



UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO

**FACULTAD DE INGENIERÍA Y ARQUITECTURA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA
DE MINAS**

Estudio Geotécnico para la Estabilidad de Taludes en la Mina de
Hierro Olmos 8 HPM

**TESIS PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
Ingeniero de Minas**

AUTORES:

Cabellos Requejo, Jhon Erick (ORCID: 0000-0002-1349-7357)
Samamé Vásquez, Alondra Alexandra (ORCID: 0000-0002-0446-8423)

ASESORA:

Mg. Castro Zavaleta, Liliana (ORCID: 0000-0002-1973-4245)

LÍNEA DE INVESTIGACIÓN:

Análisis de estabilidad de taludes

CHICLAYO-PERÚ

2021

Dedicatoria

Dedico de manera especial este trabajo de investigación a mis padres César y Nélida, por ser el motor y motivo en mi formación, por mostrarme día a día su apoyo incondicional para superar obstáculos y lograr objetivos, gracias a ello es importante dedicar este producto tan significativo, que marca un antes y después en mi carrera profesional.

Alondra Alexandra

Dedico de manera especial este trabajo de investigación a mis padres Lía Rosa y Arturo Walter, por su apoyo y dedicación en mi formación como persona, hijo y profesional, por ser fuente de inspiración y nunca rendirse conmigo, confiando en cada desafío trazado en mi vida personal y profesional.

Jhon Erick

Agradecimiento

Agradezco a nuestros asesores Jorge Omar Gonzales Torres y Liliana Castro Zavaleta, por su comprensión y apoyo brindado para el desarrollo de este trabajo de investigación, también por motivarnos a seguir adelante en nuestra formación académica. También a la Universidad César Vallejo, por ser nuestra casa de estudios, y que por medio de nuestros docentes nos brindaron sus conocimientos, enseñanzas y experiencias, a lo largo de nuestro tiempo de formación profesional.

Jhon Erick

Alondra Alexandra

Índice de contenidos

Dedicatoria	ii
Agradecimiento.....	iii
Índice de contenidos	vi
Índice de figuras	vii
Índice de tablas.....	viii
Resumen	ix
Abstract.....	x
I. INTRODUCCIÓN.....	1
1.1. Realidad problemática.....	1
1.2. Trabajos previos.....	5
1.2.1. A nivel internacional.....	5
1.2.2. A nivel nacional	8
1.3. Teorías relacionadas al tema.....	10
1.4. Formulación del problema	28
1.5. Justificación del estudio	28
1.6. Hipótesis	29
1.7. Objetivos	29
1.7.1. Objetivo general	29
1.7.2. Objetivos específicos:.....	29
II. MÉTODO.....	30
2.1. Tipo y diseño de investigación.....	30
2.3. Población, muestra y muestreo (incluir criterios de selección).....	33
2.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos, confiabilidad y validez	34
2.5. Procedimiento.....	36
2.6. Métodos de análisis de datos	37
2.7. Aspectos éticos	37
III. RESULTADOS	38
IV. DISCUSIÓN	99
V. CONCLUSIONES.....	103
VI. RECOMENDACIONES	105
REFERENCIAS	107
ANEXOS	115

Índice de figuras

Figura 1. Geometría de un talud en una mina a tajo abierto.....	11
Figura 2. Criterio de Hoek – Brown	12
Figura 3. Criterio de Mohr – Coulomb	13
Figura 4. Representación estereográfica para tipos de roturas en macizos rocosos	15
Figura 5. Fórmula numérica del método de ROFRAQ.....	25
Figura 6. Cercanía del personal o máquinas al pie del talud	26
Figura 7. Irregularidad de la geometría del talud.....	26
Figura 8. Irregularidad de la geometría del talud.....	27
Figura 9. Diseño geométrico de bancos simples Talud SE	90
Figura 10. Análisis numérico del talud actual - I	92
Figura 11. Análisis numérico del talud actual - II	93
Figura 12. Análisis numérico del talud actual - II	94
Figura 13. Análisis numérico del talud modificado - I	95
Figura 14. Factor de seguridad estático del talud modificado – I.....	96
Figura 15. Factor de seguridad estático del talud modificado – II.....	97
Figura 16. Factor de seguridad pseudo estático del talud modificado – II	98

Índice de tablas

Tabla 1. Coordenadas UTM de las estaciones geomecánicas	45
Tabla 2. Resistencia a la compresión uniaxial	46
Tabla 3. Grado de fracturación RQD	47
Tabla 4. Espaciamiento	47
Tabla 5. Persistencia	48
Tabla 6. Abertura	49
Tabla 7. Rugosidad	49
Tabla 8. Relleno	50
Tabla 9. Alteración o Meteorización	51
Tabla 10. Condiciones de agua subterránea	51
Tabla 11. Orientaciones de las discontinuidades	53
Tabla 12. Orientaciones de las discontinuidades	54
Tabla 13. Ajuste por orientaciones	55
Tabla 14. Parámetros y cálculo del RMR	56
Tabla 15. Valoración del RMR	57
Tabla 16. Orientaciones de discontinuidad y talud	58
Tabla 17. Valoración resumen del SMR	68
Tabla 18. Parámetro A	69
Tabla 19. Parámetro B	70
Tabla 20. Parámetro C	71
Tabla 21. Parámetro D	74
Tabla 22. Parámetro Emaquinaria	75
Tabla 23. Parámetro Epersona	76
Tabla 24. Parámetro F	77
Tabla 25. Índice GSI	79
Tabla 26. Propiedades de resistencia y deformación	80
Tabla 27. Parámetros usados para analizar la estabilidad	81
Tabla 28. Análisis de la estabilidad en función de los tipos de rotura	83
Tabla 29. Análisis de la estabilidad en función de los tipos de rotura	85
Tabla 30. Diseño geométrico de bancos simples Talud SE	90
Tabla 31. Resumen de análisis de estabilidad	91

Resumen

La presente investigación tuvo como finalidad realizar un estudio geotécnico para la estabilidad de los taludes de la mina, la cual surgió de la observación de un problema vinculado a la inestabilidad de taludes.

Para el recojo de información, se utilizaron técnicas de observación y documentales, aplicando instrumentos de guía de observación de campo, tablas geomecánicas y guía del método de ROFRAQ. Arrojó un tipo de roca III, de calidad regular, con presencia de facturación y alteración generando zonas inestables. Por otro lado arrojó un SMR, reflejando el 86.66 % condición inestable y 13.33 % parcialmente estable, de las cuales es necesario aplicar medidas correctivas por la gran presencia de discontinuidades y roturas. Finalmente, resultó un ROFRAQ talud de 592.69 y un ROFRAQ básico de 37.99, esto nos da a entender que la mina cuenta con un riesgo alto de inestabilidad de taludes. Finalmente se realizó el estudio geotécnico, con el uso del software RS2 y GeoStudio, determinado el F.S real de 2.32 y un F.S modificado 3.08, logrando comprobar la hipótesis que si se realiza un estudio geotécnico, entonces se logrará la estabilidad de los taludes de la mina de hierro Olmos 8 HPM.

Palabras Claves: Estudio geotécnico, talud, clasificación geomecánica, ROFRAQ, factor de seguridad.

Abstract

The purpose of this research was to carry out a geotechnical study for the stability of the mine slopes, which arose from the observation of a problem related to slope instability.

To collect information, observation and documentary techniques were used, applying field observation guide instruments, geomechanical tables and a guide to the ROFRAQ method. It threw a rock type III, of regular quality, with the presence of turnover and alteration generating unstable areas. On the other hand, it showed an SMR, reflecting 86.66% unstable condition and 13.33% partially stable, of which it is necessary to apply corrective measures due to the large presence of discontinuities and breaks. Finally, the result was a slope ROFRAQ of 592.69 and a basic ROFRAQ of 37.99, this suggests that the mine has a high risk of slope instability. Finally, the geotechnical study was carried out, with the use of RS2 and GeoStudio software, determining the real FS of 2.32 and a modified FS 3.08, managing to verify the hypothesis that if a geotechnical study is carried out, then the stability of the slopes of the slope will be achieved. Olmos 8 HPM iron mine.

Keywords: Geotechnical study, slope, geomechanical classification, ROFRAQ, safety factor.

I. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

La presente investigación hace referencia a un estudio geotécnico para la estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM, donde planteamos a la inestabilidad como un problema urgente a solucionar a través de medidas correctivas que necesiten los taludes. Recalca la importancia a la estabilidad del talud, lo dicho por:

Goicochea citado por (Belandria & Bongiorno, 2015) indico que la estabilidad de un talud se define como el factor de seguridad de una cierta concentración de tierra cuando intervienen en su contra diversas fallas o movimientos. En la estabilidad de un talud se considera cada característica de la masa rocosa y también los factores condicionantes de rotura para su análisis.

Según (Castro, 2010) señaló que el desprendimiento o caída de rocas, puede suceder de forma natural o por ingeniería, siendo uno de los problemas que enfrentan las minas a cielo abierto. Por ello para solucionar problemas de inestabilidad de taludes, la investigación se basó en un estudio geotécnico, donde se aplicó métodos y herramientas que sirvieron para el control de acciones correctivas o preventivas, con el objetivo de reducir y/o mitigar posibles riesgos de accidentes.

Para esta investigación se tuvo un problema de inestabilidad de un talud, el cual presentó alteración constante y variable debido a su origen y naturaleza del talud, lo cual fue provocada por causas como: cargas dinámicas, factor geométrico, geológico y geotécnico.

Según (OSINERGMIN, 2017) muestra un claro ejemplo ocurrido en Perú, un accidente de desprendimiento de roca del talud de la unidad minera Julcani, perteneciente al distrito de Cochaccasa, de la provincia de Angaraes del departamento de Huancavelica. Según lo informado se registró la muerte de un

trabajador de 33 años, el cual cumplía el rol de ayudante perforista. El accidente fue registrado aproximadamente a las 9:30 a.m., en el tajo 524-16 E, el ayudante perforista estaba juntamente trabajando con el maestro perforista, realizando un desatado de rocas y en el proceso del inicio de dicha actividad se desprendió un banco de roca de dimensiones aproximadamente de 1.8mx1.5mx0.3m, logrando aplastarlo desde el tórax hasta los pies y ocasionando su deceso.

Otra evidencia según la revista (Seguridad Minera, 2013), registró un accidente el 25 de marzo de dicho año a las 4:45 p.m., en la provincia de Huayllay perteneciente a Cerro de Pasco, en el tajeo 710 de la zona norte. Producto del accidente se confirmó la muerte del maestro operador, quien estaba realizando desatado de roca con su ayudante el cual resultó gravemente herido producto de la caída de un banco de mineral con dimensiones de 3mx2mx8m aproximadamente. El accidente fue iniciado por el desprendimiento de una cuña estructural, logrando aplastar al maestro operador y golpear a su ayudante. Según lo informado se les prestó ayuda y atención inmediatamente, pero debido a las lesiones solo sobrevivió el ayudante.

La causa fue el factor geométrico del talud, que se define como aquel factor desencadenante en estabilidad de los taludes, el cual está relacionado rotundamente con su ancho, longitud o altura, pendiente e inclinación del talud. Según (Ries & Watson, 2011) resaltó que debido a la pendiente, ángulo de inclinación, cohesión, ángulo de fricción, altura y longitud promedio, cuando estos no son los adecuados, la geometría del talud se ve afectada, su poca resistencia, se debe a que son sometidos a empujes y discontinuidades. Comenta que la construcción de un talud se da con la inclinación más elevada, esta permite la resistencia de la superficie con aceptables condiciones de estabilidad.

Para la excavación de un talud en las diferentes obras, se requiere de una superficie plana en la inclinación o tener una profundidad por debajo de la superficie. En la ingeniería geotécnica, el diseño de taludes es un factor primordial en muchas obras. Se consideran condicionantes a los materiales naturales, los parámetros geológicos, hidrogeológicos y geotécnicos. Las consecuencias de un deslizamiento son desastrosas, generando muchas pérdidas económicas y humanas, es por ello

que los costos son elevados para remediar un talud y solucionar problemas de inestabilidad.

Otro factor externo que origina la problemática es la carga dinámica, la cual se considera un factor desencadenante o activo, en el cual se origina la rotura cuando ocurre la modificación de cada característica y propiedad de los diferentes materiales, también de la división de cada fuerza presente en un talud. Uno de los factores más relevantes dentro de las cargas dinámicas son los movimientos sísmicos. Según (Suarez, 2010) mencionó que la reducción de la resistencia debido a cada carga vibratoria presente, induce a cada deformación cíclica y al aumento de presión en el talud, sumado a ello lo que produce sismicidad y vibraciones, la resistencia puede reducirse. Corresponden a esta zona, la mayoría de agrietamientos, cuando el punto se distancia del área, estos van disminuyendo, y a su vez la intensidad del sismo también disminuye. La dimensión y energía del sismo se determina por la: intensidad y la magnitud que mide su fuerza. Estos fenómenos traen como consecuencia los desprendimientos, los cuales afectan la estabilidad del talud.

Teniendo como evidencia según National Geographic (2019) que Nueva Gales del Sur desarrolló minería 200 años atrás que originó cambios en las fuerzas tectónicas, lo cual con el tiempo llegó a desembocar en un terremoto de 5.6 grados de magnitud que golpeó fuertemente al país, en 1989, dejando un total de 13 fallecidos y 160 lesionados, y costando 3.5 billones de dólares en daños. Del total de heridos y muertos el 2% corresponde a las mineras que en el momento contaban con proyectos en marcha, esto dejó al descubierto que la estructura y la construcción de dichas minas no incluía la prevención para este tipo de eventos, teniendo a los desprendimientos como una de las principales consecuencias de dicho evento.

Según (Suarez, 2010) otra evidencia es lo ocurrido en México, cuenta con ciudades con frecuencia de desprendimientos de rocas, debido a: su relieve, movimientos vibratorios, grado de oxidación o meteorización y lluvia. En dichas ciudades existen zonas inestables con ocurrencia de desprendimiento de roca. Cada desprendimiento de un bloque por lo general ocurre en un talud vertical o casi

vertical, como también en suelo débil a fuerte y masa rocosa fracturada, por lo general, anterior a la falla, se produce desplazamientos reconocidos por la presencia de cada grieta de tensión.

Cuando se refiere a un factor geológico, es aquel factor intrínseco, condicionante o pasivo, al igual que el hidrogeológico y geotécnico. Es aquel factor que está relacionado a la aparición de cada plano y zona de anisotropía a lo largo de un talud, dentro de ello se encuentra: litología, estructura geológica, estratigrafía y cada discontinuidad. Como en este caso el factor geológico influye en los procesos geológicos. Para (Castro, 2010) esto es debido a la transformación del comportamiento de agentes físicos, químicos o atmosféricos, generan que los agentes geológicos (meteorización, erosión, estratificación, etc.) e hidrológicos, sea una dificultad fundamental de inestabilidad de los taludes. El mismo autor señala que para moderar la erosión, anualmente el Perú desembolsa millones de soles para reconstruir taludes afectados por precipitaciones y filtraciones.

Lo que ocurrió según (Lupaca, 2013) en Toquepala, actualmente una de las regiones que tiene gran presencia de este tipo de problemas, como lo fue la presencia de una falla en uno de los taludes, originando un desprendimiento. La presencia de una falla en un talud es provocada por aspectos netamente geológicos, y es considerada una negligencia al no ser detectada en la exploración, aumentando así el factor de inestabilidad.

En la revista (Seguridad Minera, 2013) se mencionó que una falla puede estar presente en un talud de origen natural o en un talud construido por el hombre, lo cual aumenta el grado de inestabilidad en dichos taludes, esto pone en riesgo un proyecto en marcha. El propósito de realizar una evaluación geomecánica de taludes en tajos, es para detectar algún factor que pueda ocasionar un deslizamiento en una mina.

Otra evidencia para (Villacorta, Ochoa, & Núñez, 2010) es lo que sucede en Lambayeque, gracias a la investigación realizada por el INGEMMET sobre la identificación de zonas críticas originadas por peligros geológicos, se ha registrado

un total de 934 fenómenos. En la región de Lambayeque existe una mayor frecuencia de flujos, erosión, caídas, inundaciones y desprendimiento de rocas, lo cual origina inestabilidad en los taludes, sumando a esta serie de peligros en menor cantidad, pero no menos importante por los daños que originan, se localizan los fenómenos de arenamiento, movimientos complejos y reptación de suelos.

Olmos no escapa de la problemática expuesta, el distrito cuenta con un yacimiento de hierro que ya está en explotación, donde se evidencia una inestabilidad con riesgo de desprendimiento de roca, por ello es necesario realizar un estudio geotécnico que brinde las herramientas necesarias para lograr la estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM.

1.2. Trabajos previos

Los **antecedentes** de investigación que sirvieron de apoyo en el trabajo, fueron seleccionados a nivel internacional, nacional, regional y son los siguientes:

1.2.1. A nivel internacional

De carácter internacional, se tuvo el trabajo realizado por (PARRA RETI, 2015) con la investigación titulada “Planificación minera a cielo abierto utilizando fundamentos geomecánicos”, cuyo objetivo fue establecer el impacto que se ocasiona en la envolvente del pit final cuando varían los factores de seguridad aceptables de los taludes, concluyendo que la variación de altura de la envolvente económica no fue significativa al tomar en cuenta diferentes factores de seguridad aceptables, donde las variables con mayor diferencia entre estos factores se consideró a la relación estéril/mineral y al beneficio crítico, donde siempre está relacionado con cada característica del modelo de bloques. En su análisis de estabilidad, de acuerdo al factor de seguridad aceptable que sea mayor ayudará a que aumente la relación de estéril/ mineral, a diferencia del beneficio crítico que este va a disminuir. Cuando el factor de seguridad aceptable es menor, se recomienda paralizar por algunos años los movimientos de estéril ya que la relación estéril/mineral es menor, a diferencia de lo que sucede cuando el factor de seguridad aceptable es mayor.

En Chile, destacó el estudio hecho por (GERALDO, 2011) quien presentó la investigación titulada “Estabilidad de taludes en minería a cielo abierto”, teniendo como propósito definir los tipos de rotura que dañan la masa rocosa, el factor de seguridad y las medidas correctivas de estabilidad para reducir algún riesgo de desprendimiento, concluyendo que los tipos de rotura más frecuentes que dañan y ocasionan problemas al talud son de tipo planar, de cuña y circular, donde el factor de seguridad está en relación a cada fuerza motora a favor y también en contra del movimiento del macizo rocoso, en donde para reducir la ocurrencia de caída de rocas en un tajo abierto se recomienda utilizar pernos, shotcrete y mallas.

El trabajo realizado por el (Laboratorio Oficial J. M. Madariaga (LOM), 2015) en España con la investigación titulada “Guía sobre el control geotécnico en minería a cielo abierto”, cuyo objetivo fue determinar la metodología correcta para lograr el control frente a riesgos por desprendimientos de rocas de taludes en una explotación minera a cielo abierto, concluyendo que la limitación que resulta de aplicar el método ROFRAQ en un determinado número reducido de casos, donde existe una correlación entre el índice de riesgo ROFRAQ con cada valor del factor de seguridad de los taludes evaluados, donde se logró ayudar brindando los controles o medidas preventivas de seguridad y estabilidad dentro de una explotación minera, como lo es rediseñar los parámetros de explotación.

También se encontró lo investigado por (CASANOVA & VALENCIA, 2016) en Colombia con la tesis “Análisis y diseño de los taludes en la mina a cielo abierto de diabasa de triturados El Chocho”, trabajo que fue orientado a medir la variación de incertidumbre de los factores de seguridad de cada talud que conforman la mina a cielo abierto, en él se infiere que con ayuda del RMR, la masa rocosa que conforma los taludes es de buena a muy buena calidad, los tipos de rotura más frecuentes son las planares y en cuña, donde sus factores de seguridad son considerados altos con respecto a una explotación minera, donde es común tener como factor cercano a uno. También se dice que el parámetro JRC es el que más aporta a la estabilidad de la masa rocosa, mayor al 90%, donde recomienda que en su diseño cada talud tenga una altura de 10 metros con un ángulo de 80°, y para reducir la ocurrencia de desprendimientos de rocas se propone un control con una malla

anclada o un anclaje de cables para que se evite que ocurra algún tipo de rotura en el talud.

En Brasil, (NÚÑEZ, GAVILANES, & FONTOURA, 2016), realizaron su investigación “Análisis de la estabilidad de taludes mineros por métodos numéricos”, teniendo como fin proponer el modelo numérico como una alternativa para analizar la estabilidad de un talud, y en el que se deduce que por medio de estos modelos numéricos que emplean lo elástico – plástico y también con ablandamiento, permiten simular el comportamiento del talud e identificar los tipos de rotura ocurridas. La altura máxima del talud está determinada por los resultados del factor de seguridad, los cuales son aproximados cuando se utiliza el método de equilibrio límite o el de tensión – deformación cuando se utilizó cada parámetro de la resistencia de pico.

(MONTAÑEZ, OCHOA, & CAMACHO, 2015) presentaron en Colombia la tesis titulada “Estudio geomecánico para el diseño minero a cielo abierto del yacimiento de carbón en Rondón - Boyaca”, con el propósito de analizar la estabilidad por medio de un estudio geomecánico y definir su diseño y sostenimiento de cada talud en la etapa de explotación del tajo abierto, en el que se infiere que con la evaluación de cada factor geológico, geotécnico y ambiental se podrá tener un buen desarrollo en la producción, explotación y comercialización del yacimiento de carbón; en su diseño de los taludes se consideró una relación de 20:5 con 50° en la zona oriental y 35° en la zona occidental, considerando estos en parámetros que el factor de seguridad es mayor a uno, pero también teniendo en cuenta su diseño al nivel freático y la sismicidad, este estudio ayudará a poder brindar un buen sostenimiento y estabilidad a la explotación, extracción y recuperación del carbón obtenido en los yacimientos.

En Colombia, destacó el estudio hecho por (ÁVILA & TOBO, 2014) quienes presentaron la investigación titulada “Diseño del método de explotación a cielo abierto para la mina El Diamante, dentro del contrato en virtud de aporte N° 00904-15 en el municipio de Tibasosa, Vereda La Carrera Departamento de Boyacá”, tuvieron como propósito diseñar el pit final y método de explotación para su

extracción, donde se concluye que por medio del RMR la masa rocosa es de tipo regular o clase III, para el análisis del diseño del pit final se empleó el método de Lerchs Grossman, a través de cortes transversales la dimensión del pit con la finalidad de ayudar a conseguir la máxima utilidad neta y optima en la secuencias de explotación.

1.2.2. A nivel nacional

De carácter nacional se tiene los trabajos realizados por (ROMERO, 2018) en Puno con la investigación “Geología y estabilidad de taludes en la Mina 2-3-4 Shougang”, cuya finalidad fue determinar cada característica geológica y estimar los comportamientos geomecánicos de la masa rocosa de la mina, concluyendo que con ayuda del RMR se pudo clasificar la masa rocosa de la mina, la cual posee roca de tipo regular a buena clase en su mayoría, también roca media en cada sector de mineralización. En su análisis de estabilidad en su diseño, se obtuvo que cada banco es estable cuando el factor de seguridad estático y pseudo estático, pero también en algunas zonas este factor es menor a uno, por lo que se debe aplicar un control como lo es el eliminar cada bloque a través de desquinces para evitar caída de rocas, pero en su diseño actual los factores de seguridad son mayores a lo requerido (mayor a 1), por lo que se deduce que cada talud que conforma la mina es estable y no se requiere de sostenimientos.

Asimismo, en Lima, (LÓPEZ, 2016) realizó el trabajo de investigación titulado “Estudio geotécnico y diseño del talud final de una mina a cielo abierto aplicando modelos numéricos”, en el que se propuso detallar cada condición de estabilidad de los taludes de una mina de caolín a tajo abierto, en donde su diseño final está en función de cada factor geomecánico, hidrogeológico, estructural y tenso - deformacional, llegando a concluir que con la ayuda del estudio de la estabilidad en función de su diseño empleando métodos de equilibrio y límite, recomienda y sugiere utilizar un ángulo de 60° para que sea estable en cada dominio estructural que forma parte del talud, está conformado por cuarcitas y esquistos, pero el talud Este, su ángulo debe modificarse de 35° a 60° en relación a la secuencia de

extracción del caolín. El uso del método de elemento finito en la estabilidad y diseño de los taludes ayuda a resolver falencias del método de equilibrio límite.

(BALAREZO, 2018) presentó en Cajamarca la tesis titulada “Caracterización geomecánica para el diseño de bancos de explotación en la concesión minera Loma de Oro, El Chicche, Otuzco”, teniendo como objetivo analizar la estabilidad de cada talud en la zona de explotación del open pit, en el cual se infirió por medio de la caracterización geomecánica y geotécnica para estimar el tipo o clase de roca, estos taludes están conformados por caliza cortados por un dique andesítico y con presencia de discontinuidades. En el diseño de sus taludes de los bancos se tomó en consideración cada factor geomecánico y geológico, teniendo en cuenta las bermas de seguridad y el ángulo de banco óptimo, en cambio para la modelación de cada talud global del tajo, se consideró cada factor de resistencia y deformación en relación al criterio de rotura de Hoek y Brown y se realizó su análisis con el software Rocscience.

En Moquegua, (MEDINA, 2014) presentó el trabajo de investigación “Estudio geomecánico de estabilidad de taludes del Tajo Chapi Sulfuros”, cuyo objetivo fue evaluar el comportamiento de la masa rocosa en relación a su estabilidad, con fines de proporcionar de carácter factible los ángulos correctos para la planeación de minado a cielo abierto, y concluyó que al estimar y definir los correctos ángulos de inclinación de sus taludes para su diseño y planeamiento, se evaluó el comportamiento de la masa rocosa en relación a su estabilidad, detallando los tipos o clases de rocas que presenta este tajo, con la utilización del RMR para una evaluación y caracterización geomecánica con la finalidad de identificar y estimar el factor estructural, ya que este factor al ser controlado rige el comportamiento de la masa rocosa.

También está (GONZALEZ, 2014) quien realizó en Huancavelica una investigación “Optimización de alternativas de pit final del tajo Pukaqaqa Grupo Milpo”, trabajo que fue orientado a explicar la optimización del pit final al analizar cada alternativa propuesta para la explotación del tajo, concluyendo que según el estudio de su diseño se sugiere considerar las siguientes características geométricas en el tajo:

altura de 10 metros, un ángulo entre 60° a 65° , con un ancho de rampa de 30 metros, la gradiente de rampa de 10%, con un ancho de berma de 5 a 10 metros, con un ángulo de inter rampa de 32 a 37 y un ángulo de talud de 30° a 45° de acuerdo al área. Para la optimización del pit de acuerdo al tamaño de producción, se realiza en forma descendente y ascendente se generará la secuencia de pits, utilizando el algoritmo de Milawa, donde no hay incremento importante en el valor del yacimiento a partir del pit número 28 en adelante.

También estuvieron el trabajo de (TURPO, 2018) en Moquegua con su trabajo de investigación “Determinación de los parámetros geométricos del talud, para garantizar la estabilidad del tajo superficial del área de explotación en la unidad minera “Moisés Randy 2010”, cuyo objetivo es determinar cada parámetro geométrico óptimo de los taludes para asegurar la estabilidad del tajo, en el que se infiere que cada condición geológica – geotécnica y de resistencia, también las propiedades físicas es de gran importancia y relevancia en este estudio, de acuerdo a factores geométricos en su diseño se consideró lo siguiente: altura del banco (5 metros), altura total del talud (10 metros), ancho de berma (3 metros), ángulo de banco de 42° , ángulo de interrampa de 30.3° y el ángulo global de 35.3° , en su diseño influyó la presencia de una rotura circular aplicando el método de Fellenius.

1.3. Teorías relacionadas al tema

Presenta como teorías lo siguiente:

Un **talud**, (GÁLVEZ , 2013) lo define como aquella cantidad de masa de tierra o estructura compleja con una forma no plana, con cierta inclinación. Es una superficie compleja difícil de analizar en problemas de geomecánica. Existen dos tipos de taludes: laderas, de forma natural y cortes, llamados artificiales, por acción del hombre. La presencia de agua es un parámetro determinante y condicionante en la estabilidad de los taludes. La estabilidad es el factor de seguridad frente a diversos movimientos o fallas, por ello para el estudio de una inestabilidad se debe realizar de manera minuciosa, es decir talud por talud, debido a la relación con la presencia de discontinuidades.

Los factores condicionantes, influyentes e intrínsecos en la estabilidad de un talud se consideran a cada factor geológico, geométrico, geotécnico e hidrogeológico, llamados también factores internos. De igual manera existen factores externos o desencadenantes como lo son cada carga estática y dinámica, los cuales producen la alteración y ocurrencia de inestabilidad.

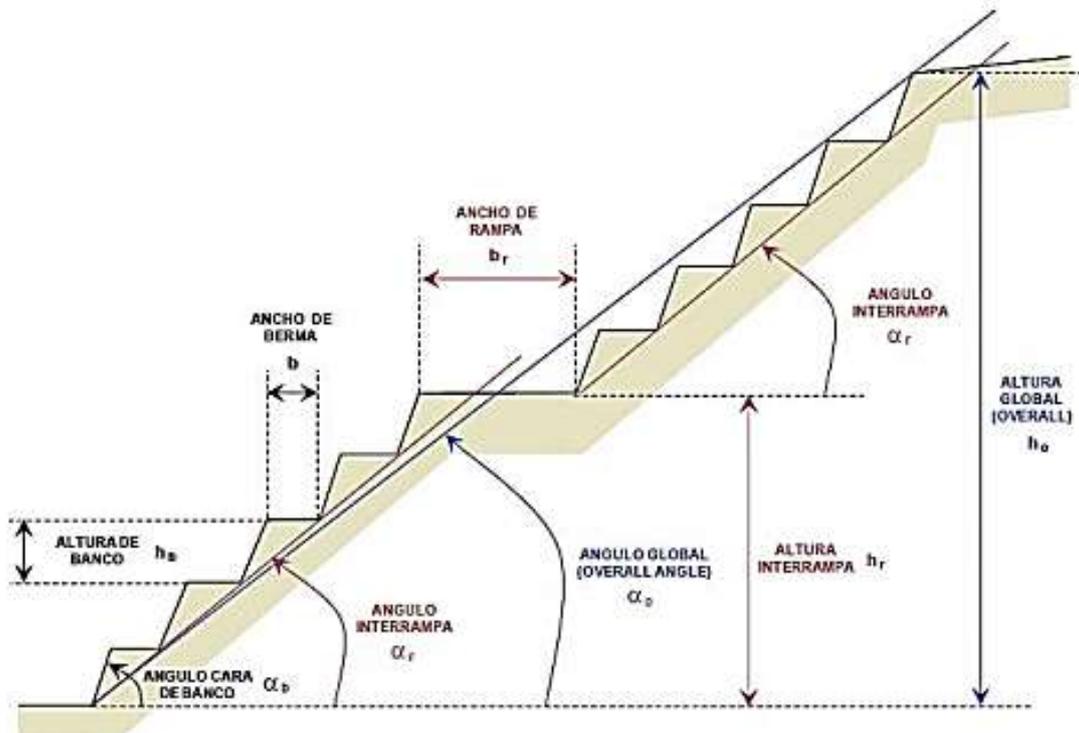


Figura 1. Geometría de un talud en una mina a tajo abierto

Fuente: Turpo, Jaime 2018

Existen dos **criterios de rotura para macizos rocosos**, los cuales son:

El **criterio de rotura de Hoek – Brown**, llamado no lineal, (Hoek E. , 2002) dice que este criterio fue introducido en el año 1980, propuesto para el cálculo de la estabilidad en un talud y del estado tensional en un túnel. Este criterio ha tenido cambios y la integración de nuevos factores con la finalidad de determinar la situación de los materiales y lograr caracterizar a la masa rocosa.

Su expresión es:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^{0.5}$$

Dónde:

σ'_1 y σ'_3 = esfuerzo principal mayor y menor en rotura

σ_{Ci} = resistencia a compresión uniaxial de la masa rocosa

m y s = constante adimensional sujeta a cada propiedad de la masa rocosa

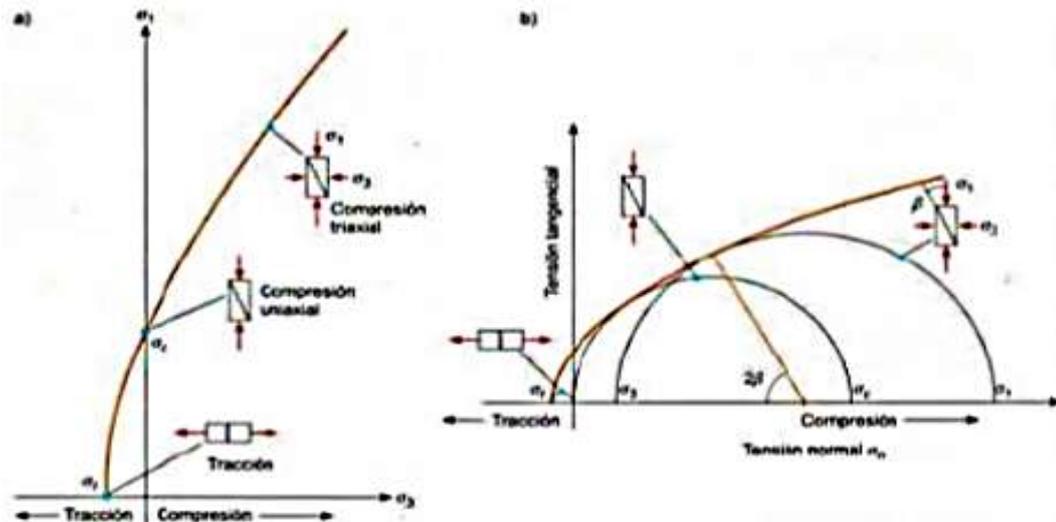


Figura 2. Criterio de Hoek – Brown

Fuente: Hoek y Brown, 1980

El **criterio de rotura de Mohr - Coulomb**, llamado lineal, según Coulomb (1773) menciona que es un “criterio de rotura lineal para cada cuerpo isótropo, en función de sus tensiones tangenciales y tensiones normales presentes”. (p.18)

$$\tau = c + \sigma_n \tan \phi$$

Dónde:

c = cohesión

ϕ = ángulo de fricción

τ = resistencia al corte

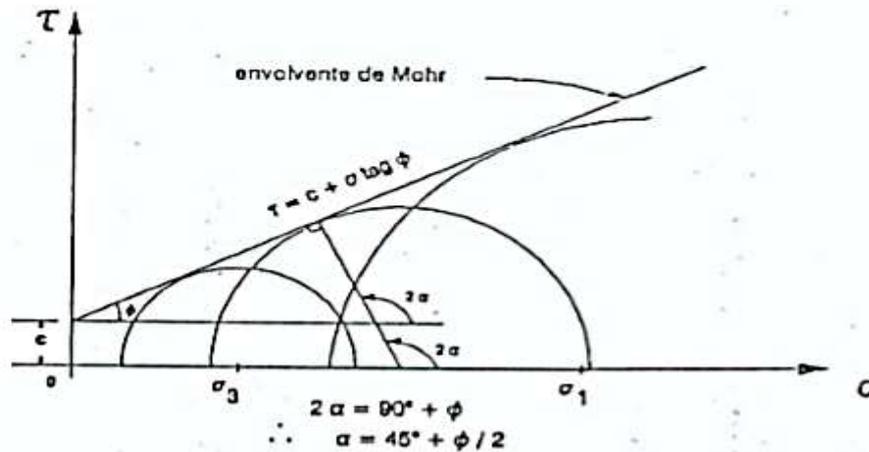


Figura 3. Criterio de Mohr – Coulomb

Fuente: Melentijevic, 2005

La estabilidad está determinada por cada parámetro resistente de las discontinuidades y masa rocosa. Los **tipos de rotura** en roca tenemos: planar, cuña, vuelco, pandeo y curva.

Una **rotura planar**, (González, 2002) comenta que esta rotura depende de la distribución y característica de cada discontinuidad presente en el talud, se basa en la presencia de discontinuidades con una igual dirección buzando a favor del talud, es decir el ángulo de buzamiento del talud debe ser mayor al ángulo de la discontinuidad, pero el ángulo de la discontinuidad debe ser mayor al ángulo de fricción o rozamiento interno, es decir ambos ángulos deben ser menores al del talud. Este tipo de rotura es muy baja por que debe ser paralela a la cara del talud, formada por cada ángulo de buzamiento del talud y de la cara de rotura, producida por fracturas fuertes en las rocas.

Una **rotura en cuña**, (González, 2002) refiere que ocurren los deslizamientos de los bloques en forma de cuñas, este tipo de rotura se origina por el afloramiento de los planos al terreno del talud. Se cumplen las mismas condiciones que la rotura plana. Se produce en masas rocosas de diversas familias de discontinuidades, en el que las dimensiones de las cuñas dependen del estado y orientación de la discontinuidad. Se desarrolla por la intersección de dos planos de discontinuidad y ocurre la rotura cuando ambos afloran en la cara del talud, generando un bloque

deslizante en forma de cuña. Se da para masas rocosas persistentes con presencia bien notoria de diferente discontinuidad.

Una **rotura por vuelco**, (González, 2002) menciona que es llamada también rotura rotacional, este tipo de rotura ocurre una rotación de columnas o la presencia de diferentes masas de roca que conforman un bloque, en un sentido opuesto a la cara del talud, se considera como aquella rotura dominada por sus estructuras al igual que las roturas planares y en cuñas. Ocurre en masas rocosas de taludes en donde cada estrato su buzamiento es contrario al ángulo de inclinación del talud, donde se produce un movimiento de rotación de los bloques.

Una **rotura curva**, (González, 2002) establece que este tipo de rotura ocurre en masas de roca poco competentes, con presencia de una alta alteración y fracturación, los cuales presentan un comportamiento isótropo, donde el comportamiento mecánico no está controlado por los planos de discontinuidad.

Una **rotura por pandeo**, (González, 2002) intuye que esta rotura tiene como condición que el ángulo del talud es igual al de la discontinuidad, pero que el ángulo de fricción debe ser menor que el ángulo de la discontinuidad. Puede ocurrir por la acción de flexionar el estrato, cada uno debe ser esbelto para que se pueda producir el pandeo. Esta rotura se genera por: máxima altura del talud, geometría inadecuada de cada estrato, presencia de agua, fuerzas y tensiones.

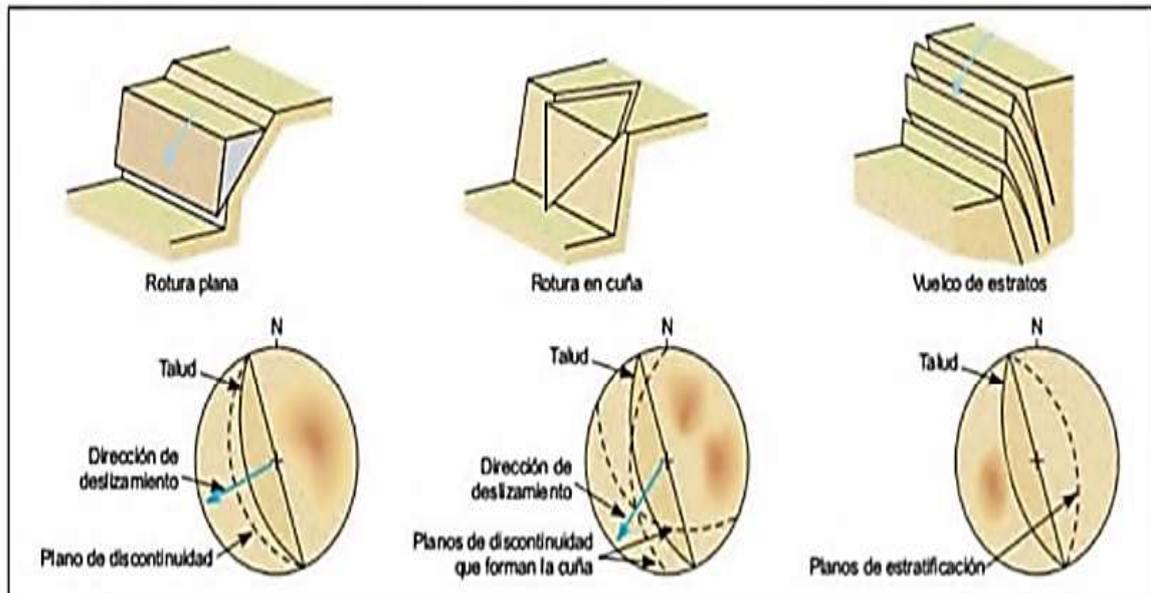


Figura 4. Representación estereográfica para tipos de roturas en macizos rocosos

Fuente: González, 2002

La **mecánica de roca**, Montoya (2014) dice que es aquella parte de la Geotecnia, la cual se encarga de cada estudio teórico y experimental con el propósito de entender y comprender los comportamientos mecánicos y establecer como las fuerzas hidromecánicas que conecta a cada roca, cuando estas están sujetas a alteraciones en cada estado tensional y condición hidráulica.

Las **discontinuidades**, (González, 2002) puntualiza que estas condicionan a las propiedades y conductas del macizo rocoso. Las famosas discontinuidades hacen referencia a los planos de separación en el macizo rocoso, el cual cuenta con grado de meteorización, alteración, filtración y fracturas, éstas tienen una presencia en grupo de familias. Para analizar el comportamiento del macizo rocoso es necesario describir el origen de dichas discontinuidades. Entre la variedad de discontinuidades, tenemos a la lineal y la planar, las cuales se determinan evaluando el comportamiento geomecánico del macizo rocoso.

Cada discontinuidad presenta una detallada descripción y posee diferentes características o caracteres geomecánicos los cuales son:

Su **orientación**, (Ramírez & Alejano, 2004) menciona que “desde el punto de vista geotécnico, la orientación es determinada mediante la dirección del buzamiento e inclinación” (p. 185). Esto se puede calcular con la utilización de herramientas como las brújulas que cuenten con clinómetros o diaclasímetros, este cálculo se puede representar a través de una gráfica de diagramas, mapas geológicos, proyecciones estereográficas.

La **abertura**, (González, 2002) la conceptúa como la distancia o espacio perpendicular que separa a cada pared de una discontinuidad, en las cuales no existe los rellenos, cuando una grieta suele ser elevada, sucede que reduce debido a que es muy profunda llegando a que este cierre. Una abertura se origina cuando se lleva a cabo un proceso de disolución o desplazamiento en la discontinuidad. Un material que contribuye a su medición es la regla tasada en milímetros. En una abertura se presentan una serie de discontinuidades que suelen denominarse cerrada (solo cuando no hay presencia de algún material entre las paredes de una discontinuidad), se considera abierta (cuando podemos observar la existencia de distanciamiento entre las paredes de una discontinuidad sin presencia de material) y se puede considerar rellena (su mismo nombre lo dice, cuando hay presencia de material de relleno entre las paredes de una discontinuidad). Se puede hablar de divergencia de una abertura del espesor de relleno, cuando hay presencia de agua o aire en el espaciado intermedio de ambas paredes de una discontinuidad.

Su **relleno**, según (Ramírez & Alejano, 2004) señala que una de las particularidades del relleno está condicionada al comportamiento mecánico de una discontinuidad, por ejemplo, se tiene a: la permeabilidad, la humedad, el espesor, la granulometría, disolución cortante, relación de sobreconsolidación y la caracterización mineralógica. Hablar de relleno es referirnos al material que invade el espaciado entre cada pared, su grosor es equivalente a la distancia perpendicular entre ambas paredes. La discontinuidad con desplazamiento cortante sucede cuando la incompatibilidad es de gran tamaño entre cada espesor de relleno máximo y mínimo. El comportamiento de una discontinuidad esta manejada por la disposición de un relleno, donde el material constituyente de dicho relleno de alguna discontinuidad tiene la opción de ser de distinta naturaleza del

macizo rocoso de las paredes. Entre las particularidades del relleno en los afloramientos, tenemos: origen, grosor, permeabilidad y nivel de resistir al corte.

El **espaciado**, (González, 2002) define que los planos de discontinuidades están divididos por espaciados, el cual establece la amplificación entre cada bloque que forma parte de la masa rocosa y constituye el rol que desarrollará en sus comportamientos mecánicos.

Este espaciado representa la divergencia de espacio que existe de uno a otro plano de discontinuidad de la misma familia en orientación perpendicular, aquello hace referencia a la prioridad de discontinuidades, se puede hallar su medida a través de una cinta métrica. En resumen, el espaciado representa a la medida de distancia que existe entre cada conjunto, familia o sistema de discontinuidades, es considerado un parámetro muy importante en el cálculo de dimensión de cada bloque que constituye al macizo rocoso.

Su **continuidad**, según (Ramírez & Alejano, 2004) comenta que esta hace referencia a la prolongación superficial, la cual liga el cálculo de su medida con la extensión en relación a su alineación. La existencia de una discontinuidad se da con representación o una forma distinta de prolongación en relación a sus afloramientos. Resulta un reto irrealizable la estimación de dimensiones de una discontinuidad cuando un afloramiento es de menor extensión. La continuidad es conocida como persistencia, la cual se refiere al volumen o tamaño de una discontinuidad, se puede obtener sus extensiones con la medición y observación de su dimensión por cada afloramiento tomando siempre su orientación.

La **rugosidad**, (González, 2002) intuye que una rugosidad al conceptuarla, describirla y medirla, se puede determinar cómo función principal a la evaluación de su nivel de resistencia al corte. Aquello refiere a la ondulación de superficies, en el que es necesario estar en campo para poder calcular su medición, en cual se tiene que aplicar una serie de procedimientos que pueden depender de la exactitud de todo afloramiento, nivel o facilidad de acceso a dicho afloramiento, sin olvidar que debemos considerar la importancia de estimar de manera cualitativa y cuantitativa. La famosa rugosidad es caracterizada por la presencia de una

ondulación o una aspereza, donde un fuerte espaciamiento o expansión causan una ondulación frente a un apartamiento cortante; mientras que la aspereza representa una rugosidad de tamaño menor donde esta desaparece en el transcurso de un desplazamiento cortante, para ser más exactos la fisura de un pico pequeño de roca se nombra a una rugosidad.

Su **resistencia de las paredes**, según (Ramírez & Alejano, 2004) indica que la firmeza, el aguante y la tenacidad de una pared está representada en función de: el grado de meteorización, el cual hace posible el cálculo de resistencia del material rocoso que conforman dichas paredes y a través de un ensayo de martillo de Schmidt o por la utilización del esclerómetro, se debe tener en cuenta que dicho ensayo no es posible si el material rocoso muestra una discontinuidad de tipo libre en que se desplaza cuando suceda algún golpe, del mismo modo no puede emplearse en masa rocosa de gran fracturación. El tipo de macizo rocoso es sumamente importante para determinar el nivel de su resistencia, así como lo es el rango de cada alteración, la existencia o no existencia de cada relleno, donde siempre va a influir la resistencia al corte como y su grado de deformación.

Cada **filtración o presencia de agua**, según (Ramírez & Alejano, 2004) alude que el transporte de agua tiene que ocurrir en su completa longitud de una discontinuidad, a este proceso se le denomina permeabilidad secundaria, esta tiende a ocurrir en una material rocoso de tipo metamórfica e ígnea, y no en una roca sedimentaria debido a la alta presión de porosidad, por esta justa razón la permeabilidad es llamada primaria porque el agua hace su recorrido por la misma, en el cual se necesita que un estrato de tipo permeable se una con otro. Se debe tener claro que en la estructura interna de un cuerpo rocoso sucede una permeabilidad de tipo secundaria cuando el flujo de agua circula por una discontinuidad, pero es de tipo primaria cuando la filtración ocurre por medio del mismo macizo rocoso.

Los métodos de clasificación geomecánica para macizos rocosos son los siguientes:

El **Rock Quality Designation o RQD**, (Ramírez & Alejano, 2004) menciona que si no hay empleo de testigos o realización de los sondeos, una alternativa para su cálculo del RQD, es aplicar una formula teórica que permita estimar el porcentaje del grado de fracturación. Es la siguiente:

$$RQD = 115 - 3,3J_v$$

$$RQD = 0 \rightarrow J_v > 35$$

$$RQD = 100 \rightarrow J_v < 4.5$$

$$J_v = \frac{1}{S_A} + \frac{1}{S_B} + \frac{1}{S_C} + \dots$$

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

Según la clasificación geomecánica del RQD, su valor tiene la siguiente descripción: excelente (RQD: 90 – 100), buena (RQD: 75 –90), regular (RQD: 50-75), mala (RQD: 25-50) y muy mala (RQD: 0-25).

El **Rock Mass Rating o RMR**, (Ramírez & Alejano, 2004) dice que esta clasificación geomecánica compone un método de clasificación de la masa rocosa, el cual permite determinar el índice de calidad y relacionarlo con cada parámetro geotécnico, de resistencia y deformabilidad del macizo.

Presenta los siguientes parámetros:

- Se consigue realizando un conjunto o serie de ensayo de la roca matriz es decir la roca sana e inalterada para así poder determinar su resistencia, a través de laboratorio o haciendo uso del campo, esto hace referencia al parámetro de resistencia a la compresión simple.
- El grado de fracturación o RQD, se calculó por medio de una formula numérica de manera in situ, teniendo en cuenta el número de familias de las discontinuidades.

- Puede ser medido en testigos, afloramientos. Para el espaciamiento o separación de las discontinuidades (juntas, diaclasas, fracturas, fisuras, etc.) se utiliza la siguiente descripción según la clase de masa rocosa: muy separada – solidos, separada - masivos, moderamente juntas – en bloques, juntas - fracturado, muy juntas - machacado. Esta descripción es sobre el parámetro de espaciamiento de las discontinuidades.
- Para detallar la situación de una discontinuidad se debe tener en cuenta factores como: su apertura, continuidad o persistencia es decir sus dimensiones según su rumbo y buzamiento, rugosidad, alteración, resistencia de la roca en cada labio que conforman las discontinuidades, aspereza de su superficie y el material de relleno en una discontinuidad, esto pertenece al parámetro de estado o condición de las discontinuidades.
- El agua en las discontinuidades es un factor el cual genera una gran inestabilidad tanto por las alteraciones como por la presión hidrostática, lo cual provoca deslizamientos, disolución y desprendimientos. El flujo de agua debe medirse en unidades de litro por minuto por cada diez metros, en el caso de un macizo rocoso diaclasado, su comportamiento depende de la mucha influencia de agua. Para la presencia de agua se utiliza la siguiente descripción: completamente secos, húmedos, agua a presión moderada y agua a presiones fuertes, es decir la presión de agua de las discontinuidades. Se refiere a las condiciones hidrogeológicas.
- Las orientaciones de cada discontinuidad se dan en relación a sus rumbos y buzamientos, la orientación se considera un parámetro fundamental para designar que tipo de sostenimiento se es necesario.

La clasificación del RMR se calcula por medio de la sumatoria de cada puntuación con respecto a cada valor de los seis parámetros, esa puntuación esta entre cero y cien, podremos determinar el tipo de clase de la roca. A través de ello podemos establecer una estimación de su comportamiento y de cada característica geotécnica.

El **Slope Mass Rating**, (Ramírez & Alejano, 2004) dice que este sistema permite evaluar empíricamente la estabilidad de un talud, se considera un sistema raudo y veraz para el estudio de la rentabilidad de los taludes en una masa rocosa durante fase preliminar de un proyecto. Este sistema esta fundamentado en la clasificación RMR.

$$SMR = RMR + (F_1 \cdot F_2 \cdot F_3) + F_4$$

Con la aplicación del SMR a un talud, nos permite determinar la medida de sostenimiento, cuando el SMR es mayor a 65 no es necesario aplicar un sostenimiento, cuando es menor 70 y mayor a 45 se debe aplicar medidas de protección, cuando es menor a 75 y mayor a 30 se deben dar refuerzos por medio de pernos de anclaje y bulon, cuando es menor que 60 y mayor que 20 se debe aplicar rellenos de hormigón, viga o contrafuerte, cuando es menor que 40 y mayor que 10 se deben aplicar drenajes, cuando es menor 30 y mayor que 10 debe realizarse reexcavaciones a traves de muro de contención.

Las **medidas de control** inmediatas utilizadas en taludes tenemos:

La **modificación de la geometría**, según (González, 2002) indica que se puede adquirir una nueva configuración con índice más alto de estabilidad, cuando hay una repartición de cada fuerza al peso de cada material. Necesariamente se debe llevar a cabo lo siguiente:

- Reducción de inclinación del talud
- Minorizar las fuerzas que generan inestabilidad, esto se logra mediante la erradicación del peso de cabecera del talud, mejor dicho, un descabezamiento.
- Ampliando cada esfuerzo normal (tensión) sobre el espacio para aumentar la estabilidad, de igual manera es ineludible llevar a cabo la incrementación de la pesadez del pie de un talud por medio edificación de tacones, empleando en el pie de dicho talud un material de relleno que sirva para drenar, son usados para disminuir su estabilidad a superficies con materiales arcillosos.

- Impidiendo que el origen de una rotura perjudique a la superficie de un talud al cortar sus planos, por esta razón se tiene que escalonar aquel talud a través de la edificación de la berma y del banco (esto garantiza la detención de desprendimiento de bloques y la rotura local de dicho talud)

La **medida de drenaje**, según (González, 2002) menciona que la aplicación de una medida que permita drenar, se realiza con el objetivo de elevar significativamente el factor de seguridad, convirtiéndose en la medida más aprovechada gracias a sus costos económicos a comparación de cualquier otra medida que genere estabilidad en un talud. La presencia de agua es considerada como un factor de gran importancia que disminuye la estabilidad, aumentando en peso, nivel freático y la presión. Este es considerado como un factor principal que afecta logrando inestabilidad, aumentando su peso, nivel freático, y la presión. Tenemos a los siguientes tipos de drenajes:

- Los drenajes superficiales, estos originan que el agua origine infiltraciones o puedan penetrar a favor de una discontinuidad y fractura, consintiendo así aumentar el nivel freático, presencia de presión y lo más importante que el suelo logre saturar.
- Los drenajes profundos, son una corrección habitual en taludes rocosos con dificultades para estabilizarse, gracias a ello se puede erradicar el agua, a través de la evacuación. Para diseñar, debe considerar puntos importantes como: que sea permeable y las características hidrológicas de materiales diversos, caudal a regar y el radio la acción de un elemento dedicado a drenar. Se tiene que tener claro que una máquina perforadora tiene que alcanzar cotas donde hay presencia de dicho fluido y lograr profundizar para así disminuir el nivel freático.

Los **anclajes**, Giordani y Lanzone (2015) los conceptúa como una serie de mecanismos que cuentan con zonas de diversos tipos de anclaje como libre, de cabeza y una placa de apoyo. Aquellos permiten mejorar contextos de alguna

estructura en equilibrio que forma parte de un talud, guardando relación con su peso, aplicando tracción. Entre los tipos de anclaje, tenemos:

- Pasivos, ya que este entra en tracción por sí mismo. Del mismo modo se puede decir que es pasivo cuando se quiere calcular el grado intensidad de sus movimientos, se caracteriza por ser rígido, denominándose como verdaderos monitores a tracción.
- Activos, asumen como objetivo la compresión de la superficie que constituye las zonas de anclaje y placas de apoyo. Este alcanza tener una carga tolerable cuando su armadura se confronta
- Mixtos, cuando cuentan con reservas de resistencia para poder afrontar algún tipo de movimiento aleatorio, este adquiere una carta menor a la aceptable cuando se confronta.

Un sistema de contención por medio de anclajes se imagina de mayor utilización, ya se activos o pasivos, ya que son una buena opción tanto técnica como económica. Los anclajes son una disposición esencial para certificar estabilidad, ya que permite soportar la ocurrencia de tensiones o esfuerzos.

Las **medidas de protección superficial**, (González, 2002) menciona que estas medidas para ser utilizadas se deben efectuar lo siguiente:

- Mitigar al máximo las dificultades de desprendimiento o caída de rocas.
- Lograr estabilizar zonas muy fracturadas de un talud, se debe llevar a cabo a través de la instalación de cables y mallas; esto consiste básicamente en instalar una malla metálica, de doble o triple torsión, se entiende una serie de cables constituyendo así una retícula, anclados y tensionados a la roca en sus extremos.
- Revegetación.
- Ejecutar voladuras controladas con el objetivo de erradicar una cierta cantidad de masa llamada bloque, también podría utilizar el uso de palancas para eliminarlos de forma manual. Se debe eliminarse exclusivamente los bloques adecuados, es caso contrario el resultado puede ser perjudicial para la estabilización de otros bloques en contacto.

Con la aplicación de medidas de protección superficial se pudo disminuir el riesgo por desprendimiento o caídas de rocas y conseguir un equilibrio de masas, a través de la transformación de su estructura del terreno del talud. Para cubrir un talud donde acontecen caídas de roca se deben emplear mallas de prevención.

El **método de ROFRAQ**, (Laboratorio Oficial J. M. Madariaga (LOM), 2015) lo define como un método utilizado para la evaluación del riesgo de caída de rocas en explotaciones a cielo abierto, este predice probabilísticamente una cuantificación del número de accidentes relacionados al desprendimiento del macizo rocoso a través de la estimación de estos.

En si el ROFRAQ, es una herramienta que nos brinda la información necesaria para la aplicación de medidas preventivas de seguridad y estabilidad en una mina. Para ello hacen uso de una serie de parámetros los cuales son estudiados y representados en tablas numéricas con datos geotécnicos. Los parámetros que incluye y toma en cuenta este método es:

- **Parámetro A:** Hace referencia a la separación entre la masa rocosa y el macizo rocoso perteneciente al talud. Para el estudio de este parámetro, se hace uso de las tablas geomecánicas conocidas como RMR, SMR, etc.
- **Parámetro B:** Se refiere al equilibrio o metaestabilidad de la masa rocosa señaladas en el parámetro A. En este parámetro se hace un análisis de la información recolectada por las tablas geomecánicas del primer parámetro.
- **Parámetro C:** Incluye a los fenómenos naturales desestabilizadores. En este parámetro, se va a evaluar la frecuencia con la que se desarrollan los fenómenos naturales en el lugar en el que la mina labore.
- **Parámetro D:** Engloba a las actividades realizadas en la mina. Hace alusión a cada actividad minera, como lo son la perforación, la voladura, etc.
- **Parámetro E:** Abarca al personal que labora por debajo del talud o monitoreando la maquinaria, este parámetro también incluye a dicha

maquinaria, con este parámetro lo que se busca es determinar la gravedad de los daños que origina un accidente relacionado a caída de roca relacionado a pérdidas humanas o económicas.

- **Parámetro F:** Está relacionado al historial de desprendimientos de rocas y accidentes en el transcurso de explotación. Este parámetro es uno de los más importantes para poder cuantificar los accidentes relacionados con caída de rocas.

$$ROFRAQBásico(\%) = \frac{A \times B \times C \times D}{100}$$

$$ROFRAQ = A \times B \times C \times D$$

$$ROFRAQ_{TALUD} = A \times B \times C \times D \times E \times F$$

$$ROFRAQ_{persona} = A \times B \times C \times D \times E_{persona} \times F$$

$$ROFRAQ_{máquina} = A \times B \times C \times D \times E_{máquina} \times F$$

Probabilidad estimada de que se produzca un accidente por caída de bloques = $ROFRAQ/10000$

Figura 5. Fórmula numérica del método de ROFRAQ

Fuente: Ramírez y Alejano, 2004

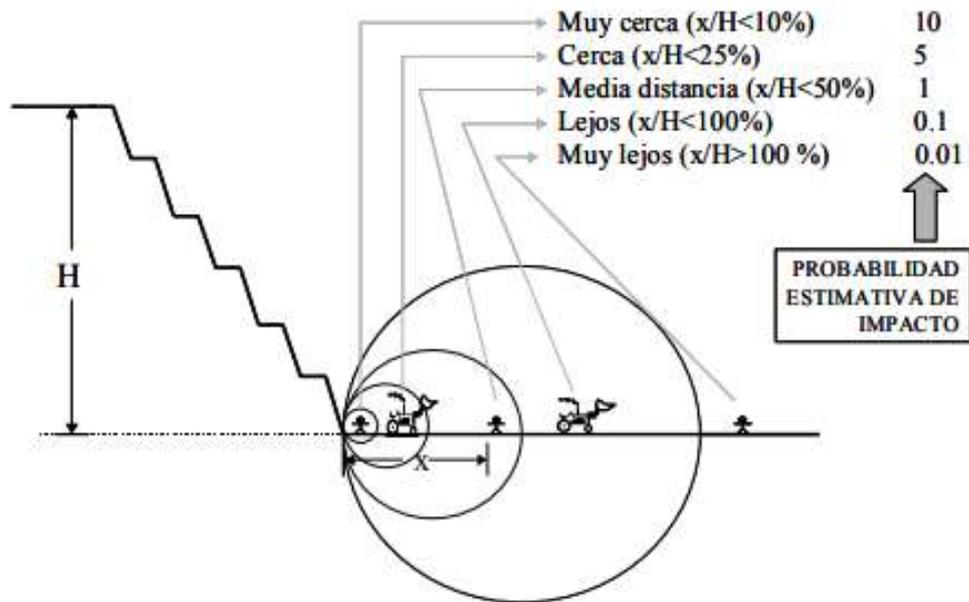
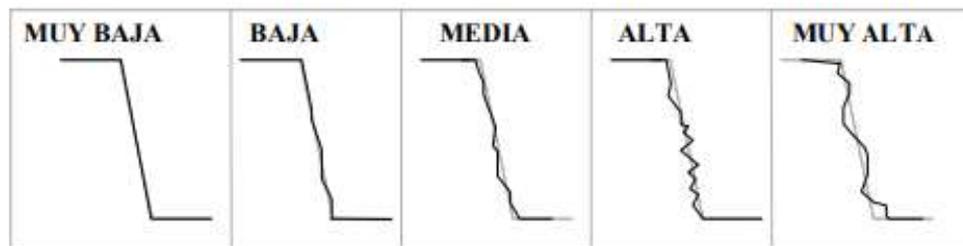


Figura 6. Cercanía del personal o máquinas al pie del talud

Fuente: Ramírez y Alejano, 2004



MUY BAJA.- Se observan más del 80% de las cañas, típica de precorte bien ejecutado

BAJA.- Se observan entre el 40 y el 80 % de las cañas de los barrenos

MEDIA.- Se observan entre el 10 y el 40 % de las cañas, sería necesario instalar entre 10 y 25 cm de gunita para dejar la superficie del banco plana

ALTA.-Sería necesario instalar entre 25 y 50 cm de espesor de gunita para dejar la superficie del banco plana, aparecen huecos de entre 0'5 y 1 metro de profundidad

MUY ALTA.- Aparecen irregularidades o huecos de más de 1 metro de profundidad

Figura 7. Irregularidad de la geometría del talud

Fuente: Ramírez y Alejano, 2004

Evaluación preliminar del riesgo del talud en función de los resultados del ROFRAQ_{maq}					
MUY BAJO RIESGO	BAJO RIESGO	RIESGO BAJO A MEDIO	RIESGO MEDIO	ALTO RIESGO	RIESGO MUY ELEVADO
No hacer nada	Realizar seguimiento	Puede ser necesario tomar medidas simples de seguridad: Evitar el paso de máquinas cuando llueve fuerte	Es necesario tomar medidas de seguridad, mejoras en saneo y limpieza, control de voladuras, etc.	Requiere rediseño de algunos zonas, ampliación de bermas, etc.	Revisión del plan de labores, instalación de mallas protectoras, etc.
Inf. a 10	10 – 25	26 – 100	101 – 250	251 - 1000	Sup. a 1000
Evaluación preliminar del riesgo del talud en función de los resultados del ROFRAQ_{pers.}					
MUY BAJO RIESGO	BAJO RIESGO	RIESGO BAJO A MEDIO	RIESGO MEDIO	ALTO RIESGO	RIESGO MUY ELEVADO
No hacer nada	Realizar seguimiento	Puede ser necesario tomar medidas simples de seguridad: Evitar el paso de personal en épocas de lluvia	Es necesario tomar medidas de seguridad, mejoras en saneo y limpieza, control de voladuras, etc.	Requiere rediseño de algunos zonas, ampliación de bermas, etc.	Revisión del plan de labores, instalación de mallas protectoras, etc.
Inf. a 4	4 – 10	10 – 40	40 – 100	100 - 400	Sup. a 400

Figura 8. Irregularidad de la geometría del talud

Fuente: Ramírez y Alejano, 2004

1.4. Formulación del problema

Esta investigación fue desarrollada en base a la siguiente **pregunta**: ¿Cómo se puede lograr la estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM?

