



UNIVERSIDAD
PRIVADA
DEL NORTE

FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de Ingeniería de Minas

“ANÁLISIS GEOMECÁNICO DEL MACIZO ROCOSO PARA EL DIMENSIONAMIENTO Y ESTABILIDAD DE UN PILAR PROTECCIÓN EN LA ZONA DE EXTRACCIÓN DE UNA VETA, EN UNA MINA SUBTERRÁNEA EN AYACUCHO 2020”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Eduardo Manuel Torres Burga

Asesor:

Ing. M.Sc. Daniel Alejandro Alva Huamán

Cajamarca - Perú

2020

DEDICATORIA

Esta Tesis va dedicada a mis padres: César y Perla, por su trabajo y sacrificio en estos años, que sin su apoyo no hubiese logrado llegar hasta aquí; es un orgullo y privilegio ser su hijo, son los mejores.

AGRADECIMIENTO

Agradecer a Dios por la vida, por ser el apoyo y fortaleza en aquellos momentos de dificultad y debilidad, a mi asesor y demás docentes por sus enseñanzas a lo largo de mi carrera universitaria, que sé que me serán de mucha ayuda.

Tabla de contenidos

DEDICATORIA.....	2
AGRADECIMIENTO.....	3
ÍNDICE DE TABLAS.....	5
ÍNDICE DE FIGURAS.....	6
RESUMEN.....	7
CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN.....	8
CAPÍTULO II. METODOLOGÍA.....	24
CAPÍTULO III. RESULTADOS.....	28
CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES.....	56
REFERENCIAS.....	59
ANEXOS.....	61

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2. Resultados de ensayos en laboratorio de mecánica de rocas.....	48
Tabla 1: Criterio de aceptabilidad para pilares mineros	53

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 3: Ubicación Política de la concesión minera	27
Figura 5: Geología Nv. 4370	30
Figura 6: Geología Nv. 4386	30
Figura 7: Plano estructural.....	32
Figura 11: Zonificación geo mecánica del nivel NV 4370.....	34
Figura 12: Zonificación geo mecánica del nivel NV 4386.....	35
Figura 8: Densidad de polos	42
Figura 9: Diagrama de contorno y familias de discontinuidades	42
Figura 10: Clasificación de familias de discontinuidades.	43
Figura 13: Parámetros de Cálculo en el Software Unwedge	45
Figura 14: Análisis de Estructuralmente controlado, formación de cuñas N-S	46
Figura 15: Análisis de Estructuralmente controlado, formación de cuñas E-W	47
Figura 16: Sección representativa de la sección de modelamiento.	49
Figura 17: Análisis de sigma 1	50
Figura 18: Análisis de sigma 3	51
Figura 19: Envolverte falla para el primer corte.....	51
Figura 21: Parámetros para el escudo Nv. 4370 a Nv. 4386	53
Figura 23: Resultados del análisis del pilar de protección	54
Figura 24: Longitud del pilar de protección	55
Figura 25: Evaluación a mano Nv. 4370.	61
Figura 26: Zona de evaluación.	61
Figura 27: Sección Geológica ST-220, ST-240, ST300.....	61
Figura 1: Representación de la variación de la resistencia.....	62

RESUMEN

Actualmente a nivel mundial en minería subterránea uno de los principales problemas, es la inestabilidad de los macizos rocoso debido a los esfuerzos ejercidos por la carga litostática. En este sentido, el objetivo de esta investigación, fue realizar el análisis de estabilidad del macizo rocoso para el dimensionamiento de un pilar de protección en la zona de extracción de una veta de una mina subterránea en Ayacucho, la cual viene extrayendo mineral aplicando método de explotación por sub niveles y niveles horizontales (Bench and fill) desde el Nv 4306 hasta el Nv 4402. Se realizó una caracterización geomecánica, además de usar el software de equilibrio límite Unwedge de Rocscience. En el análisis por métodos numéricos se estimó la resistencia de la Roca Intacta no confinada de la roca intacta (σ_{ci}) o denominada también resistencia compresiva simple o uniaxial., cuyos valores de σ_{ci} fueron estimados mediante ensayos de laboratorio de mecánica de rocas. Además, se utilizó el software de equilibrio límite RS2 de RocScience, donde se realizó el modelamiento numérico de una sección representativa transversal del pilar de protección entre los Nv. 4370 y Nv. 4386, con la finalidad de evaluar el comportamiento del estado tensional del macizo rocoso en la caja techo donde se observó ligera criticidad en el techo de la excavación, el mismo que no permite realizar minado mecanizado, para lo cual en función al análisis y la determinación de la resistencia del macizo, se dimensionó el pilar de protección con una longitud de 6 metros, garantizando la estabilidad de minado.

Palabras clave: Esfuerzos, pilar, estabilidad.

CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

Uno de los problemas más relevantes en minería subterránea a nivel mundial son los colapsos y hundimientos. En 1960 ocurrió uno de los más grandes desastres mineros conocidos donde la mina de carbón de Coalbrook en Sudáfrica colapsó, producto de la falla en cadena de 900 pilares que la constituían debido a una sobreexplotación en la mina y un mal diseño de pilares dejando un saldo de 437 trabajadores fallecidos (Suorineni, 2013). Situaciones como esta llevó a que otros autores realizaran estudios en minas donde los pilares presentaban fallas en su estructura en otras partes del mundo como Canadá (Hedley y Grant, 1972), Suecia (Sjoberg, 1992) y Groenlandia (Krauland y Soder, 1987).

La Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía (2004), explica que son múltiples los factores que influyen en la estabilidad del macizo rocoso, siendo la caída de rocas uno de los mayores riesgos en el minado subterráneo.

Cuando una excavación se ha creado, se rompen las condiciones de equilibrio pre-existentes, es decir se induce un nuevo estado de esfuerzos en la roca circundante a la excavación creando perturbaciones en la masa rocosa que es necesario controlar ya que, pueden resultar en inestabilidades como fracturamientos y aflojamientos de la roca. Asimismo, se crean deslizamientos a través de superficies de discontinuidad, deflexiones excesivas del techo, convergencia o cierre de los contornos de la excavación o de las cajas de una labor en veta, astillamientos, lajamientos, reventazones y estallidos de rocas (Instituto de Seguridad Minera, 2017). Conforme avanza el minado, los esfuerzos inducidos pueden concentrarse en ciertos lugares de las excavaciones, en otros pueden disiparse. Particularmente en las áreas de concentración de esfuerzos, estos pueden exceder la resistencia de la roca. Cuando el

minado procede a poca profundidad respecto de la superficie, la estabilidad de las excavaciones está condicionada principalmente por la influencia de la estructura de la roca. A medida que la profundidad del minado aumenta, en general los esfuerzos naturales en toda la masa rocosa también van incrementándose. Esto debido principalmente al peso de la roca sobreyacente o denominada también carga litostática. (Revista de Seguridad Minera, 2017)

El diseño de pilares en minas subterráneas es de fundamental importancia para la productividad y la seguridad (Castro et al. 2010)

En los yacimientos donde el arreglo estructural consiste de un enrejado polidireccional de vetillas (stockwork) la degradación de la calidad geotécnica del macizo rocoso se manifiesta principalmente por la activación o trabajo de estructuras geológicas preexistentes (fallas y vetillas). En los macizos rocosos primarios de este tipo, todas las estructuras, salvo las fallas, se encuentran originalmente rellenas por distintos tipos de relleno mineral, factor que determina en gran parte su resistencia (Vergara, 2006).

La minería subterránea de forma generalizada exige dejar porciones del mineral como pilares para el sostenimiento. En algunos casos, los pilares pueden ser minerales de baja ley no rentables para la mina y en otros de gran valor económico, dependiendo de la calidad de la planificación y de la información disponible durante su ejecución. Sin embargo, los pilares se utilizan como elementos de soporte, ya que las condiciones geomecánicas rara vez permiten la extracción completa de un yacimiento. En consecuencia, el diseño del pilar es extremadamente importante en la optimización de las operaciones mineras. Además, los pilares sobredimensionados representan posibles pérdidas de mineral, y los pilares de menor tamaño pueden fallar y provocar daños graves y la pérdida de producción (Álvaro 2018)

Existen distintas metodologías empíricas, para realizar un adecuado diseño, pero muchas veces no consideran de la mejor manera la naturaleza y el entorno en el que se encuentra el pilar de roca asumiéndose que el pilar es netamente vertical y que solo se encuentra expuesto a compresión, pero en la naturaleza el pilar puede presentar inclinación y/o encontrarse expuesto al mismo tiempo a compresión y corte. Por otro lado, muchas de las fórmulas utilizadas hoy en día sólo consideran la geometría del pilar y el valor de la compresión uniaxial de la roca (UCS) obtenido en laboratorio, pero no consideran la calidad de la roca o si presenta sistemas de discontinuidades, es por esto que, cada método podría estar sesgado de acuerdo al tipo de roca, geometría de pilar o régimen de esfuerzos. Por otra parte, el modelamiento numérico es uno de los métodos más utilizados para evaluar la estabilidad de los pilares, usado además como medio comparativo entre otros criterios de falla. (Contreras, Villalobos y Villalobos, 2018).

Los factores que influyen en las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones subterráneas, son: la litología, intemperización y alteración, la estructura de la masa rocosa, los esfuerzos, el agua subterránea, la forma, el tamaño y orientación de las excavaciones, el esquema y secuencia de avance del minado, la voladura, el tiempo de exposición abierta de la excavación y los estándares de sostenimiento.

Rocas con baja densidad y alta porosidad, son rocas que absorben rápidamente la humedad; como consecuencia, se deterioran, pudiendo llegar paulatinamente al fallamiento, en especial si es que no se adoptan medidas de control de la estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones. Particularmente en la roca estratificada, se presentan horizontes de rocas de mala calidad como lutitas, margas, calizas carbonosas, calizas porosas u otras rocas que contienen arcillas. Estos materiales constituyen estratos débiles, principalmente en presencia de agua. Como

consecuencia, pueden influir adversamente en las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones. La influencia de la estructura de la masa rocosa puede ser simplificada considerando los siguientes tipos generales de excavaciones: En roca masiva o levemente fracturada, En roca fracturada, En roca intensamente fracturada y débil, En roca estratificada, En roca con presencia de fallas y zonas de corte. En términos de la estabilidad de las labores mineras, la influencia de los esfuerzos en la masa rocosa puede ser simplificada considerando a los siguientes tipos generales de esfuerzos: esfuerzos antes de la excavación, esfuerzos en roca masiva o levemente fracturada, esfuerzos en roca fracturada, esfuerzos en roca intensamente fracturada y débil, esfuerzos en roca estratificada, esfuerzos en presencia de fallas y zonas de corte (ISEM, 2017)

Los pilares son la roca in-situ que queda entre dos o más excavaciones (Martin y Maybee, 2000) y, por lo tanto, son el principal soporte utilizado para resistir colapsos y hundimientos. Estos se encuentran distribuidos y diseñados de tal manera que se maximice la recuperación de la unidad de explotación a través de un método seguro y viable, por lo que su diseño debe basarse en un análisis de cargas y resistencias del macizo rocoso en estudio por tal motivo, para un buen diseño de pilares, es fundamental conocer la cantidad de carga que éstos pueden resistir.

Coates define un pilar como "...la roca in situ situada entre dos o más excavaciones subterráneas"; sin embargo, una definición funcional puede ser de mayor claridad, pues un pilar es un elemento estructural natural, temporal o permanente, compuesto por mena o roca estéril, encargado de recibir y soportar las presiones del terreno con el fin de evitar el colapso de las excavaciones (Maybee, 2000)

Un pilar falla, mediante un modo de falla progresiva o controlada y mediante un modo de falla frágil (estallido) o inestable. La falla progresiva ocurre en un periodo extenso

de tiempo y producto de un aumento gradual de esfuerzo sobre el pilar lo que genera un aumento de fracturas a lo largo de las paredes del pilar, se puede dar: Desprendimiento de las paredes de los pilares en la apertura de la mina; Falla a lo largo de un plano de falla discreta que se desarrolla dentro del pilar; División interna como resultado del movimiento del pilar a lo largo de las fracturas menores con rellenos blandos en la parte superior e inferior del pilar; Tipo de falla que ocurre en un macizo rocoso que presenta grandes sistemas estructurales. Cuando las estructuras están orientadas a lo largo del eje vertical del pilar la falla puede asumir un modo de pandeo. Mientras que en pilares que son intersectados por estructuras inclinadas, la falla es similar a un deslizamiento de una baraja de cartas. Por otro lado, un estallido se produce producto de una liberación rápida y peligrosa de energía, generando la expulsión de fragmentos de roca desde las paredes del pilar. (Lunder, 1994).

La resistencia del pilar se encuentra sujeta en gran manera a la geometría que este posee, más aún a la relación entre su ancho y alto w/h . Según Lunder y Pakalnis (1997) las fórmulas empíricas pueden tomar 2 formas, una que considera el efecto forma y otra que considera el efecto tamaño. Las fórmulas “efecto forma”, consideran que pilares con igual relación w/h tendrán igual resistencia, independiente del volumen o tamaño del pilar y su resistencia se comportará de manera lineal con la forma del pilar. Por otro lado, las fórmulas “efecto tamaño” plantean que al aumentar el volumen del pilar la resistencia disminuye, para una misma relación de forma w/h .

La carga actuante sobre un pilar obedece en primer lugar al estado de esfuerzos presente en el subsuelo y en segundo lugar a la localización y dimensiones del mismo pilar, por lo tanto, las condiciones semejantes ocales tanto de los esfuerzos como de sus efectos sobre las rocas pueden aportar información valiosa que puede ser obtenida con la observación, obviando en parte el difícil proceso de medición de esfuerzos.

El método tradicional de cuantificar la carga sobre el pilar es conocido como Teoría del Área Tributaria; sin embargo, métodos rigurosos de diseño deberían provenir de la medición de los esfuerzos in situ. Otros modelos de cuantificar las cargas, como la teoría del arco de presiones, la bóveda de carga de Terzaghi o modelos numéricos pueden ser aplicadas.

Se considerada una definición de resistencia como la capacidad de carga última por unidad de área, el desempeño mecánico de los macizos rocosos con función portante está determinado inicialmente por sus dimensiones y por el campo de esfuerzos actuantes, el cual es modificado por las excavaciones y volúmenes cercanos. El campo de esfuerzos es caracterizado estáticamente por un tensor compuesto de magnitud, dirección y plano de acción, sin embargo, el conocimiento de este campo tampoco es suficiente para evaluar el desempeño mecánico de un pilar real, pues este es un elemento tridimensional natural que presenta estructuras que modifican la disposición interna de los esfuerzos, lo cual puede influenciar la estabilidad de manera definitiva. La estabilidad de los pilares se estima mediante el factor de seguridad FS, el cual se define a partir de la relación entre la resistencia del pilar (capacidad) con la carga o el esfuerzo vertical inducido que actúa sobre éste (Villalobos, 2015).

La obtención del esfuerzo sobre el pilar σ_p se puede realizar mediante modelamiento numérico, aunque normalmente se emplea el método del área tributaria. Este método implica que la carga sobre cada pilar está en función de la columna vertical de roca que lo sobreyace (Maybee, 2000) de tal manera que considera que los esfuerzos se distribuyen homogéneamente sobre el pilar luego de realizar una excavación.

Según Brady and Brown (2004) la resistencia de los pilares depende de las dimensiones del pilar, de la relación ancho/altura del pilar (W/H) y del ancho de la cámara excavada. A medida que la distancia al frente de excavación aumenta, las

tensiones verticales inducidas sobre el pilar disminuyen, hasta alcanzar el valor de las tensiones verticales pre minería. Finalmente, el esfuerzo sobre el pilar depende de la geometría de éste, de las dimensiones de la galería y de las tensiones verticales presentes (Villalobos 2018)

El objetivo del diseño consistirá entonces en determinar la dimensión que garantice la estabilidad del pilar como elemento de soporte y maximicen la extracción del mineral de valor.

La resistencia de los pilares queda sujeta en gran manera a la geometría que estos presenten. Mark (1999) identificó 3 tipos de pilares de acuerdo a su modo de falla y geometría:

Pilares Esbeltos: son aquellos pilares con relaciones w/h inferiores a 3. Cuando estos pilares son cargados a su capacidad máxima, fallan por completo, perdiendo casi toda su carga y pudiendo desencadenar un colapso masivo de la mina.

Pilares intermedios: pilares cuya relación w/h se encuentra entre 4 y 8. Estos pilares no pierden toda su carga cuando fallan, pero tampoco tienen la capacidad de soportar más carga lo que se reduce en una deformación del pilar hasta conseguir que la sobrecarga se transfiera, esto puede producir “squeeze” como una deformación y falla no violenta producto de una redistribución de esfuerzos en el pilar.

Pilares achatados: poseen relaciones w/h sobre 10. Estos pilares pueden soportar cargas muy grandes sin deformarse, tienen gran capacidad, pero no necesariamente son indestructibles ya que existen otros factores como el tipo de roca, las estructuras presentes y las condiciones de esfuerzos a los que se encuentran expuestos (Verma, 2014).

Vergara (2006), menciona que existen varias metodologías empíricas y semi-analíticas para evaluar la resistencia y la estabilidad de pilares en minas subterráneas, la mayoría

de las cuales han sido desarrolladas para el método de explotación por “Cámaras y Pilares” (“room and pillar”), casi exclusivamente para la minería del carbón. Algunas metodologías que han probado ser estadísticamente aceptables para pilares de roca “dura”, es decir rocas de resistencia mayor a la del carbón, son el criterio de falla de Hoek-Brown para Macizo Rocosos (Martin y Maybee, 2000), y las fórmulas empíricas encontradas por Hedley (1978), Stacey y Page (1986), y Lunder y Pakalnis (1997).

Castro-Caicedo, Alejano, Monsalve & Bernal (2019) Presentan un método empírico-analítico para el diseño de pilares de rocas en la minería subterránea de vetas auríferas en Colombia, que parte de la observación de casos en algunas de las condiciones geológicas de mayor producción en el país y otras experiencias internacionales. La propuesta es centrada en la observación de los mecanismos de ruptura de pilares existentes, en levantamientos de campo, en mecánica de rocas experimental y en análisis estático. La definición del tamaño del pilar se fundamenta en el cumplimiento de requerimientos de estabilidad por evaluación entre la resistencia disponible y los esfuerzos actuantes.

