

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



TESIS

**“DISEÑO DE PILARES Y SOPORTES DE MADERA PARA
CONSERVAR LA ESTABILIDAD DE PANELES DE EXPLOTACIÓN EN
SHORTWALL MINING PARA YACIMIENTOS AURÍFEROS”**

**PARA OBTENER EL GRADO ACÁDEMICO DE MAESTRO EN CIENCIAS
EN INGENIERÍA DE MINAS**

**ELABORADO POR:
ROBERT GODOFREDO SANTIAGO LUCAS**

**ASESOR:
M.Sc. Ing. DIONISIO CARDENAS GONZALES**

**LIMA – PERÚ
2023**

DEDICATORIA

Dedico esta tesis a mis padres Leoncio Santiago Alvarado y Eusebia Lucas Vilca, quienes fueron un gran apoyo en todo el tiempo.

A mis compañeros de trabajo de Cía. Minera Poderosa S.A quienes nunca desistieron al apoyarme, aun sin importar que muchas veces no ponía recoger la información Insitu, a ellos que continuaron depositando su esperanza en mí.

A todos los que me apoyaron para escribir y concluir esta tesis. Para ellos es esta dedicatoria de tesis, pues es a ellos a quienes se las debo por su apoyo incondicional.

AGRADECIMIENTOS

Quiero comenzar por agradecer enormemente a mis padres, Eusebia Lucas Vilca y Leoncio Santiago Alvarado, quienes han sido mi mentoría y mi pilar fundamental durante toda mi vida, las personas que me ha entregado todos los valores y enseñanzas que me han llevado a ser la persona que hoy soy y con quienes siempre he podido contar con lo que fuese necesario. Me siento muy orgullosos de las personas que son y todos los días agradezco a la vida por tener los padres que tengo.

A mis hermanos Goyo, Rubén, Hernán y Norma quienes me enseñaron a disfrutar todos los días aun cuando no hubiese nada por sonreír, ha nunca darse por vencido y a valorar a las personas por lo que son.

A mi pareja Ester y mi pequeño hijo Beckham quienes me dan amor, compañía, paz y tranquilidad; además me motivan día a día para continuar con mis proyectos.

A mis compañeros de trabajo Cía. Minera Poderosa SA, Ing. Manuel Juárez, Ing. Rubén García por entregarme el valor de la amistad y motivación continua para continuar con este proyecto. Al ing. Víctor Flores, quien con su apoyo me brindó la confianza para continuar con el proyecto.

A mi asesor Ms.c ing. Dionisio Cárdenas, quien compartió sus conocimientos y su experiencia para la correcta ejecución del proyecto.

A la secretaria de posgrado UNI, la señorita Mercedes quien estuvo atento a las comunicaciones y gestión de esta.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA.....	II
AGRADECIMIENTOS.....	III
ÍNDICE DE CONTENIDOS.....	IV
INDICE DE FIGURAS.....	VII
INDICE DE TABLAS.....	IX
RESUMEN.....	X
ABSTRACT.....	XI
INTRODUCCIÓN.....	12
CAPÍTULO I: GENERALIDADES.....	14
1.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	14
1.1.1 Nivel Internacional.....	14
1.1.2 Nivel Nacional	18
1.2 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA.....	19
1.3 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	21
1.3.1 Problema General.....	21
1.3.2 Problemas específicos.....	21
1.4 JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN	21
1.5 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	22
1.5.1 Objetivo General	22
1.5.2 Objetivos Específicos.....	22
1.6 HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN.....	22
1.6.1 Hipótesis General	22
1.6.2 Hipótesis Específicas.....	23
1.7 VARIABLES E INDICADORES	23
1.7.1 Variables de la Investigación	23
1.7.2 Dimensiones e Indicadores	23
1.7.3 Operacionalización de Variables	24
1.8 PERIODO DE ANÁLISIS	24
CAPITULO II: MARCO TEÓRICO Y CONCEPTUAL.....	25
2.1. BASES TEÓRICAS.....	25
2.1.1 Vetas angostas	25
2.1.2 Método de explotación Longwall Mining.....	26
2.1.3 Shortwall Mining	28
2.1.4 Shortwall Mining Convencional.....	29
2.1.5 Comportamiento de pilares en Longwall Mining.....	29
2.1.6 Factores para definir resistencia de pilares	30
2.1.7 Método de análisis de resistencia de pilares de Longwall Mining.....	31
2.1.8 Estabilidad de paneles de Shortwall	41
2.1.9 Soportes con Madera.....	41
2.1.10 Tipos de Soportes con Madera.....	46
2.2. MARCO CONCEPTUAL.....	53
CAPITULO III: METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN.....	55
3.1. GENERALIDADES	55
3.2. TIPO O ENFOQUE DE LA INVESTIGACIÓN.....	55
3.3. NIVEL Y DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN	56
3.4. POBLACIÓN	56
3.5. MUESTRA	56

3.6. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	57
3.7. INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	57
3.8. UNIDAD DE ANÁLISIS.....	58
3.8.1. <i>Ubicación del proyecto</i>	58
3.8.2. <i>Fisiografía</i>	59
3.8.3. <i>Geología</i>	59
3.8.4. <i>Mineralogía</i>	59
3.8.5. <i>Minado</i>	60
3.9. DESCRIPCIÓN DEL YACIMIENTO AURÍFERO	60
3.10. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL Y ZONIFICACIÓN DEL YACIMIENTO	61
3.11. MEDICIÓN DE TENSIONES EN LOS PILARES	62
3.12. CONFIGURACIÓN DE SHORTWALL MINING AL YACIMIENTO AURÍFERO	64
3.13. ESTIMACIÓN DE CARGA LITOSTÁTICA DEL PILAR	64
3.14. RESISTENCIA DE PILARES	67
3.15. FACTOR DE SEGURIDAD DE LOS PILARES	68
3.16. MODOS DE FALLA DE LOS PILARES	69
3.17. ESTIMACIÓN DE CARGA DE PANEL	72
3.18. DISEÑO DE CUADROS DE MADERA	73
3.18.1. <i>Tensiones admisibles para cuadros de madera</i>	73
3.18.2. <i>Tensiones de trabajo para cuadros de madera</i>	77
3.18.3. <i>Factor de seguridad de los cuadros de madera</i>	84
3.19. DISEÑO DE SOSTENIMIENTO CON PUNTALES.....	85
3.19.1. <i>Tensiones admisibles de los puntales</i>	85
3.19.2. <i>Tensiones de trabajo de los puntales</i>	86
3.19.3. <i>Factor de seguridad de los puntales</i>	87
3.20. DISEÑO DE SOSTENIMIENTO CON PAQUETES DE MADERA (WOOD PACK)	87
3.20.1. <i>Tensiones admisibles de paquetes de madera</i>	87
3.20.2. <i>Tensiones de trabajo de los paquetes de madera</i>	89
3.20.3. <i>Factor de seguridad de los Wood Pack</i>	91
3.21. SOSTENIMIENTO CON CUADROS DE MADERA MÁS WOOD PACK.....	91
3.22. SOSTENIMIENTO CON PUNTALES DE MADERA MÁS WOOD PACK.....	93
3.23. RECUPERACIÓN DE MINERAL.....	94
CAPITULO IV: RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	95
4.1. ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN	95
4.1.1. <i>Carga de sistema de pilares</i>	95
4.1.2. <i>Resistencia de los pilares</i>	97
4.1.3. <i>Factor de estabilidad de los pilares</i>	100
4.1.4. <i>Modos de falla de los pilares</i>	100
4.1.5. <i>Carga de panel</i>	102
4.1.6. <i>Resistencia de los cuadros de madera</i>	103
4.1.7. <i>Resistencia de los puntales de madera</i>	104
4.1.8. <i>Resistencia de los paquetes de madera</i>	104
4.1.9. <i>Resistencia de sostenimiento con cuadros de madera más wood pack</i>	105
4.1.10. <i>Resistencia de sostenimiento con puntales de madera más wood pack</i>	106
4.2. CONTRASTACIÓN DE HIPÓTESIS	107
4.2.1. <i>Contrastación de Hipótesis general</i>	107
4.2.2. <i>Contrastación de Hipótesis específica 1</i>	109
4.2.3. <i>Contrastación de Hipótesis específica 2</i>	109
CONCLUSIONES.....	111
RECOMENDACIONES.....	113

BIBLIOGRAFÍA.....	114
ANEXOS.....	120
Anexo 1. Matriz de consistencia de la investigación.....	120
Anexo 2. Otros.....	121
Anexo 3. Curriculum Vitae.....	129

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1. Ambientes tectónicos y estructurales de vetas angostas	26
Figura 2.2. Disposición típica de los paneles de tajo largo.....	27
Figura 2.3. Proceso de Longwall Mining.....	28
Figura 2.4. Shortwall Mining en la veta de oro.....	29
Figura 2.5. Diseño típico del panel de pared larga.....	32
Figura 2.6. Conceptualizaciones de la carga del soporte lateral	33
Figura 2.7. Configuración para medir los perfiles de tensión de los pilares	35
Figura 2.8. Direcciones Ortogonales de la madera	41
Figura 2.9. Compresión paralela a la fibra de la madera	42
Figura 2.10. Compresión perpendicular a la fibra de la madera	42
Figura 2.11. Flexión de la madera.....	43
Figura 2.12. Elementos del cuadro de madera	47
Figura 2.13. Cuadro de madera.....	47
Figura 2.14. Sombrero simple de un solo diente y doble diente	48
Figura 2.15. Poste o columna.....	48
Figura 2.16. Puntales de seguridad para falsas cajas	49
Figura 2.17. Proceso de instalación de puntal con jackpot	50
Figura 2.18. Alineamiento de los puntales en el tajeo de Shortwall	50
Figura 2.19. Configuración con Backpack con el woodpack.....	51
Figura 2.20. Vista frontal de paquete de madera	53
Figura 3.1. Diseño de Longwall.....	60
Figura 3.2. Vista en planta de las vetas del yacimiento aurífero.....	62
Figura 3.3. Diseño de empotramiento de tensión de cuerda vibrante	63
Figura 3.4. Detalle de empotramiento de cápsula de cuerda vibrante	63
Figura 3.5. Configuración de Shortwall Mining al yacimiento	64
Figura 3.6. Configuración individual de Shortwall Mining.....	65
Figura 3.7. Carga litostática de sistema de pilares	65
Figura 3.8. Modos de falla de los pilares en el panel 1	70
Figura 3.9. Modos de falla de los pilares en los paneles sucesivos al panel 2.....	71
Figura 3.10. Ocurrencia de modos de falla los pilares de Shortwall.....	71
Figura 3.11. Configuración de carga de panel.	72
Figura 3.12. Diseño de destaje de cuadro de madera.....	76
Figura 3.13. Configuración de área tributaria del cribing.....	78
Figura 3.14. Configuración de área tributaria de los sombreros.....	80
Figura 3.15. Detalle de los trazos de las áreas tributarias de los sombreros.....	81
Figura 3.16. Rebaje de los sombreros de madera.....	82
Figura 3.17. Configuración de área tributaria de los sombreros	83
Figura 3.18. Configuración de área de influencia de los puntales	86
Figura 3.19. Configuración de área de influencia de Wood Pack.....	90

Figura 3.20. Configuración de cuadros de madera más Wood Pack	92
Figura 3.21. Configuración de puntales de madera más Wood Pack.....	93
Figura 4.1. Sensibilidad de la carga de pilar en función de ancho de panel	96
Figura 4.2. Sensibilidad de la carga de pilar en función de ancho de pilar.....	96
Figura 4.3. Sensibilidad de carga de pilar en función de longitud de pilar	97
Figura 4.4. Sensibilidad de las resistencias de pilar en función de RMR mineral	98
Figura 4.5. Sensibilidad de las resistencias de pilar en función de ancho de pilar	99
Figura 4.6. Sensibilidad de las resistencias de pilar en función de alto de pilar	99
Figura 4.7. Sensibilidad de FS en función de profundidad del yacimiento	100
Figura 4.8. Porcentaje de reducción de área de pilares después de los 6 meses	101
Figura 4.9. Sensibilidad de FS en función del tiempo en meses.....	101
Figura 4.10. Sensibilidad de la carga de panel en función de ancho de panel	102
Figura 4.11. Sensibilidad de carga de panel en función de ángulo de corte.	103
Figura 4.12. Ancho máximo de explotación con Cuadros de Madera.....	103
Figura 4.13. Ancho Máximo de excavación con puntales	104
Figura 4.14. Ancho Máximo de excavación con Wood Pack	105
Figura 4.15. Ancho Tributario Máximo para sostenimiento con Wood Pack	105
Figura 4.16. Sensibilidad del FS vs ancho de panel-Cuadro más Wood pack.....	106
Figura 4.17. Sensibilidad del FS vs ancho de panel-Puntales más Wood pack.....	106
Fig. 4.18. Toma de decisión de la prueba de hipótesis de pilar	107
Figura 4.19. Toma de decisión de la prueba de hipótesis de soportes de madera....	108
Figura 4.20. Toma de decisión de la prueba de hipótesis de explotación	109
Figura 4.21. Toma de decisión de la prueba de hipótesis de recuperación	110

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1. Resumen de fórmulas para cálculo de resistencia de pilares	37
Tabla 2.2. Esfuerzos Admisibles Mpa (kg/cm ²)	44
Tabla 2.3. Lista de especies agrupadas	44
Tabla 3.1. Características de las vetas del yacimiento aurífero	61
Tabla 3.2. Características de las fallas principales.....	61
Tabla 3.3. Clasificaciones Geomecánicas según Bieniaswki.....	62
Tabla 3.4. Data de entrada para el diseño de pilares.....	63
Tabla 3.5. Comportamiento de los paneles.	66
Tabla 3.6. Carga de los pilares del sistema	66
Tabla 3.7. Data de entrada para resistencia del pilar individual	67
Tabla 3.8. Resistencia de pilares según modelos y vetas del yacimiento	67
Tabla 3.9. Resistencia de pilares individuales	68
Tabla 3.10. Resistencia de sistema de pilares	68
Tabla 3.11. Factor de seguridad de los pilares de Shortwall Mining.....	69
Tabla 3.12. Carga de panel.....	73
Tabla 3.13. Tensiones admisibles a flexión en madera aserrada (Mpa)	74
Tabla 3.14. Factores modificadores a las tensiones admisibles.	77
Tabla 3.15. Tensiones Admisibles de Eucaliptus.....	77
Tabla 3.16. Esfuerzos de trabajo de sostenimiento con cuadros de madera	84
Tabla 3.17. Factor de seguridad de los cuadros de madera.....	85
Tabla 3.18. Tensiones Admisibles (Mpa) de eucaliptus en estado verde	85
Tabla 3.19. Tensiones admisibles corregidas - puntales de madera de eucaliptus. ...	86
Tabla 3.20. Esfuerzos de trabajo de sostenimiento con puntales de madera	87
Tabla 3.21. Factor de seguridad de los puntales de madera.....	87
Tabla 3.22. Tensiones admisibles para compresión Normal (Mpa).....	88
Tabla 3.23. Tensiones Admisibles para paquetes de madera.....	89
Tabla 3.24. Carga vertical de Wood Pack en el Shortwall Mining.....	89
Tabla 3.25. Esfuerzo de trabajo del sostenimiento con Wood Pack	91
Tabla 3.26. Factor de seguridad de los paquetes de madera	91
Tabla 3.27. FS de Shortwall con cuadros de madera más Wood Pack	93
Tabla 3.28. FS de Shortwall con puntales de madera más Wood Pack	94
Tabla 3.29. Recuperación de mineral con el diseño estable	94

RESUMEN

El objetivo central de la presente investigación es diseñar los pilares y soportes de madera para conservar la estabilidad de excavación durante la explotación de yacimientos auríferos por método Shortwall Mining. Para llevar a cabo esto, se identificaron y caracterizaron parámetros como calidad de macizo rocoso, geométricos y parámetros ingenieriles de la madera de eucalipto.

Se identificaron algunos factores de mayor incidencia en la ocurrencia de los modos de falla de los pilares (progresiva, estructural y estallido de pilar). A fin de determinar la estabilidad se llevó a cabo la investigación de enfoque cuantitativo, mediante la técnica de recolección de datos la observación; el diseño de la investigación no experimental que se aplicó de manera longitudinal y se calculó el factor de seguridad de pilares, y soportes de madera.

Con los sostenimientos con puntales y/o cuadros no se logró la mejor recuperación, pero uniendo con wood pack se logra una recuperación superior a 80% con factor de seguridad encima de 1.30. La configuración de los paneles, se basan en anchos de panel hasta 36m y longitud de 41.50m y altura de 1.90m, en conclusión, es estable la explotación de yacimientos auríferos con buzamientos echados con soportes de madera, aplicando el Shortwall Mining.

Palabras clave: Diseño de pilares, Shortwall Mining, Estabilidad de Pilares, Yacimiento Aurífero, Soporte de Madera.

ABSTRACT

The central objective of this thesis is to design the wooden pillars and supports to preserve the excavation stability during the exploitation of gold deposits by the Shortwall Mining method. To carry out this, parameters such as rock mass quality, geometric and engineering parameters of eucalyptus wood were identified and characterized.

Some factors with the highest incidence in the occurrence of pillar failure modes (progressive, structural and pillar bursting) were identified. In order to determine the stability, the quantitative approach research was carried out, using the observation data collection technique; the design of the non-experimental research that was applied longitudinally and the safety factor of pillars and wooden supports was calculated.

With supports with struts and/or frames, the best recovery was not achieved, but joining with wood pack a recovery higher than 80% with a safety factor above 1.30 is achieved. The configuration of the panels is based on panel widths up to 36m and length of 41.50m and height of 1.90m. In conclusion, the exploitation of gold deposits with dips cast with wooden supports is stable, applying Shortwall Mining.

Keywords: Pillar Design, Shortwall Mining, Pillar Stability, Gold Deposit, Wood Support.

INTRODUCCIÓN

En los últimos años la producción de oro en el Perú ha marcado diferencias, provenientes de explotaciones mineras a tajo abierto y subterráneo; este último con un porcentaje mayor en la aportación de mineral de fino al año. Muchas de las operaciones subterráneas auríferas son explotadas con métodos convencionales y a medida que avanza la explotación se incrementa la profundidad por tanto las adversidades también se incrementan.

Los yacimientos auríferos del batolito de Pataz tienen una cierta particularidad en su formación geológica; son erráticos en potencia, ley, buzamiento y dirección; características que limitan su mecanización y aplicación de métodos de explotación comunes en vetas angostas con buzamientos echados y obligan adoptar por métodos propios de la explotación de minas de carbón como el Longwall Mining.

El método Shortwall Mining es muy similar, con la diferencia en el largo de extracción que se diseñan menos a 90 m, mientras que en Longwall hasta 200 m. Los pilares son diseñados en función de la carga a soportar tanto en los laterales, frontal, de barrera y paneles de explotación.

Desde el punto de vista ingenieril, la explotación de yacimientos auríferos por método Shortwall Mining, yace un interrogante ¿Hasta qué medida los pilares y paneles de Shortwall Mining son estables con los tipos de sostenimiento con madera?, requiere análisis minucioso de esfuerzos de pilares y soportes de madera, es el punto de partida de esta investigación.

El propósito general de esta investigación es, diseñar los pilares y soportes de madera para conservar la estabilidad de excavación, con la finalidad de evitar accidentes por derrumbes de los techos. El tipo de investigación a seguir es cuantitativo, de diseño no experimental que se aplicó de manera longitudinal y de nivel

correlacional, relacionando variables dependientes e independientes de la investigación.

La principal fuente de información es a través de la observación con técnicas de recolección de datos como lista de frecuencias para modos de falla de pilares, lista de chequeo para corroborar los tipos de soportes de madera y la escala de estimación para determinar si el diseño propuesto de pilar y soporte de madera son estables a corto, mediano y largo plazo.

Este proyecto ha sido dividido en cuatro grandes partes, en la primera parte se detalla los antecedentes, se plantea el problema de la investigación, sus objetivos, justificación e importancia de la investigación e hipótesis. En la segunda parte se presenta el marco teórico y conceptual referido al tema en estudio. En la tercera parte se incorporan las orientaciones metodológicas y el proceso de tesis. En el cuarto o última parte el análisis de resultados, contrastación de hipótesis, las conclusiones y recomendaciones.

El factor de seguridad, de los soportes y los pilares definen la estabilidad de la excavación del panel, además define el tiempo de explotación con mínima posibilidad de derrumbe del techo.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1 Antecedentes de la Investigación

1.1.1 Nivel Internacional

Wang, G. & Pang Y. (2017), en sus investigaciones titulado “Teoría de control de rocas circundantes e innovación tecnológica de minería Longwall”.

Los autores plantearon resolver el problema de hundimiento de techo de Longwall, aplicando el principio del efecto de acoplamiento entre el soporte y caja techo, desarrollando una serie de tecnologías y equipos de minería de tajo largo.

Para tal fin, los autores propusieron un equipo de soporte hidráulico desarrollado con columnas de alta resistencia al impacto, con mecanismo de cuatro barras cuasi rígido y de microespacio libres.

Los autores como resultado proporcionaron una solución plausible al problema técnico de la minería de Longwall para vetas con potencias superiores a 1.5m, eficientes, seguros y buena recuperación. Sin embargo, para vetas con potencias inferiores a 1.50m se convirtió un cuello de botella tecnológico.

Los autores concluyeron que la tecnología disminuyó la exposición del minero, pero menos el derrumbe de los techos y solo es aplicable a yacimientos con buzamientos casi horizontales.

Wang J., et al (2018), en sus investigaciones titulada “Características estructurales de los estratos que recubren un frente de tajo largo completamente mecanizado”.

Los autores plantearon el uso de soportes hidráulicos de protección vertical ZZ15000 con una resistencia nominal de trabajo de 15000KN; para tal fin establecieron que a medida que avanza la explotación los soportes sean retirados y se dejaría colapsar la zona explotada.

Los autores obtuvieron como resultado, las resistencias de trabajo de soporte de escudo estaban entre 4517KN a 4720KN inicialmente y mientras se avanzaba la explotación la resistencia de trabajo del soporte del escudo se redujo a 1141KN.

Los autores concluyeron, con el avance de la excavación el soporte de escudo había absorbido dos cargas de impacto inducidas por sobrecargar el movimiento, y sufrieron fuertes daños que a consecuencia se paralizaron la explotación.

Wen, J., et al (2019), en sus estudios titulado “Un estudio de la regla de movimiento dinámico por combinaciones de estratos superpuestos utilizando un método de minería continua de pared corta y derrumbe completo”.

Los autores se basaron en una teoría de placas elásticas para el cálculo de la carga y el paso final del arco colgante; instalaron sensores a diferentes alturas hasta llegar a superficie desde el panel de explotación de Longwall. Mostraron como resultados los cambios en las condiciones de esfuerzo, la tensión aumentó gradualmente con el proceso de la excavación hasta un pico de 0.068Mpa con FS de 3.88.