1.5. Justificación del estudio

La necesidad de analizar la inestabilidad de los taludes, es de mucha utilidad e importancia, para reducir las pérdidas económicas – humanas y otros fenómenos consecuentes que estas causan. Presenta como justificación e importancia lo siguiente:

Los **motivos** que promovieron la elaboración del estudio de investigación fueron de carácter académico y económico. Académico, debido a que existió un grado de interés de los estudiantes en analizar una problemática que fue afrontada con un estudio geotécnico, lo cual permitió brindar las herramientas suficientes para lograr la estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM, generalmente en roca. Económica, porque es importante brindar controles frente a inestabilidades, de lo contrario esto podría originar accidentes, pérdidas económicas y humanas. Por otro lado, desde el punto de vista de la estabilidad de los taludes en el tajo, los gastos económicos que originan los desprendimientos de rocas son más elevados que los gastos que se derivan del control de las consecuencias de la inestabilidad de un talud, lo cual beneficia económicamente a la empresa y hace que la idea de haber canalizado la inestabilidad de taludes resulte ser viable y razonable.

La **importancia** que posee la investigación es que fue direccionado a realizar un estudio geotécnico para la estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM, para ello se detalló la geología de la zona de estudio donde se originó la inestabilidad de taludes. Así mismo en dicha investigación se obtuvieron datos de la descripción de cada discontinuidad presente en el macizo rocoso del talud que conforma el tajo, también se clasificó el macizo rocoso a través de tablas geomecánicas, para estimar la calidad de la masa rocosa que se encontraba a lo

largo del talud. Finalmente se aplicó el método de ROFRAQ para cuantificar los riesgos de accidentes asociados a desprendimientos de rocas.

1.6. Hipótesis

De manera previa al desarrollo de esta investigación, se planteó la siguiente **hipótesis**: Si se realiza un estudio geotécnico entonces se logrará la estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM.

1.7. Objetivos

1.7.1. Objetivo general

Realizar un estudio geotécnico para la estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM.

1.7.2. Objetivos específicos:

- Identificar la geología y litología de la zona de estudio donde se originó la inestabilidad de taludes.
- Obtener datos de las descripciones de las discontinuidades presentes en el macizo rocoso que forma el talud del tajo.
- Clasificar el macizo rocoso a través de las tablas geomecánicas RMR y SMR, para estimar la calidad de la masa rocosa que se encuentra a lo largo del talud.
- Aplicar el método de ROFRAQ para cuantificar los riesgos de accidentes asociados a desprendimientos de rocas.

II. MÉTODO

2.1. Tipo y diseño de investigación

La presente investigación es de tipo cuantitativa, porque permitió cuantificar el conjunto de datos que proporcionó el estudio geotécnico, realizando una clasificación geomecánica del macizo rocoso, pues de esta forma se pudo aplicar un análisis estadístico lo cual brindó las herramientas necesarias para lograr la estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM. Este trabajo contó con un diseño explicativo, en el cual se inició detallando la geología, realizando un modelo geomecánico de la zona de estudio donde se originó la inestabilidad del talud y una clasificación a través de tablas geomecánicas para estimar la calidad del macizo rocoso que conforma el talud. Se realizó todo este procedimiento para lograr estabilizar el talud de la mina de hierro, aplicando el método de ROFRAQ para cuantificar los riesgos de accidentes asociados a desprendimientos de rocas. (Fenández & Hernández, 2006) establece que: “Se basa en la explicación del por qué se producen los fenómenos y en qué estados se pronuncia, o porqué se reaccionan dos o varias variables” (p. 32).

2.2. Operacionalización de variables

VARIABLE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DIMENSIÓN	INDICADORES	SUBINDICADORES	ÍNDICE	RECOLECCIÓN DE DATOS	
						TÉCNICA	INSTRUMENTO
Estudio geotécnico	Gonzalez (2002) define que: Un estudio geotécnico es una caracterización de la masa rocosa con el propósito de estimar su calidad, cada estudio geológico y geotécnico está orientado al diseño correcto y seguro de un talud, en relación a cada característica y parámetro que posee, con la finalidad de su estabilización. La evaluación geomecánica y diseño de un talud son considerados factores fundamentales en la ingeniería geológica.	Geomecánico	Factor geométrico	Altura	Longitud	Observación	Guía de observación (Ficha de campo)
				Longitud	Metros (m)		
				Pendiente	Ángulo		
			Grados (°)				
			Descripción de discontinuidades	Orientación	Ángulo		
					Grados (°)		
				Espaciado	Longitud		
				Abertura	Milímetros (mm)		
					Metros (m)		
				Persistencia	Adimensional		
				Rugosidad	Texto		
				Alteración			
				Filtraciones	Longitud		
				Relleno	Milímetros (mm)		
Fuerza							
Resistencia de pared	Megapascal (MPa)						

VARIABLE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DIMENSIÓN	INDICADORES	SUBINDICADORES	ÍNDICE	RECOLECCIÓN DE DATOS	
						TÉCNICA	INSTRUMENTO
Estudio geotécnico	Gonzalez (2002) define que: Un estudio geotécnico es una caracterización de la masa rocosa con el propósito de estimar su calidad, cada estudio geológico y geotécnico está orientado al diseño correcto y seguro de un talud, en relación a cada característica y parámetro que posee, con la finalidad de su estabilización. La evaluación geomecánica y diseño de un talud son considerados factores fundamentales en la ingeniería geológica.	Geomecánico	RMR	Resistencia Uniaxial de la matriz rocosa	Fuerza Megapascal (MPa)	Observación	Tablas Geomecánicas
				Grado de fracturación (RQD)	Angulo Grados (°)		
				Espaciado de las discontinuidades	Longitud		
				Estado o condición de las discontinuidades			
				Orientación de las discontinuidades	Angulo Grados (°)		
				SMR	RMR		Valor del índice SMR
				Factor de ajuste	Tipo de sostenimiento		
			Estabilidad de taludes	Gonzalez (2002) nos dice que: La estabilidad de un talud está fijada por cada factor geométrico (altura y pendiente), factor geológico (que supeditan la ocurrencia de cada zona de debilidad y de anisotropías), factor hidrogeológico (agua) y factor geo-técnico o involucrados a los comportamientos mecánicos de la superficie (resistencia y deformación). El análisis y control de taludes es un factor importante en la ingeniería geológica (p.432).	Técnico		ROFRAG
Parámetro B							
Parámetro C							
Parámetro D							
Parámetro E							
Parámetro F							

2.3. Población, muestra y muestreo (incluir criterios de selección)

2.3.1. Población

La población estuvo comprendida por el yacimiento de hierro Olmos 8 HPM.

2.3.2. Muestra

La muestra estuvo comprendida por el Tajo 1, área de explotación del yacimiento de hierro Olmos 8 HPM.

Criterios de Inclusión

- Roca severamente fracturada.
- Criterios de rotura del macizo rocoso.
- Tipos de rotura en taludes.
- Presencia de discontinuidades.
- Yacimiento de hierro

Criterios de Exclusión

- Roca masiva o levemente fracturada.
- Vías de acceso.
- Estéril
- Botadero
- Roca sin rasgos de inestabilidad.
- Presencia de otros minerales en el yacimiento

2.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos, confiabilidad y validez

2.4.1. Técnicas

- Observación

Labarca (2013) considera que es uno de los elementos fundamentales y primordiales en todo proceso de investigación. Esta técnica por medio del contacto directo y acercamiento con el objeto de estudio, permitió y ayudó a la recopilación de información en el campo, para su subsiguiente análisis. Lo que se observó en campo es la estructura y composición de los taludes del tajo, los diferentes caracteres geomecánicos que poseen las discontinuidades y tipos de rocas existentes.

- Técnicas documentales

Rodríguez (2011) estableció que esta técnica sirve para el uso de información bibliográfica, que pueda permitir identificar el problema y lograr construir un marco teórico, empleando citas textuales y de parafraseo. Las fuentes bibliográficas utilizadas son: artículos científicos, libros digitales, tesis digitales y cualquier tipo de información que sea accesible por medio del internet. Una fuente documental es aquella en donde su revisión y obtención tienen como propósito dentro de un proceso investigativo la identificación de nuevos problemas y la obtención de información para su desarrollo.

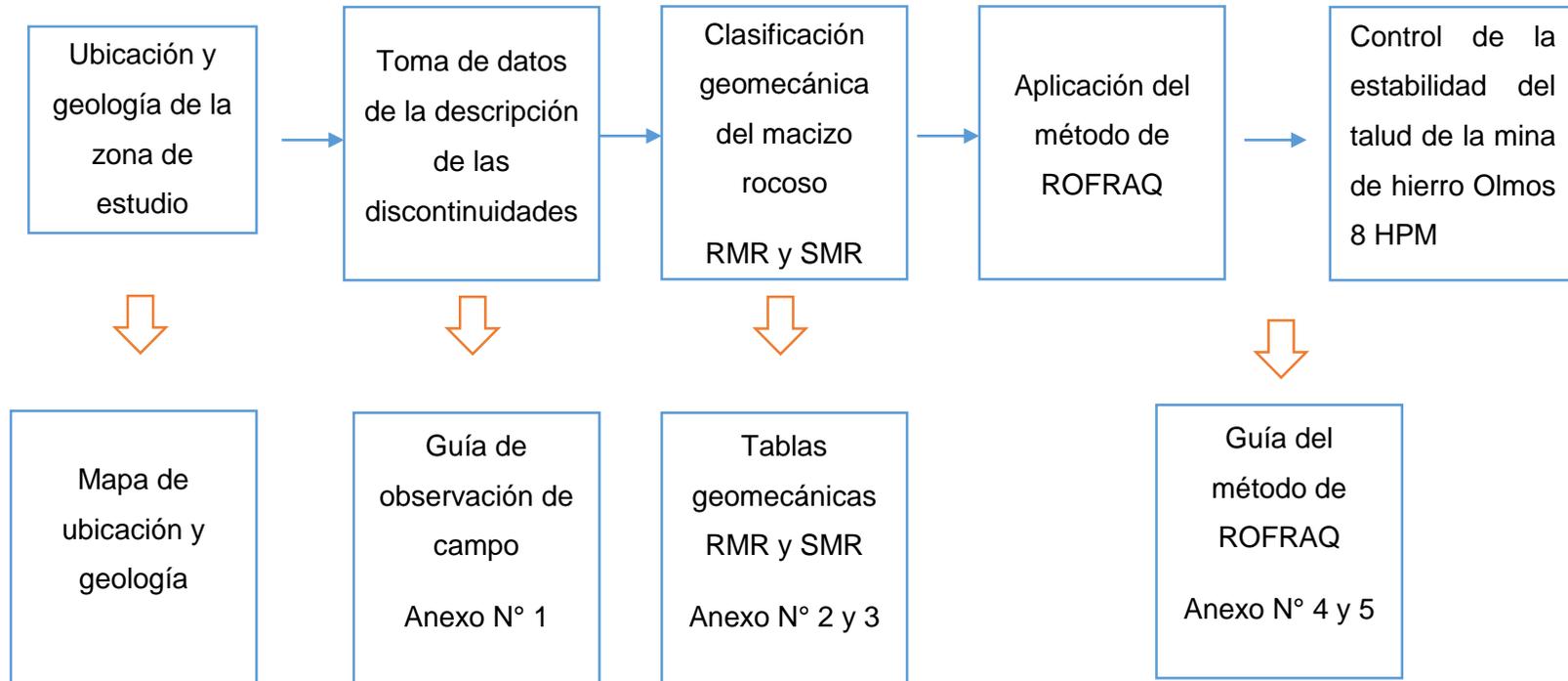
2.4.2. Instrumentos

- **Guía de observación de campo:** Abarcó la indagación geológica y geotécnica del área, con ello se realizó el reconocimiento sobre cada estructura y tipo de afloramiento litológico, empleándose métodos convencionales en el campo, con el fin de determinar cada talud inestable en la zona de estudio. Para el analizar y caracterizar al macizo rocoso se

realizó la recolección de datos de las diferentes descripciones y orientación de cada discontinuidad, también la clasificación geomecánica RMR y SMR para determinar el control. Ver Anexo N° 1.

- **Tablas geomecánicas:** Las tablas geomecánicas jugaron un rol muy importante dentro de una evaluación geomecánica, ya que estas permitieron saber la calidad y características de las rocas contenidas en el talud que conforman el tajo, pues de esta forma es que se determinó una medida de control ante la inestabilidad de taludes. Ver Anexo N° 2 y 3.
- **Guía del Método del ROFRAG:** Contiene al conjunto de variable que engloba los parámetros que abarcó el método ROFRAQ, en cual permitió cuantificar los riesgos asociados a un desprendimiento de rocas en una explotación minera a tajo abierto. Ver Anexo N° 4 y 5.

2.5. Procedimiento



2.6. Métodos de análisis de datos

Es necesario considerar los métodos que se emplearon en el trabajo de investigación como lo son el analítico y sintético.

Método analítico, (Ruiz, 2006) menciona que consiste en realizar la determinación de los componentes de un todo estudiado, forjando así un estudio minucioso de cada componente que lo conforman y la manera del funcionamiento de los mismos.

Método sintético, para (Calduch, 2014) es un método que inicia tomando en cuenta al conocimiento de cada elemento esencial de la realidad y del conjunto de relaciones que los asocian, considera al todo con el objetivo de la obtención de conocimientos generales de la realidad, para llegar a puntos específicos.

2.7. Aspectos éticos

De acuerdo con los principios establecidos por la Universidad César Vallejo Filial y a la naturaleza de la investigación, cada aspecto ético que se consideró en el informe de investigación fueron: la honestidad, respeto a la propiedad intelectual, respeto a la normatividad legal vigente y la responsabilidad. (Resolución consejo universitario N° 0126-2017/UCV).

La honestidad relacionada también con la transparencia, por ello como investigadores se respetó el derecho de la propiedad intelectual de otros investigadores, evitando así el plagio total o parcial de investigaciones de diversos autores.

El respeto a la propiedad intelectual, este derecho abarcó a todas las creaciones de las mentes humanas, por ello debe ser respetado porque protege los intereses de los autores sobre el conjunto de beneficios generados por estos conocimientos producidos.

La responsabilidad donde como investigadores se aseguró que nuestra investigación logre cumplir de manera estricta con la normativa ética, legal y de seguridad, al respetar cada término y condición que se estableció en el trabajo de investigación.

III. RESULTADOS

3.1. Identificar la geología y litología de la zona de estudio donde se originó la inestabilidad de taludes.

En el presente estudio se realizó la identificación geológica y litológica en la zona de la mina, en el que se detallaron sus características a nivel regional y local con la finalidad de evaluar su estabilidad física, aquello se elaboró con ayuda de la evaluación in situ y con información brindada por el INGEMMET, el Boletín N° 140 Serie A: Geología del Cuadrángulo de Olmos, hoja 12-d y con su Sistema de Información Geológico y Catastral Minero – GEOCATMIN.

La mina de hierro Olmos 8 HPM está ubicada en el distrito de Olmos, provincia de Chiclayo y departamento de Lambayeque, posee una extensión de 299,92 hectáreas de extensión, teniendo las siguientes coordenadas UTM de sus vértices:

Vértice 1	Norte 9, 346,341.80	Este 643,183.99
Vértice 2	Norte 9,346, 682.83	Este 644,124.04
Vértice 3	Norte 9, 343,862.67	Este 644,147.12
Vértice 4	Norte 9, 343,519.23	Este 644,209.59

El 20 de agosto de 2002 obtuvieron la condición de pequeño productor minero, cediendo los derechos de explorar y explotar los minerales que porta dicho yacimiento, teniendo al hierro como mineral principal. Ver [Anexo 7](#).

Según su **geología regional**, la zona estudiada está ubicada en parte del dominio Pucara-Zamora, la cual esta hasta ecuador. El basamento se constituye por metasedimentos y volcánicos del ordovícico inferior, carbonatos del grupo Pucara (Trías - Jurásico) y volcansedimentos del jurásico medio – superior de la formación de Colán.

El dominio tiene una separación de la cordillera oriental por un sistema de fallas de marañón, diferente al oeste, en el cual se da el afloramiento de Olmos a través del

sistema de fallas de Olmos. Estos dos inmensos sistemas de fallas que son límites del gran dominio, tuvieron un comportamiento normal en el jurásico, conceptuando un sistema de grábenes, en un contexto de cuenca de trasarco, entre macizo rocoso de olmos al oeste y el complejo del marañón al este, tuvieron un comportamiento de altos, pero son parte del mismo substracto.

En el transcurso del Cenozoico aquel graben sufrió una inversión durante, dando a conocer estructuras inversas a doble vergencia. El sistema de una falla ha cooperado con la formación de inmensas cámaras magmáticas lo cual permitió la formación de calderas volcánicas en el noreste del Perú.

El área está constituida por un cuadrángulo que comprende espacios que corresponden a la cordillera occidental, así depresiones de la costa, logrando cubrir un aproximado de 2500 km². Esto quiere decir que comprende las provincias de Olmos y Huarmaca, por ende, parte del departamento de Lambayeque y Piura. Para acceder al área de estudio se puede tomar la vía aérea o la terrestre por la carretera panamericana norte. Olmos por encontrarse entre la cordillera occidental y la zona costera, cuenta con vegetación espinosa que vuelve difícil el acceso a su parte alta, por ello tiene una red de caminos muy limitados. El área de estudio está dividida por dominios morfológicos como el macizo de Chignia, el macizo de Olmos, la llanura costera y las Lomas.

El **macizo de Chignia**, está caracterizado por presentar superficies planas en las partes altas ubicadas entre los 800 y 2900 mns. Paleográficamente corresponde al borde occidental Paleozoico, en el cual se da el afloramiento de filitas y pizarras del complejo de olmos – formación salas (Ordovícico inferior) y cuarcita de la formación Ñaupe (Ordovícico superior). De igual forma se da el afloramiento intrusivo del Batolito costero y cubriendo todo esto, se tiene a los volcánicos paleógenos.

El **macizo de Olmos**, está compuesto por superficies con un relieve suave y ondulado, con una variación desde los 500 a 800 msnm. Este tipo de superficies caracterizan a la parte baja de la vertiente occidental de los Andes, según su

estructura hace referencia a una zona compleja con presencia de un pliegue o una falla que por litología corresponde aquellos afloramientos de pizarras y esquistos del complejo de olmos y la formación de salas. Ver Anexo N° 8.

En su **estratigrafía**, la secuencia sedimentaria y volcanosedimentaria que afloran en el cuadrángulo de Olmos constituyen unidades que provienen desde el Paleozoico inferior al cuaternario.

En el paleozoico, este tiene un afloramiento principal en la cordillera occidental. El cuadrángulo de Olmos se caracteriza por la presencia del afloramiento de roca metamórfica, las cuales fueron agrupadas en tres unidades, entre ellas tenemos formación de Salas, complejo de Olmos y formación Ñaupe.

El Complejo de Olmos, esta formación es conocida como una secuencia que pertenece al Paleozoico inferior, tiempo después fue definida como arco de olmos a la prolongación meridional de la cordillera real de Ecuador, la cual está compuesta de manera esencial por material atribuido al Paleozoico inferior. No existe un reporte de la base de este complejo, sin embargo, infrayace una secuencia de cuarcita de la formación de Ñaupe – Ordovícico superior, en cuanto a su litología y ambiente sedimentario, se puede decir que a lo largo del camino de olmos se da un afloramiento de filitas de color negro muy satinado con niveles de cuarcita gris oscura o blanquecina de procedencia marina y abundancia de ventillas de cuarzo de segregación. De igual manera se observa metasedimentos de color gris algo oscuro o blanquecino. Por todo ello el complejo de Olmos es una zona deformada de la edad Precámbrica.

La **Formación de Salas**, es una zona poco deformada de un seguimiento de macizo rocoso metamórfico que se encuentran esencialmente compuestas por filitas y tobas pizarrosas. Con el tiempo se logró demostrar que la formación salas pertenece a la zona poco o no deformada del complejo de olmos, esto se basó en la investigación realizada en campo, por esta razón ambas pertenecen a la misma edad de ordovícico inferior, pero diferencias por el nivel de deformación de ambas.

La base de esta unidad se reporta como desconocida, pero el techo se encuentra cubierto por roca perteneciente al paleozoico superior, mesozoico y cenozoico, por esta razón se tiene una concordancia con la formación Ñaupe. En cuanto a su ambiente y litología, se puede decir que esta unidad compuesta por pizarras, esquistos grises verdosas portando cuarzo y mica, estas se encuentran impregnadas de óxidos de hierro pardos rojizas y niveles no continuos de cuarcita en estratos delgados color blanco grisáceo.

La **Formación de Ñaupe**, fue introducida para poder describir a todos los afloramientos de cuarcitas que se localicen sobre los esquistos y pizarras pertenecientes al paleozoico inferior, dentro de eso se incluye a una gran secuencia de cuarcitas que reposan sobre macizo rocoso pizarroso y filíticas del paleozoico inferior. En cuanto a su litología y ambiente sedimentario consta de bancos gruesos de cuarcitas de color gris oscuro a negro cristalizado, con gran abundancia de venillas de cuarzo de segregación, por lo general aquellos bancos de cuarcita están en sinclinal, en otras ocasiones están invertidos y con gran deformación. Sin embargo, la fuerte recristalización de aquellas cuarcitas no da opción de distinguir las estructuras sedimentarias, por lo cual hace difícil su determinación.

En el Mesozoico, el **grupo Pucará**, el norte de nuestro país y la parte central de los andes, el debut del ciclo andino está comprendido por depósitos calcáreos pertenecientes al Jurásico inferior, donde estas formaciones pasan una reagrupación dentro del clan Pucará. En la cordillera occidental, para ser más exactos en los cuadrángulos de Jayanca e Incahuasi, se logra localizar una gran secuencia mesozoica. Por otro lado, el cuadrángulo de Olmos, se reconocen formaciones como La Leche y Sávila. Ver Anexo N° 9.

En el magmatismo, las rocas ígneas intrusivas pertenecientes al cuadrángulo de Olmos son divididas en dos importantes grupos, como lo son el macizo de El Molino – Carrizal y el Stock Diorítico de Rupuahuasi. De la misma manera existe la presencia de cuerpos rocosos de procedencia volcánica, como lo son la el Licurnique y Huaral. La composición varía desde dioritas hasta tonalitas y granodioritas, los cuerpos intrusivos son del segmento Piura, para ser más exactos

del Batolito de la Costa. Por otro lado, los cuerpos rocosos volcánicas tienen presencia principal formando parte de aquellos volcánicos del Cretácico y Paleógeno – Neógeno.

En su geoquímica de las rocas ígneas, para poder saber datos de estas rocas, se tuvo que realizar un procesamiento de datos de análisis geoquímico de un alrededor de 13 muestras, las cuales llevaron su análisis en un laboratorio químico por aplicación un método analítico llamado ICP. En la discriminación de los diagramas geoquímicos, se logra descubrir que el maciso rocoso perteneciente al domo de Licurnique cuentan con una composición que comprende desde andesita a riolita y estos pertenecen a una serie magmática llamada calcoalcalina con un contenido de K_2O medio y de FeO se puede decir de medio a bajo.

En los cuerpos metamórficos correspondientes al complejo de Olmos, se le hizo un análisis geoquímico a una muestra de filita, con el objetivo de conocer su contenido en óxidos. Es así como se pudieron obtener una que otra característica química: contenido de SiO_2 con un 62% y con un valor bajo de potasio 1.3%; esto nos da a entender que estamos hablando de una roca intermedia con un rango de potasio de bajo a medio, por ello corresponde a roca calcoalcalinas. En cuanto a la relación de SiO_2 y el de FeO en su totalidad presentan valores medios de hierro.

La roca intrusiva del stock de Rupuhuasi plotean en cuanto a grabo y diorita, de acuerdo a subdivisión de series magmáticas pertenecer a grupo calcoalcalino con presencia baja de K_2O . Por otro lado, según su contenido total de FeO estos cuerpos tienen una clasificación de roca máfica con alto contenido de hierro.

En su **geología estructural**, los dominios morfoestructurales, a nivel de la región el área del cuadrángulo de Olmos está en el eje de la deflexión de Huancabamba, teniendo como transición de las estructuras NNO-SSE de la familia de los Andes Peruanos a NNE-SSO de los Andes Septentrionales (entre ellos tenemos Ecuador, Colombia y Venezuela). Aquel cambio de dirección recibió el nombre de deflexión de Huancabamba. Una característica importante de esta aérea es el cambio tan brusco de una dirección de los Andes centrales NO-SE a una más general N-S, la

cual va en pleno cambio a dirección ecuatorial NE-SO. El área de estudio está dividida en dominios estructurales, tres para ser más exactos y estos cuentan con un propio estilo tectónico, entre estos tenemos: Nororiental, Suroriental y al Occidental.

En sus estructuras, la sección de afloramiento de una cuarcita de Neocomiano en la que se puede realizar un análisis de deformación, tiene una división en 2 partes cuya dirección estructural suele ser ortogonal entre sí. Cuya dirección es NNO-SSE en aquellos flacos de anticlinorio y con una dirección ortogonal E-O como ejemplo tenemos la apreciación de la localidad chonta. A nivel más general, aquellas estructural tienden apreciarse entre Insculas Viejo y Chignia, estas tienen una prolongación hasta el cuadrángulo de Morropón. En el Ramal de Ñaupe o también conocido como Flanco Occidental, este tiene un afloramiento por arriba de una longitud de 80 Km, con una extensión desde Insulas y con una prolongación hasta el famoso cuadrángulo Morropón.

En su **geología económica**, el evento magmático en el transcurso del Cretácico y el Paleógeno a lo largo de la cordillera Occidental, en el famoso cuadrángulo de Olmos originó un emplazamiento de un conjunto de áreas con presencia mineral de tipo vetas de hierro (Fe) y pórfidos en escasez con algunas que otra anomalía de molibdenita, de igual manera tenemos a depósitos epitomarles, lo cual solo se conoce por simple referencia personal. Ver Anexo N° 10.

En la actualidad todo aquel depósito conocido se encuentra ubicado en la cordillera occidental en forma de pórfido y de tipo epitermal. Sin embargo en el ya mencionado cuadrángulo de Olmos existe la presencia de vetas, aquellas que no se le ha dado la importancia que merecen y por esta razón es que no existe mucha investigación de dichas vetas de hierro, estas suelen presentarse como rocas de edad Ordovícica, lo cual según su origen se podría relacionar con depósitos más amplios de hierro localizados en la parte sur del cuadrángulo de Chongoyape, teniendo entre estas a la concesión minera luz divina, el cual está ubicado muy cerca del distrito de Cayalti, es decir que la diferencia entre estos es que son de tipo skarn.

En su metalogenia, desde el punto de vista geológico y según sus características estudiadas de los yacimientos localizados dentro del cuadrángulo de Olmos, se puede definir las siguientes franjas metalogenéticas: La franja de vetas de hierro (relacionadas a intrusiones de Paleógeno), la franja de pórfidos de Cu-Mo (asociada a intrusiones el Eoceno) y por último la franja de depósitos epitermales de oro y plata relacionados a centros volcánicos Paleógenos. Ver Anexo N° 11.

Según su **geología local**, la franja de vetas de hierro, están relacionadas a intrusiones del paleógeno, aquella provincia que posee este tipo de vetas, comprende parte del área de trabajo y cuenta con una extensión hacia el sur con orientación N-S, dirigido a los cuadrángulos de Chongoyape y Chiclayo. Entre las ocurrencias metálicas con reconocimiento se tiene a San Emilio y Ferruginosa, con ventaja a que estas pueden ampliarse a más zonas comprendidas en el complejo de Olmos.

El control estructural de aquellas ocurrencias metálicas se da por el gran sistema de fallas de carácter regional que existe en Olmos, la cual cuenta con una dirección de NO-SE, aquello va cambiando de manera progresiva a la altura del Río Limón. En toda el área de ocurrencias de hierro, se logra observar un conjunto de tres fallas de forma paralela subvertical, lo cual es probable que corresponda como componente del sistema de fallas ya mineralizas de Olmos.

La geología se caracteriza esencialmente por la presencia de filita, cuarcita y pizarra, de procedencia Ordovícico inferior perteneciente al complejo de Olmos y de secuencias de cuarcita de procedencia Ordovícico superior perteneciente a la formación de Ñaupe. Las filitas, entre sus características geoquímicas arrojan una composición tipo intermedia (62% SiO₂), con un bajo contenido de potasio (1.3%), lo que nos da a entender que estas rocas son de procedencia calcoalcalinas. De igual manera se localiza la presencia de hierro con valores medio y gran número de vetillas de cuarzo sin antecedente metalogenético. En esta ocasión la mineralización se presenta por un conjunto de vetas en forma lenticular de rumbo NO-SE. La visibilidad de un afloramiento de veta es de manera continua en una longitud de 500 metros, logrando alcanzar muchas decenas de metros, donde el

afloramiento más visible ha sido expuesto por algún corte en la quebrada y en gran parte por la erosión originada en zonas altas.

3.2. Obtener datos de las descripciones de las discontinuidades presentes en el macizo rocoso que forma el talud del tajo.

Se desarrolló el objetivo de la obtención de datos de las descripciones de las discontinuidades presentes en dicho talud, donde se pudo recolectar información in situ, basándose en los parámetros que considera la clasificación del RMR y SMR, donde se estableció un total de 15 estaciones, para el desarrollo del estudio se hizo uso de instrumentos que fueron utilizados para diferentes fines, un esclerómetro o martillo de Schmidt para la determinación de su parámetro de resistencia, una wincha de 50 metros para la medición de su espaciado, persistencia, abertura y relleno, el peine de Bartón para determinar su rugosidad, también una brújula con la que se tomó la orientación tanto de las discontinuidades como del talud, en función de su buzamiento y dirección de buzamiento, utilizándose el software DIPS, con el propósito de realizar el análisis de las distribuciones y concentraciones de cada junto en los polos, mediante el análisis estereográfico. Ver Anexo 12.

Tabla 1. *Coordenadas UTM de las estaciones geomecánicas*

Estación	Coordenadas UTM	
	Inicio	Fin
E1	644244.00 E, 9344800.00 N	644248.00 E, 9344798.99 N
E2	644248.00 E, 9344798.99 N	644253.86 E, 9344798.36 N
E3	644253.86 E, 9344798.36 N	644258.85 E, 9344798.59 N
E4	644258.85 E, 9344798.59 N	644263.84 E, 9344798.26 N
E5	644263.84 E, 9344798.26 N	644268.83 E, 9344797.93 N
E6	644268.83 E, 9344797.93 N	644274.21 E, 9344798.35 N
E7	644274.21 E, 9344798.35 N	644279.19 E, 9344797.92 N
E8	644279.19 E, 9344797.92 N	644284.18 E, 9344798.26 N
E9	644284.18 E, 9344798.26 N	644289.16 E, 9344797.82 N
E10	644289.16 E, 9344797.82 N	644294.13 E, 9344797.27 N
E11	644294.13 E, 9344797.27 N	644299.10 E, 9344797.83 N

E12	644299.10 E, 9344797.83 N	644334.00 E, 9344796.81 N
E13	644334.00 E, 9344796.81 N	644308.99 E, 9344797.16 N
E14	644308.99 E, 9344797.16 N	644313.96 E, 9344796.71 N
E15	644313.96 E, 9344796.71 N	644318.95 E, 9344797.06 N

Fuente: *Elaboración propia*

Tabla 2. Resistencia a la compresión uniaxial

Estación	Descripción	Resistencia a la compresión uniaxial	Valor (MPa)
E1	100 - 250	Muy dura	107
E2	100 - 250	Muy dura	110
E3	100 - 250	Muy dura	115
E4	100 - 250	Muy dura	150
E5	50-100	Dura	86
E6	50-100	Dura	64
E7	50-100	Dura	75
E8	50-100	Dura	70
E9	100 - 250	Muy dura	155
E10	100 - 250	Muy dura	178
E11	50-100	Dura	84
E12	50-100	Dura	52
E13	100 - 250	Muy dura	162
E14	100 - 250	Muy dura	115
E15	100 - 250	Muy dura	135

Fuente: *Elaboración propia*

Para las 15 estaciones se tuvo como resultado, con ayuda del esclerómetro, el parámetro de la resistencia a la compresión uniaxial que se encontró varía entre 100 - 250 y 50 - 100 MPa, lo que se interpretó como una resistencia a la compresión uniaxial entre buena a muy buena (R4-R5).

Para el cálculo del grado de fracturación o RQD, se utilizó la siguiente fórmula numérica in situ:

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

Tabla 3. Grado de fracturación RQD

Estación	Descripción	Grado de fracturación RQD	Valor (%)
E1	>90	Muy buena	90.98
E2	>90	Muy buena	90.98
E3	>90	Muy buena	90.98
E4	>90	Muy buena	93.84
E5	>90	Muy buena	93.84
E6	>90	Muy buena	90.98
E7	90 - 75	Buena	87.81
E8	>90	Muy buena	93.84
E9	>90	Muy buena	90.98
E10	90 - 75	Buena	87.81
E11	>90	Muy buena	90.98
E12	90 - 75	Buena	87.81
E13	>90	Muy buena	90.98
E14	>90	Muy buena	90.98
E15	>90	Muy buena	93.84

Fuente: Elaboración propia

Para las 15 estaciones se tuvo como resultado, que el parámetro de RQD o grado de fracturación, varía de >90 y entre 90 - 75, lo que se interpretó como una roca de calidad buena.

Tabla 4. Espaciamiento

Estación	Descripción	Espaciamiento	Valor (m)
E1	0.60-0.20	Moderado	0.48
E2	0.60-0.20	Moderado	0.50
E3	0.20-0.06	Junto	0.12
E4	0.20-0.06	Junto	0.14
E5	0.60-0.20	Moderado	0.55
E6	0.20-0.06	Junto	0.09
E7	0.20-0.06	Junto	0.11
E8	0.60-0.20	Moderado	0.54

E9	0.20-0.06	Junto	0.10
E10	0.20-0.06	Junto	0.14
E11	0.20-0.06	Junto	0.15
E12	0.20-0.06	Junto	0.08
E13	0.60-0.20	Moderado	0.60
E14	0.60-0.20	Moderado	0.52
E15	0.60-0.20	Moderado	0.44

Fuente: Elaboración propia

Para las 15 estaciones se tuvo como resultado, que el parámetro de espaciamiento, varía entre 0.60 – 0.20 y 0.20 – 0.06 m, lo que se interpretó que se encontró de junto a moderado

Tabla 5. Persistencia

Estación	Descripción	Persistencia	Valor (m)
E1	1 - 3	Baja	1.5
E2	1 - 3	Baja	2.2
E3	<1	Muy baja	0.80
E4	<1	Muy baja	0.95
E5	1 - 3	Baja	1.8
E6	1 - 3	Baja	1.75
E7	1 - 3	Baja	2.1
E8	1 - 3	Baja	2.00
E9	1 - 3	Baja	1.95
E10	<1	Muy baja	0.75
E11	1 - 3	Baja	1.65
E12	<1	Muy baja	0.85
E13	1 - 3	Baja	1.80
E14	1 - 3	Baja	1.90
E15	1 - 3	Baja	1.75

Fuente: Elaboración propia

Para las 15 estaciones se tuvo como resultado, el parámetro de persistencia varía entre 1 – 3 y <1 m, lo que se interpretó que se encontró de baja a muy baja.

Tabla 6. Abertura

Estación	Descripción	Abertura	Valor (mm)
E1	1 - 5	Abierto	1.5
E2	1 - 5	Abierto	2
E3	0.1 - 1	Parcialmente abierto	0.5
E4	0.1 - 1	Parcialmente abierto	0.45
E5	1 - 5	Abierto	2.5
E6	0.1 - 1	Parcialmente abierto	0.55
E7	0.1 - 1	Parcialmente abierto	0.40
E8	1 - 5	Abierto	2
E9	1 - 5	Abierto	1.8
E10	0.1 - 1	Parcialmente abierto	0.7
E11	0.1 - 1	Parcialmente abierto	0.65
E12	0.1 - 1	Parcialmente abierto	0.85
E13	1 - 5	Abierto	2.8
E14	1 - 5	Abierto	1.9
E15	1 - 5	Abierto	2.6

Fuente: *Elaboración propia*

Para las 15 estaciones se tuvo como resultado, que el parámetro de la abertura varía entre 1 - 5 y 0.1 – 1 mm, lo que se interpretó que se encontró de abierto a parcialmente abierto.

Tabla 7. Rugosidad

Estación	Rugosidad
E1	Ligeramente rugoso
E2	Ligeramente rugoso
E3	Ligeramente rugoso
E4	Lisa
E5	Lisa
E6	Ligeramente rugoso
E7	Ligeramente rugoso
E8	Ligeramente rugoso
E9	Ligeramente rugoso

E10	Ligeramente rugoso
E11	Lisa
E12	Ligeramente rugoso
E13	Ligeramente rugoso
E14	Lisa
E15	Ligeramente rugoso

Fuente: *Elaboración propia*

Para las 15 estaciones se tuvo como resultado, el parámetro de la rugosidad, que se interpretó que se encontró de ligeramente rugoso a lisa.

Tabla 8. Relleno

Estación	Descripción	Relleno	Valor (mm)
E1	Sin relleno	Limpio	
E2	Sin relleno	Limpio	
E3	<5	Blando	0.9
E4	<5	Blando	1.5
E5	Sin relleno	Limpio	
E6	Sin relleno	Limpio	
E7	<5	Blando	2.5
E8	Sin relleno	Limpio	
E9	Sin relleno	Limpio	
E10	Sin relleno	Limpio	
E11	<5	Blando	2.0
E12	<5	Blando	1.5
E13	<5	Blando	1.9
E14	<5	Blando	1.4
E15	<5	Blando	2.3

Fuente: *Elaboración propia*

Para las 15 estaciones se tuvo como resultado, que el parámetro del relleno varía entre sin relleno y <5 mm, lo que se interpretó que se encontró entre blando a limpio o sin relleno.

Tabla 9. Alteración o Meteorización

Estación	Meteorización
E1	Moderada
E2	Moderada
E3	Moderada
E4	Moderada
E5	Moderada
E6	Moderada
E7	Moderada
E8	Moderada
E9	Moderada
E10	Moderada
E11	Moderada
E12	Moderada
E13	Moderada
E14	Moderada
E15	Moderada

Fuente: Elaboración propia

Para las 15 estaciones se tuvo como resultado, el parámetro de la meteorización, lo que se interpretó que se encontró moderada.

Tabla 10. Condiciones de agua subterránea

Estación	Condiciones de agua subterránea
E1	Completamente seco
E2	Completamente seco
E3	Completamente seco
E4	Completamente seco
E5	Completamente seco
E6	Completamente seco
E7	Completamente seco
E8	Completamente seco
E9	Completamente seco
E10	Completamente seco

E11	Completamente seco
E12	Completamente seco
E13	Completamente seco
E14	Completamente seco
E15	Completamente seco

Fuente: Elaboración propia

Para las 15 estaciones se tuvo como resultado, el parámetro de la condición de agua subterránea, lo que se interpretó que se encontró completamente seco.

Tabla 11. Orientaciones de las discontinuidades

Estación	Familias de discontinuidades	Direcc. de buzamiento (°)	Buzamiento (°)
E1	1	68	66
	2	133	47
	3	96	33
	4	18	59
	5	21	74
E2	1	48	85
	2	114	33
	3	172	69
	4	143	84
	5	92	81
E3	1	43	82
	2	204	74
	3	77	69
	4	116	50
	5	173	73
E4	1	207	66
	2	56	47
	3	330	33
	4	277	59
E5	1	337	55
	2	308	44
	3	262	59
	4	13	68
E6	1	19	88
	2	349	89
	3	299	65
	4	84	66
	5	315	29
E7	1	29	84
	2	175	81
	3	279	79
	4	247	48
	5	308	35
	6	353	66
E8	1	44	78
	2	350	77
	3	322	33
	4	343	45

Fuente: Elaboración propia

Tabla 12. Orientaciones de las discontinuidades

Estación	Familias de discontinuidades	Direcc. de buzamiento (°)	Buzamiento (°)
E9	1	178	45
	2	69	73
	3	318	37
	4	140	28
	5	122	69
E10	1	9	84
	2	229	86
	3	335	81
	4	244	76
	5	156	74
	6	291	14
E11	1	33	59
	2	333	66
	3	244	30
	4	285	51
	5	12	88
E12	1	255	66
	2	299	44
	3	317	61
	4	33	49
	5	95	32
	6	194	77
E13	1	66	71
	2	39	88
	3	159	82
	4	322	39
	5	212	28
E14	1	72	63
	2	68	59
	3	251	56
	4	15	50
	5	111	65
E15	1	88	63
	2	187	58
	3	325	23
	4	120	18

Fuente: Elaboración propia

En estas tablas se detalló el conjunto de datos tomados en campo de orientaciones de las discontinuidades, de acuerdo a su buzamiento y dirección de buzamiento, tomados en las diferentes estaciones del talud. Esta recolección pasó a ser interpretada, utilizando el software Dips, el cual nos brindó la representación gráfica del conjunto de datos ingresados según el trazado de contornos (concentración e intensidad) y rosetas. Ver Anexo 13.

Tabla 13. Ajuste por orientaciones

Estación	Descripción	Ajuste por orientaciones
E1	-25	Regular
E2	-25	Regular
E3	-25	Regular
E4	-25	Regular
E5	-25	Regular
E6	-25	Regular
E7	-5	Favorable
E8	-25	Regular
E9	-25	Regular
E10	-25	Regular
E11	-5	Favorable
E12	-5	Favorable
E13	-25	Regular
E14	-25	Regular
E15	-25	Regular

Fuente: Elaboración propia

Para las 15 estaciones se tuvo como resultado, el parámetro de ajuste por orientaciones, lo cual bajó interpretación se encontró de favorables a regulares.

3.3. Clasificar el macizo rocoso a través de las tablas geomecánicas RMR y SMR, para estimar la calidad de la masa rocosa que se encuentra a lo largo del talud.

Se desarrolló el objetivo de la clasificación del macizo rocoso a través de la clasificación geomecánica del RMR y SMR, considerándose cada uno de sus parámetros para su cálculo, en donde su valoración nos permitió conocer la clase roca y la condición de estabilidad.

Se estableció un total de 15 estaciones geomecánicas, para la realización del estudio geomecánico en relación a su resistencia a la compresión simple, RQD, espaciado, continuidad, abertura, rugosidad, relleno, meteorización, condición de agua subterránea y la corrección de su orientación.

Tabla 14. Parámetros y cálculo del RMR

Estación	Resistencia a la compresión	Grado de fracturación o Espaciamiento	Persistencia	Abertura	Rugosidad	Relleno	Alteración	Condiciones de agua subterránea	Ajuste por orientaciones	RMR ₈₉	RMR Ajustado	
E1	12	20	10	4	1	3	6	3	15	-25	74	49
E2	12	20	10	4	1	3	6	3	15	-25	74	49
E3	12	20	8	6	4	3	2	3	15	-25	73	48
E4	12	20	8	6	4	1	2	3	15	-25	71	46
E5	7	20	10	4	1	1	6	3	15	-25	67	42
E6	7	20	8	4	4	3	2	3	15	-25	66	41
E7	7	17	8	4	4	3	2	3	15	-5	63	58
E8	7	20	10	4	1	3	6	3	15	-25	69	44
E9	12	20	8	4	1	3	6	3	15	-25	72	47
E10	12	17	8	6	4	3	2	3	15	-25	70	45
E11	7	20	8	4	4	1	2	3	15	-5	64	59
E12	7	17	8	6	4	3	2	3	15	-5	65	60
E13	12	20	10	4	1	3	2	3	15	-25	70	45

E14	12	20	10	4	1	1	2	3	15	-25	68	43
E15	12	20	10	4	1	3	2	3	15	-25	70	45

Fuente: Elaboración propia

Tabla 15. Valoración del RMR

Estación	RMR₈₉	RMR Ajustado	TIPO	CALIDAD
E1	74	49	III	Regular
E2	74	49	III	Regular
E3	73	48	III	Regular
E4	71	46	III	Regular
E5	67	42	III	Regular
E6	66	41	III	Regular
E7	63	58	III	Regular
E8	69	44	III	Regular
E9	72	47	III	Regular
E10	70	45	III	Regular
E11	64	59	III	Regular
E12	65	60	III	Regular
E13	70	45	III	Regular
E14	68	43	III	Regular
E15	70	45	III	Regular

Fuente: Elaboración propia

Según la valoración del RMR, resultó que fue de tipo de roca III, de calidad regular, con una cohesión de 2 – 3 Kg/cm² y ángulo de fricción de 23° – 35°.

En el talud presentó un macizo rocoso tipo III, calidad regular, con presencia de fracturación y alteración, por lo que se interpretó con problemas de zonas inestables, en el cual se deben proponer medidas de control inmediatas.

Para el cálculo del SMR, se consideró del conjunto de estaciones cada valoración de RMR y cada uno de sus factores de ajustes F1, F2, F3 y F4, que se encontraron en función de del buzamiento y dirección de buzamiento tanto del talud como discontinuidad.

Se calculó el factor de ajuste F1 del valor absoluto entre la diferencia de la dirección de buzamiento de la discontinuidad y del talud, dependiendo del tipo de rotura que presento.

Se calculó el factor de ajuste F2 por el valor absoluto del buzamiento de la discontinuidad, dependiendo del tipo de rotura que presento.

Se calculó el factor de ajuste F3 de la diferencia del buzamiento de la discontinuidad y del talud, dependiendo del tipo de rotura que presento.

Se calculó el factor de ajuste F4 de acuerdo al tipo de excavación de taludes.

A continuación, se detalla las orientaciones de la discontinuidad y talud, en función del buzamiento y dirección de buzamiento.

Tabla 16. *Orientaciones de discontinuidad y talud*

Estación	Orientación	
	Direcc. de buzamiento	Buzamiento
		(°)
	Talud	82
E1	Discon.	109
	Talud	122
E2	Discon.	170
	Talud	155
E3	Discon.	201
	Talud	208
E4	Discon.	328
	Talud	318
E5	Discon.	285
	Talud	336
E6	Discon.	269
	Talud	296

E7	Discon.	276	77
	Talud	318	69
E8	Discon.	349	49
	Talud	147	74
E9	Discon.	66	71
	Talud	326	73
E10	Discon.	152	58
	Talud	44	65
E11	Discon.	338	48
	Talud	158	71
E12	Discon.	323	57
	Talud	149	57
E13	Discon.	34	45
	Talud	150	79
E14	Discon.	115	63
	Talud	36	59
E15	Discon.	318	17

Fuente: *Elaboración propia*

Dónde:

$$F1 = |\alpha_j - \alpha_s|$$

α_j =Dirección de buzamiento de la discontinuidad

α_s =Dirección de buzamiento del talud

$$F2 = |\beta_j|$$

β_j =buzamiento de la discontinuidad

$$F3 = \beta_j - \beta_s$$

β_j =buzamiento de la discontinuidad

β_s = buzamiento del talud

Estación 1 → SMR

$$RMR = 47$$

$$\alpha_j = 109^\circ$$

$$\alpha_s = 82^\circ$$

$$\beta_j = 67^\circ$$

$$\beta_s = 72^\circ$$

$$\begin{aligned} |\alpha_j - \alpha_s| &= |109 - 82| = |27| = 27 \rightarrow F1 = 0.40 \\ |\beta_j| &= |67| = 67 \rightarrow F2 = 1.00 \\ \beta_j - \beta_s &= 67 - 72 = -5 \rightarrow F3 = -50 \\ &\rightarrow F4 = -8 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} SMR &= RMR + (F1.F2.F3) + F4 \\ SMR &= 49 + (0.40 \times 1 \times -50) + (-8) \\ SMR &= 21 \end{aligned}$$

Estación 2 → SMR

$$RMR = 49$$

$$\alpha_j = 170^\circ$$

$$\alpha_s = 122^\circ$$

$$\beta_j = 67^\circ$$

$$\beta_s = 84^\circ$$

$$\begin{aligned} |\alpha_j - \alpha_s| &= |170 - 122| = |48| = 48 \rightarrow F1 = 0.15 \\ |\beta_j| &= |67| = 67 \rightarrow F2 = 1.00 \\ \beta_j - \beta_s &= 67 - 84 = -17 \rightarrow F3 = -60 \\ &\rightarrow F4 = -8 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} SMR &= RMR + (F1.F2.F3) + F4 \\ SMR &= 49 + (0.15 \times 1 \times -60) + (-8) \\ SMR &= 32 \end{aligned}$$

Estación 3 → SMR

$$RMR = 48$$

$$\alpha_j = 201^\circ$$

$$\alpha_s = 155^\circ$$

$$\beta_j = 63^\circ$$

$$\beta_s = 72^\circ$$

$$|\alpha_j - \alpha_s| = |201 - 155| = |46| = 46 \rightarrow F1 = 0.15$$

$$|\beta_j| = |63| = 63 \rightarrow F2 = 1.00$$

$$\beta_j - \beta_s = 63 - 72 = -9 \rightarrow F3 = -50$$

$$\rightarrow F4 = -8$$

$$SMR = RMR + (F1.F2.F3) + F4$$

$$SMR = 48 + (0.15 \times 1 \times -50) + (-8)$$

$$SMR = 32,50$$

Estación 4 → SMR

$$RMR = 46$$

$$\alpha_j = 328^\circ$$

$$\alpha_s = 208^\circ$$

$$\beta_j = 34^\circ$$

$$\beta_s = 55^\circ$$

$$|\alpha_j - \alpha_s| = |328 - 208| = |120| = 120 \rightarrow F1 = 0.15$$

$$|\beta_j| = |34| = 34 \rightarrow F2 = 1.00$$

$$\beta_j - \beta_s = 34 - 55 = -21 \rightarrow F3 = -60$$

$$\rightarrow F4 = -8$$

$$SMR = RMR + (F1.F2.F3) + F4$$

$$SMR = 46 + (0.15 \times 1 \times -60) + (-8)$$

$$SMR = 29$$

Estación 5 → SMR

$$RMR = 42$$

$$\alpha_j = 285^\circ$$

$$\alpha_s = 318^\circ$$

$$\beta_j = 40^\circ$$

$$\beta_s = 85^\circ$$

$$|\alpha_j - \alpha_s| = |285 - 318| = |-33| = 33 \rightarrow F1 = 0.15$$

$$|\beta_j| = |40| = 40 \rightarrow F2 = 1.00$$

$$\beta_j - \beta_s = 40 - 85 = -45 \rightarrow F3 = -60$$

$$\rightarrow F4 = -8$$

$$SMR = RMR + (F1.F2.F3) + F4$$

$$SMR = 46 + (0.15 \times 1 \times -60) + (-8)$$

$$SMR = 25$$

Estación 6 → SMR

$$RMR = 41$$

$$\alpha_j = 269^\circ$$

$$\alpha_s = 336^\circ$$

$$\beta_j = 61^\circ$$

$$\beta_s = 71^\circ$$

$$|\alpha_j - \alpha_s| = |269 - 336| = |-67| = 67 \rightarrow F1 = 0.15$$

$$|\beta_j| = |61| = 61 \rightarrow F2 = 1.00$$

$$\beta_j - \beta_s = 61 - 71 = -10 \rightarrow F3 = -50$$

$$\rightarrow F4 = -8$$

$$SMR = RMR + (F1.F2.F3) + F4$$

$$SMR = 49 + (0.15 \times 1 \times -60) + (-8)$$

$$SMR = 25,5$$

Estación 7 → SMR

$$RMR = 58$$

$$\alpha_j = 276^\circ$$

$$\alpha_s = 296^\circ$$

$$\beta_j = 77^\circ$$

$$\beta_s = 83^\circ$$

$$|\alpha_j - \alpha_s| = |276 - 296| = |-20| = 20 \quad \rightarrow F1 = 0.15$$

$$|\beta_j| = |77| = 77 \quad \rightarrow F2 = 1.00$$

$$\beta_j - \beta_s = 77 - 83 = -6 \quad \rightarrow F3 = -50$$

$$\rightarrow F4 = -8$$

$$SMR = RMR + (F1.F2.F3) + F4$$

$$SMR = 58 + (0.15 \times 1 \times -50) + (-8)$$

$$SMR = 30$$

Estación 8 → SMR

$$RMR = 44$$

$$\alpha_j = 349^\circ$$

$$\alpha_s = 318^\circ$$

$$\beta_j = 49^\circ$$

$$\beta_s = 69^\circ$$

$$|\alpha_j - \alpha_s| = |349 - 318| = |31| = 31 \quad \rightarrow F1 = 0.15$$

$$|\beta_j| = |49| = 49 \quad \rightarrow F2 = 1.00$$

$$\beta_j - \beta_s = 49 - 69 = -20 \quad \rightarrow F3 = -60$$

$$\rightarrow F4 = -8$$

$$SMR = RMR + (F1.F2.F3) + F4$$

$$SMR = 44 + (0.15 \times 1 \times -60) + (-8)$$

$$SMR = 27$$

Estación 9 → SMR

$$RMR = 47$$

$$\alpha_j = 66^\circ$$

$$\alpha_s = 147^\circ$$

$$\beta_j = 71^\circ$$

$$\beta_s = 74^\circ$$

$$|\alpha_j - \alpha_s| = |66 - 147| = |-81| = 81 \rightarrow F1 = 0.15$$

$$|\beta_j| = |71| = 71 \rightarrow F2 = 1.00$$

$$\beta_j - \beta_s = 71 - 74 = -3 \rightarrow F3 = -60$$

$$\rightarrow F4 = -8$$

$$SMR = RMR + (F1.F2.F3) + F4$$

$$SMR = 47 + (0.15 \times 1 \times -60) + (-8)$$

$$SMR = 31.5$$

Estación 10 → SMR

$$RMR = 45$$

$$\alpha_j = 152^\circ$$

$$\alpha_s = 326^\circ$$

$$\beta_j = 58^\circ$$

$$\beta_s = 73^\circ$$

$$|\alpha_j - \alpha_s| = |152 - 326| = |-174| = 174 \rightarrow F1 = 0.15$$

$$|\beta_j| = |58| = 58 \rightarrow F2 = 1.00$$

$$\beta_j - \beta_s = 58 - 73 = -15 \rightarrow F3 = -60$$

$$\rightarrow F4 = -8$$

$$SMR = RMR + (F1.F2.F3) + F4$$

$$SMR = 45 + (0.15 \times 1 \times -60) + (-8)$$

$$SMR = 28$$

Estación 11 → SMR

$$RMR = 59$$

$$\alpha_j = 338^\circ$$

$$\alpha_s = 44^\circ$$

$$\beta_j = 48^\circ$$

$$\beta_s = 65^\circ$$

$$\begin{aligned} |\alpha_j - \alpha_s| &= |338 - 44| = |294| = 294 && \rightarrow F1 = 0.15 \\ |\beta_j| &= |48| = 48 && \rightarrow F2 = 1.00 \\ \beta_j - \beta_s &= 48 - 65 = -17 && \rightarrow F3 = -60 \\ &&& \rightarrow F4 = -8 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} SMR &= RMR + (F1.F2.F3) + F4 \\ SMR &= 59 + (0.15 \times 1 \times -60) + (-8) \\ SMR &= 42 \end{aligned}$$

Estación 12 → SMR

$$RMR = 60$$

$$\alpha_j = 323^\circ$$

$$\alpha_s = 158^\circ$$

$$\beta_j = 57^\circ$$

$$\beta_s = 71^\circ$$

$$\begin{aligned} |\alpha_j - \alpha_s| &= |323 - 158| = |165| = 165 && \rightarrow F1 = 0.15 \\ |\beta_j| &= |57| = 57 && \rightarrow F2 = 1.00 \\ \beta_j - \beta_s &= 57 - 71 = -14 && \rightarrow F3 = -60 \\ &&& \rightarrow F4 = -8 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} SMR &= RMR + (F1.F2.F3) + F4 \\ SMR &= 60 + (0.15 \times 1 \times -60) + (-8) \\ SMR &= 43 \end{aligned}$$

Estación 13 → SMR

$$RMR = 45$$

$$\alpha_j = 34^\circ$$

$$\alpha_s = 149^\circ$$

$$\beta_j = 45^\circ$$

$$\beta_s = 57^\circ$$

$$\begin{aligned} |\alpha_j - \alpha_s| &= |34 - 149| = |-115| = 115 && \rightarrow F1 = 0.15 \\ |\beta_j| &= |45| = 45 && \rightarrow F2 = 1.00 \\ \beta_j - \beta_s &= 45 - 57 = -12 && \rightarrow F3 = -60 \\ &&& \rightarrow F4 = -8 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} SMR &= RMR + (F1.F2.F3) + F4 \\ SMR &= 45 + (0.15 \times 1 \times -60) + (-8) \\ SMR &= 28 \end{aligned}$$

Estación 14 → SMR

$$RMR = 43$$

$$\alpha_j = 115^\circ$$

$$\alpha_s = 150^\circ$$

$$\beta_j = 63^\circ$$

$$\beta_s = 79^\circ$$

$$\begin{aligned} |\alpha_j - \alpha_s| &= |115 - 150| = |-35| = 35 && \rightarrow F1 = 0.15 \\ |\beta_j| &= |63| = 63 && \rightarrow F2 = 1.00 \\ \beta_j - \beta_s &= 63 - 79 = -16 && \rightarrow F3 = -60 \\ &&& \rightarrow F4 = -8 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} SMR &= RMR + (F1.F2.F3) + F4 \\ SMR &= 43 + (0.15 \times 1 \times -60) + (-8) \\ SMR &= 26 \end{aligned}$$

Estación 15 → *SMR*

$$RMR = 45$$

$$\alpha_j = 318^\circ$$

$$\alpha_s = 36^\circ$$

$$\beta_j = 17^\circ$$

$$\beta_s = 59^\circ$$

$$|\alpha_j - \alpha_s| = |318 - 36| = |282| = 282 \quad \rightarrow F1 = 0.15$$

$$|\beta_j| = |17| = 17 \quad \rightarrow F2 = 1.00$$

$$\beta_j - \beta_s = 17 - 59 = -42 \quad \rightarrow F3 = -60$$

$$\rightarrow F4 = -8$$

$$SMR = RMR + (F1.F2.F3) + F4$$

$$SMR = 45 + (0.15 \times 1 \times -60) + (-8)$$

$$SMR = 28$$

Tabla 17. Valoración resumen del SMR

Estación	RMR₈₉	RMR Ajustado	SMR	Condición
E1	74	49	21	Inestable
E2	74	49	32	Inestable
E3	73	48	32.50	Inestable
E4	71	46	29	Inestable
E5	67	42	25	Inestable
E6	66	41	25.50	Inestable
E7	63	58	30	Inestable
E8	69	44	27	Inestable
E9	72	47	31.50	Inestable
E10	70	45	28	Inestable
E11	64	59	42	Parcialmente estable
E12	65	60	43	Parcialmente estable
E13	70	45	28	Inestable
E14	68	43	26	Inestable
E15	70	45	28	Inestable

Fuente: Elaboración propia

Según la valoración del SMR, resultado que en su mayoría de las zonas estas presentan una condición inestable, pero solo en dos de sus zonas tienen una condición parcialmente estable, donde es necesario aplicar una medida inmediata correctiva, debido a las condiciones en las que se encuentra, presentando en su conjunto muchas discontinuidades y roturas, significando debilidad y vulnerabilidad.