Veyrat et al. (2015) Análisis tenso-deformacional y diseño de fortificaciones para una explotación de cobre por sublevel stopping. Atacama-Kkozan (Chile), Se realizó el análisis geomecánico, determinando 3 zonas con valores RMR con rangos ente 40 a 60 para realizar el diseño del sostenimiento de un túnel, generalmente se ha seguido una metodología progresiva, que aplica sucesivamente criterios más afinados. Se emplearon métodos empíricos, análisis de caída de cuñas, métodos analíticos y, finalmente, métodos numéricos. El factor de seguridad es mayor al 1.5.

Castro, Bustos y España (2010), en su trabajo de dimensionamiento experimental de pilares en la minería subterránea de oro en Colombia. Utilizaron información de la resistencia a la compresión simple proveniente del ensayo de carga puntual y

levantamientos geotécnicos, concluyen que son necesarios: a) el tratamiento estadístico de los datos de mecánica de rocas de forma a aplicar en los diseños valores representativos, b) la medición de los esfuerzos iniciales in situ, c) la evaluación de la estabilidad del pilar por diversos métodos, como el del Factor de Seguridad Probabilístico (Griffiths et al 2002), d) el análisis mediante observación directa y monitoreo con el fin de obtener ecuaciones que modelen el grado de estabilidad, las dimensiones y las condiciones de ruptura de pilares. e) La observación y levantamiento de modos de ruptura de pilares, f) la obtención de las dimensiones de los pilares mediante modelos numéricos o analíticos. Debe ser resaltado que los pilares mineros deben ser dimensionados de acuerdo con su tiempo de vida útil y su función en la mina, presentando las siguientes limitaciones: para dimensionar los pilares se ha considerado únicamente el mecanismo de ruptura por compresión en la veta y se han transferido resultados de ensayos sobre muestras de roca a los pilares, tampoco se ha considerado la influencia de estructuras o discontinuidades que constituyen zonas débiles, en el mecanismo de ruptura estructuralmente controlada.

Burgos (2015) desarrolló una herramienta de diseño para el análisis de estabilidad de excavaciones subterráneas, en etapas de ingeniería de perfil y conceptuales. Para este Entre las ventajas que ofrece este trabajo, se encuentra la aplicación del Método de Reducción de Resistencia al Corte, SSR por sus siglas en ingles. Si bien inicialmente fue desarrollado como una técnica de análisis de estabilidad en taludes mineros, cuenta con recientes investigaciones que lo plantean como una innovadora herramienta en minería subterránea (Konietzky and Le, 2008). Mediante el uso del software de elementos finitos en dos dimensiones Phase2, desarrollado por Rocscience. Se construyeron 162 casos representados mediante una galería estándar de 16 m², cuyos datos geomecánicos de entrada variaron en profundidad (desde 250 hasta 1000 m),

relación de esfuerzos horizontales y verticales (de 1 a 2), calidad de roca (mala, regular y buena expresada en GSI), resistencia a la compresión uniaxial (desde 50 a 150 MPa y tipos de pernos (adherencia y fricción). Como resultado final de este trabajo, se resaltaron las limitaciones de los softwares actuales para el modelamiento numérico en el análisis de elementos de soporte y refuerzo.

Contreras, Villalobos y Villalobos (2018), realizaron un estudio comparativo utilizando las diferentes metodologías empíricas y numéricas (FEM) para determinar la resistencia de pilares en roca, y determinar cómo esto afecta al valor del factor de seguridad obtenido para cada una, considerando el caso particular de la mina El Teniente. Evidenciaron que el desempeño de pilares es dependiente de la relación w/h ya que al aumentar el ancho del pilar (w) se genera un incremento de la resistencia de estos. De los métodos analizados el que entrega una mayor variación de resistencia fue el de Stacey y Page (1986) donde para valores de w/h igual a 0,5 se obtuvo una resistencia de 44,5 MPa mientras que para valores de w/h igual a 2,5 se obtuvo una resistencia de 99,48 MPa obteniéndose un ΔSp igual a 54,98 MPa. Por el contrario, el método que presenta una menor variación de la resistencia fue el de González (2006), alcanzando valores de 13,51 MPa para una relación w/h igual a 0,5 y 30,22 MPa para relaciones w/h de 2,5 obteniéndose un ΔSp de 16,72MPa. Por otro lado, se muestra que a medida que la distancia al frente de excavación aumenta, las tensiones verticales inducidas disminuyen de tal manera que el esfuerzo que actúa sobre el pilar se reduce provocando un aumento en el factor de seguridad.

Yrarrazaval (2013) propone una nueva fórmula de resistencia para el diseño empírico de pilares de roca donde realizó un estudio del desempeño estadístico de las formulas actuales utilizadas para el diseño de pilares de roca a manera de identificar las fórmulas más apropiadas, junto con sus limitaciones. Este análisis permitió proponer una nueva

fórmula, de mejor desempeño estadístico, capaz de escalar apropiadamente la resistencia a la compresión uniaxial de un ensayo de laboratorio a la escala de un pilar. Como principal resultado se obtuvo que las fórmulas propuestas por los autores Sjoberg (1992) y González (2006) presentan los mejores desempeños a escala de pilares. Concluyó que ninguna de las fórmulas actualmente disponibles en la literatura es consistente a ambas escalas. De esta manera propuso una nueva fórmula que permita realizar el escalamiento desde laboratorio a pilares de roca. La fórmula final propuesta

$$\text{quedó dada por: } S_p = UCS_{50} \left(\exp\left(\frac{RMR-100}{11.66}\right) \right)^{0.62} \left(0.75 + 0.5 \frac{W}{H} \right)^{1.04} \left(\frac{0.05}{W} \right)^{0.12}$$

Esta fórmula presenta un desempeño mayor que las fórmulas encontradas en la literatura y una mayor consistencia para un amplio rango de calidades de roca. Adicionalmente, presenta un desempeño para ensayos de laboratorio de $R2=0.51$, el cual es mayor al de las fórmulas desarrolladas a escala de laboratorio.

La validez de la fórmula propuesta queda determinada por los rangos de valores presentes en la base de datos. Estos son un RMR entre 50 y 85, razón de W/H entre 0.5 y 3, anchos de pilares de hasta 50 metros, alturas de hasta 30 metros, un UCS entre 44 y 300 MPa y profundidades hasta los 600 metros. Además, es válida tanto para pilares en minería de Room and Pillar como de Sublevel Stopping.

Medina (2017), en su trabajo de Diseño de cámaras y pilares basado en las características geomecánicas del macizo rocoso en la corporación minera Ananea S.A, menciona que en la actualidad realiza la explotación de recursos minerales auríferos por el método convencional de cámaras y pilares, siendo la sección de la galería de extracción de minerales de aproximadamente de 2.50m x 2,00m en el portal, las dimensiones de cámaras de 6 metros y pilares 1 metro. Su objetivo fue realizar una evaluación para obtener un factor de seguridad por encima del valor mínimo aceptable 1.5 basado en la característica geomecánicas del macizo rocoso. Se logró diseñar

cámaras y pilares óptimos de 4.5 metros de ancho de la cámara y 2 metros de ancho del pilar, teniendo como resultado el factor de seguridad 2.4, esto dará una estabilidad en seguridad de operación, sin afectar la integridad física del personal, equipos y otros. Elorrieta (2018) Utilizó el método de los Elementos Finitos (FEM) empleando el software RS3 de Rocscience. Los resultados de la simulación numérica entregaron congruencia con el abordaje empírico y, representó una herramienta efectiva y confiable para el diseño de la recuperación de puentes pilares. Se contrastaron los resultados obtenidos por el abordaje empírico propuesto por Lunder and Pakalnis (1997), y la simulación del problema mediante el método de los elementos finitos en 3D, proporcionado por el software RS3 de Rockscience. En términos generales, el abordaje empírico determina una “potencial inestabilidad” del puente pilar con el inconveniente de no especificar la probabilidad de que esto suceda. Esta incertidumbre, sumada a la incapacidad de definir el comportamiento mecánico del pilar, hace que este resultado no cumpla eficientemente como herramienta del diseño de la recuperación del puente pilar. Por otro lado, los resultados de la simulación numérica en 3D muestran congruencia con el abordaje empírico, aunque permite visualizar de mejor manera las necesidades de refuerzo del pilar, para controlar la “potencial inestabilidad” y que esta no suceda.

El trabajo de Varela (2019) consistió en el análisis de siete pilares monitoreados mediante perforaciones de auscultación a través de Borehole Camera (BHC), aplicando el parámetro geomecánico denominado Índice de daño de la Perforación (IDP), parámetro que relaciona el daño observado en la perforación con la curva esfuerzo-deformación de un macizo rocoso de ruptura frágil a escala probeta. De los resultados obtenidos, se observó que los bordes del pilar presentan un daño asociado predominantemente a una condición de “roca plastificada” (daño tipo IV según IDP),

mientras que, hacia el interior del pilar, es frecuente observar la condición de Breakout en la perforación (daño tipo III según IDP), resultados que se correlacionan con valores altos de RQD, factor que indica la presencia de un macizo rocoso competente capaz de transmitir altos esfuerzos, evidenciando que en los pilares de roca se genera una distribución heterogénea del estado tensional, con una concentración de los mayores esfuerzos hacia las zonas interiores, y una transmisión de carga residual hacia los bordes, producto de la condición de “roca plastificada” en esta zona. Se indicó que la resistencia de pilares considerando la geometría efectiva respecto de la geometría de diseño, disminuye entre el 3% y el 15% según Lunder y Pakalnis (1997), mientras que para la metodología de Stacey y Page (1986) disminuye entre el 12% y el 29% respectivamente. Por otra parte, los resultados de la dirección del eje del daño tipo Breakout indican que el esfuerzo principal mayor (σ_1) tiene una orientación preferentemente sub-vertical, condición que se observa con mayor claridad en las perforaciones más cercanas al frente de hundimiento. En términos de magnitud, el esfuerzo principal mayor alcanza valores que varían en un rango de 65 a 75 MPa en zona de pre-minería hasta a un rango de 90 a 135 MPa en la cercanía del frente. Dada la orientación sub vertical identificada para σ_1 los valores obtenidos anteriormente constituyen una buena aproximación del esfuerzo máximo que podría actuar sobre los pilares de roca.

La unidad minera subterránea de estudio es un yacimiento de tipo epitermal cuya mineralización se encuentra alojada en fracturas y fallas conformando varias estructuras entre ellos la Veta Explorador Pablo, cuyo mineral principal es la Plata y el Oro, La veta Explorador Pablo se encuentra ubicada dentro del distrito minero a una distancia 3.5 km, hacia lado noroeste de la unidad operativa (Barreto, 2017).

Palacios (2010) efectuó el estudio de la geología de la veta epitermal del distrito minero, litoestratigrafía estructural, alteración y mineralización epitermal, el cual clasifica a la veta Explorador como un sistema de oro- adularia, sericita, de mediana sulfuración. La Cía. Minera Ares - Unidad de Operación Pallancata, en la actualidad viene extrayendo mineral del proyecto Pablo (zona alta) aplicando método de explotación por sub niveles y niveles horizontales (Bench and fill).

Bautista (2017) diseño y planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción diaria de la unidad operativa Pallancata – proyecto pablo – compañía minera ares S.A.C, determinó el incremento de producción diaria de la mina Pallancata con la contribución del Proyecto Pablo de 320 toneladas en promedio por día, con respecto a los tajeos convencionales y avances de preparación conjuntamente sumando un total de 948 TM/día en promedio. Asimismo, se presentó una evaluación económica global del proyecto de profundización, en donde, el costo unitario asciende a US\$/TM 106.15, los ingresos por ventas realizadas en forma integral de toda la mina Pallancata que asciende a US\$ 51, 787, y el VAN está a una de tasa de 10%; el VAN del proyecto es US\$ 20' 660, 664 son indicadores económicos que contemplan la evaluación integral del Proyecto.

La zona de extracción de una veta en una mina subterránea en Ayacucho, se ve influenciada por dos fallas que atraviesan el sector de explotación. Se utiliza el método de corte y relleno. Por esta razón, para que las operaciones mineras sean seguras, es esencial que el personal de la mina identifique los problemas de inestabilidad de la masa rocosa, que pueden conducir a la falla potencial de la misma. Así se podrá adoptar medidas adecuadas para prevenir los accidentes ocasionados por la caída de rocas.

1.2. Formulación del problema

¿Cuál es la estabilidad del macizo rocoso para el dimensionamiento de un pilar de protección en la zona de extracción de una veta, en una mina subterránea, Ayacucho 2020?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Realizar el análisis geomecánico del macizo rocoso para dimensionar y estabilizar un pilar de protección en la zona de extracción de una veta, en una mina subterránea, Ayacucho 2020.

1.3.2. Objetivos específicos

- Describir la litología y las estructuras de los niveles Nv. 4370 y Nv. 4386.
- Caracterizar geomecánicamente el macizo rocoso de la zona de extracción de la veta.
- Realizar el análisis del tamaño de bloques y generación de cuñas
- Determinar comportamiento del estado tensional del macizo rocoso en zona con influencia de fallas mayores, por métodos numéricos.
- Hallar el Factor de seguridad mediante el cálculo de resistencia y el esfuerzo sobre el pilar para determinar su estabilidad.
- Determinar la dimensión del pilar de protección de la zona de excavación de la veta con el criterio de Lunder y Pakalnis.
- Determinar la relación entre la longitud del pilar y el índice de esfuerzo sobre el pilar entre la resistencia de la roca intacta.

1.4. Hipótesis

1.4.1. Hipótesis general

Al analizar geomecánicamente el macizo rocoso se podrá dimensionar y estabilizar el pilar de protección en la zona de extracción de una veta en una mina subterránea en Ayacucho 2020.

CAPÍTULO II. METODOLOGÍA

2.1. Tipo de investigación

La investigación es aplicada, ya que, se centra en la aplicación práctica los conocimientos sobre el comportamiento de los macizos rocosos para poder resolver un problema específico el cual es dimensionar un pilar de protección para asegurar la estabilidad de dichos macizos rocosos.

Es de alcance correlacional, porque caracteriza y da un valor de estabilidad del macizo rocoso y determina el dimensionamiento de un pilar de protección.

Tiene un enfoque cuantitativo, porque se van a procesar datos de los macizos rocosos.

Posee un diseño no experimental ya que no se manipularán las variables, y es de corte transversal ya que los datos se toman en un determinado momento.

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

La población son los macizos rocosos de todos los niveles de una mina subterránea en Ayacucho.

La muestra son los 40 metros de macizo rocoso de la zona de zona de extracción de una veta entre los niveles 4370 y 4386 de la mina subterránea en Ayacucho.

2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos

Las técnicas utilizadas son la observación directa del macizo rocoso, recolectando los parámetros geomecánicos a través de un formato de registro de clasificación geomecánica, determinando la calidad del macizo, además de procesar la información en softwares especializados como son el UNWEDGE, RS2, determinando los esfuerzos principales, para luego dimensionar el pilar de protección.

2.4. Procedimiento

Etapa precampo

Recopilación de información bibliográfica tomando como fuentes principales trabajos orientados al análisis de la estabilidad de macizos rocosos y de pilares de sostenimiento.

Etapa de campo

Recopilación de información geológica de los niveles 4370 y 4386.

Toma de datos geomecánicos del macizo rocoso de la zona de extracción de la veta.

Formato de Clasificación RMR de Bieniawski.

VAL. PARAMÉTRICOS	1. RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN (MPa)				2. RQD		3. ESPACIAMIENTO (m)					4. CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES					5. AGUA SUBTERRÁNEA			6. AJUSTE POR ORIENTACION		VALOR TOTAL RMR BÁSICO (Suma de valores 1 a 5)	VALOR TOTAL RMR AJUSTADO (Suma de valores 1 a 6)			
	15	13	7	4	20	17	13	8	5	15	10	5	Peristencia	Apertura	Regosidad	Rebello	Alteración	15	13	7	4			0	1	2
1.- > 250 MPa 2.- 100-250 MPa 3.- 50-100 MPa 4.- 25-50 MPa 5.- < 25 MPa	1.- 90-100%	1.- 17	2.- 25-50%	3.- 50-75%	4.- 25-50%	5.- < 25%	1.- > 2 m 2.- 1.5-2 m 3.- 1-1.5 m 4.- 0.5-1 m 5.- < 0.5 m	1.- > 5 m 2.- 3-5 m 3.- 1-3 m 4.- 0.5-1 m 5.- < 0.5 m	1.- Cercado 2.- Mts. Abiertos < 0.1 m 3.- Abiertos 0.1 - 1.0 m 4.- Abiertos 1.0 - 5.0 m 5.- Mts. Abiertos > 5.0 m	1.- Muy fresco 2.- Fresco 3.- Ligerosm. húmedo 4.- Lúgido 5.- Muy húmedo	1.- Ninguna 2.- Rebello como escoria 3.- Rebello como > 5mm 4.- Rebello como > 20mm 5.- Rebello como > 50mm	1.- No alterada 2.- Ligerosm. 3.- Moderadosm. 4.- Abiertos moderadosm. 5.- Discontinuidades	1.- Completamente seca 2.- Húmeda 3.- 3-30 gals 4.- 30-60 gals 5.- 60 gals	1.- Mts. frescos 2.- Frescos 3.- Resaca 4.- Destrozos 5.- Mts. desmenuzables	10	13	11	4	0	5	1	5	5	12	89	57

Etapa postcampo (gabinete)

Se analizó la estabilidad mediante modelo numérico usando el software Unwedge.

Se realizó un modelamiento de elementos finitos (FEM) mediante el software RS2, considerando geometrías distintas de pilares para la obtención de tensiones del pilar, deformaciones y factor de seguridad en el centro del pilar.

Para la evaluar la estabilidad y dimensionamiento del pilar de protección se halló el esfuerzo sobre el pilar de la roca y luego se utilizó el criterio de Lunder y Pakalnis (1997):

$$S_p = K * UCS (0.68 + 0.52 \text{ kappa})$$

$$\text{kappa} = \tan \left[\arccos \left(\frac{1 - C_{pav}}{1 + C_{pav}} \right) \right]$$

$$C_{pav} = 0.46 \left[\log \left(\frac{W}{h} + 0.75 \right) \right]^{\frac{1.4}{W/h}}$$

S_p : resistencia de pilares en roca competente (hard rock)

UCS: resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta en el pilar (Mpa)

K: factor de resistencia del macizo rocoso a partir de la roca intacta estimado en un 44%.