Los autores concluyeron, en el primer panel el derrumbe ocurrió a 31.8m con altos de 3 a 5m, mientras que en el segundo panel el derrumbe ocurrió a los 36m con altos de 6 a 9 m.

Yu, X., et al (2019), en sus estudios titulado “Control de estabilidad para la retención de la entrada del lado del panel con un ancho de entrada supercrítico en la minería de tajo largo de vetas de carbón gruesas”.

Los autores realizaron una simulación numérica para estudiar la deformación de la roca circundante, y en base a las ecuaciones del conjunto de bifurcación determinaron la anchura crítica de entrada retenida de panel de 4.0m. En las áreas excavadas propusieron la instalación de los pernos de alta tensión, cables de anclaje, relleno detrítico y la aplicación de soporte de puntal hidráulico para evitar el hundimiento del techo de panel.

Como resultado los autores obtuvieron buenos resultados de estabilidad con factores de seguridad por encima de 2. Concluyeron que el panel con una anchura de entrada supercrítica retenida en el panel cumple los requisitos de ventilación, estabilidad y seguridad con los soportes estudiados, sin embargo, los costos se incrementaron significativamente.

Jiang, N., et al (2020), en sus investigaciones titulado “Estudio de modelización sobre la influencia de la secuencia de extracción y relleno en banda en el fallo inducido por la minería”.

Los autores propusieron el uso de relleno en banda, utilizando un material de relleno de baja resistencia compuesto por cenizas volantes, yeso y arena; plantearon dos esquemas de rellenado. El esquema 1, consistió en la extracción de mineral antes del relleno, dejando un pilar de carbón aislado en el proceso de extracción. El esquema 2, consistió en rellenar el tajo antes de la extracción de mineral.

Los autores obtuvieron como resultado, la distribución de la tensión de la zona plástica en los dos esquemas. Concluyeron que el método de primero relleno y luego

la extracción, reduce en gran medida la concentración de tensiones en la zona plástica y evita la formación de pilares de carbón aislados.

Zhang, W., et al (2021), en sus estudios titulado “Un análisis mecánico del riesgo de inestabilidad del soporte a lo largo de la explotación en una gruesa veta de carbón con gran ángulo de buzamiento: un estudio de caso”.

Los autores con el fin de mejorar la estabilidad de excavación en las áreas abiertas de Longwall; propusieron un soporte de escudo de dos patas, conocido como ZY6600 cuya resistencia nominal de trabajo es de 6600 kN.

Los autores analizaron las características mecánicas del soporte de escudo en veta con inclinación fuerte obteniendo las resistencias críticas en inclinación y deslizamiento en dos escenarios. En un período normal de explotación, de 52.2KN y 183.75KN respectivamente con altos inferiores a 4m; y en un período especial de explotación de 229.7KN y 4425.0KN respectivamente con altos superiores a 4m.

Los autores concluyeron, la implementación de soportes de escudo ha sido beneficioso en costo, eficiencia y seguridad durante la explotación en el método Longwall con altos de 4m, en cambio para alturas inferiores a 4m no garantizó la estabilidad.

Li, Y., et al (2021), en sus estudios titulado “Un novedoso método de minería para el paso de paneles de tajo largo por vías paralelas abandonadas”.

Los autores con el fin de reducir los accidentes que sufrían los soportes hidráulicos por altas presiones en el panel, propusieron cambiar el método de extracción. Consistió en modificar las vías de extracción, realizaban normalmente por la cara del panel por un proceso de extracción a través de las vías abandonadas, sosteniendo con soportes hidráulicos de largo alcance y multi soporte en el techo de la excavación.

Como resultado los autores obtuvieron que los análisis de sensibilidad de los diferentes factores tenían un efecto diferente en la capacidad de soporte del escudo en el proceso de extraer por las vías abandonadas con respecto a pasar por el mismo panel de explotación.

Los autores concluyeron que la capacidad de soporte del escudo está influenciada principalmente por la distancia de suspensión del techo principal y la distancia horizontal entre el punto de soporte de la pared de carbón y la posición de rotura del techo principal.

1.1.2 Nivel Nacional

En el plano nacional no se tiene investigaciones detallados relacionados a la estabilidad de pilares y paneles de Longwall, por lo que tomamos algunas referencias descriptivas y genéricas en las minas de Perú.

Arana, M. (2018), en su estudio titulado “Selección y aplicación del método de explotación del carbón en el Manto Chimú”.

El autor analizó por método de elementos finitos el comportamiento de los pilares en 2 escenarios para pilares cuadrados de 25m de lado. El primero consistió en sostener con cuadros en la galería y puntales en el panel, mientras que el segundo consistió en añadir el sostenimiento con arriostre en los hastiales del pilar.

El autor obtuvo como resultado, en el primer escenario un FS de 0.78 a 1.0 en los pilares y 1.3 en los techos de panel, mientras que en el segundo escenario obtuvo un FS de 1.5 en pilares y 1.8 en los techos de panel.

El autor concluyó que la explotación es estable sosteniendo con madera y arriostres en los hastiales de los pilares. Sin embargo, no determinó hasta cuanto de anchura la excavación con soportes de madera es estable.

Huaringa, B. (2020), en su investigación titulado “Evaluación económica de la recuperación de pilares de mineral en la explotación de la veta Cabana-nivel 3125 de Minera Aurífera Retamas SA”.

El autor analizó por método de elementos finitos el comportamiento de los pilares y paneles de explotación en mina de oro; exterioriza el tipo de sostenimiento con madera, que sirven de soporte de techos inestables de Longwall Mining.

El autor precisa que el método de explotación Longwall presenta mayores áreas expuestas sin relleno que ocasiona los efectos desfavorables como aplastamiento de los elementos de sostenimiento con madera, pero al aplicar el relleno después de culminar la explotación de block ofrece mayor seguridad con un FS de 1.26.

El autor concluye, aplicando el sostenimiento continuo de madera y relleno después de la culminación de block, se estabiliza la excavación. Sin embargo, no proporciona detalles de los tipos de esfuerzos que sufre la madera a consecuencia de acumulación de altas presiones en el centro de panel de explotación.

1.2 Descripción de la Realidad Problemática

La problemática surge, que todos los yacimientos auríferos presentan sistemas de fallamientos y diaclasas que actúan en el emplazamiento mineralógico y establecen que la mineralización sea irregular y discontinuo tanto en potencia como en buzamiento. Se dice que “el batolito de Pataz en Perú no es la excepción, presentan también un comportamiento irregular y errático en yacimientos auríferos con buzamientos inferiores a 45° E-W, de azimuth N270° y potencias de vetas inferiores a 2.0m [...]” (Ore, C.,1999, p. 89).

Este comportamiento mineralógico limita su explotación subterránea con métodos comunes como Shrinkage, sublevel stoping, Room & Pillar, etc. y obliga

adoptar métodos poco comunes para minería polimetálica como el Longwall Mining con su variante Shortwall Mining.

Como el método Longwall Mining generalmente es aplicado para minas de carbón y con equipos mecanizados; al aplicar en yacimientos auríferos y de manera convencional presenta dos problemas principales a considerar desde un punto de vista geomecánica.

El primero, está relacionado a las extensas y vacías áreas abiertas producto de la explotación; con geometría de las excavaciones rectangulares e irregulares en el techo de los paneles. En estas condiciones de la excavación poco comunes en yacimiento auríferos se acumulan altas presiones que generan hundimientos de los techos en los paneles de Shortwall Mining.

El segundo está relacionado al tipo de sostenimiento con madera en los paneles de Shortwall, instalados a sólo juicio de experto. Este tipo de sostenimiento instalados en los paneles sufren daños en sus elementos producto de las altas presiones del macizo rocoso antes que culmine la explotación del panel, generando la exposición de personal al techo inestable al realizar cambios de sus elementos de sostenimiento con madera.

El efecto principal de la problemática es la paralización de la explotación del panel, a secuela de los hundimientos de techos y daños a elementos del soporte con madera por la carga litostática del panel de explotación. En tanto, se certifica la ausencia de estudios que relacionan los parámetros de soporte con madera y la presión de la carga litostática del panel de Shortwall Mining, con la finalidad de evitar paralizaciones de la explotación.

1.3 Formulación del Problema

1.3.1. *Problema General*

¿Hasta qué medida los pilares y paneles de Shortwall Mining son estables con los tipos de sostenimiento con madera?

1.3.2. *Problemas específicos*

¿Cuál es la frecuencia de ocurrencia de los modos de falla en los pilares de Shortwall Mining, que desestabiliza la explotación de los paneles?

¿Cuál es el porcentaje de recuperación del yacimiento con la configuración estable del Shortwall Mining?

1.4 Justificación e Importancia de la Investigación

Este trabajo presenta una gran relevancia, al disuadir en el análisis crítico de la estabilidad de pilares y paneles en el método de explotación Shortwall Mining en los yacimientos auríferos; sabiendo que el método es aplicado para yacimientos de carbón, esto permitirá la viabilidad de los proyectos mineros de yacimientos de similares características.

A este estudio le corresponde el abordaje integral de las técnicas de diseño empírico y computarizado, aportando conocimientos generalizados de diseño, que servirán de aporte a aquellas personas que deseen en cualquier fase del proyecto minero solicitar el resguardo de sus intereses, dándose aquí a conocer los criterios exactos de análisis de estabilidad de pilares y paneles.

Académicamente, esta tesis se constituye en un soporte al estudiante que permiten expandir sus conocimientos, a través de éste, se brindara un análisis minucioso del diseño de pilares y soportes de madera, sirviendo para la posteridad investigativa que en los espacios de las escuelas mineras se tengan a bien a desarrollar.

Desde la perspectiva legal, se entabló un análisis crítico y sucinto de la legislación minera que cumpla los estándares operativos para minería subterránea como doble acceso a la zona de explotación, estabilidad de excavación, etc., sirviendo este de referencia para la fiscalización como en infraestructura y geomecánica de yacimientos con características similares.

Socialmente, como bien se detalló, los criterios y análisis aquí esgrimidos servirán de modelo para aquellos ciudadanos que se encuentran en una situación de riesgo de cierre o abandono de proyectos, brindándoseles el conocimiento amerito de los mecanismos de diseño que contemple buena productividad, estabilidad y sobre todo que beneficie su rentabilidad financiera que permita la continuidad del proyecto minero.

1.5 Objetivos de la Investigación

1.5.1. Objetivo General

Diseñar los pilares y soportes de madera para conservar la estabilidad de excavación durante la explotación de yacimientos auríferos por método Shortwall Mining.

1.5.2. Objetivos Específicos

Determinar la frecuencia de ocurrencia de modos de falla en los pilares para establecer el tiempo de explotación de los paneles de Shortwall Mining.

Determinar el porcentaje de recuperación del yacimiento con la configuración estable de Shortwall Mining.

1.6 Hipótesis de la Investigación

1.6.1. Hipótesis General

Diseñando los pilares y soportes de madera se estabilizará los paneles del Shortwall Mining.

1.6.2. Hipótesis Específicas

Determinando la frecuencia de ocurrencia de los modos de falla, se establecerá el tiempo de explotación de los paneles de Shortwall Mining.

La recuperación del yacimiento con la configuración estable es aceptable para el método de explotación Shortwall Mining.

1.7 Variables e Indicadores

1.7.1. Variables de la Investigación

Platicando de variables, definen Fidias, G. & Arias, F. (1999) “como una característica o cualidad; magnitud o cantidad, que puede sufrir cambios, y que es objeto de análisis, medición, manipulación o control en una investigación” (p.57). Es decir, las variables son aquellas magnitudes que cambian en función de la manipulación del investigador.

Bajo este concepto, las variables en estudio están clasificadas de tipo Cuantitativa, que serán tratados como continuas.

Considerando como variable cuantitativa como indican Fidias, G. & Arias, F. (1999) “son aquellas que se expresan en valores o datos numéricos” (p.58) y de clase Continuas “son aquellas que adoptan números fraccionados o decimales” (p.58).

Según su función en una relación causal las variables se clasifican en dependientes, independientes e intervinientes. Para la presente investigación las variables se clasificaron en Variables Independientes (Diseño de pilares y soportes de madera), Variable Dependiente (Estabilidad de Paneles de Shortwall) y Variables Intervinientes (Shortwall Mining y yacimientos Auríferos).

1.7.2. Dimensiones e Indicadores

Fidias, G. & Arias, F. (1999) definen a la dimensión como “un elemento integrante de una variable compleja, que resulta de su análisis o descomposición.”

(p.61). Es decir, la dimensión es la subvariable de la variable de investigación, para el estudio las subvariables son: Pilares frontales, laterales y de barrera; los tipos de sostenimiento y panel de Shortwall Mining.

Sabino, C., (2000) menciona que “es importante aclarar que, en función de los objetivos de investigación, en algunos casos una dimensión es considerada como una variable autónoma” (p.80). Es decir, una dimensión es una variable por sí misma, es la que tenemos la variable de panel de explotación.

Fidias, G. & Arias, F. (1999) definen también al indicador como “un indicio, señal o unidad de medida que permite estudiar o cuantificar una variable o sus dimensiones” (p.62). Es decir, los indicadores son la manera de cuantificar una dimensión, para la presente investigación los detalles se detallan en el anexo 2-a.

El grado de coherencia y conexión lógica entre el título, el problema, los objetivos, las hipótesis, las variables, el tipo, método, diseño de investigación, la población y muestra de estudio se recopila en matriz de consistencia que se muestra en anexo 1.

1.7.3. Operacionalización de Variables

Fidias, G. & Arias, F. (1999) definen además a la operacionalización de variables “como el proceso mediante el cual se transforman las variables de conceptos abstractos a términos concretos, observables y medibles, es decir, dimensiones e indicadores” (p.63). Los detalles de la operacionalización de variables se muestran en el anexo 2-a.

1.8 Periodo de Análisis

El periodo de análisis se realizó desde enero 2022 hasta enero de 2023, lapso donde se analizó todos los parámetros para obtener los resultados esperados en la presente investigación.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO Y CONCEPTUAL

2.1. Bases Teóricas

2.1.1. *Vetas angostas*

Son zonas de mineralización de gran longitud en términos generales, controlados en algunos casos por fallamientos y muy erráticos en yacimientos auríferos, tanto en leyes como en potencia, se presentan con diferentes ángulos de buzamiento.

En mismo escenario Fuentes C. (2016), también define a la veta angosta como, “unas estructuras de formación post-magmática, tectónicas, en su mayoría de origen hidrotermal, las cuales son rellenadas por mineralización del tipo tabular, heterogénea, normalmente sub vertical, algunos casos con manteados bajos; emplazadas a distintos niveles corticales” (p.2). Las vetas angostas se clasifican según su formación como clasifica Fuentes C., (2016).

Vetas Epitermales de alta, media y baja solidificación que contiene metales como: Au, Ag y Cu; generalmente se encuentran en Perú, Chile, Argentina y México. Vetas meso termales que contienen metales como: Au, Ag, Cu, Pb y Zn, generalmente se encuentran en Chile y Perú. Vetas orogénicas que contiene metal de Au, esto generalmente se presenta en Brasil. Vetas polimetálicas que contienen metales como: Cu, Fe, Pb y Zn, se encuentran generalmente en Chile y Perú. (p.3).

También, las vetas angostas se clasifican según su generación tectónico-estructurales, donde Fuentes C., (2016) clasifica como:

Extensionales, controlado por fallamiento tipo normal y presenta los ores shoot horizontales como muestra en grupo A y C. Transpresionales, vetas de gran extensión, y con cambios bruscos de rumbo por fallas de división, presentan los ores shoot verticales como muestra el grupo D y B. Compresionales, controlados por fallamiento tipo inverso y presenta los ores shoot horizontales como muestra el grupo E que se muestran en la fig. 2.1. (p. 4).

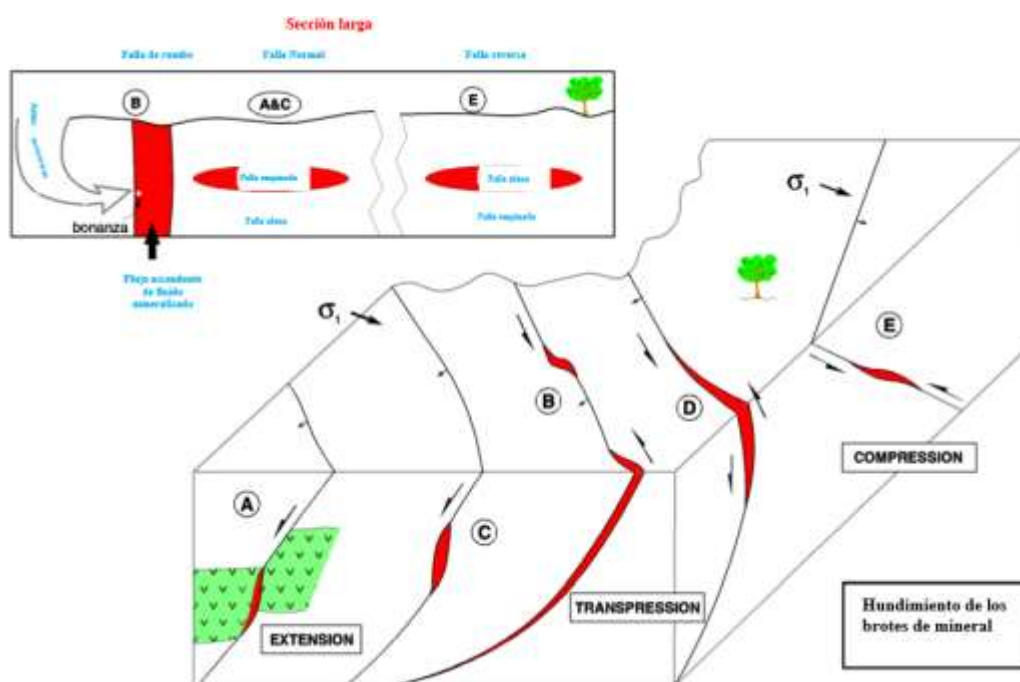


Fig. 2.1: Ambientes tectónicos y estructurales de vetas angostas

Fuente: Fuentes C., (2016), p. 3.

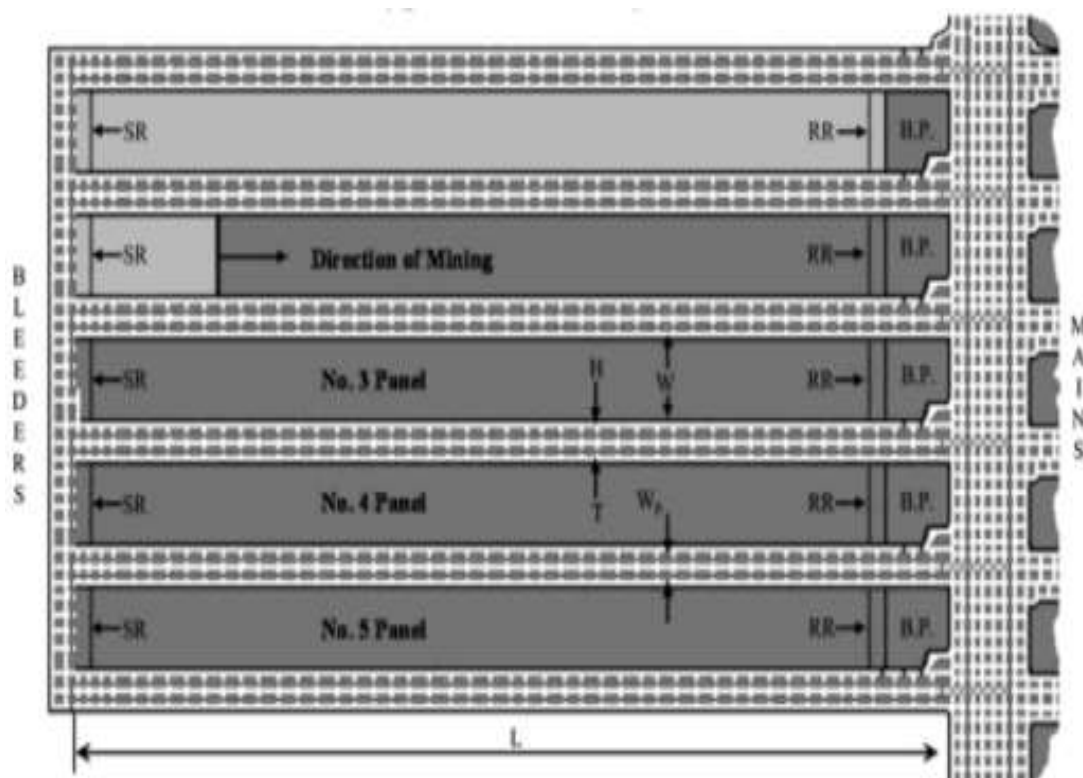
2.1.2. Método de explotación Longwall Mining

Método aplicable generalmente a yacimientos tipo manto de grandes dimensiones con altura de hasta 4m, la extracción se realiza sobre toda la potencia del manto desde una dirección principal que tiene un largo de hasta 200m, con ayuda de un equipo desplazable llamado cortador o esquilador, que a medida que ocurre la explotación, avanza provocando el derrumbe controlado del techo.

La aplicación de minería de tajo largo en vetas angostas que utiliza corte se experimentó en virginia, como indica Peng S. (2019) “Los resultados no estuvieron

favorables por diversas razones y se abandonaron, salvo una explotación de tajo largo de filón grueso, que se interrumpió en el año 2000 cuando su reserva resultó demasiado cara para ser explotada” (p.4).

La fig. 2.2 muestra una disposición típica de los paneles de una sección de tajo largo, donde los paneles se cronometran mediante el desarrollo de entradas de panel perpendiculares a las entradas principales en uno o ambos lados de las entradas principales. La anchura del panel o la longitud de la cara “w”, varía de 500 a 1580 pies, siendo las más comunes mayores de 1200 pies.



Donde B.P.: Pilar de barrera, W_p : Ancho total de los pilares, X: Encapotado, H: Puerta principal, W: Ancho de panel, L: Longitud de panel, T: Puerta Grande, SR: Área abierto y RR: Área en recuperación.

Fig. 2.2: Disposición típica de los paneles de tajo largo.

Fuente: Peng S., (2019), p.6.

La minería de tajo largo define también Larson, M., “como una forma de minería subterránea durante la cual se extraen paneles de carbón cortando o cizallando a lo largo de la cara del panel” (p.4).

A medida que se extrae más, el techo de la mina recién excavada pierde soporte y se derrumba como se aprecia en la fig.2.3. Se desea el colapso del techo detrás de los soportes hidráulicos del techo en la cara del panel para aliviar la tensión en el techo que aún no se ha extraído.