3.4. Aplicar el método de ROFRAQ para cuantificar los riesgos de accidentes asociados a desprendimientos de rocas.

Se desarrolló el objetivo de la aplicación del método ROFRAQ con el propósito de cuantificar cada riesgo de accidente asociado a un desprendimiento de rocas, donde se consideró el estudio geomecánico a través de la clasificación del RMR y SMR. Se calculó el ROFRAQ básico por medio del productorio de sus primeros 4 parámetros (A, B, C y D), pero a su vez también se determinó el ROFRAQ talud considerando adicionalmente el parámetro E y F, en relación a la presencia de máquina y personal que labora cerca al talud, además del historial de caída de un bloque con o sin accidentes, esto permitió medir la probabilidad de ocurrencia de un accidente por desprendimiento de rocas, y conocer los niveles de riesgos con el único propósito de decidir el conjunto de medidas de control para su inmediata corrección. Ver [Anexo 14](#).

En el **parámetro A**, hace referencia a la existencia de bloques de roca que puedan caerse, donde los sub parámetro a y b se obtuvieron de cada dato de una discontinuidad en su conjunto, el c se consideró de la observación de la presencia de las fallas, el d se tomó en cuenta el daño por sobre – voladura, la e se consideró a la realización de un saneo y limpieza de bermas, la f se asignó al observar in situ cada bloque suelto forma el talud y la g se estimó de acuerdo a la altura total del talud.

Tabla 18. Parámetro A

Sub-parámetro	Descripción	Valoración
a Número de familias	>5	7
b Persistencia de las discontinuidades	1 – 3 m	0.8
c Presencia de fallas	2	1.5
d Daño por sobre-voladura observados	Alta fracturación	2.5
e Saneamiento y limpieza de bermas	No se sanean ni limpian bermas	3
f Presencia de bloques en el talud	Gran cantidad (>20)	7.0 – 10.0
g Altura del talud	60m	0.8

Fuente: *Elaboración propia*

$$A = \frac{[(a \times b) + c + d + e + f] \times g}{2}$$

$$A = \frac{[(7 \times 0.8) + 1.5 + 2.5 + 3 + 7] \times 0.8}{2}$$

$$A = \frac{19.6 \times 0.8}{2}$$

$$A = 7.84$$

El primer parámetro hace referencia a cada una de las características de la roca que conforma el talud, para su obtención utilizamos las tablas geomecánicas RMR y SMR. Cabe resaltar que este parámetro solo cumple la función de recoger información necesaria más no analizar dicha información.

En el **parámetro B**, se refiere al conjunto de bloques de rocas que están próximos a lograr su equilibrio, se basa en el estudio geotécnico, también al analizar las discontinuidades y cada dato observado in situ en el talud, considera a cada mecanismo simple, complejo y evolutivo, es decir al porcentaje de cantidad de roturas.

Tabla 19. Parámetro B

Mecanismo	Observación "in situ"	Estación Geotécnica	Presencia de bloques	Promedio	Factor de peso	Pi
Planar	20	20	20	20	0.8	16
En cuña	52	52	52	52	0.8	41.6
Vuelco	12	12	12	12	1.4	16.8

Fuente: Elaboración propia

Donde:

Pi= Promedio multiplicado por factor de peso de mecanismo.

$$B = 10 \times \left[1 - \left(\prod (1 - (Pi \div 100)) \right) \right]$$

$$B = 10 \times \left[1 - \left[\left(1 - \left((16 \div 100) \times (41.6 \div 100) \times (16.8 \div 100) \right) \right) \right] \right]$$

$$B = 10 \times [1 - (0.16 \times 0.416 \times 0.168)]$$

$$B = 10 \times [1 - 0.011]$$

$$B = 9.89 = 0.0989\%$$

En este parámetro se analizó la información obtenida, gracias al estudio geotécnico, con el objetivo de poder evaluar el talud y así lograr comprender la inestabilidad originada en la zona de estudio.

En el **parámetro C**, se refiere a la ocurrencia de cada fenómeno que pueda desequilibrar la estructura del talud, donde los sub parámetros a, b, c y d se considera de acuerdo al dato climático de la zona de estudio, y por último el e se determina por medio de la carga o consumo específico del explosivo al vibrar por la voladura.

Tabla 20. Parámetro C

Sub-parámetro	Descripción	Valoración
a Máxima precipitación en 24 horas	110 - 150 mm	4
b Periodo promedio en días libre de heladas para 0°C	>300	0.1
c Presencia de agua el talud	Seco	0
d Grado de meteorización/erosión	Moderado	0.3
e Vibración por voladuras	250 – 400 g/cm ³	0.5

Fuente: Elaboración propia

Para el distrito de Olmos, según las características de las precipitaciones máximas en 24 horas para un periodo de retorno de 50 años es 110.5 mm.

Para la vibración por la voladura, se calculó su carga específica considerando lo siguiente:

Presento roca con una resistencia a la comprensión simple que varía entre los 50 a 180, realizan perforación por rotoperCUSión, utiliza explosivo ANFO a granel con densidad de 0.8 g/cm³ y un diámetro de barreno de 89 mm, con hidrogel

encartuchado de fondo con densidad de 1.2 g/cm³ y un diámetro de 75 mm, considerándose una inclinación de barrenos respecto a la vertical de 20°.

Geometría de la voladura	Resistencia a la compresión simple (50-180 Mpa)
Burden B(m)	35 D=35(89mm)=3.12m
Espaciamiento E(m)	43 D=43(89mm)=3.8m
Retacado T(m)	32 D=32(89mm)=2.85m
Sobreperforación Sp(m)	12 D=12(89mm)=1.1m
Longitud de la carga de fondo Lf(m)	40 D=40(89mm)=3.6m

Concentración lineal de la carga encartuchada de fondo:

$$q_f = \pi(1.1D_f)^2 \cdot \rho_f \cdot 2.5 \times 10^{-4}$$

$$q_f = \pi \left(\frac{1.1 \times 7.5 \text{ cm}}{2} \right)^2 \cdot (1.2) \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \cdot \frac{100 \text{ cm}}{\text{m}} \cdot \frac{\text{Kg}}{1000 \text{ g}}$$

$$q_f = 6.4 \frac{\text{Kg}}{m_{\text{lineal fondo}}}$$

Carga de fondo:

$$Q_f = (D_f)(L_f)$$

$$Q_f = (6.4)(3.6)$$

$$Q_f = 23.04 \text{ kg Hidrogel}$$

Concentración lineal de la carga a granel de columna:

$$q_c = \pi(1.1D_f)^2 \cdot \rho_f \cdot 2.5 \times 10^{-4}$$

$$q_c = \pi \left(\frac{1.1 \times 8.9 \text{ cm}}{2} \right)^2 \cdot (0.8) \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \cdot \frac{100 \text{ cm}}{\text{m}} \cdot \frac{\text{Kg}}{1000 \text{ g}}$$

$$q_c = 5 \frac{\text{Kg ANFO}}{m_{\text{lineal columna}}}$$

Longitud de la carga de columna:

$$L = \frac{H}{\cos \beta} + \left(1 - \frac{\beta}{100} \right) \cdot S_P$$

$$L = \frac{10}{\cos 20^\circ} + \left(1 - \frac{20^\circ}{100}\right) \cdot 1.1m$$

$$L = 11.52m$$

Volumen arrancado:

$$V_r = \frac{V \cdot E \cdot H}{\cos \beta}$$

$$V_r = \frac{(3.8m)(3.1m)(10)}{\cos 20}$$

$$V_r = 125.40 m^3$$

Rendimiento de la perforación:

$$R_p = \frac{V_R}{L}$$

$$R_p = \frac{125.40 m^3}{11.52m}$$

$$R_p = 10.90$$

Longitud de la carga de columna:

$$L_c = L - L_f - L_{retacado}$$

$$L_c = 11.20m - 3.60m - 2.80m$$

$$L_c = 5.12m$$

Carga de la columna:

$$Q_c = q_c \cdot L_c$$

$$Q_c = \left(5 \frac{Kg ANFO}{m}\right)(5.12m)$$

$$Q_c = 25.5 Kg$$

Carga del barreno:

$$Q_b = Q_f + Q_c$$

$$Q_b = 23kg Hidrogel + 25.5Kg ANFO$$

$$Q_b = 48.5 Kg$$

Carga específica:

$$CE = \frac{Q_b}{V_R}$$
$$CE = \frac{48.5Kg}{125.4m^3}$$
$$CE = 0.39 \frac{Kg}{m^3}$$

Entonces el parámetro C es:

$$C = a + b + c + d + e$$
$$C = 4 + 0.1 + 0 + 0.3 + 0.5$$
$$C = 4.9$$

El tercer parámetro nos sirve para investigar e identificar cualquier fenómeno natural que signifique inestabilidad en la mina, entre estos tenemos al clima, la frecuencia de precipitaciones, también se incluyó a las vibraciones originadas por la voladura.

En el **parámetro D**, se refiere al conjunto de bloques de roca que caerán o han caído del talud e impactarían a las zonas de trabajo tanto de la maquinaria y personal, en sus sub parámetros, en a_b se considera la longitud y berma del talud, en el b_b al ángulo del talud, en el c_b al estado de las bermas, al d_b a las irregularidades de las caras del talud y en el e_b a la presencia de una malla.

Tabla 21. Parámetro D

Sub-parámetro	Descripción	Valoración	
a_b	Forma del talud	>20m,<4m (berma)	10
b_b	Inclinación general del talud	72°	-0.5
c_b	Condición de la berma	Inaccesible	4
d_b	Irregularidad de la cara del talud	Media	0.5
e_b	Existencia de mallas o fosas de recepción	No	1

Fuente: *Elaboración propia*

$$D = (Ft + a + b + c).d$$

$$D = 10$$

El cuarto parámetro hace alusión a las dimensiones geométricas del talud, las cuales están estipuladas de manera incorrecta, significando problemas de inestabilidad en la mina de hierro Olmos 8HPM y originar un accidente.

En el **parámetro E**, se refiere al conjunto de bloques de roca que puedan impactar a la maquinaria o personas que laboran, considerando como sub parámetros, en 1a – 1b a las dimensiones del volumen del bloque, también toma en cuenta el tiempo y espacio ocupado por cada máquina o persona.

Tabla 22. Parámetro Emaquinaria

	Sub-parámetro	Descripción	Valoración
1a	Tamaño de un bloque	>1m ³	1.5
1b	Volumen total de rocas por caer	>50m ³	2.5
c	% del tiempo que están las máquinas al pie del talud		
d	% de ocupación de la máquina frente a la longitud del talud	=2.8m/75m	3.73
e	Cercanía de la máquina al pie del talud	5m/60m=8.33 Muy cerca (x/Hban<10%)	10

Fuente: Elaboración propia

$$E_{máquina} = e \cdot \left(\frac{c}{100}\right) \cdot \left(\frac{d}{100}\right) \cdot (1a \text{ ó } 1b)$$

$$E_{máquina} = 10 \cdot \left(\frac{1.35}{100}\right) \cdot \left(\frac{3.73}{100}\right) \cdot (2.5)$$

$$E_{máquina} = 10 \times 0.0135 \times 0.0373 \times 2.5$$

$$E_{máquina} = 0.013$$

Tabla 23. Parámetro $E_{persona}$

	Sub-parámetro	Descripción	Valoración
1a	Tamaño de un bloque	$>1m^3$	1.5
1b	Volumen total de rocas por caer	$>50m^3$	2.5
c	% del tiempo que está la persona al pie del talud		
d	% de ocupación de la persona vs longitud del talud	$=1m/75m$	1.33
e	Cercanía de la persona al pie del talud	$3m/60m= 5$ Muy cerca ($x/H_{ban}<10\%$)	10

Fuente: Elaboración propia

$$E_{persona} = e \cdot \left(\frac{c}{100}\right) \cdot \left(\frac{d}{100}\right) \cdot (1a \text{ ó } 1b)$$

$$E_{persona} = 10 \cdot \left(\frac{0.46}{100}\right) \cdot \left(\frac{1.33}{100}\right) \cdot 2.25$$

$$E_{persona} = 10 \times 0.0046 \times 0.0013 \times 2.25$$

$$E_{persona} = 0.0014$$

$$E = 10 - \left[\frac{(10 - E_{maquinaria})(10 - E_{persona})}{10} \right]$$

$$E = 10 - \left[\frac{(10 - 0.13)(10 - 0.0014)}{10} \right]$$

$$E = 10 - \left[\frac{9.87 \times 9.998}{10} \right]$$

$$E = 10 - \left[\frac{98.68}{10} \right]$$

$$E = 0.13$$

Una inestabilidad puede originar un accidente si en caso no se aplica una medida de precaución, y un accidente origina pérdidas ya sean humanas o económicas, este parámetro nos ayuda a identificar ese tipo de pérdidas y nos brinda ciertos datos importantes para aplicar medidas correctivas en las labores estudiadas.

En el **parámetro F**, se refiere al historial de caídas de bloques de roca, teniendo en cuenta la opinión de las personas que laboran las cuales son testigos fijos cuando ocurren eventos de desprendimiento de roca, produciéndose o no un accidente. Se calculó que su valor de $F = 1.2$, lo que se interpretó que existen muchas caídas de bloques de rocas, pero sin ocurrencia de un accidente (>6 máx. /año), que genere pérdida humana o economía.

Tabla 24. Parámetro F

Historial de caídas de bloques	Valoración
Muchas caídas de bloques sin accidentes (>6máx./año)	1.2

Fuente: *Elaboración propia*

Siguiendo con el procedimiento tomaremos cada parámetro como dato para la obtención del ROFRAQ talud y ROFRAQ básico, los cuales son necesarios e importantes para determinar el nivel de inestabilidad, el rango de riesgo a que suceda un accidente relacionado a caída de roca y la medida correctiva para aumentar la estabilidad en el yacimiento estudiado.

$$ROFRAQ \text{ Básico}(\%) = \frac{A \times B \times C \times D}{100}$$

$$ROFRAQ \text{ Básico}(\%) = \frac{7.84 \times 9.89 \times 4.9 \times 10}{100}$$

$$ROFRAQ \text{ Básico}(\%) = 37.99$$

$$ROFRAQ = A \times B \times C \times D \times E \times F$$

$$ROFRAQ = 7.84 \times 9.89 \times 4.9 \times 10 \times 0.13 \times 1.2$$

$$ROFRAQ = 592.69$$

Como parte principal de esta investigación tenemos la obtención del cálculo de ROFRAQ talud y ROFRAQ básico, lo cual resultó 592.69 y 37.99, esto nos da a entender que el talud de la mina de hierro 8 HPM Olmos tiene un riesgo alto en cuanto al nivel de accidentes relacionados con desprendimiento de caída de rocas.

Un accidente trae consigo una serie de gastos que puede desestabilizar la economía del yacimiento de hierro, por ello es necesario tomar medidas correctivas como mejorar el saneo, tomar medidas de seguridad, control de voladura, rediseño de algunas zonas, ampliación de bermas, etc.

$$\begin{aligned}ROFRAQ \text{ persona} &= A \times B \times C \times D \times E \times F \\ROFRAQ \text{ persona} &= 7.84 \times 9.89 \times 4.9 \times 10 \times 0.0014 \times 1.2 \\ROFRAQ \text{ persona} &= 6.38\end{aligned}$$

Según la evaluación preliminar en función al resultado de ROFRAQ persona 6.38, tenemos un riesgo medio con un valor de 6.38, por esta razón es necesario tomar medidas simples de seguridad y evitar el paso del personal en épocas de lluvia.

$$\begin{aligned}ROFRAQ \text{ máquina} &= A \times B \times C \times D \times E \times F \\ROFRAQ \text{ máquina} &= 7.84 \times 9.89 \times 4.9 \times 10 \times 0.013 \times 1.2 \\ROFRAQ \text{ máquina} &= 59.27\end{aligned}$$

Como uno de los últimos cálculos obtenidos tenemos al ROFRAQ máquina de 59.27 con un riesgo medio, para lo cual es necesario tomar medidas de seguridad, mejoras en el saneo y limpieza, control de voladuras, entre otras medidas necesarias para prevenir pérdidas en un posible accidente relacionado a caída de roca.

3.5. Realizar un estudio geotécnico para la estabilidad de los taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM.

Para estimar el índice GSI de la masa rocosa, se debe tener en cuenta cada característica estructural y su condición de cada discontinuidad presente, basándose en observar minuciosamente.

Para evaluar el talud de la zona de estudio, considerando cada dato tomado en las 15 estaciones geomecánicas, donde se observó la presencia de diferentes bloques y discontinuidades, con superficies moderadamente meteorizadas.

Tabla 25. Índice GSI

Estación	GSI
E1	50
E2	45
E3	50
E4	45
E5	50
E6	55
E7	50
E8	50
E9	45
E10	45
E11	55
E12	55
E13	45
E14	45
E15	50

Fuente: Elaboración propia

Para las 15 estaciones se tuvo como resultado, que el valor GSI varía entre 40 y 55, lo que se interpretó que el talud está conformado por un macizo de calidad regular, de clase III.

A continuación, se detalló según el criterio de rotura de Hoek y Brown cada parámetro de resistencia y deformación de la masa rocosa, donde se toma en cuenta parámetros como: m_b (en relación a la naturaleza friccionante de la masa rocosa), s y a (constantes con dependencia de naturaleza de la masa rocosa), en donde para su determinación se debe considerar al m_i (depende de la litología de las rocas), GSI y D (factor de perturbación de la masa rocosa por consecuencia de las voladuras). Se utilizó el programa Rocdata, el cual permitió analizar cada curva de resistencia de la masa rocosa, tomando en cuenta los parámetros ya antes mencionados. Ver [Anexo 15](#).

Tabla 26. Propiedades de resistencia y deformación

Estación	Resistencia a la compresión (MPa)	GSI	mi	Densidad (KN/m³)	D	mb	s	a	Es (MPa)
E1	107	50	24	26.5	1	0.675	2.404e-004	0.506	4996.09
E2	110	45	24	26.7	1	0.472	1.045e-004	0.508	3903.25
E3	115	50	24	26.5	1	0.675	2.404e-004	0.506	5369.63
E4	150	45	24	26.5	1	0.472	1.045e-004	0.508	5322.61
E5	86	50	9	27.5	1	0.253	2.404e-004	0.506	2868.25
E6	64	55	10	27	1	0.402	5.531e-004	0.504	3161.88
E7	75	50	9	27.5	1	0.253	2.404e-004	0.506	2501.38
E8	70	50	9	27.5	1	0.253	2.404e-004	0.506	2334.62
E9	155	45	24	26.5	1	0.472	1.045e-004	0.508	5500.03
E10	178	45	24	26.5	1	0.472	1.045e-004	0.508	6316.17
E11	84	55	9	27.5	1	0.362	5.531e-004	0.504	3772.69
E12	52	55	10	27	1	0.402	5.531e-004	0.504	2569.03
E13	162	45	24	26.5	1	0.472	1.045e-004	0.508	5748.42
E14	115	45	24	26.7	1	0.472	1.045e-004	0.508	4080.67
E15	135	50	24	26.7	1	0.675	2.404e-004	0.506	6303.48

Fuente: Elaboración propia

Para analizar la estabilidad del talud de la mina de hierro, se presentó en resumen en la siguiente tabla los parámetros de resistencia de la masa rocosa.

Tabla 27. Parámetros usados para analizar la estabilidad

Litología	Resistencia a la compresión (MPa)	mi	Densidad (KN/m³)	D
Pizarras	76.33	9	27.5	1
Filitas	58	10	27	1
Mineral	136.33	24	26.5	1

Fuente: Elaboración propia

Con ayuda del programa Rocdata, basándose en el criterio de rotura generalizado de Hoek y Brown, se realizó el análisis de cada curva de resistencia de la masa rocosa, mediante la recopilación de cada dato del conjunto de estaciones geomecánicas consideradas en la zona de estudio, para el posterior análisis de la estabilidad de los taludes. Ver Anexo 16.

La zonificación geomecánica de los taludes de la mina, se realizó tomando en cuenta cada condición estructural de la masa rocosa y su comportamiento. Las masas rocosas presentes, están constituidas mayormente por mineral (hematita) y en su nivel inferior del talud está constituido por pizarras y filitas. Los taludes de corte, estructuralmente tienen un nivel medio a bueno de estabilidad, en el que las rocas presentan una resistencia de dura a muy dura.

Se encuentran delimitados por un conjunto de discontinuidades, cada dominio estructural presente, donde posee estructuras homogéneas. Cada dominio estructural, cuando estos son diferentes se encuentran separados por zona de pliegues o discordancias, es decir fallas. Debido a zonas de alteración y fracturación intensa es donde se observa generalmente zonas de desprendimiento, caída de rocas y derrumbes, debido al tipo de roca (zonas mineralizadas). Debido a la fracturación intensa o moderada, existe la presencia de falla de desgarre.

Con la finalidad de estimar y determinar el tipo de falla que pueda ocurrir teniendo en consideración el talud de corte, se realizó la acción de analizar las discontinuidades en su conjunto, para posteriormente, y gracias a ello analizar la estabilidad, utilizando el software RocPlane (rotura plana) y Swedge (rotura en cuña), por medio del método de equilibrio límite. Ver Anexo 17 y 18.

No se realizó para el tipo de rotura por vuelco el análisis de estabilidad, porque se identificó muy pocas zonas con este tipo de rotura, y en el que se asume que su factor de seguridad es alto.

Según los resultados obtenidos, en función de su factor de seguridad, se encontraron muy pocas zonas con factor de seguridad menor a 1.1, en el que se sugiere la realización de desquiches selectivos, con el único propósito de que cada bloque de roca que está asociado a posibles riesgos de caer o desprenderse, pueda ser eliminado.

Tabla 28. Análisis de la estabilidad en función de los tipos de rotura

Estación	Familias de discontinuidades	Direcc. de buzamiento (°)	Buzamiento (°)	Talud de corte		Cohesión (t/m ²)	Ang. de fricción (°)	Tipo de Falla			F.S		
				D.B	Buz.			Planar	En cuña	Por vuelco	Planar	En cuña	Por vuelco
E1	1	68	66	82	72	4.2	47.5	F1	F2/F4 F2/F5 F1/F5	1.01	2.11	1.74	
	2	133	47			4.3	47.3						2.29
	3	96	33			4.2	47.5						
	4	18	59			3.4	42.6						
	5	21	74			4.3	47.4						
E2	1	48	85	122	84	3.5	42.5	F1/F3 F1/F5 F3/F5	1.35	3.64	1.03		
	2	114	33			4.8	50.4						
	3	172	69			3.9	45.2						
	4	143	84			4.1	47.7						
	5	92	81			4.6	48.5						
E3	1	43	82	155	72	4.1	45.8	F2/F3 F2/F4 F3/F4	2.17	1.54	2.75		
	2	204	74			4.1	46.3						
	3	77	69			4.6	48.7						
	4	116	50			4.6	49.4						
	5	173	73			4.1	46.3						
E4	1	207	66	208	55	3.5	43.5	F3					
	2	56	47			3.4	41.5						
	3	330	33			3.8	45.7						
	4	277	59			4.5	49.4						
E5		337	55	318	85	4.1	46.4	F1 F2	F1/F4 F3/F4 F3/F2	0.86 1.27	1.82 1.65 1.71		
	1					4.2	48.2						
	2	308	44										

	3	262	59			4.1	45.7		
	4	13	68			3.8	47.6		
E6	1	19	88	336	71	4.5	48.1		
	2	349	89			4.4	47.5		
	3	299	65			4.6	49.7		
	4	84	66			4.1	47.1		
	5	315	29			4.6	48.7		
E7	1	29	84	296	83	4.6	49.5		
	2	175	81			4.1	47.1		
	3	279	79			4.6	49.7	F3	1.08
	4	247	48			4.1	45.8		
	5	308	35			4.3	48.3		
	6	353	66			4.4	47.6		
E8	1	44	78	318	69	4.8	50.5		
	2	350	77			4.2	47.6	F1/F4	1.93
	3	322	33			4.2	46.7		
	4	343	45			4.1	47.6		

Fuente: Elaboración propia

Tabla 29. Análisis de la estabilidad en función de los tipos de rotura

Estación	Familias de discontinuidades	Direcc. de buzamiento (°)	Buzamiento (°)	Talud de corte		Cohesión (t/m ²)	Ang. de fricción (°)	Tipo de falla			F.S			
				D.B	Buz.			Planar	En cuña	Por vuelco	Planar	En cuña	Por vuelco	
E9	1	178	45	147	74	4.4	48.6	F1/F2						
	2	69	73			4.7	50.5							
	3	318	37			4.1	46.2							2.18
	4	140	28			3.6	43.3							
	5	122	69			4.2	47.8							
E10	1	9	84	326	73	4.3	48.2	F5						
	2	229	86			3.2	41.5							
	3	335	81			4.1	46.5							
	4	244	76			4.1	46.2							
	5	156	74			4.3	47.5							
	6	291	14			4.1	46.5							
E11	1	33	59	44	65	3.7	44.6	F1	F1/F2		1.07	1.62		
	2	333	66			3.7	44.7							
	3	244	30			3.8	45.1							
	4	285	51			4.2	48.3							
	5	12	88			4.1	45.6							
E12	1	255	66	158	71	4.2	48.2	F3						
	2	299	44			4.2	46.7							
	3	317	61			4.3	47.2							
	4	33	49			4.2	48.1							
	5	95	32			4.1	46.6							

	6	194	77			4.1	46.3		
	1	66	71			4.2	47.5		
	2	39	88			4.1	46.4		
E13	3	159	82	149	57	4.1	46.2		
	4	322	39			4.3	48.1		
	5	212	28			4.1	47.2		
	1	72	63			4.3	47.3		
	2	68	59			4.3	47.3		
E14	3	251	56	150	79	4.1	46.3	F3/F5	3.55
	4	15	50			4.3	48.1		
	5	111	65			4.6	48.7		
	1	88	63			4.3	47.3		
	2	187	58			4.9	49.8		
E15	3	325	23	36	59	4.1	45.8		
	4	120	18			3.8	45.6		

Fuente: Elaboración propia

Para la evaluación y análisis de la estabilidad de taludes, se consideró la siguiente secuencia: ejecutar lo investigado en los aspectos geológico y geotécnico, considerando en ello cada característica de la roca intacta y discontinuidad presente, también determinar y analizar cada criterio de rotura presente en la zona de estudio, gracias a todo ello, se logró el propósito de analizar y calcular la estabilidad en relación a su factor de seguridad, haciendo uso del método de elementos finitos.

Los parámetros geométricos de un banco, se consideró cada banco de trabajo y de seguridad. Para el banco de trabajo, la altura de banco se consideró en relación al equipo de carguío (Cargador frontal Cat 950H), con una máxima altura de brazo de 5.44 m.

$$\mathbf{Altura\ de\ banco\ (H_{banco}) = 0.9 \times Ab_{carg}}$$

$$\mathbf{Altura\ de\ banco\ (H_{banco}) = 0.9 \times 5.44m}$$

$$\mathbf{Altura\ de\ banco\ (H_{banco}) = 4.89m \approx 5m}$$

Para los bancos de trabajo su altura será de aproximadamente 5 metros.

El ángulo de talud de banco de trabajo, teniendo en cuenta el coeficiente de Protodyakonov, se calculó con la siguiente formula:

$$\mathbf{\theta = Arctg(f)}$$

$$\mathbf{\theta = Arctg(5)}$$

$$\mathbf{\theta = 78.69^\circ \approx 79^\circ}$$

Al analizar los estereogramas para cada rotura planar y en cuña, se logró calificar la posibilidad de deslizamiento en la cresta del talud la cual resulto alta, donde se consideró como valor referencial de perdida de cresta en relación a la información de espaciamiento de cada discontinuidad presente, con el propósito de definir la inclinación de los bancos y talud, debido a ello se estableció que tanto el ángulo de banco de trabajo y de seguridad, sea aproximadamente de 66° y un ángulo interrampa de 48°, según la posibilidad de deslizamiento alto.

Para el mínimo ancho de la plataforma de trabajo, se obtuvo de:

$$B_T = P + E + A + B_S$$

Para calcular el ancho de acopio de mineral, se consideró un ángulo de reposo de 48° y la altura del banco de trabajo 5 m.

$$P = \frac{H_b}{\operatorname{tg}48^\circ}$$

$$P = \frac{5m}{1.11}$$

$$P = 4.5m$$

Para calcular el espacio de maniobra del equipo de carguío, se tomó en cuenta la longitud del equipo de carguío, resulto lo siguiente:

$$E = 1.5 \times L_{carg}$$

$$E = 1.5 \times 7.99m$$

$$E = 11.98m$$

Para hallar el ancho de la vía de transporte, se consideró el ancho del equipo de transporte y el número de carriles en la vía, se obtuvo:

$$A = a(0.5 + 1.5 n)$$

$$A = 2.49m(0.5 + 1.5 (2))$$

$$A = 2.49m(3.5)$$

$$A = 8.7m$$

Para el cálculo de la berma de seguridad, se halló de la siguiente manera:

$$B_s = \frac{H_b}{3}$$

$$B_s = \frac{5m}{3}$$

$$B_s = 1.66m$$

$$B_T = P + E + A + B_s$$

$$B_T = 4.5m + 11.98m + 8.7m + 1.66m$$

$$B_T = 26.84m \approx 27m$$

Para el banco de seguridad, la altura de banco se consideró en relación al coeficiente de Protodyakonov, se tomó 15 metros.

Para el cálculo del ancho de la berma, se obtuvo:

$$B = (0.2 \times H_b) + 4.5$$

$$B = (0.2 \times 15m) + 4.5$$

$$B = 7.5m$$

Por lo ya mencionado anteriormente, el ángulo de banco se consideró aproximadamente de 66° y un ángulo interrampa de 48° , según la posibilidad de deslizamiento alto.

El ángulo interrampa es aquel ángulo máximo controlado por el diseño del banco. Se tomó en cuenta dicho ángulo, pero sin la presencia de accesos o rampas.

Para el ángulo del talud, se calculó con la siguiente formula:

$$\theta = \text{Arctg} \left[\frac{H_b}{(H_b \times \text{ctg}\theta) + B} \right]$$

$$\theta = \text{Arctg} \left[\frac{15m}{(15m \times \text{ctg}66^\circ) + 7.5} \right]$$

$$\theta = \text{Arctg} \left[\frac{15m}{(15m \times 0.44) + 7.5} \right]$$

$$\theta = \text{Arctg} \left[\frac{15m}{14.1} \right]$$

$$\theta = 46.67^\circ$$

Tabla 30. *Diseño geométrico de bancos simples Talud SE*

Geometría de banco	Minimo ancho de berma (m)	Angulo de cara de banco	Angulo Interrampa	Posibilidad de deslizamiento
Bancos				
Simples	7.5	66°	48°	Alta
15m				

Fuente: Elaboración propia

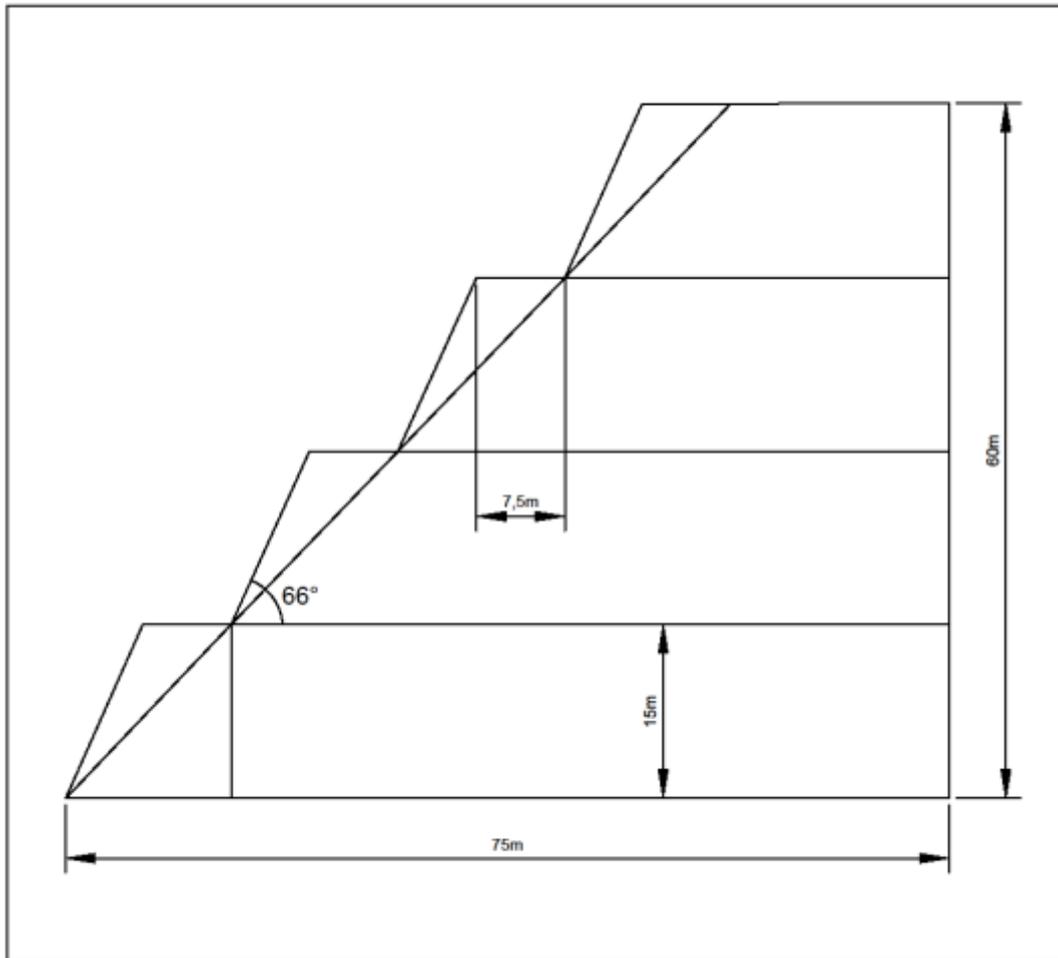


Figura 9. Diseño geométrico de bancos simples Talud SE

Fuente: Elaboración propia

Cada discontinuidad en su conjunto es más influyente que cada propiedad de la roca intacta, los tipos de roturas presentes (planar o en cuña) están controladas por cada sistema de discontinuidad en relación a su continuidad y espaciado, estas son del mismo rango que la altura del talud.

Debido a que se identificó el tipo de deslizamiento que puede producirse, se analizó la estabilidad con el propósito de la estimación del factor de seguridad en condición estática y pseudo – estática, utilizando los programas RS2 y Geoestudio, empleando el modelamiento numérico, usando el método de elementos finitos.

Tabla 31. *Resumen de análisis de estabilidad*

Condición		F.S	
		Estático	Pseudo Estático
Actual	RS2	2.26	1.15
	GeoStudio	2.38	1.26
Modificado	RS2	2.77	2.22
	Geoestudio	3.39	2.28

Fuente: Elaboración propia

Al analizar se concluye que la condición actual del talud es estable, pero se ve reducida en su estado pseudo estático cerca al mínimo valor del factor de seguridad; pero en su condición modificada es estable, tanto en su estado estático y pseudo estático, su factor de seguridad aumento con la geométrica propuesta, logrando así su estabilidad.

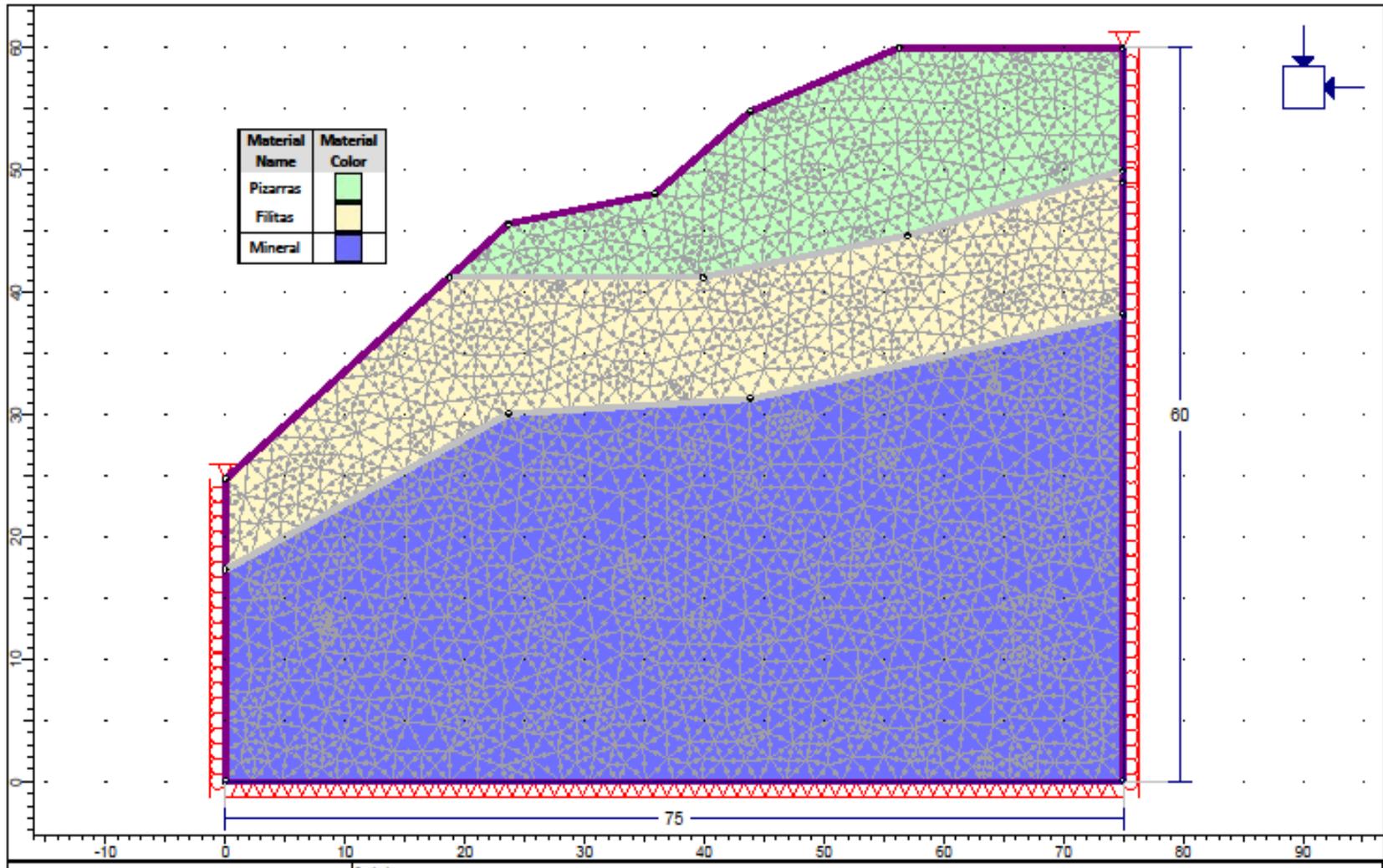


Figura 10. Análisis numérico del talud actual - I

Fuente: Software RS2

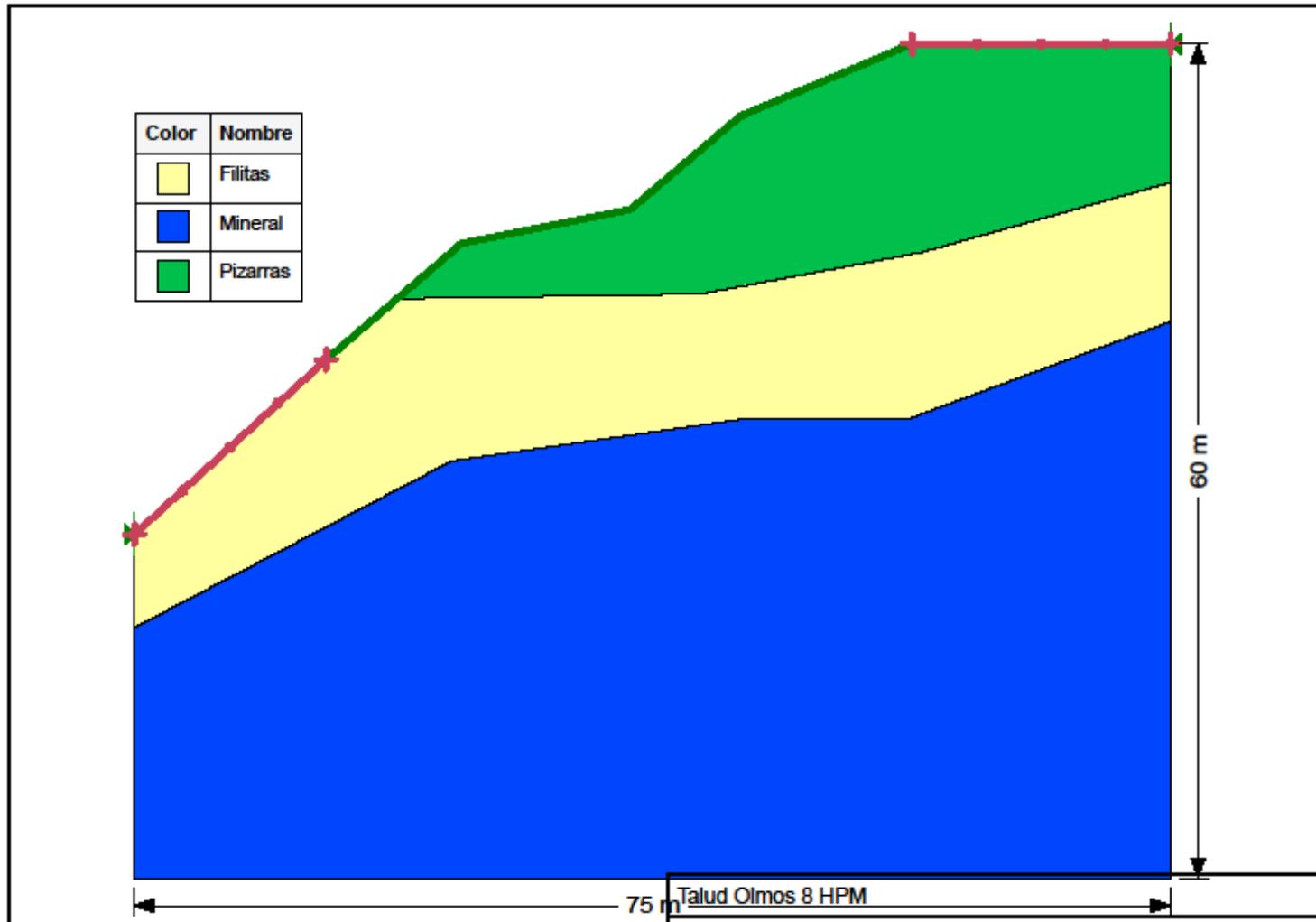


Figura 11. Análisis numérico del talud actual - II

Fuente: Software GeoStudio

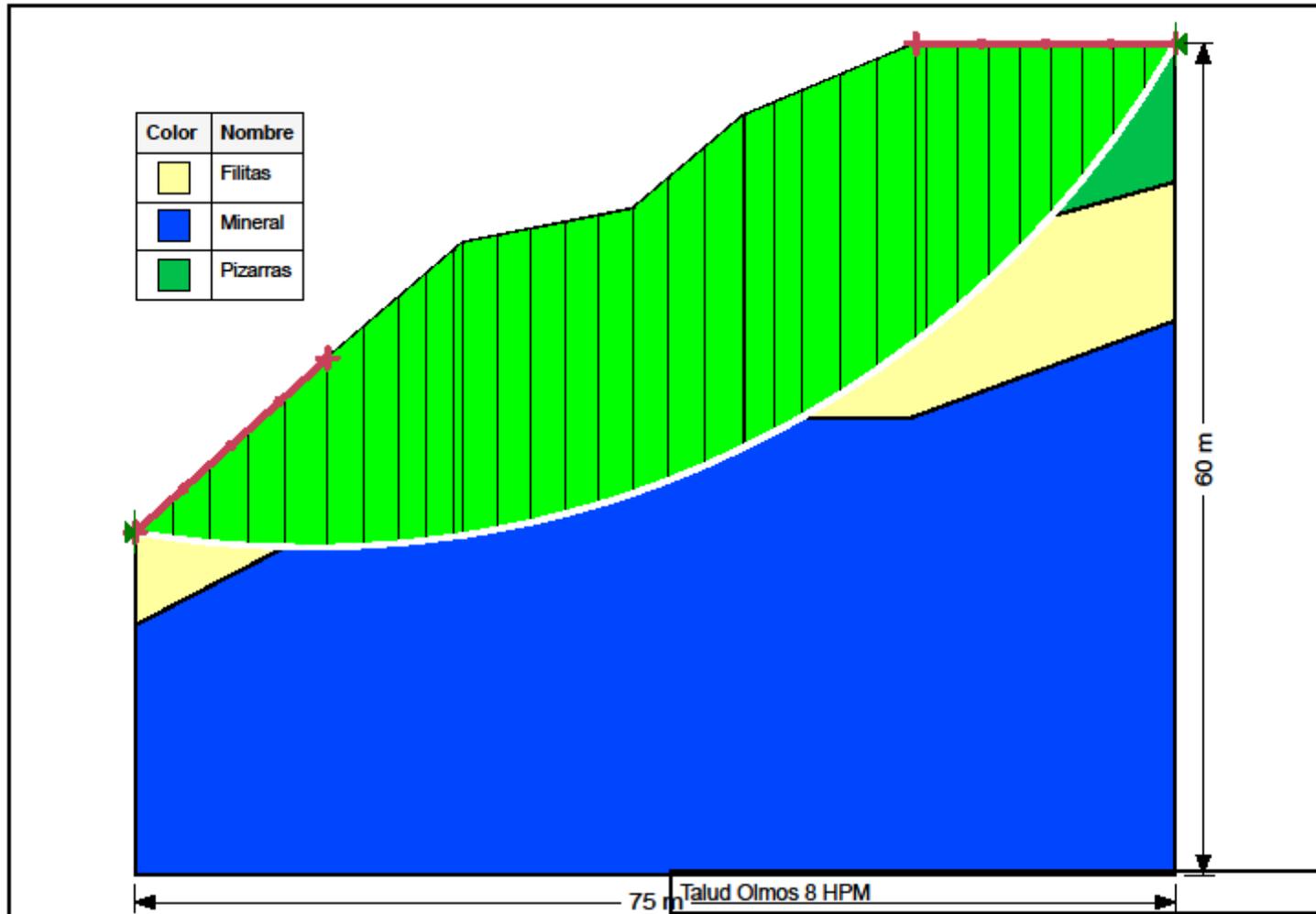


Figura 12. Análisis numérico del talud actual - II

Fuente: Software GeoStudio

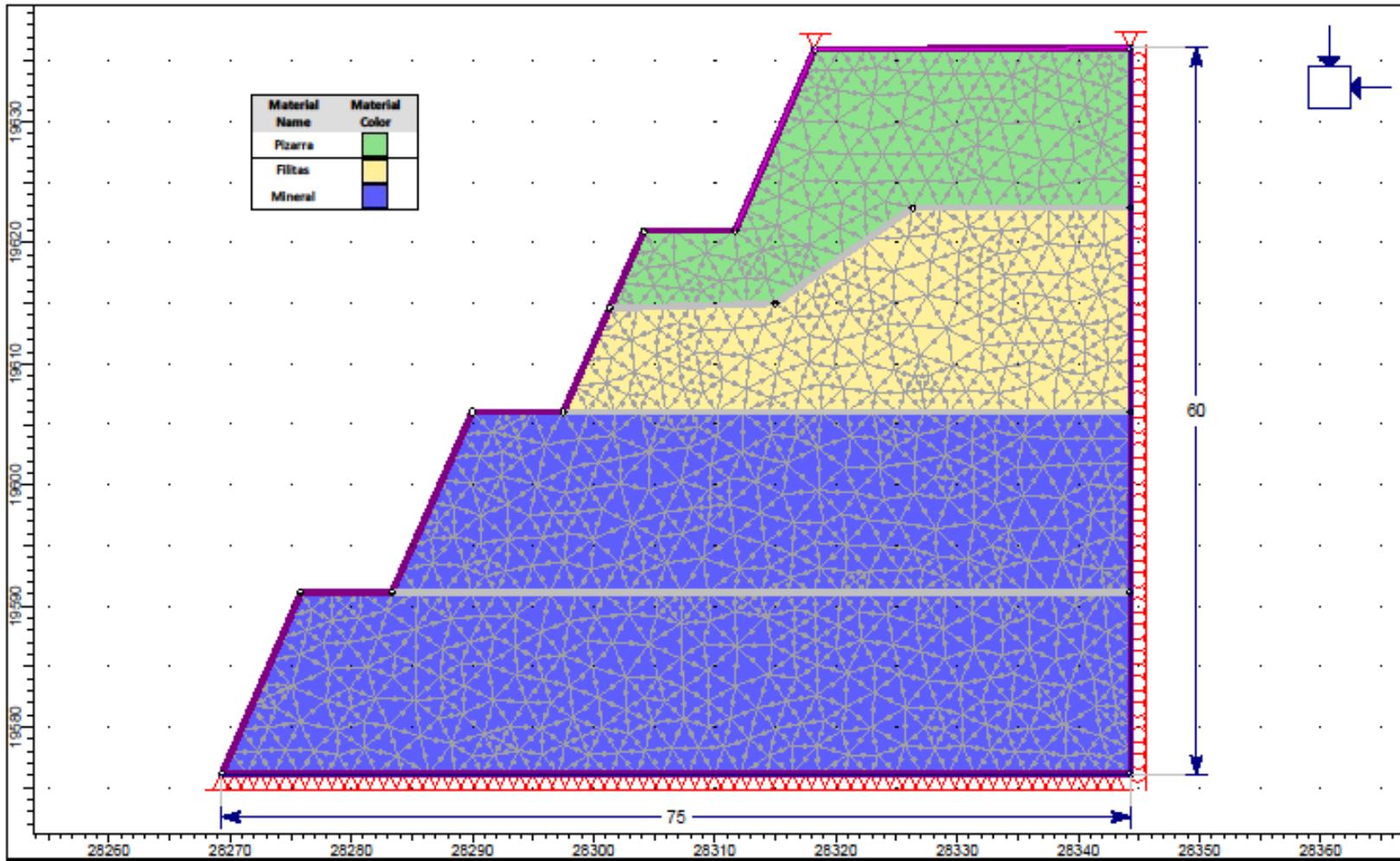


Figura 13. Análisis numérico del talud modificado - I

Fuente: Software RS2

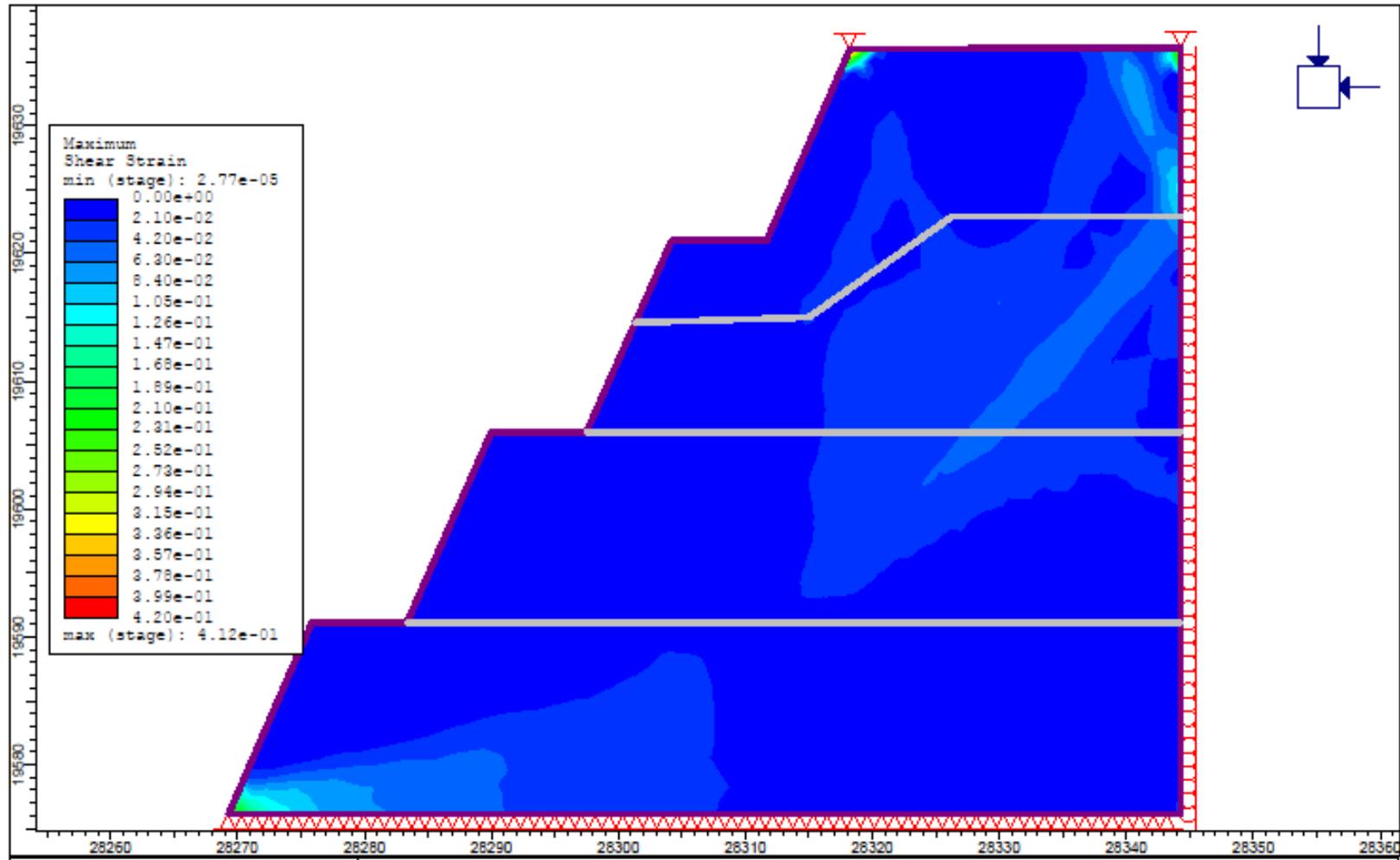


Figura 14. Factor de seguridad estático del talud modificado – I

Fuente: Software RS2

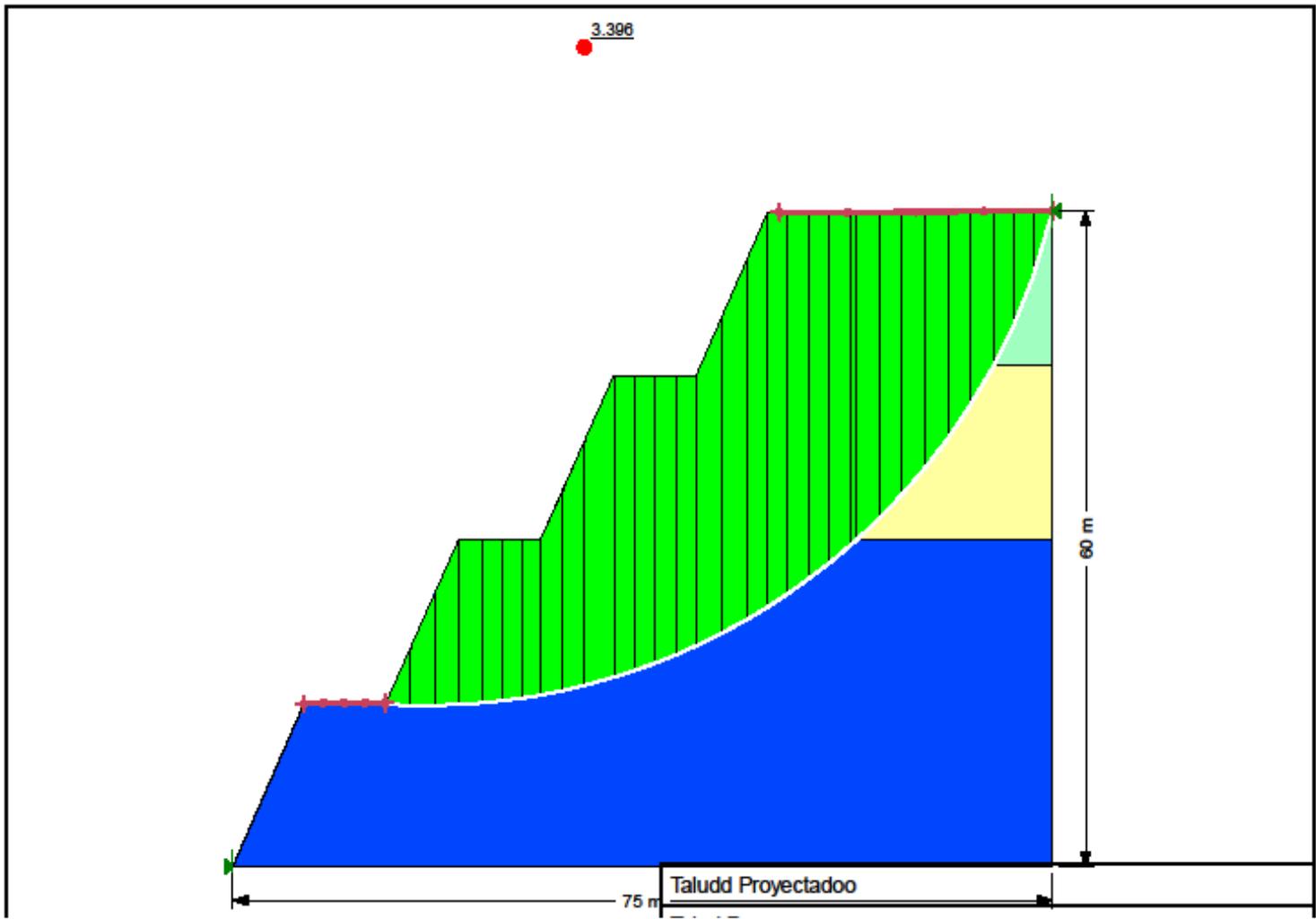


Figura 15. Factor de seguridad estático del talud modificado – II

Fuente: Software GeoStudio

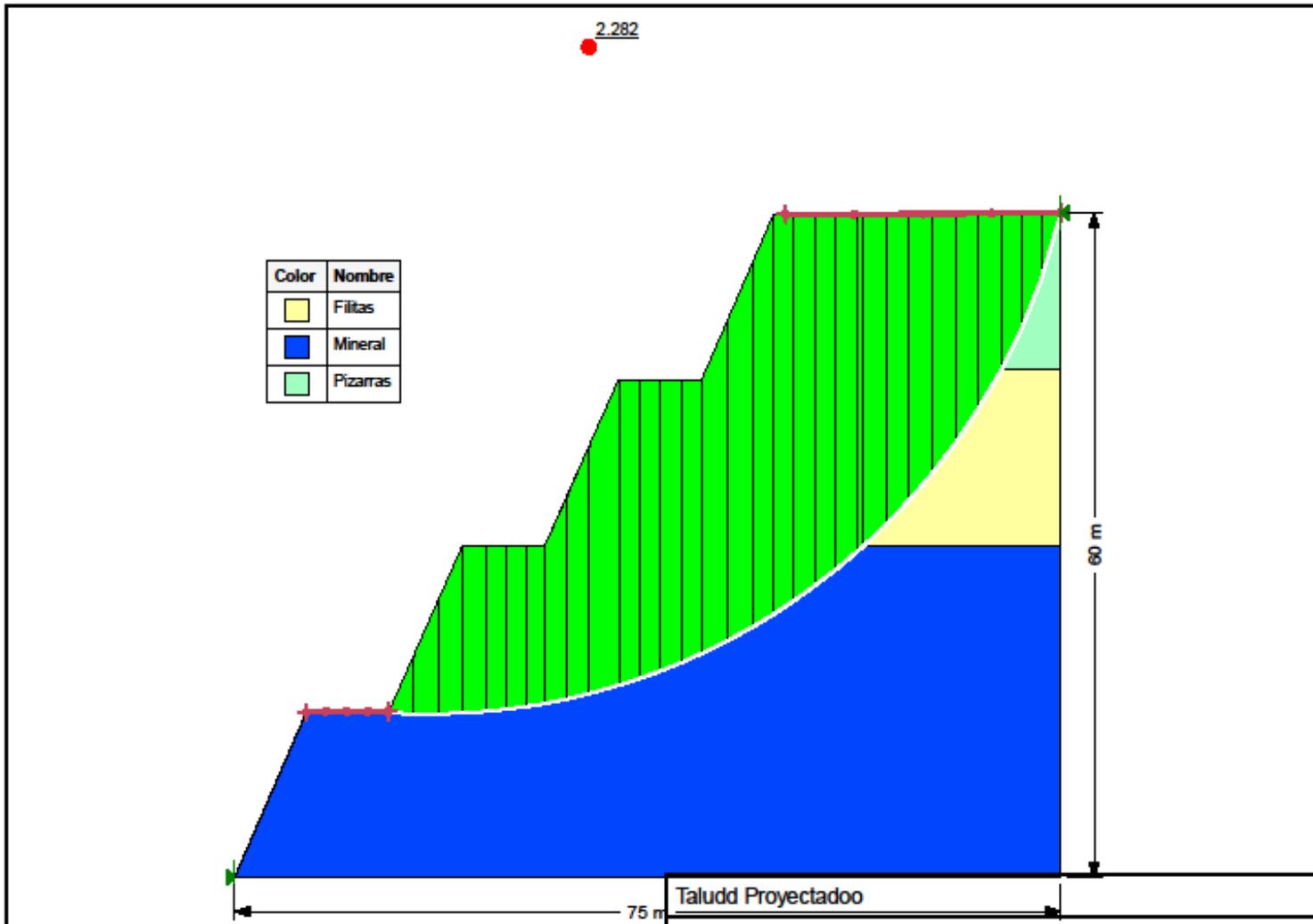


Figura 16. Factor de seguridad pseudo estático del talud modificado – II

Fuente: Software GeoStudio

IV. DISCUSIÓN

- Los resultados de la investigación comprueban la hipótesis planteada, que si se realiza un estudio geotécnico entonces se logrará la estabilidad de los taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM. Dicha estabilidad se logró bajo la identificación y análisis de la geología y litología de la zona inestable, con ello podemos describir al conjunto de discontinuidades presentes en el macizo rocoso, clasificar al macizo rocoso para estimar su calidad, aplicar el método ROFRAQ y así poder establecer una medida inmediata estabilizadora para reducir y prevenir posibles accidentes relacionados a desprendimientos de rocas. Discrepando con (Pozo, 2017) quien realizó un estudio geomecánico para lograr la estabilidad de taludes, estudio que no es geotécnico, pero conforma una de las partes más importante de ello, fue realizado en 21 estaciones con una distribución conveniente, evaluando drásticamente al macizo rocoso y clasificándolo gracias a la información proporcionada al factor de seguridad y las tablas geomecánicas. Logrando identificar algunos deslizamientos tipo planar y tipo cuña, aplicando una medida correctiva de desquinche selectivo, con la finalidad de eliminar los bloques de roca que están a punto de caer y lograr así la estabilidad de los taludes.
- Hablando de la identificación de la geología y litología de la zona de estudio en la que se originó la inestabilidad, tenemos entre los factores más influyentes al factor geológico, geométrico, hidrogeológico y cargas dinámicas, los cuales son muy semejantes al distrito en la cual se encuentra ubicada la mina de hierro Olmos 8 HPM. Según su geología cuenta con una extensión de 299,92 hectáreas, el yacimiento se presenta en forma de vetas, teniendo al hierro como mineral principal, está ubicado dentro de cuadrángulo de Olmos, formando parte del dominio Pucara-Zamora, el basamento está constituido por metasedimentos y volcánicos del ordovícico inferior, carbonatos y volcanatos sedimentos del Jurásico medio – superior (Ver Anexo 7 – 11). Lo cual se diferencia de la investigación realizada por (MEDINA, 2014) quien menciona en la identificación de su geología regional

a un conjunto de afloramientos de roca sedimentaria, volcánica y rocas subvolcánicas, pertenecientes a distintas formaciones como el grupo Yura, Labra, Gramadal y Hualhuani, las cuales forman parte del Jurásico superior.