κ : factor asociado a la fricción del pilar

C_{pav} : confinamiento promedio del pilar

W_p : ancho del pilar

h : altura del pilar

σ_p/UCS : índice de esfuerzo sobre el pilar entre la resistencia de la roca intacta.

$$\sigma_p = \sigma_v \frac{(w_p + w_o)(l_p + l_o)}{w_p * l_p}$$

Donde:

σ_p : Esfuerzo sobre el pilar (MPa); σ_v : Esfuerzo vertical in-situ (MPa)

W_o, W_p : ancho de la excavación y del pilar (m)

L_o, L_p : largo de la excavación y del pilar (m)

Para el análisis de estabilidad se tomaron direcciones N-S y E-W, debido a que estas son las direcciones del laboreo a realizarse para determinar la formación de cuñas,

El análisis de cuña fue realizado con las principales familias de diaclasas presentes en el macizo rocoso, cabe resaltar que las fallas tensionales principales, pueden generar cuñas de mayor dimensión esto depende directamente de la dirección de labor, si el trend de labor es paralela o perpendicular a dichas fallas.

Para el factor seguridad utilizamos la fórmula

$$FS = \frac{S_p}{\sigma_p}$$

2.5. Ubicación

La unidad minera subterránea se ubica en el departamento de Ayacucho, provincia de Paucartambo, distrito de coronel Castañeda. Geográficamente se ubica en la sierra sur del Perú (zona 18) y coordenadas UTM: 696135 E, 8369971 N, a 520 km al sur de la ciudad de Lima, a 180 km al suroeste de Cusco y 240 km al noroeste de Arequipa, a una altitud que varía de 4 400 a 4 600 msnm.

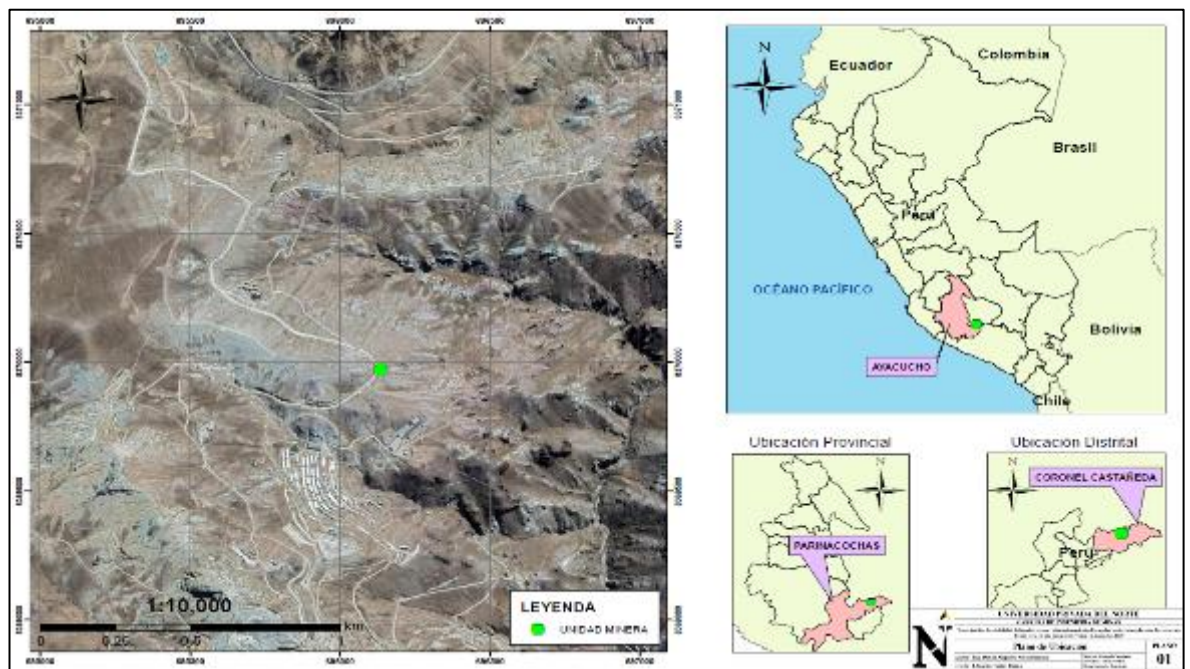


Figura 1: Ubicación Política de la concesión minera

CAPÍTULO III. RESULTADOS

3.1. Estabilidad del macizo rocoso

3.1.1. Litología y estructuras geológicas de los niveles Nv 4370 y Nv 4386

Grupo Alpabamba

Lava Riodacítica:

Roca volcánica de textura coherente con notable anisotropía por el desarrollo de estructura de “flow banded”. Presenta textura porfirítica con fenocristales subhedrales a anhedrales de feldespato potásico y plagioclasas de grano medio y de color gris claro -lo que dificulta su distinción a simple vista- y fenocristales de biotita euhedrales de grano medio a fino. Presenta bandas afaníticas más o menos continuas de espesores milimétricos de colores blanco y gris intercalados, cuya orientación puede cambiar abruptamente. Localmente puede presentar textura autoclástica.

Secuencia Dacítica:

Constituida por una secuencia de rocas piroclásticas de composición dacítica. Típicamente presenta textura fragmental, conformada principalmente por cristaloclastos de cuarzo, plagioclasa y biotita de grano medio generalmente en mayor proporción que piroclastos líticos polimícticos y heterométricos con tamaños de lapilli a ceniza. Es común encontrar intercalaciones lenticulares de aglomerados volcánicos de matriz dacítica y clastos redondeados de lavas andesíticas y de tobas dacíticas.

Secuencia Riolítica:

Se trata de un nivel de toba soldada de composición riolítica, constituida principalmente por cristaloclastos de cuarzo, feldespato potásico, plagioclasa y biotita de grano medio en similar proporción que fragmentos heterolíticos de tamaños de lapilli. A la base de esta unidad se la puede encontrar con un mayor grado de

soldamiento a alta temperatura por la deformación dúctil que presentan los fiammes y fragmentos líticos, gradando incluso a un aglomerado basal, resultando en una textura reomórfica (ignimbrita reomórfica). Puede presentar niveles lenticulares de aglomerado volcánico con clastos redondeados a subangulosos de toba de composición riolítica y de lavas andesíticas. Esta secuencia infrayace concordantemente a una toba dacítica levemente soldada y sobreyace en leve discordancia a areniscas volcanogénicas laminadas, lo que la convierte en una secuencia marcadora a la escala del depósito.

Arenisca Volcanogénica:

Roca volcanogénica resedimentada constituida por fragmentos de cuarzo, plagioclasa, micas y fragmentos líticos subredondeados retrabajados de grano fino a medio (granos de tamaño de arena a limo) en escaza matriz. Presenta estructuras sedimentarias tales como laminación planar bien definida y laminación sesgada, lo que la hace muy fácil de diferenciar de otras unidades litológicas. Localmente puede presentar intercalaciones de toba cristalolítica y litocristalina de composición dacítica.

Subvolcánico Riodacítico:

Presenta textura porfirítica bien desarrollada con fenocristales de plagioclasa, biotita y feldespato potásico de grano medio a fino en matriz afanítica probablemente con cuarzo. Notable desarrollo de “flow banded” que controla la distribución de los fenocristales, desarrolla “chilled margin” en varios de sus contactos y a veces aparece cortante a sus encajonantes. Esta unidad es la roca encajonante de la veta que más favorece al desarrollo de la mineralización.

En la figura 4 se muestra la geología de superficie de la unidad minera representada principalmente por el grupo Barroso y la Formación Aniso.

Geología del Nivel Nv. 4370

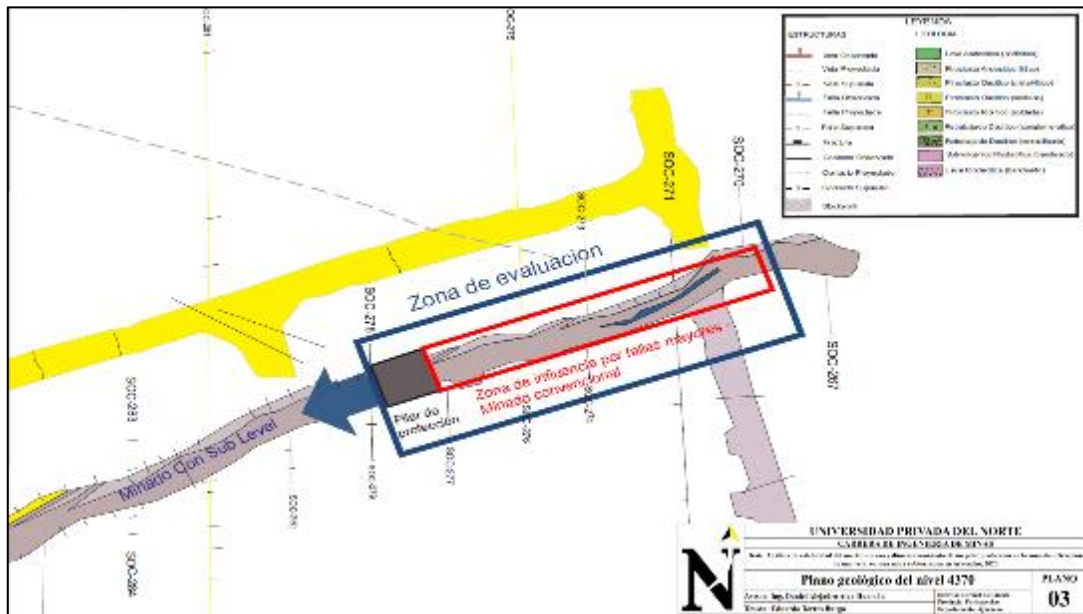


Figura 2: Geología Nv. 4370

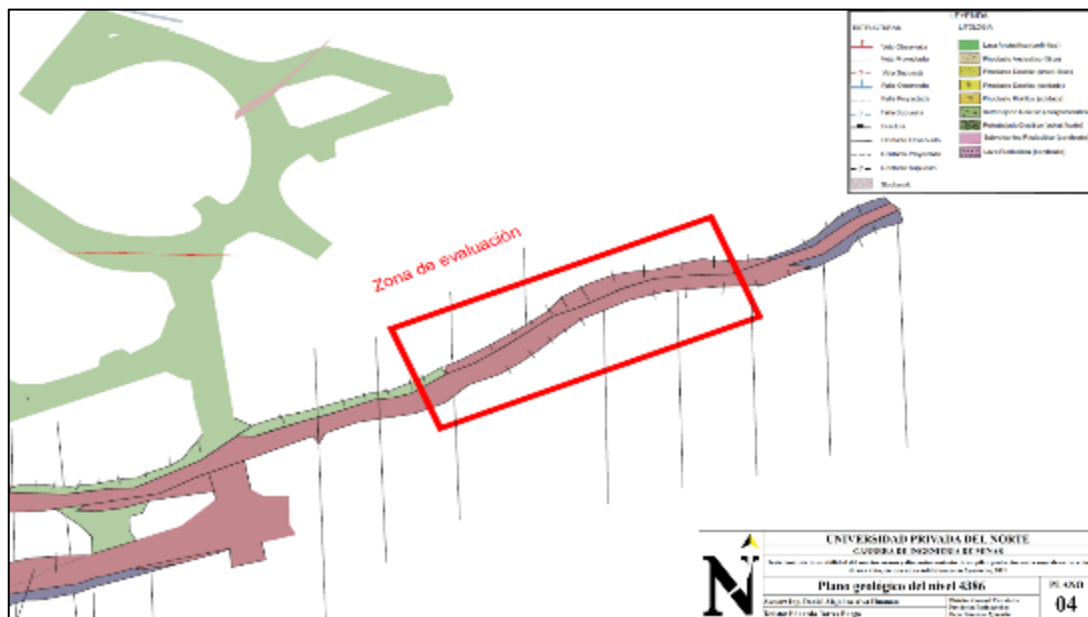


Figura 3: Geología Nv. 4386

El macizo rocoso de los niveles 4370 y 4386 está conformado litológicamente por material andesítico, lavas riodacíticas, piroclastos andesítico, material piroclástico dacítico, y riolítico, zonas con Stockwork y material subvolcánico riodacítico además de la veta. La zona de evaluación específicamente está conformada por una brecha hidrotermal y brechamiento tectónico, además de material subvolcánico riodacítico.

Estructuras geológicas

Este sistema está compuesto por dos vetas. Yanacochita, que es una veta con rumbo definido (NE) que en su borde Oeste tiene un ramal NS. Mientras que Rayropata es una estructura que se encuentra asociada a cuerpos de brecha de rumbo NE y con buzamientos al Sur. Estas brechas presentan argilización, y cortando a las brechas se observan vetillas de sulfuros en una matriz de cuarzo. Hacia el piso de la quebrada aflora una veta de cuarzo y sulfuros (pirita) con el mismo rumbo de la quebrada, la cual sería la principal estructura a revisar.

Siendo así podemos interpretar a las estructuras Yurika y Luisa como las posibles estructuras principales que alimentaron estructuras antitéticas, como San Javier, Virgen del Carmen, Rinas. Una característica al Norte es la presencia de una zona intensamente silicificada.

Hacia la parte Noreste de la veta Pallancata, se tiene el Sistema Explorador Pablo, Yurika Techo, Explorador Marco, los cuales muestran un comportamiento Sinextral de rumbo EW. El sistema principal explorador Pablo, tiene buzamiento al Sur.

Geología estructural local

La zona mineralizada de estudio está emplazada entre la Falla Yurika en el piso y La Falla Pablo en el techo, la veta presenta una orientación $N75^{\circ}E$ y 45° de buzamiento el mismo que está siendo afectado por los entornos estructurales.

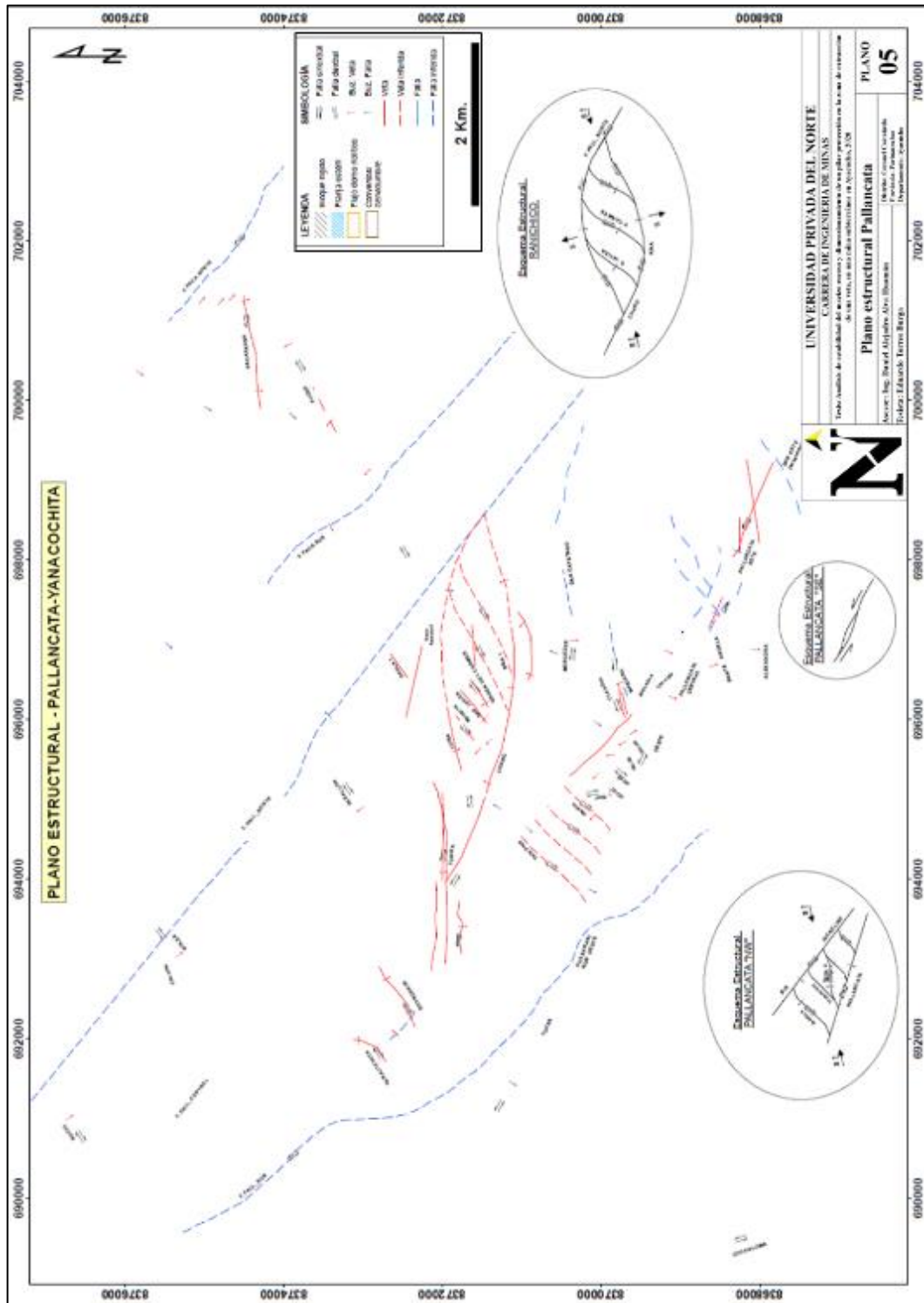


Figura 4: Plano estructural

Entre las Fallas Pallancata Sur y Pallancata Central, hacia la parte norte se ha desarrollado el sistema Yanacochita-Rayropata. Este sistema presenta estructuras de rumbo NE que son afectados posteriormente por estructuras N120 y NS.

3.1.2. Caracterización geomecánica del macizo rocoso de la zona de extracción de la veta.

Caracterización litológica

En este contexto el macizo rocoso comprende el conjunto del material rocoso, es decir, la sustancia rocosa misma, y las discontinuidades geológicas que aíslan los bloques o fragmentos de roca que lo conforman. La roca es un volcánico dacítico.

Caracterización estructural.