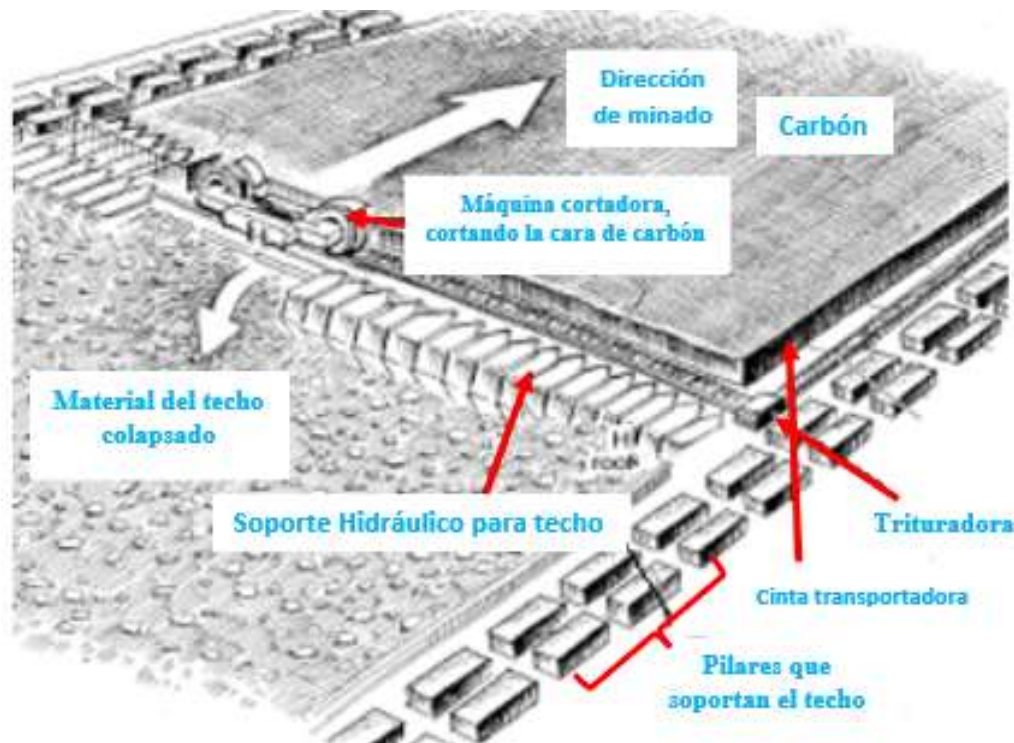


Fig. 2.3: Proceso de Longwall Mining
Fuente: Larson, M.

2.1.3. Shortwall Mining

El método de Shortwall Mining, es una variante de Longwall Mining que se aplica a yacimientos poco extensos y en mayoría de los casos de manera convencional utilizando sostenimientos con madera, dice Kushwaha, A., et al (2005):

Es una variante de Longwall, es muy similar a Longwall con la gran diferencia en el largo del frente de extracción es menor a 40 a 90 m, mientras que en Longwall es hasta 200m. Usualmente se trabaja con pilares de seguridad en los extremos de la zona a explotar. Además, el equipo para extraer el mineral consiste en una cinta transportadora móvil conectado a dos perforadoras de gran tamaño que tiene una gran flexibilidad. (p.4-5).

2.1.4. Shortwall Mining Convencional

La minería de tajo largo también se utiliza para la explotación de depósitos delgados de tipo vetas y de manera convencional como menciona Hustrulid, W., et al (2001). “Los conglomerados de oro de las vetas son muy duros y difíciles de explotar. Las minas de oro sudafricanas han desarrollado sus propias técnicas basadas en la mano de obra y el uso de perforadoras neumáticas manuales” (p.10).

La fig. 2.4 muestra la explotación de una veta de aproximadamente 1m de potencia. La potencia de la sección mineralizada es incluso menor, manteniendo el espacio para que los mineros se arrastren de rodillas. En las minas muy profundas se instalan pilares de madera y hormigón para sostener el techo y evitar hundimientos.

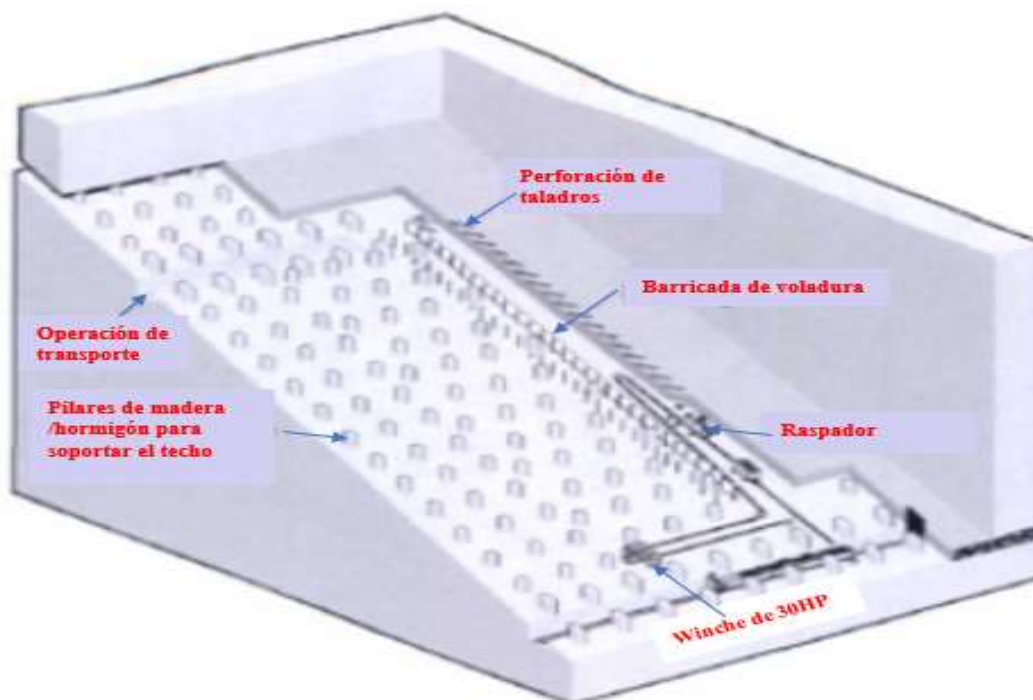


Fig. 2.4: Shortwall Mining en la veta de oro
Fuente: Hustrulid, W., et al (2001), p.11.

2.1.5. Comportamiento de pilares en Longwall Mining

Este tipo de explotación subterránea, permiten la recuperación de mineral dejando pilares capaces de soportar la carga litostática hasta que culmine la explotación de paneles de Longwall Mining. Para estimar las dimensiones de los

pilares, se considera la forma o mecanismo que siguen los pilares al fallar como lo define Maybee, W. (2000).

Modo de falla progresiva: La falla progresiva es el resultado de una liberación gradual de energía por parte del pilar y ocurre en un período extendido de tiempo, está caracterizada por la propagación de fracturas a lo largo del pilar, provocando reducción de su volumen por desprendimiento dándole la forma de reloj de arena. Usualmente este mecanismo se presenta en pilares poco esbeltos, donde la superficie de este tiene poco confinamiento y sus esfuerzos tangenciales son altos.

Modo de falla por control estructural: El modo de falla estructuralmente controlada se refiere a pilares que presenten discontinuidades perpendiculares a la orientación del manto de extracción y donde la falla ocurre en forma de corte a lo largo del plano de debilidad.

Modo de falla por estallido del pilar: El modo de falla por estallido se produce cuando el pilar es más rígido que la roca circundante. En este caso, el pilar almacena energía similar a un resorte. Una vez que la resistencia del pilar se ve excedida, se libera la energía almacenada de forma violenta, lo cual se traduce en el estallido del pilar mismo (p. 8-14).

En la aplicación del método de explotación de Longwall Mining, los pilares se fallan por los tres modos, primero comienza a fallar los pilares laterales seguido de pilares frontales. Lo más crítico ocurre cuando se concluye la explotación de un panel, los pilares sufren mayores daños hasta llegar a un estallido del pilar.

2.1.6. Factores para definir resistencia de pilares

Relación de Esbeltez. La relación de esbeltez define qué porcentaje de la altura, representa el ancho del pilar en su configuración geométrica, cumpliendo:

“A medida que la relación de esbeltez (W/H) es menor a 0.8 este comienza a sufrir deflexiones” (Esterhuizen, G., et. al, 2011, p.3).

Persistencia de discontinuidades en el pilar. La persistencia es la longitud más extensa de la fractura, que alcanza o no a través del pilar del Shortwall.

“Son planos de origen mecánico o sedimentario en un macizo rocoso, con una resistencia a la tracción nula o muy baja. La persistencia de las discontinuidades genera un comportamiento no continuo en la matriz rocosa y normalmente anisótropo” (Esterhuizen, G., et al, 2011 p.3).

Esfuerzos actuantes en los pilares. Son esfuerzos que se inducen al realizar la explotación en grandes profundidades y se cumple el principio:

“A medida que la profundidad del minado incrementa, los esfuerzos naturales en toda la masa rocosa también van incrementándose debido al peso de la roca sobre adyacente o carga litostática” (Lunder, P., 1994, p.49).

2.1.7. Método de análisis de resistencia de pilares de Longwall Mining

En general los métodos de análisis para pilares son ecuaciones analíticas basadas en su geometría, propiedades de laboratorio o in situ y la consideración de que el pilar se va cargando como una probeta.

En esta investigación se tomó como referencia algunas técnicas como el método de análisis de estabilidad de pilar de tajo largo (ALPS), planteado por Mark y Bieniaswki en la universidad Estatal de Pensilvania y que fue perfeccionándose en estos últimos años en minas de carbón, para yacimientos auríferos en el Perú lo adaptaremos estas técnicas.

Mark, C. (1990) define “Como un método convencional de diseño de pilares en Longwall, consta de tres elementos básicos como: Estimación de la carga aplicada al sistema de pilares, estimación de la fuerza del sistema de pilares y determinación de un factor de estabilidad” (p.4).

2.1.7.1. Cargas de pilares de Longwall

El diseño de pilares se basa al concepto de área tributaria, Mark (1990) propuso la expresión del área tributaria para la carga de desarrollo por pie de entrada (L_d) como:

$$L_d = (H) * (w_t) * (\gamma) \quad (2.1)$$

Donde H es la profundidad de encampane (pies), W_t es el ancho del sistema de pilares (pies) $= \sum(w) + (n - 1) * W_c$, w el ancho de pilares individuales (pies), W_c es el ancho de entrada (pies), n el número de entradas al tajeo y γ es el peso unitario de sobrecarga, (Lb/pies³).

Como se aprecia en la fig. 2.5, la configuración de Longwall típica corresponde a entrada principal, puntos de recojo de mineral, portones traseros y de cabeza, portones de puerta en desarrollo.

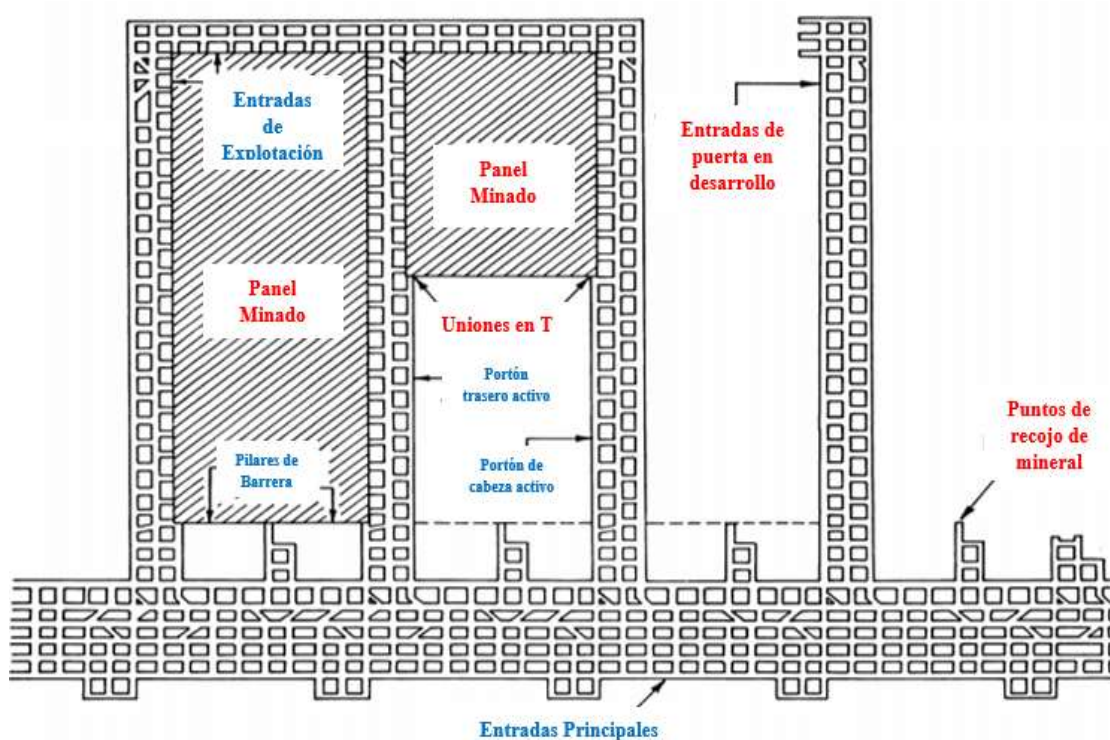


Fig. 2.5: Diseño típico del panel de pared larga

Fuente: Mark, C., (1990), p.3.

Cuando se mina el primer panel, los pilares en la unión en T de la entrada principal llevan el primer soporte frontal (L_{fh}). A medida que el panel avanza su explotación, la carga del pilar aumenta hasta que se estabiliza en un valor final llamado carga lateral (L_s o L_{ss}). Si se mina un segundo panel, la carga de apoyo sobre los pilares en la unión en T del portón trasero incluye el apoyo lateral más el segundo apoyo delantero (L_{ft}). (Mark, C., 1990, p. 4).

En función de lo mencionado por Mark, para entender mejor la carga se subdivide en pilares laterales, pilares frontales y de barrera. La carga de pilar lateral se estima por enfoques empíricos como propone Wilson, A. (1972).

Estimó que la distancia requerida para que la presión del pilar lateral vuelva a cubrir la carga es típicamente 0,3 veces la profundidad de la cubierta. Por lo tanto, el pilar lateral se visualiza como se muestra en la parte inferior de la fig. 2.6.(P.26).

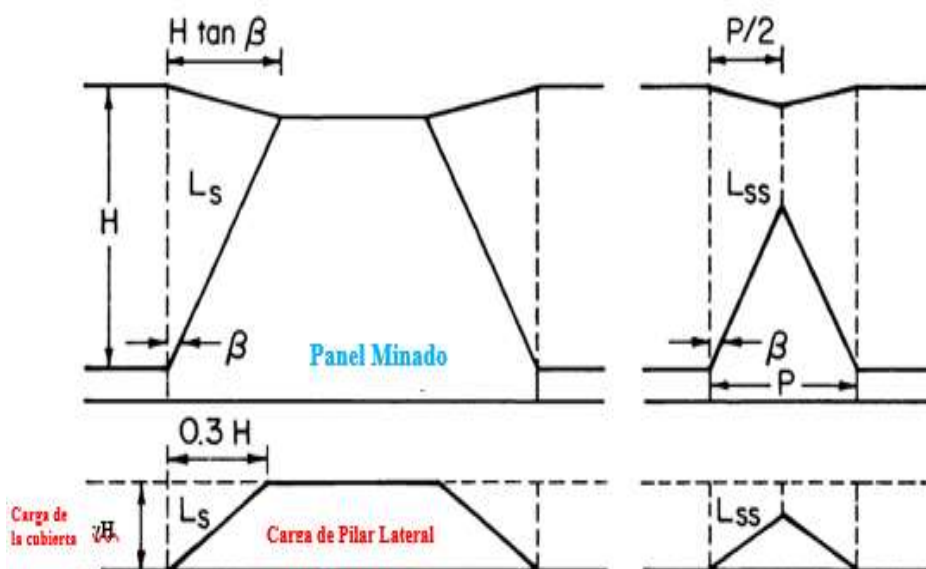


Fig. 2.6: Conceptualizaciones de la carga del soporte lateral

Fuente: King y Whittaker (1971) citado por Mark, C., (1990), p.5.

King & Whittaker (1971), presentaron dos ecuaciones para cuantificar la carga lateral de pilar expresada en lb/pies. Una para paneles críticos y supercríticos (ecuación 2.2), donde el ancho del panel (P_a), supera dos veces ($H \tan \beta$), y el otro para paneles subcríticos (ecuación 2.3).

$$L_s = (H^2) * (\tan \beta) * \left(\frac{\gamma}{2}\right) \quad (2.2)$$

$$L_{ss} = \left[\left(\frac{H * P_a}{2}\right) - \left(\frac{P_a^2}{8 \tan \beta}\right) \right] * (\gamma) \quad (2.3)$$

Donde β es el ángulo de corte ($^\circ$), P_a el ancho del panel (Pies) y γ el peso unitario de sobrecarga, (Lb/pies³).

Para que estas ecuaciones se apliquen a nuestro campo de estudio, determinaremos el valor de ángulo de corte (β) propio del yacimiento aurífero.

Las cargas de pilares frontales (L_{fh} y L_{ft}) son mucho más difíciles de determinar analíticamente que las del pilar lateral y Marck propuso que los pilares son fracciones del pilar lateral expresados como:

$$L_{fh} = (F_h) * (L_s) \quad (2.4)$$

$$L_{ft} = (F_t) * (L_s) \quad (2.5)$$

Donde F_h y F_t son factores de pilar frontal con valores menores a 1. Las magnitudes reales de F_h y F_t , probablemente se ven afectadas por la geología local, pero los valores típicos son suficientes para propósitos de diseño.

Carga del Pilar Frontal (LH). Es la carga experimentada por los pilares en las uniones en T en el tope del tajo, o en el ingreso extremo durante la extracción del primer panel. La carga de la compuerta o pilar frontal consiste en las cargas de desarrollo más el último pilar lateral y se expresa como:

$$L_H = [L_d + (L_s) * (F_h) * (R)] \quad (2.6)$$

Carga de Sistema Pilar Lateral (LB). Los pilares que se espera que protejan las entradas de la explotación están sujetos a la carga de desarrollo y al primer pilar lateral completo; también determinan cargas de pilar de barrera y se expresa como:

$$L_B = [L_d + (L_s) * (R)] \quad (2.7)$$

Carga de Pilar Lateral Después de primer Panel (LT). La carga del pilar lateral después de primer panel consta de: La carga de desarrollo, el primer pilar lateral y el segundo pilar frontal y se expresa como:

$$L_T = [L_d + (1 + F_t) * (L_s)] \quad (2.8)$$

Peng y Chiang citado en Mark, C., (1990) analizaron las mediciones de campo para determinar el ancho de la zona de influencia del pilar (D), que definieron como

la distancia desde el borde del panel a la que se podían detectar los aumentos de la tensión del pilar, expresaron como:

$$D = 9.3 * (H)^{0.5} \quad (2.9)$$

Donde **H**, es la altura de encampane (pies).

Los factores de diseño F_h , F_t y β , se calculan fácilmente si se conocen las cargas totales del pilar frontal y lateral, desafortunadamente como indica Mark, C. (1990).

Las cargas de los pilares no se miden directamente, sino que corresponden inferirse de las mediciones de tensión realizadas en distintos puntos dentro del pilar. Dado que la distribución de tensiones dentro de un pilar generalmente no es uniforme, se requiere una serie de tensiómetros para determinar la tensión media del pilar como indica fig. 2.7. (p.5).

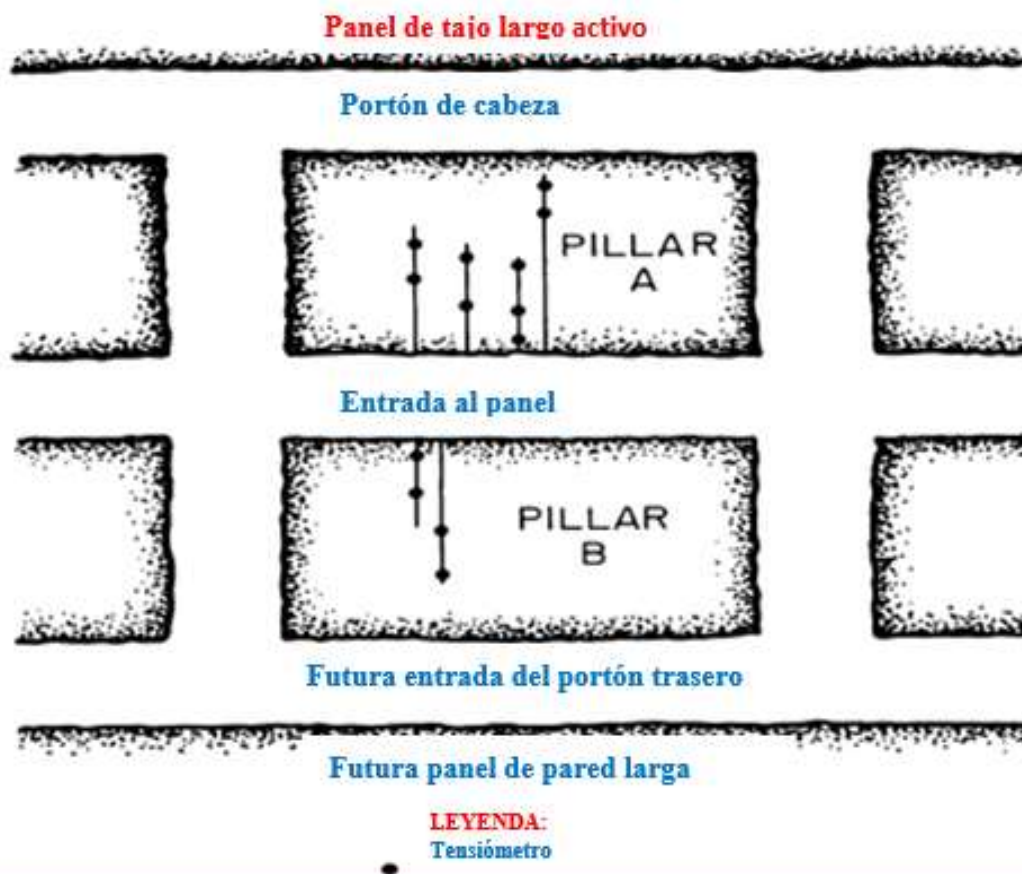


Fig. 2.7: Configuración para medir los perfiles de tensión de los pilares
Fuente: Mark, C., (1990), p.6.

Mark, C., (1990) propone que la tensión del pilar lateral (σ_s en lbs/pulg⁴) se relacionan con la carga del pilar lateral por pie de entrada (L_s) como:

$$\delta_s = \frac{(L_s) * (L_p + W_c)}{(A_t) * (144)} \quad (2.10)$$

Donde A_t es el área de carga total de los pilares (pies²), L_p es la longitud del pilar (pies) y W_c es el ancho de entrada (pies).