- De acuerdo con la descripción de las discontinuidades presentes en el macizo rocoso, la información se obtuvo basándose en los parámetros de las clasificaciones geomecánicas del RMR y SMR, para lo cual se estableció un total de 15 estaciones geomecánicas (Ver Tabla 1 – 13). Teniendo como resultado una compresión uniaxial de buena a muy buena con una variación de 50 - 100 y 100 – 250 Mpa, un grado de fracturación interpretada como roca de muy buena a buena calidad que varía de >90 y entre 90 – 75, con un parámetro de espaciamiento moderado a junto que varía de 0.60 – 0.20 y 0.20 – 0.06, con una persistencia baja a muy baja que varía de 1-3 y <1 m, una abertura de rango abierta a parcialmente abierta que varía entre 1-5 y 0.1 – 1 mm, con una rugosidad de ligera a lisa, con un relleno de blando a limpio sin relleno, con una meteorización moderada, con un parámetro de condición de agua subterránea completamente seco y un ajuste de orientaciones de tipo favorable a regular. Esto concuerda con lo afirmado por (Carrillo, 2012) quien dice que este método concede de manera sencilla la estimación de la calidad de la masa rocosa, a través de la cuantificación de parámetros de fácil medición, lo cual se determina en campo de forma rápida y con un gasto económico mínimo. En esta ocasión el lugar cuenta con un tipo de roca de mala calidad y un RMR < 20, contando descripciones desfavorables de sus discontinuidades.
- Con respecto a la clasificación del macizo rocoso a través de tablas geomecánicas RMR y SMR, su valoración nos permitió conocer la clase de roca y la condición de estabilidad en la mina de hierro Olmos 8 HPM (Ver Tabla 14 – 17). La valoración del RMR resultó un tipo de roca III con una variación de 41 – 60, de calidad regular, con presencia de fracturación y alteración generando zonas inestables, con una cohesión de 2 - 3 kg/cm² y un ángulo de fricción de 23° - 35°. En cuanto a la valoración del SMR, está entre 21 – 32.50, reflejando un 86.66 % condición inestable y 13.33 %

parcialmente estable, de las cuales es necesario aplicar medidas correctivas por la gran presencia de discontinuidades y roturas. Esto se relaciona con la investigación presentada por (ROMERO, 2018) quién nos menciona que las condiciones geomecánicas de la masa rocosa en la mina Shougang 2-3-4 en gran parte está constituida por roca dura a roca muy dura y con una resistencia media en zonas mineralizadas, contando con un índice promedio de RMR que varía entre 53 – 63, arrojando una masa rocosa de regular a buena calidad.

- En cuanto a la aplicación del método ROFRAQ, se realizó con el propósito de cuantificar cada riesgo relacionado a un desprendimiento de roca, para la aplicación de una medida correctiva necesaria que canalice el riesgo detectado (Ver Tabla 18 – 24). Con este proceso el ROFRAQ Talud, ROFRAQ básico y ROFRAQ máquina, resultaron 592.69, 37,99 y 59,27 respectivamente, determina que la mina de hierro Olmos 8 HPM tiene un riesgo alto de inestabilidad, en cuanto a nivel de accidentes relacionados a caída de roca, para ello es importante tomar medidas correctivas de seguridad, mejorar el saneo, controlar la voladura, rediseño de la geometría del talud y ampliación de las bermas. De igual manera se calculó el ROFRAQ persona, para saber si existe riesgo de pérdidas humanas en el desenlace de algún accidente, arrojando un ROFRAQ de 6.38 con un riesgo medio, para lo cual es necesario tomar medidas simples de seguridad y evitar el paso del personal en épocas de lluvia. Esto se ve reforzado con el trabajo realizado por (Laboratorio Oficial J. M. Madariaga (LOM), 2015) donde como primera consideración esencial constituye al ROFRAQ como un modelo aproximado, objetivo y práctico para la evaluación de un riesgo relacionado a accidentes de desprendimiento de roca. Con esta perspectiva se aplicó el procedimiento de ROFRAQ, arrojando un resultado por encima de los 250, con un riesgo evidentemente alto. La diferencia radica, en que nuestra investigación fue desarrollada en un yacimiento metálico con una calidad de roca distinta, por esa razón existe una diferencia entre los resultados ROFRAQ y la intensidad de las medidas correctivas.

- Finalmente se realizó el estudio geotécnico, analizando la estabilidad con el propósito de estimar el factor de seguridad, detectando una condición estática de 2.37 y una condición pseudo – estática de 1.21, utilizando los programas RS2 y Geoestudio, empleando el modelamiento numérico, usando el método de elementos finitos (Ver Tabla 25 – 31). Esto nos permitió plantear una propuesta de rediseño de la geometría de talud en relación al ángulo, a la altura de banco y berma, logrando un factor de seguridad en condición estática corregida de 3.08 y una condición pseudo estática de 2.25, mostrando un evidente aumento de estabilidad en los taludes de la mina de hierro Olmos 8 HPM. Esto guarda una clara relación con la investigación realizada por Suarez Burgoa, Ludger Oswaldo (2016) quién menciona que para analizar la estabilidad de taludes es necesario la aplicación de métodos matemáticos, como lo es el de elementos finitos, este método es capaz de asumir cada factor condicionante y desencadenante en la estabilidad de un talud, sus resultados se consideran precisos, ya que logra la simulación del proceso de fallamiento independiente de la forma de las superficies de roturas. Para determinar su factor crítico de reducción (SRF) hace uso de la metodología de la reducción de la resistencia cizallante (SSR). Reforzando a lo estipulado, es necesario mencionar que el método de equilibrio limite, se sirve de los criterios de rotura, como lo son el de Mohr Coulomb y Hoek – Brown, criterios que fueron desarrollados con éxito en la presente investigación.

V. CONCLUSIONES

- Debido al estudio geotécnico y la aplicación del ROFRAQ, se logrará la estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM, donde la identificación de la geología y litología, la descripción de las discontinuidades y la clasificación del macizo rocoso jugaron un rol muy importante para su realización.
- El yacimiento se encuentra ubicado en Olmos y se presenta en forma de vetas de hierro, con un 80% de hematitas y un total de 299.92 hectáreas, formando parte del dominio Pucara-Zamora, con un basamento constituido por metasedimentos del ordovícico inferior, carbonatos y volcandos sedimentos del jurásico medio – superior.
- Se establecieron un total de 15 estaciones geomecánicas, obteniendo una compresión uniaxial buena a muy buena, un grado de fracturación de buena calidad, un espaciamiento moderado a junto, una persistencia baja a muy baja, una abertura parcialmente abierta, una ligera rugosidad, un relleno blando, una meteorización moderada y la condición de agua subterránea seco.
- La valoración del RMR resultó un tipo de roca III con una variación de 41 – 60, de calidad regular con presencia de fracturación y alteración generando zonas inestables, con una cohesión de 2 – 3 kg/cm² y un ángulo de fricción de 23° a 35°, mientras la valoración del SMR está entre 21 – 32.50, reflejando una 86.66 % condición inestable y 13.33 % estable, siendo necesario aplicar medidas correctivas por la gran presencia de discontinuidades y roturas.
- El ROFRAQ Talud, ROFRAQ básico y ROFRAQ máquina, resultaron 592.69, 37.99 y 59.27 respectivamente, interpretado como un riesgo alto de inestabilidad en cuanto a nivel de accidentes relacionados a caída de roca, para ello es importante tomar medidas correctivas de seguridad, mejorar el saneo, controlar la voladura, rediseño del algunas zonas y ampliación de las

bermas. Mientras que el ROFRAQ persona resultó 6.38 con un riesgo medio, para lo cual es necesario tomar medidas simples de seguridad y evitar el paso del personal en épocas de lluvia.

- Al realizar el estudio geotécnico, se estimó el factor de seguridad, detectando una condición estática de 2.32 y pseudo – estática de 1.21, utilizando los programas RS2 y Geoestudio, planteando un rediseño de los taludes, logrando un factor de seguridad corregido en condición estática de 3.08 y una condición pseudo estática de 2.25, mostrando un evidente aumento de estabilidad en los taludes de la mina de hierro Olmos 8 HPM.

VI. RECOMENDACIONES

- Mantener un orden en la explotación del hierro, para no seguir generando zonas inestables que terminen originando accidentes de caída de roca, teniendo como consecuencias pérdidas humanas y económicas.
- Aplicar las medidas correctivas en la mina de hierro Olmos 8 HPM, para canalizar la inestabilidad en los taludes, entre estas medidas tenemos: mejorar el saneo, controlar la voladura, medidas correctivas de seguridad y un rediseño (Ver Figura 8 y 9).
- Sabemos que el riesgo de pérdidas humanas por accidentes de caída de rocas es de rango medio, pero esto no quiere decir que no pueda suceder, ya que las pérdidas de maquinaria si son de rango alto y todas son manejadas por un operador, por ello es recomendable llevar un seguimiento para evitar inconvenientes.
- Realizar un diseño de la geometría del talud con el objetivo de aumentar el nivel de estabilidad en la mina de hierro Olmos 8 HPM.
- Implementar un presupuesto para la aplicación de medidas correctivas de estabilidad, ya que resulta más económico que afrontar un gasto de accidentes de caída de roca. Para esta recomendación la aplicación del ROFRAQ es de suma importancia, ya que este nos brinda las medidas correctivas que necesita la mina para el aumento de su estabilidad.
- A la universidad se sugiere que brinden todas las herramientas necesarias para la realización de las investigaciones de cada estudiante, pues esa es una de las formas de obtener resultados que puedan evidenciar la calidad de enseñanza que se imparte en la universidad.
- A los estudiantes de la Universidad Cesar Vallejo, en especial a los estudiantes de ingeniería de minas, decirles que sigan en constante aprendizaje, para que siempre puedan marcar la diferencia y así logren

captar un espacio seguro en el ambiente laboral, que cada día está más competitivo y exigente.

REFERENCIAS

1. (IGME), I. T. (1987). Manual de Taludes. Perú: Ministerio de Industria y Energía. Recuperado el 12 de octubre de 2019, de <https://enriquemontalar.com/manual-de-taludes-del-igme/>
2. ÁVILA, C., & TOBO, R. (2014). Diseño del método de explotación a cielo abierto para la mina El Diamante, dentro del contrato en virtud de aporte N° 00904-15 en el municipio de Tibasosa, Vereda La Carrera Departamento de Boyacá. Colombia: Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia. 85 pp: Tesis (Licenciado en Ingeniería de Minas). Obtenido de <https://repositorio.uptc.edu.co/bitstream/001/1515/1/TGT-256.pdf>
3. BALAREZO, A. (2018). Caracterización geomecánica para el diseño de bancos de explotación en la concesión minera Loma de Oro, El Chicche, Otuzco. Perú: Universidad Privada del Norte. 132 pp. Obtenido de <http://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/14216/Balarezo%20S alinas%20Alejandro.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
4. BARTON, L. a. (1974). Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. . Rock Mechanics, Springer Verlag. Vol. 6.
5. BELANDRIA, N., & BONGIORNO, F. (2015). Clasificaciones Geomecánicas de los macizos rocosos según: Bieniawski, Barton Hoek y Brown, Romana. Venezuela: Universidad de los Andes. 19 pp. Obtenido de http://webdelprofesor.ula.ve/ingenieria/nbelandria/materias/geotecnia/guia_geotecnia.pdf
6. Calduch, R. (2014). Métodos y técnicas de investigación en relaciones interpersonales. España: Universidad Complutense de Madrid. 180 pp: Tesis (Licenciado en Derecho Internacional Público y Relaciones Internacionales. Obtenido de <https://www.ucm.es/data/cont/docs/835-2018-03-01->

Metodos%20y%20Tecnicas%20de%20Investigacion%20Internacional%20v2.pdf

7. CARRILLO, M. (2012). Clasificación geomecánica y análisis de estabilidad de taludes del macizo Coris, Cartago, Costa Rica. Revista Geológica de América Central. Recuperado el 19 de octubre de 2019, de <https://dialnet.unirioja.es/servlet/articulo?codigo=6259785>
8. CASANOVA, K., & VALENCIA, J. (2016). Análisis y diseño de los taludes en la mina a cielo abierto de diabada de triturados El Chocho. Colombia: Pontificia Universidad Javeriana. 118 pp: Tesis (Licenciado en Ingeniería Civil). Obtenido de http://vitela.javerianacali.edu.co/bitstream/handle/11522/4164/Analisis_dise%C3%B1o_taludes_mina.pdf?sequence=1&isAllowed=y
9. CASTRO, Á. (2010). Técnicas de protección de taludes viales utilizadas en la zona Central de Chile. Tesis (Licenciado en Ingeniería Civil), Chile: Universidad de Chile. 114 pp. Obtenido de <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/103686>
10. CENEPRED. (2018). Informe de evaluación de riesgo por inundación pluvial en el distrito de Olmos. Perú: Centro Nacional de Estimación, Prevención y Reducción de Riesgos de Desastres. Recuperado el 5 de mayo de 2020, de https://www.google.com/url?sa=t&source=web&rct=j&url=https://sigrid.cenepred.gob.pe/sigridv3/documento/4176&ved=2ahUKEwjL8vr3rLbpAhVPKLkGHaNHCNgQFnoECAUQAA&usg=AOvVaw2Xjtz4wIWcpLZB_JUKHxV5
11. FERNÁNDEZ, C., & HERNÁNDEZ, R. (2006). Metodología de la investigación. Madrid. Recuperado el 12 de noviembre de 2019, de <http://observatorio.epacartagena.gov.co/wp-content/uploads/2017/08/metodologia-de-la-investigacion-sexta-edicion.compressed.pdf>

12. GÁLVEZ, P. (2013). Caracterización geológico - geotécnica de Mina Carmen, Región de Atacama. Chile: Universidad de Chile. 112 pp: Tesis (Licenciado en Ingeniería Geológica). Obtenido de <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/115255?fbclid=IwAR1sogTbNXUvCI8o7TXJV1TrsOhvoWq5x-QqCB7Y0pX7ogxom756PyaiOrc>
13. GERALDO, H. (2011). Estabilidad de taludes en minería a cielo abierto. Chile: Universidad de la Serena. 114 pp: Tesis (Licenciado en Ingeniería Civil de Minas). Obtenido de <https://es.scribd.com/document/289292486/Estabilidad-de-Taludes-en-Mineria-Cielo-Abierto>
14. GONZÁLEZ, L. (2002). Ingeniería Geológica. Madrid: Pearson Educación S.A.: 744 pp. ISBN: 84-205-310-9.
15. GONZALEZ, M. (2014). Optimización de alternativas de pit final del tajo Pukaqaqa Grupo Milpo. Perú: Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. 112 pp: Tesis (Licenciado en Ingeniería Geologica). Obtenido de <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/3879/Mlgomema067.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
16. HARABINOVA, S. (2017). Assessment of slope stability on the road. Slovakia: Vol. 190. Recuperado el 15 de octubre de 2019, de <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S1877705817324943>
17. HOEK, E. (2002). Rock Slope Engineering [en línea]. London: Institution of Mining and Metallurgy: 3th Edition. Recuperado el 20 de octubre de 2019
18. HOEK, E., MARINOS, P., & MARINOS, V. (2001). Characterization and engineering properties of tectonically undisturbed but lithologically varied sedimentary rock masses [en línea]. Recuperado el 10 de octubre de 2019, de

<https://www.rocscience.com/assets/resources/learning/hoek/Characterization-and-Engineering-Properties-of-Sedimentary-Rock-Masses-2004.pdf>

19. HUSTRULID, W., & KUČHTA, M. (2006). Open pit Mine Planning and Design. Madrid: Taylor Francis: 2nd Edición. Vol. 1. 752 pp. ISBN: 0 41 40738 9.

20. IBÁÑEZ, J. (2016). Guía sobre control geotécnico en minería a cielo abierto [en línea]. Colombia: Universidad Francisco de Paula Santander. 27 pp: Tesis (Licenciado en Ingeniería de Minas. Obtenido de https://www.academia.edu/33306924/GU%C3%8DA_SOBRE_CONTROL_GEOT%C3%89CNICO_EN_MINER%C3%8DA_A_CIELO_ABIERTO_UNIVERSIDAD_FRANCISCO_DE_PAULA_SANTANDER_FACULTAD_DE_INGENIERIA_INGENIERIA_DE_MINAS_MINER%C3%8DA_A_CIELO_ABIERTO_SAN_JOSE_DE_CUCUTA_2016_GU%C3%8DA_SO

21. INGEMMET. (2011). Geología del Cuadrangulo de Olmos. Boletín N° 140 Serie A. Perú: Ministerio de Energía y Minas. Recuperado el 18 de abril de 2020, de <https://repositorio.ingemmet.gob.pe/handle/20.500.12544/102>

22. LABORATORIO OFICIAL J. M. MADARIAGA (LOM). (2015). Guía sobre control geotécnico en minería a cielo abierto [en línea]. España: Ministerio de Industria, Energía y Turismo. Recuperado el 18 de abril de 2020, de <https://energia.gob.es/mineria/Seguridad/Guias/Gu%C3%ADas/Guia-control-geotecnico-en-mineria-a-cielo-abierto.pdf>

23. LÓPEZ, E. (2016). Estudio geotécnico y diseño del talud final de una mina a cielo abierto aplicando modelos numéricos. Perú: Universidad Nacional Mayor de San Marcos. 255 pp: Tesis (Licenciado en Ingeniería de Minas). Obtenido de https://cybertesis.unmsm.edu.pe/bitstream/handle/cybertesis/4816/Lopez_pe.pdf?sequence=1&isAllowed=y

24. LUMB, P. (2017). Slope failures in Hong Kong [en línea]. Engineering Geology. Recuperado el 23 de octubre de 2019
25. LUPACA, L. (2013). Método de optimización de tajo de Lerchs - Grossman. Perú. 15 pp: Tesis (Licenciado en Ingeniería de Minas). Obtenido de <https://es.scribd.com/doc/191420171/2-Metodo-de-Lerchs-Grossmann>
26. MARINOS, P., & HOEK, E. (2001). Estimating the geotechnical properties of heterogeneous rock masses such as Flysch. Recuperado el 19 de octubre de 2019
27. MEDINA, M. (2014). Estudio geomecánico de estabilidad de taludes del Tajo Chapi Sulfuros. Perú: Universidad Nacional de San Agustín. 275 pp: Tesis (Licenciado en Ingeniería Geológica). Obtenido de <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/40>
28. MONTAÑEZ, F., OCHOA, J., & CAMACHO, R. (2015). Estudio geomecánico para el diseño minero a cielo abierto del yacimiento de carbón en Rondón - Boyaca. Revista colombiana en minería [en línea]. Recuperado el 5 de octubre de 2019, de <http://revistas.ustatunja.edu.co/index.php/lingenieux/article/view/124/100>
29. MUNTAIR, S., & KONIETZKY, H. (2015). Rock Mass Classification Systems. Alemania: Department of Rock Mechanics Technical University Freiberg. Recuperado el 7 de octubre de 2019, de https://www.researchgate.net/publication/277504261_Rock_Mass_Classification_Systems
30. NÚÑEZ, A., GAVILANES, H., & FONTOURA, B. (2016). Análisis de la estabilidad de taludes mineros por métodos numéricos. Revista brasilera de estabilidad de taludes en minería. Recuperado el 20 de setiembre de 2019,

de <https://www.aimecuador.org/documentos/biblioteca/articulos/17-analisis-de-la-estabilidad-de-taludes-mineros-por-metodos-numericos/file.html>

31. OSINERGMIN. (2017). Análisis estadístico de seguridad y compendio ilustrativo de accidentes en el sector de mediana y gran minería. Revista peruana en minería [en línea]. Recuperado el 20 de octubre de 2019, de http://www.osinergmin.gob.pe/seccion/centro_documental/mineria/Documentos/Publicaciones/Compendio-Ilustrativo-Accidentes-Mineria-2017.pdf
32. PANTOJA, L. (2013). El método de explotación tajo abierto y la productividad en Castrovirreyna Compañía Minera - U.P San Genaro. Perú: Universidad Nacional del Centro del Perú. 108 pp: Tesis (Licenciado en Ingeniería de Minas). Obtenido de <http://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/UNCP/1332/TESIS%20DE%20ING%20MINAS%20EXPLOTACI%C3%93N%20TAJO%20ABIERTO.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
33. PARRA RETI, A. (2015). Planificación minera a cielo abierto utilizando fundamentos geomecánicos. Chile: Universidad de Chile. 127 pp: Tesis (Magister en minería). Obtenido de <http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/136447/Planificacion-minera-a-cielo-abierto-utilizando-fundamentos-geomecanicos.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
34. Pozo, R. (2017). Diseño y verificación de los taludes de banco globales de un open pit - Aplicación a una mina de hierro en el sur del Perú. Centro Geotécnico Internacional. 179 pp: Tesis (Diplomado de geomecánica subterránea y superficial). Obtenido de <https://centrogeotecnico.com/blog-geotecnia-geomecanica/titulo-de-la-tesina-diseno-y-verificacion-de-los-taludes-de-banco-y-globales-de-un-open-pit--aplicacion-a-una-mina-de-hierro-en-el-sur-del-peru-2017-raul-rodolfo-pozo-garcia.html>

35. RAMÍREZ, P., & ALEJANO, L. (2004). Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes [en línea]. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid. Recuperado el 30 de octubre de 2019, de http://oa.upm.es/14183/1/MECANICA_DE_ROCAS_1.pdf
36. RIES, H., & WATSON, T. (2011). Elements of Engineering Geology. New York: Chapman: 4th Edition. Recuperado el 4 de octubre de 2019, de <https://archive.org/details/cu31924004122689/page/n5>
37. ROMERO, C. (2018). Geología y estabilidad de taludes en la Mina 2-3-4 Shougang. Perú: Universidad Nacional del Altiplano. 152 pp: Tesis (Licenciado en Ingeniería Geológica. Obtenido de http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/7489/Romero_Mej%c3%ada_C%c3%a9sar_Agusto.pdf?sequence=1&isAllowed=y
38. RUIZ, R. (2006). Historia y evolución del pensamiento científico [en línea]. México. 182 pp. Recuperado el 20 de octubre de 2019, de <http://www.eumed.net/libros-gratis/2007a/257/#indice>
39. S.A, I. C. (2010). Estudio de hidrología, hidráulica y drenaje vial. Perú: Ministerio de Transporte y Comunicaciones. Recuperado el 12 de abril de 2020, de https://www.google.com/url?sa=t&source=web&rct=j&url=http://gis.proviasnac.gob.pe/Expedientes/2011/LP%25200010/Expediente%2520tecnico%2520PDF/Volumen%25201%2520Memoria%2520Descriptiva/04_Estudio_hidrologia.pdf&ved=2ahUKEwiJ5pr-qrbpAhWaHrkGHWndDK8QFjADegQI
40. SEGURIDAD MINERA. (2013). Operaciones mineras y casos de accidentes por desprendimiento de rocas. Revista peruana en minería [en línea]. Recuperado el 5 de noviembre de 2019, de <http://www.revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/casos-de-accidentes-por-desprendimiento-de-rocas/>

41. SUAREZ, J. (2010). Métodos de manejo y estabilización [en línea]. Cap. 1. España. Recuperado el 18 de septiembre de 2019, de <http://www.erosion.com.co/presentaciones/category/46-tomo-ii.html?download=453:librodeslizamientost2-cap1>

42. TURPO, J. (2018). Determinación de los parámetros geométricos del talud, para garantizar la estabilidad del tajo superficial del area de explotación en la unidad minera "Moisés Randy 2010". Perú: Universidad Nacional de Moquegua. 204 pp: Tesis (Licenciado en Ingeniería de Minas). Obtenido de <http://repositorio.unam.edu.pe/handle/UNAM/73>

43. VILLACORTA, S., OCHOA, M., & NÚÑEZ, S. (2010). Riesgo geológico en la región Lambayeque. Boletín INGEMMET, Serie C: Geodinámica e Ingeniería Geológica. 130 pp.

ANEXOS

Anexo N°1. Guía de observación y recopilación de datos de campo

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	GUÍA DE OBSERVACIÓN Y RECOPIACIÓN DE DATOS DE CAMPO		
	<i>Estudio geotécnico para estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM</i>		
	REALIZADO POR:		FECHA:
		REGISTRO N°:	

RMR						
RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	Martillo Smith (Esclerómetro)		ABERTURA (mm)	Cerrada		
				Muy angulosa < 0,1		
Valor del RQD (%)				Angulosa 0,1 - 1,0		
TIPO DE DISCONTINUIDAD	Estratificación			Abierta 1,0 - 5,0		
	Falla			Muy abierta ≥5		
	Diaclasa		RELLENO (mm)	TIPO		
	Microfalla				Limpia	
	Sobrescurrimiento				Cuarzo	
	Contacto				Calcita	
		Oxidos				
		Roca tritu.				
ESPACIADO (mm)	< 20			DUREZA		
	≥20, <60		Ninguna			
	≥60, <200		Muy duro <5			
	≥200, <600		Duro >5			
	≥600, <2000		Suave <5			
	≥2000, <6000		Suave >5			
	≥6000					
PERSISTENCIA O CONTINUIDAD (m)	< 1		METEORIZACIÓN			
	≥1, <3			No intemperizada		
	≥3, <10			Ligeramente intemp.		
	≥10, <20			Moder. Intemp.		
	≥20			Altamen. Intemp.		
				Completamente intemperizada		

SMR	
Dir. de buzam de las discontinuidades	
Dir. de buzam de talud	
Buzamiento de la discontinuidad	
Buzamiento del talud	
METODO DE EXCAVACIÓN DE TALUDES	Talud Natural
	Precorte
	Voladura Controlada
	Voladura Regular
	Voladura Deficiente

DISCONTINUIDADES		
FAMILIAS	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO
1		
2		
3		
4		
5		
6		
7		
8		
9		
10		

OBSERVACIONES:

Fuente: Elaboración propia

Anexo N°2. Tabla geomecánica RMR

1	Resistencia a la roca intacta (MPa)	Índice de carga puntual Resistencia a la compresión uniaxial UCS	>250 (15)	250 - 100 (12)	100 - 50 (07)	50 - 25 (04)	25 - 5	5 - 1	<1
			2	1	0				
2	RQD (%)		>90 (20)	90 - 75 (17)	75 - 50 (13)	50 - 25 (08)	<25 (03)		
3	Espaciamiento entre discontinuidades		>2.00 (20)	2.00 - 0.60 (15)	0.60 - 0.20 (10)	0.20 - 0.06 (08)	<0.06 (05)		
4	Estado de discontinuidades	Persistencia	<1 (06)	1 - 3 (04)	3 - 10 (02)	10 - 20 (01)	>20 (00)		
		Abertura	Cerrada (06)	<0.1 (05)	0.1 - 10 (04)	10 - 50 (01)	>5.0 (00)		
		Rugosidad	Muy rugosa (06)	Rugosa (05)	Ligeramente rugoso (03)	Lisa (01)	Lustrosa (00)		
		Relleno	Sin relleno (06)	Relleno duro (<5mm) (04)	Relleno duro (>5mm) (02)	Relleno blando (<5mm) (02)	Relleno blando (>5mm) (00)		
		Descomposición	Fresca (06)	Levemente descompuesta (05)	Moder. Descompuesta (03)	Altamente descompuesta (01)	Extrem. Descompuesta (00)		
5	Agua freática	Condición general	Completamente seco (15)	Ligeramente húmedo (10)	Húmedo (07)	Gotzando (04)	Fuyendo (00)		
6	Corrección por orientación de discontinuidad	Taludes	Muy favorables (00)	Favorables (-5)	Regulares (-25)	Desfavorable (-50)	Muy desfavorable (-60)		

Valoración del RMR		Clase									
		I		II		III		IV		V	
Clasificación	Calidad	Muy buena		buena		regular		pobre		Muy pobre	
	Valoración	100 - 81		80 - 61		60 - 41		40 - 21		≤ 20	
Características geotécnicas	Tiempo del auto soporte (T. A. S.) y Vano	20 años para 15 m		1 año para 10 m		1 semana para 5m		10 horas para 2.5m		30 minutos para 1m	
	Cohesión (kp/cm ²)	>4		4 - 3		3 - 2		2 - 1		<1	
	Angulo de fricción interna	>45°		45° - 35°		35° - 25°		25° - 15°		<15°	

Fuente: Bieniawski, 1989

Anexo N°3. Tabla geomecánica SMR

Caso		Muy favorable	Favorable	Normal	Desfavorable	Muy desfavorable
P	$ \alpha_j - \alpha_s $	$>30^\circ$	$30^\circ - 20^\circ$	$20^\circ - 10^\circ$	$10^\circ - 5^\circ$	$< 5^\circ$
T	$ \alpha_j - \alpha_s - 180 $					
P/T	F1	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
P	$ \beta_j $	$<20^\circ$	$20^\circ - 30^\circ$	$30^\circ - 35^\circ$	$35^\circ - 45^\circ$	$> 45^\circ$
	F2	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
T	F2	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00
P	$\beta_j - \beta_s$	$>10^\circ$	$10^\circ - 0^\circ$	0°	$0^\circ - (-10^\circ)$	$< -10^\circ$
T	$\beta_j + \beta_s$	$<110^\circ$	$110^\circ - 120^\circ$	$>120^\circ$	-50	-60
P/T	F3	0.00	-6.00	-25		

Método de excavación

Método	Talud natural	Precorte	Voladura suave	Voladura o excavación mecánica	Voladura deficiente
F4	15	10	8	0	-8

Clase de estabilidad

Clase	V	IV	III	II	I
SMR	0 -20	21- 40	41- 60	61- 80	81- 100
Descripción	Muy mala	Mala	Normal	Buena	Muy buena
Estabilidad	Totalmente inestable	Inestable	Parcialmente estable	Estable	Totalmente estable
Roturas	Grandes roturas planos continuos o por masa	Juntas o grandes cuñas	Algunas juntas o muchas juntas	Algunos bloques	Ninguno
Tratamiento	Re excavación	Corrección	Sistemático	Ocasional	Ninguno

P: rotura plana

T: rotura por vuelco

α_s : dirección del talud

α_j : dirección de las juntas

β_s : buzamiento del talud

β_j : buzamiento de las juntas

Fuente: Romana, Manuel. 1985

Anexo N°4. Guía de registro de ROFRAQ – Parte I

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	GUÍA DE REGISTRO DEL MÉTODO DE ROFRAQ	
	Estudio geotécnico para la estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM	
REALIZADO POR:	LUGAR:	
	FECHA:	

MÉTODO ROFRAQ																					
		Valor			Valor																
PARÁMETRO A	Nº de familias de juntas	0-1	0,5	Mecanismos simples	Rotura plana	0,8	PARÁMETRO B	Mecanismo	Obsrv."in situ"	Est. Geotec	Pres. bloq	Pro m	Pi								
		2	1		Rotura en cuña																
		3	3		Rotura circular																
		4	5		Miguelo																
		>5	7		Bloques sueltos																
	Persistencia de la descont. (m)	<1	0,6	Mecanismos complejos	Roturas mixtas	1,1															
		1,0-3,0	0,8		Vuelco de bloques																
		3,0-10,0	1		Vuelvo por flexión																
		10,0-20,0	1,2		Taludes de muro																
	Presencia de fallas	>20	1,4	Mecanismos evolutivos	Máxima precipitación en 24 h para un periodo de retorno de 50 años	0,1	PARÁMETRO C	Presencia de agua en el talud	Seco	0	5 m	10 m	12 m	20 m							
		No	0		<50 mm										<1 m	10	<2 m	10			
		1 pequeña	0,5		50-80mm										1,5	7	2	9	3	8	
		1 grande	1		80-110mm										1,5	4	2	4	5		
		2 fallas	1,5		110-150mm										4	2,5	1	5	2,5		
	Daño por sobre voladura observados	muchas fallas	2	Periodo promedio en días libre de heladas para 0°C	>300	0,1	Forma del talud	>5,5 m	0	>7 m	0										
		Precorte	-2		250-300	0,4						PARÁMETRO D	Inclinación general del talud	Irregularidad de la cara del talud	Alta	2					
		Cañas barrenos	-0,5		200-250	1											Condición de la berma	Existencia de mallas	Si	0	
		No hay daño	0		150-200	2															Optima
	Daño leve	1	<150	2,5	Buena	0,5															
	Saneamiento de bancos y limpieza de bermas	Alta fracturación	2,5	Presencia de agua en el talud			Seco	0	5 m	10 m	12 m	20 m									
Saneamiento y limpieza regular efectiva		-3	Lig. Húmedo										0,1	PARÁMETRO D	Inclinación general del talud	Irregularidad de la cara del talud	Alta	2			
Se sanea y limpia en general		-1	Húmedo										0,3						Condición de la berma	Existencia de mallas	Si
Ocasional		0	Goteando flujos intermitentes		0,7	Optima							0,0								
Poco e irregular	1	Chorreado flujos continuos	1	Buena	0,5																
No se sanea ni limpian bermas	3	Grado de meteorización	No afectado				0	5 m	10 m	12 m	20 m										
Presencia de bloques en el talud	Gran cantidad (>20)											7,0-10,0		Vibración por voladuras (Carga específica g/m3)	Ligero	0,1	PARÁMETRO D	Inclinación general del talud	Irregularidad de la cara del talud	Alta	2
	Bastantes (10-20)					3,0-7,0						Optima	0,0								
	Algunos (6-9)			1,0-3,0	Moderado	0,3															
	Ocasionales (3-5)	0,1-1,0	Alto	0,7	Mala	1,5															
	Muy pocos (1-2)	0-0,01	Descompuesto	1			Muy mala	3,0													
Altura del talud (m)	<25	0,5	PARÁMETRO D	Inclinación general del talud					Irregularidad de la cara del talud	Alta	2										
	50	0,8										Condición de la berma	Existencia de mallas	Si	0						
	100	1														Optima	0,0	No	1		
	150	1,3			Buena	0,5															
	>250	1,5					Buena	0,5													

Fuente: Elaboración propia

Anexo N°5. Guía de registro de ROFRAQ – Parte II

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	GUÍA DE REGISTRO DEL MÉTODO ROFRAQ	
	<i>Estudio geotécnico para la estabilidad de taludes de la mina de hierro Olmos 8 HPM</i>	
	REALIZADO POR:	LUGAR:
		FECHA:

MÉTODO ROFRAQ										
				valor					valor	
PARÁMETRO E	Emáquina-ban	Tamaño de un bloque (si cae solo un bloque) (Ia)	<0,001 m3	0,9	Tamaño de un bloque (si cae solo un bloque) (Ia)	<0,001 m3	0,9	Volumen total de rocas por caer (si cae un conj. De bloques) (Ib)	<0,1 m3	1
			0,001-0,1	1		0,001-0,1	1		0,1-5	1,5
			0,1-1	1,2		0,1-1	1,2		5,0-50	2
			>1	1,5		>1	1,5		>50	2,5
		% tiempo que esta la máquina bajo el talud (c)	Dias/año		% tiempo que esta la persona bajo el talud (c)	Dias/año				
			Relevos/día			Relevos/día				
	Horas/relevo			Horas/relevo						
	% de ocupación de la máq. Frente a la longitud del talud (d)	Ancho de la máq. (m)		% de ocupación de la persona frente a la longitud del talud (d)	Ancho de persona (Fijo: 1m)					
		Longitud de talud (m)			Longitud de talud (m)					
	Cercanía de la máquina al pie del talud (x/H)	Distancia prom al talud (m)		Cercanía de la persona al pie del talud (x/H)	Distancia prom al talud (m)					
		Altura del talud (m)			Altura del talud (m)					
		Muy cerca ($x/H_{ban} < 10\%$)	10		Muy cerca ($x/H_{ban} < 10\%$)	10				
		Cerca ($10\% < x/H_{ban} < 25\%$)	5		Cerca ($10\% < x/H_{ban} < 25\%$)	5				
		Media ($25\% < x/H_{ban} < 50\%$)	1		Media ($25\% < x/H_{ban} < 50\%$)	1				
Lejos ($50\% < x/H_{ban} < 150\%$)		0,1	Lejos ($50\% < x/H_{ban} < 150\%$)		0,1					
Muy lejos ($x/H_{ban} > 150\%$)	0,01	Muy lejos ($x/H_{ban} > 150\%$)	0,01							

PARÁMETRO F	Historial de caídas de bloques	No se han registrado	0,75
		Muy pocas caídas (2 máx./año)	0,9
		No hay datos ni observaciones fiables	1
		Ocasionales (6 máx./año)	1,1
		Muchas caídas de bloques sin accidentes (>6 máx./año)	1,2
		Muchas caídas de bloques con al menos 1 accidentes (>6 máx./año)	1,4
		Caídas constantes de bloques con más de un accidente	1,5

Fuente: Elaboración propia

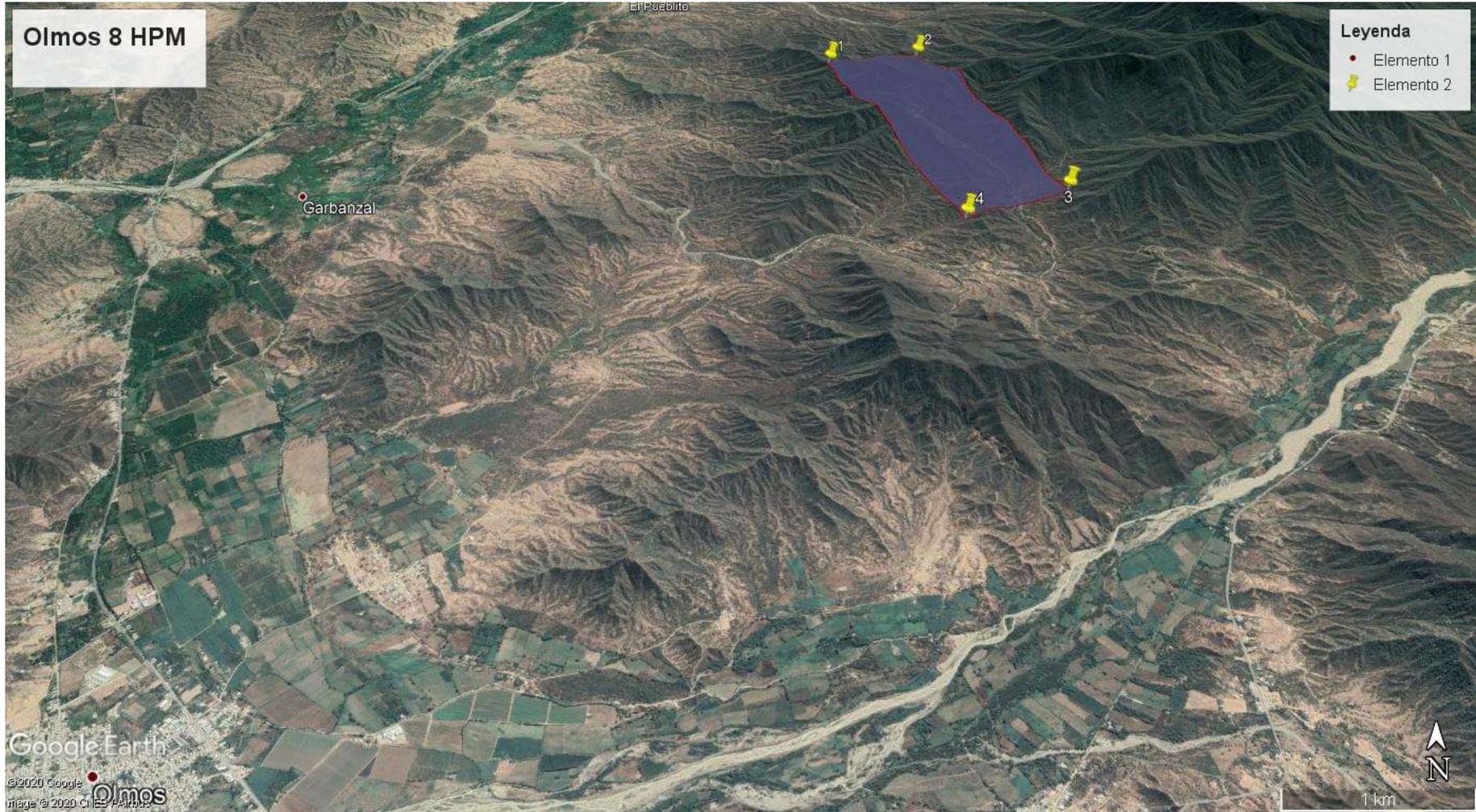
Anexo N°6. Matriz de consistencia para la elaboración del proyecto de investigación

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	NOMBRES DE ESTUDIANTES: Cabellos Requejo Jhon Erick - Samamé Vásquez Alondra Alexandra TÍTULO: Estudio geotécnico para la estabilidad de los taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM. FACULTAD/ESCUELA: INGENIERÍA DE MINAS
---	---

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	TIPO DE INVESTIGACIÓN	POBLACIÓN	TÉCNICAS
Inestabilidad de taludes	OBJETIVO GENERAL -Realizar un estudio geotécnico para la estabilidad de los taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM. OBJETIVOS ESPECÍFICOS -Identificar la geología de la zona de estudio donde se originó la inestabilidad de taludes. -Obtener datos de la descripción de las discontinuidades presentes en el macizo rocoso de los taludes que conforman el tajo. -Clasificar el macizo rocoso a través de tablas geomecánicas, para estimar la calidad de la masa rocosa que se encuentra a lo largo del talud. - Aplicar el método ROFRAG para cuantificar los riesgos de accidentes asociados a desprendimientos de rocas.	Si se realiza un estudio geotécnico entonces se logrará la estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM	VARIABLE INDEPENDIENTE Estudio geotécnico VARIABLE DEPENDIENTE Estabilidad de taludes	Cuantitativo	Yacimiento de hierro Olmos 8 HPM	Observación Análisis documentales
				DISEÑO	MUESTRA	INSTRUMENTOS
				Explicativo	Área de explotación del yacimiento de hierro Olmos 8 HPM	Guía de observación en campo Tablas geomecánicas

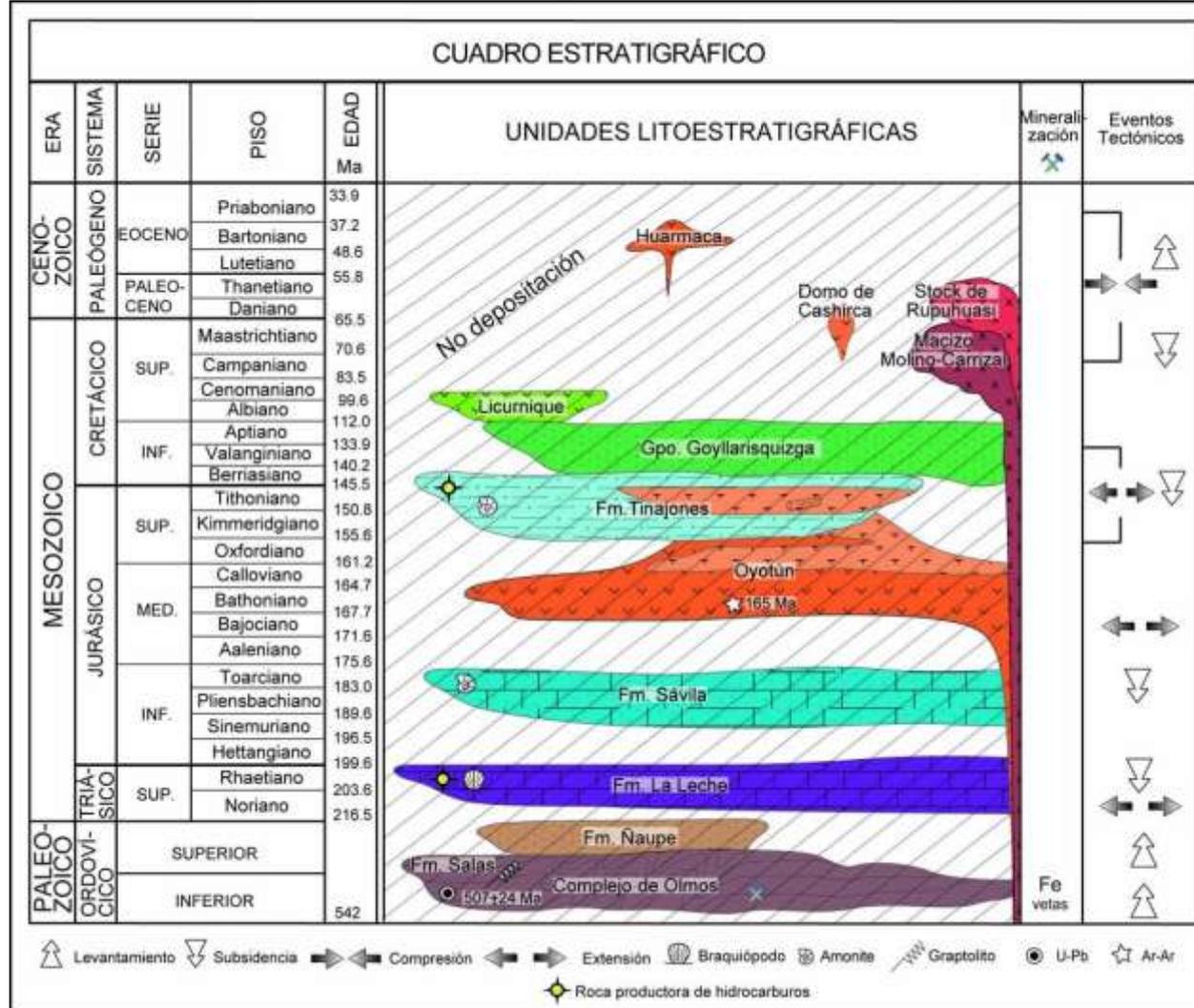
Fuente: Elaboración propia

Anexo N°7. Ubicación de la Mina de hierro Olmos 8 HPM



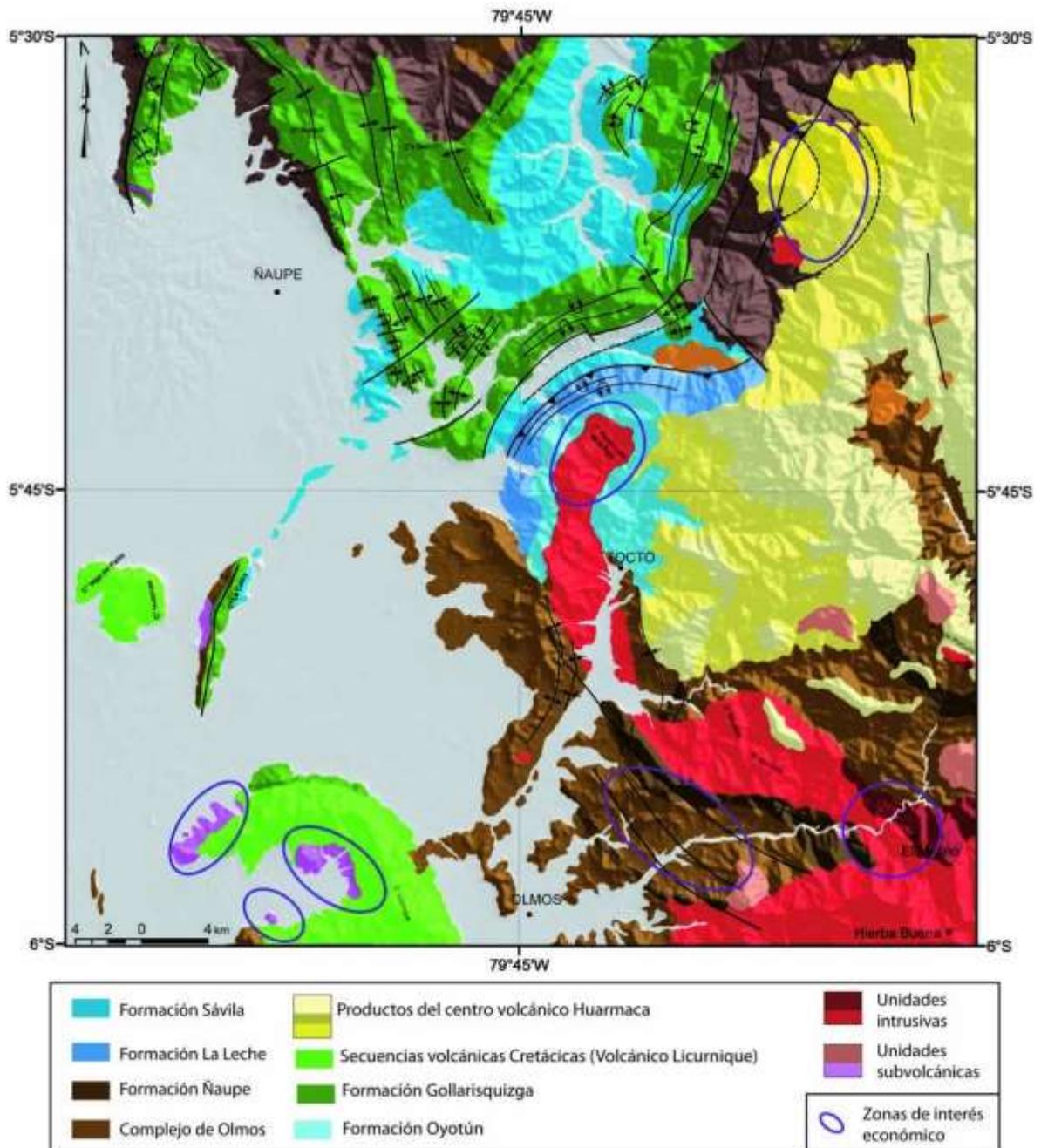
Fuente: Elaboración propia

Anexo N°8. Cuadro de unidades litoestratigráficas del área del cuadrángulo de Olmos (12-d)

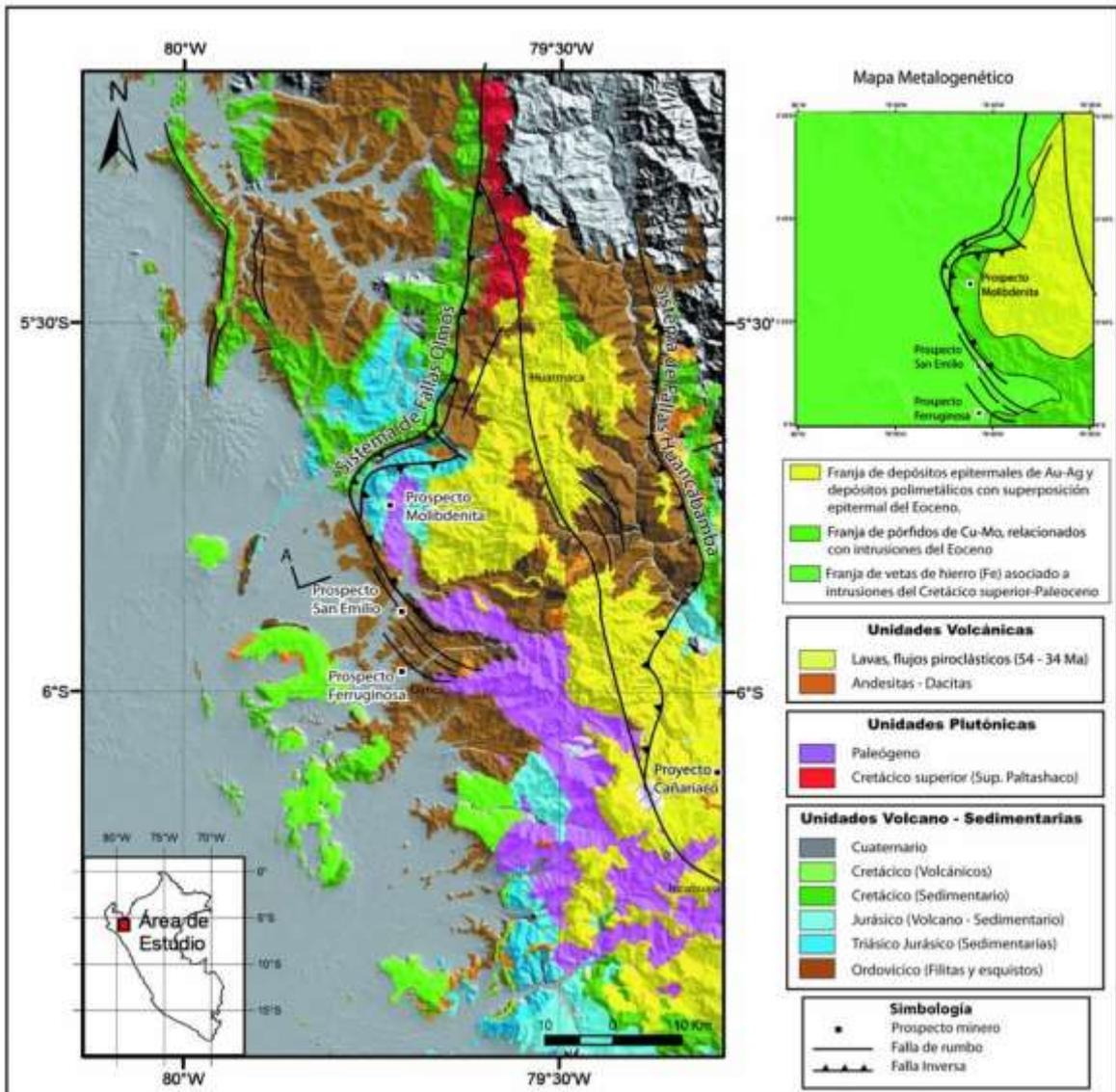


Fuente: INGENMMET

Anexo N°9. Mapa geológico del cuadrángulo de Olmos

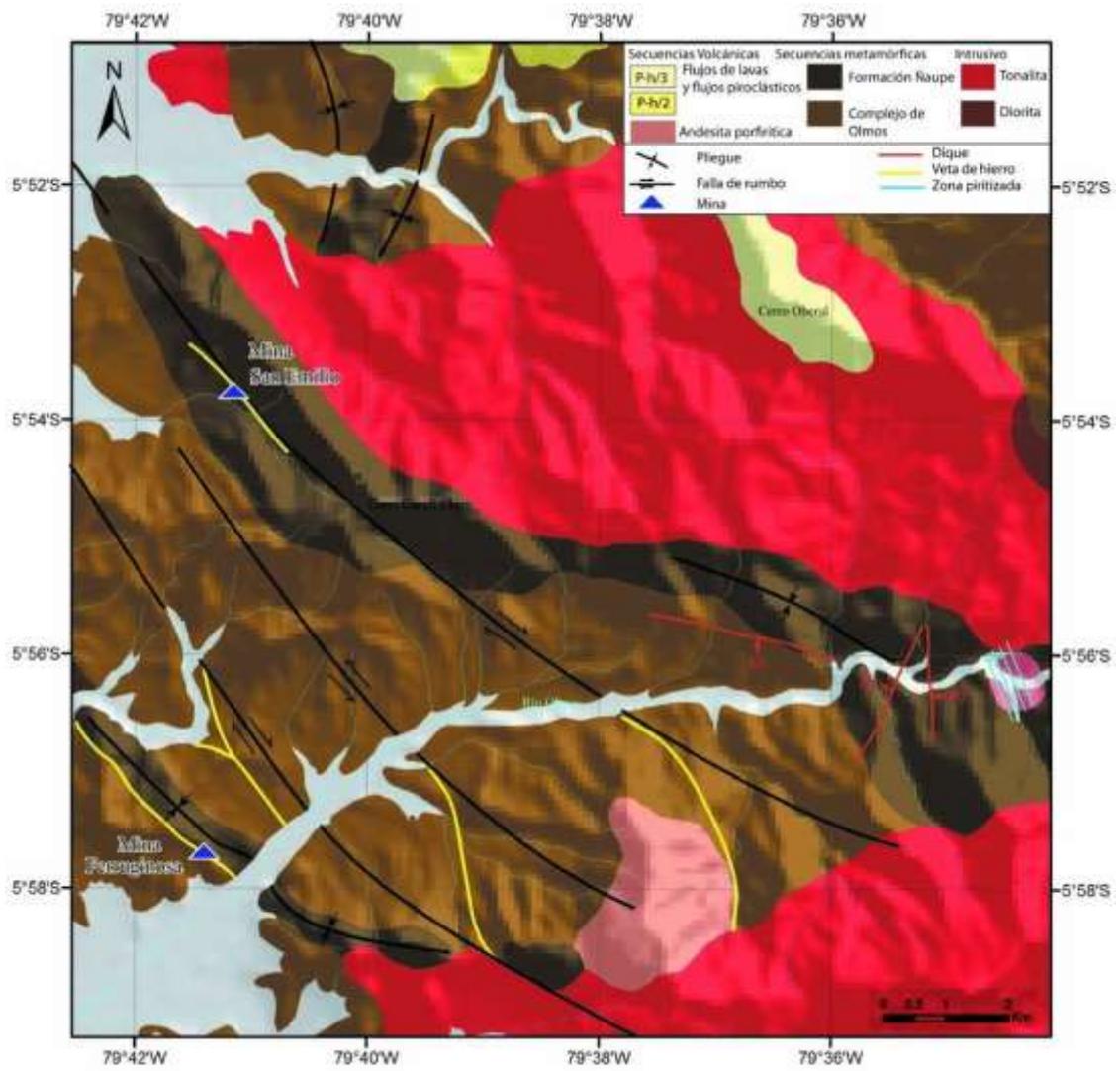


Fuente: INGENMMET



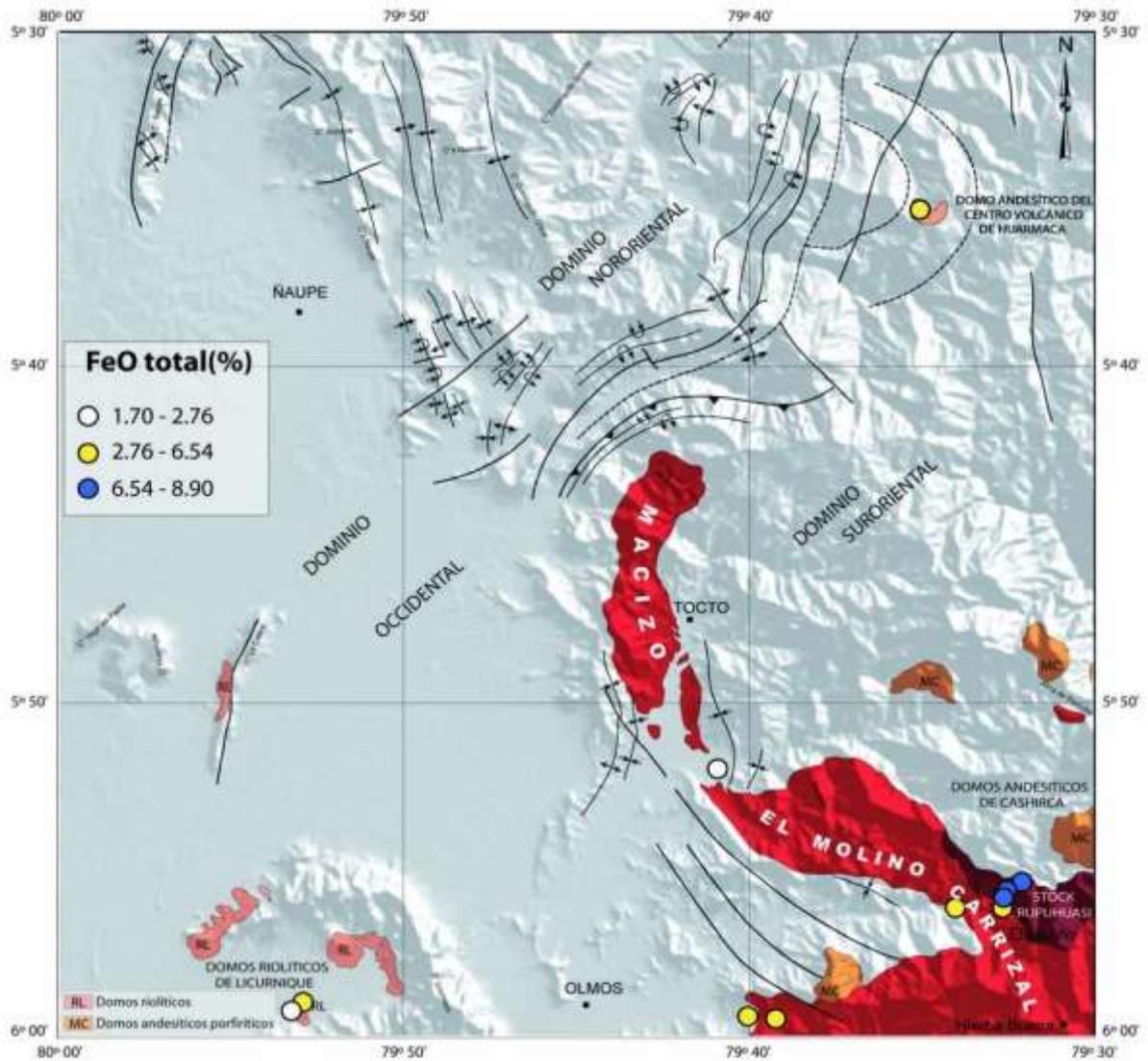
Fuente: INGENMMET

Anexo N°10. Mapa geológico y estructural de la zona de vetas de hierro (Fe)