Comprende la condición estructural de cómo se encuentra la matriz rocosa donde se definirá las características y propiedades de los planos de discontinuidades, se tendrá que identificar el tipo de discontinuidades, orientación, espaciado, persistencia, rugosidad, abertura, relleno, resistencia del relleno y Humedad.

Influencia de agentes erosivos.

Las condiciones climáticas son el principal agente en la meteorización, los diferentes grados de meteorización se observan en la matriz rocosa. Los distintos tipos de rocas son afectados de manera desigual por los procesos de meteorización, siendo estos más intensos cuando mayor es el tiempo de exposición a los agentes atmosféricos. Los procesos de meteorización física más comunes son aquellos influenciados por la temperatura y la humedad generando efectos de disgregación y disolución; y los procesos de meteorización biológica generan a su vez destrucción, figuración y descomposición.

El agua en el macizo rocoso.

La presencia de agua en los huecos de la roca (poros y/o fisuras) modifica el comportamiento geomecánico al alterar la estabilidad y facilitar el movimiento de las masas rocosas; papel esencial juegan las discontinuidades. Erosión: Libera sobre carga, produciendo descompresiones que crean fisuras nuevas y ensanchan las preexistentes.

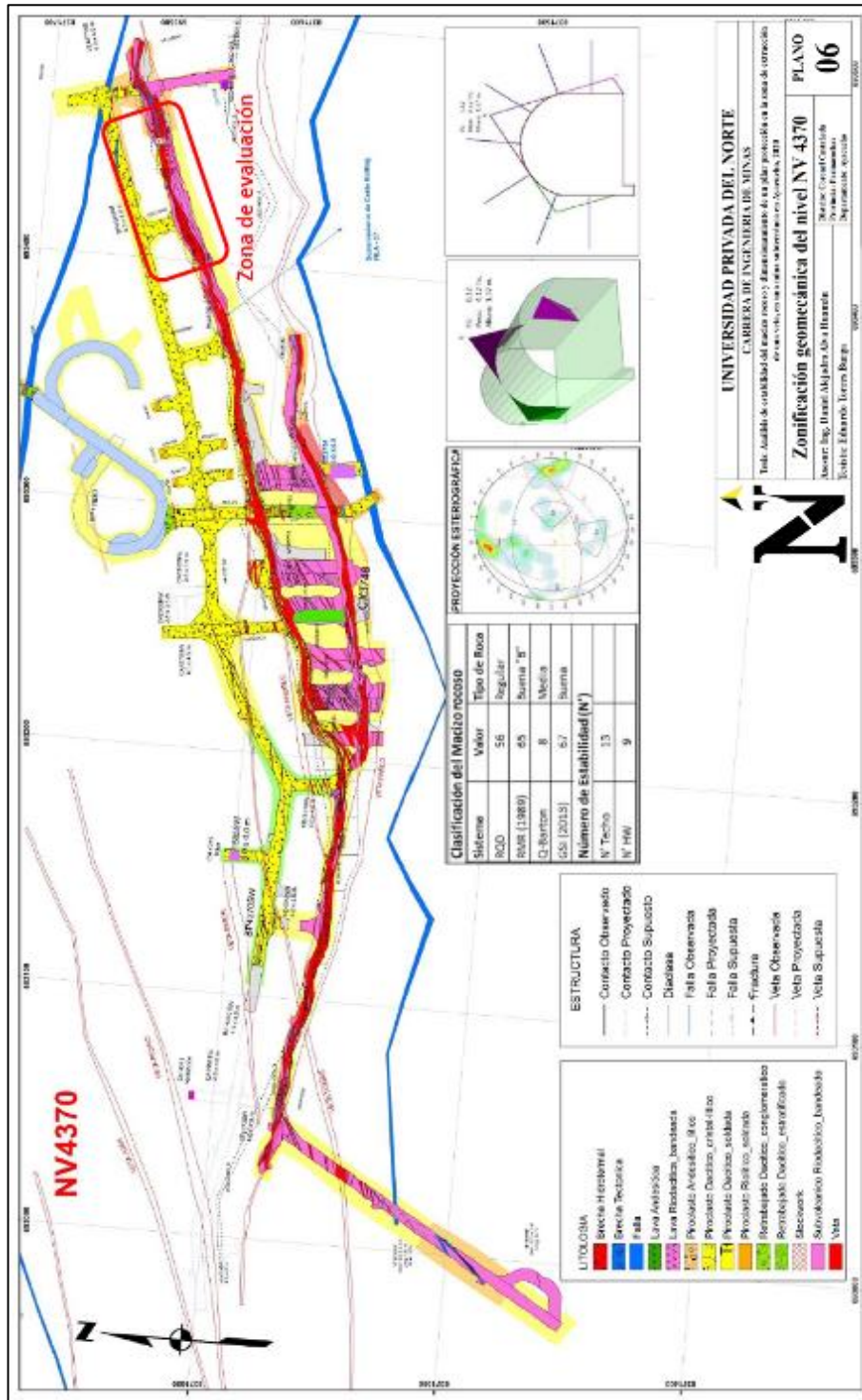


Figura 5: Zonificación geo mecánica del nivel NV 4370

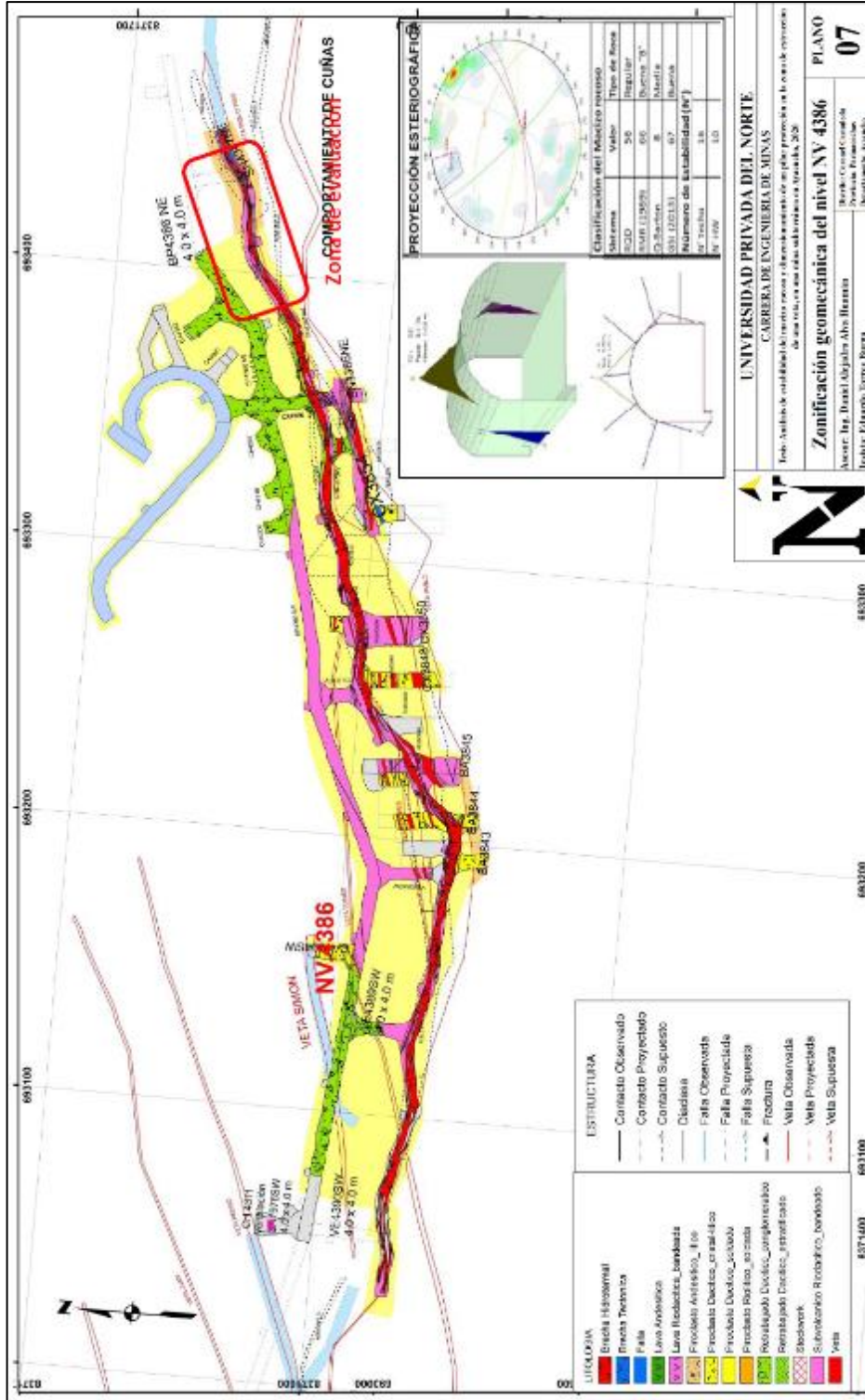


Figura 6: Zonificación geomecánica del nivel NV 4386

3.1.2.1. Resistencia del Macizo rocoso

Tabla Resistencia del macizo rocoso en campo – Martillo de Smith

Item	Indice de rebote Campo	Indice de rebote validos
1	42	47
2	44	46
3	40	46
4	46	45
5	41	45
6	45	45
7	45	45
8	45	44
9	39	42
10	38	42
	Promedio:	44.7
	Contar	10
	UCS:	108 Mpa.

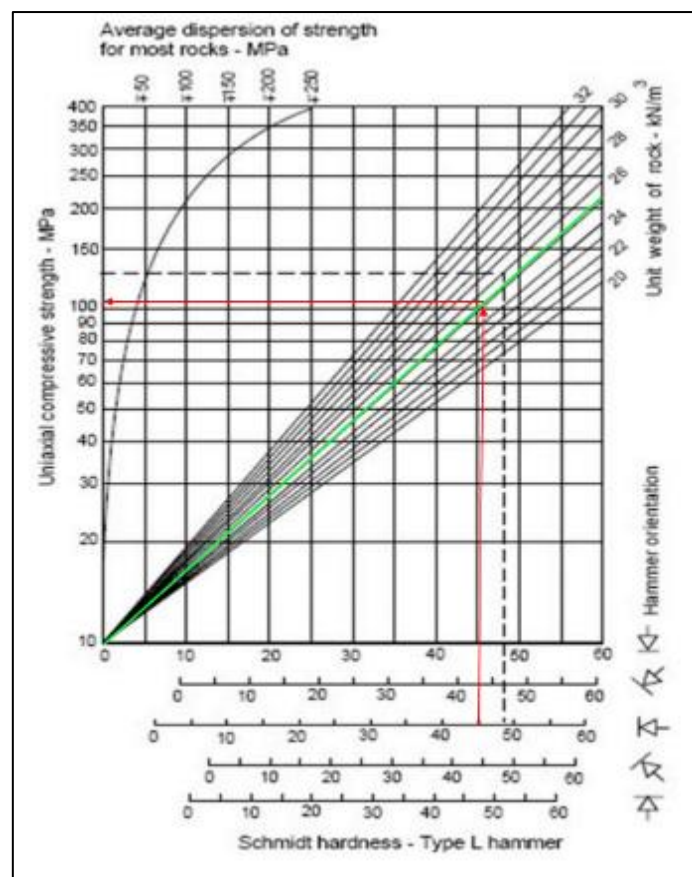


figura xxx. Ábaco de correlación - Índice de rebote & UCS

3.1.2.2. Descripción geomecánica del macizo rocoso

N°	Dip	DDir	Litología	Espac (cm)	Persist (m)	Rug < esc	Rug > esc	Tipo Relleno	Resist. Relleno	Apertura Relleno (mm)	Alteración	T/C	Humedad	Set	
1	85	94	Sub Volcanico Riodacítico (Bandeado)	20 - 60	1 - 3	12 - 14	Ond/Liso	Pz	S1	0.1 - 0.25	Fresca	Diaclasa	Seco		
2	78	193		6 - 20	<1	4 - 6	Ond/Liso	Pz	S2	0.1 - 0.25	Fresca	Diaclasa	Seco		
3	82	70		20 - 60	<1	12 - 14	Ond/Liso	Ar - Pz - Qz	S1	0.1 - 0.25	Fresca	Diaclasa	Seco	1	
4	82	60		6 - 20	<1	10 - 12	Ond/Liso	Ar - Pz - Qz	S1	0.1 - 0.25	Fresca	Diaclasa	Seco	1	
5	46	180		6 - 20	1 - 3	6 - 8	Ond/Rugoso	Py - Qz - Chl	S5	10	Fresca	Diaclasa	Seco	1	
6	88	250		20 - 60	<1	8 - 10	Ond/Liso	Sin relleno			0.1 - 0.25	Fresca	Diaclasa	Seco	
7	35	227		6 - 20	1 - 3	10 - 12	Ond/Rugoso	Pz - Chl - Qz	S1	0.25 - 0.5	Fresca	Diaclasa	Seco	1	
8	41	188		6 - 20	1 - 3	6 - 8	Ond/Rugoso	Qz	S5	0.25 - 0.5	Fresca	Diaclasa	Seco	1	
9	89	184		6 - 20	1 - 3	12 - 14	Ond/Liso	Qz	S5	10	Fresca	Diaclasa	Seco	1	
10	51	233		6 - 20	1 - 3	10 - 12	Ond/Liso	Pz - Chl	S2	0.1 - 0.25	Fresca	Diaclasa	Seco	1	
11	79	186		6 - 20	1 - 3	10 - 12	Ond/Liso	Qz	S5	0.5 - 5	Fresca	Diaclasa	Seco	3	
12	89	147		20 - 60	1 - 3	12 - 14	Ond/Rugoso	Qz - Pz	S1	0.25 - 0.5	Fresca	Diaclasa	Seco		
13	44	358		6 - 20	1 - 3	8 - 10	Ond/Liso	Qz	S5	0.1 - 0.25	Fresca	Diaclasa	Seco	1	
14	59	30		20 - 60	<1	10 - 12	Ond/Rugoso	Pz	S1	0.1 - 0.25	Fresca	Diaclasa	Seco	1	
15	31	25		20 - 60	3 - 10	12 - 14	Esc/Rugoso	Qz	S5	20	Fresca	Diaclasa	Seco	1	
16	74	314		6 - 20	<1	10 - 12	Ond/Liso	Qz	S5	0.5 - 5	Fresca	Diaclasa	Seco	1	
17	45	95		60 - 200	<1	12 - 14	Ond/Rugoso	Qz - Pz	S5	0.25 - 0.5	Fresca	Diaclasa	Seco		
18	68	110		20 - 60	1 - 3	10 - 12	Ond/Liso	Ar	S1	0.25 - 0.5	Fresca	Diaclasa	Seco	2	
19	65	115		20 - 60	1 - 3	10 - 12	Ond/Rugoso	Ar	S1	0.25 - 0.5	Fresca	Diaclasa	Seco		
20	64	160		6 - 20	1 - 3	12 - 14	Ond/Rugoso	Qz	S5	0.25 - 0.5	Fresca	Diaclasa	Seco	1	
21	73	21		6 - 20	1 - 3	8 - 10	Ond/Liso	Ar	S1	0.1 - 0.25	Fresca	Diaclasa	Seco		
22	80	183		6 - 20	1 - 3	10 - 12	Ond/Liso	Ar	S1	0.1 - 0.25	Fresca	Diaclasa	Seco	1	
23	55	180		6 - 20	1 - 3	12 - 14	Ond/Rugoso	Ar	S5	0.25 - 0.5	Fresca	Diaclasa	Seco	2	
24	86	224		6 - 20	1 - 3	8 - 10	Ond/Rugoso	Ar	S1	0.25 - 0.5	Fresca	Diaclasa	Seco	3	
25	56	170		20 - 60	1 - 3	12 - 14	Ond/Rugoso	Ar	S1	0.25 - 0.5	Fresca	Diaclasa	Seco	2	
26	56	132		6 - 20	1 - 3	12 - 14	Ond/Rugoso	Pz	S1	0.25 - 0.5	Fresca	Diaclasa	Seco	1	

RQD* Equivalente

Jv: 15

RQD* = 115 - 3.3 Jv

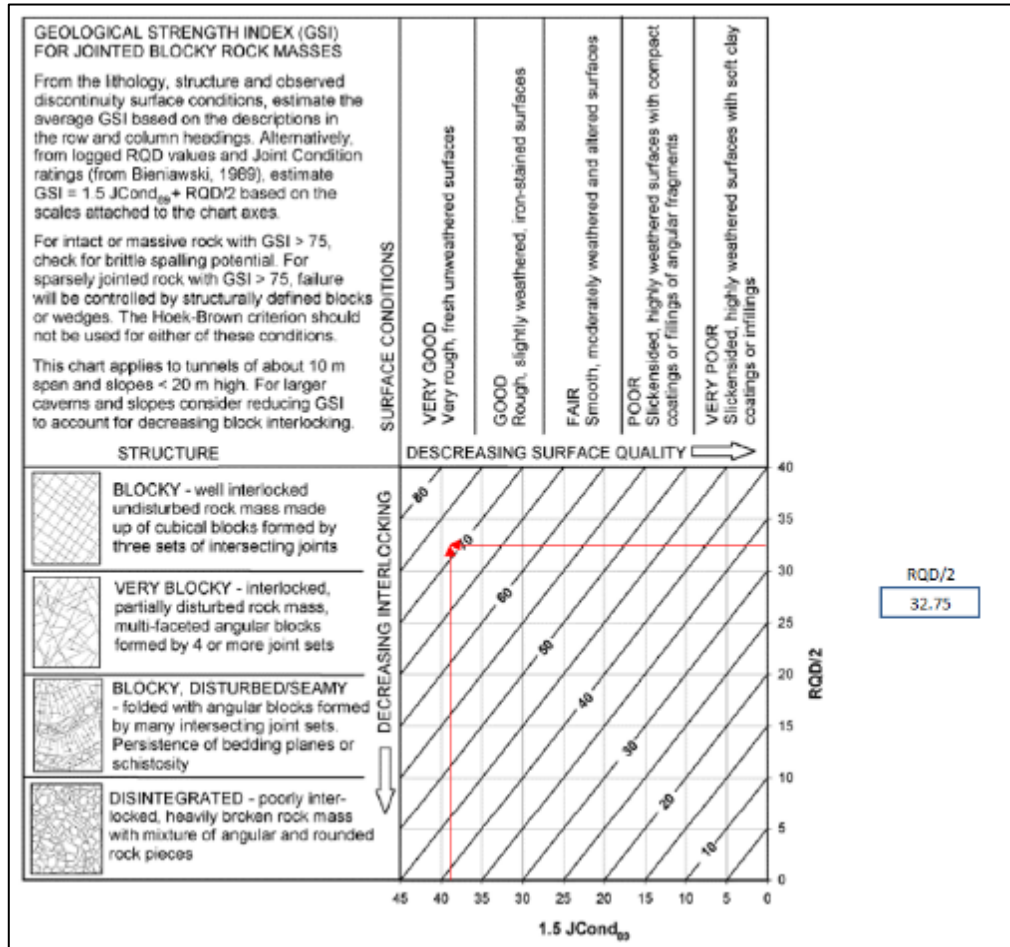
RQD*: 66

3.1.2.3. Clasificación RMR(89): Se obtiene una calificación de 69 y un RMR ajustado de 57. Siendo el macizo rocoso de Regular calidad.