Después de sustituir la ecuación 2.2 o 2.3 en la ecuación 2.10, se reorganizan para resolver el ángulo β y la fracción de pilar (R) se expresa como:

$$R = 1 - \left(\frac{D - W_T}{D} \right)^3 \quad (2.11)$$

Donde W_t es el ancho del sistema de pilares de tajo largo.

2.1.7.2.Fuerza del pilar Longwall

El otro componente fundamental del diseño del pilar de tajo largo es la estimación de la resistencia del pilar; existen muchas fórmulas analíticas para estimar basados en la relación de esbeltez.

“Para ingresos múltiples al tajo, primero se determina la resistencia de los pilares individuales utilizados. Luego, las resistencias de los pilares individuales se utilizan para obtener una estimación de la capacidad de carga del sistema de pilares de tajo largo” (Mark, C.,1990, p.9).

La fuerza de los pilares de carbón ha sido objeto de muchas investigaciones en diferentes enfoques como analíticos, observacional y numérico, pero probablemente los más utilizados son los empíricos y nacen de estructura general como en la ecuación 2.12.

$$S_P = S_0 * \left[A + B * \left(\frac{W_P^\alpha}{h^\beta} \right) \right] \quad (2.12)$$

Dónde S_p es la resistencia del pilar, S_o es la resistencia del material del pilar, W_p es el ancho de pilar, h es la altura del pilar y A , B , α , β son constantes derivadas del ajuste a datos empíricos.

Las fórmulas empíricas se han desarrollado a partir de numerosas pruebas de laboratorio e insitu, y han sido validadas por la experiencia minera en muchas minas y se muestran en la tabla 2.1.

Tabla 2.1: Resumen de fórmulas para cálculo de resistencia de pilares

Autor	Ecuaciones desarrolladas	Tipo de roca
Obert & Duvall (1967)	$S_p = UCS * \left(0.78 + 0.22 * \frac{W}{h}\right)$	Carbón
Holland & Gaddy (1973)	$S_p = UCS * \left(\frac{W}{h}\right)^{0.5}$	Carbón
Bieniawski (1975)	$S_p = UCS * \left(0.64 + 0.36 * \frac{W}{h}\right)$	Carbón
Krauland & Soder (1987)	$S_p = 0.354 * UCS * \left(0.778 + 0.222 * \frac{W}{h}\right)$	Caliza
Sjoberg (1992)	$S_p = 0.308 * UCS * \left(0.778 + 0.222 * \frac{W}{h}\right)$	Caliza
Lunder (1994)	$S_p = 0.44 * UCS * (0.68 + 0.52 * K)$ $K = \tan \left[\arccos \left(\frac{1 - C_{pav}}{1 + C_{pav}} \right) \right]$ $C_{pav} = 0.46 * \left[\log \left(\frac{W}{h} + 0.75 \right) \right]^{\frac{1.4}{W/h}}$	Roca dura
Hedley & Grant (1972)	$S_p = 0.578 * UCS * \frac{W^{0.5}}{h^{0.75}}$	Cuarcita
Salamon & Munro (1967)	$S_p = 9.115 * \frac{W^{0.46}}{h^{0.66}}$	Carbón
Sheorey (1987)	$S_p = 0.27 * UCS * \frac{1}{h^{0.36}} + \frac{h}{160} * \left(\frac{W}{h} - 1\right)$	Roca dura

Fuente: Tabla construida a partir de Yrarrazaval, 2013

Todas las fórmulas mostradas en la tabla 2.1, consideran la relación de esbeltez (W/H) en sus formulaciones, pero relacionan muy poco el tipo de roca, y si relacionan lo hacen para rocas de buena calidad; en cambio los autores que se mencionan a continuación consideran ese detalle.

Laubscher (1990). Es un método no empírico, que incorpora la calidad del macizo rocoso mediante el término del Design Rock Mass Strength (DRMS) el cual es un ajuste por el diseño al Rock Mass Strength (RMS) propuesto es:

$$RMS = IRS * 0.8 * \frac{IRS_{rating} - P(IRS)}{80} \quad (2.13)$$

Donde IRS es la resistencia de la roca intacta (MPa), IRS rating es la clasificación del macizo rocoso y P(IRS) es el puntaje asociado al IRS en el método de clasificación. El método utilizado para la clasificación del macizo rocoso es el RMR propuesto por Laubscher. La fórmula que presenta considera factores similares a los utilizados por Hedley y Grant, pero con la modificación del parámetro S_0 .

$$S_P = RMS * \frac{W^{0.5}}{h^{0.7}} \quad (2.14)$$

Gonzales, et al. (2006). Toma como base la fórmula propuesta por Hedley & Grant para los factores a y b. Sin embargo, el autor modifica el valor de S_0 igualándolo a la resistencia del macizo rocoso, la cual se dice que se obtiene extrapolando la resistencia de la roca intacta mediante la fórmula que depende del RMR. El autor toma esta fórmula a partir de lo planteado por Sheorey (1997). Por consiguiente, la fórmula propuesta por el autor queda como sigue:

$$S_P = \delta_{cm} * \frac{W^{0.5}}{h^{0.75}} = UCS * e^{\frac{RMR-100}{20}} * \frac{W^{0.5}}{h^{0.75}} \quad (2.15)$$

Esta metodología fue validada mediante un estudio de caso de una mina de mármol ubicada en España. Sin embargo, los datos utilizados por este autor presentan calidades de macizo rocoso (RMR) entre 50 y 79, y con pocos datos para cada valor, por lo que el resultado obtenido sería poco representativo.

Yrarrazaval (2013). La fórmula propuesta se compone de funcionales que presentan buenos resultados en el análisis de desempeño, ya sea a escala de laboratorio como a escala de pilares.

Primero plantea una función que permita incorporar la calidad del macizo rocoso (f_1) de manera que pueda ser utilizada para diversos valores de calidad de la roca. Para esto eligió una estructura similar a la utilizada por González, que

corresponde a la misma estructura utilizada en el criterio de falla de Hoek & Brown para escalar la resistencia de roca intacta a escala de macizo rocoso.

Segundo, el autor utiliza la estructura de efecto forma (f_2), que presenta buenos resultados para pilares y es capaz de recuperar el valor del UCS_{50} al ajustar sus parámetros A y B de manera apropiada.

Por último, el autor agrega un funcional que permita incorporar las diferencias de resistencia cuando se tiene igual forma, pero diferente volumen (f_3), es decir una estructura de efecto escala.

El autor incorpora una estructura similar a lo propuesto por Hoek & Brown para el escalamiento. Este funcional presenta mejores desempeños que una forma de efecto escala utilizado en las fórmulas de pilares ($\alpha \neq \beta$), permite recuperar el valor de UCS_{50} .

$$S_p = UCS_{50} * \underbrace{\left(esp \frac{RMR-100}{c} \right)^D}_{(f_1)} * \underbrace{\left(A + B \frac{W}{h} \right)^E}_{(f_2)} * \underbrace{\left(\frac{0.05}{W} \right)^F}_{(f_3)} \quad (2.16)$$

Donde S_p es la resistencia del pilar o testigo (MPa), UCS_{50} es la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta, W es el ancho efectivo del pilar (m), H es la altura del pilar o testigo (m), RMR es la calificación de la calidad del macizo rocoso y A, B, C, D, E, F son constantes de ajustes.

“Cada funcional cumple ciertas condiciones de manera de lograr recuperar el UCS_{50} , si esto no se cumple, la fórmula propuesta no será consistente con la escala de laboratorio” (Yrarrazaval, M., 2013, p.77).

Las condiciones que cumple cada funcional son:

f_1 toma un valor igual a 1 cuando el $RMR=100$

En el f_2 cumple que $A + 0.5B = 1$.

El tercer funcional no existe ni una condición especial.

La capacidad de carga de los pilares individuales de Longwall (B_p , en lb/pies) se expresa como:

$$B_p = \frac{S_p * w * L_p * 144}{(L_p + W_c)} \quad (2.17)$$

La capacidad de carga del sistema de pilares (B , en lb/pies) se expresa como:

$$B = \sum B_p \quad (2.18)$$

2.1.7.3. Factor de estabilidad

Es una relación entre la resistencia de pilar dividido por la fuerza de la carga litostática. “El factor de estabilidad es simplemente la capacidad de carga del sistema de pilares (B) dividida por la carga de diseño (L)” (Mark, C., 1990, p.11).

$$SF = \frac{B}{L} \quad (2.19)$$

Se utiliza una de las tres cargas de diseño, L_H , L_B o L_T dependiendo del propósito del sistema de entrada al tajo para la carga de pilar. Los postulados de los autores sobre la estabilidad son como sigue:

“Si el pilar tiene un factor de esbeltez mayor a 0.8 se considera la resistencia a la compresión simple de la roca intacta y se considera por un factor de 0.7, (...)” (Esterhuizen, et al, 2011, p.8).

SF = 1.6, para estabilidad a largo plazo.

SF > 1.5, para que se considere estable a mediano plazo

SF > 1.3, para que se considere estable a corto plazo.

“Si el pilar tiene un factor de esbeltez de entre 0.4 y 0.8, su resistencia representará el 50% de su valor a la compresión uniaxial, (...)” (Lunder, 1994, p.84).

SF = 1.8, para que el pilar se considere estable a largo plazo

SF = 1.5, para que se considere estable a mediano plazo,

SF = 1.3, para que se considere estable a corto plazo.

2.1.8. Estabilidad de paneles de Shortwall

En método de explotación Shortwall Mining, el área de influencia de la resistencia de los pilares es limitada en alcance hacia los paneles y requiere de cierto apoyo para soportar la carga litostática del panel; esta premisa fue objeto de muchas investigaciones en diferentes países para estimar la capacidad de soporte de los sostenimientos aplicados.

“La carga externa sobre los soportes se relacionan directamente con el peso de los estratos del techo del panel, a medida que avanza la explotación genera hundimiento de techo del panel” (Henderson, P., 1980, p.25).

Por otro lado, si el techo es roca competente se presentan otras dificultades, con el continuo avance se incrementan los espacios vacíos, la resistencia del techo eventualmente cede y esto se traduce en una gran liberación de energía pudiendo causar estallidos de roca, ocasionado daños a los equipos, retraso en la operación o incluso fatalidades.

2.1.9. Soportes con Madera

2.1.9.1. Resistencia de la madera

“En la madera se reconocen tres dimensiones principales que se consideran entre sí, estas direcciones son la longitudinal, tangencial y radial. En la fig. 2.8, se observa que la dirección radial y tangencial son perpendiculares al grano” (Andino, G., 2000, p.21).

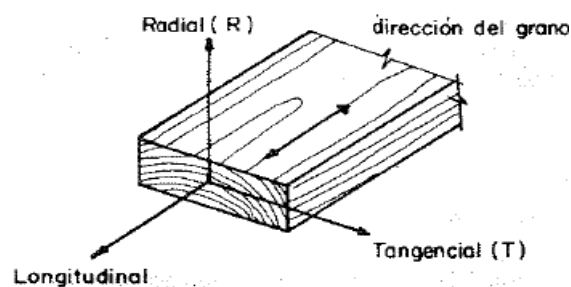


Fig. 2.8: Direcciones Ortogonales de la madera
Fuente: Andino, G., (2000), p.21.

a. Resistencia a la compresión paralela

“La madera presenta gran resistencia a los esfuerzos de compresión paralela a sus fibras. La capacidad está limitada por el pandeo de las fibras más que por su propia resistencia al aplastamiento” (Andino, G., 2000, p.21). La resistencia a compresión aumenta al disminuir el grado de humedad, como estipula Nutsch, W., (1996).

A mayor peso específico de la madera mayor es la resistencia, la dirección de esfuerzo al que se somete también influye en la resistencia a la compresión, la madera resiste más al esfuerzo ejercido en la dirección de sus fibras y disminuye a medida que se ejerce atravesando la dirección de las fibras, ver efecto en la fig. 2.9. (p.31).

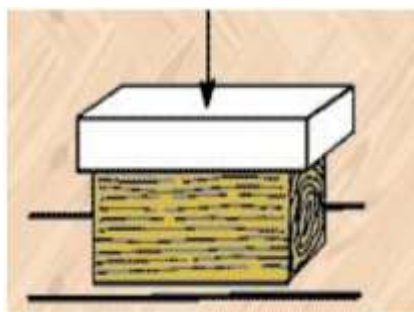


Fig. 2.9: Compresión paralela a la fibra de la madera
Fuente: Nutsch, W., (1996), p.31.

b. Resistencia a la compresión Normal o perpendicular

Es la capacidad de madera en resistir todo esfuerzo perpendicular a las fibras; Andino. G. (2000) detalla:

Bajo este tipo de carga las fibras están sometidas a un esfuerzo perpendicular a su eje y que tiende a comprimir las pequeñas cavidades contenidas en ellas. Esto permite que se cargue la madera sin que ocurra una falla distinguible, se aprecia en la fig. 2.10. (p.22).

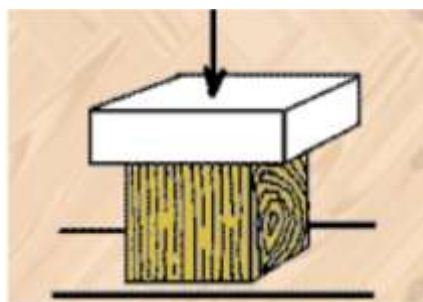


Fig. 2.10: Compresión perpendicular a la fibra de la madera
Fuente: Nutsch, W., (1996), p.32.

c. Resistencia al corte

Es la resistencia de la madera en sufrir una rotura en sus componentes; Andino, G., (2000), explica lo siguiente:

En elementos constructivos el esfuerzo por corte o cizallamiento se presenta cuando las piezas están sometidas a flexión. Los análisis teóricos de esfuerzos indican que en un punto dado los esfuerzos de corte son iguales tanto a lo largo como perpendicularmente al eje del elemento. Como la madera no es homogénea, sino que sus fibras se orientan por lo general con el eje longitudinal, presenta distinta resistencia al corte en estas dos direcciones. (p.23).

d. Resistencia a la flexión

Esta resistencia se mide paralelamente a las fibras en el eje de la madera, según el diámetro y la longitud se estima con la resistencia al pandeo.

“El esfuerzo aplicado en la dirección perpendicular a las fibras produce un comportamiento de las fibras superiores y un alargamiento de las inferiores como se muestra en la fig. 2.11” (Nutsch, W.,1996, p.34).

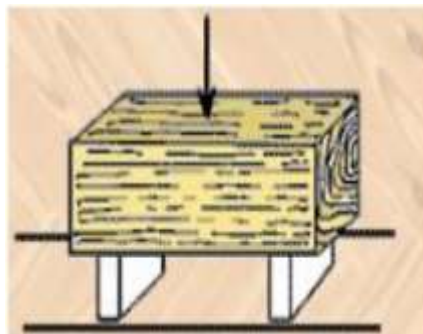


Fig. 2.11: Flexión de la madera
Fuente: Nutsch, W., (1996), p.34.

2.1.9.2. Esfuerzos admisibles de la madera

Los elementos estructurales se diseñan para que los esfuerzos aplicados producidos por las cargas de servicio sean iguales o menores que los esfuerzos admisibles del material. Los esfuerzos de diseño que se presentan a continuación son exclusivamente aplicables a madera estructural que cumple en su tonalidad con la

norma de clasificación visual. Los esfuerzos admisibles para las maderas de cada grupo estructural se presentan en la tabla 2.2.

Tabla 2.2: Esfuerzos Admisibles Mpa (kg/cm²)

Grupo	Flexión f_m	Tracción Paralela f_t	Compresión Paralela $f_{c//}$	Compresión Perpendicular $f_{c\perp}$	Corte Paralelo f_v
A	20,6 (210)	14,2 (145)	14,2 (145)	3,9 (40)	1,5 (15)
B	14,7 (150)	10,3 (105)	10,8 (110)	2,7 (28)	1,2 (12)
C	9,8 (100)	7,3 (75)	7,8 (80)	1,5 (15)	0,8 (8)
D	6,8 (70)	5,8 (60)	6,2 (63)	1,3 (13)	0,6 (6)

Contenido de humedad < 22%

Fuente: Norma Peruana E.010 Madera, (2021), p.43.

Los grupos de maderas clasificadas en la Norma E-010 Madera, consideran las diferentes especies de maderas del Ande peruano como se muestra en la tabla 2.3.

Tabla 2.3: Lista de especies agrupadas

Item	Nombre Común	Nombre científico	Grupo
1	Azucar Huayo	Hymenaea oblongifolia	A
2	Estoraque	Miroxylon peruiferum	
3	Huacapu	Minuartia guianensis	
4	Pumaquiro	Aspidosperma macrocarpon	
5	Quinilla Colorada	Manilkara bidentata	
6	Shihuahuaco Marron	Dipteryx odorata	
7	Aguano Masha	Machaerium inundatum	B
8	Ana Caspi	Apuleia leiocarpa	
9	Cachimbo Colorado	Cariniana domestica	
10	Capirona	Calycophyllum spruceanum	
11	Huayruro	Ormosia coccinea	
12	Manchinga	Brosimum uleanum	
13	Bolaina Blanca	Guazuma crinita	C
14	Catahua Amarrilla	Hura crepitans	
15	Copaiba	Copaifera officinalis	
16	Diablo Fuerte	Podocarpus rospigliosii	
17	Lagarto Caspi	Calophyllum brasiliense	
18	Mashonaste	Clarisia racemosa	
19	Moena Amarrilla	Aniba amazonica	
20	Moena Rosada	Ocotea bofo	
21	Panguana	Brosimum utile	
22	Paujilruro Blanco	Pterygota amazonica	
23	Tornillo	Cedrelinga cateniformis	
24	Utucuro	Septotheca tessmannii	
25	Yacushapana	Terminalia oblonga	
26	Pashaco	Albizia Spruceau	D
27	Oje Renaco	Ficus Schultesi	

Fuente: Norma Peruana E.010 Madera, (2021), p.41

Las deformaciones se limitan para que la estructura o elemento cumplan con su función adecuadamente, evitando daños a elementos no estructurales y acabados, así como para evitar efectos perjudiciales a la estructura misma y a su apariencia.

Andino propuso la fórmula para estimar la deflexión admisible para maderas de todo tipo, esta es la ecuación (2.20).

$$\Delta_{MAX} = \frac{L}{K} \quad (2.20)$$

Dónde Δ es la deflexión admisible (mm), L es la luz entre caras de apoyos (mm) y K es la constante que depende de la estructura.

2.1.9.3. Esfuerzos de trabajo de la madera

Las estructuras se diseñan para soportar las cargas provenientes de peso propio y otras cargas permanentes o cargas muertas, considerando la densidad del macizo rocoso, e incluyendo las cargas provenientes del peso de otros componentes de la edificación estructural.

a. *Esfuerzo aplicado a la resistencia a la flexión*

Yepes, M., et al (2015) definen que “El máximo esfuerzo normal se produce en la fibra más alejada del plano neutro, para elementos cargados en la dirección de uno de los ejes principales de la sección, conocido como esfuerzo de trabajo” (p.25). Para el cálculo de esfuerzo de trabajo a la flexión, Navier propuso la siguiente ecuación:

$$\sigma_m = \frac{|M|.c}{I} = \frac{|M|}{Z} < f_m \quad (2.21)$$

Donde M es el momento flector, I es la inercia de la sección transversal al eje alrededor del cual se produce la flexión, c es la distancia del plano neutro a la fibra más alejada, es decir es la mitad de la altura y Z es el módulo de sección.

b. *Esfuerzo aplicado a la resistencia al corte*

La resistencia al corte en la dirección perpendicular a las fibras es mucho mayor y por lo tanto no requiere verificarse. El esfuerzo de corte en una sección

transversal de un elemento sometido a flexión y a una cierta distancia del plano neutro, se estima con el plateado de Jourawski como:

$$\tau = \frac{|v|s}{b * I} < Fy \quad (2.22)$$

Donde, v es la fuerza cortante en la sección, s es el momento estático de la parte de la sección transversal por encima de las fibras, b es el ancho de la sección a la altura de estas fibras y I es el momento de inercia. Si b es constante, el máximo esfuerzo de corte ocurre en el plano neutro.

Si el elemento está apoyado en su parte inferior y cargado en su parte superior, las reacciones introducen compresiones en la dirección perpendicular a las fibras. En tal caso, excepto cuando se trata de volados, es suficiente verificar la resistencia al corte en secciones ubicadas a una distancia h de los apoyos.

c. Esfuerzo aplicado a la resistencia a la compresión

El esfuerzo de compresión en la dirección perpendicular a las fibras se verifica en los apoyos y otros puntos donde hay cargas concentradas en las áreas pequeñas. Un problema asociado con el uso de columnas es la carga no uniforme o la compresión excéntrica. Cuando se aplica una carga excéntrica a la columna, el poste no solo se somete a compresión sino también a flexión, se expresa como:

$$\sigma_{pc} = \frac{q}{A} < Fc \quad (2.23)$$

Donde q es la carga aplicada a la columna, A el área de la sección transversal de la columna.

2.1.10. Tipos de Soportes con Madera.

2.1.10.1. Sosténimiento con cuadros de madera

Los cuadros de madera, es la forma más representativa de enmaderación, están compuestos por un sombrero o viga en posición horizontal, que se apoya en dos portes,

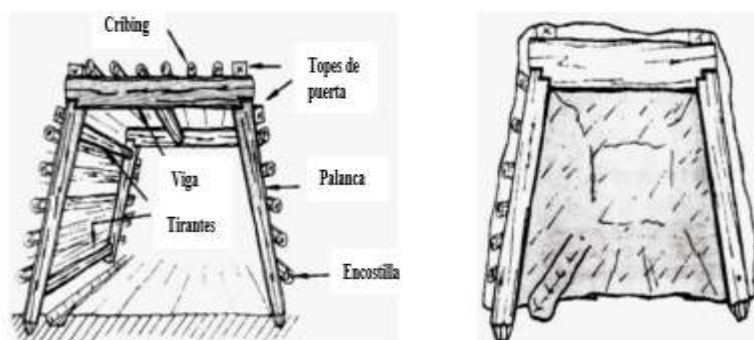
pie derecho o vertical; Chávez, L., et al (2019) también definen. “Como pieza auxiliar al cuadro propiamente tal, se tiene la solera, tirantes, cribing, encostillados” (p. 6) como se muestra en la fig. 2.12.



Fig. 2.12: Elementos del cuadro de madera

Fuente: Chávez, L., et al, (2019), p.6.

De la fig. 2.13 (a) se observa que hay una zona de la puerta denominada zona delantera, que es la zona de instalación de la estructura del cuadro, que se abre con explosivos. Una vez instalado el cuadro, queda la zona de luz como se aprecia en la fig. 2.13 (b), que es la zona utilizada para los cálculos de ventilación, transporte, etc.