Fuente: INGENMMET

Anexo N°11. Mapa sobre el porcentaje de FeO total en roca de las unidades magmáticas



Fuente: INGENMMET

Anexo N°12. Registro de las estaciones geomecánicas – Estación N°1

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	GUÍA DE OBSERVACIÓN Y RECOPIACIÓN DE DATOS DE CAMPO		
	Estudio geotécnico para estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM		
	REALIZADO POR:	Cabellos Requejo Jhon Erick Samamé Vásquez Alondra Alexandra	FECHA:
		REGISTRO N°:	E1

RMR					
RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	Martillo Smith (Esclerómetro)	100-250 Mpa	ABERTURA (mm)	Cerrada	
		R5		Muy angulosa	< 0,1
Valor del RQD (%)		90.98%		Angulosa	0,1 - 1,0
TIPO DE DISCONTINUIDAD	Estratificación	X		Abierta	1,0 - 5,0
	Falla	X		Muy abierta	≥5
	Diaclasa	X	TIPO	TIPO	TIPO
	Microfalla				
	Sobreescurrimiento				
	Contacto				
ESPACIADO (mm)	< 20		RELLENO (mm)	DUREZA	DUREZA
	≥20, <60				
	≥60, <200				
	≥200, <600	X			
	≥600, <2000				
	≥2000, <6000				
	≥6000				
PERSISTENCIA O CONTINUIDAD (m)	< 1		METEORIZACIÓN	No intemperizada	
	≥1, <3	X		Ligeramente intemp.	
	≥3, <10			Moder. Intemp.	
	≥10, <20			Altamen. Intemp.	
	≥20			Completamente intemperizada	

SMR	
Dir. de buzam de las discontinuidades	109
Dir. de buzam de talud	82
Buzamiento de la discontinuidad	67
Buzamiento del talud	72
METODO DE EXCAVACIÓN DE TALUDES	Talud Natural
	Precorte
	Voladura Controlada
	Voladura Regular
	Voladura Deficiente

DISCONTINUIDADES		
FAMILIAS	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO
1	68	66
2	133	47
3	96	33
4	18	59
5	21	74
6		
7		
8		
9		
10		

OBSERVACIONES:

HEMATITA - ÓXIDO DE HIERRO

Fuente: Elaboración propia

Anexo N°12.1. Registro de las estaciones geomecánicas – Estación N°2

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	GUÍA DE OBSERVACIÓN Y RECOPIACIÓN DE DATOS DE CAMPO		
	<i>Estudio geotécnico para estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM</i>		
	REALIZADO POR:	Cabellos Requejo Jhon Erick Samamé Vásquez Alondra Alexandra	FECHA:
		REGISTRO N°:	E2

RMR				
RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	Martillo Smith (Esclerómetro)	100-250 Mpa		
		R5		
Valor del RQD (%)		90.98%		
TIPO DE DISCONTINUIDAD	Estratificación	X		
	Falla	X		
	Diaclasa	X		
	Microfalla			
	Sobreescurreamiento			
	Contacto			
ESPACIADO (mm)	< 20			
	≥20, <60			
	≥60, <200			
	≥200, <600	X		
	≥600, <2000			
	≥2000, <6000			
	≥6000			
PERSISTENCIA O CONTINUIDAD (m)	< 1			
	≥1, <3	X		
	≥3, <10			
	≥10, <20			
	≥20			
ABERTURA (mm)	Cerrada			
	Muy angulosa	< 0,1		
	Angulosa	0,1 - 1,0		
	Abierta	1,0 - 5,0	X	
	Muy abierta	≥5		
	RELLENO (mm)	Limpia		X
		Cuarzo		
		Calcita		
		Oxidos		
		Rell. Blando		
		Ninguna		X
		Muy duro <5		
Duro >5				
Suave <5				
Suave >5				
METEORIZACIÓN	No intemperizada			
	Ligeramente intemp.			
	Moder. Intemp.			
	Altamen. Intemp.			
	Completamente intemperizada			
RUGOSIDAD	Muy rugosa			
	Rugosa			
	Liger. Rugoso			
	Lisa			
	Espejo de falla			
CONDICIONES DE AGUA SUBTERRANEA	Completo. Seca			
	Húmeda			
	Mojada			
	Goleo			
	Flujo			
	Presión			
TIPO DE TRABAJO	Taludes			
AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONT.	Muy favorable			
	Favorable			
	Regular			
	Desfavorable			

SMR	
Dir. de buzam de las discontinuidades	170
Dir. de buzam de talud	122
Buzamiento de la discontinuidad	67
Buzamiento del talud	84
METODO DE EXCAVACIÓN DE TALUDES	Talud Natural
	Precorte
	Voladura Controlada
	Voladura Regular
	Voladura Deficiente

DISCONTINUIDADES		
FAMILIAS	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO
1	48	85
2	114	33
3	172	69
4	143	84
5	92	81
6		
7		
8		
9		
10		

OBSERVACIONES:
HEMATITA - ÓXIDO DE HIERRO

Fuente: Elaboración propia

Anexo N°12. 2. Registro de las estaciones geomecánicas – Estación N°3

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	GUÍA DE OBSERVACIÓN Y RECOPIACIÓN DE DATOS DE CAMPO		
	<i>Estudio geotécnico para estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM</i>		
	REALIZADO POR:	Cabellos Requejo Jhon Erick Samamé Vásquez Alondra Alexandra	FECHA:
		REGISTRO N°:	E3

RMR				
RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	Martillo Smith (Esclerómetro)	100-250 Mpa		
		R5		
Valor del RQD (%)		90.98%		
TIPO DE DISCONTINUIDAD	Estratificación	X		
	Falla	X		
	Diaclasa	X		
	Microfalla			
	Sobrescurrimiento			
	Contacto			
ESPACIADO (mm)	< 20			
	≥20, <60			
	≥60, <200	X		
	≥200, <600			
	≥600, <2000			
	≥2000, <6000			
	≥6000			
PERSISTENCIA O CONTINUIDAD (m)	< 1	X		
	≥1, <3			
	≥3, <10			
	≥10, <20			
	≥20			
ABERTURA (mm)	Cerrada			
	Muy angulosa	< 0,1		
	Angulosa	0,1 - 1,0	X	
	Abierta	1,0 - 5,0		
	Muy abierta	≥5		
	RELLENO (mm)	Limpia	TIPO	
		Cuarzo		
		Calcita		
		Oxidos		
		Rell. Blando		X
		Ninguna		
	DUREZA	Muy duro < 5		
Duro >5				
Suave <5		X		
Suave >5				
METEORIZACIÓN	No intemperizada			
	Ligeramente intemp.			
	Moder. Intemp.		X	
	Altamen. Intemp.			
	Completamente intemperizada			
RUGOSIDAD	Muy rugosa			
	Rugosa			
	Liger. Rugoso	X		
	Lisa			
	Espejo de falla			
CONDICIONES DE AGUA SUBTERRANEA	Completo. Seca	X		
	Húmeda			
	Mojada			
	Goleo			
	Flujo			
	Presión			
TIPO DE TRABAJO	Taludes	X		
AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONT.	Muy favorable			
	Favorable			
	Regular	X		
	Desfavorable			

SMR	
Dir. de buzam de las discontinuidades	201
Dir. de buzam de talud	155
Buzamiento de la discontinuidad	63
Buzamiento del talud	72
METODO DE EXCAVACIÓN DE TALUDES	Talud Natural
	Precorte
	Voladura Controlada
	Voladura Regular
	Voladura Deficiente

DISCONTINUIDADES		
FAMILIAS	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO
1	43	82
2	204	74
3	77	69
4	116	50
5	173	73
6		
7		
8		
9		
10		

OBSERVACIONES:
HEMATITA - ÓXIDO DE HIERRO

Fuente: Elaboración propia

Anexo N°12. 3. Registro de las estaciones geomecánicas – Estación N°4

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	GUÍA DE OBSERVACIÓN Y RECOPIACIÓN DE DATOS DE CAMPO			
	<i>Estudio geotécnico para estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM</i>			
	REALIZADO POR:	Cabellos Requejo Jhon Erick	FECHA:	28/11/2019
		Samamé Vásquez Alondra Alexandra	REGISTRO N°:	E4

RMR				
RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	Martillo Smith (Esclerómetro)	100-250 Mpa		
		R5		
Valor del RQD (%)		93.84%		
TIPO DE DISCONTINUIDAD	Estratificación	X		
	Falla	X		
	Diaclasa	X		
	Microfalla			
	Sobreescurreamiento			
	Contacto			
ESPACIADO (mm)	< 20			
	≥20, <60			
	≥60, <200	X		
	≥200, <600			
	≥600, <2000			
	≥2000, <6000			
	≥6000			
PERSISTENCIA O CONTINUIDAD (m)	< 1	X		
	≥1, <3			
	≥3, <10			
	≥10, <20			
	≥20			
ABERTURA (mm)	Cerrada			
	Muy angulosa	< 0,1		
	Angulosa	0,1 - 1,0	X	
	Abierta	1,0 - 5,0		
	Muy abierta	≥5		
	RELLENO (mm)	TIPO	Limpia	
			Cuarzo	
			Calcita	
			Oxidos	
			Rell. Blando	X
			Ninguna	
		DUREZA	Muy duro < 5	
Duro >5				
Suave <5			X	
Suave >5				
METEORIZACIÓN	No intemperizada			
	Ligeramente intemp.			
	Moder. Intemp.	X		
	Altamen. Intemp.			
	Completamente intemperizada			
RUGOSIDAD	Muy rugosa			
	Rugosa			
	Liger. Rugoso			
	Lisa	X		
	Espejo de falla			
	CONDICIONES DE AGUA SUBTERRANEA	Completo. Seca	X	
		Húmeda		
		Mojada		
		Goleo		
		Flujo		
		Presión		
	TIPO DE TRABAJO	Taludes	X	
AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONT.	Muy favorable			
	Favorable			
	Regular	X		
	Desfavorable			

SMR		
Dir. de buzam de las discontinuidades	328	
Dir. de buzam de talud	208	
Buzamiento de la discontinuidad	34	
Buzamiento del talud	55	
METODO DE EXCAVACIÓN DE TALUDES	Talud Natural	
	Precorte	
	Voladura Controlada	
	Voladura Regular	
	Voladura Deficiente	X

DISCONTINUIDADES		
FAMILIAS	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO
1	207	66
2	56	47
3	330	33
4	277	59
5		
6		
7		
8		
9		
10		

OBSERVACIONES:
HEMATITA - ÓXIDO DE HIERRO

Fuente: Elaboración propia

Anexo N°12. 4. Registro de las estaciones geomecánicas – Estación N°5

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	GUÍA DE OBSERVACIÓN Y RECOPIACIÓN DE DATOS DE CAMPO		
	Estudio geotécnico para estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM		
	REALIZADO POR:	Cabellos Requejo Jhon Erick Samamé Vásquez Alondra Alexandra	FECHA:
		REGISTRO N°:	E5

			RMR						
RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	Martillo Smith (Esclerómetro)	50-100 Mpa	ABERTURA (mm)	Cerrada		RUGOSIDAD	Muy rugosa		
		R4		Muy angulosa	< 0,1		Rugosa		
Valor del RQD (%)		93.84%		Angulosa	0,1 - 1,0		Liger. Rugoso		
TIPO DE DISCONTINUIDAD	Estratificación	X		Abierta	1,0 - 5,0		X	Lisa	X
	Falla	X		Muy abierta	≥5			Espejo de falla	
	Diaclasa	X		RELLENO (mm)	Limpia		TIPO	CONDICIONES DE AGUA SUBTERRANEA	Complet. Seca
	Microfalla		Cuarzo			Húmeda			
	Sobreescurreamiento		Calcita			Mojada			
	Contacto		Oxidos			Goleo			
		Rell. Blando			Flujo				
		Ninguna	X		Presión				
ESPACIADO (mm)	< 20		DUREZA	Muy duro <5	TIPO DE TRABAJO	AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONT.	Taludes	X	
	≥20, <60			Duro >5				Muy favorable	
	≥60, <200			Suave <5				Favorable	
	≥200, <600	X		Suave >5				Regular	X
	≥600, <2000							Desfavorable	
	≥2000, <6000							Muy desfavor.	
PERSISTENCIA O CONTINUIDAD (m)	≥6000		METEORIZACIÓN	No intemperizada					
	< 1			Ligeramente intemp.					
	≥1, <3	X		Moder. Intemp.	X				
	≥3, <10			Altamen. Intemp.					
	≥10, <20			Completamente intemperizada					
	≥20								

SMR	
Dir. de buzam de las discontinuidades	285
Dir. de buzam de talud	318
Buzamiento de la discontinuidad	40
Buzamiento del talud	85
METODO DE EXCAVACIÓN DE TALUDES	Talud Natural
	Precorte
	Voladura Controlada
	Voladura Regular
	Voladura Deficiente

DISCONTINUIDADES		
FAMILIAS	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO
1	337	55
2	308	44
3	262	59
4	13	68
5		
6		
7		
8		
9		
10		

OBSERVACIONES:
HEMATITA - ÓXIDO DE HIERRO

Fuente: Elaboración propia

Anexo N°12. 5. Registro de las estaciones geomecánicas – Estación N°6

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	GUÍA DE OBSERVACIÓN Y RECOPIACIÓN DE DATOS DE CAMPO			
	Estudio geotécnico para estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM			
	REALIZADO POR:	Cabellos Requejo Jhon Erick	FECHA:	28/11/2019
		Samamé Vásquez Alondra Alexandra	REGISTRO N°:	E6

			RMR								
RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	Martillo Smith (Esclerómetro)	50-100 Mpa	ABERTURA (mm)	Cerrada		RUGOSIDAD	Muy rugosa				
		R4		Muy angulosa	< 0,1			Rugosa			
Valor del RQD (%)		90.98%		Angulosa	0,1 - 1,0		X	Liger. Rugoso	X		
TIPO DE DISCONTINUIDAD	Estratificación	X		Abierta	1,0 - 5,0			Lisa			
	Falla	X		Muy abierta	≥5			Espejo de falla			
	Diaclasa	X		RELLENO (mm)	Limpia		TIPO	CONDICIONES DE AGUA SUBTERRANEA	Completo. Seca	X	
	Microfalla				Cuarzo					Húmeda	
	Sobreescurrecimiento				Calcita					Mojada	
	Contacto				Oxidos					Goleo	
		Rell. Blando			X				Flujo		
		Ninguna			Presión						
ESPACIADO (mm)	< 20		DUREZA	Muy duro <5	TIPO DE TRABAJO	AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONT.	Taludes	X			
	≥20, <60			Duro >5				Muy favorable			
	≥60, <200	X		Suave <5				Favorable			
	≥200, <600			Suave >5			X	Regular	X		
	≥600, <2000							Desfavorable			
	≥2000, <6000							Muy desfavor.			
PERSISTENCIA O CONTINUIDAD (m)	< 1		METEORIZACIÓN	No intemperizada							
	≥1, <3	X		Ligeramente intemp.							
	≥3, <10			Moder. Intemp.			X				
	≥10, <20			Altamen. Intemp.							
	≥20			Completamente intemperizada							

SMR		
Dir. de buzam de las discontinuidades	269	
Dir. de buzam de talud	336	
Buzamiento de la discontinuidad	61	
Buzamiento del talud	71	
METODO DE EXCAVACIÓN DE TALUDES	Talud Natural	
	Precorte	
	Voladura Controlada	
	Voladura Regular	
	Voladura Deficiente	X

DISCONTINUIDADES		
FAMILIAS	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO
1	19	88
2	349	89
3	299	65
4	84	66
5	315	29
6		
7		
8		
9		
10		

OBSERVACIONES:
HEMATITA - ÓXIDO DE HIERRO, FILITAS

Fuente: Elaboración propia

Anexo N°12. 6. Registro de las estaciones geomecánicas – Estación N°7

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	GUÍA DE OBSERVACIÓN Y RECOPIACIÓN DE DATOS DE CAMPO		
	Estudio geotécnico para estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM		
	REALIZADO POR:	Cabellos Requejo Jhon Erick Samamé Vásquez Alondra Alexandra	FECHA:
		REGISTRO N°:	E7

RMR				
RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	Martillo Smith (Esclerómetro)	50-100 Mpa		
		R4		
Valor del RQD (%)		87.81%		
TIPO DE DISCONTINUIDAD	Estratificación	X		
	Falla	X		
	Diaclasa	X		
	Microfalla			
	Sobreescurreamiento			
	Contacto			
ESPACIADO (mm)	< 20			
	≥20, <60			
	≥60, <200	X		
	≥200, <600			
	≥600, <2000			
	≥2000, <6000			
	≥6000			
PERSISTENCIA O CONTINUIDAD (m)	< 1			
	≥1, <3	X		
	≥3, <10			
	≥10, <20			
	≥20			
ABERTURA (mm)	Cerrada			
	Muy angulosa	< 0,1		
	Angulosa	0,1 - 1,0	X	
	Abierta	1,0 - 5,0		
	Muy abierta	≥5		
	RELLENO (mm)	Limpia	TIPO	
		Cuarzo		
		Calcita		
		Oxidos		
		Rell. Blando		X
		Ninguna		
	DUREZA	Muy duro <5	DUREZA	
Duro >5				
Suave <5		X		
Suave >5				
METEORIZACIÓN	No intemperizada			
	Ligeramente intemp.			
	Moder. Intemp.			
	Altamen. Intemp.			
	Completamente intemperizada			
RUGOSIDAD	Muy rugosa			
	Rugosa			
	Liger. Rugoso			
	Lisa			
	Espejo de falla			
CONDICIONES DE AGUA SUBTERRANEA	Completa. Seca			
	Húmeda			
	Mojada			
	Goleo			
	Flujo			
	Presión			
TIPO DE TRABAJO	Taludes			
AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONT.	Muy favorable			
	Favorable			
	Regular			
	Desfavorable			

SMR	
Dir. de buzam de las discontinuidades	276
Dir. de buzam de talud	296
Buzamiento de la discontinuidad	77
Buzamiento del talud	83
METODO DE EXCAVACIÓN DE TALUDES	Talud Natural
	Precorte
	Voladura Controlada
	Voladura Regular
	Voladura Deficiente

DISCONTINUIDADES		
FAMILIAS	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO
1	29	84
2	175	81
3	279	79
4	247	48
5	308	35
6	353	66
7		
8		
9		
10		

OBSERVACIONES:
HEMATITA - ÓXIDO DE HIERRO, PIZARRAS

Fuente: Elaboración propia

Anexo N°12. 7. Registro de las estaciones geomecánicas – Estación N°8

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	GUÍA DE OBSERVACIÓN Y RECOPIACIÓN DE DATOS DE CAMPO		
	Estudio geotécnico para estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM		
	REALIZADO POR:	Cabellos Requejo Jhon Erick Samamé Vásquez Alondra Alexandra	FECHA:
		REGISTRO N°:	E8

			RMR						
RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	Martillo Smith (Esclerómetro)	50-100 Mpa	ABERTURA (mm)	Cerrada		RUGOSIDAD	Muy rugosa		
		R4		Muy angulosa	< 0,1		Rugosa		
Valor del RQD (%)		93.84%		Angulosa	0,1 - 1,0		Liger. Rugoso	X	
TIPO DE DISCONTINUIDAD	Estratificación	X		Abierta	1,0 - 5,0	X	Lisa		
	Falla	X	RELLENO (mm)	Muy abierta	≥5		Espejo de falla		
	Diaclasa	X		Limpia	TIPO	X	CONDICIONES DE AGUA SUBTERRANEA	Completo. Seca	X
	Microfalla			Cuarzo				Húmeda	
	Sobreescurreamiento			Calcita				Mojada	
	Contacto			Oxidos				Goleo	
		Rell. Blando				Flujo			
		Ninguna	X	Presión					
ESPACIADO (mm)	< 20		DUREZA	Muy duro <5		TIPO DE TRABAJO	Taludes	X	
	≥20, <60			Duro >5			AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONT.	Muy favorable	
	≥60, <200			Suave <5		Favorable			
	≥200, <600	X		Suave >5		Regular		X	
	≥600, <2000					Desfavorable			
	≥2000, <6000					Muy desfavor.			
≥6000									
PERSISTENCIA O CONTINUIDAD (m)	< 1		METEORIZACIÓN	No intemperizada					
	≥1, <3	X		Ligeramente intemp.					
	≥3, <10			Moder. Intemp.	X				
	≥10, <20			Altamen. Intemp.					
	≥20			Completamente intemperizada					

SMR		
Dir. de buzam de las discontinuidades	349	
Dir. de buzam de talud	318	
Buzamiento de la discontinuidad	49	
Buzamiento del talud	69	
METODO DE EXCAVACIÓN DE TALUDES	Talud Natural	
	Precorte	
	Voladura Controlada	
	Voladura Regular	
	Voladura Deficiente	X

DISCONTINUIDADES		
FAMILIAS	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO
1	44	78
2	350	77
3	322	33
4	343	45
5		
6		
7		
8		
9		
10		

OBSERVACIONES:
HEMATITA - ÓXIDO DE HIERRO, PIZARRAS

Fuente: Elaboración propia

Anexo N°12. 8. Registro de las estaciones geomecánicas – Estación N°9

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	GUÍA DE OBSERVACIÓN Y RECOPIACIÓN DE DATOS DE CAMPO		
	Estudio geotécnico para estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM		
	REALIZADO POR:	Cabellos Requejo Jhon Erick Samamé Vásquez Alondra Alexandra	FECHA:
		REGISTRO N°:	E9

			RMR						
RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	Martillo Smith (Esclerómetro)	100-250 Mpa	ABERTURA (mm)	Cerrada		RUGOSIDAD	Muy rugosa		
		R5		Muy angulosa	< 0,1		Rugosa		
Valor del RQD (%)		90.98%	Angulosa	0,1 - 1,0		Liger. Rugoso	X		
TIPO DE DISCONTINUIDAD	Estratificación	X	Abierta	1,0 - 5,0	X	Lisa			
	Falla	X	Muy abierta	≥5		Espejo de falla			
	Diaclasa	X	RELLENO (mm)	Limpia	TIPO	CONDICIONES DE AGUA SUBTERRANEA	Completa. Seca	X	
	Microfalla			Cuarzo				Húmeda	
	Sobreescurrecimiento			Calcita				Mojada	
	Contacto		Oxidos		Goleo				
ESPACIADO (mm)	< 20		Rell. Blando		Flujo				
	≥20, <60		Ninguna	X	Presión				
	≥60, <200		Muy duro <5		TIPO DE TRABAJO	Taludes	X		
	≥200, <600	X	Duro >5			AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONT.	Muy favorable		
	≥600, <2000		Suave <5				Favorable		
	≥2000, <6000		Suave >5		Regular		X		
PERSISTENCIA O CONTINUIDAD (m)	< 1	X	METEORIZACIÓN			Desfavorable			
	≥1, <3		No intemperizada		Muy desfavor.				
	≥3, <10		Ligeramente intemp.						
	≥10, <20		Moder. Intemp.	X					
	≥20		Altamen. Intemp.						
			Completamente intemperizada						

SMR		
Dir. de buzam de las discontinuidades	66	
Dir. de buzam de talud	147	
Buzamiento de la discontinuidad	71	
Buzamiento del talud	74	
METODO DE EXCAVACIÓN DE TALUDES	Talud Natural	
	Precorte	
	Voladura Controlada	
	Voladura Regular	
	Voladura Deficiente	X

DISCONTINUIDADES		
FAMILIAS	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO
1	178	45
2	69	73
3	318	37
4	140	28
5	122	69
6		
7		
8		
9		
10		

OBSERVACIONES:
HEMATITA - ÓXIDO DE HIERRO

Fuente: Elaboración propia

Anexo N°12. 9. Registro de las estaciones geomecánicas – Estación N°10

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	GUÍA DE OBSERVACIÓN Y RECOPIACIÓN DE DATOS DE CAMPO		
	Estudio geotécnico para estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM		
	REALIZADO POR:	Cabellos Requejo Jhon Erick Samamé Vásquez Alondra Alexandra	FECHA:
		REGISTRO N°:	E10

RMR				
RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	Martillo Smith (Esclerómetro)	100-250 Mpa		
		R5		
Valor del RQD (%)		87.81%		
TIPO DE DISCONTINUIDAD	Estratificación	X		
	Falla	X		
	Diaclasa	X		
	Microfalla			
	Sobreescurreamiento			
	Contacto			
ESPACIADO (mm)	< 20			
	≥20, <60			
	≥60, <200	X		
	≥200, <600			
	≥600, <2000			
	≥2000, <6000			
	≥6000			
PERSISTENCIA O CONTINUIDAD (m)	< 1	X		
	≥1, <3			
	≥3, <10			
	≥10, <20			
	≥20			
ABERTURA (mm)	Cerrada			
	Muy angulosa	< 0,1		
	Angulosa	0,1 - 1,0	X	
	Abierta	1,0 - 5,0		
	Muy abierta	≥5		
	RELLENO (mm)	Limpia	TIPO	
		Cuarzo		
		Calcita		
		Oxidos		
		Rell. Blando		X
		Ninguna	DUREZA	
		Muy duro <5		
Duro >5				
Suave <5		X		
Suave >5				
METEORIZACIÓN	No intemperizada			
	Ligeramente intemp.			
	Moder. Intemp.	X		
	Altamen. Intemp.			
	Completamente intemperizada			
RUGOSIDAD	Muy rugosa			
	Rugosa			
	Liger. Rugoso	X		
	Lisa			
	Espejo de falla			
	CONDICIONES DE AGUA SUBTERRANEA	Completo. Seca	X	
		Húmeda		
		Mojada		
		Goleo		
		Flujo		
Presión				
TIPO DE TRABAJO	Taludes	X		
AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONT.	Muy favorable			
	Favorable			
	Regular	X		
	Desfavorable			

SMR	
Dir. de buzam de las discontinuidades	152
Dir. de buzam de talud	326
Buzamiento de la discontinuidad	58
Buzamiento del talud	73
METODO DE EXCAVACIÓN DE TALUDES	Talud Natural
	Precorte
	Voladura Controlada
	Voladura Regular
	Voladura Deficiente

DISCONTINUIDADES		
FAMILIAS	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO
1	9	84
2	229	86
3	335	81
4	244	76
5	156	74
6	291	14
7		
8		
9		
10		

OBSERVACIONES:
HEMATITA - ÓXIDO DE HIERRO

Fuente: Elaboración propia

Anexo N°12. 10. Registro de las estaciones geomecánicas – Estación N°11

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	GUÍA DE OBSERVACIÓN Y RECOPIACIÓN DE DATOS DE CAMPO		
	Estudio geotécnico para estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM		
	REALIZADO POR:	Cabellos Requejo Jhon Erick Samamé Vásquez Alondra Alexandra	FECHA:
		REGISTRO N°:	E11

RMR				
RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	Martillo Smith (Esclerómetro)	50-100 Mpa		
		R4		
Valor del RQD (%)		90.98%		
TIPO DE DISCONTINUIDAD	Estratificación	X		
	Falla	X		
	Diaclasa	X		
	Microfalla			
	Sobreescurreamiento			
	Contacto			
ESPACIADO (mm)	< 20			
	≥20, <60			
	≥60, <200	X		
	≥200, <600			
	≥600, <2000			
	≥2000, <6000			
	≥6000			
PERSISTENCIA O CONTINUIDAD (m)	< 1			
	≥1, <3	X		
	≥3, <10			
	≥10, <20			
	≥20			
ABERTURA (mm)	Cerrada			
	Muy angulosa	< 0,1		
	Angulosa	0,1 - 1,0	X	
	Abierta	1,0 - 5,0		
	Muy abierta	≥5		
	RELLENO (mm)	Limpia	TIPO	
		Cuarzo		
		Calcita		
		Oxidos		
		Rell. Blando		X
		Ninguna		
	DUREZA	Muy duro <5		
Duro >5				
Suave <5		X		
Suave >5				
METEORIZACIÓN	No intemperizada			
	Ligeramente intemp.			
	Moder. Intemp.		X	
	Altamen. Intemp.			
	Completamente intemperizada			
RUGOSIDAD	Muy rugosa			
	Rugosa			
	Liger. Rugoso			
	Lisa	X		
	Espejo de falla			
CONDICIONES DE AGUA SUBTERRANEA	Completo. Seca	X		
	Húmeda			
	Mojada			
	Goleo			
	Flujo			
	Presión			
TIPO DE TRABAJO	Taludes	X		
AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONT.	Muy favorable			
	Favorable	X		
	Regular			
	Desfavorable			
	Muy desfavor.			

SMR	
Dir. de buzam de las discontinuidades	338
Dir. de buzam de talud	44
Buzamiento de la discontinuidad	48
Buzamiento del talud	65
METODO DE EXCAVACIÓN DE TALUDES	Talud Natural
	Precorte
	Voladura Controlada
	Voladura Regular
	Voladura Deficiente

DISCONTINUIDADES		
FAMILIAS	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO
1	33	59
2	333	66
3	244	30
4	285	51
5	12	88
6		
7		
8		
9		
10		

OBSERVACIONES:
HEMATITA - ÓXIDO DE HIERRO, PIZARRAS

Fuente: Elaboración propia

Anexo N°12. 11. Registro de las estaciones geomecánicas – Estación N°12

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	GUÍA DE OBSERVACIÓN Y RECOPIACIÓN DE DATOS DE CAMPO		
	Estudio geotécnico para estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM		
	REALIZADO POR:	Cabellos Requejo Jhon Erick Samamé Vásquez Alondra Alexandra	FECHA:
		REGISTRO N°:	E12

RMR				
RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	Martillo Smith (Esclerómetro)	50-100 Mpa		
		R4		
Valor del RQD (%)		87.81%		
TIPO DE DISCONTINUIDAD	Estratificación	X		
	Falla	X		
	Diaclasa	X		
	Microfalla			
	Sobreescurrimiento			
	Contacto			
ESPACIADO (mm)	< 20			
	≥20, <60			
	≥60, <200	X		
	≥200, <600			
	≥600, <2000			
	≥2000, <6000			
	≥6000			
PERSISTENCIA O CONTINUIDAD (m)	< 1	X		
	≥1, <3			
	≥3, <10			
	≥10, <20			
	≥20			
ABERTURA (mm)	Cerrada			
	Muy angulosa	< 0,1		
	Angulosa	0,1 - 1,0	X	
	Abierta	1,0 - 5,0		
	Muy abierta	≥5		
	RELLENO (mm)	Limpia	TIPO	
		Cuarzo		
		Calcita		
		Oxidos		
		Rell. Blando		X
		Ninguna		
	DUREZA	Muy duro <5		
Duro >5				
Suave <5			X	
Suave >5				
METEORIZACIÓN	No intemperizada			
	Ligeramente intemp.			
	Moder. Intemp.			
	Altamen. Intemp.			
	Completamente intemperizada			
RUGOSIDAD	Muy rugosa			
	Rugosa			
	Liger. Rugoso			
	Lisa			
	Espejo de falla			
CONDICIONES DE AGUA SUBTERRANEA	Completa. Seca			
	Húmeda			
	Mojada			
	Goleo			
	Flujo			
	Presión			
TIPO DE TRABAJO	Taludes			
			X	
AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONT.	Muy favorable			
	Favorable			
	Regular			
	Muy desfavor.			

SMR	
Dir. de buzam de las discontinuidades	323
Dir. de buzam de talud	158
Buzamiento de la discontinuidad	57
Buzamiento del talud	71
METODO DE EXCAVACIÓN DE TALUDES	Talud Natural
	Precorte
	Voladura Controlada
	Voladura Regular
	Voladura Deficiente

DISCONTINUIDADES		
FAMILIAS	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO
1	255	66
2	299	44
3	317	61
4	33	49
5	95	32
6	194	77
7		
8		
9		
10		

OBSERVACIONES:
HEMATITA - ÓXIDO DE HIERRO, FILITAS

Fuente: Elaboración propia

Anexo N°12. 12. Registro de las estaciones geomecánicas – Estación N°13

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	GUÍA DE OBSERVACIÓN Y RECOPIACIÓN DE DATOS DE CAMPO				
	Estudio geotécnico para estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM				
	REALIZADO POR:	Cabellos Requejo Jhon Erick		FECHA:	28/11/2019
		Samamé Vásquez Alondra Alexandra		REGISTRO N°:	E13

RMR					
RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	Martillo Smith (Esclerómetro)	100-250 Mpa	ABERTURA (mm)	Cerrada	
		R5		Muy angulosa	< 0,1
Valor del RQD (%)		90.98%		Angulosa	0,1 - 1,0
TIPO DE DISCONTINUIDAD	Estratificación	X		Abierta	1,0 - 5,0
	Falla	X		Muy abierta	≥5
	Diaclasa	X	RELLENO (mm)	TIPO	DUREZA
	Microfalla				
	Sobreescurreamiento				
	Contacto				
ESPACIADO (mm)	< 20				
	≥20, <60				
	≥60, <200				
	≥200, <600	X			
	≥600, <2000				
	≥2000, <6000				
	≥6000				
PERSISTENCIA O CONTINUIDAD (m)	< 1		METEORIZACIÓN	No intemperizada	
	≥1, <3	X		Ligeramente intemp.	
	≥3, <10			Moder. Intemp.	X
	≥10, <20			Altamen. Intemp.	
	≥20			Completamente intemperizada	

SMR		
Dir. de buzam de las discontinuidades	34	
Dir. de buzam de talud	149	
Buzamiento de la discontinuidad	45	
Buzamiento del talud	57	
METODO DE EXCAVACIÓN DE TALUDES	Talud Natural	
	Precorte	
	Voladura Controlada	
	Voladura Regular	
	Voladura Deficiente	X

DISCONTINUIDADES		
FAMILIAS	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO
1	66	71
2	39	88
3	159	82
4	322	39
5	212	28
6		
7		
8		
9		
10		

OBSERVACIONES:
HEMATITA - ÓXIDO DE HIERRO

Fuente: Elaboración propia

Anexo N°12. 13. Registro de las estaciones geomecánicas – Estación N°14

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	GUÍA DE OBSERVACIÓN Y RECOPIACIÓN DE DATOS DE CAMPO		
	Estudio geotécnico para estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM		
	REALIZADO POR:	Cabellos Requejo Jhon Erick Samamé Vásquez Alondra Alexandra	FECHA:
		REGISTRO N°:	E14

			RMR			
RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	Martillo Smith (Esclerómetro)	100-250 Mpa	Cerrada			
		R5	Muy angulosa	< 0,1		
Valor del RQD (%)		90.98%	Angulosa	0,1 - 1,0		
TIPO DE DISCONTINUIDAD	Estratificación	X	Abierta	1,0 - 5,0	X	
	Falla	X	Muy abierta	≥5		
	Diaclasa	X	TIPO	Limpia		
	Microfalla			Cuarzo		
	Sobreescurreamiento			Calcita		
	Contacto		Oxidos			
ESPACIADO (mm)	< 20		Rell. Blando		X	
	≥20, <60		Ninguna			
	≥60, <200		Muy duro <5			
	≥200, <600	X	Duro >5			
	≥600, <2000		Suave <5			
	≥2000, <6000		Suave >5	X		
	≥6000		DUREZA	No intemperizada		
PERSISTENCIA O CONTINUIDAD (m)	< 1			Ligeramente intemp.		
	≥1, <3	X		Moder. Intemp.	X	
	≥3, <10			Altamen. Intemp.		
	≥10, <20		Completamente intemperizada			
	≥20					

SMR	
Dir. de buzam de las discontinuidades	115
Dir. de buzam de talud	150
Buzamiento de la discontinuidad	63
Buzamiento del talud	79
METODO DE EXCAVACIÓN DE TALUDES	Talud Natural
	Precorte
	Voladura Controlada
	Voladura Regular
	Voladura Deficiente

DISCONTINUIDADES		
FAMILIAS	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO
1	72	63
2	68	59
3	251	56
4	15	50
5	111	65
6		
7		
8		
9		
10		

OBSERVACIONES:
HEMATITA - ÓXIDO DE HIERRO

Fuente: Elaboración propia

Anexo N°12. 14. Registro de las estaciones geomecánicas – Estación N°15

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	GUÍA DE OBSERVACIÓN Y RECOPIACIÓN DE DATOS DE CAMPO			
	Estudio geotécnico para estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM			
	REALIZADO POR:	Cabellos Requejo Jhon Erick	FECHA:	28/11/2019
		Samamé Vásquez Alondra Alexandra	REGISTRO N°:	E15

RMR				
RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	Martillo Smith (Esclerómetro)	100-250 Mpa		
		R5		
Valor del RQD (%)		93.84%		
TIPO DE DISCONTINUIDAD	Estratificación	X		
	Falla	X		
	Diaclasa	X		
	Microfalla			
	Sobreescurreamiento			
	Contacto			
ESPACIADO (mm)	< 20			
	≥20, <60			
	≥60, <200			
	≥200, <600	X		
	≥600, <2000			
	≥2000, <6000			
	≥6000			
PERSISTENCIA O CONTINUIDAD (m)	< 1			
	≥1, <3	X		
	≥3, <10			
	≥10, <20			
	≥20			
ABERTURA (mm)	Cerrada			
	Muy angulosa	< 0,1		
	Angulosa	0,1 - 1,0		
	Abierta	1,0 - 5,0	X	
	Muy abierta	≥5		
	RELLENO (mm)	Limpia	TIPO	
		Cuarzo		
		Calcita		
		Oxidos		
		Rell. Blando		X
Ninguna		DUREZA		
Muy duro <5				
Duro >5				
Suave <5			X	
Suave >5				
METEORIZACIÓN	No intemperizada			
	Ligeramente intemp.			
	Moder. Intemp.	X		
	Altamen. Intemp.			
	Completamente intemperizada			
RUGOSIDAD	Muy rugosa			
	Rugosa			
	Liger. Rugoso	X		
	Lisa			
	Espejo de falla			
	CONDICIONES DE AGUA SUBTERRANEA	Completo. Seca	X	
Húmeda				
Mojada				
Goleo				
Flujo				
Presión				
TIPO DE TRABAJO	Taludes	X		
AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONT.	Muy favorable			
	Favorable			
	Regular	X		
	Desfavorable			
	Muy desfavor.			

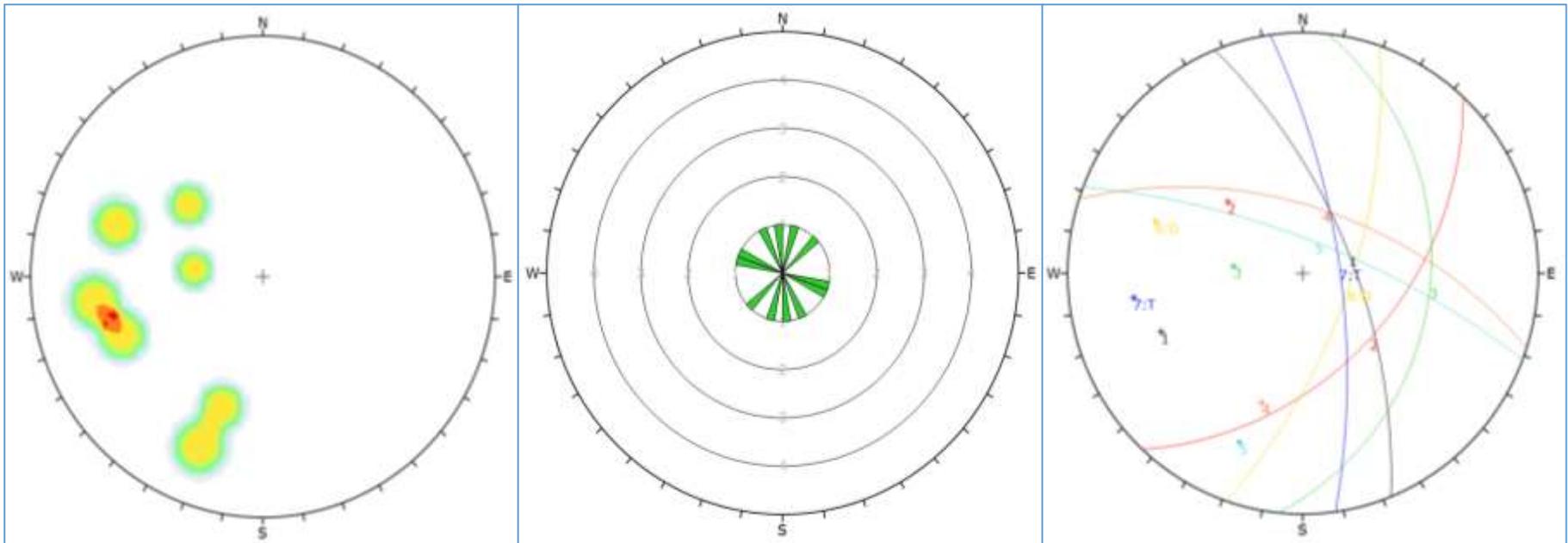
SMR	
Dir. de buzam de las discontinuidades	318
Dir. de buzam de talud	36
Buzamiento de la discontinuidad	17
Buzamiento del talud	59
METODO DE EXCAVACIÓN DE TALUDES	Talud Natural
	Precorte
	Voladura Controlada
	Voladura Regular
	Voladura Deficiente

DISCONTINUIDADES		
FAMILIAS	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO
1	88	63
2	187	58
3	325	23
4	120	18
5		
6		
7		
8		
9		
10		