PARAMETROS	VAL.	1. RESISTENCIA A LA COMPRESION (Mpa)	2. RQD	3. ESPACIAMIENTO (m)	4. CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES					5. AGUA SUBTERRANEA	6. AJUSTE POR ORIENTACION	VALOR TOTAL RMR BASICO (Suma de valoracion 1 a 5)	VALOR TOTAL RMR AJUSTADO (Suma de valoracion 1 a 6)
					Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Alteración				
		1.- > 250 Mpa 2.- 100-250 Mpa 3.- 50-100 Mpa 4.- 25-50 Mpa 5.- < 25 Mpa	20 17 13 8 3	20 15 10 8 5	6 4 2 2 1 1 0	6 5 4 4 1 1 0	6 5 3 1 0	6 4 2 2 1 1 0	6 5 3 1 0	15 10 7 4 0	0 -2 -5 -10 -12	69	57
	10		13	11	4	4	5	1	6	15	12		
		1.- > 250 Mpa 2.- 100-250 Mpa 3.- 50-100 Mpa 4.- 25-50 Mpa 5.- < 25 Mpa	1.- 90-100% 2.- 75-90% 3.- 50-75% 4.- 25-50% 5.- < 25%	1.- > 2 m 2.- 0.6-2 m 3.- 200-600 mm 4.- 60-200 mm 5.- < 60 mm	1.- < 1m 2.- 1-3 m 3.- 3-10 m 4.- 10-20 m 5.- > 20 m	1.- Cerrada 0 2.- Muy Angosta < 0.1 mm 3.- Angosta 0.1 - 1.0 mm 4.- Abierta 1.0 - 5.0 mm 5.- Muy abierta > 5.0 mm	1.- Muy rugoso 2.- Rugoso 3.- Ligeramente rugosa 4.- Lisa 5.- Muy lisa	1.- Ninguna 2.- Relleno duro <5mm 3.- Relleno duro >5mm 4.- Relleno blando <5mm 5.- Relleno blando >5mm	1.- No meteorizada 2.- Ligeramente 3.- Moderadamente 4.- Altamente meteorizada 5.- Desmenuzada	1.- Completamente seco 2.- Húmedo 3.- Mojado 4.- Goteo 5.- Flujo	1.- Muy favorable 2.- Favorable 3.- Regular 4.- Desfavorable 5.- Muy desfavorable		

EFECTO DE LA ORIENTACION DEL RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN TUNELES		TIPO DE ROCA	RMR BIENIAWSKI	CLASIFICACION
Rumbo perpendicular al eje del tunel				
Excavacion hacia el buzamiento, Buz 45 - 90	Excavacion hacia el buzamiento. Buz 20 - 45	II	71 - 80	BUENA "A"
Muy Favorable	Favorable	II-A	61 - 70	BUENA "B"
Excavacion contra el buzamiento. Buz 45 - 90	Excavacion contra el Buzamiento. Buz 20 - 45	III	51 - 60	REGULAR "A"
Regular	Desfavorable	III-A	41 - 50	REGULAR "B"
Rumbo paralelo al eje del tunel				
Buzamiento 45 -90	Buzamiento 20 - 45	IV	31 - 40	MALA "A"
Muy Desfavorable	Regular	IV-A	21 - 30	MALA "B"
Buzamiento de 0 - 20. Independiente del rumbo		V	0 - 20	MUY MALA
		V-A		

3.1.2.4. Cálculo del GSI



$$JCond_v = 35 \frac{Jr}{Ja} / (1 + \frac{Jr}{Ja})$$

$$GSI = \frac{52 Jr/Ja}{(1 + \frac{Jr}{Ja})} + RQD/2$$

GSI=72

TIPO DE ROCA	GSI	CLASIFICACION
I	81 - 100	Muy buena
II	II-A	Buena
	II-B	
III	III-A	Regular
	III-B	
IV	IV-A	Mala
	IV-B	
V	V-A	Muy mala

3.1.2.5. Calculo del Q de Barton

<p>Rock Quality Designation RQD</p> <table border="1"> <tr><td>Muy mala</td><td>0-25</td></tr> <tr><td>Mala</td><td>25-50</td></tr> <tr><td>Regular</td><td>50-75</td></tr> <tr><td>Buena</td><td>75-90</td></tr> <tr><td>Excelente</td><td>90-100</td></tr> </table> <p>Cuando RQD < 10, se aplica un valor de 10 para Q.</p> <p>RQD = 66</p>	Muy mala	0-25	Mala	25-50	Regular	50-75	Buena	75-90	Excelente	90-100	<p>Numero de alteración Ja</p> <table border="1"> <tr><td>Bien trabadas</td><td>0.75</td></tr> <tr><td>No alteradas, patinas locales</td><td>1</td></tr> <tr><td>Ligeramente alteradas, patinas que no se ablandan</td><td>2</td></tr> <tr><td>Patinas limo arenosas, poca arcilla, no se ablandan</td><td>3</td></tr> <tr><td>Patinas de minerales arcillosos que se ablandan</td><td>4</td></tr> <tr><td>Patinas de arena, libres de arcilla</td><td>6</td></tr> <tr><td>Relleno que no se ablanda, espesor < 5mm</td><td>8</td></tr> <tr><td>Relleno que se ablanda, espesor < 5mm</td><td>8-12</td></tr> <tr><td>Rellenos expansivos</td><td>6-24</td></tr> </table> <p>Ja = 1</p>	Bien trabadas	0.75	No alteradas, patinas locales	1	Ligeramente alteradas, patinas que no se ablandan	2	Patinas limo arenosas, poca arcilla, no se ablandan	3	Patinas de minerales arcillosos que se ablandan	4	Patinas de arena, libres de arcilla	6	Relleno que no se ablanda, espesor < 5mm	8	Relleno que se ablanda, espesor < 5mm	8-12	Rellenos expansivos	6-24																																																															
Muy mala	0-25																																																																																											
Mala	25-50																																																																																											
Regular	50-75																																																																																											
Buena	75-90																																																																																											
Excelente	90-100																																																																																											
Bien trabadas	0.75																																																																																											
No alteradas, patinas locales	1																																																																																											
Ligeramente alteradas, patinas que no se ablandan	2																																																																																											
Patinas limo arenosas, poca arcilla, no se ablandan	3																																																																																											
Patinas de minerales arcillosos que se ablandan	4																																																																																											
Patinas de arena, libres de arcilla	6																																																																																											
Relleno que no se ablanda, espesor < 5mm	8																																																																																											
Relleno que se ablanda, espesor < 5mm	8-12																																																																																											
Rellenos expansivos	6-24																																																																																											
<p>Numero de sets Jn</p> <table border="1"> <tr><td>Roca masiva</td><td>0.5</td></tr> <tr><td>Pocos sets aleatorios</td><td>1</td></tr> <tr><td>1 set</td><td>2</td></tr> <tr><td>1 Set + Random</td><td>3</td></tr> <tr><td>2 sets</td><td>4</td></tr> <tr><td>2 Sets + Random</td><td>6</td></tr> <tr><td>3 sets</td><td>9</td></tr> <tr><td>3 Sets + Random</td><td>12</td></tr> <tr><td>4 Sets</td><td>15</td></tr> <tr><td>Roca desintegrada</td><td>20</td></tr> </table> <p>Jn = 15</p>	Roca masiva	0.5	Pocos sets aleatorios	1	1 set	2	1 Set + Random	3	2 sets	4	2 Sets + Random	6	3 sets	9	3 Sets + Random	12	4 Sets	15	Roca desintegrada	20	<p>Agua Jw</p> <table border="1"> <tr><td>Seco (< 5l/m)</td><td>1</td></tr> <tr><td>Moderado</td><td>0.7</td></tr> <tr><td>Infiltración importante</td><td>0.3-0.5</td></tr> <tr><td>Infiltración importante-con decaimiento</td><td>0.1-0.2</td></tr> <tr><td>Infiltración importante-sin decaimiento</td><td>0.05-0.1</td></tr> </table> <p>Jw = 1</p>	Seco (< 5l/m)	1	Moderado	0.7	Infiltración importante	0.3-0.5	Infiltración importante-con decaimiento	0.1-0.2	Infiltración importante-sin decaimiento	0.05-0.1																																																													
Roca masiva	0.5																																																																																											
Pocos sets aleatorios	1																																																																																											
1 set	2																																																																																											
1 Set + Random	3																																																																																											
2 sets	4																																																																																											
2 Sets + Random	6																																																																																											
3 sets	9																																																																																											
3 Sets + Random	12																																																																																											
4 Sets	15																																																																																											
Roca desintegrada	20																																																																																											
Seco (< 5l/m)	1																																																																																											
Moderado	0.7																																																																																											
Infiltración importante	0.3-0.5																																																																																											
Infiltración importante-con decaimiento	0.1-0.2																																																																																											
Infiltración importante-sin decaimiento	0.05-0.1																																																																																											
<p>Numero de rugosidad Jr</p> <table border="1"> <tr><td colspan="2"><u>Discontinuas</u></td></tr> <tr><td>Pulido</td><td>2</td></tr> <tr><td>Suave</td><td>3</td></tr> <tr><td>Rugosa</td><td>4</td></tr> <tr><td>Reliena</td><td>1.5</td></tr> <tr><td colspan="2"><u>Onduladas</u></td></tr> <tr><td>Pulido</td><td>1.5</td></tr> <tr><td>Suave</td><td>2</td></tr> <tr><td>Rugosa</td><td>3</td></tr> <tr><td>Reliena</td><td>1</td></tr> <tr><td colspan="2"><u>Plana</u></td></tr> <tr><td>Pulido</td><td>0.5</td></tr> <tr><td>Suave</td><td>1</td></tr> <tr><td>Rugosa</td><td>1.5</td></tr> <tr><td>Reliena</td><td>1</td></tr> <tr><td>no hay contacto entre paredes</td><td>1</td></tr> <tr><td>Espejamiento mayor a 3 m</td><td>(+1.0)</td></tr> </table> <p>Jr = 3</p>	<u>Discontinuas</u>		Pulido	2	Suave	3	Rugosa	4	Reliena	1.5	<u>Onduladas</u>		Pulido	1.5	Suave	2	Rugosa	3	Reliena	1	<u>Plana</u>		Pulido	0.5	Suave	1	Rugosa	1.5	Reliena	1	no hay contacto entre paredes	1	Espejamiento mayor a 3 m	(+1.0)	<p>Factor de reducción por esfuerzos</p> <table border="1"> <tr><td>(Esfuerzo/Roca Intacta)</td><td>$\leq 1/UCS$</td><td>SRF</td><td>$\leq 1/UCS$</td></tr> <tr><td>Cercos de superficie (Esfuerzos bajos)</td><td>-0</td><td>2.5</td><td>0.094563</td></tr> <tr><td>Esfuerzos bajos</td><td>0.01 a 0.1</td><td>1</td><td></td></tr> <tr><td>Esfuerzos moderados</td><td>0.1 a 0.2</td><td>0.5</td><td></td></tr> <tr><td>Esfuerzos altos</td><td>0.2 a 0.3</td><td>1 a 2</td><td></td></tr> <tr><td>Estallidos de roca o flujo plástico</td><td>0.3 a 0.4</td><td>5 a 10</td><td></td></tr> <tr><td>Grandes Estallidos de rocas/flujo plástico</td><td>>0.4</td><td>10 a 20</td><td></td></tr> <tr><td>Extremos Estallidos de roca/flujo plástico</td><td>>0.6</td><td>20 a 50</td><td></td></tr> <tr><td>Hinchamiento moderado</td><td></td><td>5 a 10</td><td></td></tr> <tr><td>Hinchamiento severo</td><td></td><td>10 a 15</td><td></td></tr> </table> <p>SRF1 = 1</p> <p>(Factor para zonas discretas)</p> <table border="1"> <tr><td>No hay zonas débiles/discretas</td><td>SRF</td><td>0</td></tr> <tr><td>Múltiples zonas débiles</td><td>10</td></tr> <tr><td>Una zona débil con arcilla ($\leq 50m$)</td><td>5</td></tr> <tr><td>Una zona débil con arcilla ($> 50m$)</td><td>2.5</td></tr> <tr><td>Zonas múltiples de cizalle (sin arcilla)</td><td>7.5</td></tr> <tr><td>Una zona de cizalle libre de arcilla ($\leq 50m$)</td><td>5</td></tr> <tr><td>Una zona de cizalle libre de arcilla ($> 50m$)</td><td>2.5</td></tr> <tr><td>Estructuras abiertas en forma de cubos</td><td>5</td></tr> </table> <p>SRF2 = []</p> <p>SRF1 vs SRF2: El sistema Q el mayor valor de SRF</p>	(Esfuerzo/Roca Intacta)	$\leq 1/UCS$	SRF	$\leq 1/UCS$	Cercos de superficie (Esfuerzos bajos)	-0	2.5	0.094563	Esfuerzos bajos	0.01 a 0.1	1		Esfuerzos moderados	0.1 a 0.2	0.5		Esfuerzos altos	0.2 a 0.3	1 a 2		Estallidos de roca o flujo plástico	0.3 a 0.4	5 a 10		Grandes Estallidos de rocas/flujo plástico	>0.4	10 a 20		Extremos Estallidos de roca/flujo plástico	>0.6	20 a 50		Hinchamiento moderado		5 a 10		Hinchamiento severo		10 a 15		No hay zonas débiles/discretas	SRF	0	Múltiples zonas débiles	10	Una zona débil con arcilla ($\leq 50m$)	5	Una zona débil con arcilla ($> 50m$)	2.5	Zonas múltiples de cizalle (sin arcilla)	7.5	Una zona de cizalle libre de arcilla ($\leq 50m$)	5	Una zona de cizalle libre de arcilla ($> 50m$)	2.5	Estructuras abiertas en forma de cubos	5
<u>Discontinuas</u>																																																																																												
Pulido	2																																																																																											
Suave	3																																																																																											
Rugosa	4																																																																																											
Reliena	1.5																																																																																											
<u>Onduladas</u>																																																																																												
Pulido	1.5																																																																																											
Suave	2																																																																																											
Rugosa	3																																																																																											
Reliena	1																																																																																											
<u>Plana</u>																																																																																												
Pulido	0.5																																																																																											
Suave	1																																																																																											
Rugosa	1.5																																																																																											
Reliena	1																																																																																											
no hay contacto entre paredes	1																																																																																											
Espejamiento mayor a 3 m	(+1.0)																																																																																											
(Esfuerzo/Roca Intacta)	$\leq 1/UCS$	SRF	$\leq 1/UCS$																																																																																									
Cercos de superficie (Esfuerzos bajos)	-0	2.5	0.094563																																																																																									
Esfuerzos bajos	0.01 a 0.1	1																																																																																										
Esfuerzos moderados	0.1 a 0.2	0.5																																																																																										
Esfuerzos altos	0.2 a 0.3	1 a 2																																																																																										
Estallidos de roca o flujo plástico	0.3 a 0.4	5 a 10																																																																																										
Grandes Estallidos de rocas/flujo plástico	>0.4	10 a 20																																																																																										
Extremos Estallidos de roca/flujo plástico	>0.6	20 a 50																																																																																										
Hinchamiento moderado		5 a 10																																																																																										
Hinchamiento severo		10 a 15																																																																																										
No hay zonas débiles/discretas	SRF	0																																																																																										
Múltiples zonas débiles	10																																																																																											
Una zona débil con arcilla ($\leq 50m$)	5																																																																																											
Una zona débil con arcilla ($> 50m$)	2.5																																																																																											
Zonas múltiples de cizalle (sin arcilla)	7.5																																																																																											
Una zona de cizalle libre de arcilla ($\leq 50m$)	5																																																																																											
Una zona de cizalle libre de arcilla ($> 50m$)	2.5																																																																																											
Estructuras abiertas en forma de cubos	5																																																																																											

Q = 13.1

TIPO DE ROCA		Q-Barton (2002)	CLASIFICACION
II	II-A	400 - 1000	Excepcionalmente buena
	II-B	100 - 400	Extremadamente buena
III	III-A	40 - 100	Muy buena
	III-B	10 - 40	Bueno
IV	IV-A	4 - 10	Media
	IV-B	1 - 4	mala
V	V-A	0.1 - 1	Muy mala

3.1.2.6. Analisis de discontinuidades con DIPS.

Densidad de polos (Scatter plot):

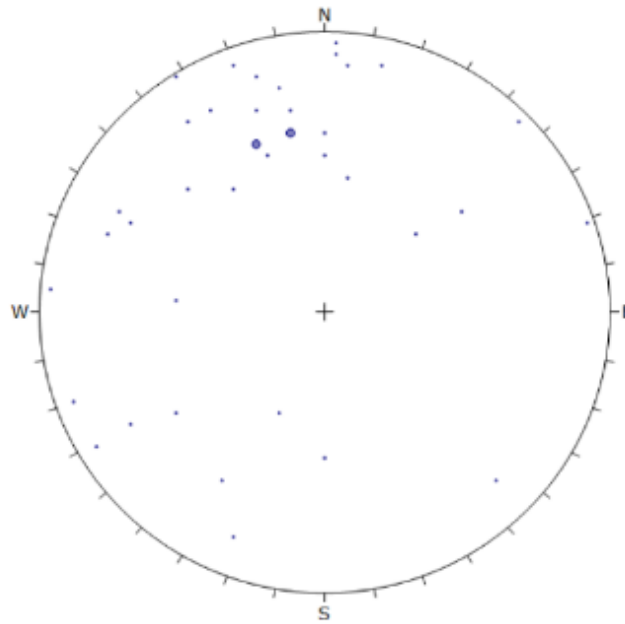


Figura 7: Densidad de polos

Diagrama de contorno y familias de discontinuidades:

