ki-i) Caliza masiva arenosa, brechas calcáreas, areniscas y lutitas ferruginosas en capas delgadas intercaladas con caliza impura
				Formación Farrat (Ki-f) Areniscas, cuarcitas blanquecinas y marmones bien estratificadas en capas mediaras e intercaladas con horizontes de lutitas grises, marmones y rosadas
				Formación Carhuaz (Ki-ca) Lutitas arenosas pardo rojizas, intercaladas con limolitas marrón rojizas y lechos de cuarcita pardo grisácea y ocasionales capas de calizas grises de grano fino



SÍMBOLOS

- 10° Rumbo y buzamiento de estratos
- Falla normal
- Eje de anticlinal
- Contacto geológico
- Carretera afirmada, transitable
- Camino carrozable
- Curva de nivel-Primaria
- Río principal
- Quebrada



UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE			
FACULTAD DE INGENIERÍA			
Carrera de Ingeniería Geológica			
Br. Franco Enrique Martínez Pajares			
Br. Izquierdo Linares Marco Alejandro			
Análisis geomecánico para el diseño de sostenimiento de una labor subterránea en Callacpuma - Cajamarca, 2023			
UPN UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE	PLANO GEOLÓGICO		PLANO N° 02
	DPTO Cajamarca	PROV. Cajamarca	DISTRITO Llacanora
			Sistema de coordenadas: UTM-WGS84 ESCALA: 1: 25 000