OBSERVACIONES:
HEMATITA - ÓXIDO DE HIERRO

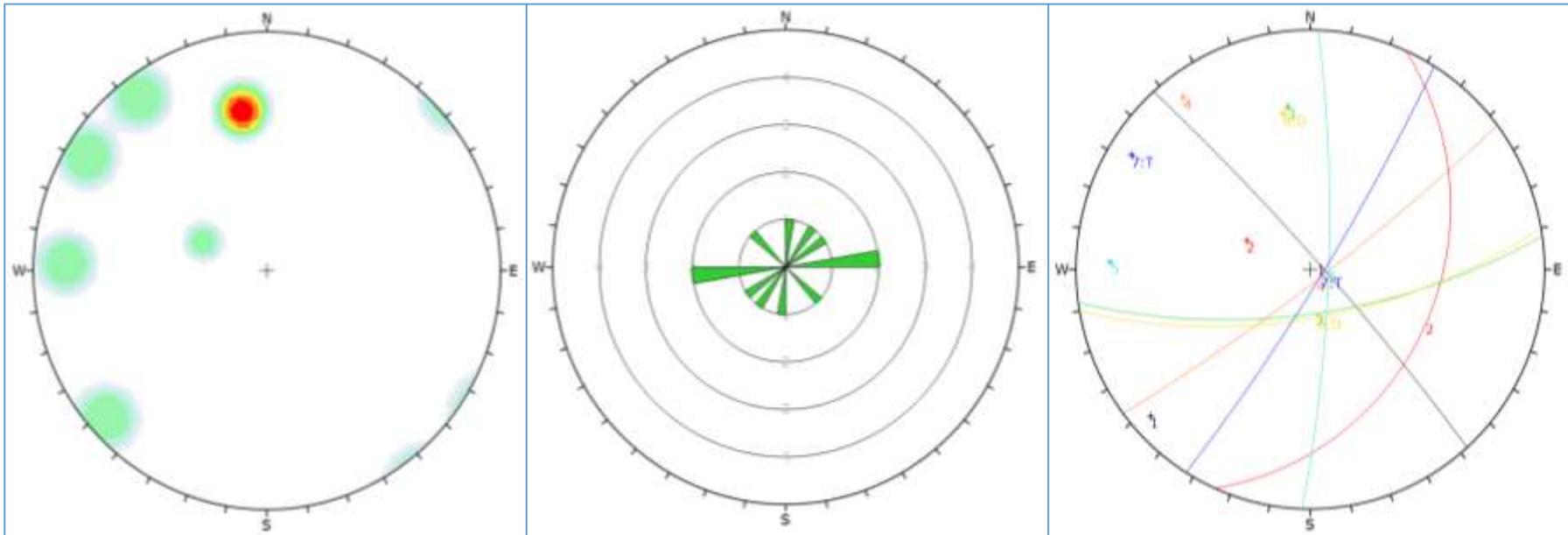
Fuente: Elaboración propia

Anexo N°13. Reporte del Software Dips – Estación N°1



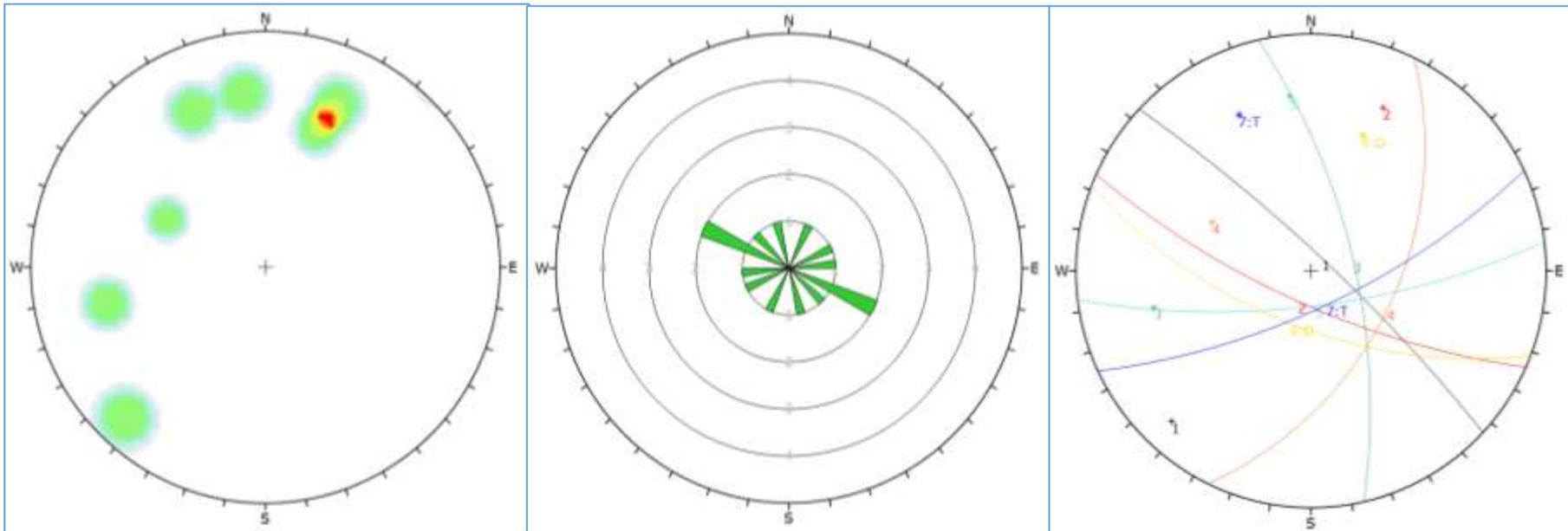
Fuente: Software Dips

Anexo N°13. 1. *Reporte del Software Dips – Estación N°2*



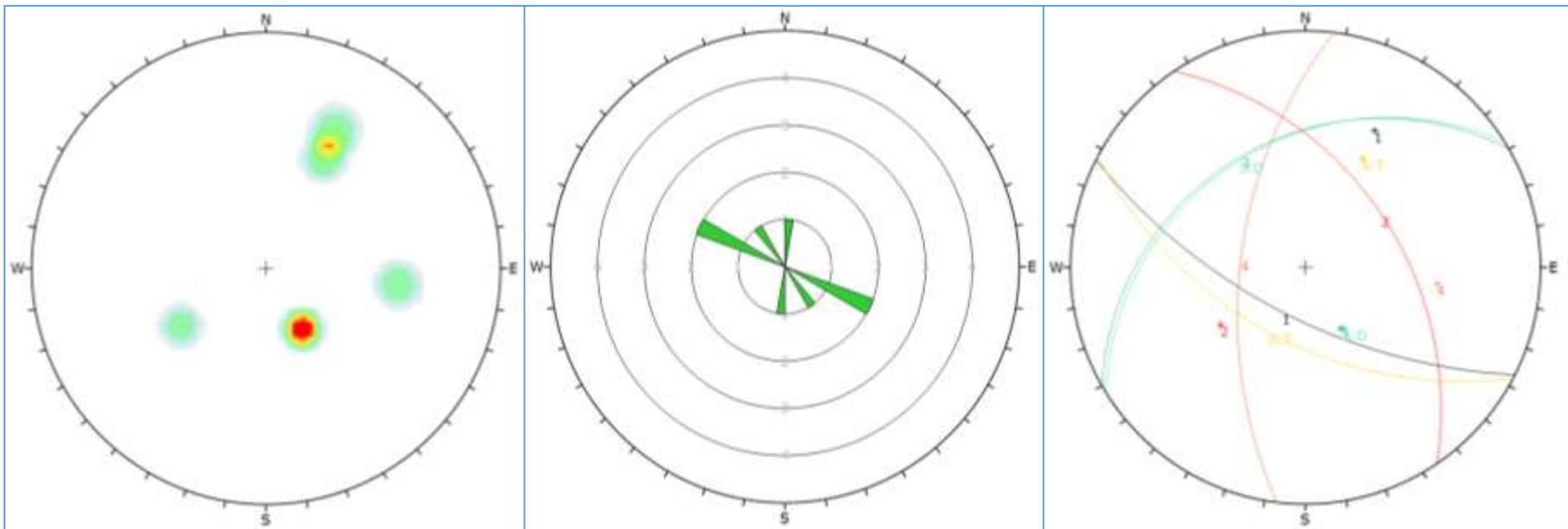
Fuente: Software Dips

Anexo N°13. 2. Reporte del Software Dips – Estación N°3



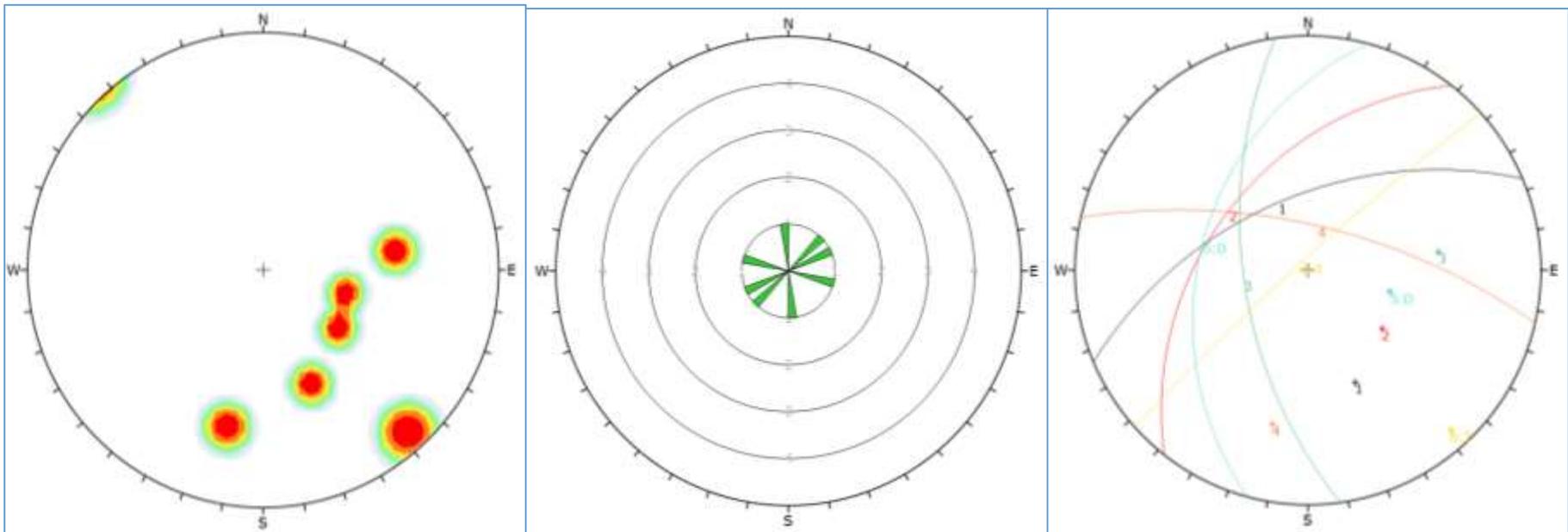
Fuente: Software Dips

Anexo N°13. 3. Reporte del Software Dips – Estación N°4



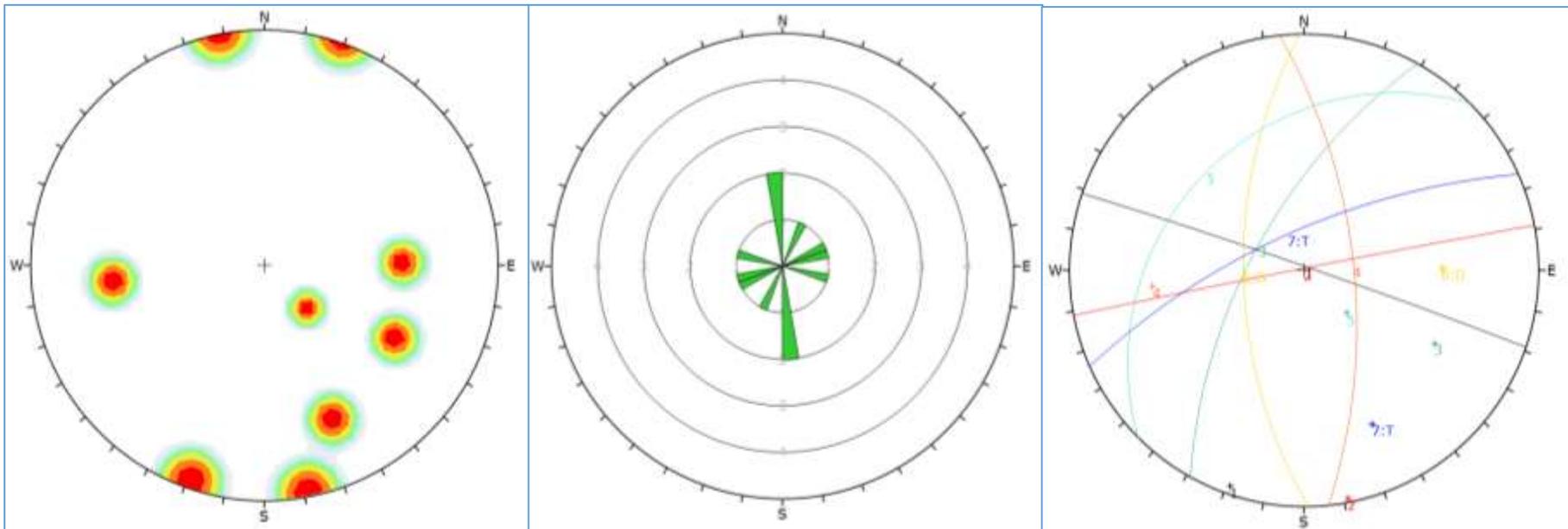
Fuente: Software Dips

Anexo N°13. 4. Reporte del Software Dips – Estación N°5



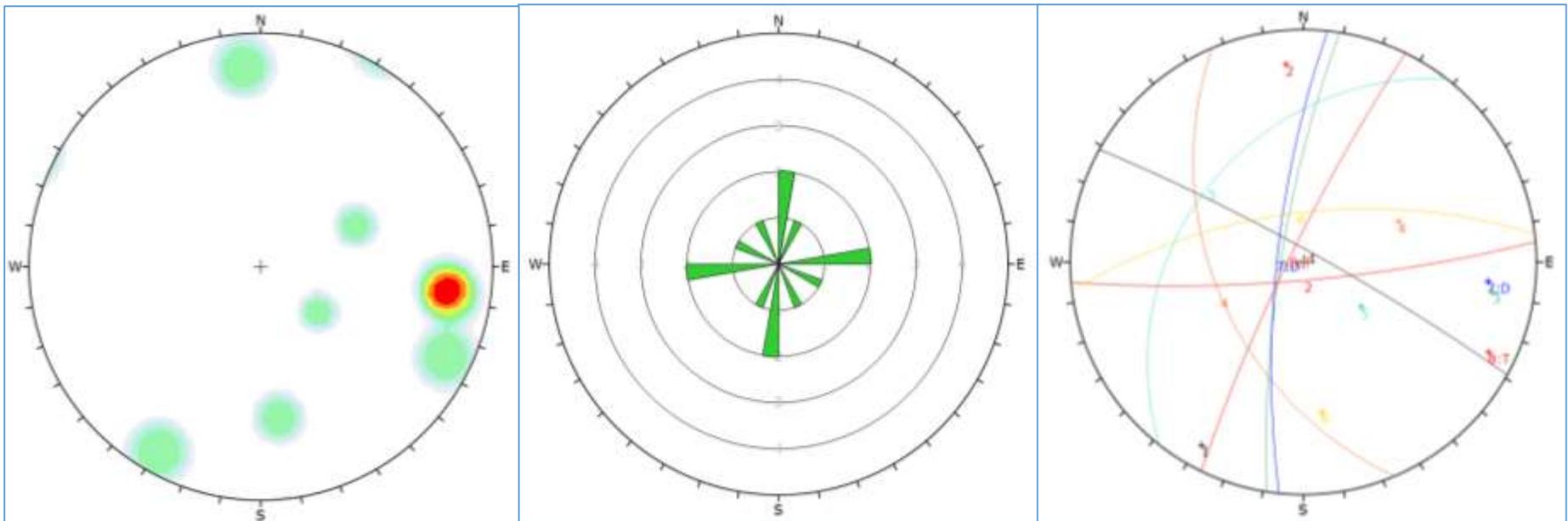
Fuente: Software Dips

Anexo N°13. 5. Reporte del Software Dips – Estación N°6



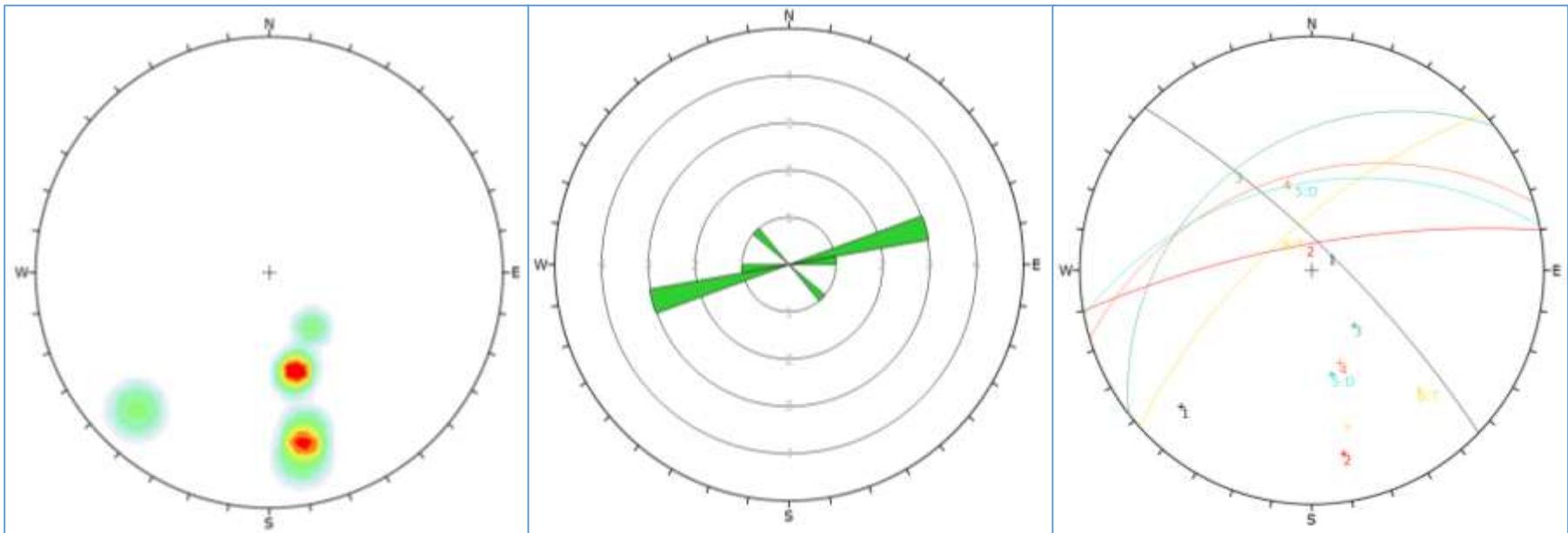
Fuente: Software Dips

Anexo N°13. 6. *Reporte del Software Dips – Estación N°7*



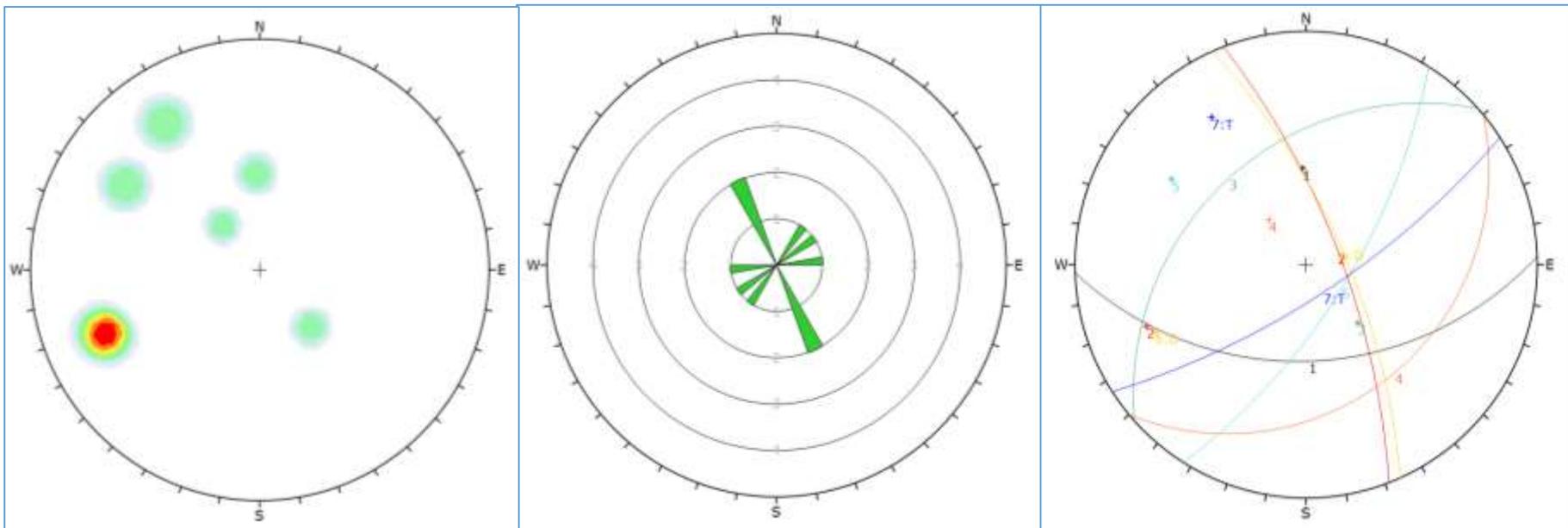
Fuente: *Software Dips*

Anexo N°13. 7. Reporte del Software Dips – Estación N°8



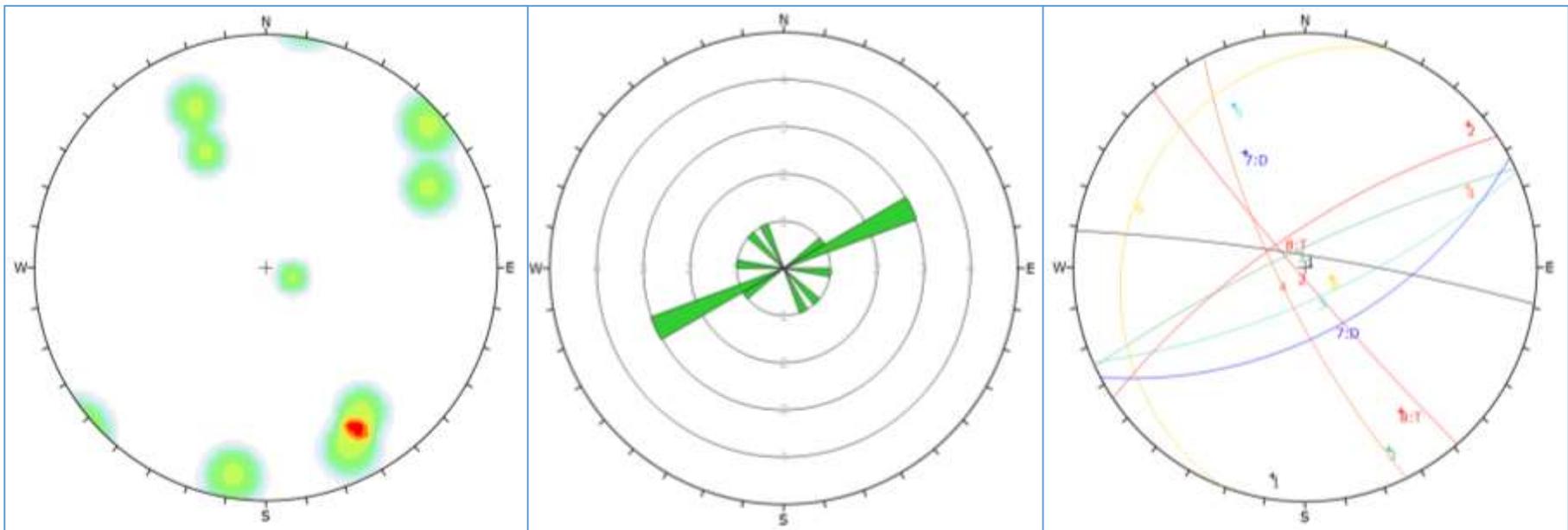
Fuente: Software Dips

Anexo N°13. 8. Reporte del Software Dips – Estación N°9



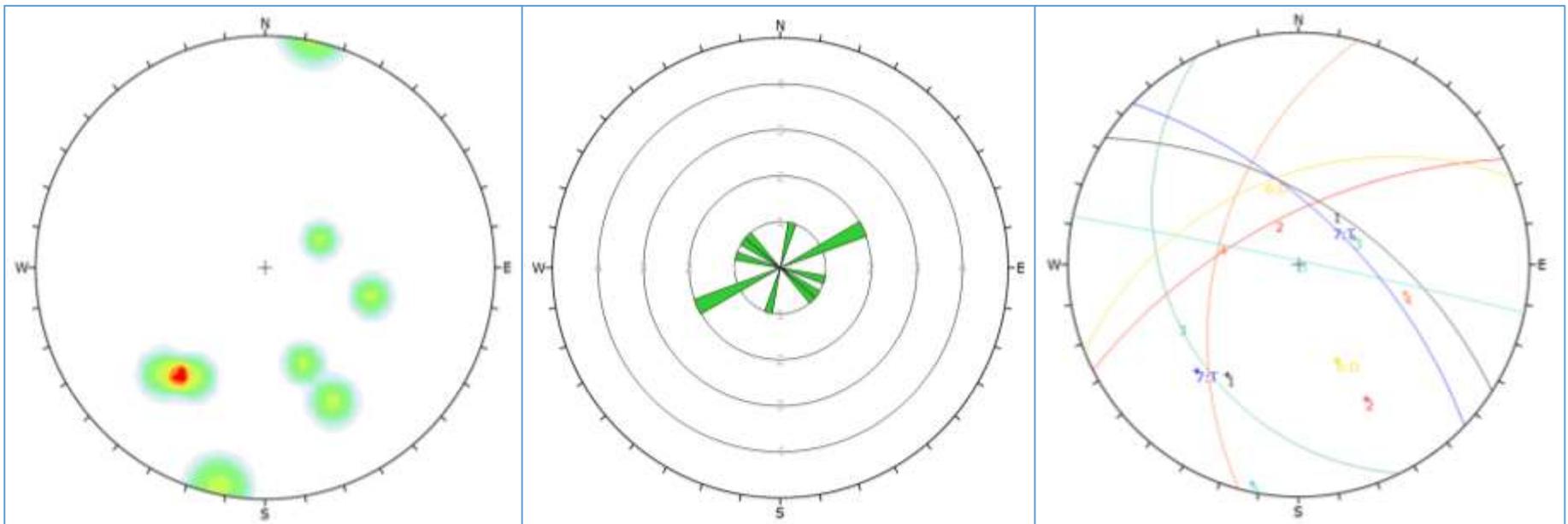
Fuente: Software Dips

Anexo N°13. 9. Reporte del Software Dips – Estación N°10



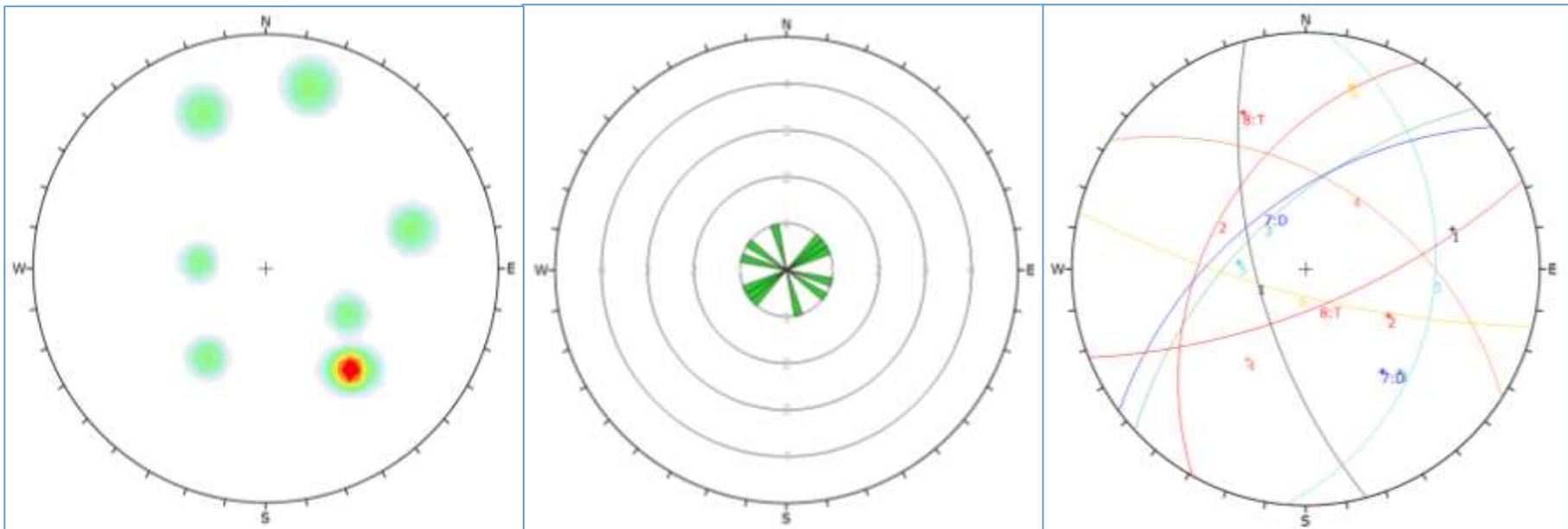
Fuente: Software Dips

Anexo N°13. 10. *Reporte del Software Dips – Estación N°11*



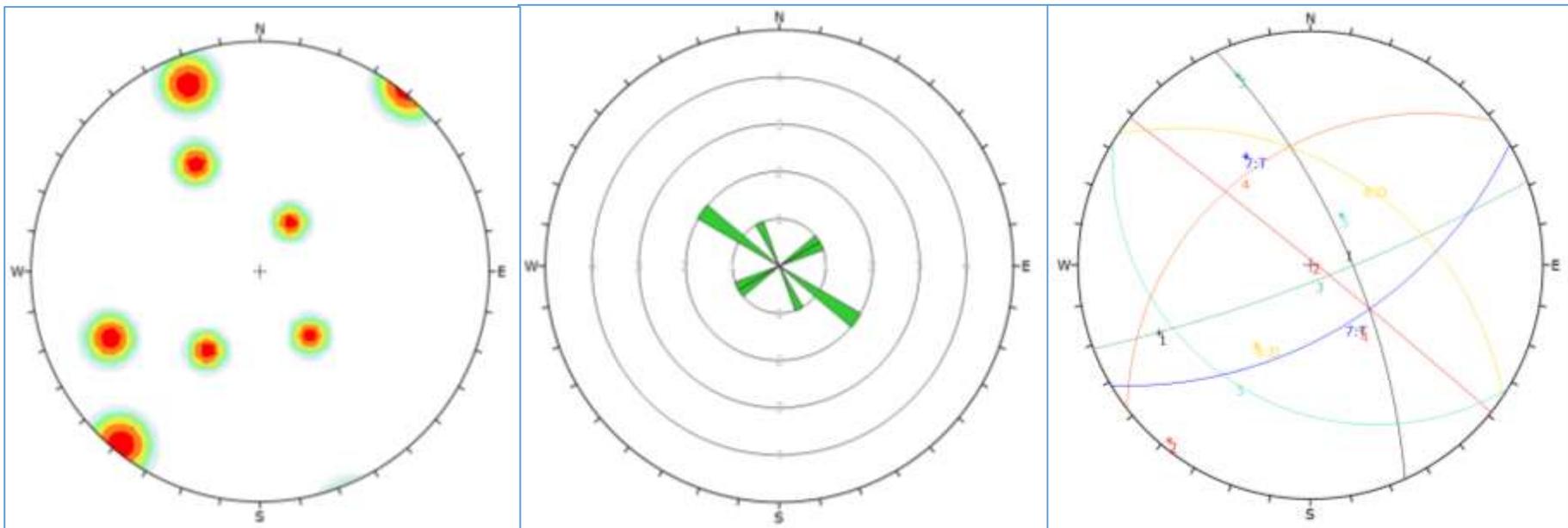
Fuente: Software Dips

Anexo N°13. 11. *Reporte del Software Dips – Estación N°12*



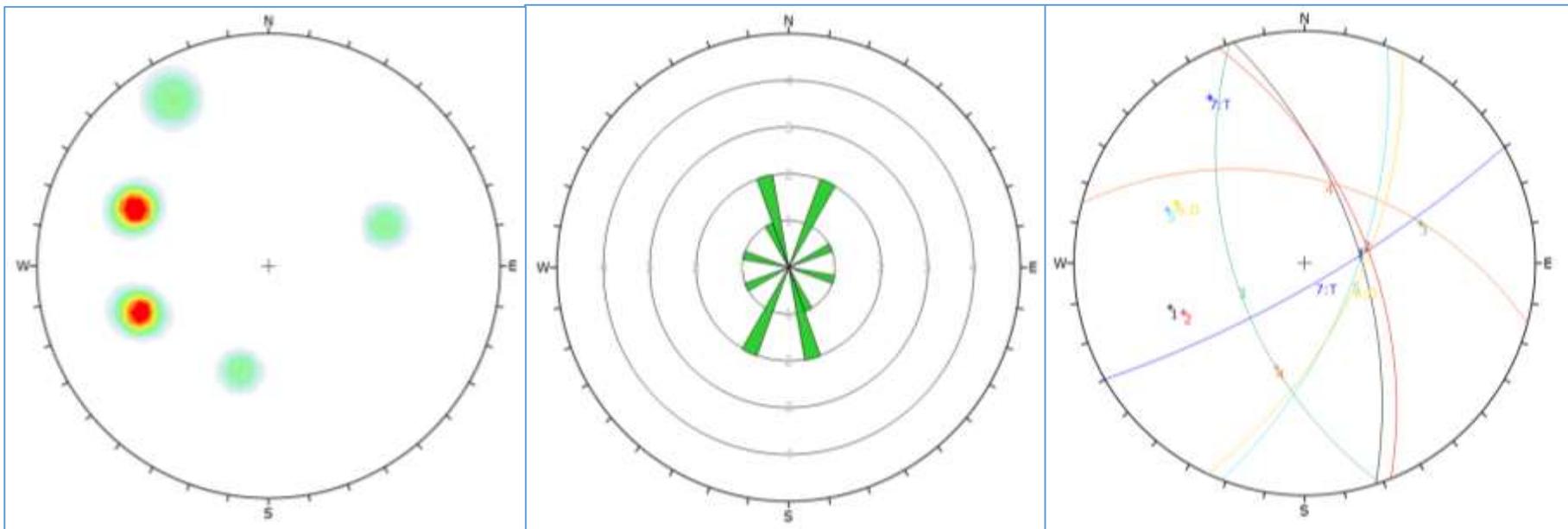
Fuente: *Software Dips*

Anexo N°13. 12. Reporte del Software Dips – Estación N°13



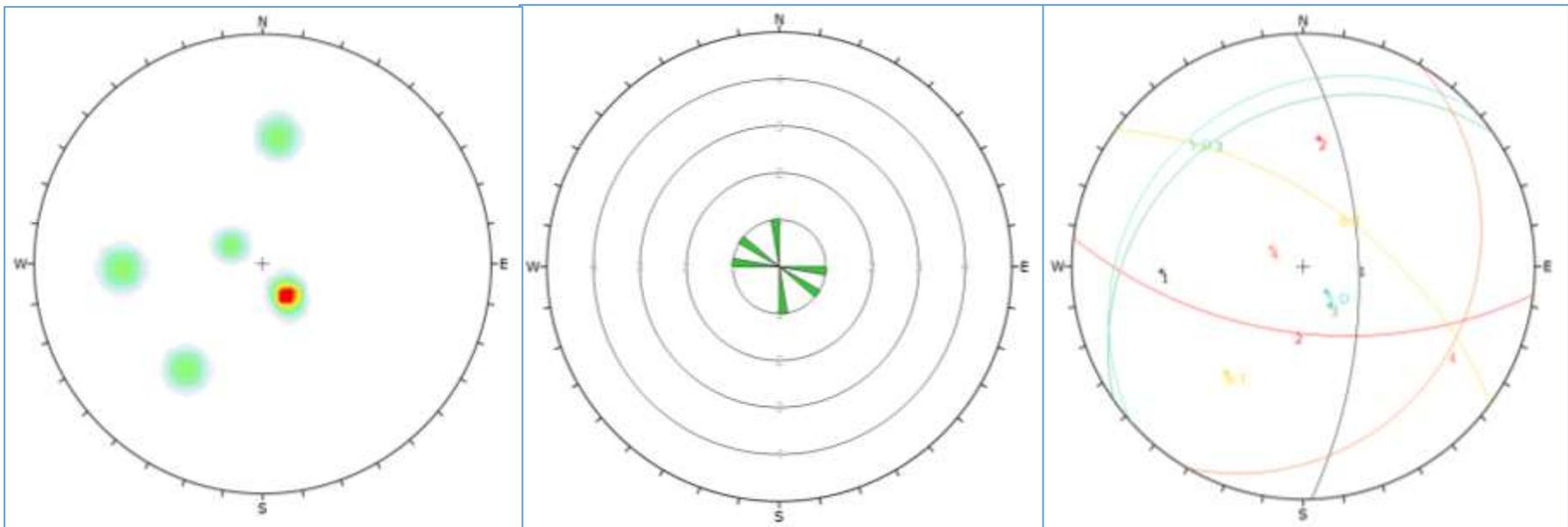
Fuente: Software Dips

Anexo N°13. 13. *Reporte del Software Dips – Estación N°14*



Fuente: Software Dips

Anexo N°13. 14. *Reporte del Software Dips – Estación N°15*



Fuente: Software Dips

Anexo N°14. Registro del Método ROFRAQ I

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	GUÍA DE REGISTRO DEL MÉTODO DE ROFRAQ			
	Estudio geotécnico para la estabilidad de taludes en la mina de hierro Olmos 8 HPM			
	REALIZADO POR:	Cabellos Requejo Jhon Erick	LUGAR:	Olmos 8 HPM
	Samamé Vásquez Alondra Alexandra	FECHA:	10/05/2020	

MÉTODO ROFRAQ																										
		Valor			Valor																					
PARÁMETRO A	Nº de familias de juntas	0-1	0.5			PARÁMETRO B	Mecanismos simples	Rotura plana		X	PARÁMETRO B	Mecanismo	Obse rv."in situ"	Est. Geote c	Pres. bloq	Pro m	Pi									
		2	1					Rotura en cuña	0.8	X									Planar	20	20	20	20	16		
		3	3					Rotura circular											En cuña	52	52	52	52	41.6		
		4	5					Migueo											Vuelco	12	12	12	12	16.8		
		>5	7	X				Bloques sueltos	1.1																	
	Persistencia de la discont. (m)	<1	0.6			Roturas mixtas																				
		1,0-3,0	0.8	X		Vuelco de bloques		X																		
		3,0-10,0	1			Vuelvo por flexión	1.4																			
		10,0-20,0	1.2			Taludes de muro																				
	Presencia de fallas	>20	1.4			Máxima precipitación en 24 h para un periodo de retorno de 50 años	<50 mm	0.1																		
		No	0				50-80mm	0.5																		
		1 pequeña	0.5				80-110mm	1.5																		
		1 grande	1				110-150mm	4	X																	
		2 fallas	1.5	X			>150mm	6																		
	Daño por sobre voladura observados	muchas fallas	2			Periodo promedio en días libre de heladas para 0°C	>300	0.1	X																	
		Precorte	-2				250-300	0.4																		
		Cañas barrenos	-0.5				200-250	1																		
		No hay daño	0				150-200	2																		
	Saneamiento de bancos y limpieza de bermas	Daño leve	1			PARÁMETRO C	Presencia de agua en el talud	<150	2.5		PARÁMETRO D	Forma del talud	5 m	10 m	12 m	A.B.		A.B.		A.B.						
		Alta fracturación	2.5	X					<1 m	10						<1 m	10	<2 m	10							
Saneamiento regular efectiva		-3							1.5	7								2	9			3	8			
Se sanea y limpia en general		-1							2	4								3	6			4	5			
Ocasional		0							2.5	1								4	2			5	2.5			
Poco e irregular		1							>3 m	0								5	0.2			6	1			
No se sanea ni limpian bermas	3	X				>5,5 m	0			>7 m						0										
Presencia de bloques en el talud	Gran cantidad (>20)	7,0-10,0	X				Seco	0	X																	
	Bastantes (10-20)	3,0-7,0					Lig. Húmedo	0.1																		
	Algunos (6-9)	1,0-3,0					Húmedo	0.3																		
	Ocasionales (3-5)	0,1-1,0					Goteando flujos intermitentes	0.7																		
	Muy pocos (1-2)	0-0,1					Chorreando flujos continuos	1																		
Altura del talud (m)	<25	0.5				Grado de meteorización	No afectado	0																		
	50	0.8	X				Ligero	0.1																		
	100	1					Moderado	0.3	X																	
	150	1.3					Alto	0.7																		
	>250	1.5					Descompuesto	1																		
Vibración por voladuras (Carga específica g/m3)	<250	0.1				Vibración por voladuras (Carga específica g/m3)	<250	0.1			PARÁMETRO D	Inclinación general del talud	80	-1.0	X	Irregularidad de la cara del talud	Alta	2								
	250-400	0.5	X					Media	0.5																	
	400-500	1						baja	0																	
	550-700	1.5																								
	>700	2																								
Condición de la berma	Optima	0.0																								
	Buena	0.5																								
	Limitada	1.0																								
	Muy mala	3.0																								
	Inaccesible	4.0	X																							
Existencia de mallas	Si	0																								
	No	1																								

Fuente: Elaboración propia

Anexo N°14. 1. Registro del Método ROFRAQ II

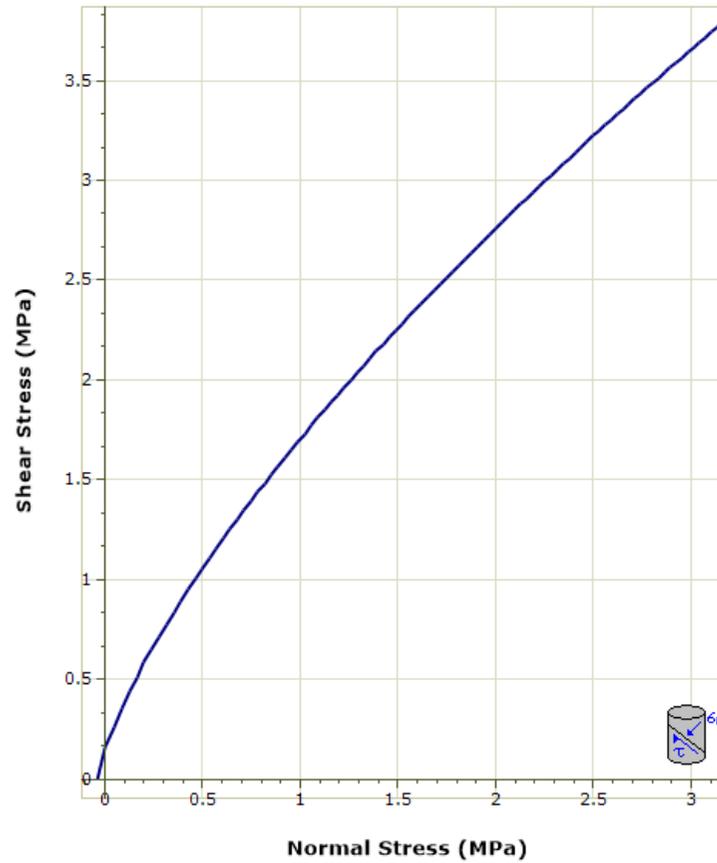
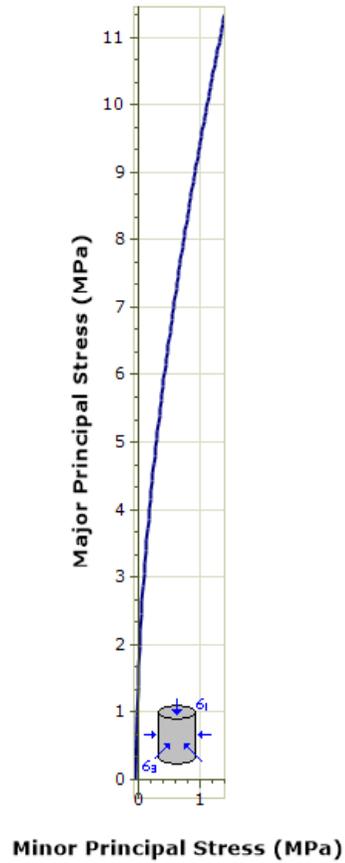
 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	GUÍA DE REGISTRO DEL MÉTODO ROFRAQ		
	<i>Estudio geotécnico para la estabilidad de taludes de la mina de hierro Olmos 8 HPM</i>		
	REALIZADO POR:	Cabellos Requejo Jhon E. Samamé Vásquez Alondra A	LUGAR: Olmos 8 HPM
			FECHA: 10/05/2020

MÉTODO ROFRAQ										
				valor				valor		
PARÁMETRO E	Emáquina-ban	Tamaño de un bloque (si cae solo un bloque) (Ia)	<0,001 m3	0.9		Tamaño de un bloque (si cae solo un bloque) (Ia)	<0,001 m3	0.9		
			0,001-0,1	1			0,001-0,1	1		
			0,1-1	1.2			0,1-1	1.2		
			>1	1.5	X		>1	1.5	X	
		Volumen total de rocas por caer (si cae un conj. De bloques) (Ib)	<0,1 m3	1		Volumen total de rocas por caer (si cae un conj. De bloques) (Ib)	<0,1 m3	1		
			0,1-5	1.5			0,1-5	1.5		
			5,0-50	2			5,0-50	2		
			>50	2.5	X		>50	2.5	X	
	% tiempo que esta la máquina bajo el talud (c)	Días/año	240	3.73	% tiempo que esta la persona bajo el talud (c)	Días/año	240	1.33		
		Relevos/día	1			Relevos/día	1			
		Horas/relevo	8			Horas/relevo	8			
	% de ocupación de la máq. Frente a la longitud del talud (d)	Ancho de la máq. (m)	2.8	8.33	% de ocupación de la persona frente a la longitud del talud (d)	Ancho de persona (Fijo: 1m)	1	5		
		Longitud de talud (m)	75			Longitud de talud (m)	75			
	Cercanía de la máquina al pie del talud (x/H)	Distancia prom al talud (m)	5	0.01	Cercanía de la persona al pie del talud (x/H)	Distancia prom al talud (m)	3	0.01		
		Altura del talud (m)	60			Altura del talud (m)	60			
		Muy cerca (x/Hban<10%)	10			X	Muy cerca (x/Hban<10%)		10	X
		Cerca (10%<x/Hban<25%)	5				Cerca (10%<x/Hban<25%)		5	
		Media (25%<x/Hban<50%)	1				Media (25%<x/Hban<50%)		1	
Lejos (50%<x/Hban<150%)		0.1				Lejos (50%<x/Hban<150%)	0.1			
	Muy lejos (x/Hban>150%)	0.01		Muy lejos (x/Hban>150%)	0.01					

PARÁMETRO F	Historial de caídas de bloques	No se han registrado		0.75	
		Muy pocas caídas (2 máx./año)		0.9	
		No hay datos ni observaciones fiables		1	
		Ocasionales (6 máx./año)		1.1	
		Muchas caídas de bloques sin accidentes (>6 máx./año)		1.2	X
		Muchas caídas de bloques con al menos 1 accidentes (>6 máx./año)		1.4	
		Caídas constantes de bloques con más de un accidente		1.5	

Fuente: Elaboración propia

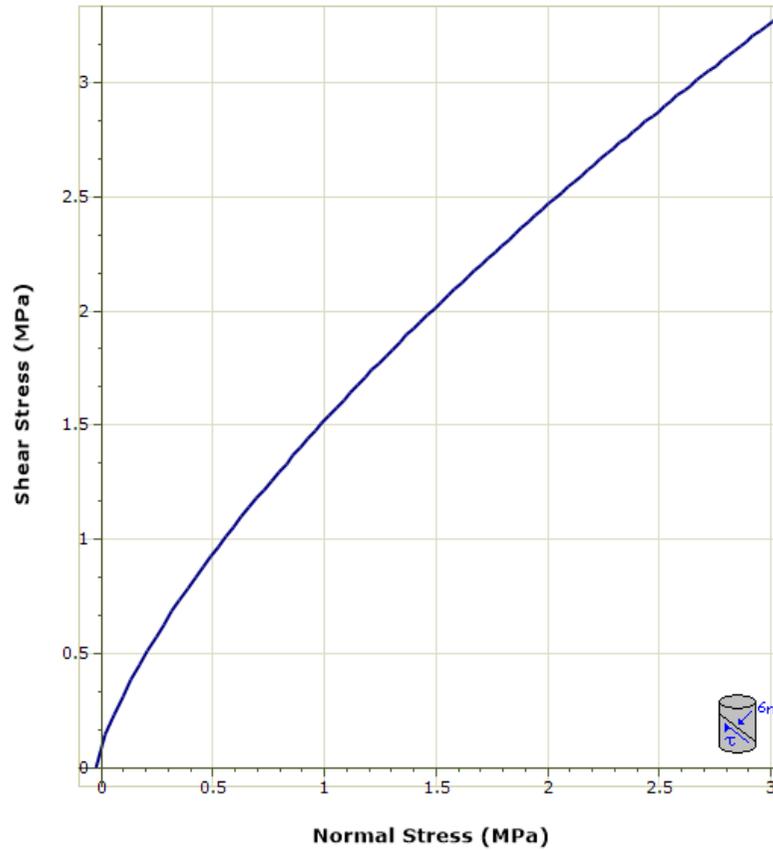
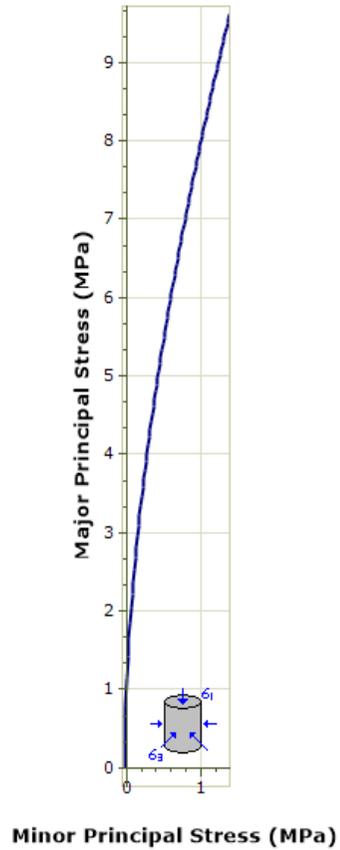
Anexo N°15. Reporte del Software RocData – Estación N°1



E 1	
Hoek Brown Classification	
intact uniaxial compressive strength	107 MPa
GSI	50
mi	24
disturbance factor	1
intact modulus	74900 MPa
modulus ratio	700
Hoek Brown Criterion	
mb	0.675
s	2.404e-004
a	0.506
Failure Envelope Range	
application	slopes
sig3max	1.367 MPa
unit weight	0.026 MN/m3
slope height	60 m
Mohr Coulomb Fit	
cohesion	0.541 MPa
friction angle	47.493 deg
Rock Mass Parameters	
tensile strength	-0.038 MPa
uniaxial compressive strength	1.582 MPa
global strength	11.456 MPa
modulus of deformation	4996.092 MPa

Fuente: Software RocData

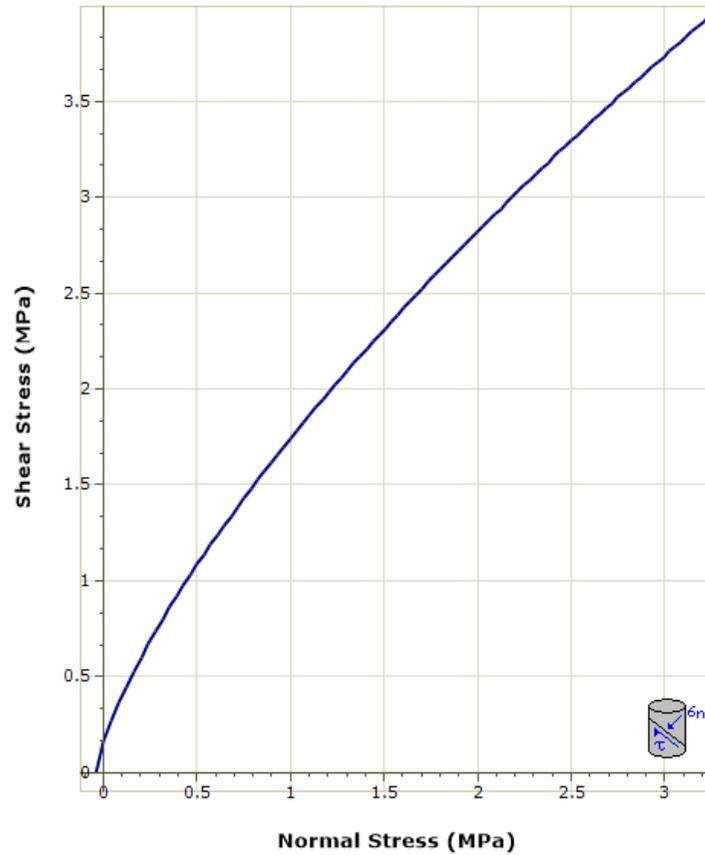
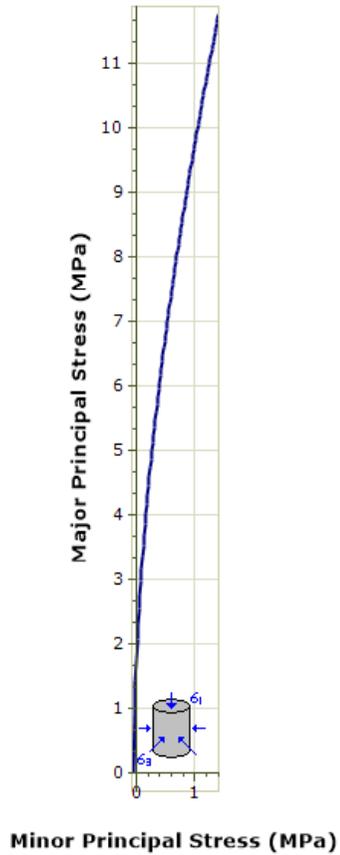
Anexo N°15. 1. Reporte del Software RocData – Estación N°2



E 2	
Hoek Brown Classification	
intact uniaxial compressive strength	110 MPa
GSI	45
mi	24
disturbance factor	1
intact modulus	77000 MPa
modulus ratio	700
Hoek Brown Criterion	
mb	0.472
s	1.045e-004
a	0.508
Failure Envelope Range	
application	slopes
sig3max	1.356 MPa
unit weight	0.027 MN/m3
slope height	60 m
Mohr Coulomb Fit	
cohesion	0.465 MPa
friction angle	44.698 deg
Rock Mass Parameters	
tensile strength	-0.024 MPa
uniaxial compressive strength	1.044 MPa
global strength	9.692 MPa
modulus of deformation	3903.25 MPa

Fuente: Software RocData

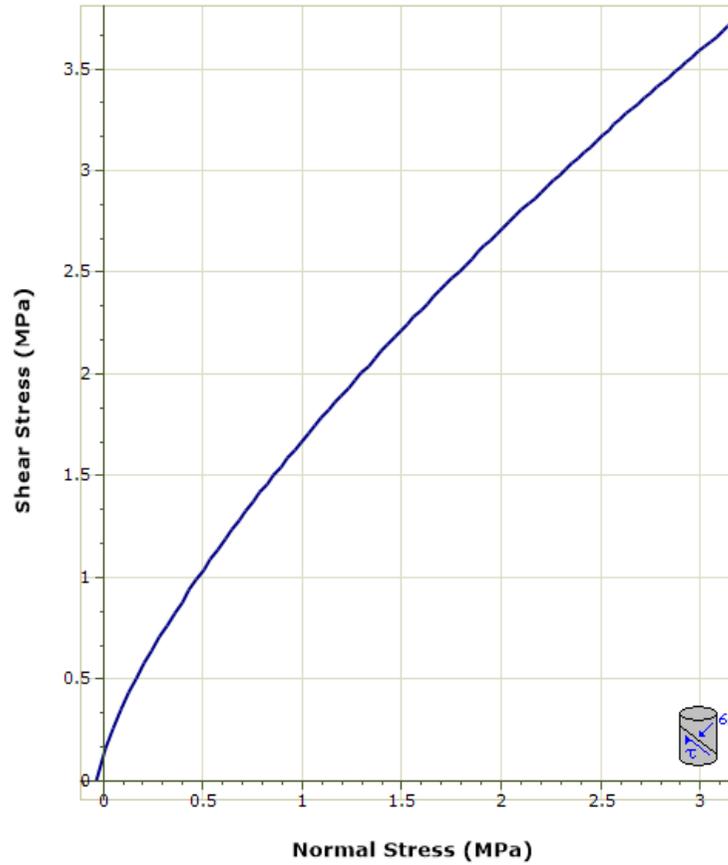
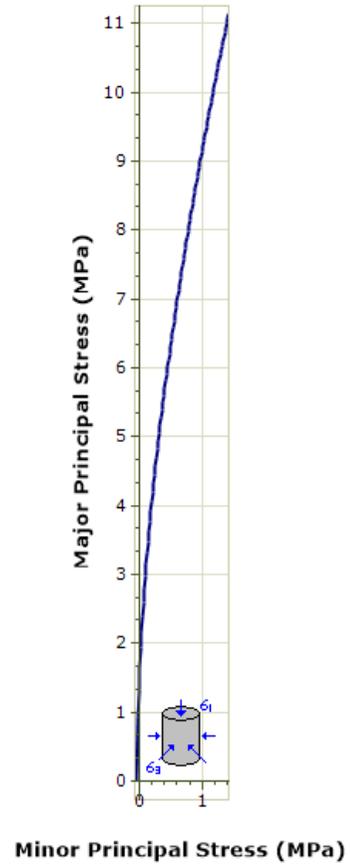
Anexo N°15. 2. Reporte del Software RocData – Estación N°3



E 3	
Hoek Brown Classification	
intact uniaxial compressive strength	115 MPa
GSI	50
mi	24
disturbance factor	1
intact modulus	80500 MPa
modulus ratio	700
Hoek Brown Criterion	
mb	0.675
s	2.404e-004
a	0.506
Failure Envelope Range	
application	slopes
sig3max	1.376 MPa
unit weight	0.026 MN/m ³
slope height	60 m
Mohr Coulomb Fit	
cohesion	0.558 MPa
friction angle	48.009 deg
Rock Mass Parameters	
tensile strength	-0.041 MPa
uniaxial compressive strength	1.7 MPa
global strength	12.312 MPa
modulus of deformation	5369.632 MPa

Fuente: Software RocData

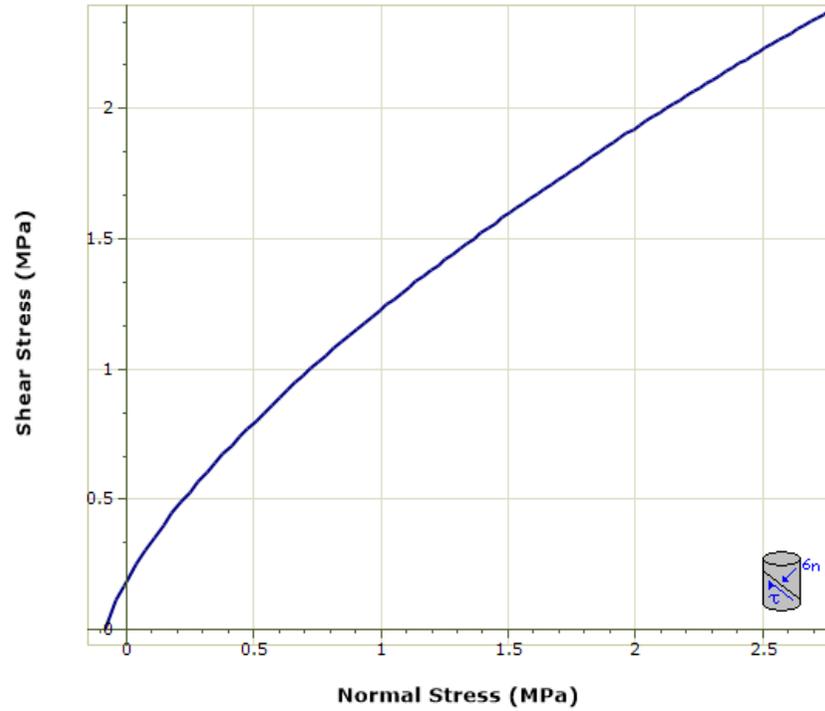
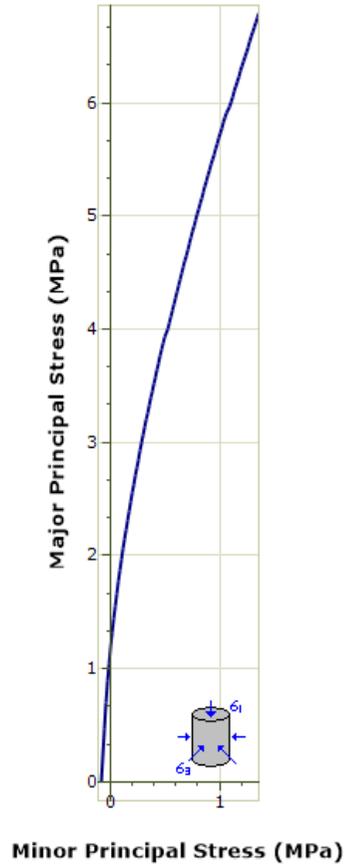
Anexo N°15. 3. Reporte del Software RocData – Estación N°4



E 4	
Hoek Brown Classification	
intact uniaxial compressive strength	150 MPa
GSI	45
mi	24
disturbance factor	1
intact modulus	105000 MPa
modulus ratio	700
Hoek Brown Criterion	
mb	0.472
s	1.045e-004
a	0.508
Failure Envelope Range	
application	slopes
sig3max	1.385 MPa
unit weight	0.026 MN/m ³
slope height	60 m
Mohr Coulomb Fit	
cohesion	0.527 MPa
friction angle	47.02 deg
Rock Mass Parameters	
tensile strength	-0.033 MPa
uniaxial compressive strength	1.424 MPa
global strength	13.217 MPa
modulus of deformation	5322.613 MPa

Fuente: Software RocData

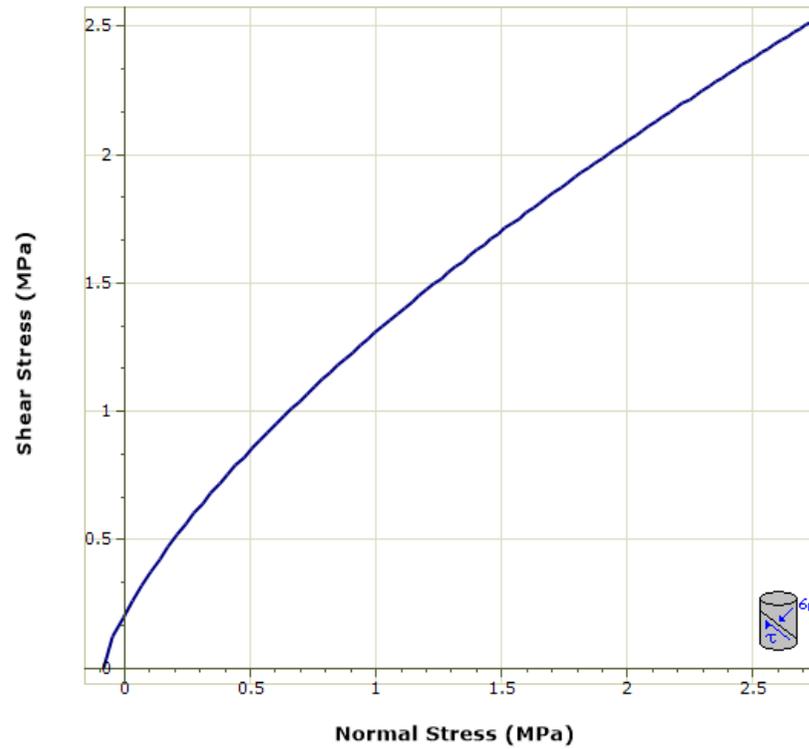
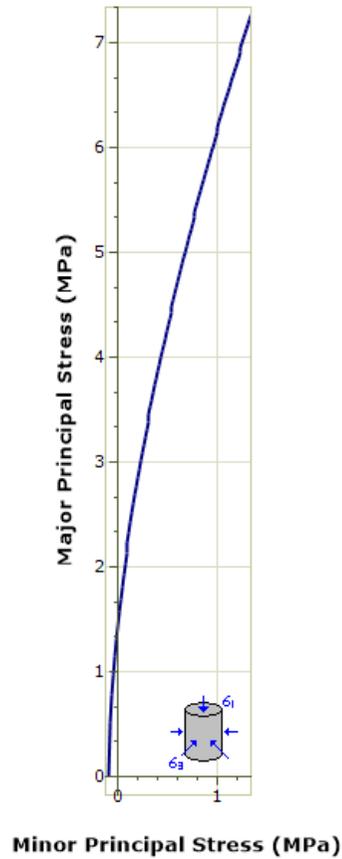
Anexo N°15. 4. Reporte del Software RocData – Estación N°5



E 5	
Hoek Brown Classification	
intact uniaxial compressive strength	86 MPa
GSI	50
mi	9
disturbance factor	1
intact modulus	43000 MPa
modulus ratio	500
Hoek Brown Criterion	
mb	0.253
s	2.404e-004
a	0.506
Failure Envelope Range	
application	slopes
sig3max	1.327 MPa
unit weight	0.028 MN/m ³
slope height	60 m
Mohr Coulomb Fit	
cohesion	0.411 MPa
friction angle	37.226 deg
Rock Mass Parameters	
tensile strength	-0.082 MPa
uniaxial compressive strength	1.271 MPa
global strength	5.654 MPa
modulus of deformation	2868.251 MPa

Fuente: Software RocData

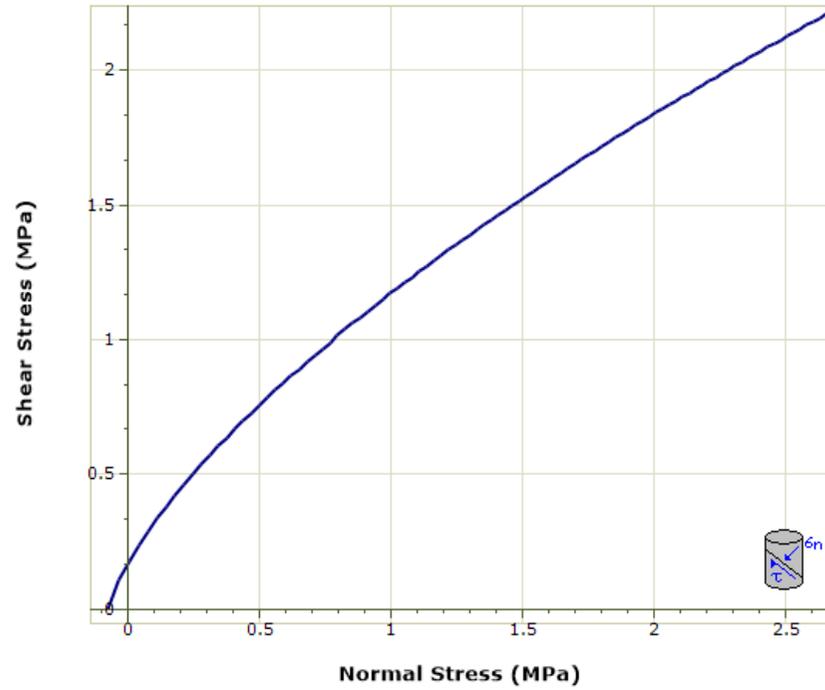
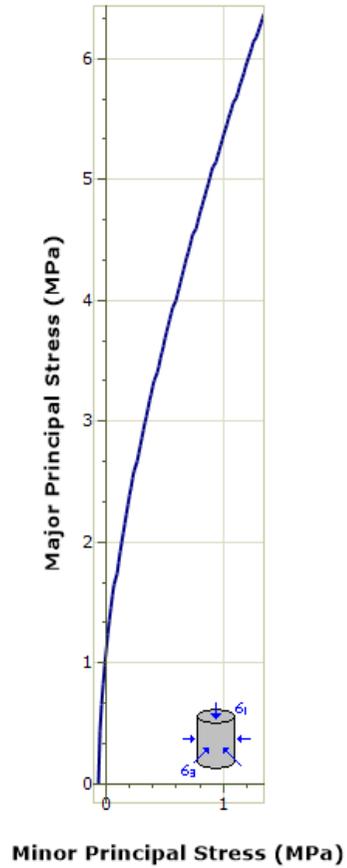
Anexo N°15. 5. Reporte del Software RocData – Estación N°6



E 6	
Hoek Brown Classification	
intact uniaxial compressive strength	64 MPa
GSI	55
mi	10
disturbance factor	1
intact modulus	35200 MPa
modulus ratio	550
Hoek Brown Criterion	
mb	0.402
s	5.531e-004
a	0.504
Failure Envelope Range	
application	slopes
sig3max	1.3 MPa
unit weight	0.027 MN/m ³
slope height	60 m
Mohr Coulomb Fit	
cohesion	0.44 MPa
friction angle	38.977 deg
Rock Mass Parameters	
tensile strength	-0.088 MPa
uniaxial compressive strength	1.46 MPa
global strength	5.396 MPa
modulus of deformation	3161.878 MPa

Fuente: Software RocData

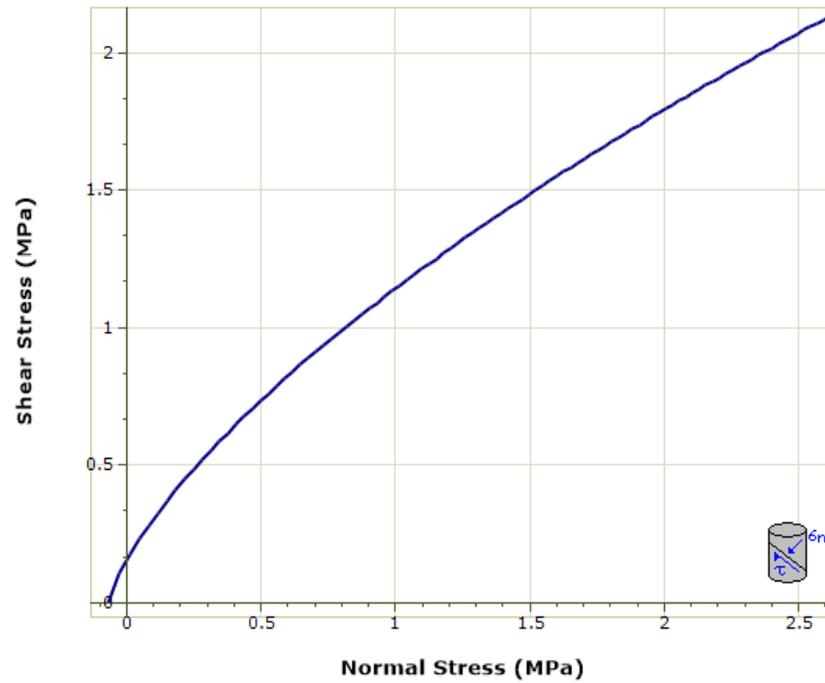
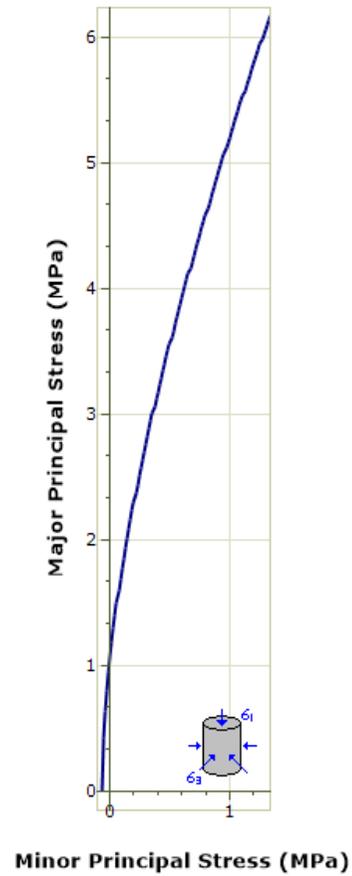
Anexo N°15. 6. Reporte del Software RocData – Estación N°7



E 7	
Hoek Brown Classification	
intact uniaxial compressive strength	75 MPa
GSI	50
mi	9
disturbance factor	1
intact modulus	37500 MPa
modulus ratio	500
Hoek Brown Criterion	
mb	0.253
s	2.404e-004
a	0.506
Failure Envelope Range	
application	slopes
sig3max	1.311 MPa
unit weight	0.028 MN/m ³
slope height	60 m
Mohr Coulomb Fit	
cohesion	0.382 MPa
friction angle	36.226 deg
Rock Mass Parameters	
tensile strength	-0.071 MPa
uniaxial compressive strength	1.109 MPa
global strength	4.931 MPa
modulus of deformation	2501.381 MPa

Fuente: Software RocData

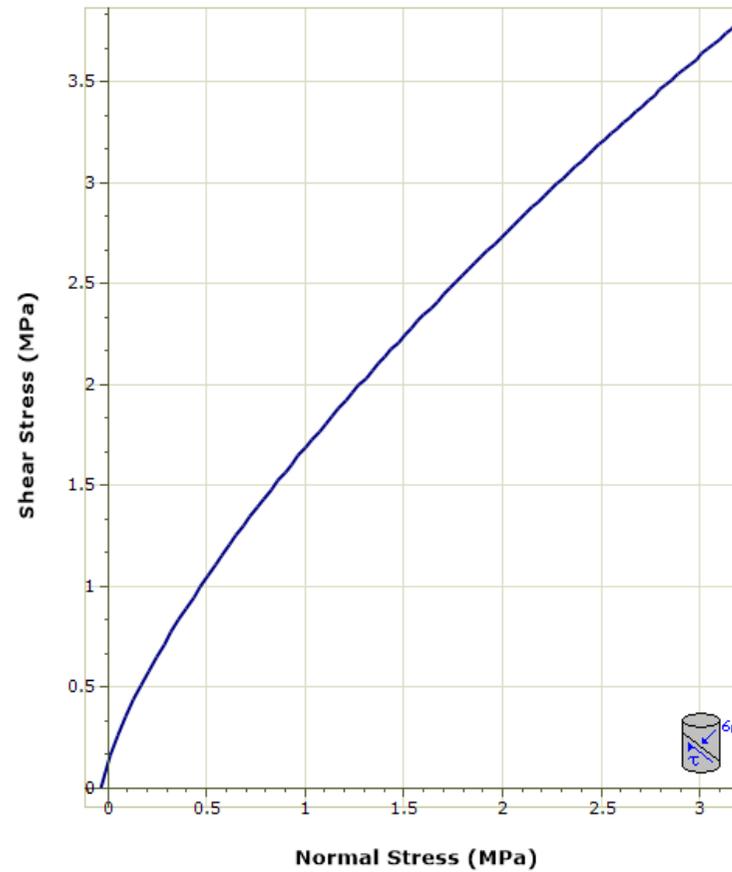
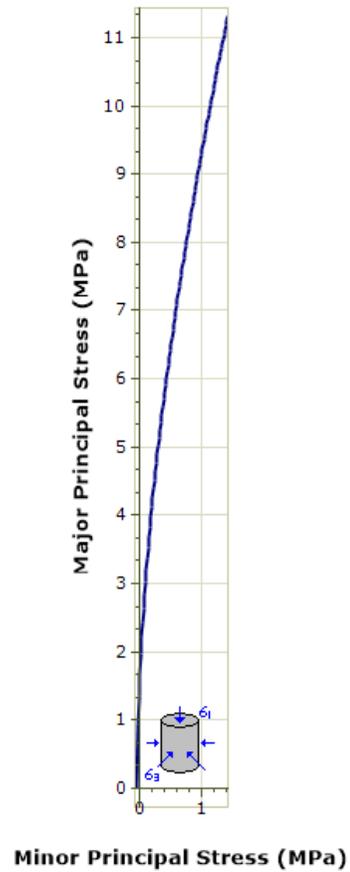
Anexo N°15. 7. Reporte del Software RocData – Estación N°8



E 8	
Hoek Brown Classification	
intact uniaxial compressive strength	70 MPa
GSI	50
mi	9
disturbance factor	1
intact modulus	35000 MPa
modulus ratio	500
Hoek Brown Criterion	
mb	0.253
s	2.404e-004
a	0.506
Failure Envelope Range	
application	slopes
sig3max	1.303 MPa
unit weight	0.028 MN/m ³
slope height	60 m
Mohr Coulomb Fit	
cohesion	0.369 MPa
friction angle	35.721 deg
Rock Mass Parameters	
tensile strength	-0.066 MPa
uniaxial compressive strength	1.035 MPa
global strength	4.602 MPa
modulus of deformation	2334.623 MPa

Fuente: Software RocData

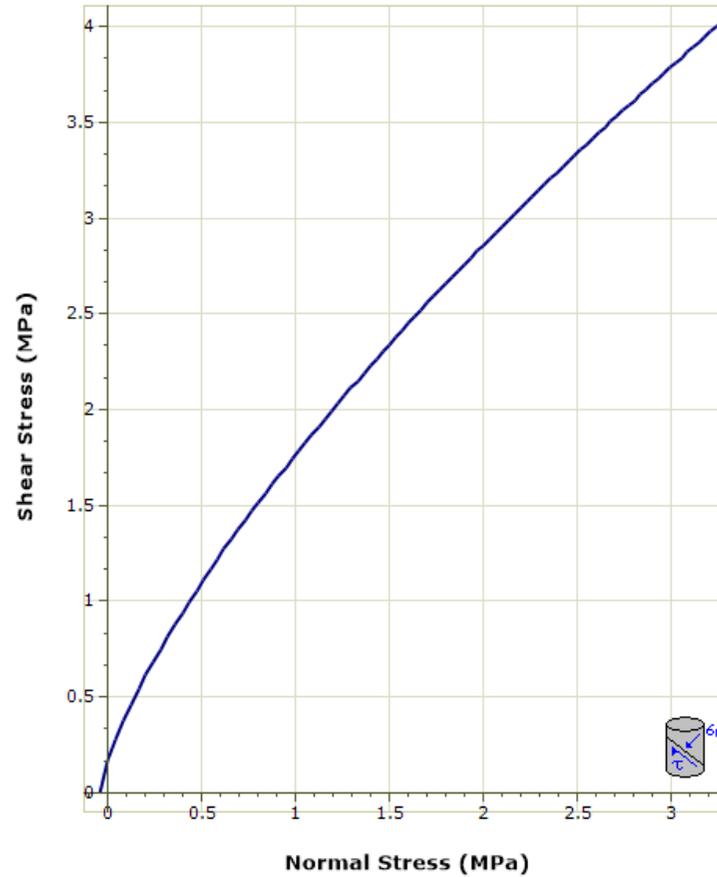
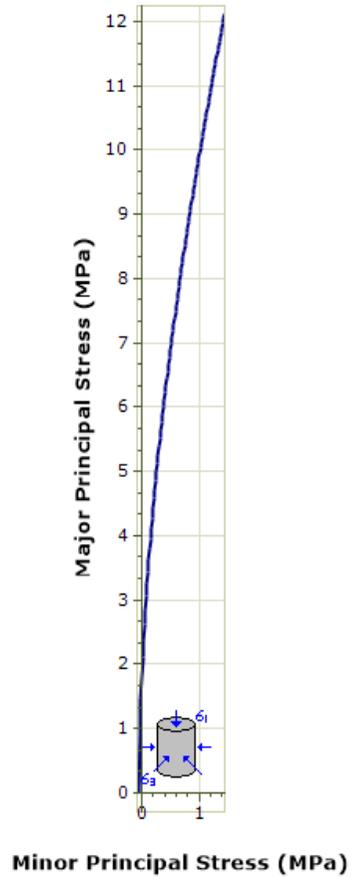
Anexo N°15. 8. Reporte del Software RocData – Estación N°9