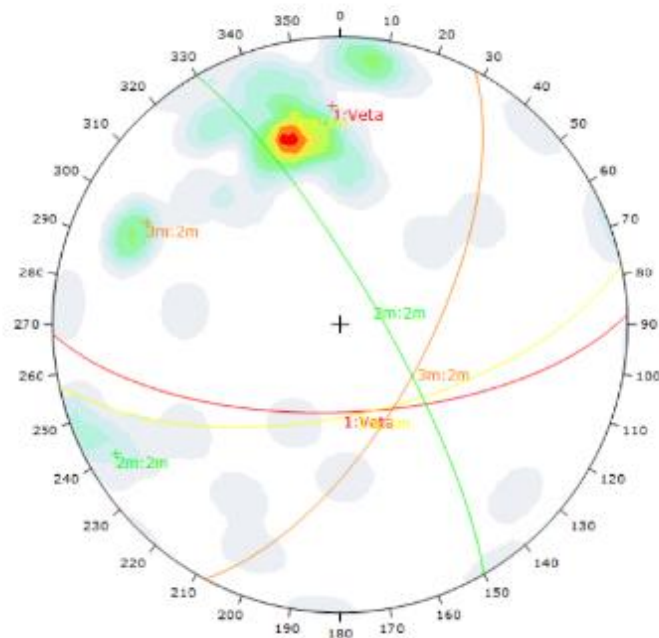
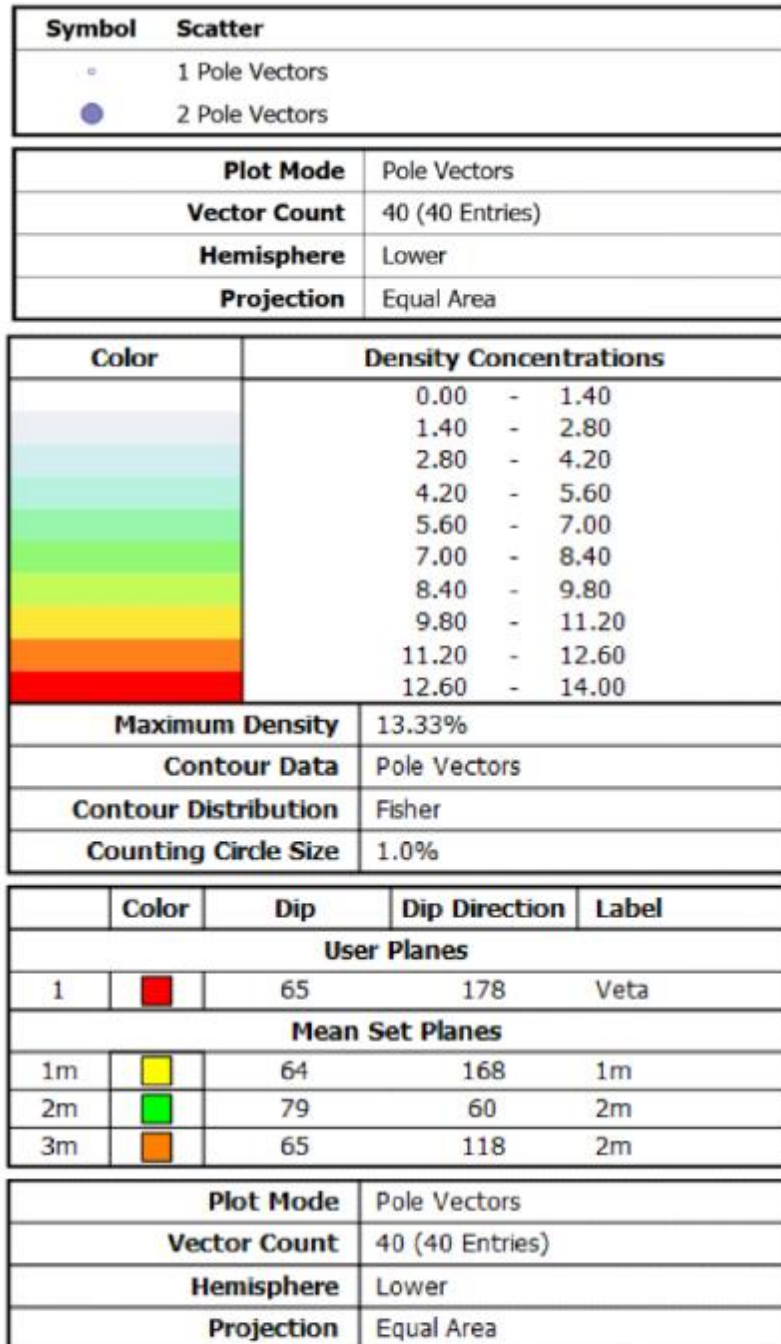


Figura 8: Diagrama de contorno y familias de discontinuidades



Clasificación de familias de discontinuidades	
Muy significativo (MS):	>6%
Significativo (S):	4% - 6%
Tratar con cuidado (TC):	< 4%

Figura 9: Clasificación de familias de discontinuidades.

3.1.2.7. Resumen de análisis geomecánico

1. Orientación de familias

Familia	Dip	Dip Direction	Clasificación
1ra	64°	168°	MS
2da	79°	60°	S
3ra	65°	118°	TC
Veta	65°	178°	Veta

2. Clasificación del Macizo rocoso

Sistema	Valor	Tipo de Roca
RQD	66	Regular
RMR (1989)	69	Buena "B"
Q-Barton	13	Bueno
GSI (2013)	72	Buena

3. Condición de esfuerzos

UCS (σ_c)	108 Mpa
Sv (σ_3)	6.8 Mpa
Sh (σ_1)	10 Mpa
σ_c/σ_1	10.6

3.1.3. Análisis del tamaño de bloques y generación de cuñas

Para calcular el tamaño de los bloques usamos el software de equilibrio límite Unwedge de RocScience. Designamos un factor de seguridad designado es de 1.5 y se ha considerado una densidad de la roca de 2.5 t/m^3 tal como se muestra en la siguiente figura.

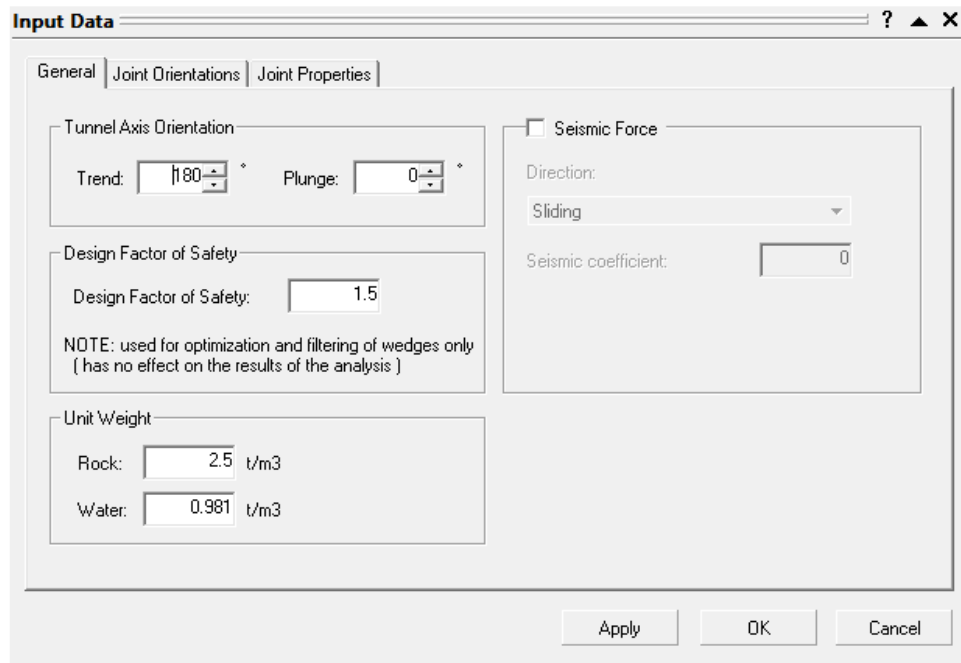


Figura 10: Parámetros de Cálculo en el Software Unwedge

La geometría tridimensional de las excavaciones en relación a la distribución espacial de las discontinuidades (fallas y diaclasas), las cuales constituyen planos de debilidad, influyen sobre las condiciones de estabilidad. A fin de evaluar la influencia del arreglo estructural de la masa rocosa de la zona de evaluación, se ha realizado un análisis de estabilidad estructuralmente controlada, utilizando el programa de cómputo UNWEDGE.

Para el análisis de estabilidad se tomaron direcciones N-S y E-W, debido a que estas son las direcciones del laboreo a realizarse. Los resultados del análisis de acuerdo a la proyección indican la formación de cuñas, siendo la 5 estable mientras que la 4, 6 y 8 son inestables ya que el Factor de seguridad es menor a 1.5. Además, las cuñas presentan diferentes pesos siendo las mayores las cuñas Este-Oeste 4 y 8 con 0.98 y 0.81 Tn.

El análisis de cuña fue realizado con las principales familias de diaclasas presentes en el macizo rocoso, cabe resaltar que las fallas tensionales principales, pueden generar cuñas de mayor dimensión esto depende directamente de la dirección de labor, si el trend de labor es paralela o perpendicular a dichas fallas.

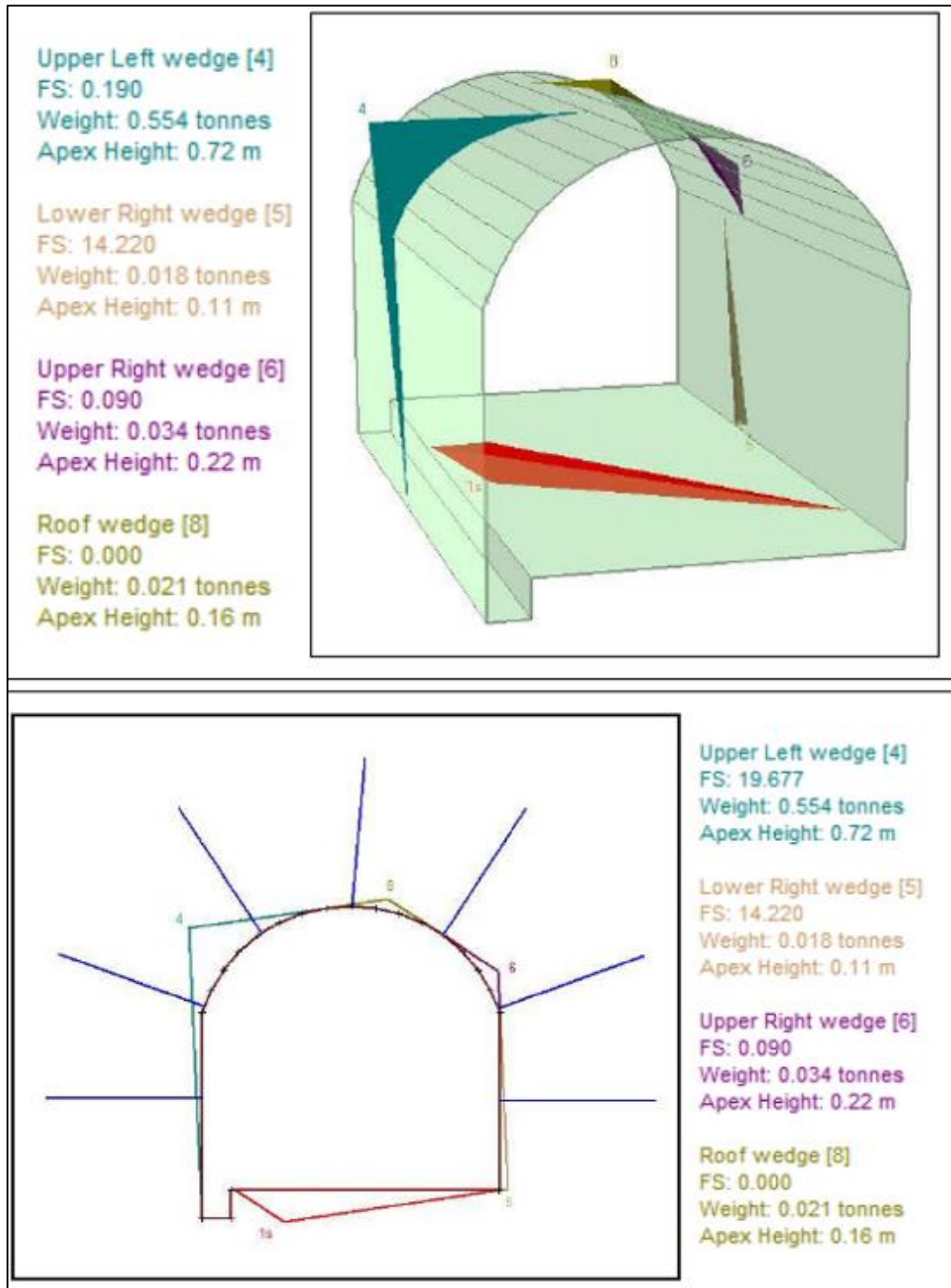


Figura 11: Análisis de Estructuralmente controlado, formación de cuñas N-S

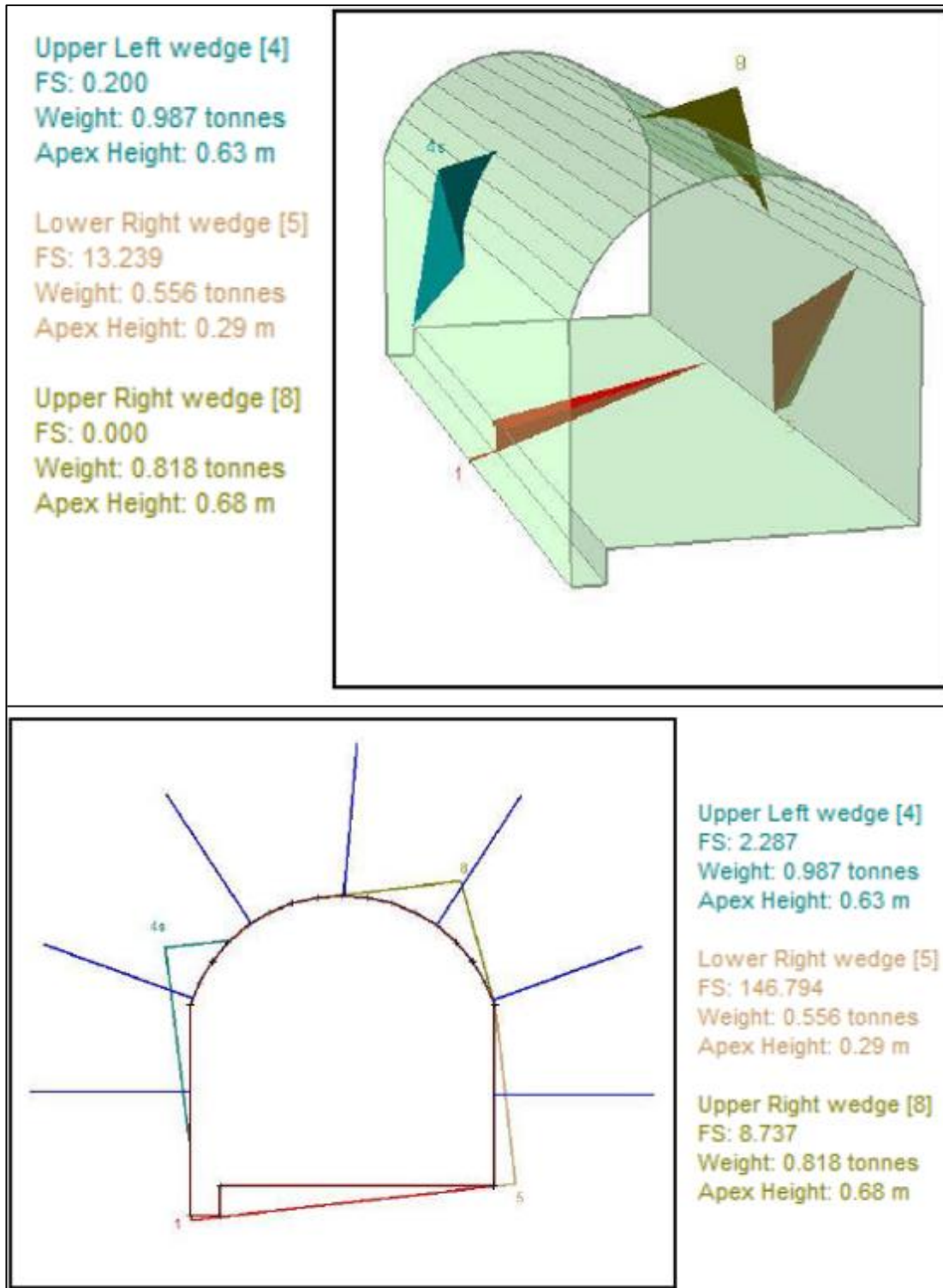


Figura 12: Análisis de Estructuralmente controlado, formación de cuñas E-W

3.1.4. Comportamiento del estado tensional del macizo rocoso en una sección representativa transversal del pilar entre los niveles Nv. 4370 y Nv. 4386.

Resistencia de la Roca Intacta.

Uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta (σ_{ci}) o denominada también resistencia compresiva simple o uniaxial.

Los valores de σ_{ci} fueron estimados mediante los siguientes procedimientos:

Ensayos de laboratorio de mecánica de rocas: compresión triaxial, compresión simple, propiedades elásticas y tracción sobre probetas obtenidas de los testigos de los sondajes diamantinos y de bloques rocoso

El resumen de los resultados de los ensayos de compresión triaxial, compresión simple y propiedades elásticas se evidencian en la siguiente tabla.