(a) A la izquierda partes de la puerta alemana, (b) A la derecha área de la Luz de la puerta.

Fig. 2.13: Cuadro de madera

Fuente: Acevedo (2018), p.6.

Existen dos tipos de sombreros; sombrero de un diente y sombrero de dos dientes, en la fig. 2.14 muestra el detalle, el sombrero simple de un diente es el que se estudia en esta investigación.

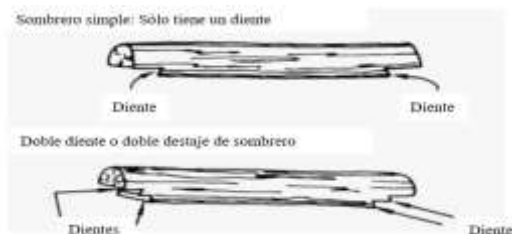


Fig. 2.14: Sombrero simple de un solo diente y doble diente

Fuente: Acevedo (2018), p.6.

Para entender mejor se define cada elemento de los cuadros de madera, en ese sentido Kang, Y., et al (2014) definen:

Los postes, son la madera que se utiliza como columna en el funcionamiento del cuadro, sobre ellos descansa la viga o sombrero, el punto de apoyo de la viga sobre la columna se llama tirantes, en la fig. 2.15 se muestra un poste. La placa de la palanca tiene que estar bien acabada y preferiblemente lijada para evitar puntos concentradores de tensión. Esto es muy importante en el diseño de los soportes de la mina, cada vez más minas de carbón comienzan a explotar recursos profundos, lo que genera problemas de soporte más serios. (p.10).

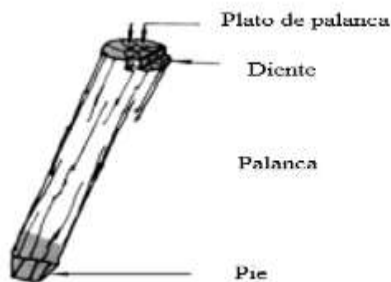


Fig. 2.15: Poste o columna

Fuente: Acevedo (2018), p.6.

Para el caso en estudio no se realizó este pulido y por lo tanto no hay alivio de tensión superficial ni ángulos de destaje. “Los dientes de anclaje de la palanca y el sombrero son los miembros que están en contacto directo entre sí y son por tanto los que presentan mayor esfuerzo en su funcionamiento” (Acevedo P., 2018, p. 4).

En el método de explotación Shortwall, se instala un conjunto de cuadros a lo largo y ancho de panel. Este sistema de sostenimiento está formado por: postes, sombreros y tirantes sistemáticamente armados. El conjunto es bloqueado

ajustadamente a las paredes, al frente y al techo, para dar máximo soporte en macizo rocoso de mala calidad, Champi, H., et al (2015) definen.

El conjunto de cuadros es utilizado también en los piques, con la finalidad de dividir en compartimientos y como un medio de fijar las guías, tubos, cables, etc.; en este tipo de actividades el sistema de cuadros no proporciona el mínimo de sostenimiento al macizo rocoso, por lo que se opta por otros tipos de sostenimiento (p.21).

2.1.10.2.Sostenimiento con Puntales

Es el tipo más común de sostenimiento, donde un simple poste de madera es fijado verticalmente en una abertura para sostener el techo o perpendicularmente al buzamiento de la veta para el sostenimiento de las falsas cajas en vetas angostas, como se aprecia en la fig.2.16.

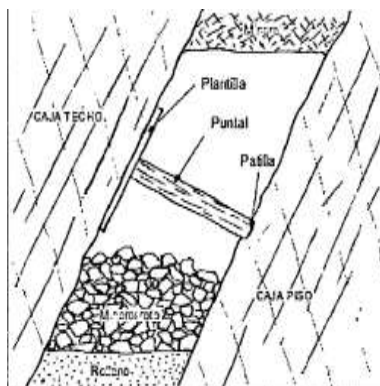


Fig. 2.16: Puntales de seguridad para falsas cajas

Fuente: Champi, H., et al, (2015), p.17.

Los puntales de madera se utilizan como soportes temporales cerca al frente, como postes de protección en la remoción de pilares o a lo largo de ambos lados de una entrada para reducir el espacio soportado por las bordes. Este último se ve comúnmente a lo largo de las entradas de la correa o la pista en las minas de carbón para mantener un camino despejado para fines de transporte. (Yu, Z., 1987, p.42).

También en los paneles de Shortwall se instalan los puntales con jackpot; que consiste en colocar el jackpot a la cabeza del puntal de madera, asegurar hasta que quede a 90° con la caja techo e inyectar agua a presión, su presión de inflado del

Jackpot es de 10 a 12 Mpa o hasta que el agua escape por la válvula de alivio de bomba de inyección, como se muestra la fig. 2.17.

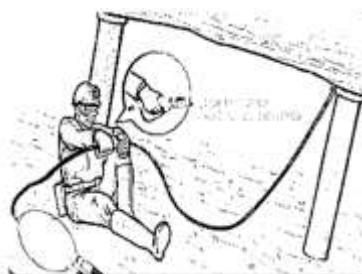


Fig. 2.17: Proceso de instalación de puntal con jackpot

Fuente: Champi, H., et al, (2015), p.27.

Los puntales son alineados de tal modo cuando se mire a los puntales instalados desde arriba o abajo del tajeo, sólo se visualice un puntal como muestra la fig. 2.18, con la finalidad de evitar daños con la rastra al momento de la limpieza.

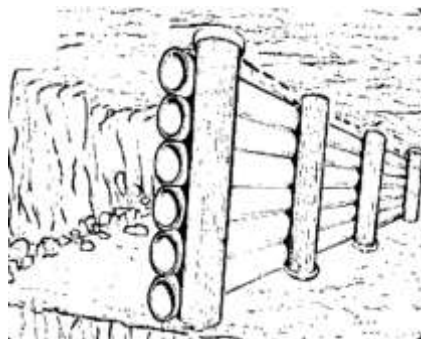


Fig. 2.18: Alineamiento de los puntales en el tajeo de Shortwall

Fuente: Champi, H., et al, (2015), p.27.

2.1.10.3. Sosténimiento con paquetes de madera (Wood packs)

Cuando los puntales de madera no son suficientes para soportar el techo de una excavación, una alternativa de soporte es el uso de paquetes de madera. “Este tipo de soporte es particularmente eficiente cuando se desarrollan fallas extensivas sobre el techo del tajeo, donde un gran peso muerto de la roca necesita ser soportado” (Champi H., et al, 2015, p.17).

Los paquetes de madera se utilizan a menudo para mantener las intersecciones importantes y las galerías en la minería de tajo largo. En muchos casos los paquetes de madera se encargan de las demandas de soporte del techo que no son satisfechas por los

postes de madera normales. La capacidad de rendimiento de los paquetes de madera es alta y la carga de un paquete es perpendicular a la veta. (Yu, Z., 1987, p.31)

Existen varias configuraciones de paquetes de madera, lo importante de todas ellas es que tengan la mayor cantidad de área sólida efectiva resultante del proceso de acomodamiento de la madera, a mayor área efectiva mayor será la capacidad portante del paquete y es distribuido según el factor de estabilidad.

Otra de las alternativas para mejorar el soporte es el uso de Jackpack, un elemento pre tensionado que se instala en medio de woodpack. Portal, C., et al (2021) dice “La inyección de agua es a presión de 2 MPa, que al ser expandidos otorga un soporte de hasta 170 toneladas” (p.49), se aprecia en la fig.2.19.

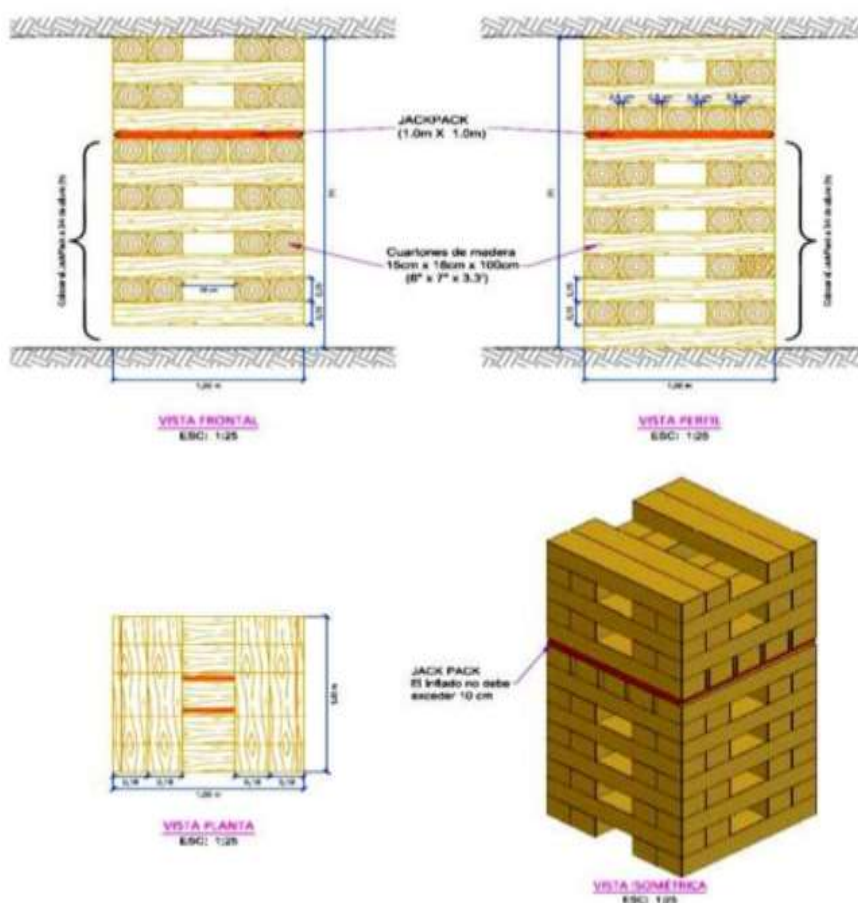


Fig. 2.19: Configuración con Jackpack con el woodpack
Fuente: Portal, C., et al, (2021), p.50.

“En los años 60, los sudafricanos realizaron un experimento de carga-deformación en una serie de paquetes de madera con diferentes medidas y obtuvo la

relación entre la carga y la deformación” (Margo, 1966) citado por (Yu, Z., 1987, p.58.).

$$T = A(e^{Bx} - e^{-Cx})(1 + Pe^{-Re-Sx}) \quad (2.24)$$

Donde:

$$A = 0.27296NLW - 9.148602$$

$$B = 0.00104D - 0.00003NL + 0.02650$$

$$C = 0.00860M + 0.03116$$

$$S = 0.16596e^{-0.046} + 0.058$$

$$P = 0.0083/(S+0.005)^{2.375}$$

$$R = 5.4834e^{38.16S}$$

T = Carga vertical (ton.)

x = Deformación (%)

L = longitud efectiva de la pieza del paquete (pulg.)

N = Número de piezas por fila

W = Anchura de la losa (pulg.)

D = Diámetro del poste (pulg.)

M = Contenido de humedad medido.

En un poste cuadrado con lados S y longitud 10S, la carga crítica de pandeo se expresa como:

$$P = \frac{\pi^2 * E_L * S^2}{4800} \quad (2.25)$$

Si se utiliza los postes de mismas características para construir un paquete de madera, cuya vista superior se muestra en la fig. 2.20, la carga crítica de pandeo para el paquete se expresa como lo planteado por Yu, Z., (1987) como:

$$P = \frac{544\pi^2 * E_R * S^2}{4800} \quad (2.26)$$

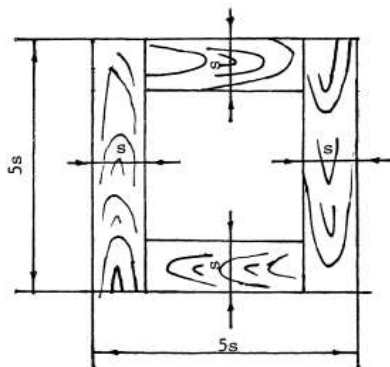


Fig. 2.20: Vista frontal de paquete de madera
Fuente: Yu, Z., (1987), p.66.

2.2.Marco conceptual

Chimenea: Son labores verticales, que enlazan dos galerías de explotación o niveles para el paso de la ventilación. Se perforan por lo general de manera ascendente para mejor manejo del material que se genera desprendiendo debido a la excavación.

Frente: Área de trabajo con las siguientes características, lugar donde explotan y extraen los minerales de interés económico, superficie expuesta por la extracción, superficie al final de una labor minera (túnel, galería, cruzada, otras) y lugares donde se ejecutan las tareas de avance y desarrollo de la mina

Niveles: Es el conjunto de labores horizontales y ramificados que tienen una misma cota o se encuentran en un mismo plano y que necesariamente desembocan en un pique o socavón.

Puente: Es una porción de madera, roca estéril o mineral que se deja al pie del tajeo, como seguridad y sostenimiento natural. Sus dimensiones están en función de las longitudes de los blocks; competencia de la roca, buzamiento de la veta y el método de explotación a emplearse.

Esfuerzo: Fuerza por unidad de área que aparece internamente en un material debido a una carga externa.

Fractura: Forma de la superficie de fraccionamiento (concoidea, desigual, entre otros) o rotura de un cuerpo según superficies aleatorias.

Pilar: Bloque sólido de mena o de roca dejado en su lugar para estructuralmente sostener la galería de acceso a la mina, las paredes o el techo de esta.

Tensión: Magnitud física que representa la fuerza por unidad de área de contorno de un punto material sobre una superficie real o imaginaria de un medio continuo.

Panel: Área abierta producto de la explotación de Longwall Mining y que están delimitadas por pilares, las dimensiones dependen del estudio geomecánica de los macizos rocosos

Escudo: Sostenimiento preventivo instalado dentro del panel con la finalidad de evitar que las rocas fracturadas impacten al trabajador minero.

Caja: Son rocas que acompaña a la estructura mineralizada, denominándose caja techo o piso en función de su inclinación.

Sombrero: Elemento del cuadro de madera, que tiene forma cilíndrica y se instala entre dos postes para soporte de la carga litostática.

Labor: Nombre general para todos los trabajos mineros subterráneos, tales como: túnel, socavón, galería, chimenea, subnivel, rampa etc.

Falla: Resquebrajadura en la corteza terrestre por fuerzas tectónicas que afecta al macizo rocoso ocasionando desplazamiento a lo largo de la falla.

Fisura: Es la grieta, rotura o fractura que se presenta en la superficie del macizo rocoso.

Dientes: es el destaje que se realiza en los extremos de los sombreros o vigas del cuadro de madera.

Carga: se refiere a la fuerza que está en función de peso de material sobre una estructura armada.

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1.Generalidades

Balestrini, M. (2000) señala que el marco metodológico “Es el conjunto de procedimientos a seguir con la finalidad de lograr los objetivos de la información de forma válida y con una alta precisión” (p.44). En otras palabras, es la estructura sistemática para la recolección, ordenamiento y análisis de la información, que permite la interpretación de los resultados en función del problema que se investiga.

3.2.Tipo o enfoque de la investigación

El presente trabajo fue diseñado bajo el planteamiento metodológico del enfoque cuantitativo, puesto que éste es el que mejor se adapta a las características y necesidades de la investigación.

El enfoque cuantitativo utiliza la recolección y análisis de datos para contestar las preguntas de la investigación y probar hipótesis establecida previamente, y confía en “la medición numérica, el conteo y frecuentemente en el uso de la estadística para establecer con exactitud patrones de comportamientos en una población” (Hernández, R., et al, 2003, p.5).

3.3.Nivel y diseño de la investigación

Se recurrió a un diseño no experimental que se aplicó de manera Longitudinal, considerando que el tema de investigación tiene un sustento teórico suficiente, se procedió a realizar una investigación nivel correlacional para conocer la relación de carga litostática del encampane del yacimiento con los tipos de soportes de madera en Shortwall Mining.

De acuerdo con Hernández, R., et al (2003) las investigaciones no experimentales definen como “estudios que se realizan sin manipular deliberadamente las variables; lo que se hace en este tipo de investigación es observar fenómenos tal y como se dan en un contexto natural, para después analizarlos” (p.149).

Estos mismos autores señalan que los diseños Longitudinales como “Aquellos que analizan los cambios a través del tiempo, dentro de alguna población en general” (p.159). También los mismos autores señalan que el nivel Correlacional “Asocia variables mediante un patrón predecible para un grupo o población” (p.81).

3.4.Población

Tamayo, M. (1998) la define como “...la totalidad del fenómeno a estudiar, en donde las unidades de población poseen una característica común, la cual se estudia y da origen a los datos de la investigación” (p.114).

La población en estudio está conformada por los yacimientos auríferos del Batolito de Pataz, ubicado en el distrito y provincia de Patáz, departamento de La Libertad.

3.5.Muestra

La muestra es definida por López, P. (2004) como “un subconjunto o parte del universo o población en que se llevará a cabo la investigación” (p.2). Del mismo modo, De Canales, F., et al (1994) señala que es “un subconjunto de la población en que se

llevará a cabo la investigación con el fin posterior de generalizar los hallazgos del todo” (p.108).

Bajo este enfoque, las muestras en estudio son las vetas auríferas angostas con potencias inferiores a 2m y buzamientos echados inferiores a 45°.

3.6.Técnicas de recolección de datos

Falcon & Herrera (2005) se refieren a la técnica de recolección de datos como “el procedimiento o forma particular de obtener los datos o información. La aplicación de una técnica conduce a la obtención de la información, la cual debe ser resguardada mediante un instrumento de recolección de datos” (p.12)

La técnica de recolección de datos para la presente investigación es la observación, en su tipo estructurado.

De acuerdo con Fidias, G. & Arias, F. (1999) la observación estructurada “es aquella que además de realizarse en correspondencia con unos objetivos, utiliza una guía diseñada previamente, en la que se especifique los elementos que serán observados” (p. 70).

Es decir, la observación es una técnica de investigación de hechos durante la cual el analista participa activamente como espectador de las actividades para conocer mejor su sistema.

3.7.Instrumentos de recolección de datos

Sabino, C., (1992) define la técnica de recolección de datos como “cualquier recurso que se resguarda el investigador para acercarse a los fenómenos y extraer de ellos la información. El instrumento sintetiza en sí, toda la labor de la investigación, resume los aportes del marco teórico al seleccionar datos que corresponden a los indicadores, a las variables o conceptos utilizados” (p.88).

Los instrumentos para la presente investigación fueron la lista de frecuencias, lista de cotejos o de chequeo y la escala de estimación.

Fidias, G. & Arias, F. (1999) definen la lista de frecuencias como “un instrumento que se diseña para registrar cada vez que se presenta una conducta o comportamiento” (p.71). En nuestro caso se realizó las mediciones planimétricas y observacional de todos los pilares y recoger la información según el formato del Anexo 2-b, con la finalidad de determinar la frecuencia de modos de Falla.

Fidias, G. & Arias, F. (1999) también definen a la lista de cotejo o de chequeo como “un instrumento en el que se indica la presencia o ausencia de un aspecto o conducta a ser observada” (p.70). En nuestro caso se verificó las características geométricas y físicas de los elementos de soporte de madera según el formato del Anexo 2-c.

Fidias, G. & Arias, F. (1999) además definen la escala de estimación como “a diferencia de la lista de cotejo, que sólo considera la presencia o ausencia, este instrumento consiste en una escala que busca medir cómo se manifiesta una situación o conducta” (p.71). Para medir las tensiones de los pilares se utilizó el medidor de tensión de empotramiento de cuerda vibrante, tomando mediciones según el formato de Anexo 2-d.

3.8.Unidad de análisis

3.8.1. *Ubicación del proyecto*

El proyecto en estudio se ubica en el distrito y provincia de Patáz, en el caserío de Vijus, departamento de La Libertad a una altura que va entre los 1400 y 3180 m.s.n.m., a 360 km de la ciudad de Trujillo a coordenadas geográficas Latitud 7°45'02” Sur y Longitud 77°35'24” Oeste.

3.8.2. Fisiografía

Toda la región es de una fisiografía sumamente accidentada, con fuertes pendientes, modeladas por el tectonismo y la erosión fluvial y eólica, formando profundos valles que se alternan con picos elevados, creando desniveles que varían entre los 1200 a 2800 m.s.n.m. en el flanco oriental y entre 1200 a 4200 m.s.n.m. en el flanco occidental.

3.8.3. Geología

3.8.3.1. Geología regional

Dentro de la geología regional, los resaltantes tipos de rocas son las filitas, andesitas y los esquistos.

La base de la columna estratigráfica de la región está formada por un complejo metamórfico conocido como Complejo de Marañón (...). Se distinguen tres unidades, pero no se ha podido descubrir las relaciones estratigráficas entre ellas. Lo cierto es que la unidad inferior consiste en mica-esquistos, sobre la cual aflora una filita negra y localmente una meta-andesita verdosa. (Wilson & Reyes, 1964, p.19)

3.8.3.2. Geología local

La litología se constituye fundamentalmente de granodioritas, monzogranito (adamelitas), diques aplíticos y pegmatíticos que corresponden a la serie ácida, mientras que las tonalitas, dioritas, microdioritas, pertenecen a una serie intermedia con expresiones tardías de diques.

3.8.4. Mineralogía

Las vetas que se encuentran en la franja aurífera de Patáz son de tipo Filoniano, con concentraciones mineralógicas de pirita aurífera a modo de clavos; se presentan como filones simples o fisuras mineralizadas solitarias; como filones complejos que están entrelazadas, ramificadas, emplumados y raramente stock Works.

La mineralización presenta geometrías diferentes, los filones pueden estar regulados dentro de rocas homogéneas y competentes como la diorita, a irregulares como en el caso de las rocas meta sedimentarias que tienen un comportamiento anisótropo. La

extensión longitudinal de las vetas es variada que parte desde unos cuantos centímetros hasta los 12 metros (Oré, C., 2006, p.12).

3.8.5. *Minado*

El método de explotación es el Shortwall Mining, consiste en realizar una cortada desde la rampa, una galería principal, chimeneas espaciadas a cada 50m. Como desarrollo para completar el block se construye un subnivel base de 35 m de largo y con 5 m de puente hacia las galerías, el alto de 1.80m como se aprecia en la fig.3.1.