E 9	
Hoek Brown Classification	
intact uniaxial compressive strength	155 MPa
GSI	45
mi	24
disturbance factor	1
intact modulus	108500 MPa
modulus ratio	700
Hoek Brown Criterion	
mb	0.472
s	1.045e-004
a	0.508
Failure Envelope Range	
application	slopes
sig3max	1.389 MPa
unit weight	0.026 MN/m ³
slope height	60 m
Mohr Coulomb Fit	
cohesion	0.534 MPa
friction angle	47.256 deg
Rock Mass Parameters	
tensile strength	-0.034 MPa
uniaxial compressive strength	1.471 MPa
global strength	13.657 MPa
modulus of deformation	5500.034 MPa

Fuente: Software RocData

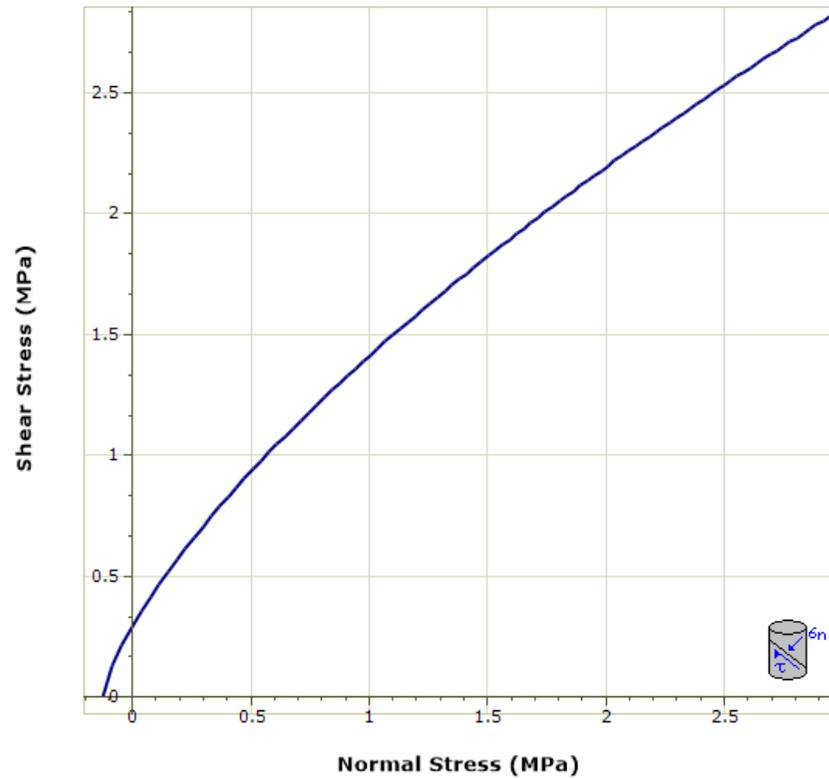
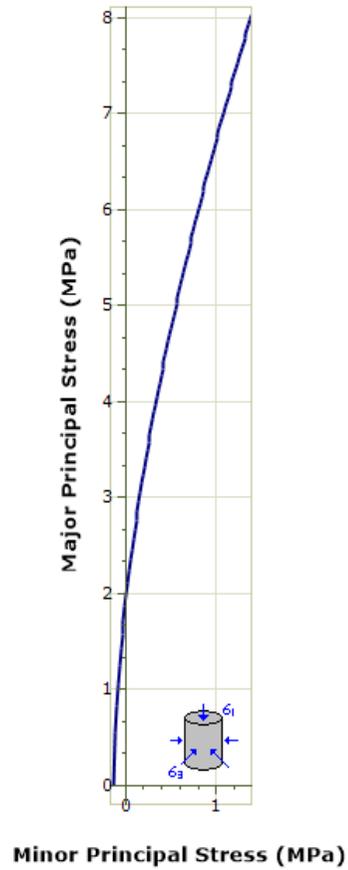
Anexo N°15. 9. Reporte del Software RocData – Estación N°10



E 10	
Hoek Brown Classification	
intact uniaxial compressive strength	178 MPa
GSI	45
mi	24
disturbance factor	1
intact modulus	124600 MPa
modulus ratio	700
Hoek Brown Criterion	
mb	0.472
s	1.045e-004
a	0.508
Failure Envelope Range	
application	slopes
sig3max	1.407 MPa
unit weight	0.026 MN/m3
slope height	60 m
Mohr Coulomb Fit	
cohesion	0.567 MPa
friction angle	48.245 deg
Rock Mass Parameters	
tensile strength	-0.039 MPa
uniaxial compressive strength	1.689 MPa
global strength	15.684 MPa
modulus of deformation	6316.168 MPa

Fuente: Software RocData

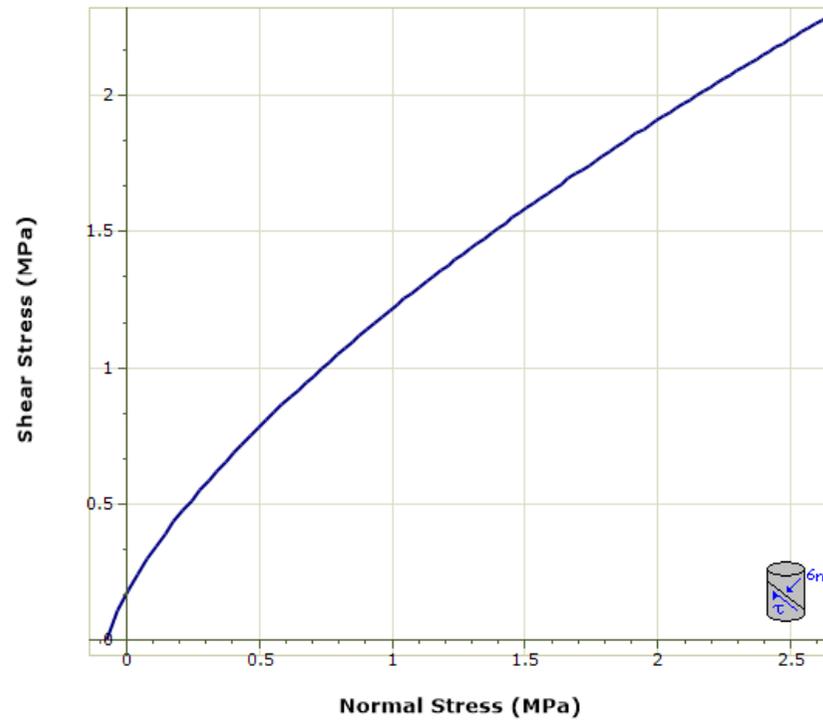
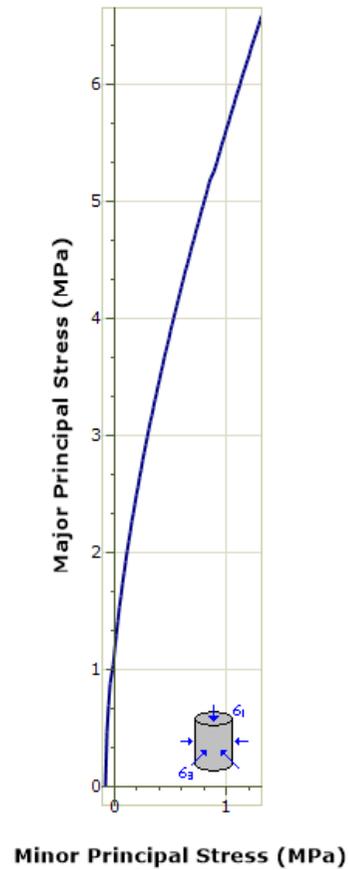
Anexo N°15. 10. Reporte del Software RocData – Estación N°11



E 11	
Hoek Brown Classification	
intact uniaxial compressive strength	84 MPa
GSI	55
mi	9
disturbance factor	1
intact modulus	42000 MPa
modulus ratio	500
Hoek Brown Criterion	
mb	0.362
s	5.531e-004
a	0.504
Failure Envelope Range	
application	slopes
sig3max	1.348 MPa
unit weight	0.028 MN/m3
slope height	60 m
Mohr Coulomb Fit	
cohesion	0.512 MPa
friction angle	39.854 deg
Rock Mass Parameters	
tensile strength	-0.128 MPa
uniaxial compressive strength	1.916 MPa
global strength	6.731 MPa
modulus of deformation	3772.696 MPa

Fuente: Software RocData

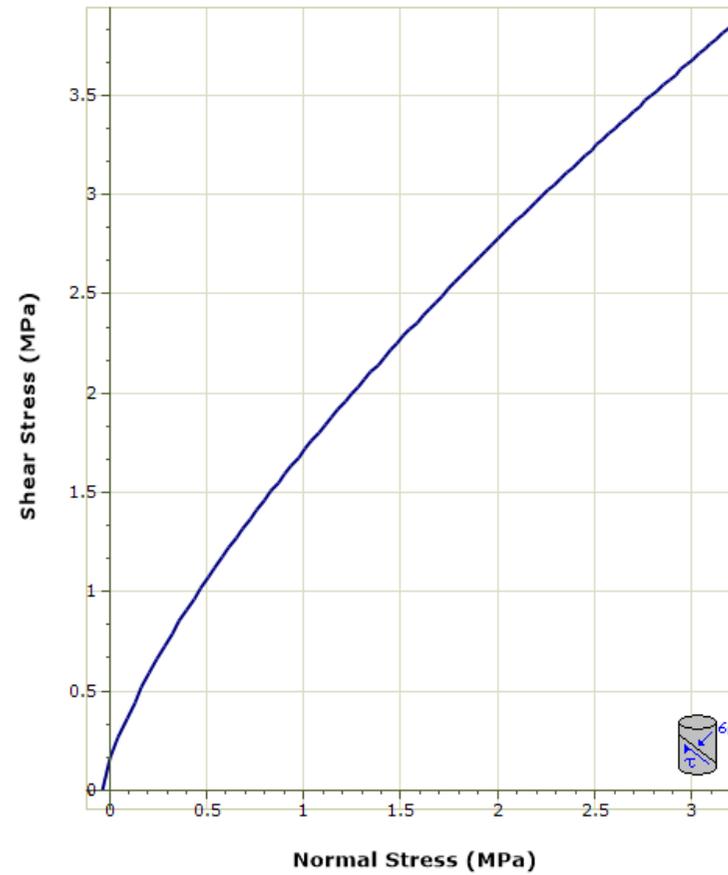
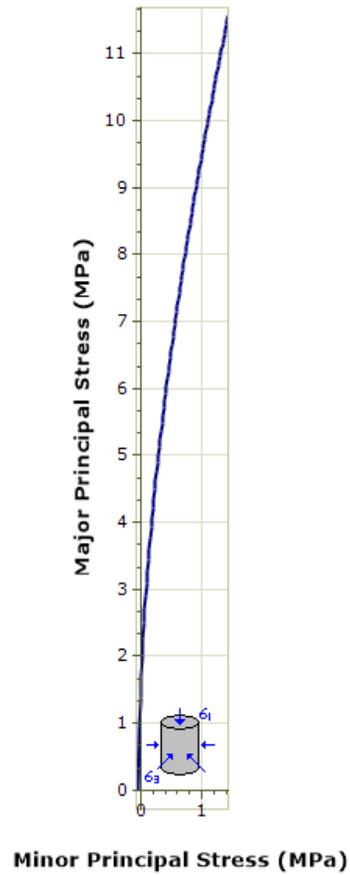
Anexo N°15. 11. Reporte del Software RocData – Estación N°12



E 12	
Hoek Brown Classification	
intact uniaxial compressive strength	52 MPa
GSI	55
mi	10
disturbance factor	1
intact modulus	28600 MPa
modulus ratio	550
Hoek Brown Criterion	
mb	0.402
s	5.531e-004
a	0.504
Failure Envelope Range	
application	slopes
sig3max	1.276 MPa
unit weight	0.027 MN/m ³
slope height	60 m
Mohr Coulomb Fit	
cohesion	0.393 MPa
friction angle	37.458 deg
Rock Mass Parameters	
tensile strength	-0.072 MPa
uniaxial compressive strength	1.186 MPa
global strength	4.384 MPa
modulus of deformation	2569.026 MPa

Fuente: Software RocData

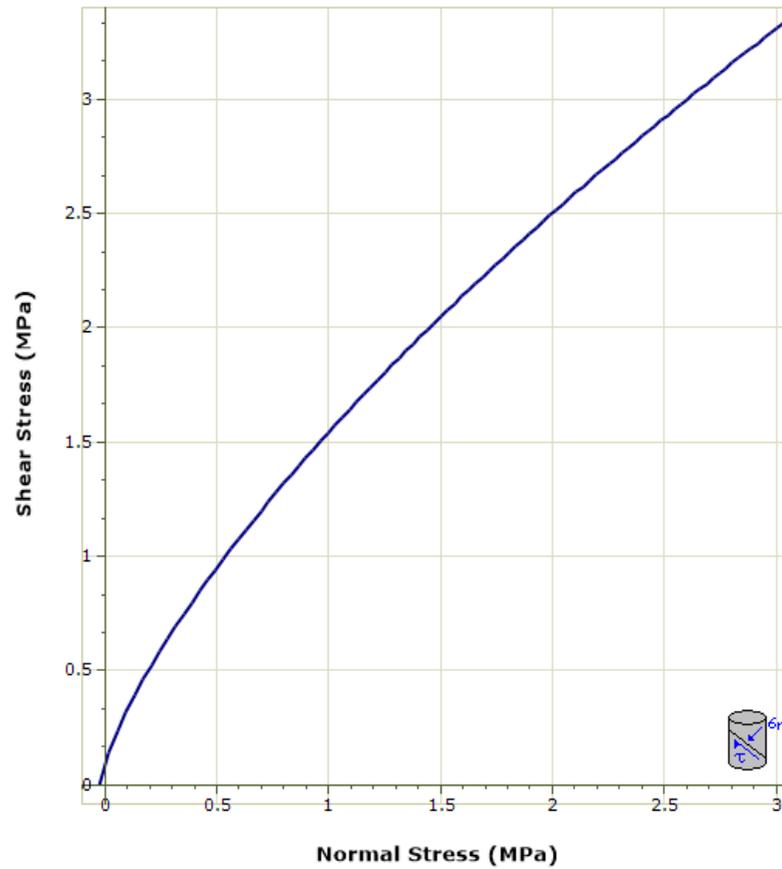
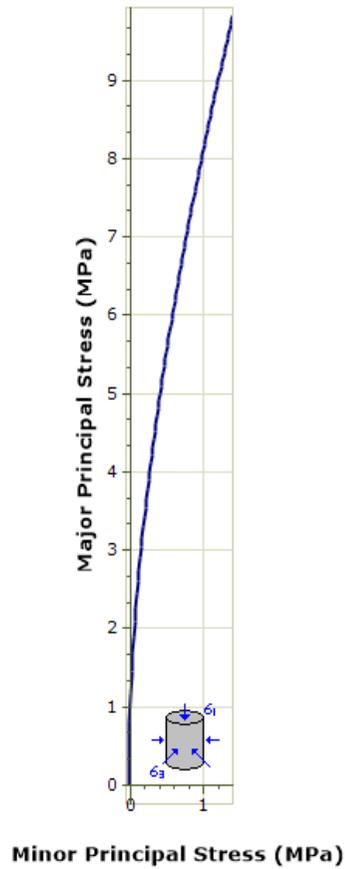
Anexo N°15. 12. Reporte del Software RocData – Estación N°13



E 13	
Hoek Brown Classification	
intact uniaxial compressive strength	162 MPa
GSI	45
mi	24
disturbance factor	1
intact modulus	113400 MPa
modulus ratio	700
Hoek Brown Criterion	
mb	0.472
s	1.045e-004
a	0.508
Failure Envelope Range	
application	slopes
sig3max	1.395 MPa
unit weight	0.026 MN/m ³
slope height	60 m
Mohr Coulomb Fit	
cohesion	0.544 MPa
friction angle	47.573 deg
Rock Mass Parameters	
tensile strength	-0.036 MPa
uniaxial compressive strength	1.537 MPa
global strength	14.274 MPa
modulus of deformation	5748.422 MPa

Fuente: Software RocData

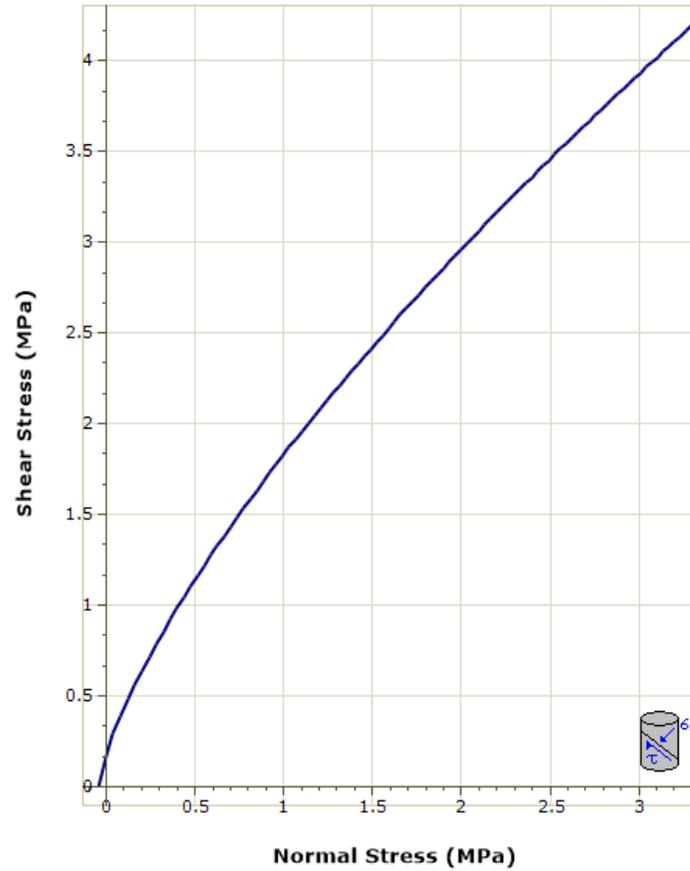
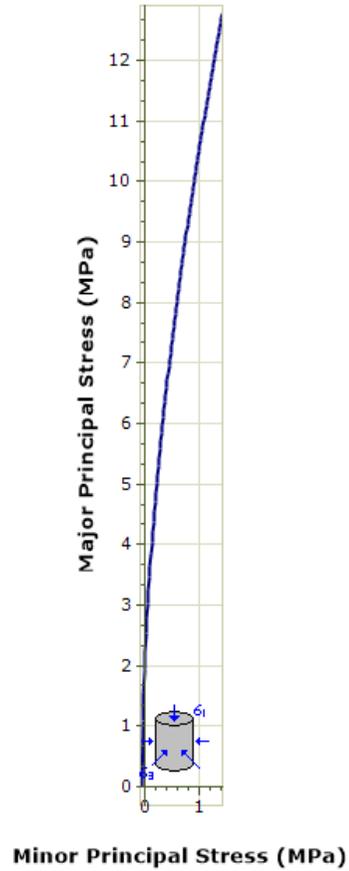
Anexo N°15. 13. Reporte del Software RocData – Estación N°14



E 14	
Hoek Brown Classification	
intact uniaxial compressive strength	115 MPa
GSI	45
mi	24
disturbance factor	1
intact modulus	80500 MPa
modulus ratio	700
Hoek Brown Criterion	
mb	0.472
s	1.045e-004
a	0.508
Failure Envelope Range	
application	slopes
sig3max	1.362 MPa
unit weight	0.027 MN/m ³
slope height	60 m
Mohr Coulomb Fit	
cohesion	0.474 MPa
friction angle	45.026 deg
Rock Mass Parameters	
tensile strength	-0.025 MPa
uniaxial compressive strength	1.091 MPa
global strength	10.133 MPa
modulus of deformation	4080.67 MPa

Fuente: Software RocData

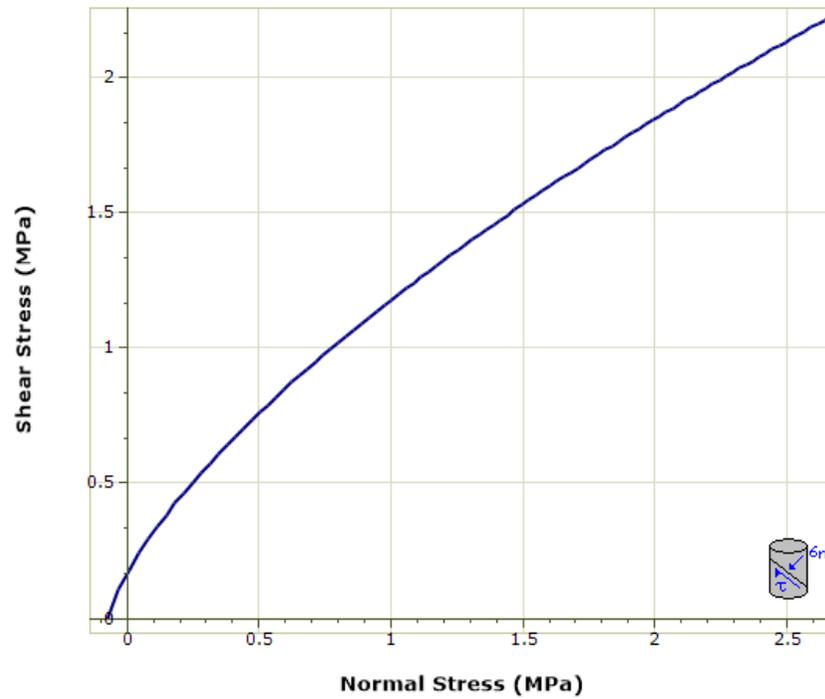
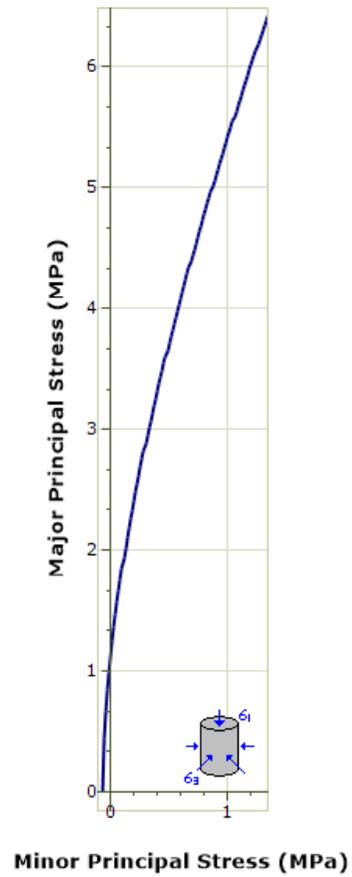
Anexo N°15. 14. Reporte del Software RocData – Estación N°15



E 15	
Hoek Brown Classification	
intact uniaxial compressive strength	135 MPa
GSI	50
mi	24
disturbance factor	1
intact modulus	94500 MPa
modulus ratio	700
Hoek Brown Criterion	
mb	0.675
s	2.404e-004
a	0.506
Failure Envelope Range	
application	slopes
sig3max	1.406 MPa
unit weight	0.027 MN/m ³
slope height	60 m
Mohr Coulomb Fit	
cohesion	0.602 MPa
friction angle	49.091 deg
Rock Mass Parameters	
tensile strength	-0.048 MPa
uniaxial compressive strength	1.995 MPa
global strength	14.453 MPa
modulus of deformation	6303.481 MPa

Fuente: Software RocData

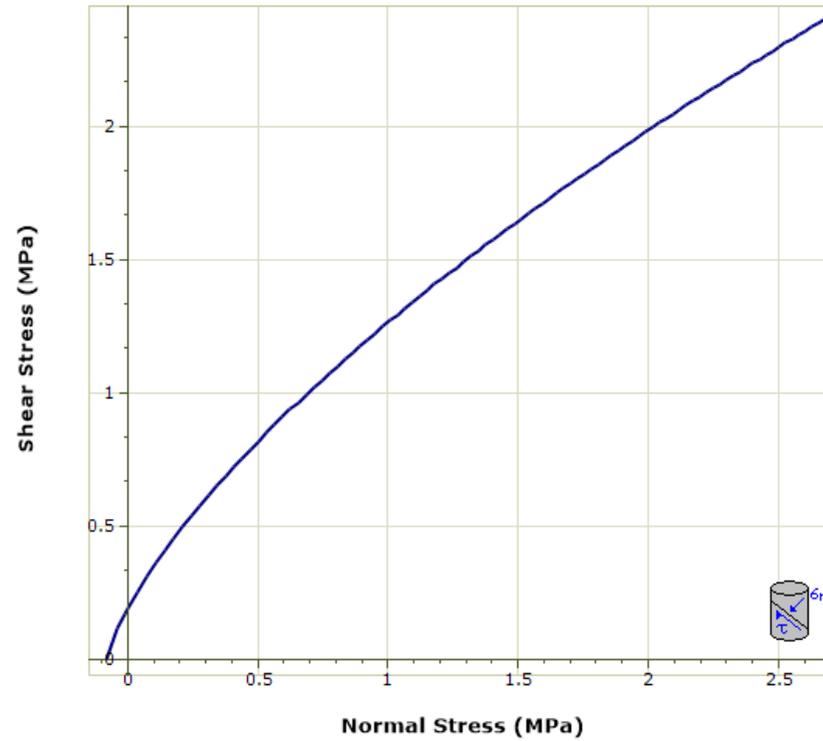
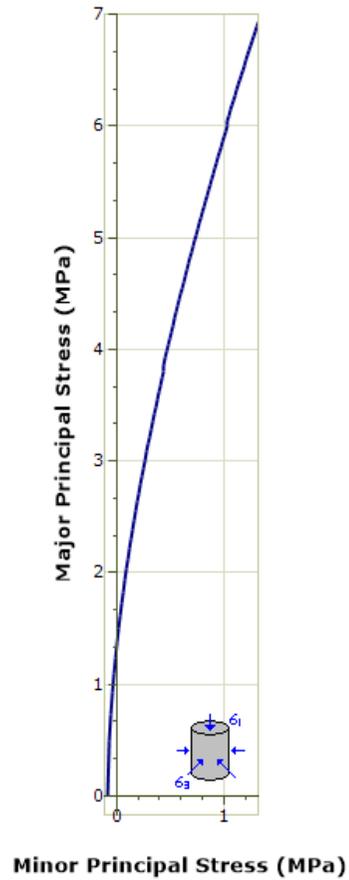
Anexo N°16. Reporte del Software RocData – Pizarras



Pizarras	
Hoek Brown Classification	
intact uniaxial compressive strength	76.33 MPa
GSI	50
mi	9
disturbance factor	1
intact modulus	38165 MPa
modulus ratio	500
Hoek Brown Criterion	
mb	0.253
s	2.404e-004
a	0.506
Failure Envelope Range	
application	slopes
sig3max	1.313 MPa
unit weight	0.028 MN/m ³
slope height	60 m
Mohr Coulomb Fit	
cohesion	0.386 MPa
friction angle	36.355 deg
Rock Mass Parameters	
tensile strength	-0.073 MPa
uniaxial compressive strength	1.128 MPa
global strength	5.018 MPa
modulus of deformation	2545.739 MPa

Fuente: Software RocData

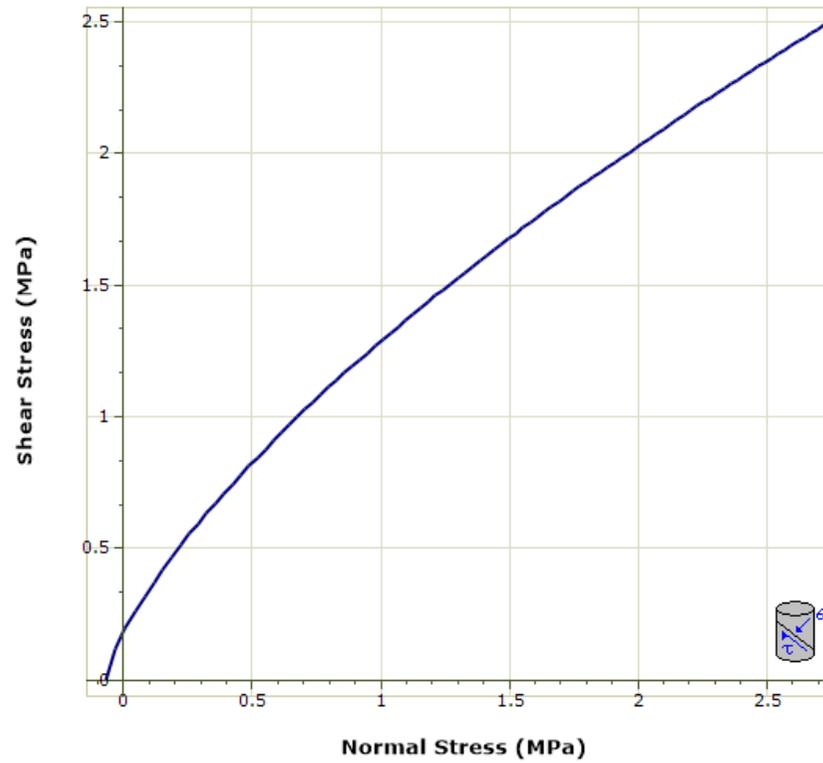
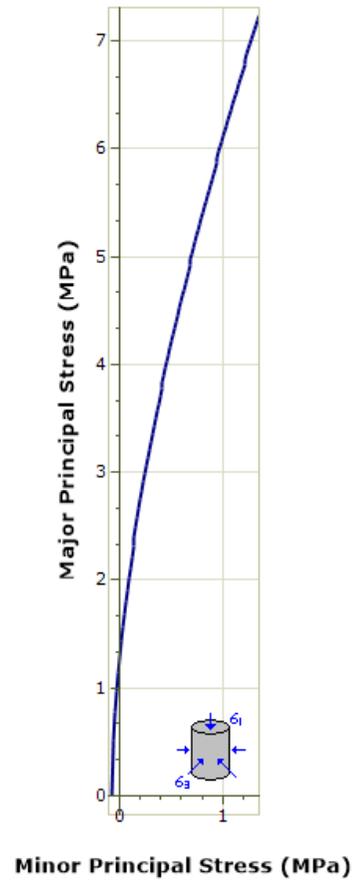
Anexo N°16. 1. Reporte del Software RocData – Filitas



Filitas	
Hoek Brown Classification	
intact uniaxial compressive strength	58 MPa
GSI	55
mi	10
disturbance factor	1
intact modulus	31900 MPa
modulus ratio	550
Hoek Brown Criterion	
mb	0.402
s	5.531e-004
a	0.504
Failure Envelope Range	
application	slopes
sig3max	1.288 MPa
unit weight	0.027 MN/m ³
slope height	60 m
Mohr Coulomb Fit	
cohesion	0.417 MPa
friction angle	38.259 deg
Rock Mass Parameters	
tensile strength	-0.08 MPa
uniaxial compressive strength	1.323 MPa
global strength	4.89 MPa
modulus of deformation	2865.452 MPa

Fuente: Software RocData

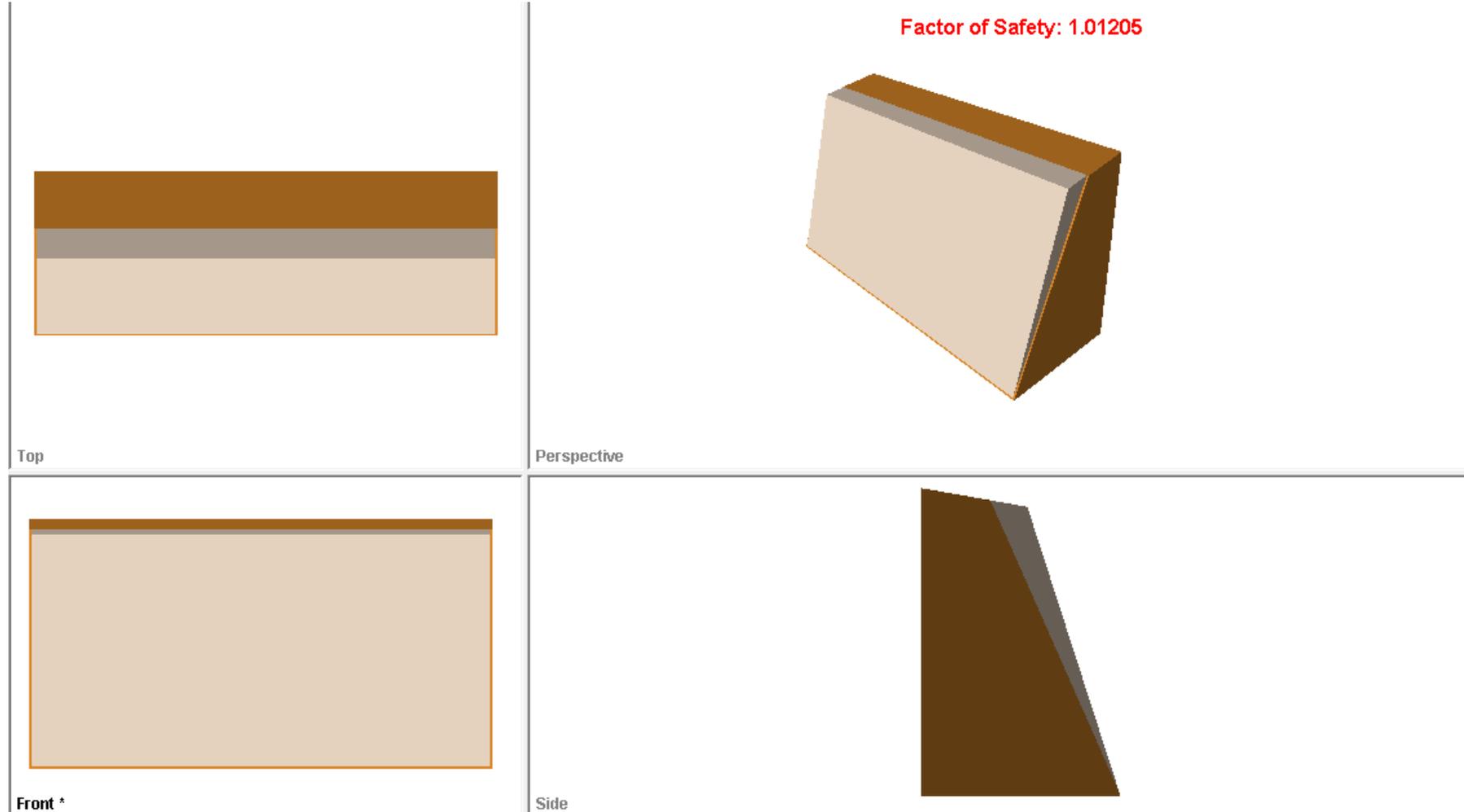
Anexo N°16. 2. Reporte del Software RocData – Mineral



Mineral	
Hoek Brown Classification	
intact uniaxial compressive strength	136.33 MPa
GSI	45
mi	10
disturbance factor	1
intact modulus	95431 MPa
modulus ratio	700
Hoek Brown Criterion	
mb	0.197
s	1.045e-004
a	0.508
Failure Envelope Range	
application	slopes
sig3max	1.32 MPa
unit weight	0.026 MN/m3
slope height	60 m
Mohr Coulomb Fit	
cohesion	0.42 MPa
friction angle	38.84 deg
Rock Mass Parameters	
tensile strength	-0.072 MPa
uniaxial compressive strength	1.294 MPa
global strength	7.733 MPa
modulus of deformation	4837.546 MPa

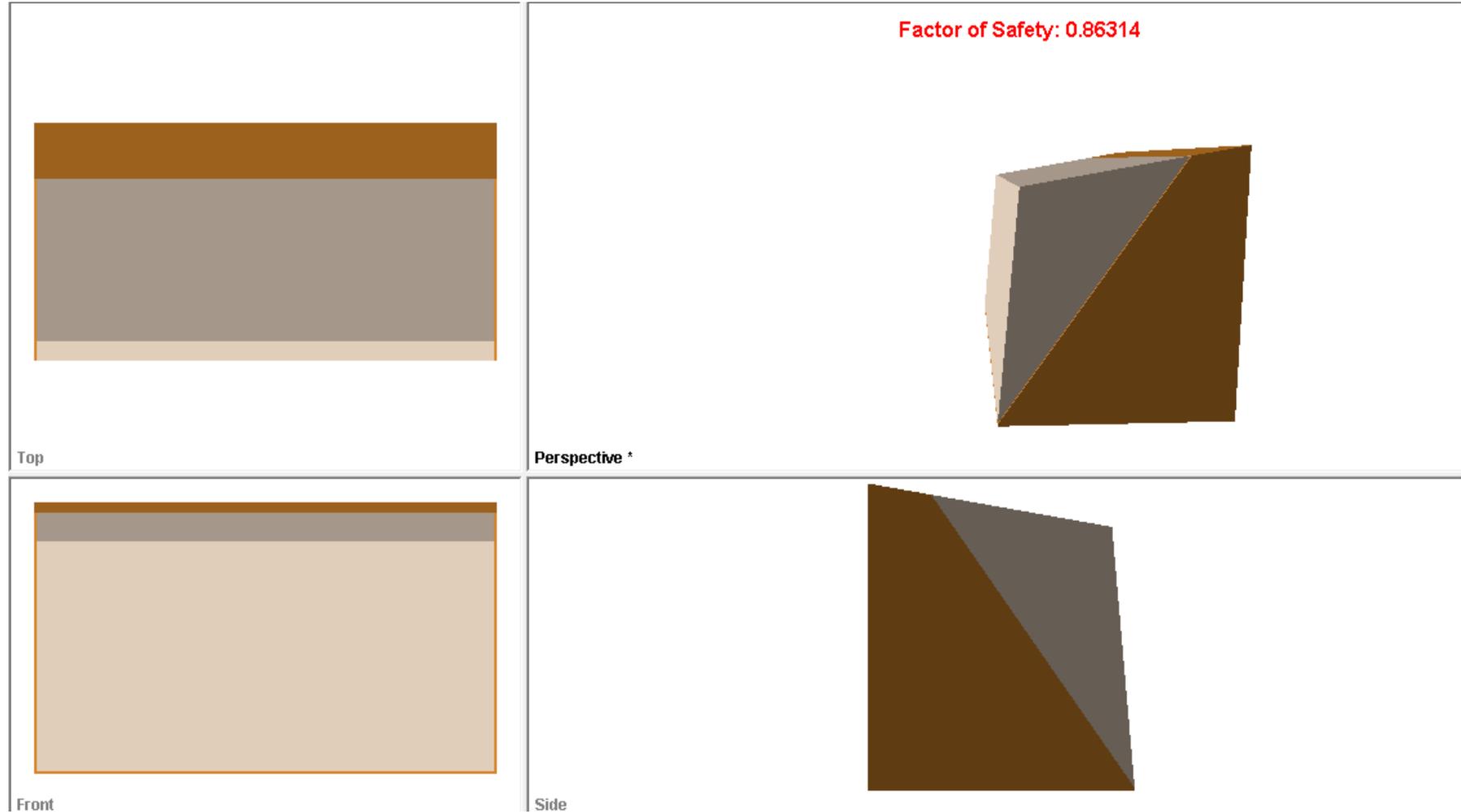
Fuente: Software RocData

Anexo N°17. Reporte del Software RocPlane – E1

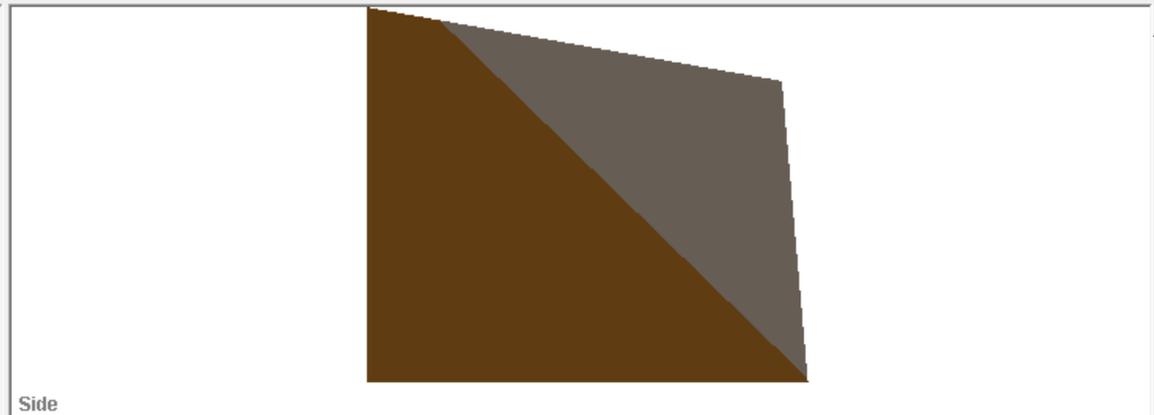
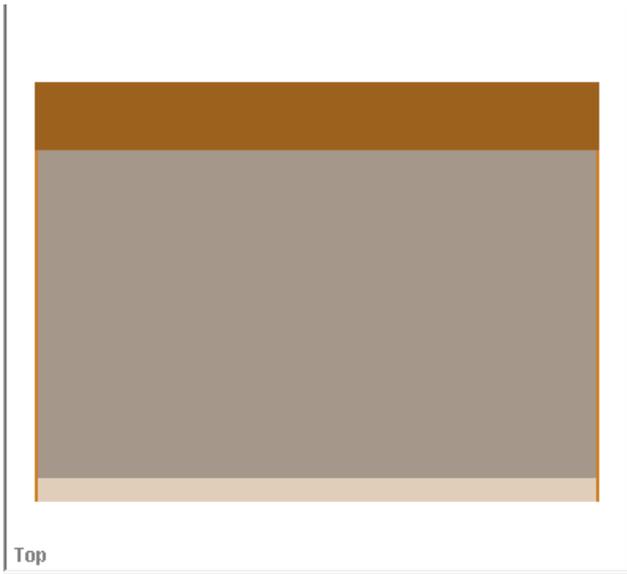


Fuente: Software RocPlane

Anexo N°17.1. Reporte del Software RocPlane – E5

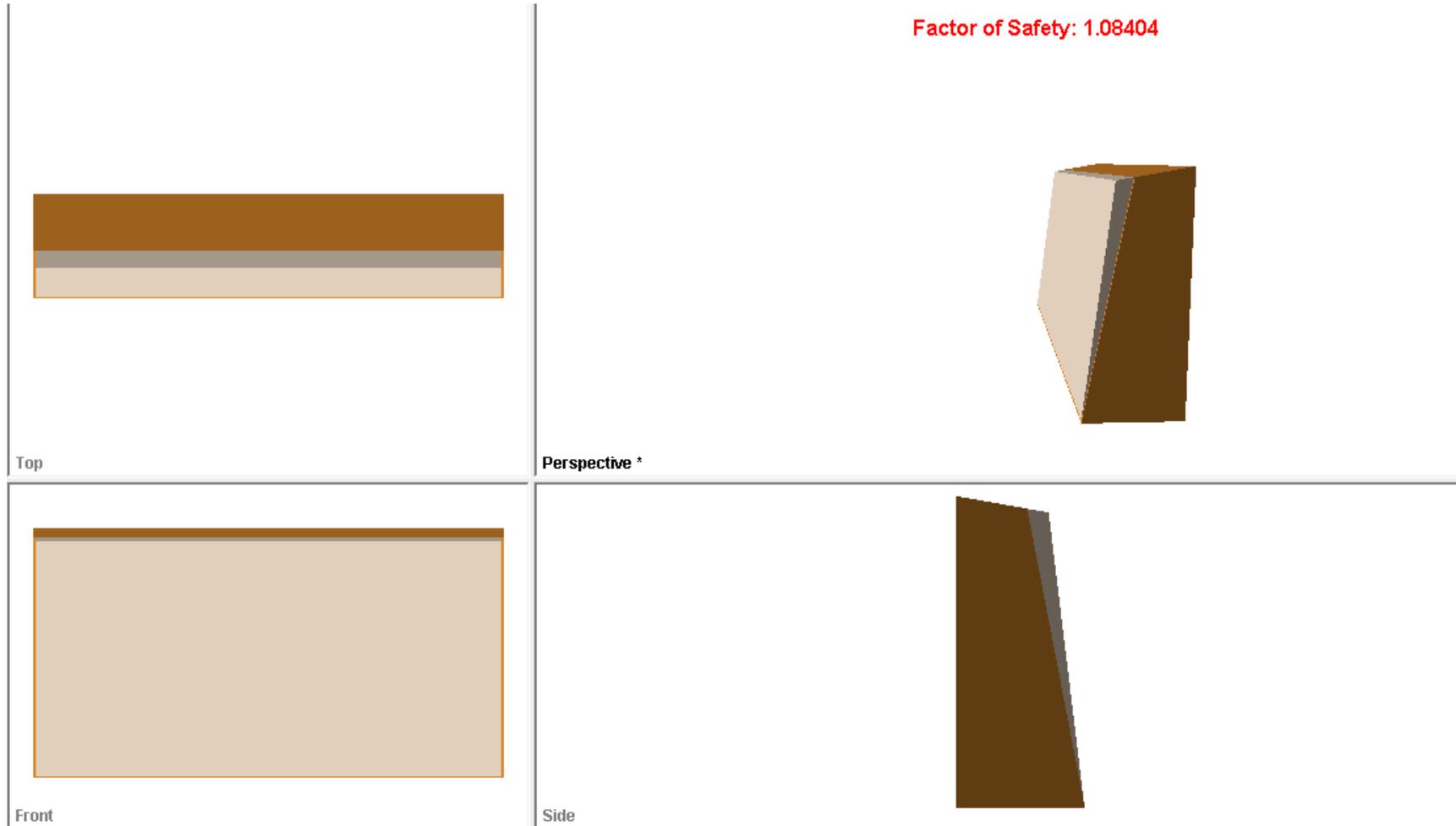


Fuente: Software RocPlane



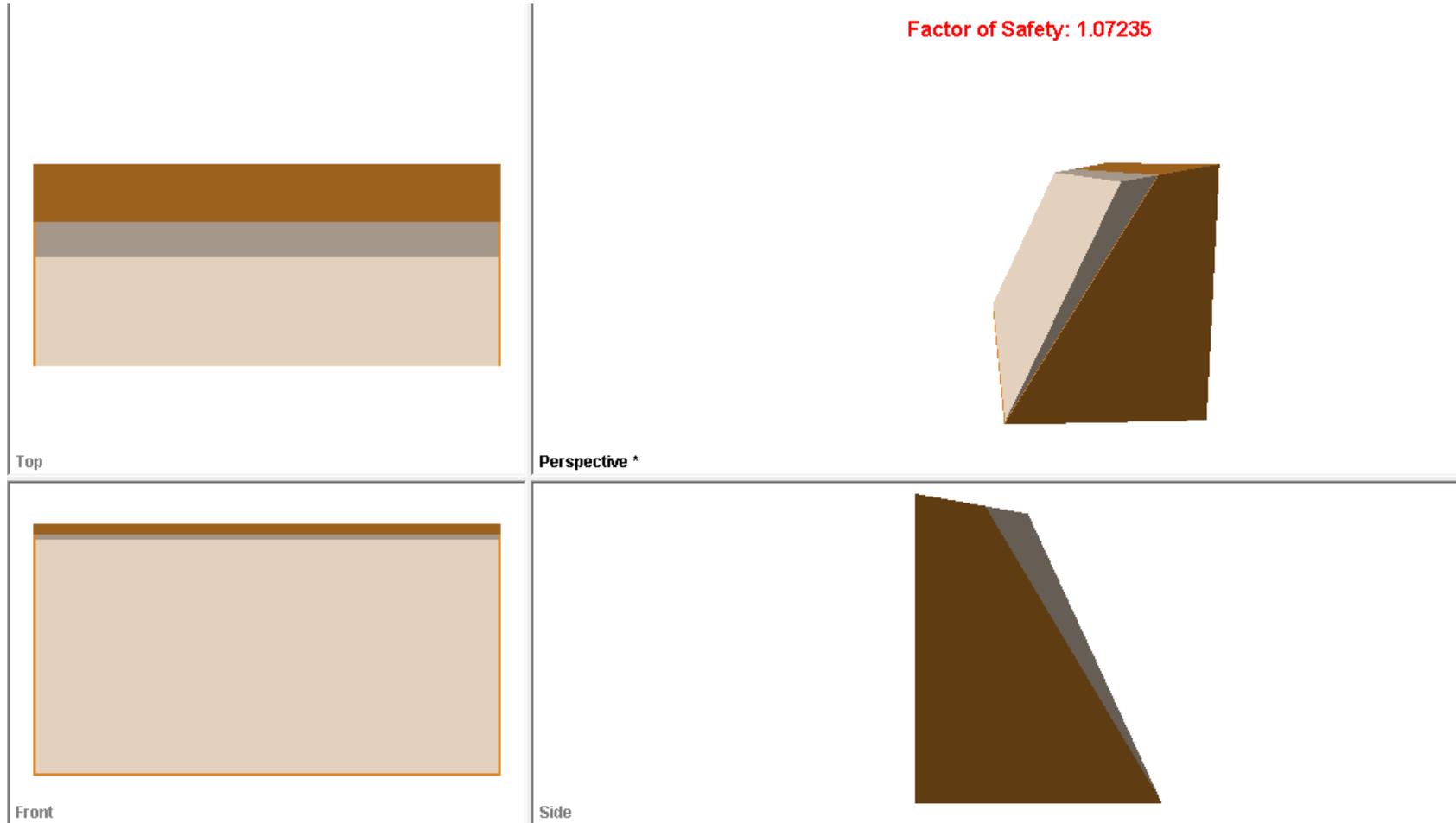
Fuente: Software RocPlane

Anexo N°17.2. Reporte del Software RocPlane – E7



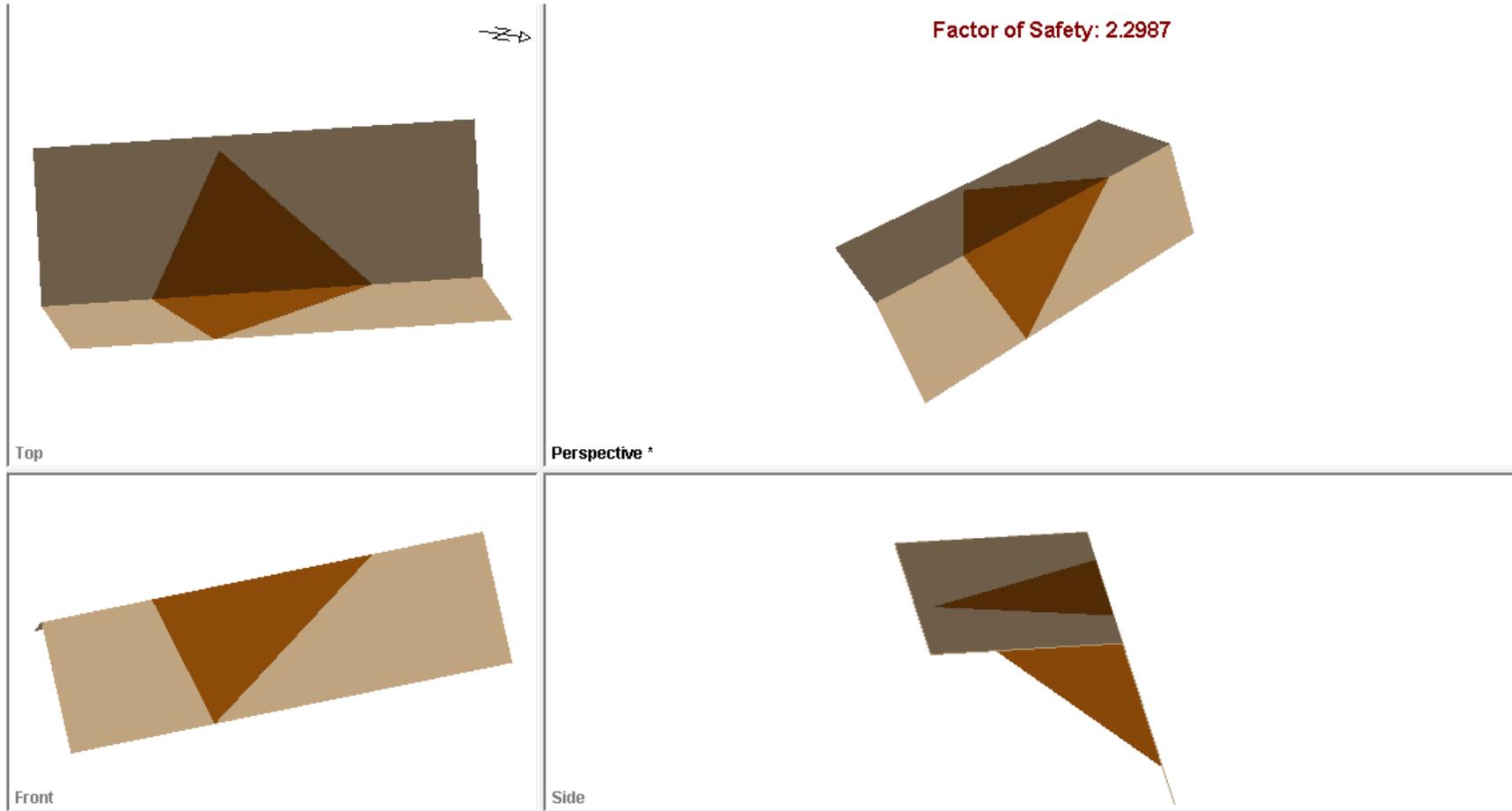
Fuente: Software RocPlane

Anexo N°17.3. Reporte del Software RocPlane – E11

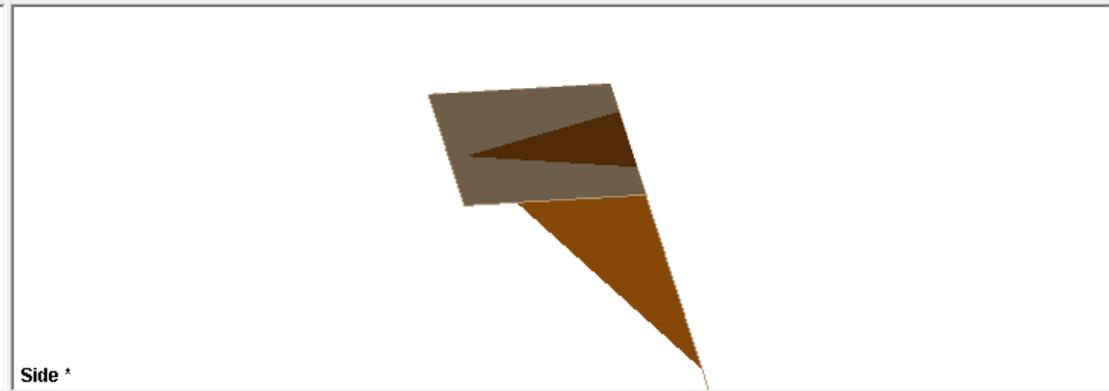
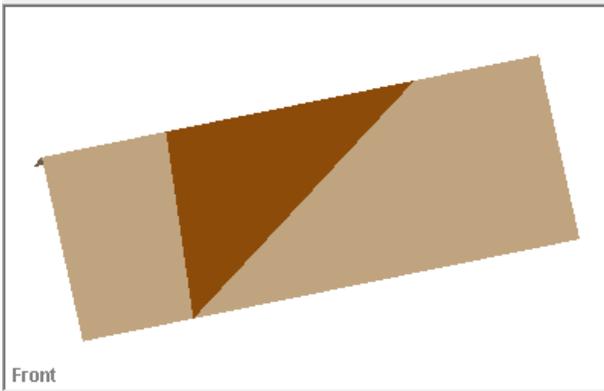
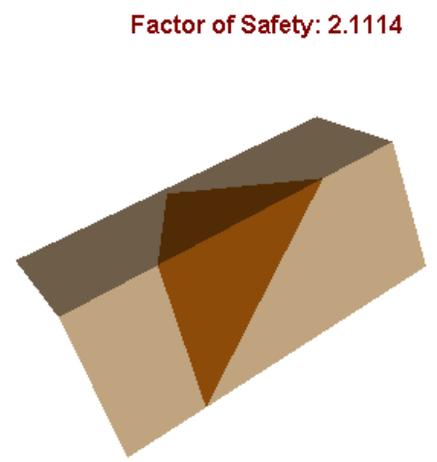
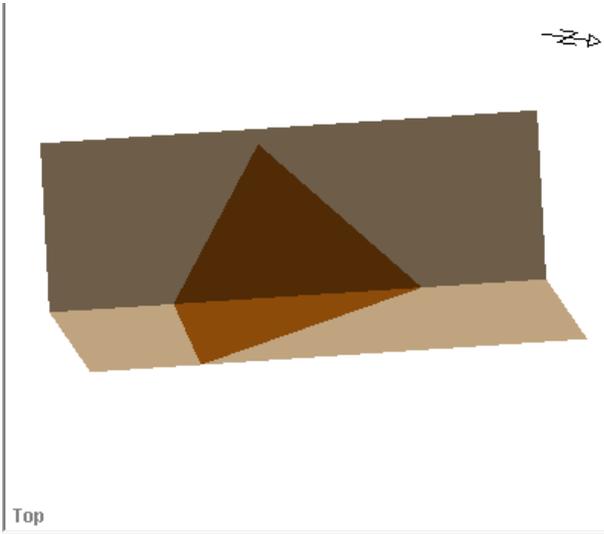


Fuente: Software RocPlane

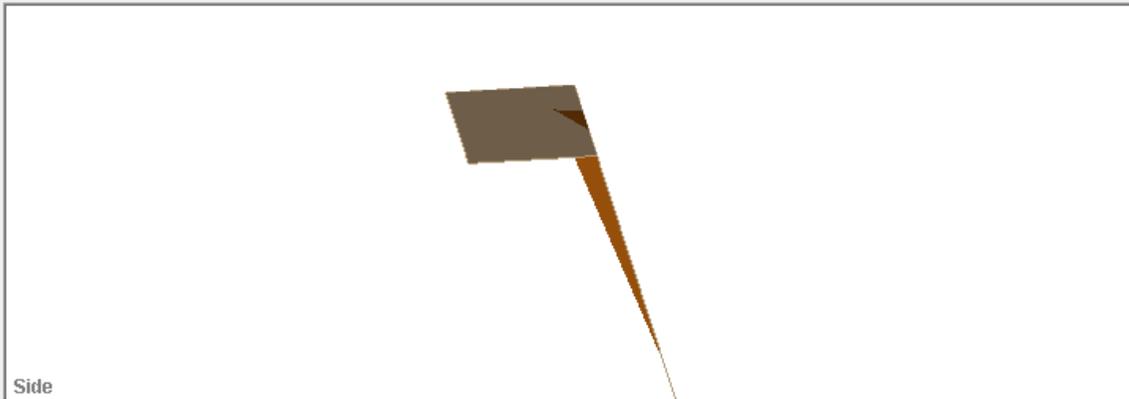
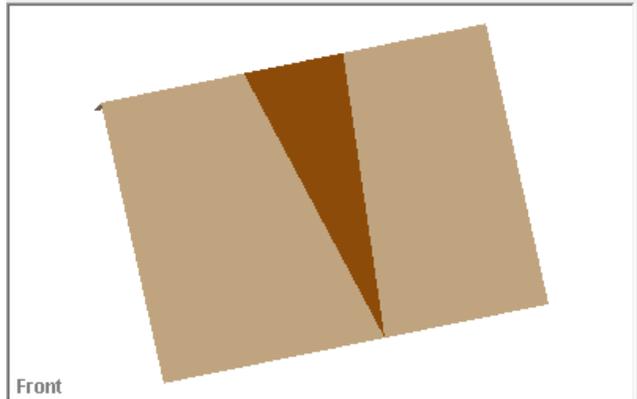
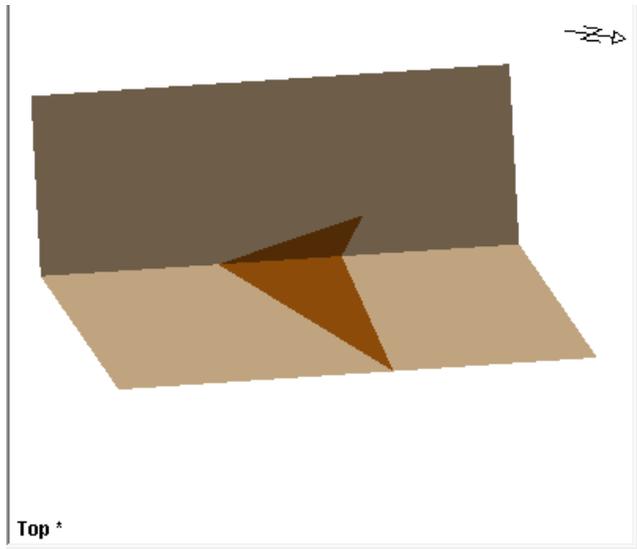
Anexo N°18. Reporte del Software Swedge – E1