Tabla 1. Resultados de ensayos en laboratorio de mecánica de rocas

Litología	Datos de laboratorio							
	σ_{ci}	σ_t	γ (MN/m ³)	m_i	Φ (°)	Cohesión (Mpa)	Emi (Gpa)	Poisson (ρ)
Lava andecítica-Caja techo	194,5	16,7	0,065	9,3	0	0	12,35	0,275
Lava riodacítica-Caja techo	55,7	4,9	0,025	9,3	44,02	8,02	4,8	0,335
Piroclástico dacítico-Intermedio	79,9	9,0	0,025	8,94	46,4	14,08	6,3	0,24
Retrabajado dacítico-Caja techo	114,3	13,3	0,053	10	52,7	18,82	7,9	0,26
Piroclástico dacítico-Caja piso	128,8	7,0	0,025	14,24	51	16,12	8,05	0,205
Sub volcánico-Caja piso	63,4	4,8	0,025	9,59	41,1	10,37	4,3	0,23
Piroclástico Andesítico	79,9	9,0	0,025	8,9	46,4	14,1	6,3	0,24

Fuente: Laboratorio de la empresa minera

Utilizando el software de equilibrio límite RS2 de RocScience, se realizó el modelamiento numérico de una sección representativa transversal del pilar de protección entre los Nv. 4370 y Nv. 4386, con la finalidad de evaluar el comportamiento del estado tensional del macizo rocoso en la caja techo.

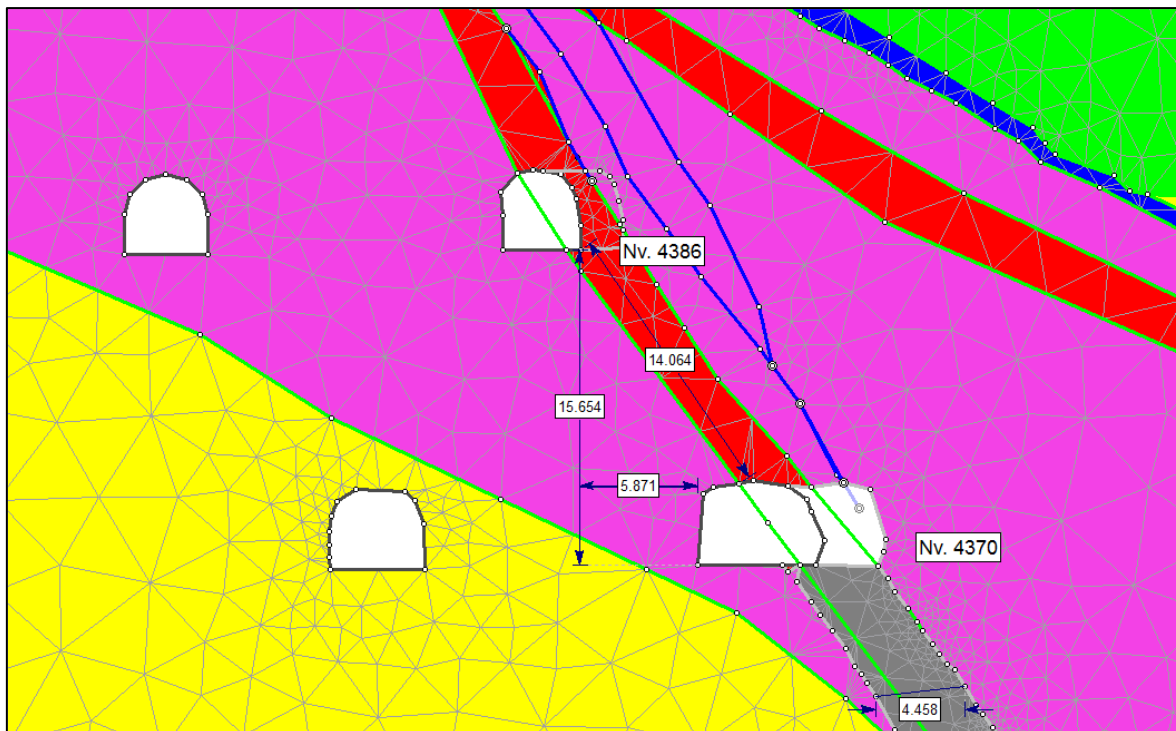


Figura 13: Sección representativa de la sección de modelamiento.

En la simulación se observa ligera criticidad en el techo de la excavación, el mismo que no permite realizar minado mecanizado.

En la figura se observa el comportamiento del esfuerzo máximo principal (Sigma 1), que se genera al realizarse la explotación por taladros (Query 1, 2, 3, 4).

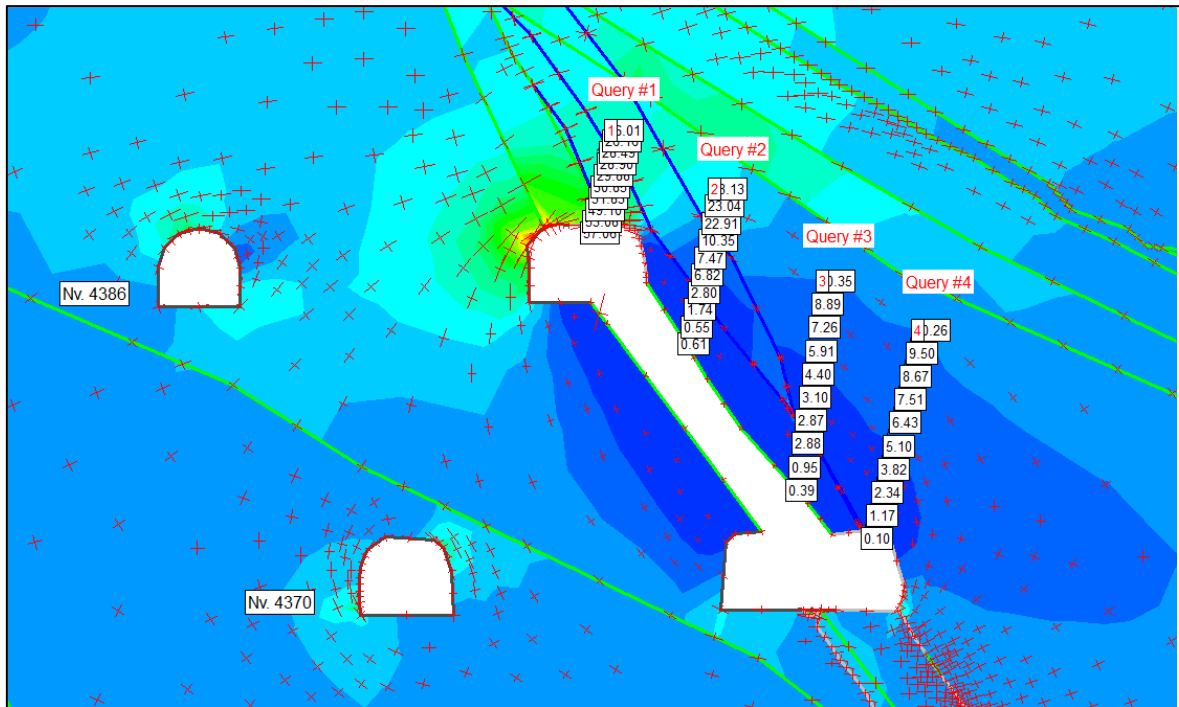


Figura 14: Análisis de sigma 1

Se analiza el comportamiento del techo con respecto a las fallas tensionales.

Los valores obtenidos Query 1, 2, 3 y 4 nos indica que el comportamiento del techo de la excavación, en el cual se tiene puntos por encima de la curva de la envolvente de falla indicando que el tipo de falla es por desconfinamiento y/o tracción (ver figura 18 y 19) debido a la influencia de las fallas mayores. Para ello para evitar dicha inestabilidad debe dejarse un pilar de protección, el cual permitirá mantener la estabilidad del minado.

A continuación, se muestra el comportamiento del esfuerzo mínimo principal (Sigma 3), que se genera al realizarse la explotación por taladros, así mismo se analiza el comportamiento del techo con respecto a la falla tensionales reconocidas en la sección geológica.

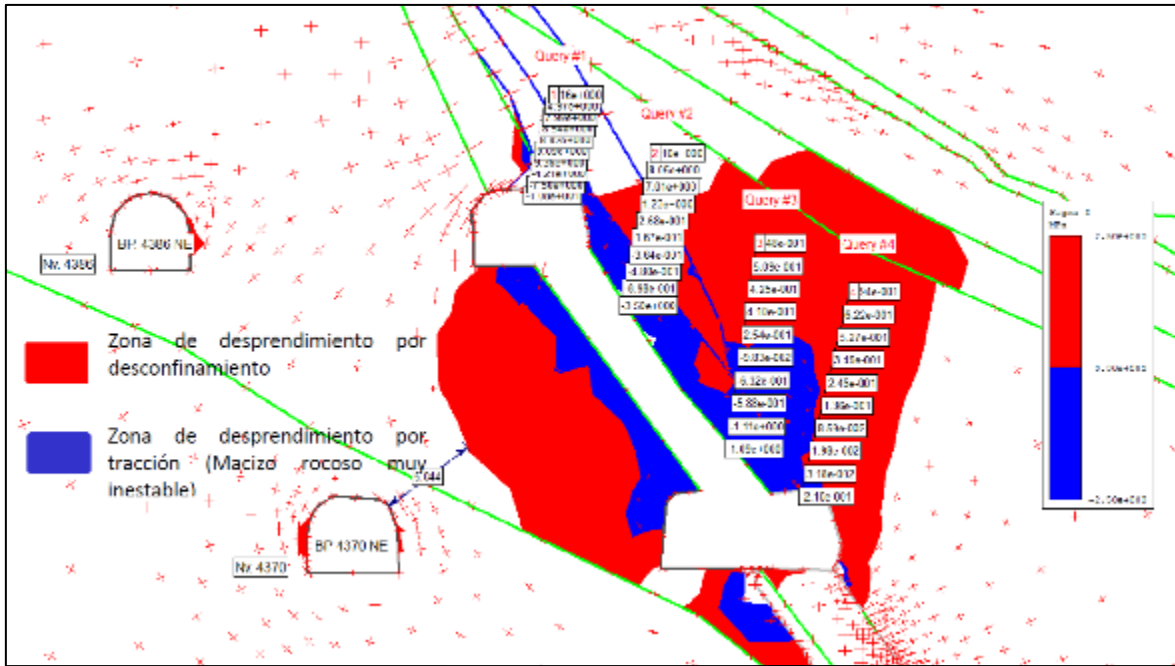


Figura 15: Análisis de sigma

De la figura 19, envolvente de falla, se puede observar que la mayoría de los puntos analizados están muy cerca de 0,0 lo que indica que el macizo rocoso es inestable, ocasionando desprendimiento por gravedad, desconfinamiento y/o tracción.

Se puede observar que el radio de inestabilidad ocasionado por la excavación, podría afectar incluso a las labores aledañas, tal como BP 4370 NE y BP 4386 NE.

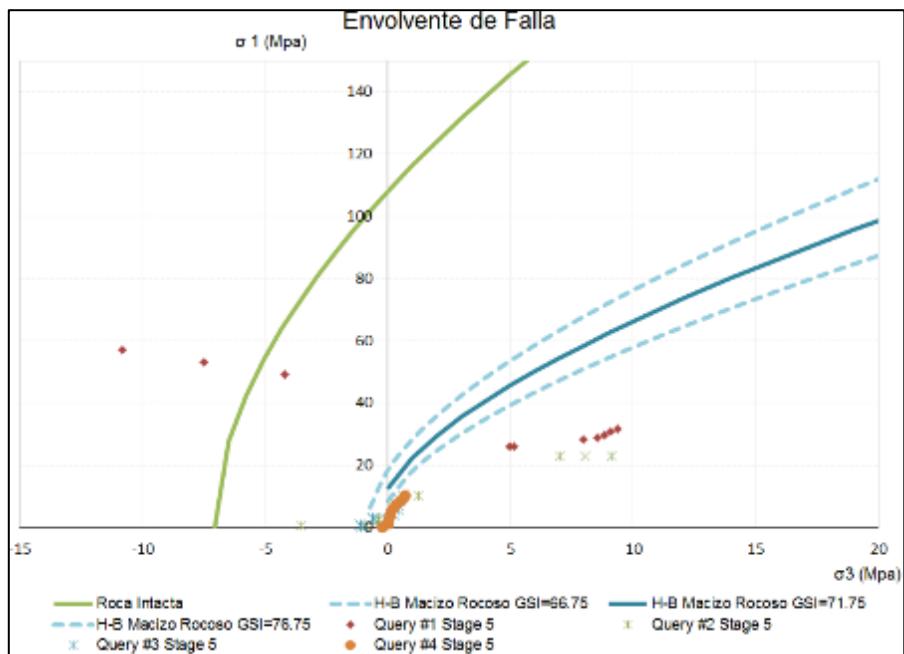


Figura 16: Envolvente falla para el primer corte.

3.1.5. Factor de seguridad del macizo rocoso

3.1.5.1. Resistencia del pilar en roca

$$S_p = K * UCS (0.68 + 0.52 \text{ kappa})$$

$$\text{kappa} = \tan \left[\arccos \left(\frac{1 - C_{pav}}{1 + C_{pav}} \right) \right]$$

$$C_{pav} = 0.46 \left[\log \left(\frac{w}{h} + 0.75 \right) \right]^{\frac{1.4}{w/h}}$$

S_p : resistencia de pilares en roca competente (hard rock)

UCS: resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta en el pilar (Mpa)

K: factor de resistencia del macizo rocoso a partir de la roca intacta estimado en un 44%.

kappa: factor asociado a la fricción del pilar

C_{pav} : confinamiento promedio del pilar

w_p : ancho del pilar

h; altura del pilar

$$S_p = 35.97$$

3.1.5.2. Esfuerzo sobre el pilar

$$\sigma_p = \sigma_v \frac{(w_p + w_o)(l_p + l_o)}{w_p * l_p}$$

Donde:

σ_p : Esfuerzo sobre el pilar (MPa);

σ_v : Esfuerzo vertical in-situ (MPa)

w_o, L_o : Ancho y largo de la excavación (m);

w_p, L_p : Ancho y largo del pilar (m)

Tabla 2: Criterio de aceptabilidad para pilares mineros

Autores	Factor de seguridad
Lunder y Pakalnis (1997)	>1,4
Salamon (1970)	>1,6

(Vergara, 2006).

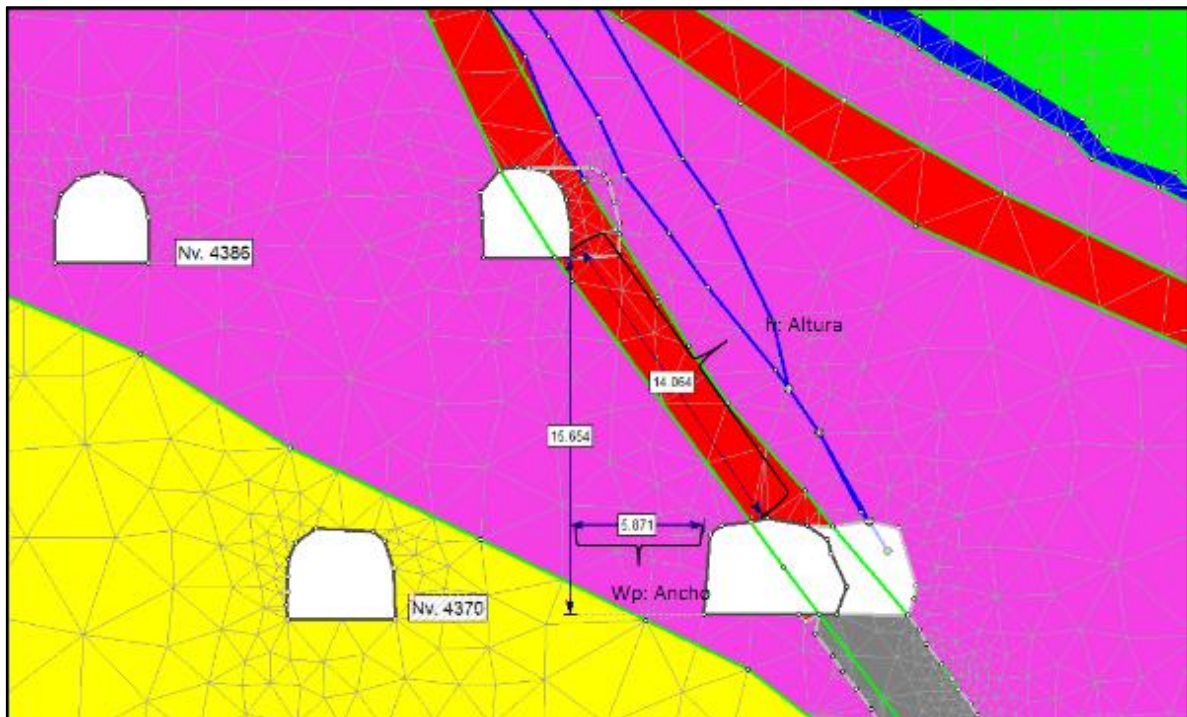


Figura 17: Parámetros para el escudo Nv. 4370 a Nv. 4386

Resultados obtenidos del análisis del comportamiento del pilar de protección, tal como se muestra en la tabla, para mantener la estabilidad, se tiene que mantener una longitud de dimensión del pilar de protección (L_p) de 6 metros.