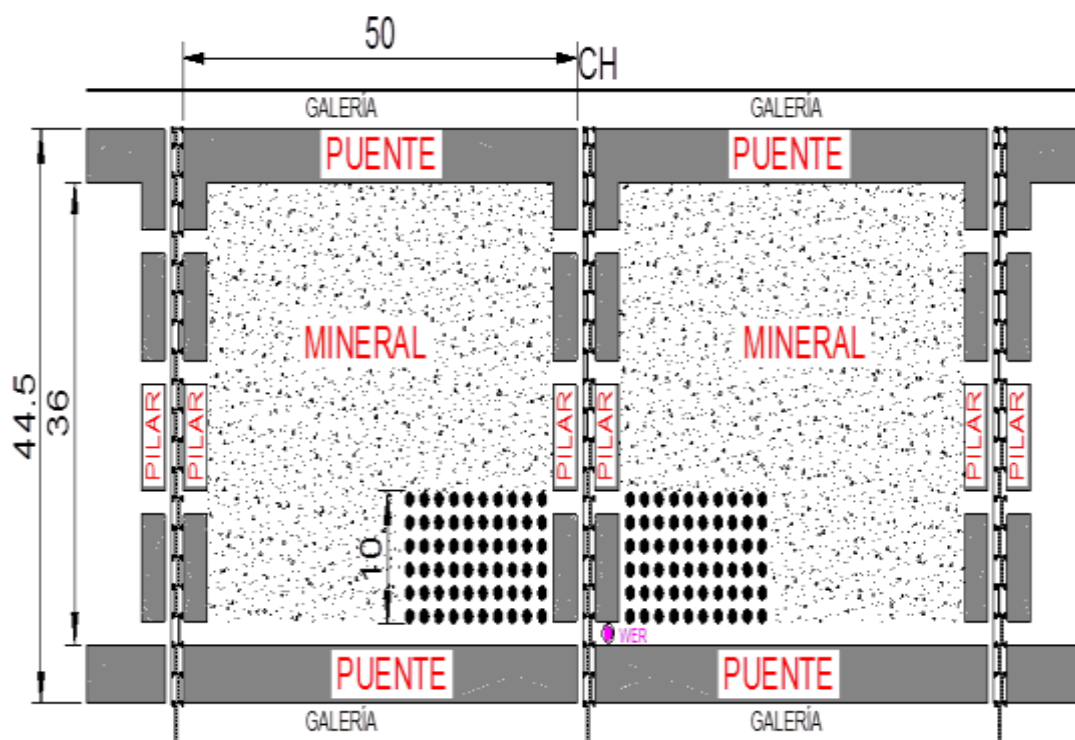


Fig. 3.1: Diseño de Longwall.

Fuente: Cía. Minera Poderosa SA.

3.9. Descripción del yacimiento aurífero

El yacimiento es de origen epitermal de baja solidificación de tipo filoniano con concentraciones de oro y plata. Para el estudio se consideró las 4 vetas controlados entre sí por sistema de fallamientos principales y secundarios que desplazan la estructura mineralizada, dando resultado la variabilidad en potencia, buzamiento y ley; las características se muestran en la tabla 3.1.

Tabla 3.1: Características de las vetas del yacimiento aurífero

Vetas	Potencia Promedio (metros)	Ley Promedio		Buzamiento (°)
		Au (gr/TM)	Ag (gr/TM)	
Veta 1	1.25	9.67	5.13	20
Veta 2	1.31	10.96	4.31	17
Veta 3	1.00	17.57	8.83	24
Veta 4	1.38	7.04	13.83	37

Fuente: Elaboración Propia

3.10. Geología estructural y zonificación del yacimiento

Según su generación tectónico estructural son de tipo compresionales, controlados por 2 fallas inversas y 3 fallas normales con direcciones hacia oeste por lo general, éstas se detallan en la tabla 3.2.

Tabla 3.2: Características de las fallas principales

Fallamientos	Tipo de falla	Buzamiento	Rumbo
Falla 1	Inversa	65° NE	N 90°
Falla 2	Normal	70° SE	NE 45°
Falla 3	Inversa	68° NW	SW 180°
Falla 4	Normal	68° NW	NW 272°
Falla 5	Normal	70° S	E 0°

Fuente: Elaboración Propia

Realizando la zonificación del macizo rocoso en función de los taladros diamantinos se determinó que las vetas 1 y 4 están en el tipo de roca IIIA (RMR 51-60), mientras que las vetas 2 y 3 están en tipo de roca IIIB (RMR 41-50). Estos detalles se observan en la fig. 3.2 y las clasificaciones geomecánicas en la tabla 3.3.

En algunas zonas las vetas son desplazadas con movimientos horizontales hacia la izquierda por fallas siniestrales o hacia la derecha por fallas destrales. En tipo de movimientos dificulta su descubriendo cuando se pierde durante la explotación.

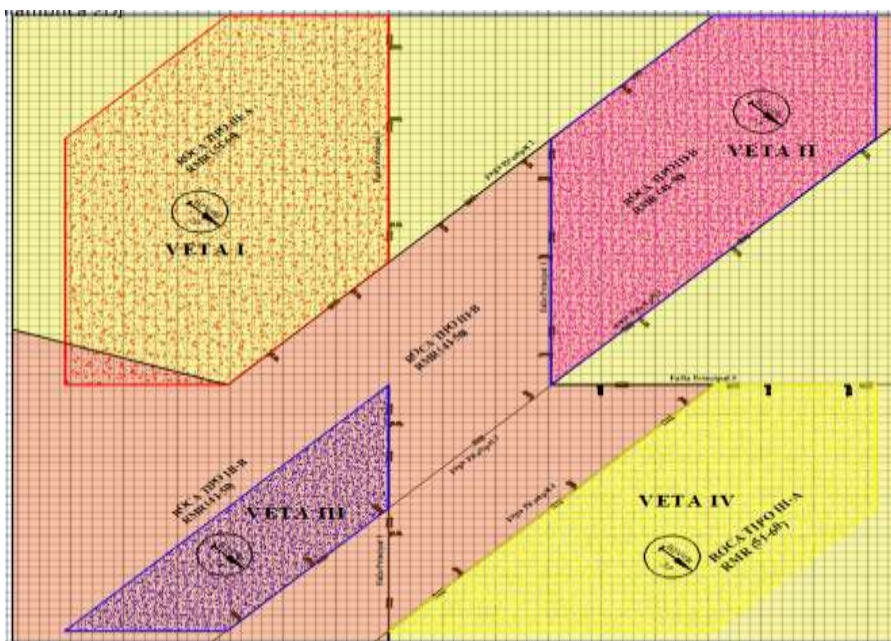


Fig. 3.2: Vista en planta de las vetas del yacimiento aurífero

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 3.3: Clasificaciones Geomecánicas según Bieniaswki

Tipo de Roca	Calidad de Roca		
	GSI	RMR	Q
Muy Buena Tipo I	A	81-100	61.01-503.82
Buena Tipo II	B	61-80	6.61-54.60
Regular Tipo III-A	C	51-60	2.18-5.92
Regular Tipo III-B	D	41-50	0.72-1.95
Mala Tipo IV-A / Tipo IV-B	E	21-40	0.077-0.21
Muy Mala Tipo V	F	<20	<0.07

Fuente: Elaborado en función de la teoría de Bieniaswki

3.11. Medición de tensiones en los pilares

Posterior a la caracterización del macizo rocoso, se realizó la medición de tensiones utilizando el medidor de tensión de empotramiento de cuerda vibrante en los paneles en su configuración inicial de Shortwall Mining.

Esta medición consistió en realizar las perforaciones perpendiculares a los pilares laterales en los paneles 1 y 2 de longitudes de 1.0m, 2.0m y 3.0m con diámetro de 36mm, se aprecia esta configuración en la fig. 3.3; se introduce la cápsula, se inyecta con cemento toda la columna, el detalle se aprecia en la fig. 3.4. La cuerda de metal se conecta al receptor de información, la lectura abordó en promedio de 0.0155 a 0.0302 lb/pulg.⁴

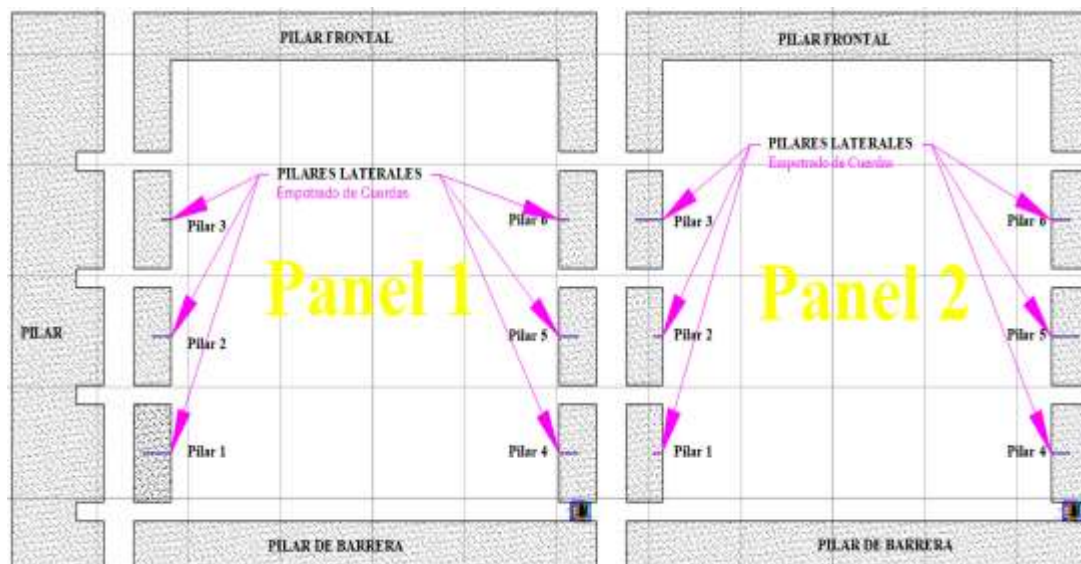


Fig. 3.3: Diseño de empotramiento de tensión de cuerda vibrante
Fuente: Elaboración Propia

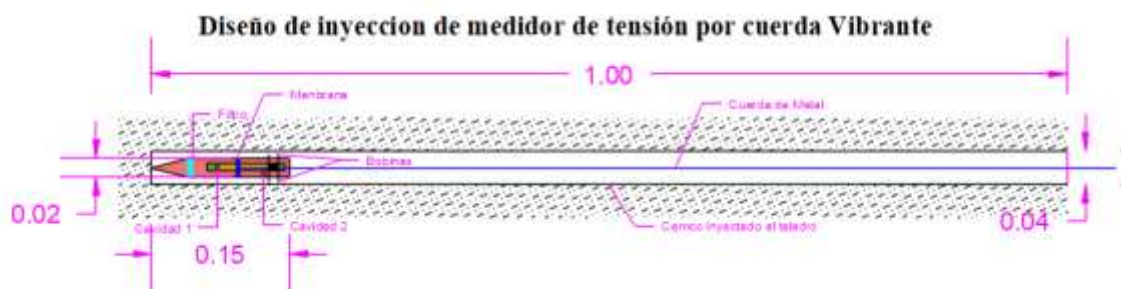


Fig. 3.4: Detalle de empotramiento de cápsula de cuerda vibrante
Fuente: Elaboración Propia

En base a las tensiones medidas por la cuerda vibrante se estimó el ángulo de corte de los pilares ($\beta=19^\circ$), utilizando la ecuación (2.2) y la ecuación (2.10); además se establece las dimensiones de entrada para el diseño de pilares que se muestran en la tabla 3.4 y el detalle de cálculo se aprecia en el Anexo 2-e.

Tabla 3.4: Data de entrada para el diseño de pilares

Ángulo de fricción Promedio	(β)	19°
Ancho de entrada Promedio	(Wc)	5.71 pies
Ancho de Pilar Lateral Individual	(w)	28.74 pies
N° de pilares Laterales al sistema en el panel de ingreso		4
N° de entradas al sistema	(n)	4
Longitud de Pilar Lateral Individual	(Lp)	13.12 pies
Ancho de Panel	(Pa)	138.88 pies
Longitud de Panel	Lpa	136.15 pies
Factor de Pilar Barrera	(Fh)	0.500
Factor de Pilar Frontal	(Ft)	0.700
Densidad de roca	γ	168.560 Lb/pies ³
Ancho de sistema de Pilares Laterales	Wt	136.147 pies

Fuente: Elaboración Propia

3.12. Configuración de Shortwall Mining al yacimiento aurífero

La configuración de Shortwall Mining se realizó considerando los factores geológicos y geomecánicos del yacimiento, considerando también los parámetros geométricos de la tabla 3.4, y se aprecia en la fig. 3.5.

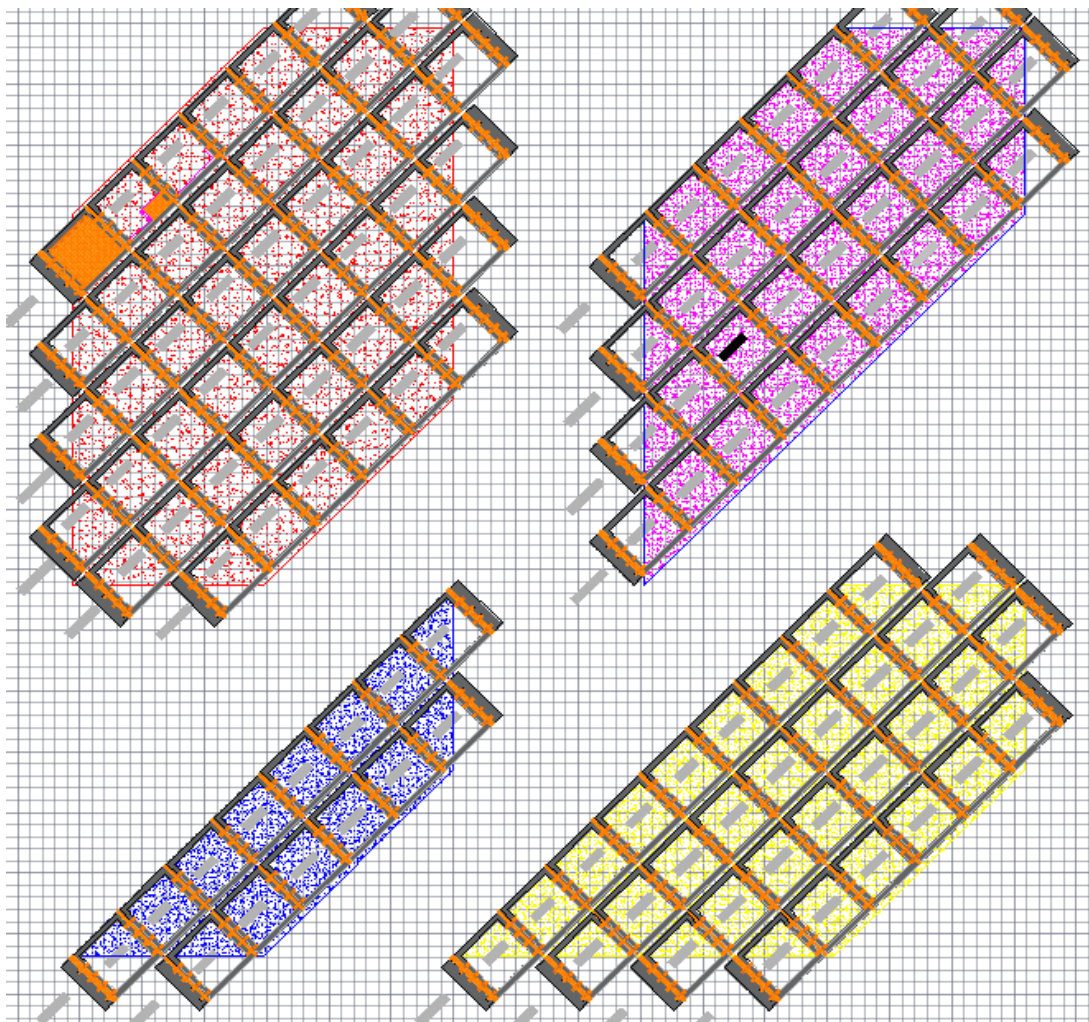


Fig. 3.5: Configuración de Shortwall Mining al yacimiento

Fuente: Elaboración Propia

3.13. Estimación de carga litostática del pilar

Para estimar la carga litostática, se secciona el panel 1 con todos sus componentes del sistema Shortwall Mining, donde la sección A-A' es para determinar la carga de los pilares y la sección B-B' para determinar la carga de panel (Fig. 3.6).

Tabla 3.5: Comportamiento de los paneles.

Vetas	Blocks	N° de Paneles	H	Ancho de panel	Condición	2*H*tan(β)		
			(Pies)	(P) (pies)				
Veta 1	Block 1	P1,P2,P3,P4,P5,P6	296.51	138.88	<	210.06	Lss	Subcríticos
	Block 2	P7,P8,P9,P10,P11,P12,P13,P14	360.38	138.88	<	255.32	Lss	Subcríticos
	Block 3	P15,P16,P17,P18,P19,P20,P21,P22,P23	424.28	138.88	<	300.58	Lss	Subcríticos
	Block 4	P24,P25,P26,P27,P28,P29,P30,P31,P32	488.16	138.88	<	345.84	Lss	Subcríticos
	Block 5	P33,P34,P35,P36,P37,P38,P39,P40	552.05	138.88	<	391.11	Lss	Subcríticos
	Block 6	P41,P42,P43,P44,P45,P46	615.93	138.88	<	436.36	Lss	Subcríticos
Veta 2	Block 1	P1,P2,P3,P4,P5,P6	418.78	138.88	<	296.69	Lss	Subcríticos
	Block 2	P7,P8,P9,P10,P11,P12,P13,P14	472.44	138.88	<	334.71	Lss	Subcríticos
	Block 3	P15,P16,P17,P18,P19,P20,P21,P22,P23	526.10	138.88	<	372.72	Lss	Subcríticos
	Block 4	P24,P25,P26,P27,P28,P29,P30,P31,P32	579.77	138.88	<	410.75	Lss	Subcríticos
Veta 3	Block 1	P1,P2,P3,P4,P5,P6,P7,P8	443.34	138.88	<	314.09	Lss	Subcríticos
	Block 2	P9,P10,P11,P12,P13,P14	521.49	138.88	<	369.45	Lss	Subcríticos
Veta 4	Block 1	P1,P2,P3,P4,P5,P6,P7,P8,P9	849.21	138.88	<	601.63	Lss	Subcríticos
	Block 2	P10,P11,P12,P13,P14,P15,P16,P17,P18	981.48	138.88	<	695.34	Lss	Subcríticos
	Block 3	P19,P20,P21,P22,P23,P24,P25,P26	1113.75	138.88	<	789.04	Lss	Subcríticos
	Block 4	P27,P28,P29,P30,P31,P32	1246.01	138.88	<	882.75	Lss	Subcríticos

Fuente: Elaboración Propia

Se concluyó que, todos los Blocks de los paneles tienen comportamientos subcríticos porque el ancho de panel no supera a $2*H*\tan(\beta)$ y se aplicó la ecuación (2.2) para determinar la carga de pilar lateral. El siguiente paso fue determinar el ancho de influencia del pilar en función de la ecuación (2.9), luego se determina la fracción de pilar aplicando la ecuación (2.11).

En función de los parámetros estimados se determinó la carga de sistema de pilares laterales, frontales y de barrera; obteniendo los resultados que se muestran en la tabla 3.6.

Tabla 3.6: Carga de los pilares del sistema

Vetas	Blocks	Número de Paneles	Altura Eicampane	Área Tributaria	Carga Pilar subcrítico	Ancho Influencia Pilar	Fracción de Pilar	Pilar Frontal	Pilar Lateral	Pilar Lateral	Pilar Barrera
			H	Ld (Pilar)	Lss	D	R	LH	LB	LT	Lba
			(Pies)	Lb(pies)	Lb(pies)	Pies		(Lb/pies)	(Lb/pies)	(Lb/pies)	
Veta 1	Block 1	P1 P2,P3,P4,P5,P6	296.51	6804476.88	2323275.47	160.14	1.00	7962207.63	9119938.37 0.00	0.00 10754045.18	3012347.69
	Block 2	P7 P8,P9,P10,P11,P12,P13,P14	360.38	8270404.02	3070943.57	176.55	0.99	9787473.57	11304543.11 0.00	0.00 13491008.08	3881159.45
	Block 3	P15 P15,P16,P17,P18,P19,P20,P21,P22,P23	424.28	9736707.61	3818803.67	191.56	0.98	11599887.04	13463066.46 0.00	0.00 16228673.85	4723551.92
	Block 4	P24 P24,P25,P26,P27,P28,P29,P30,P31,P32	488.16	11202634.75	4566471.76	205.48	0.96	13398165.14	15593695.53 0.00	0.00 18965636.75	5538388.01
	Block 5	P33 P33,P34,P35,P36,P37,P38,P39,P40	552.05	12668938.34	5314331.86	218.51	0.95	15183801.80	17698665.26 0.00	0.00 21703302.51	6327226.85
	Block 6	P41 P42,P43,P44,P45,P46	615.93	14134865.48	6061999.96	230.81	0.93	16956772.23	19778678.98 0.00	0.00 24440265.41	7091447.60
Veta 2	Block 1	P1 P2,P3,P4,P5,P6	418.78	9610594.21	3754481.94	190.32	0.98	11444546.79	13278499.37 0.00	0.00 15993213.50	4652182.22
	Block 2	P7 P8,P9,P10,P11,P12,P13,P14	472.44	10841988.06	4382530.82	202.14	0.97	12956998.71	15072009.37 0.00	0.00 18292290.45	5340412.60
	Block 3	P15 P16,P17,P18,P19,P20,P21,P22,P23	526.10	12073381.91	5010579.70	213.31	0.95	14460071.06	16846760.21 0.00	0.00 20591367.41	6009883.82
	Block 4	P24 P25,P26,P27,P28,P29,P30,P31,P32	579.77	13305152.23	5638820.59	223.93	0.94	15954715.51	18604278.79 0.00	0.00 22891147.22	6661784.88
Veta 3	Block 1	P1 P2,P3,P4,P5,P6,P7,P8	443.34	10174151.71	4041913.66	195.82	0.97	12137922.65	14101693.58 0.00	0.00 17045404.94	4969536.14
	Block 2	P9 P10,P11,P12,P13,P14	521.49	11967597.24	4956626.25	212.38	0.95	14331304.01	16695010.79 0.00	0.00 20393861.86	5953085.05
Veta 4	Block 1	P1 P2,P3,P4,P5,P6,P7,P8,P9	849.21	19488473.54	8792505.35	271.01	0.88	23342941.74	27197409.94 0.00	0.00 34435732.64	9704864.74
	Block 2	P10 P11,P12,P13,P14,P15,P16,P17,P18	981.48	22523853.74	10340642.97	291.36	0.85	26912549.92	31301246.10 0.00	0.00 40102946.78	11084191.71
	Block 3	P19 P20,P21,P22,P23,P24,P25,P26	1113.75	25559233.94	11888780.58	310.37	0.82	30452197.35	35345160.77 0.00	0.00 45770160.92	12403597.19
	Block 4	P27 P28,P29,P30,P31,P32	1246.01	28594614.14	13436918.19	328.28	0.80	33966143.99	39337673.84 0.00	0.00 51437375.06	13671601.06

Fuente: Elaboración Propia

3.14. Resistencia de pilares

Existen varios modelos matemáticos para estimar la resistencia del pilar individual, por el consiguiente como el primer paso se realizó el análisis de los tres modelos descritos en el marco teórico para determinar qué modelo es lo apropiado para la presente investigación, en función de la data de la tabla 3.7.