Fuente: Software Swedge

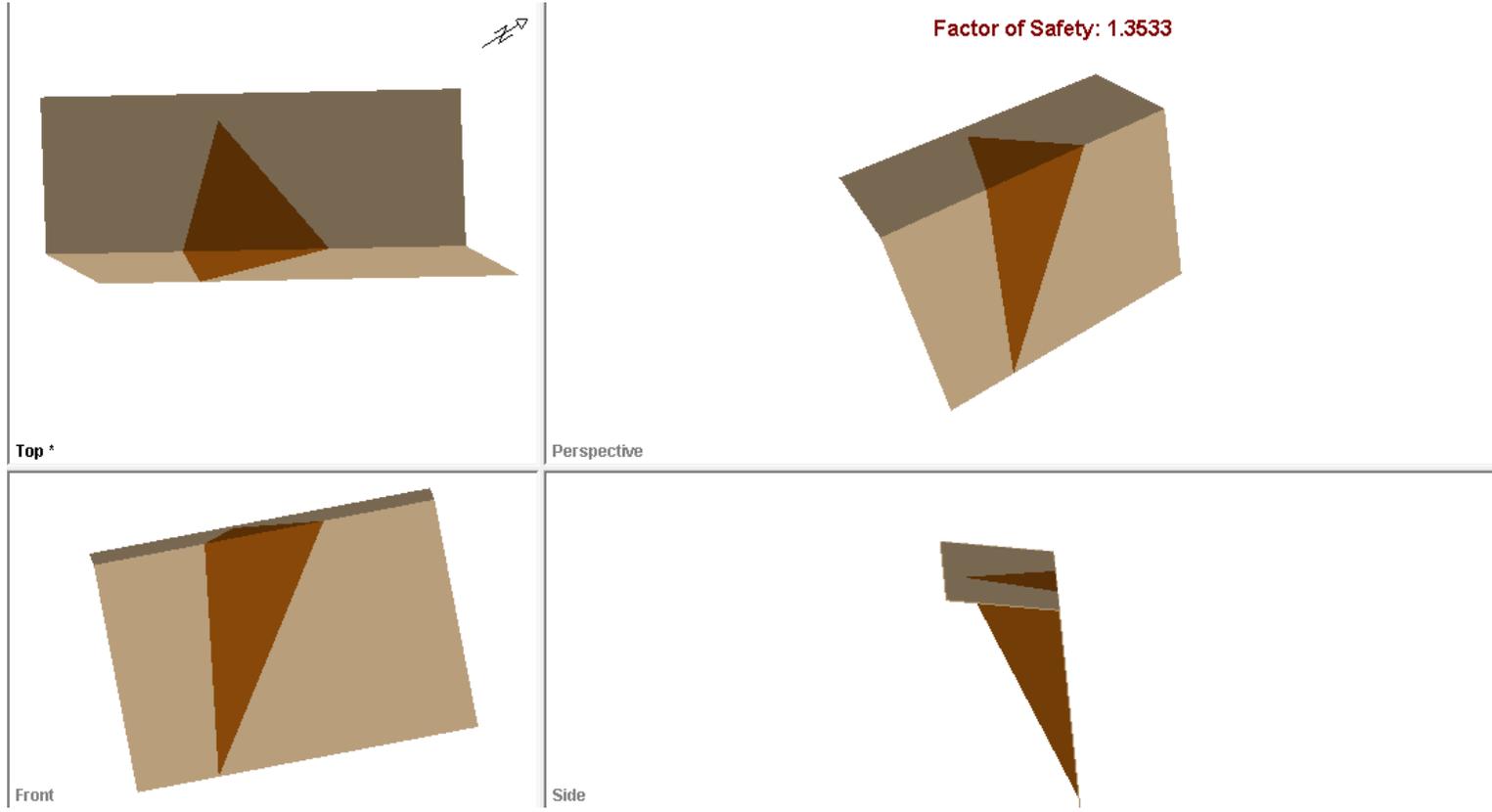


Fuente: Software Swedge

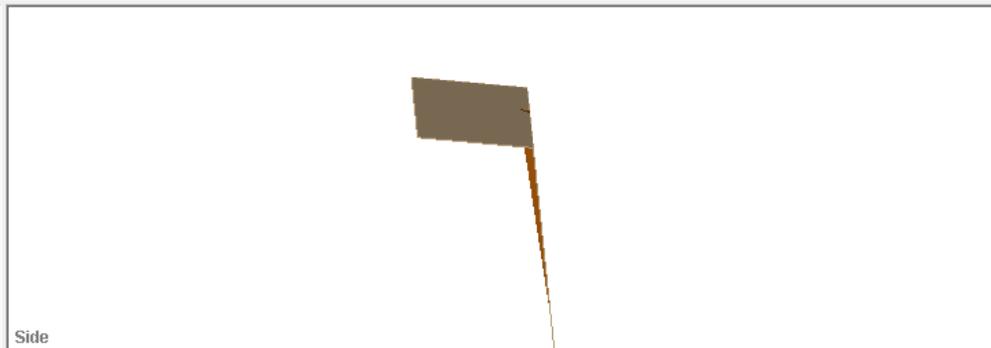
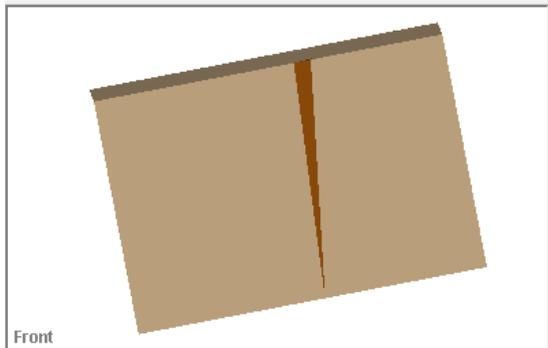
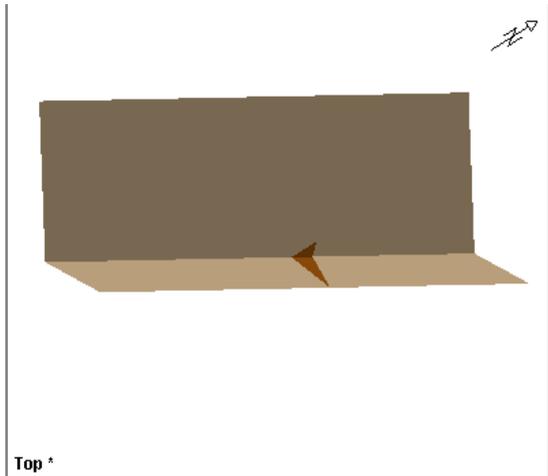


Fuente: Software Swedge

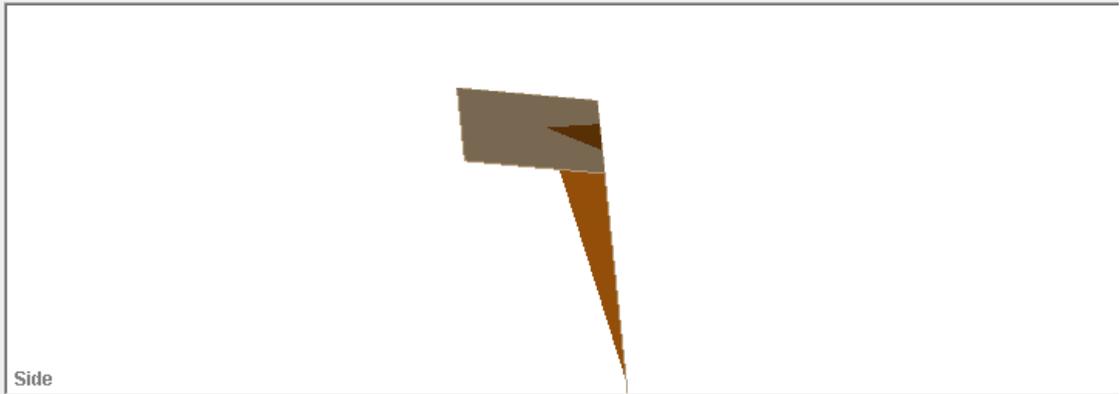
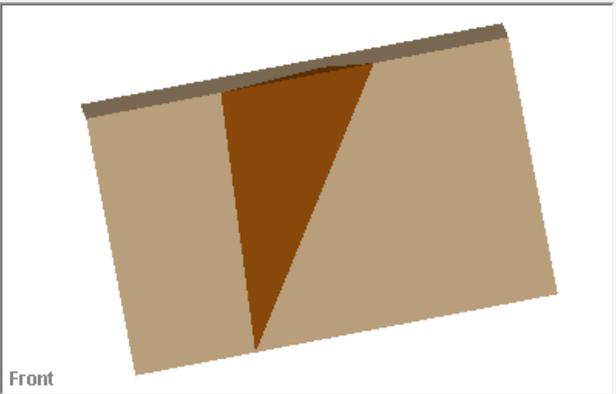
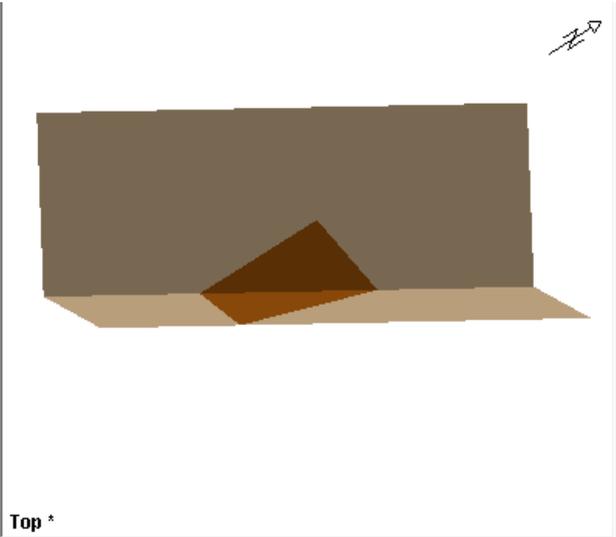
Anexo N°18.1. Reporte del Software Swedge – E2



Fuente: Software Swedge

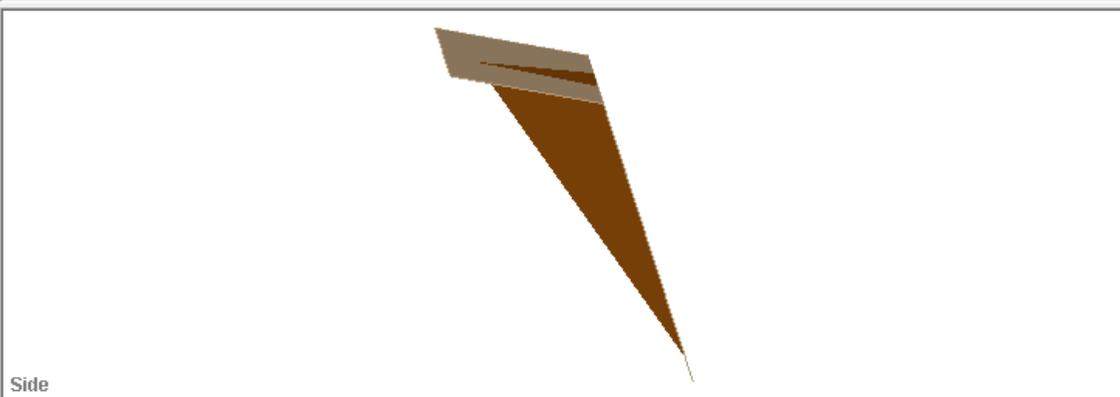
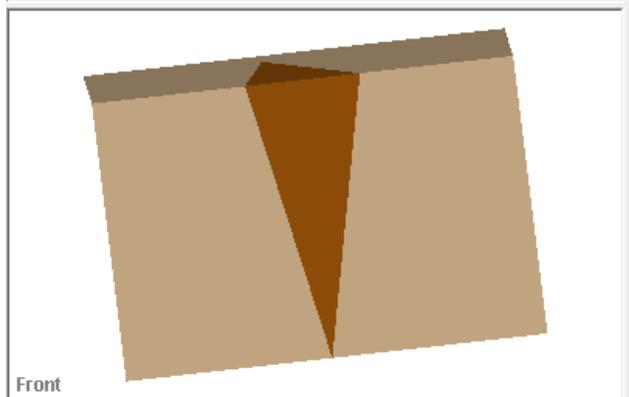
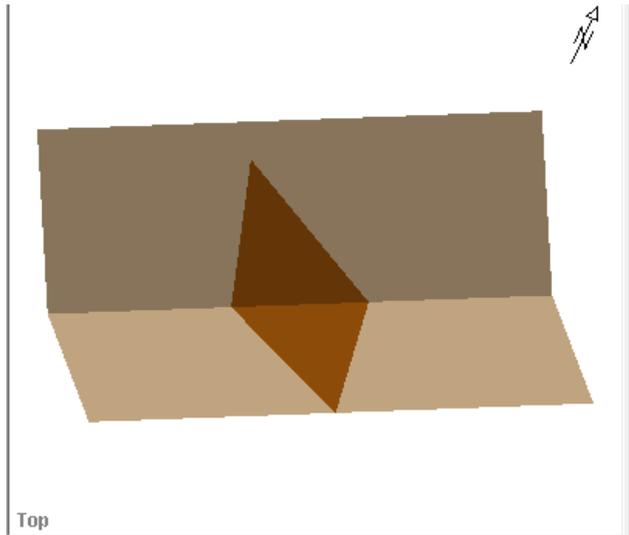


Fuente: Software Swedge

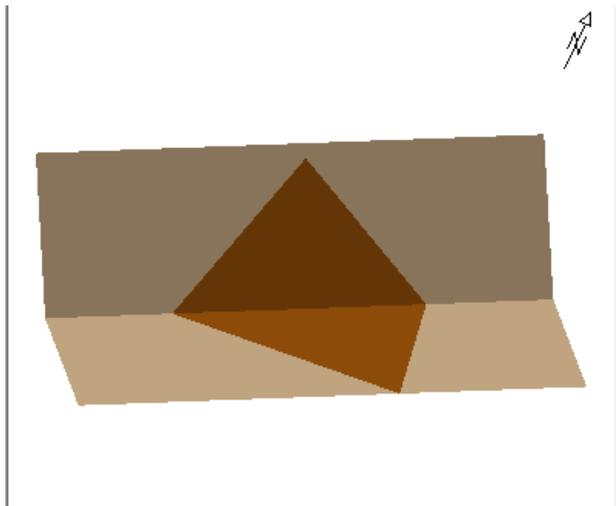


Fuente: Software Swedge

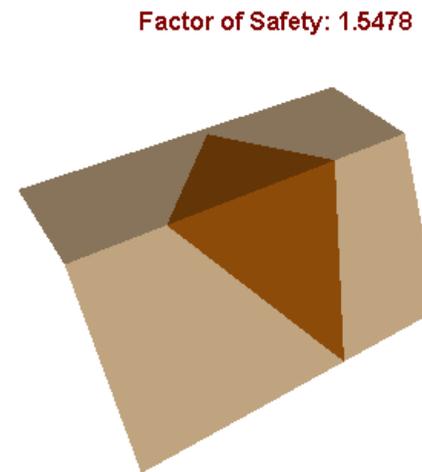
Anexo N°18.2. Reporte del Software Swedge – E3



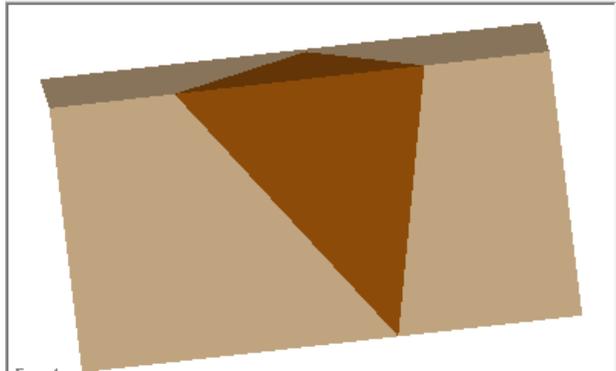
Fuente: Software Swedge



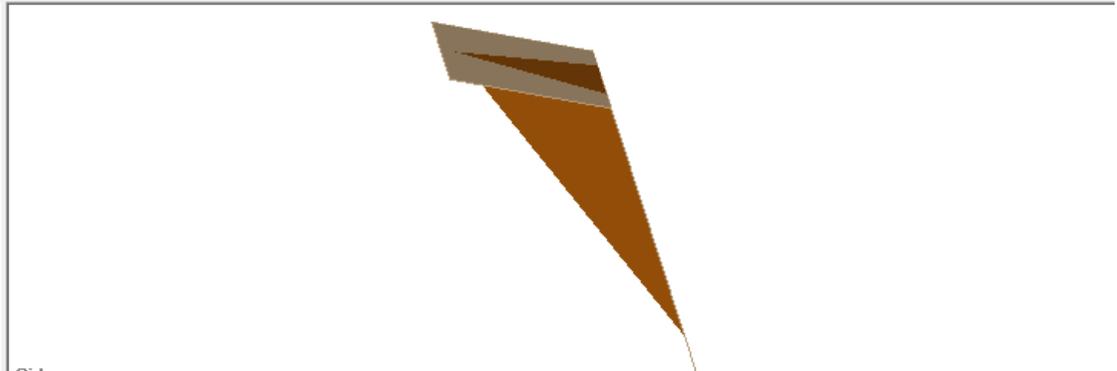
Top



Perspective *

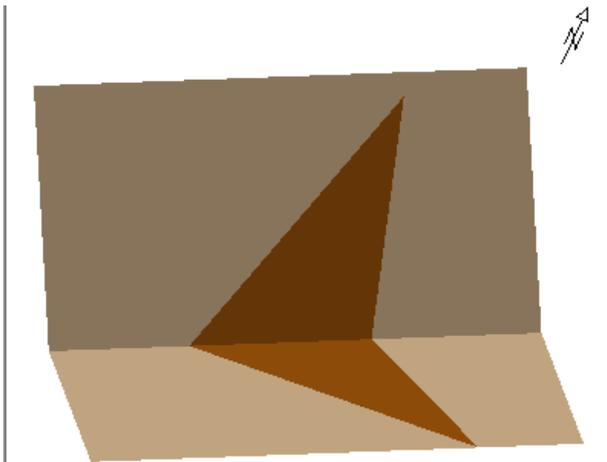


Front

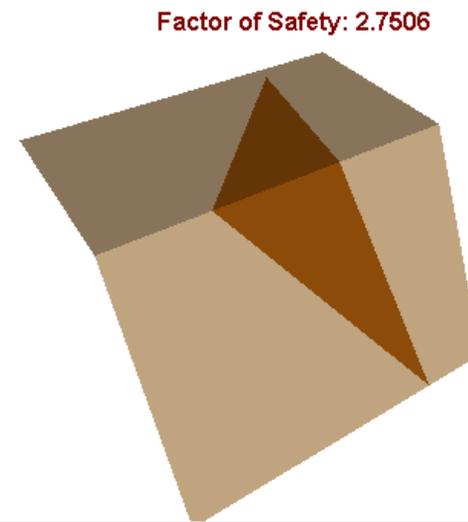


Side

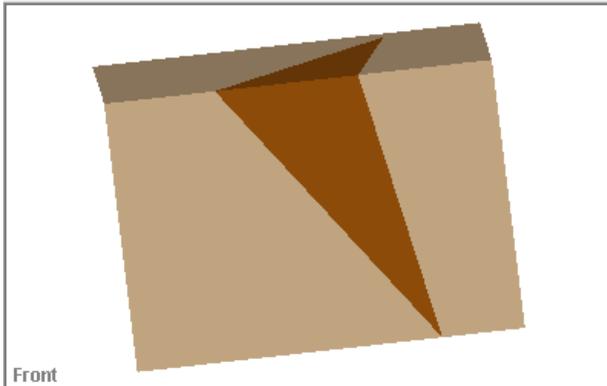
Fuente: Software Swedge



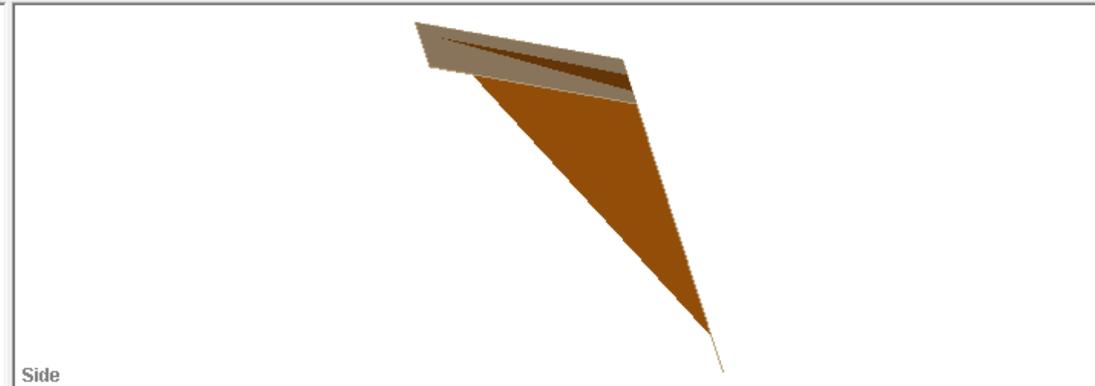
Top



Perspective *



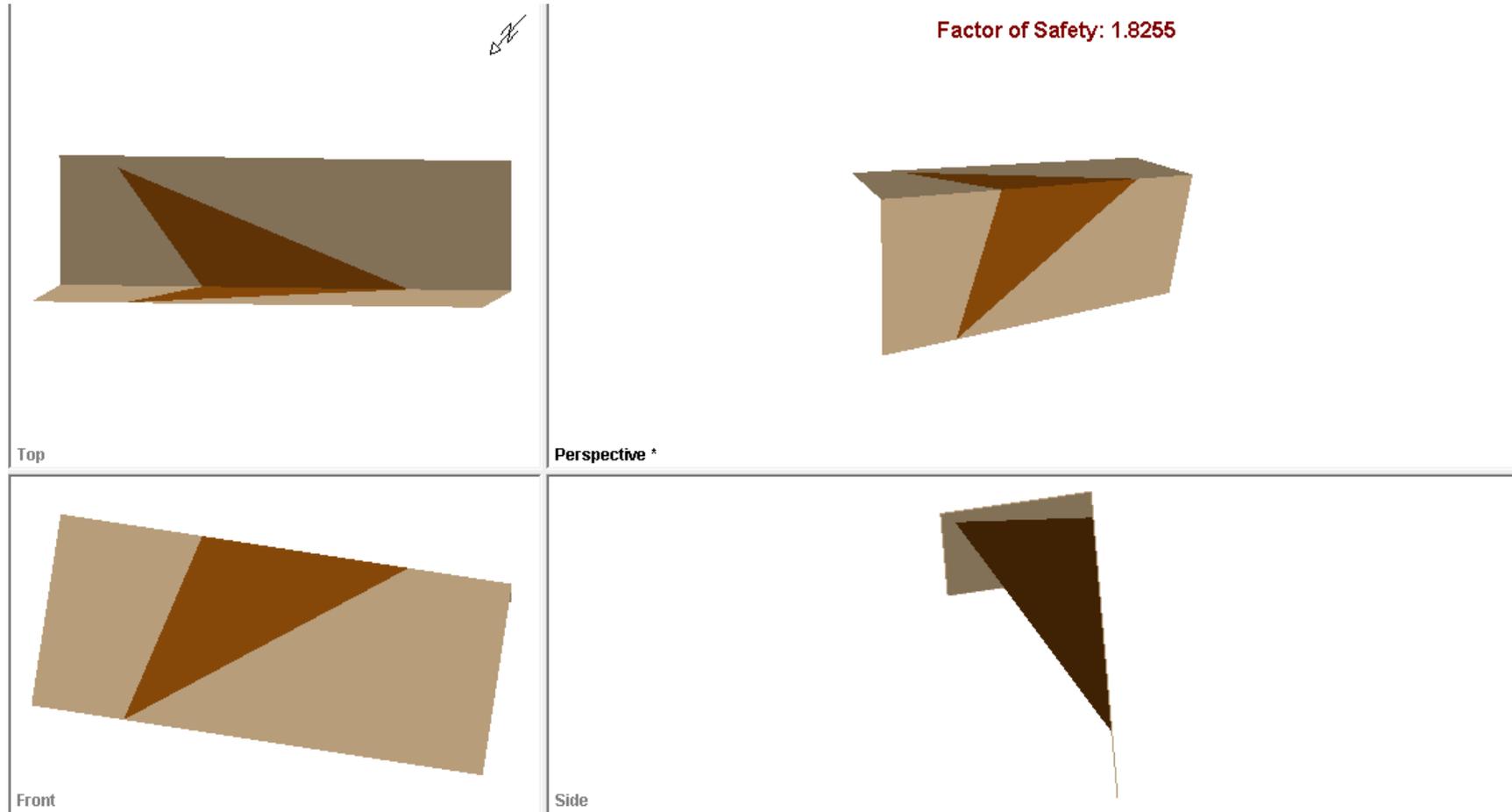
Front



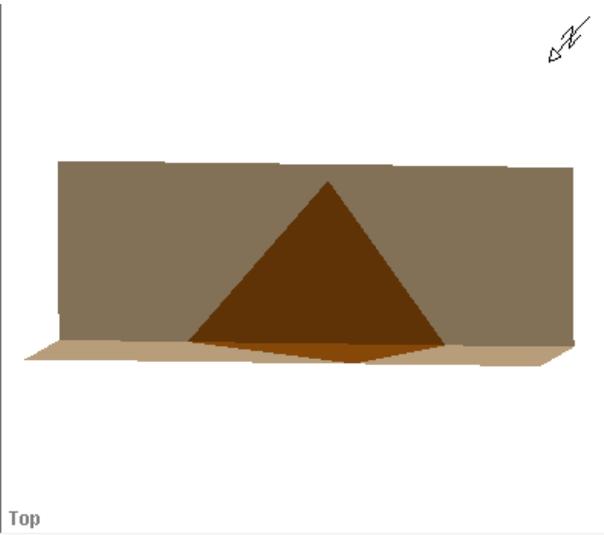
Side

Fuente: Software Swedge

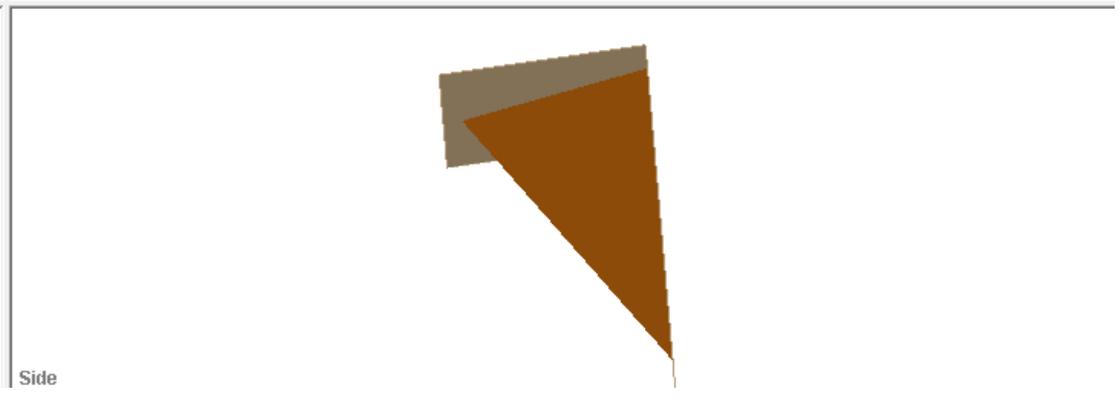
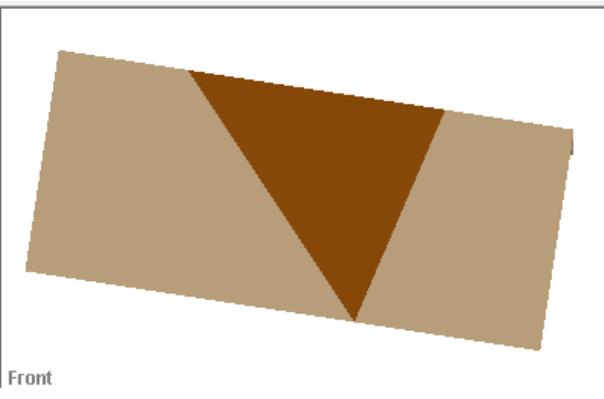
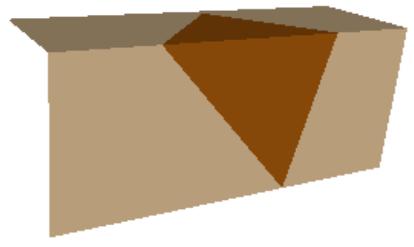
Anexo N°18.3. Reporte del Software Swedge – E5



Fuente: Software Swedge

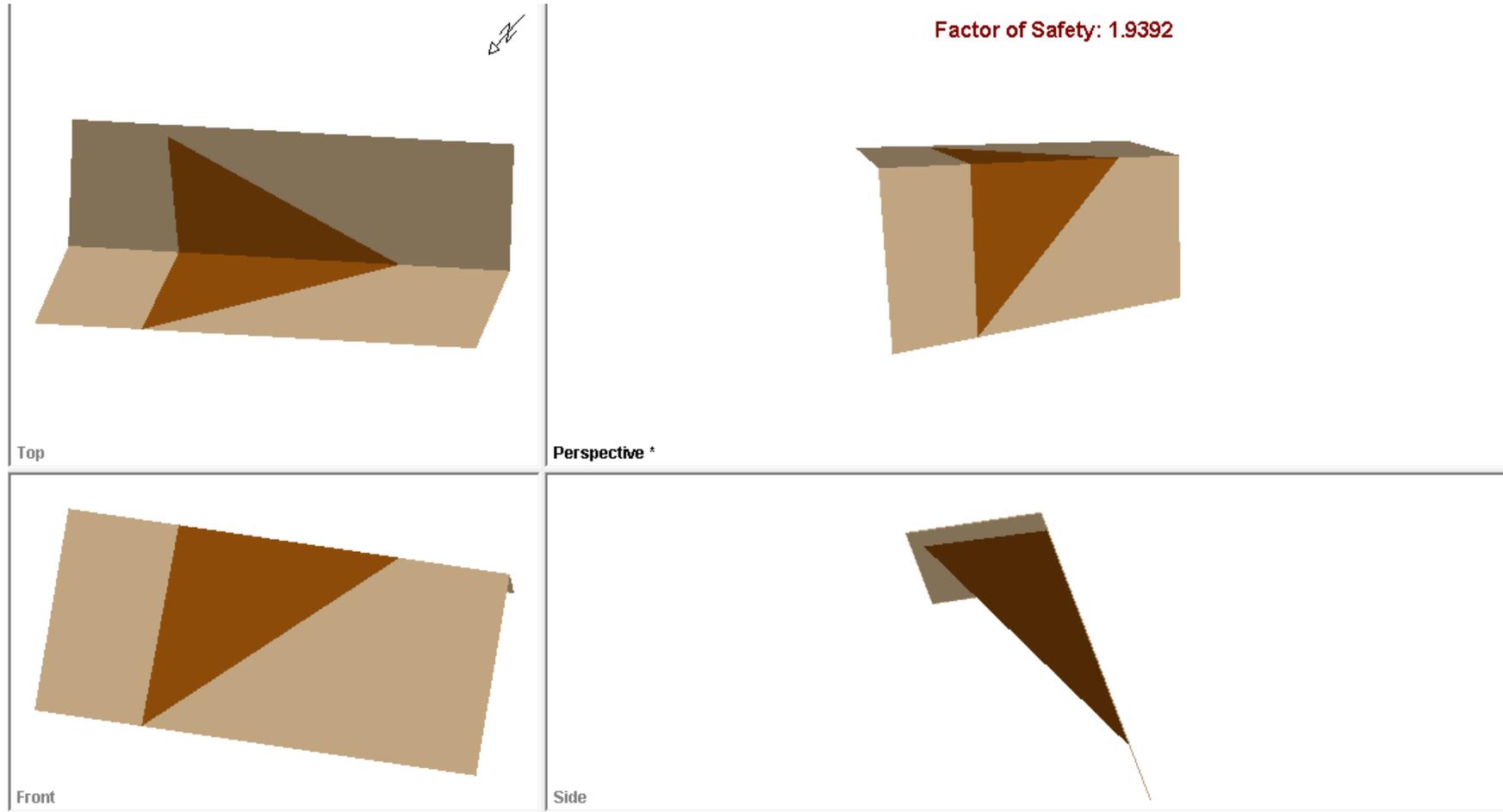


Factor of Safety: 1.6510

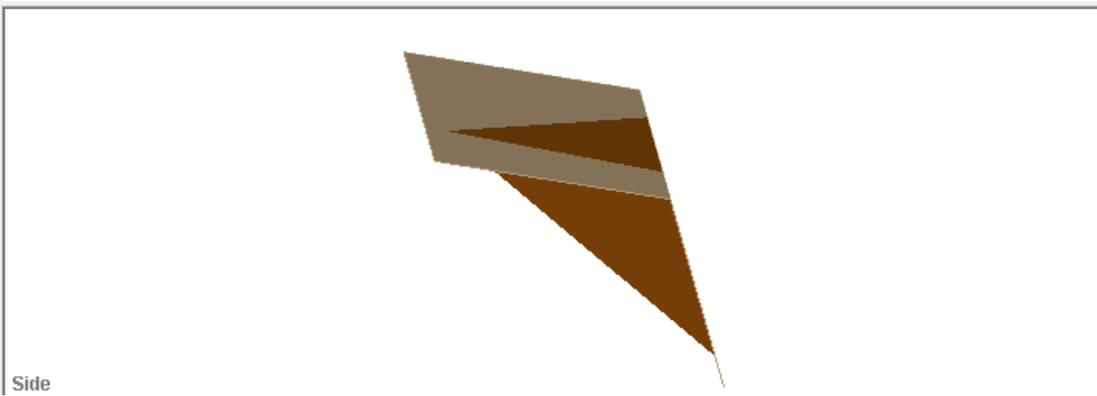
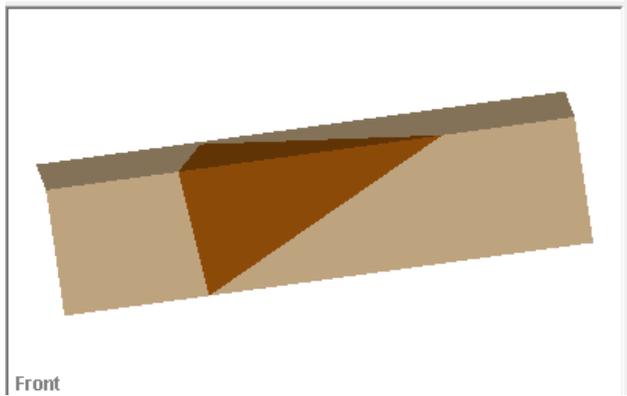
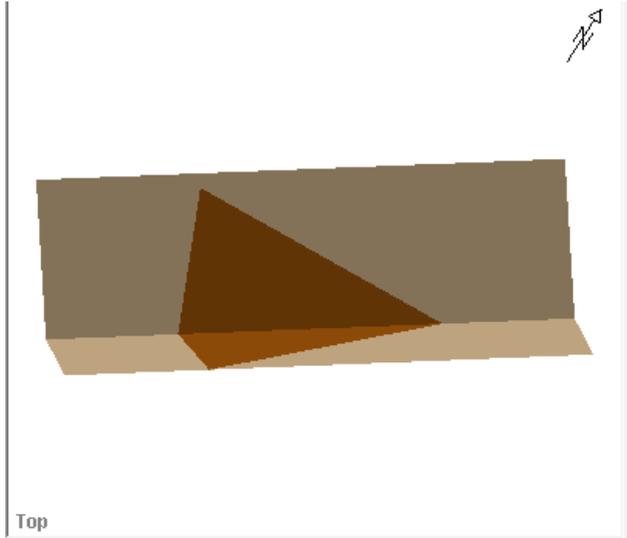


Fuente: Software Swedge

Anexo N°18.4. Reporte del Software Swedge – E8

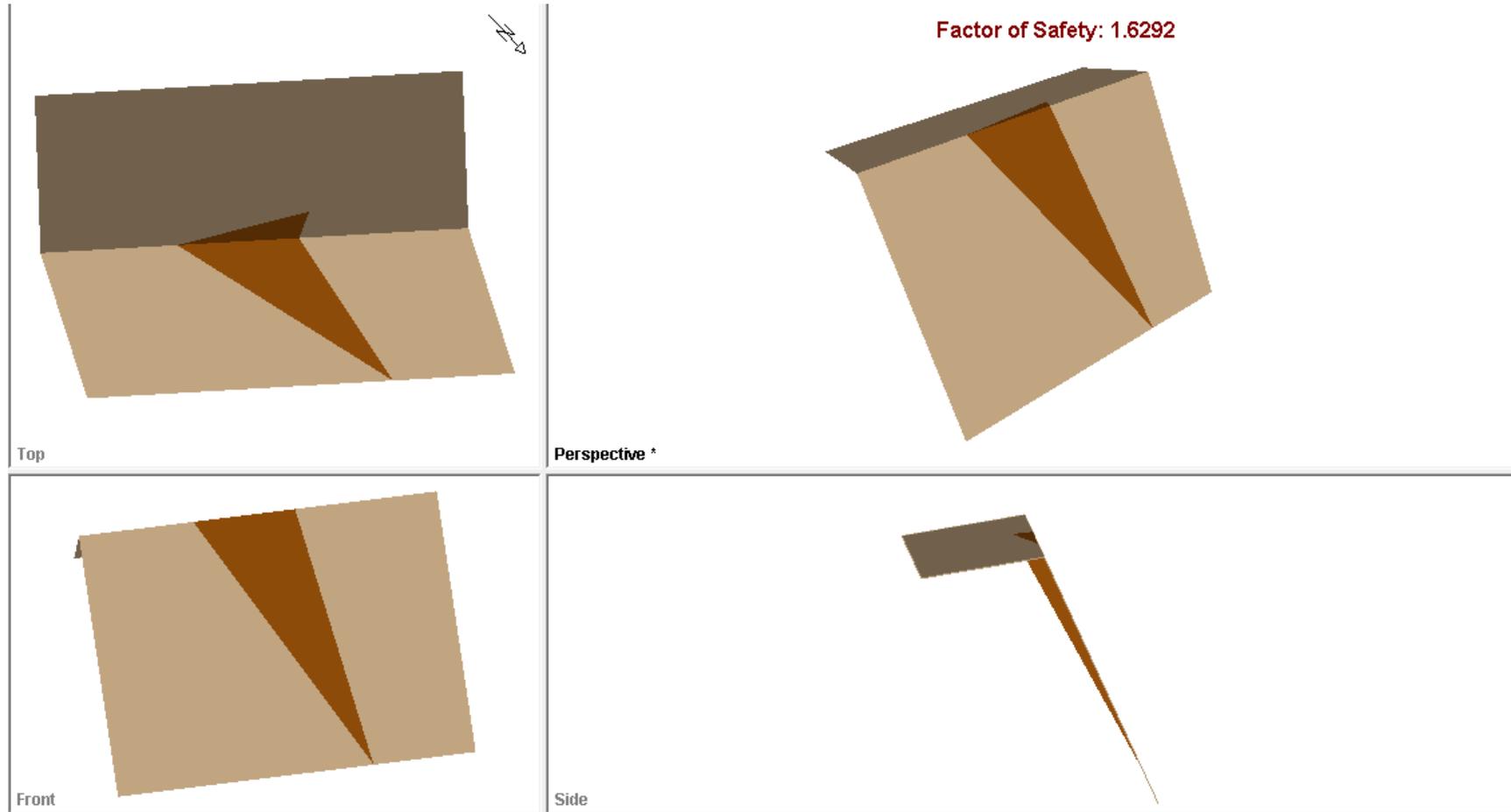


Fuente: Software Swedge



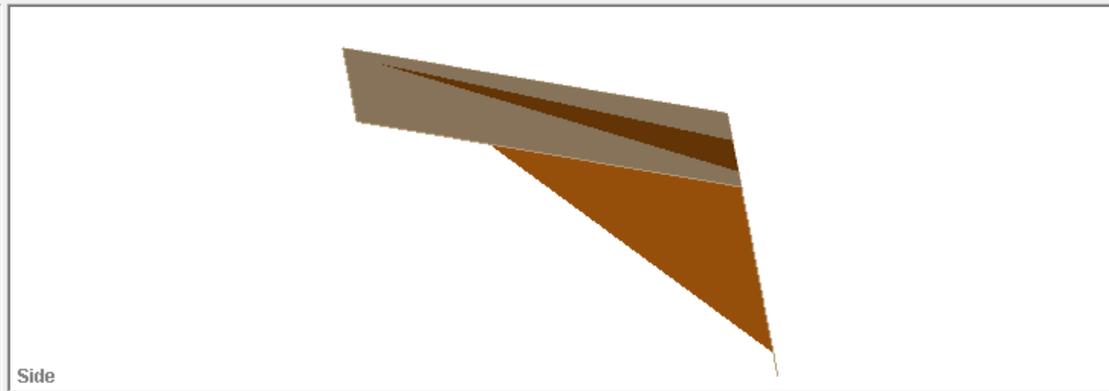
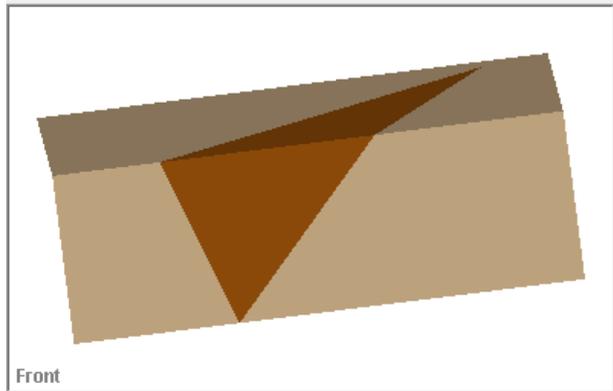
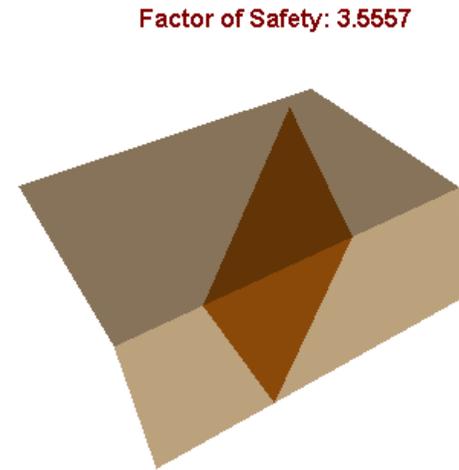
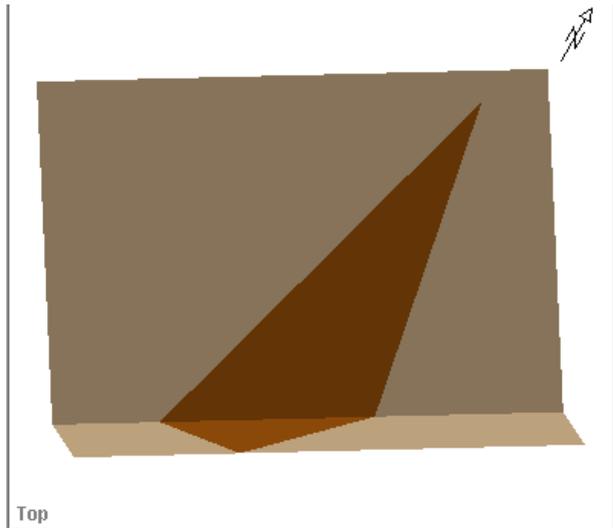
Fuente: Software Swedge

Anexo N°18.5. Reporte del Software Swedge – E11

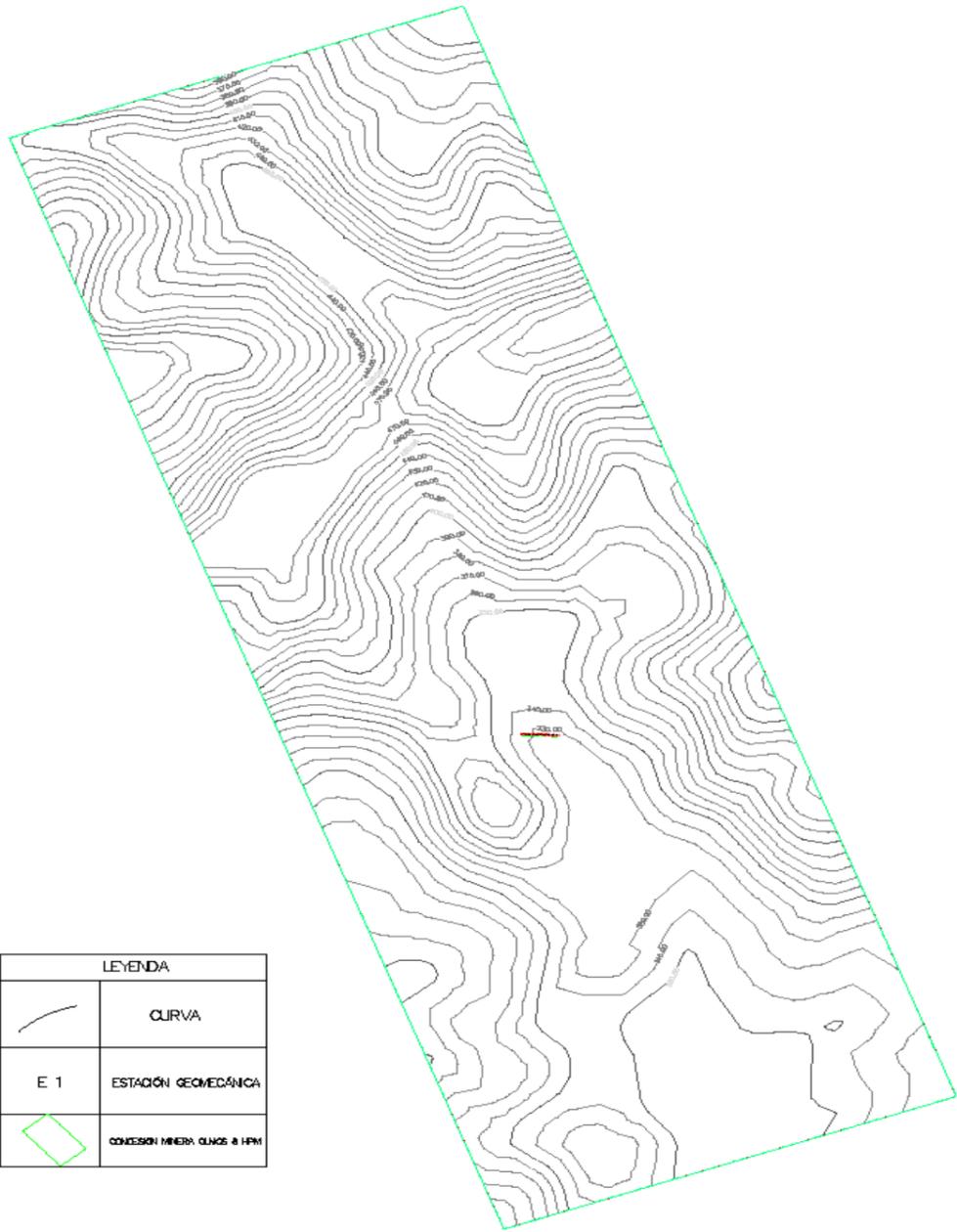


Fuente: Software Swedge

Anexo N°18.6. Reporte del Software Swedge – E14



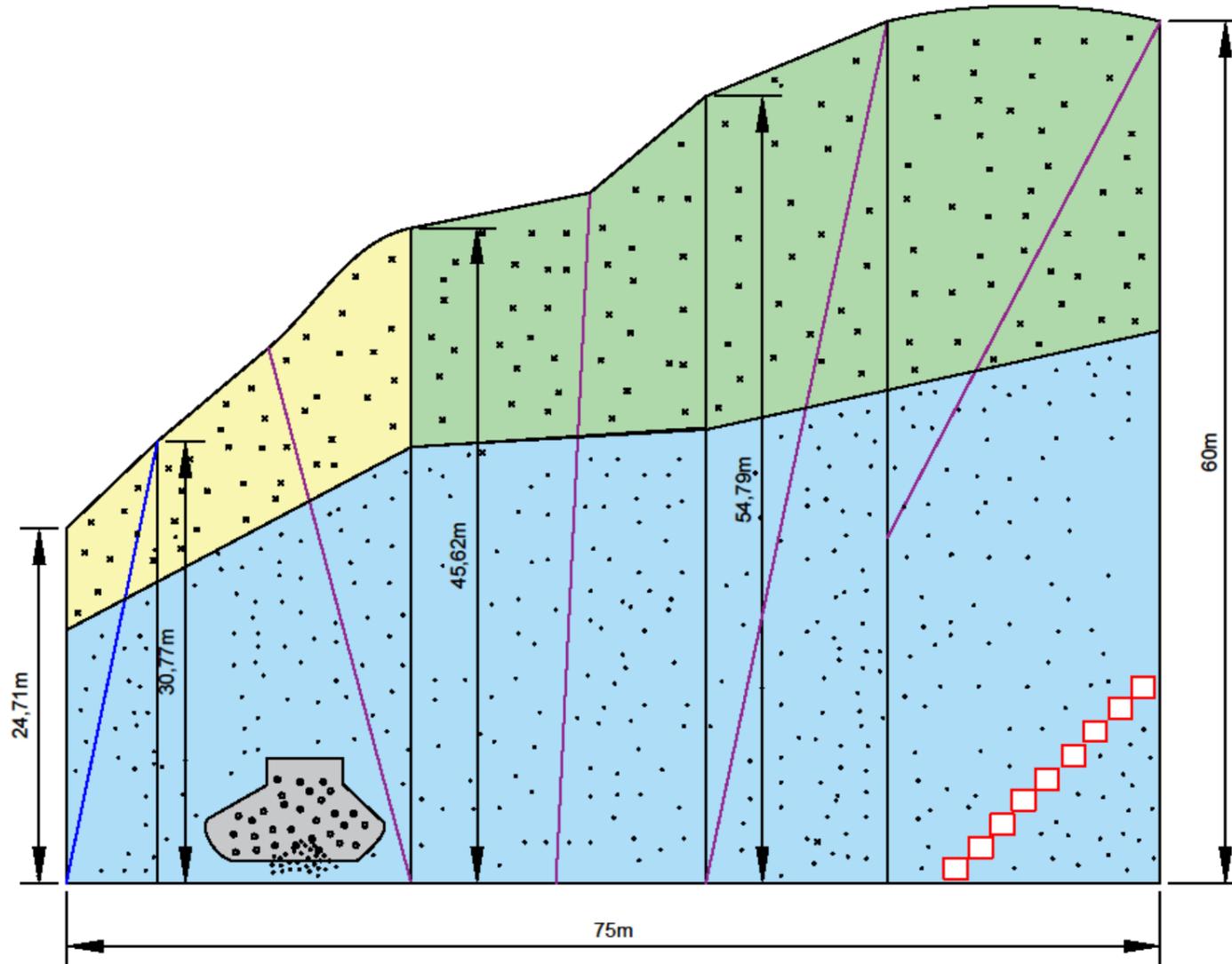
Fuente: Software Swedge



LEYENDA	
	CURVA
	ESTACIÓN GEOMECÁNICA
	CONCESION MINERA OLIVOS B HPM

ESTACIÓN	COORDENADAS UTM	
	INICIO	FIN
E 1	644 244.00 E, 9 344 800 N	644 248.00 E, 9 344 798.99 N
E 2	644 248.00 E, 9 344 798.99 N	644 253.86 E, 9 344 798.36 N
E 3	644 253.86 E, 9 344 798.36 N	644 258.85 E, 9 344 798.59 N
E 4	644 258.85 E, 9 344 798.59 N	644 263.84 E, 9 344 798.26 N
E 5	644 263.84 E, 9 344 798.26 N	644 268.83 E, 9 344 797.93 N
E 6	644 268.83 E, 9 344 797.93 N	644 274.21 E, 9 344 798.35 N
E 7	644 274.21 E, 9 344 798.35 N	644 279.19 E, 9 344 797.92 N
E 8	644 279.19 E, 9 344 797.92 N	644 284.18 E, 9 344 798.26 N
E 9	644 284.18 E, 9 344 798.26 N	644 289.16 E, 9 344 797.82 N
E 10	644 289.16 E, 9 344 797.82 N	644 294.13 E, 9 344 797.27 N
E 11	644 294.13 E, 9 344 797.27 N	644 299.10 E, 9 344 797.83 N
E 12	644 299.10 E, 9 344 797.83 N	644 334.00 E, 9 344 796.81 N
E 13	644 334.00 E, 9 344 796.81 N	644 308.99 E, 9 344 797.16 N
E 14	644 308.99 E, 9 344 797.16 N	644 313.96 E, 9 344 796.71 N
E 15	644 313.96 E, 9 344 796.71 N	644 318.95 E, 9 344 797.06 N

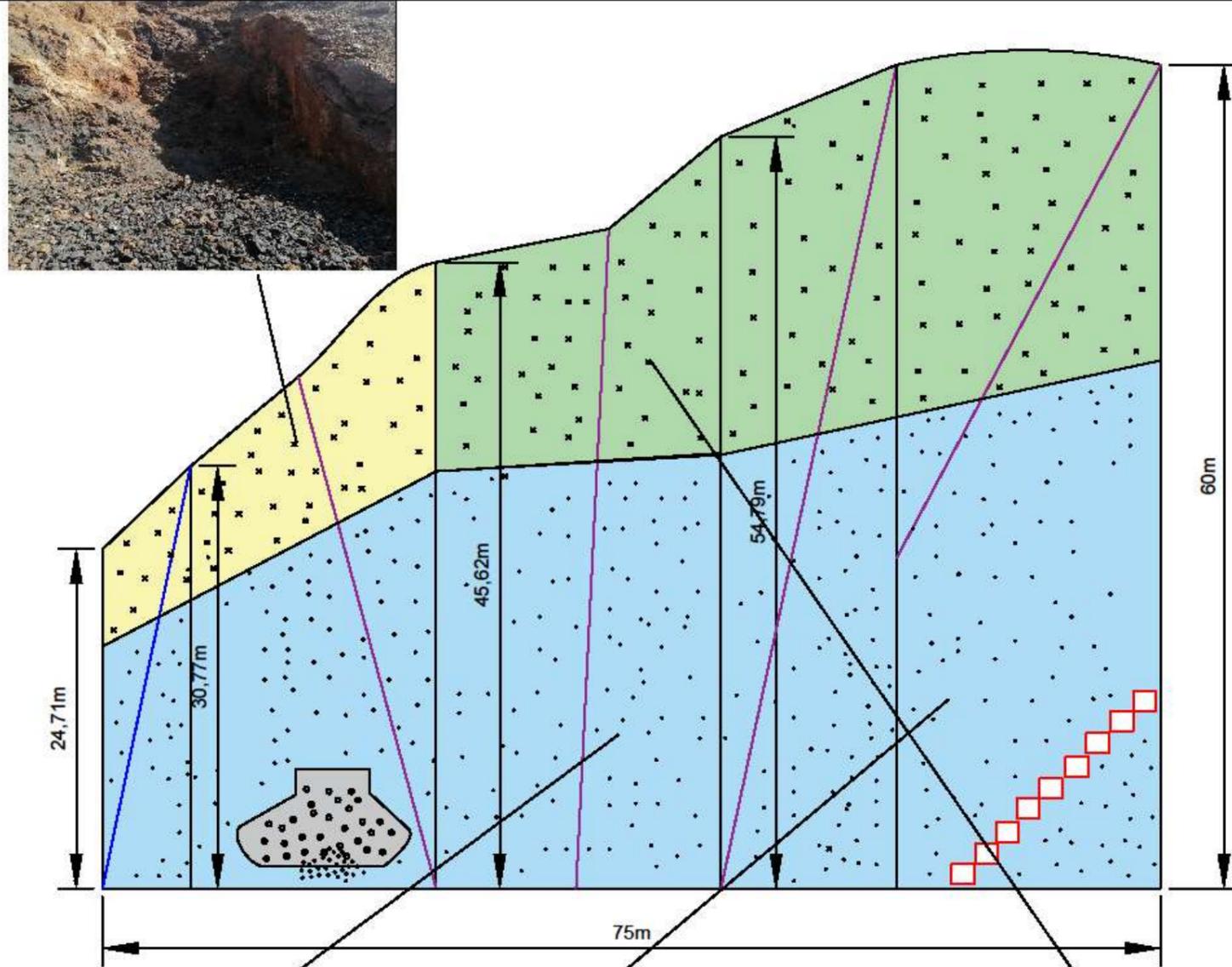
		UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS	
TESIS: ESTUDIO GEOTÉCNICO PARA LA ESTABILIDAD DE LOS TALUDES EN LA MINA DE HIERRO OLIVOS B HPM			
TÍTULO: PLANO DE UBICACIÓN DE INVESTIGACIONES GEOTÉCNICAS			LÁMINA N°:
ZONA: 17 M	ESCALA: 1:1000	FECHA: 18/04/2020	01



ERATEMA	UNIDAD ESTRATIGRÁFICA	EDAD	MINERALIZACIÓN
PALEOZOICO	COMPLEJO DE OLMOS [Pa-02]	542 m.a	Mineral Fe

LEYENDA	
	QUEBRADA SECA
	DISCONTINUIDAD
	DIQUE
	DEPÓSITO COLUMIAL
	ROCA METEORIZADA (PIZARRAS, FILITAS)
	ROCA COMPACTADA (PIZARRAS, FILITAS)
	MINERAL (HEMATITA)

		UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS	
TESIS: ESTUDIO GEOTÉCNICO PARA LA ESTABILIDAD DE LOS TALUDES EN LA MINA DE HIERRO OLMOS 8 HPM			
TÍTULO: MODELO GEOMECÁNICO			LÁMINA N°: 02
ZONA: 17 M	ESCALA: 1/100	FECHA: 25/04/2020	



ERATEMA	UNIDAD ESTRATIGRÁFICA	EDAD	MINERALIZACIÓN
PALEOZOICO	COMPLEJO DE OLMOS Fe- α	542 ma	Mineral Fe

LEYENDA	
	QUEBRADA SECA
	DISCONTINUIDAD
	DIQUE
	DEPÓSITO COLLUVIAL
	ROCA METEORIZADA (PIZARRAS, FILITAS)
	ROCA COMPACTADA (PIZARRAS, FILITAS)
	MINERAL (HEMATITA)

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		TESIS: ESTUDIO GEOTÉCNICO PARA LA ESTABILIDAD DE LOS TALUDES EN LA MINA DE HIERRO OLMOS 8 HPM	
		TÍTULO: MODELO GEOMECÁNICO	
ZONA: 17M	ESCALA: 1/100	FECHA: 26/04/2020	

Anexo N° 22. Registro fotográfico







VALIDACIÓN DE INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Los docentes especialistas que suscriben el documento son: el Ing. Mg. Gonzales Torres Jorge Omar con DNI N°43703713, Especialista en Planificación y Gestión de Proyectos Mineros y la Ing. Mg. Castro Zavaleta Liliana con DNI N°43803365, Especialista en Dirección de Proyectos.

Dan conformidad a los instrumentos de recolección de datos, que a continuación se presentan y que fueron sometidos a una evaluación de validación, con la finalidad de que sean aplicados por los estudiante(s) responsables: Cabellos Requejo Jhon Erick y Samamé Vásquez Alondra Alexandra, con la investigación titulada:

ESTUDIO GEOTÉCNICO PARA LA ESTABILIDAD DE TALUDES EN LA MINA DE HIERRO OLMOS 8 HPM.

Dejamos evidencia de lo evaluado firmando el presente documento para los fines que sean necesarios.

Chiclayo, 8 de mayo del 2020

Atentamente



Ing. Gonzales Torres Jorge Omar
DNI N° 43703713



Ing. Castro Zavaleta Liliana
DNI N°43803365

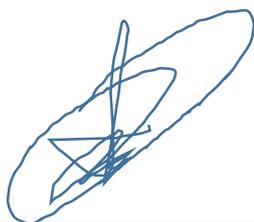
VALIDACIÓN DE INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Los docentes especialistas que suscriben el documento son: Ing. Mg. Salvador Paico, Mauro con DNI N° 45454682 de la especialidad de Ingeniería Geológica y Ing. Mg. Siccha Ruiz, Orlando Alex con DNI N° 18026960 de la especialidad de Ingeniería de Minas, dan conformidad a los instrumentos de recolección de datos, que a continuación se presentan y que fueron sometidos a una evaluación, con la finalidad de que sean aplicados por los estudiantes responsables: Cabellos Requejo, Jhon Erick y Samamé Vásquez, Alondra Alexandra en la investigación titulada: ESTUDIO GEOTÉCNICO PARA LA ESTABILIDAD DE TALUDES EN LA MINA DE HIERRO OLMOS 8 HPM.

Dejamos, evidencia de lo evaluado firmando el presente documento para los fines que sean necesarios.

Chiclayo, 8 de Mayo de 2020

Atentamente



Mg. Ing. Siccha Ruiz, Orlando Alex
DNI N° 18026960



Mg. Ing. Salvador Paico, Mauro
DNI N° 45454682