Tabla análisis de longitud del pilar de protección

UCS (Mpa)	h: Altura (m)	Wp: Ancho (m)	Wo	Wp/h	Lp	Lo	σ_v	σ_p	σ_p/UCS	Estabilidad
108	14.064	5.871	00	0.42	2.00	15	6.8	57.89	0.54	Inestable
108	14.064	5.871	00	0.42	3.00	15	6.8	40.80	0.38	Inestable
108	14.064	5.871	00	0.42	4.00	15	6.8	32.35	0.30	Inestable
108	14.064	5.871	00	0.42	5.00	15	6.8	27.20	0.25	Inestable
108	14.064	5.871	00	0.42	6.00	15	6.8	23.84	0.22	Estable
108	14.064	5.871	00	0.42	7.00	15	6.8	21.40	0.20	Estable
108	14.064	5.871	00	0.42	8.00	15	6.8	19.58	0.18	Estable
108	14.064	5.871	00	0.42	9.00	15	6.8	18.16	0.17	Estable

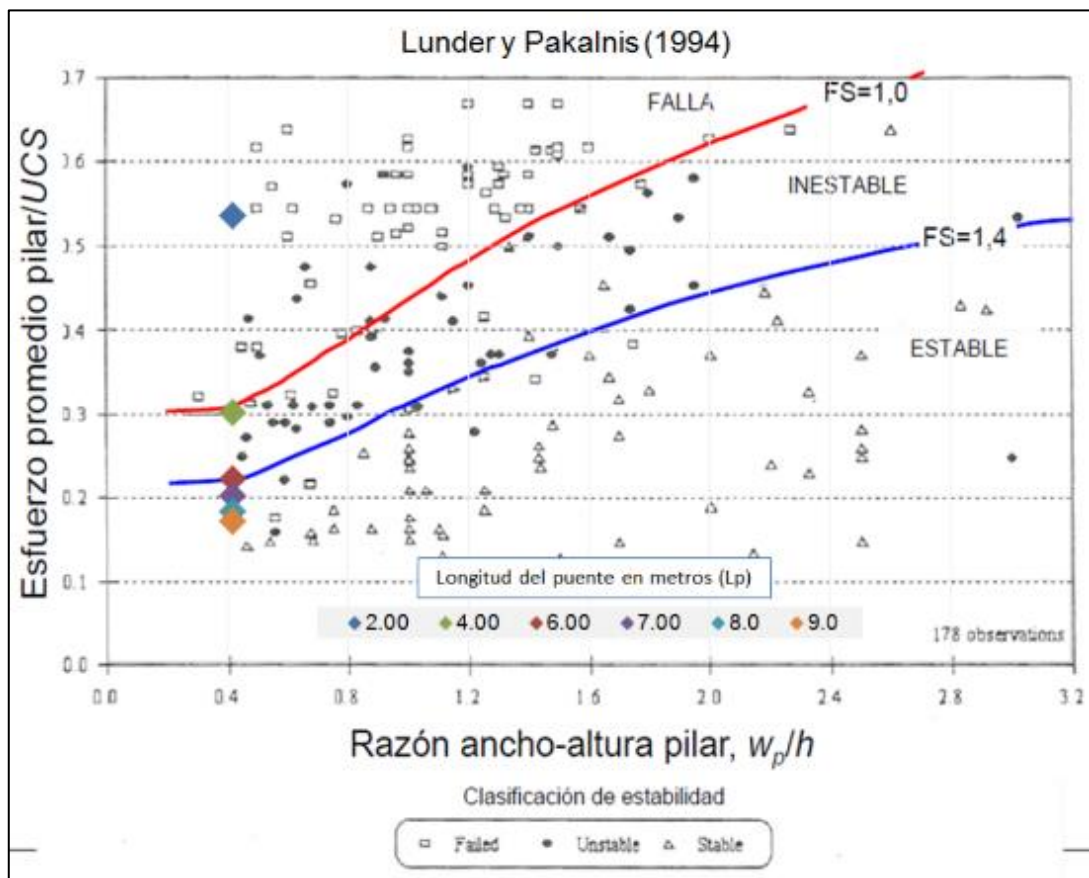


Figura 18: Resultados del análisis del pilar de protección

3.1.5.3. Cálculo del Factor de seguridad

$$FS = \frac{\sigma_p}{\sigma_p} = 1.51$$

Según los resultados obtenidos, se genera una inestabilidad si se realiza el minado por taladros largos en dicha zona, por consiguiente, debe mantenerse un pilar de protección de 6 metros según figura 24.

Para mantener la estabilidad y la continuidad del minado mediante Sub Level Stopping respecto a la influencia de las fallas mayores se debe dejar un pilar corrido en vertical de 6.0m de ancho desde el límite del BA 3709 y BA 3809 hacia el BA 3708 y BA 3808 respectivamente. El Pilar de protección debe ser recuperado en el proceso de minado del BA3709 y BA 3809 mediante corte y relleno.

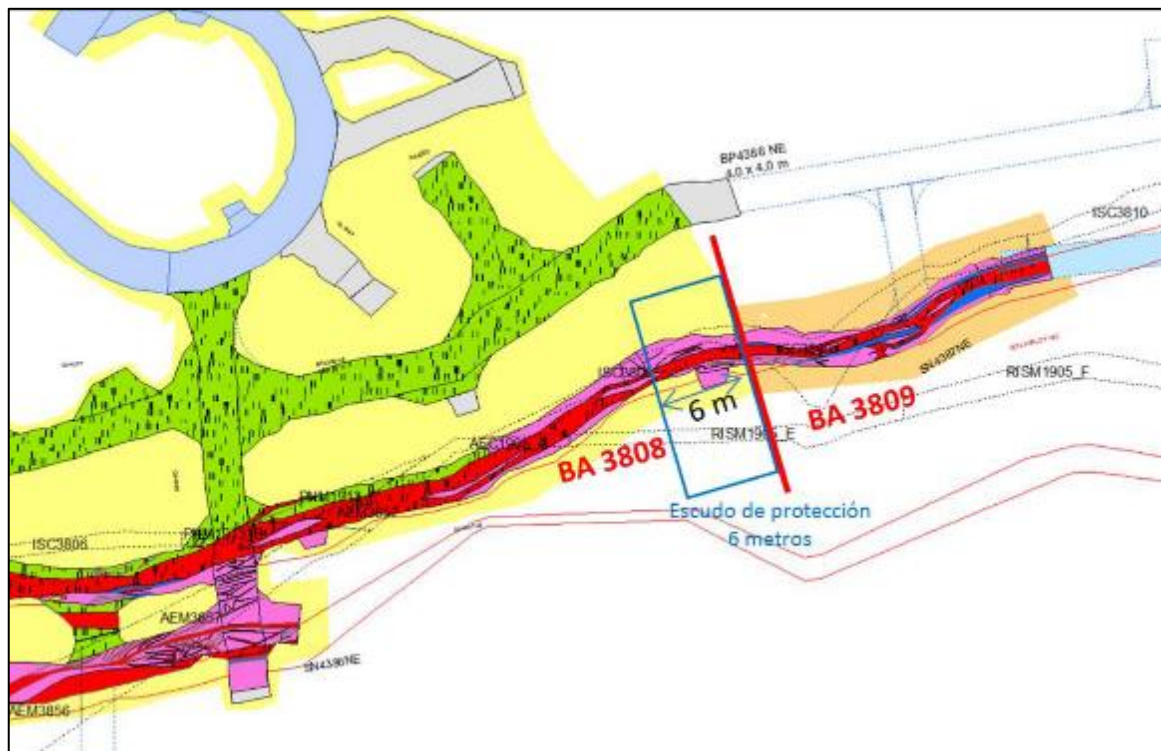


Figura 19: Longitud del pilar de protección

CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

4.1 Discusión

Los factores que influyen en las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones subterráneas, son: la litología, intemperización y alteración, la estructura de la masa rocosa, los esfuerzos, el agua subterránea, la forma, el tamaño y orientación de las excavaciones, el esquema y secuencia de avance del minado, la voladura, el tiempo de exposición abierta de la excavación y los estándares de sostenimiento (ISEM, 2017). El macizo rocoso de la zona de evaluación está conformado litológicamente por material andesítico, lavas riodacíticas, piroclastos andesítico, material piroclástico dacítico, y riolítico, zonas con Stockwork y material subvolcánico riodacítico; la zona de evaluación específicamente está conformada por una brecha hidrotermal y brechamiento tectónico, además de material subvolcánico riodacítico cuyo contacto entre litologías genera zonas de debilidad por tal motivo se analizaron para garantizar su estabilidad.

Muchas de las fórmulas utilizadas hoy en día sólo consideran la geometría del pilar y el valor de la compresión uniaxial de la roca (UCS) obtenido en laboratorio, pero no consideran la calidad de la roca o si presenta sistemas de discontinuidades, es por esto que, cada método podría estar sesgado de acuerdo al tipo de roca, geometría de pilar o régimen de esfuerzos (Contreras, Villalobos y Villalobos, 2018), en la presente investigación se están considerando los sistemas de discontinuidades los cuales forman cuñas en inestabilidad en el macizo requiriendo de esta manera un pilar de protección para la estabilidad de minado.

La estabilidad de los pilares se estima mediante el factor de seguridad FS, el cual se define a partir de la relación entre la resistencia del pilar (capacidad) con la carga o el esfuerzo vertical (solicitud) inducido que actúa sobre éste (Villalobos, 2015), El

factor de seguridad calculado fue de 1.5, siendo un valor aceptable para la estabilidad del macizo rocoso.

Vergara (2006), menciona que existen varias metodologías empíricas y semi-analíticas para evaluar la resistencia y la estabilidad de pilares en minas subterráneas, la mayoría de las cuales han sido desarrolladas para el método de explotación por “Cámaras y Pilares” (“room and pillar”), casi exclusivamente para la minería del carbón. Unidad de Operación Pallancata, en la actualidad viene extrayendo mineral del proyecto Pablo (zona alta) aplicando método de explotación por sub niveles y niveles horizontales (Bench and fill) desde el Nv 4306 hasta el Nv 4402, requiriendo una evaluación de estabilidad la cual se realizó en una zona crítica e inestable, proponiendo un pilar de 6 metros de ancho.

Contreras, Villalobos y Villalobos (2018), evidenciaron que el desempeño de pilares es dependiente de la relación w/h ya que al aumentar el ancho del pilar (w) se genera un incremento de la resistencia de estos. Uno de los tipos de pilares de acuerdo a su modo de falla y geometría, según Mark (1999) son los Pilares intermedios, cuya relación w/h se encuentra entre 4 y 8. En la investigación se propone un pilar de espesor de 6 metros para garantizando la estabilidad.

4.2 Conclusiones

Del análisis de estabilidad del macizo rocoso para el dimensionamiento de un pilar de protección en la zona de extracción de una veta, en una mina subterránea, Ayacucho 2020 se concluye que:

El macizo rocoso de los niveles 4370 y 4386 está conformado litológicamente por material andesítico, lavas riódacíticas, piroclastos andesítico, material piroclástico dacítico, y riolítico, zonas con Stockwork y material subvolcánico riódacítico además de la veta. La zona de evaluación específicamente está conformada por una brecha hidrotermal y brechamiento tectónico, además de material subvolcánico riódacítico.

Del modelamiento numérico de una sección representativa transversal del pilar de protección entre los Nv. 4370 y Nv. 4386, se obtiene una simulación realizada con el software de equilibrio límite RS2 donde se observa ligera criticidad en el techo de la excavación, el mismo que no permite realizar minado mecanizado.

De los datos de perforación de explotación Query 1, 2, 3 y 4 nos indica que el comportamiento del techo de la excavación, indican que el tipo de falla es por desconfinamiento y/o tracción debido a la influencia de las fallas aledañas. Para ello para evitar dicha inestabilidad debe dejarse un escudo, el cual permitirá mantener la estabilidad del minado.

Para la evaluar la estabilidad y dimensionamiento del escudo se utilizó el criterio de Lunder y Pakalnis (1997), y para mantener la estabilidad y la continuidad del minado mediante Sub Level Stopping respecto a la influencia de las fallas mayores se debe dejar un pilar corrido en vertical de 6.0 m de ancho desde el límite de los niveles BA 3709 y BA 3809 hacia el BA 3708 y BA 3808 respectivamente. El Pilar de protección debe ser recuperado en el proceso de minado de los niveles BA3709 y BA 3809 mediante corte y relleno.

REFERENCIAS

Elorrieta A. Pantaleón H. Carbajal C. (2018). Diseño de recuperación de puentes en mina immaculada. Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, Cusco. Perú.

Bautista, J. (2017). Diseño y planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción diaria de la unidad operativa Pallancata – proyecto Pablo – compañía minera Ares S.A.C.”

Burgos S. (2015). Desarrollo de herramienta de diseño para la estabilidad de excavaciones con entrada de personal. Universidad de Chile, Santiago de Chile.

Castro, Bustos y España (2010) Dimensionamiento experimental de pilares en la minería subterránea de oro en Colombia. Universidad Nacional de Colombia. Medellín.

Hernández S., Fernández C. Y Baptista L. (2010). *Metodología de la investigación*: Quinta Edición – INTERAMERICANA. EDITORES, S.A. DE C.V. México.

Puentes A., Villalobos S. y Villalobos J. (2018). Revisión de Metodologías para el Diseño Geomecánico de Pilares en Minería Subterránea. Universidad Católica de la Santísima Concepción. Chile.

Maybee, W.G. (2000). Pillar design in hard brittle rocks (Master's thesis). School of Engineering, Laurentian University, Sudbury, ON, Canadá.

Lunder, P.J. and Pakalnis, R. (1997). “Determination of the strength of hard-rock mine pillars”. Bull. Can. Inst. Min. Metall, Vol. 90, pp. 51-55.

Medina V. (2017). Diseño de cámaras y pilares basado en las características geomecánicas del macizo rocoso en la corporación minera Ananea S.A. Universidad Nacional del Altiplano. Puno.

Rocscience (2011). RS-2 Finite Element Analysis for Excavations and Slopes Software, Version 8.0, Rocscience Inc., Toronto.

Sjoberg, J. (1992). “Failure modes and pillar behaviour in the Zinkgruvan mine”. in *Proc. 33th U.S. Symp. Rock. Mech*, Rotterdam, pp. 491-500.

Varela J. (2019). Análisis geológico-geomecánico de pilares de roca mediante perforaciones de auscultación, en los sectores productivos mina esmeralda y mina pilar norte, pertenecientes a la división el Teniente, Codelco, Región del libertador General Bernardo O'higgins, Universidad de Concepción, Chile.

Vergara, R. (2006). Análisis de la Resistencia y la estabilidad de pilares de la mina Diablo regimiento, yacimiento El Teniente. Tesis de magíster, Departamento de Geología, Universidad de Chile, Santiago, Chile.

Verma, A.K. (2014). “A Comparative Study of Various Empirical Methods to Estimate the Factor of Safety of Coal Pillars”. *American Journal of Mining and Metallurgy*, Vol. 2, No. 1, pp 17-22.

Villalobos, S.A. (2015). “Analysis and design of pillars for cave mining- A comparative assessment of empirical methods”. ARMA, San Francisco, US.

Yrarrázaval, M.J. (2013). *Nueva fórmula de resistencia para el diseño empírico de pilares de roca*. Tesis de pregrado, Departamento de ingeniería de minas, Universidad de Chile, Santiago, Chile.

ANEXOS

Anexo 1. Evaluación a mano Nv. 4370.



Figura 20: Evaluación a mano Nv. 4370.



Figura 21: Zona de evaluación.

Figura 22: Sección Geológica ST-220, ST-240, ST300

Anexo. Otras fórmulas para calcular la resistencia y esfuerzo de los pilares.

Distintos autores han propuesto un método específico para conocer la resistencia S_p de los pilares en minería, estas fórmulas mantienen una estructura específica, las cuales relacionan las dimensiones de los pilares y las características geotécnicas de la roca:

$$S_p = S_o \left[A + B \left(\frac{w_p^\alpha}{h^\beta} \right) \right]$$

Donde:

S_p : resistencia del pilar.

S_o : resistencia del material.

A, B, α, β : constantes derivadas del ajuste de datos.

w_p, h : ancho y alto del pilar respectivamente.

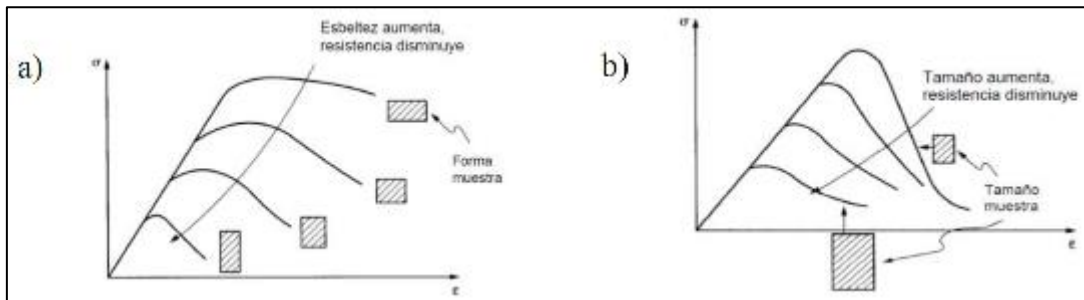


Figura 23: Representación de la variación de la resistencia.

a) Representación de la variación de la resistencia de un pilar con el cambio de forma.

b) Representación de la variación de la resistencia del pilar con el cambio de tamaño (Yrarrázaval, 2013).

La fórmula propuesta por Krauland & Soder (1987) Para determinar la resistencia de pilares, se obtuvo mediante una base de datos de pilares aproximadamente cuadrados de la mina Black Angel en Groenlandia, donde el valor de UCS era de aproximadamente 100 MPa. La fórmula propuesta por estos autores, al igual que las anteriores, no considera la calidad del macizo rocoso.

$$S_p = 0.354 UCS \left(0.778 + 0.222 \frac{w}{h} \right)$$

Sjoberg (1992) realizó el estudio de pilares que fallaron en la mina Zinkgruvan de Suecia, los cuales presentaban una alta resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta (215 a 265 MPa). Este autor define la fórmula de la resistencia de pilares para rocas de alta calidad como:

$$S_p = 0.308 UCS \left(0.778 + 0.222 \frac{W}{h} \right)$$

La fórmula Hedley y Grant (1972) se obtuvo mediante el estudio de datos de una mina de uranio de Canadá donde se realizaron mediciones para un pequeño número de pilares, de los cuales la mayoría presentaban tamaños similares y con valores del UCS entre 210 y 275 MPa (Yrarrázaval, 2013).

$$S_p = 0.578 UCS \left(\frac{W^{0.5}}{h^{0.75}} \right)$$

González (2006) realizó una extrapolación de la resistencia de la roca intacta modificando así la fórmula propuesta por Hedley y Grant (1972) y considerando la calidad del macizo rocoso mediante el RMR de Bieniawski. Se desarrolló mediante el estudio de un caso de una mina de mármol en España para un RMR entre 50 y 79.

$$S_p = \sigma_{cm} \left(\frac{W^{0.5}}{h^{0.75}} \right)$$

$$S_p = UCS e^{\frac{RMR-100}{20}} \left(\frac{W^{0.5}}{h^{0.75}} \right)$$