Tabla 3.7: Data de entrada para resistencia del pilar individual

Mediciones de Laboratorio		Veta 1	Veta 2	Veta 3	Veta 4
Resistencia compresiva de Mineral Intacta	UCS (Mpa)	91.4	91.4	91.4	91.4
Resistencia de la Calidad de Mineral	RQD (%)	50.00	43.00	41.00	49.00
Resistencia del Macizo Rocoso	RMR	56	46	43	54
Puntaje asociado a la clasificación	P(IRS)	10	8	7	9
Constantes de Ajustes	A	0.6	0.6	0.6	0.6
	B	0.8	0.8	0.8	0.8
	C	0.09	0.09	0.09	0.09
	D	0.001	0.001	0.001	0.001
	E	0.01	0.01	0.01	0.01
	F	0.01	0.01	0.01	0.01
Alto de Pilar (m)	h	1.80			
Ancho de Pilar Lateral	WL	4.00			
Largo de Pilar Lateral		8.76			
Ancho de Pilar Frontal		50.30			
Largo de Pilar Frontal		4.25			
Ancho de Pilar Barrera		50.30			
Largo de Pilar Barrera		4.25			

Fuente: Elaboración Propia

Reemplazando los valores en las ecuaciones (2.14), (2.15) y (2.16) se obtuvo los resultados de las resistencias del pilar individual según autores que se muestran en la tabla 3.8.

Tabla 3.8: Resistencia de pilares según modelos y vetas del yacimiento

Según el autor	Veta 1	Veta 2	Veta 3	Veta 4
	Resistencia de Pilar	Resistencia de Pilar	Resistencia de Pilar	Resistencia de Pilar
	Sp (PSI)	Sp (PSI)	Sp (PSI)	Sp (PSI)
Laubscher (1990)	7992.17	6586.96	6323.48	7904.35
Gonzales (2006)	1843.25	1117.99	986.62	1710.06
Yrarrazaval (2013)	7803.88	6983.22	6791.91	7674.89

Fuente: Elaboración Propia

Según la tabla anterior se concluyó que el modelo matemático de Gonzales queda descartado debido que está muy por debajo de los modelos de Laubscher e Yrarrazaval. Por otro lado, para el modelo de Yrarrazaval las constantes de ajuste podrían ser inexactos y por esta razón se descarta para este estudio. En consecuencia, aplicando los principios del modelo de Laubscher (1990) se estimó las resistencias de

los pilares en función de la ecuación (2.14), los resultados obtenidos se muestran en la tabla 3.9.

Tabla 3.9: Resistencia de pilares individuales

Tipo de Pilar de Shortwall Mining	Resistencia Individual de Pilar según Laubscher del 1990			
	Veta 1	Veta 2	Veta 3	Veta 4
	Sp (PSI)	Sp (PSI)	Sp (PSI)	Sp (PSI)
Pilar Lateral	7992.17	6586.96	6323.48	7904.35
Pilar Frontal	8238.14	6789.68	6518.09	8147.61
Pilar de Barrera	8238.14	6789.68	6518.09	8147.61

Fuente: Elaboración Propia

Posteriormente se estimó la carga de pilar individual del Shortwall Mining aplicando la ecuación (2.17) y la resistencia de sistema de pilares aplicando la ecuación (2.18), obteniendo los resultados que se muestra en la tabla 3.10.

Tabla 3.10: Resistencia de sistema de pilares

Tipo de Pilares	Veta 1		Veta 2		Veta 3		Veta 4	
	Resistencia de Pilar Shortwall	Resistencia del sistema de Pilares Shortwall	Resistencia de Pilar Shortwall	Resistencia del sistema de Pilares Shortwall	Resistencia de Pilar Shortwall	Resistencia del sistema de Pilares Shortwall	Resistencia de Pilar Shortwall	Resistencia del sistema de Pilares Shortwall
	Bp	B	Bp	B	Bp	B	Bp	B
	(Lb/pies)	(Mpa)	(Lb/pies)	(Mpa)	(Lb/pies)	(Mpa)	(Lb/pies)	(Mpa)
Pilar Lateral	12600482.59	50401930.34	10385013.12	41540052.48	9969612.595	39878450.38	12462015.74	49848062.98
Pilar Frontal	59670514.6	59670514.6	49178995.55	49178995.55	47211835.73	47211835.73	59014794.66	59014794.66
Pilar Barrera	59670514.6	59670514.6	49178995.55	49178995.55	47211835.73	47211835.73	59014794.66	59014794.66

Fuente: Elaboración Propia

3.15. Factor de seguridad de los pilares

Para determinar la estabilidad de los pilares de Shortwall Mining, se estableció las siguientes condiciones específicas para determinar la estabilidad o inestabilidad a corto, mediano y largo plazo.

$FS \geq 2.5$, el pilar se considera estable a largo plazo

$1.5 < FS < 2.5$, el pilar se considera estable a mediano plazo

$FS = 1.5$, el pilar se considera estable a corto plazo

$FS < 1.5$, el pilar se considera inestable

Determinado las cargas y las resistencias, el siguiente paso es la estimación de factor de seguridad de los pilares, lo cual se realizó aplicando la ecuación (2.19) obteniendo los resultados que se muestran en la tabla 3.11.

Tabla 3.11: Factor de seguridad de los pilares de Shortwall Mining

Vetas	Blocks	Número de Paneles	Pilar Lateral			Pilar Frontal			Pilar Barrera						
			Cargas Pilar	Resistencia Pilar	Factor de Seguridad	Cargas Pilar	Resistencia Pilar	Factor de Seguridad	Cargas Pilar	Resistencia Pilar	Factor de Seguridad				
			L	B	FS	L	B	FS	L	B	FS				
Veta 1	Block 1	P1	9119938.37	50401930.34	5.53	Esta Largo Plazo	7962207.63	59670514.60	7.49	Esta Largo Plazo	3012347.69	59670514.60	19.81	Esta Largo Plazo	
		P2,P3,P4,P5,P6	10754045.18	50401930.34	4.69	Esta Largo Plazo									
	Block 2	P7	11304543.11	50401930.34	4.46	Esta Largo Plazo	9787473.57	59670514.60	6.10	Esta Largo Plazo	3881159.452	59670514.60	15.37	Esta Largo Plazo	
		P8,P9,P10,P11,P12,P13,P14	13491008.08	50401930.34	3.74	Esta Largo Plazo									
	Block 3	P15	13463066.46	50401930.34	3.74	Esta Largo Plazo	11599887.04	59670514.60	5.14	Esta Largo Plazo	4723551.92	59670514.60	12.63	Esta Largo Plazo	
		P15,P16,P17,P18,P19,P20,P21,P22,P23	16228673.85	50401930.34	3.11	Esta Largo Plazo									
	Block 4	P24	15593695.53	50401930.34	3.23	Esta Largo Plazo	13398165.14	59670514.60	4.45	Esta Largo Plazo	5538388.009	59670514.60	10.77	Esta Largo Plazo	
		P24,P25,P26,P27,P28,P29,P30,P31,P32	18965636.75	50401930.34	2.66	Esta Largo Plazo									
	Block 5	P33	17698665.26	50401930.34	2.85	Esta Largo Plazo	15183801.80	59670514.60	3.93	Esta Largo Plazo	6327226.853	59670514.60	9.43	Esta Largo Plazo	
		P33,P34,P35,P36,P37,P38,P39,P40	21703302.51	50401930.34	2.32	Est. Mediano Plazo									
	Block 6	P41	19778678.98	50401930.34	2.55	Esta Largo Plazo	16956772.23	59670514.60	3.52	Esta Largo Plazo	7091447.597	59670514.60	8.41	Esta Largo Plazo	
		P42,P43,P44,P45,P46	24440265.41	50401930.34	2.06	Est. Mediano Plazo									
Veta 2	Block 1	P1	13278499.37	41540052.48	3.13	Esta Largo Plazo	11444546.79	49178995.55	4.30	Esta Largo Plazo	4652182.221	49178995.55	10.57	Esta Largo Plazo	
		P2,P3,P4,P5,P6	15993213.50	41540052.48	2.60	Esta Largo Plazo									
	Block 2	P7	15072009.37	41540052.48	2.76	Esta Largo Plazo	12956998.71	49178995.55	3.80	Esta Largo Plazo	5340412.596	49178995.55	9.21	Esta Largo Plazo	
		P8,P9,P10,P11,P12,P13,P14	18292290.45	41540052.48	2.27	Est. Mediano Plazo									
	Block 3	P15	16846760.21	41540052.48	2.47	Est. Mediano Plazo	14460071.06	49178995.55	3.40	Esta Largo Plazo	6009883.821	49178995.55	8.18	Esta Largo Plazo	
		P16,P17,P18,P19,P20,P21,P22,P23	20591367.41	41540052.48	2.02	Est. Mediano Plazo									
	Block 4	P24	18604278.79	41540052.48	2.23	Est. Mediano Plazo	15954715.51	49178995.55	3.08	Esta Largo Plazo	6661784.882	49178995.55	7.38	Esta Largo Plazo	
		P25,P26,P27,P28,P29,P30,P31,P32	22891147.22	41540052.48	1.81	Est. Mediano Plazo									
	Veta 3	Block 1	P1	14101693.58	39878450.38	2.83	Esta Largo Plazo	12137922.65	47211835.73	3.89	Esta Largo Plazo	4969536.141	47211835.73	9.50	Esta Largo Plazo
			P2,P3,P4,P5,P6,P7,P8	17045404.94	39878450.38	2.34	Est. Mediano Plazo								
		Block 2	P9	16695010.79	39878450.38	2.39	Est. Mediano Plazo	14331304.01	47211835.73	3.29	Esta Largo Plazo	5953085.048	47211835.73	7.93	Esta Largo Plazo
	Veta 4	Block 1	P1	27197409.94	49848062.98	1.83	Est. Mediano Plazo	23342941.74	59014794.66	2.53	Esta Largo Plazo	9704864.742	59014794.66	6.08	Esta Largo Plazo
P2,P3,P4,P5,P6,P7,P8,P9			34435732.64	49848062.98	1.45	Inestable									
Block 2		P10	31301246.10	49848062.98	1.59	Est. Mediano Plazo	26912549.92	59014794.66	2.19	Est. Mediano Plazo	11084191.71	59014794.66	5.32	Esta Largo Plazo	
		P11,P12,P13,P14,P15,P16,P17,P18	40102946.78	49848062.98	1.24	Inestable									
Block 3		P19	35345160.77	49848062.98	1.41	Inestable	30452197.35	59014794.66	1.94	Est. Mediano Plazo	12403597.19	59014794.66	4.76	Esta Largo Plazo	
		P20,P21,P22,P23,P24,P25,P26	45770160.92	49848062.98	1.09	Inestable									
Block 4		P27	39337673.84	49848062.98	1.27	Inestable	33966143.99	59014794.66	1.74	Est. Mediano Plazo	13671601.06	59014794.66	4.32	Esta Largo Plazo	
		P28,P29,P30,P31,P32	51437375.06	49848062.98	0.97	Inestable									

Fuente: Elaboración Propia

En función de las condiciones dadas se concluye que los pilares laterales, frontales y de barrera son estables a largo y corto plazo; mientras que los pilares laterales son menos resistentes a la profundidad y requiere reforzamiento de algún tipo de soporte; para lo cual diseñaremos su sostenimiento con madera en su tipo cuadros, puntales, paquete de madera o la combinación entre cuadros de madera más paquetes o puntales más paquetes de madera.

3.16. Modos de falla de los pilares

Los pilares en el método de explotación Shortwall Mining en yacimientos auríferos se dejan en mineral; el mineral de oro está inmerso en cuarzo, este mineral es de alta dureza y al someterse a presiones sufren alteraciones de modos de falla progresiva por lo general y estallido de pilar por la fuerte liberación de energía en algunos casos.

Para corroborar estos modos de falla en los pilares se aplicó el método de planimetría, consistió en hacer seguimiento trimestral del comportamiento de los

pilares desde el inicio de la explotación del panel 1 hasta su finalización realizando mediciones topográficas de área en función de su diseño.

En el panel 1, el primer mes de la explotación las áreas de los pilares comenzaron reducirse de manera insignificante, pero con el pasar de los tiempos a 3 meses o 6 meses el área de diseño se redujo notoriamente en los pilares laterales, como la carga litostática es baja y los esfuerzos inducidos es menor, no se notaba la diferencia en pilares frontales y de barrera como se aprecia en la fig. 3.8.

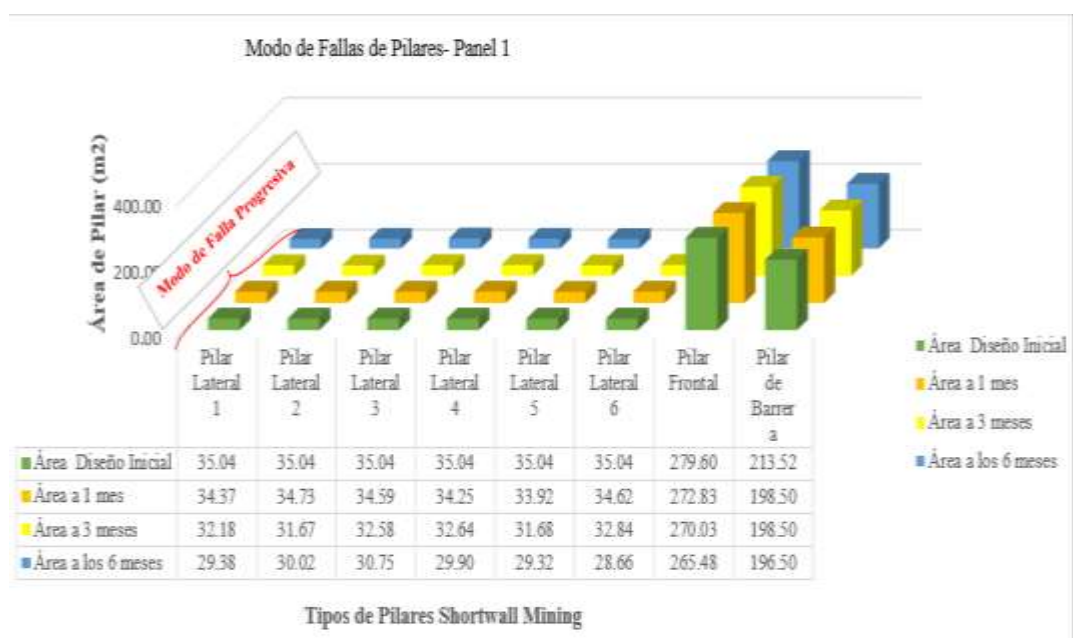


Fig. 3.8: Modos de falla de los pilares en el panel 1

Fuente: Elaboración Propia

En el panel 2 de la explotación, se comenzó notar con mayor significancia la disminución del área de diseño, durante los 3 primeros meses la disminución fue aún más notable. Concluido la explotación a los 5 meses, en el mes siguiente se observó una liberación violenta de energía conocido como estallido de pilar parcial y las áreas de los pilares disminuyeron fuertemente como se aprecia en la fig.3.9.



Fig. 3.9: Modos de falla de los pilares en los paneles sucesivos al panel 2

Fuente: Elaboración Propia

En la fig. 3.9, se observa al pilar lateral 2 a los 6 meses el área de pilar se reduce en un 78%, es decir que en los paneles sucesivos el esfuerzo inducido se incrementa y la carga de pilar también se incrementa como se demostró con la ecuación (2.8); al realizar el levantamiento topográfico se obtuvo el resultado como se muestra en la fig. (3.10).

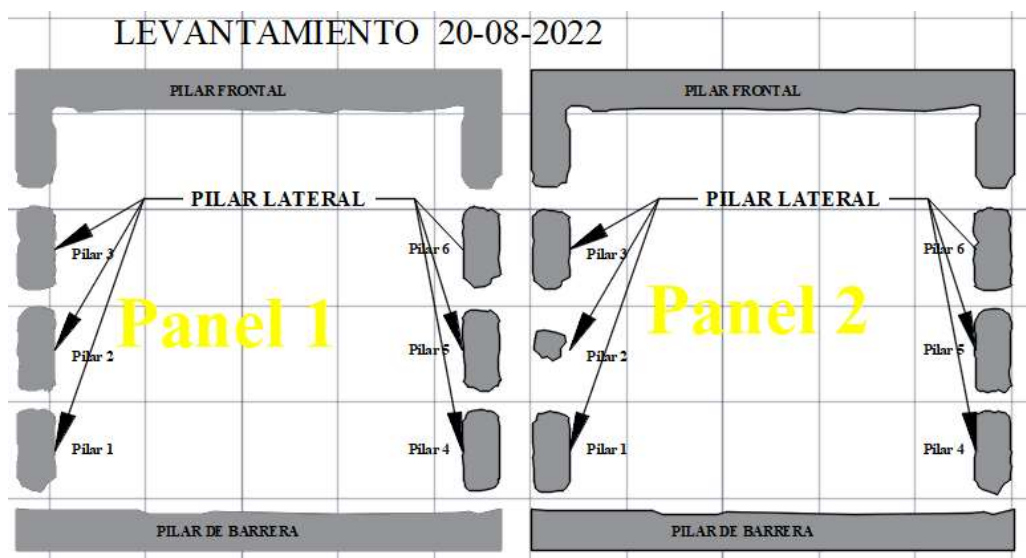


Fig. 3.10: Ocurrencia de modos de falla los pilares de Shortwall

Fuente: Elaboración Propia

El modo de falla estructural ocurre muy raramente en las explotaciones de yacimientos auríferos en estudio, porque las orientaciones de las discontinuidades son

paralelas a la orientación de las vetas. Para evitar la ocurrencia constante, todos los accesos son soportados con cuadros de madera empaquetados en todos sus laterales.

La ocurrencia de la falla progresiva es común en los pilares del método de explotación Shortwall Mining, en cambio el estallido de pilar es raro que ocurra. Cuanto más profundo sea la explotación en más probable la ocurrencia del estallido por la acumulación de esfuerzo sobre el pilar.

3.17. Estimación de carga de panel

El primer paso para estimar la carga de panel es determinar la altura de la sección de L_{ss} , para lo cual se aplicó la geometría con los parámetros geométricos y el ángulo de corte ($\beta=19^\circ$) obteniendo como se muestra en la Fig. 3.11.

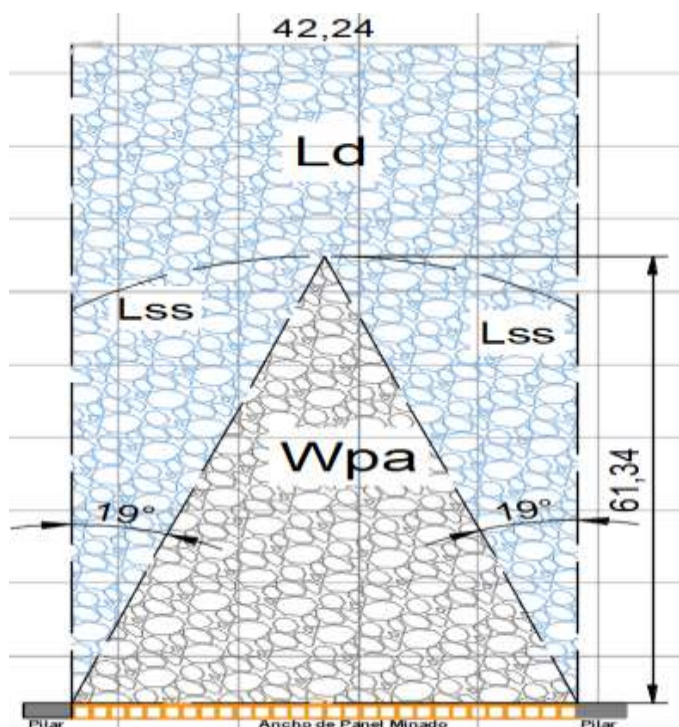


Fig. 3.11: Configuración de carga de panel.

Fuente: Elaboración Propia

De la fig. 3.11, se concluye que la carga a soportar en el panel es triangular por lo tanto se estimó la carga por medio de la siguiente expresión.

$$W_{pa} = \left(\frac{P \cdot H_b}{2} \right) * \gamma \quad (3.1)$$

Donde:

Wpa: Carga de panel a soportar (Lb/pies²); P, ancho de panel (138.88 pies); Hb, altura de triangulo que forman los segmentos con ángulos de corte (61.34m o 201.25 pies) y, γ densidad de roca 168.56 Lb/pies³. En cuanto al área tributaria del panel se estima por medio de la ecuación (1). Reemplazando a las ecuaciones se obtiene los resultados que se muestran en la tabla 3.12.

Tabla 3.12: Carga de panel

Vetas	Blocks	N° de Paneles	Altura de encanpane	Área Tributaria de Panel	Carga de Panel a Soportar	Carga de Panel que se soporta por equilibrio
			H	Ld (Panel)	Wpa	Δ (carga)
			(Pies)	Lb/pies	Lb/Pies	Lb/Pies
Veta 1	Block 1	P1,P2,P3,P4,P5,P6	296.51	6940986.57	2355519.31	4585467.25
	Block 2	P7,P8,P9,P10,P11,P12,P13,P14	360.38	8436322.76	2355519.31	6080803.45
	Block 3	P15,P16,P17,P18,P19,P20,P21,P22,P23	424.28	9932042.96	2355519.31	7576523.65
	Block 4	P24,P25,P26,P27,P28,P29,P30,P31,P32	488.16	11427379.16	2355519.31	9071859.84
	Block 5	P33,P34,P35,P36,P37,P38,P39,P40	552.05	12923099.36	2355519.31	10567580.04
	Block 6	P41,P42,P43,P44,P45,P46	615.93	14418435.55	2355519.31	12062916.24
Veta 2	Block 1	P1,P2,P3,P4,P5,P6	418.78	9803399.50	2355519.31	7447880.19
	Block 2	P7,P8,P9,P10,P11,P12,P13,P14	472.44	11059497.27	2355519.31	8703977.95
	Block 3	P15,P16,P17,P18,P19,P20,P21,P22,P23	526.10	12315595.03	2355519.31	9960075.72
	Block 4	P24,P25,P26,P27,P28,P29,P30,P31,P32	579.77	13572076.80	2355519.31	11216557.49
Veta 3	Block 1	P1,P2,P3,P4,P5,P6,P7,P8	443.34	10378262.96	2355519.31	8022743.64
	Block 2	P9,P10,P11,P12,P13,P14	521.49	12207688.13	2355519.31	9852168.82
Veta 4	Block 1	P1,P2,P3,P4,P5,P6,P7,P8,P9	849.21	19879446.34	2355519.31	17523927.02
	Block 2	P10,P11,P12,P13,P14,P15,P16,P17,P18	981.48	22975721.56	2355519.31	20620202.25
	Block 3	P19,P20,P21,P22,P23,P24,P25,P26	1113.75	26071996.79	2355519.31	23716477.47
	Block 4	P27,P28,P29,P30,P31,P32	1246.01	29168272.01	2355519.31	26812752.70

Fuente: Elaboración Propia

Como se aprecia en la tabla anterior no toda la carga del área tributaria del panel se tiene que soportar; sino una parte de la carga es autosostenida y los esfuerzos se distribuyen a los pilares; esta carga es la que se representa como (Δ carga). Entonces la carga a soportar por el sostenimiento en el panel 1es de 2355519.31Lb/pies o en su defecto 8.28kgf/cm², carga para lo cual se diseñó los tipos de soportes de madera.

3.18. Diseño de cuadros de madera

3.18.1. Tensiones admisibles para cuadros de madera

la norma Peruana E.010- madera; clasifica a la madera en tres grandes grupos como indica la tabla 2.2 del marco teórico; dentro de este grupo (tabla 2.3), la madera de eucaliptus no está considerado, por lo que se acudió a la norma chilena Nch 1198 del año 2006 para determinar las tensiones admisibles del eucaliptus.

Para estimar las tensiones admisibles se consideró el contenido de humedad de la madera en el momento de la instalación de 12% y se determinó las tensiones admisibles de flexión, compresión paralela, y cizalle para maderas de eucalipto en su estado estructural.

Según la Norma chilena Nch 1198-2006, el eucalipto se clasifica en el grupo de especie E2, grupo estructural ES2 (Anexo 2-f); en consecuencia, el eucalipto pertenece a la clase estructural F27 (Anexo 2-g). Para clase estructural indicado la norma chilena establece las tensiones admisibles de la tabla 3.13.

Tabla 3.13: Tensiones admisibles a flexión en madera aserrada (Mpa)

Clase estructural	Tensiones admisibles de				Modulo de elasticidad en flexión E_f
	Flexión F_f	Compresión paralela F_{cp}	Tracción paralela F_{tp}	Cizalle F_{cz}	
F 34	34,5	26,0	20,7	2,45	18 150
F 27	27,5	20,5	16,5	2,05	15 000
F 22	22,0	16,5	13,2	1,70	12 600
F 17	17,0	13,0	10,2	1,45	10 600
F 14	14,0	10,5	8,4	1,25	9 100
F 11	11,0	8,3	6,6	1,05	7 900
F 8	8,6	6,6	5,2	0,86	6 900
F 7	6,9	5,2	4,1	0,72	6 100
F 5	5,5	4,1	3,3	0,62	5 500
F 4	4,3	3,3	2,6	0,52	5 000
F 3	3,4	2,6	2,0	0,43	4 600
F 2	2,8	2,1	1,7	0,36	4 350

Fuente: Tomado de la norma Nch 1198-2006, p.25

Estas tensiones, no se pueden emplear en su estado dado, porque las condiciones de mina son distintas a la especificada en la norma; por lo tanto, se realizó ajustes en función de los factores modificadores como, humedad, duración de carga, trabajo conjunto, volcamiento y temperatura.

3.18.1.1. Tensión Admisible a la flexión (F_m)

Por lo expuesto en el párrafo anterior la tensión admisible a la flexión en la zona flexo comprimida se estimó aplicando la ecuación siguiente:

$$F_m = F_f \cdot K_H \cdot K_D \cdot K_C \cdot K_{\lambda v} \cdot K_T \quad (3.2)$$

Donde: F_f , tensión admisible a la flexión determinado según tabla 3.13; los demás factores se definen como:

Factor de modificación por volcamiento ($K_{\lambda v}$): Los cuadros de madera se consideró que no tienen apoyos laterales fijos, porque los tirantes no son fijos sino son simplemente apoyados en sus extremos, por lo que se consideró el factor de 1.

Factor de modificación por humedad (K_H): La humedad de la madera influye directamente en la resistencia, por lo que se aplicó un factor de modificación por humedad estimado como:

$$K_H = (1 - \Delta H - \Delta R) \quad (3.3)$$

Donde: ΔH es la diferencia entre valor contenido de humedad menos 12% y ΔR es la variación de la resistencia por cada 1% de variación del contenido de humedad cuyos valores son de acuerdo al (Anexo 2-h)

Factor de modificación por duración de carga (K_D): La carga litostática del panel es permanente, entonces se aplicó un factor de modificación para el tiempo que duró la explotación del panel de Shortwall y se estimó como:

$$K_D = \frac{1.747}{t^{0.0464}} + 0.295 \quad (3.4)$$

Donde: t es la duración de la carga encima de la madera, para el caso se consideró de 4 meses (10368000 segundos)

Factor de modificación por trabajo conjunto en flexión (K_c): Cada elemento de los cuadros de madera interactúan conjuntamente para soportar la carga litostática por lo tanto se aplicó un factor de modificación de 1.15

Factor de modificación por temperatura (K_t): Cuando la madera se enfría con respecto a una temperatura normal (20°C), su resistencia aumenta, caso contrario por cada 1° se incrementa cuando la temperatura disminuye por debajo de 20° y se

disminuye por cada 1° por encima de 20°. La temperatura en la mina subterránea está por encima de 27° por lo que se aplicó el factor de modificación como:

$$K_T = 10 * (20^\circ - t^\circ) * C_T \quad (3.5)$$

Donde t° , es la temperatura del ambiente medido en interior mina (27°) y C_t toma el valor de -0.0088 (Anexo 2-i)

3.18.1.2. Tensión admisible de cizalle o de corte (F_y)

Para esfuerzo admisible a corte también se aplicó los factores modificadores como humedad, duración de carga más un factor de modificación por rebaje (K_r) y se estimó por la siguiente expresión:

$$F_y = F_{cz} \cdot K_H \cdot K_D \cdot K_r \quad (3.6)$$

Factor de modificación por rebaje (K_r): En los cuadros de madera se aplican rebajes o destajes de sus elementos con la finalidad de encajar, estos rebajes se aceptan si se disponen en los tercios extremos de la luz de vigas simplemente apoyadas, cuya profundidad no debe exceder 1/6 de la altura de la pieza.

Los rebajes en los cuadros se realizan fundamentalmente rectos y se estimó aplicando la ecuación y debe cumplir la condición como se aprecia en la fig. 3.12:

$$K_r = \left(\frac{h_r}{h} \right)^2 \quad (3.7)$$

Donde h_r , h y a , son dimensiones de destaje de los sombreros

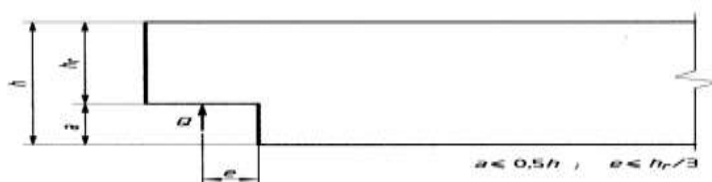


Fig. 3.12: Diseño de destaje de cuadro de madera

Fuente: Norma Nch 1198-2006

3.18.1.3. Tensión admisible a la compresión paralela (F_c)

Este efecto se analiza en los postes de los cuadros, donde no presentan inestabilidad por estar comprimidos por caja piso de la explotación y los demás

elementos del cuadro (sombrero, cribing); pero sí son afectos a la temperatura del ambiente, humedad, duración de carga y se estimó mediante la siguiente expresión.

$$F_c = F_{cp} \cdot K_H \cdot K_D \cdot K_T \quad (3.8)$$

Reemplazando los valores se obtienen los resultados de los factores modificadores como se muestra en la tabla 3.14.

Tabla 3.14: Factores modificadores a las tensiones admisibles.

Factor de Modificación por contenido de Humedad (KH)	Flexión	1.24
	Corte	1.19
	Compresión Paralela	1.24
Factor de Modificación por duración de la carga	(KD)	1.12
Factor de Modificación por trabajo conjunto en flexión	(KC)	1.10
Factor de Modificación por volcamiento	(K λ v)	1.00
Factor de Modificación por rebaje	(Kr)	0.57

Fuente: Elaboración propia

Reemplazando a las ecuaciones citados se obtiene las tensiones admisibles de los eucaliptos instalados en los paneles de Shortwall Mining, la que se muestran en la tabla 3.15.

Tabla 3.15: Tensiones Admisibles de Eucaliptus

Tensiones Admisibles de Eucaliptus	Mpa
Tensión a Flexión (Fm)	25.96
Tensión a corte o Cizalle (Fy)	1.55
Tensión a la compresión Paralela (Fc)	17.60

Fuente: Elaboración propia

3.18.2. Tensiones de trabajo para cuadros de madera

Las tensiones de trabajo se analizaron por medio de las áreas tributarias para cada elemento del cuadro completo como cribing, sombreros y los postes.

a. Tensiones de trabajo para cribing

El cribing está sujeto a esfuerzos de flexión y corte, para este estudio se clasificó como el cribing de primera fila, aquellos redondos que están en contacto directo con la caja techo de la excavación; generalmente el diámetro de esta fila de cribing es de 4 pulg. (10.16cm) y los cribing de segunda fila, aquellos que están en contacto con el sombrero y los cribing de primera fila, generalmente de diámetros de 6 pulg. (15.26cm).

Las áreas tributarias de los cribing se estimaron en función de las áreas de influencia y el Luz entre postes como se muestra en la fig. 3.13, las cargas que soportan se estimaron mediante la siguiente ecuación.

$$q_1 = \frac{Wpa * A}{L_m} \quad (3.9)$$

Donde Wpa, es la carga de panel a soportar determinado en apartados anteriores (8.28kgf/cm²), “A” es el área tributaria en (cm²) de los elementos donde se estima multiplicando el ancho tributario por la Luz entre postes y Lm es la luz entre postes.

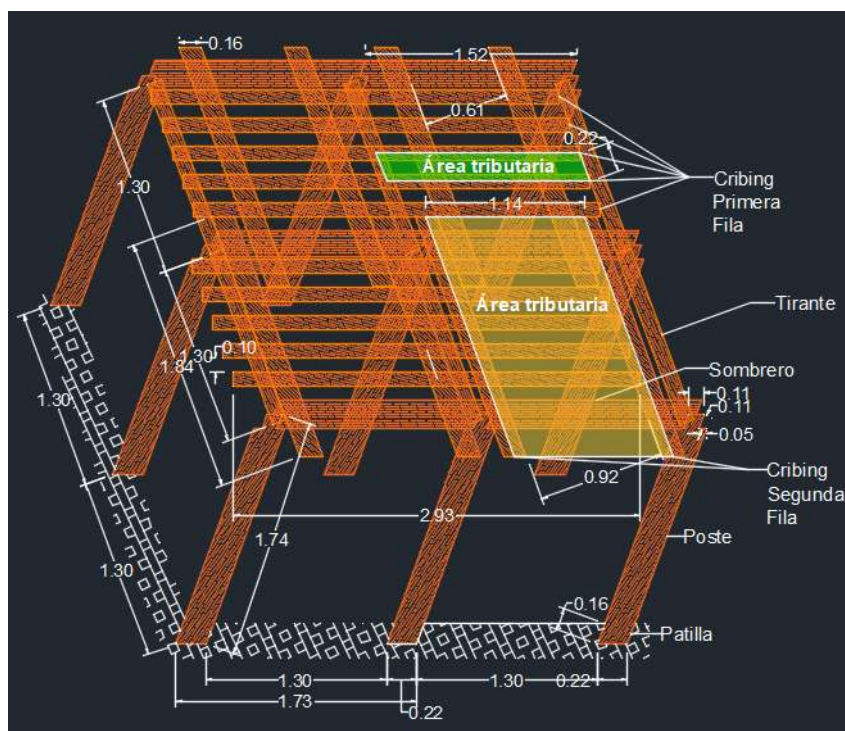


Fig. 3.13: Configuración de área tributaria del cribing

Fuente: Elaboración propia

El siguiente paso es la determinación de los momentos máximos, para esto aplicamos la siguiente ecuación:

$$M_{max} = \frac{q_1 * l_m^2}{8} \quad (3.10)$$

Donde l_m , es la luz entre cribing de segunda fila (para momento en cribing de primera fila) y la luz entre postes (para momento en cribing de segunda fila).

En base a la ecuación general (2.21) propuesto por Navier para esfuerzos a flexión, se generó la ecuación específica para el estudio; considerando que el momento de inercia (I) para postes redondos se obtiene mediante la siguiente ecuación:

$$I = 0.49 * D^4 \quad (3.11)$$

Reemplazando la ecuación (3.10) y (3.11) en la ecuación (2.21) se obtiene la ecuación de Esfuerzo a la flexión de trabajo para los cribing:

$$\sigma_m = \frac{2|M|}{D^4} < f_m \quad (3.12)$$

Para el esfuerzo a corte de trabajo, primero se estimó el esfuerzo cortante crítico mediante la siguiente ecuación para cribing de primera fila:

$$\sigma_{crit.C} = \frac{q_1 * A_{trib.}}{4} \quad (3.13)$$

Para cribing de segunda fila en cambio se aplicó la siguiente ecuación:

$$\sigma_{crit.C} = \frac{q_1 * A_{trib.}}{6} \quad (3.14)$$

Luego en base a la ecuación general (2.22) de Jourawski, establecemos la ecuación específica para el estudio, considerando que el momento estático en la parte circular es su área por encima de las fibras del redondo y conociendo también el momento de inercia en la ecuación (3.11) se obtiene la ecuación para el esfuerzo de Cizalle para el cribing:

$$\tau_{max} = 1.33 * \left(\frac{\sigma_{crit.C}}{\pi * R^2} \right) < fy \quad (3.15)$$

b. Tensiones de trabajo para sombreros

Los sombreros también están sujetos a esfuerzos a la flexión y corte, para analizar las tensiones de trabajo en los sombreros se configuró como: sombreros de contorno, continuados de contorno y sombreros de centro de panel, como se aprecia en la fig. 3.14.

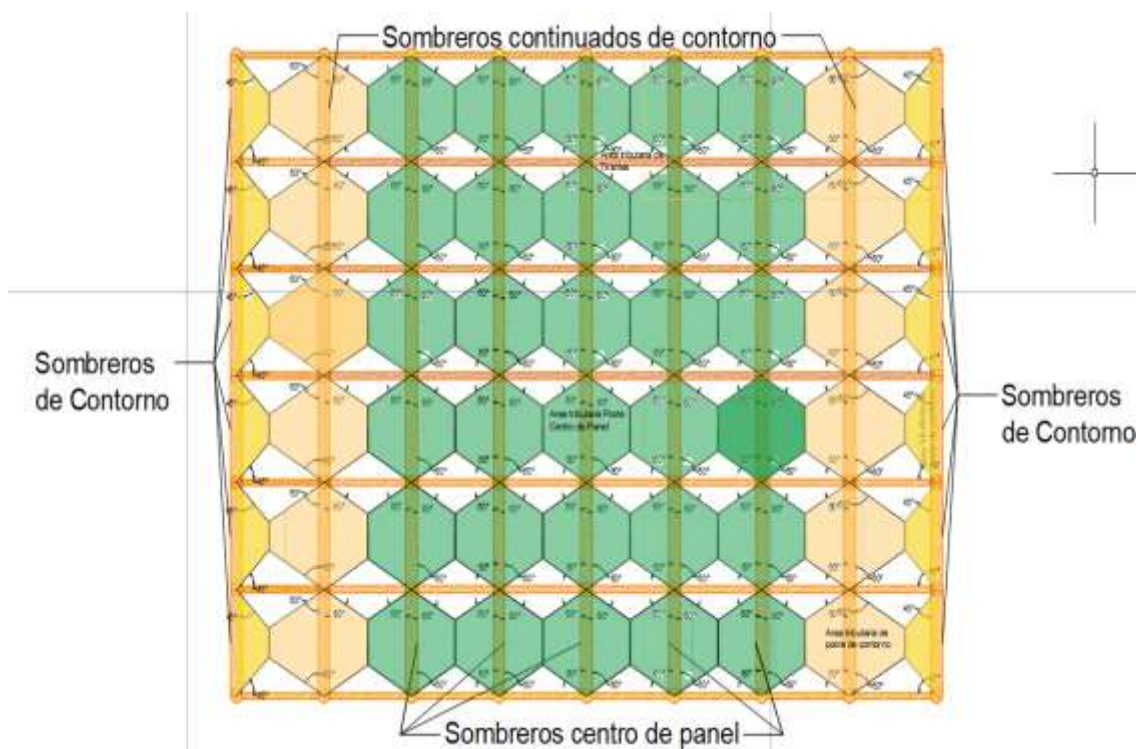


Fig. 3.14: Configuración de área tributaria de los sombreros

Fuente: *Elaboración propia*

Para determinar el área de influencia de cada configuración de cuadros se aplicó el principio de los 60° y 45° , que establece lo siguiente:

“Cuando las vigas que se unen son simplemente apoyadas se traza una línea de 45° , si las vigas que se unen son empotradas, también se trazan líneas de 45° ; mientras que si las vigas que se unen son empotrados y simplemente apoyados se trazan líneas de 60° hacia la viga empotrada”.

Paras los conjuntos de cuadros conformados en todo el panel de explotación de Shortwall Mining, se consideraron los siguientes:

- El sombrero de los contornos es simplemente apoyado en todo su contorno
- Los tirantes también trabajan como simplemente apoyados en todo su funcionamiento del conjunto de cuadros
- Al estar conectados por todos los extremos los sombreros del centro de panel y los continuados de contorno trabajan empotrados.

Para el sombrero de contorno se trazó líneas de 45° en los externos al estar simplemente apoyadas, formando un trapecio regular de altura 0.55m que representa el área tributaria de sombrero de contorno. Para sombrero continuado de contorno se trazó líneas de 60° con respecto al sombrero formando un trapecio regular al extremo izquierdo de altura 0.95m y al extremo derecho un trapecio de 0.75m de altura, que representan el área tributaria del sombrero continuado de contorno.

Mientras que para los sombreros del centro de panel se trazaron líneas de 60° conformando un trapecio regular de altura 0.75m por ambos extremos, que representan el área tributaria de los sombreros del centro de panel, cuyos detalles se observa en la fig. 3.15.

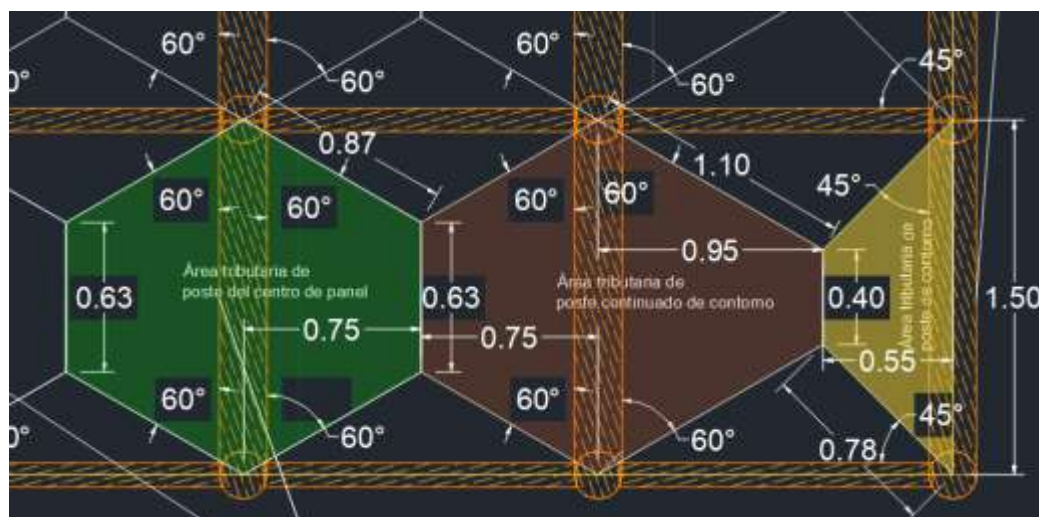


Fig. 3.15: Detalle de los trazos de las áreas tributarias de los sombreros

Fuente: Elaboración propia

Por tanto, para estimar las áreas tributarias basta aplicar el concepto de la geometría básica, es decir el área del trapecio regular con la siguiente ecuación.

$$A_{trib.} = \frac{(base\ mayor + base\ menor) * Altura}{2} \quad (3.16)$$

Definido las áreas tributarias, en el siguiente paso se estimó la carga a soportar por los sombreros, mediante la siguiente ecuación:

$$q_2 = \frac{q_1 * A_{trib.}}{L_m} \quad (3.17)$$

Donde q_1 , es la carga que soporta el cribing de la fila 2, porque esta carga reposa directamente en el sombrero, los demás parámetros permanecen como indicado para los cribing.

El siguiente paso es la estimación de momento flector máximo de sombrero, mediante la siguiente ecuación para sombreros de los contornos:

$$M_{max} = \frac{q_2 * L_m^2}{32} \quad (3.18)$$

Mientras que para los sombreros continuados de contorno y los de centro de panel, el momento flector máximo se estimó mediante la siguiente ecuación:

$$M_{max} = \frac{q_2 * L_m^2}{62} \quad (3.19)$$

Determinado todos los parámetros, para estimar el esfuerzo a la flexión de trabajo basta con reemplazar a la ecuación (3.12).

Para calcular el esfuerzo de corte, es necesario considerar que el punto crítico de rotura son los extremos del sombrero, porque disminuye el diámetro del redondo por efecto del rebaje, como se aprecia en la fig. 3.16.



Fig. 3.16: Rebaje de los sombreros de madera

Fuente: Elaboración propia

En tanto, el esfuerzo cortante crítico para los sombreros de contorno se calcula mediante la ecuación:

$$\sigma_{crit.S} = \frac{q_2 * Anc_{min}}{2} \quad (3.20)$$

El esfuerzo cortante crítico para los sombreros de continuados de contorno y sombreros del centro de panel se calculó mediante la ecuación:

$$\sigma_{crit.S} = \frac{q_2 * Anc_{min.}}{8} \quad (3.21)$$

Donde $Anc_{min.}$, es el ancho de la base menor del trapecio, para sombreros que tiene trapecios por ambos extremos se considera el promedio de las bases menores del trapecio. Para obtener la resistencia al corte de los sombreros, basta con reemplazar en la ecuación (3.15).

c. Tensiones de trabajo para Postes

Desarrollan esfuerzos de compresión paralelos a las fibras, debido a la carga de techo reacciona directamente sobre el poste, para longitudes de postes que exceden el límite, estos trabajan a flexión que para minería se desprecia. Para calcular las cargas a soportar de los postes, también se aplicó las áreas tributarias como se muestra en la fig. 3.17.

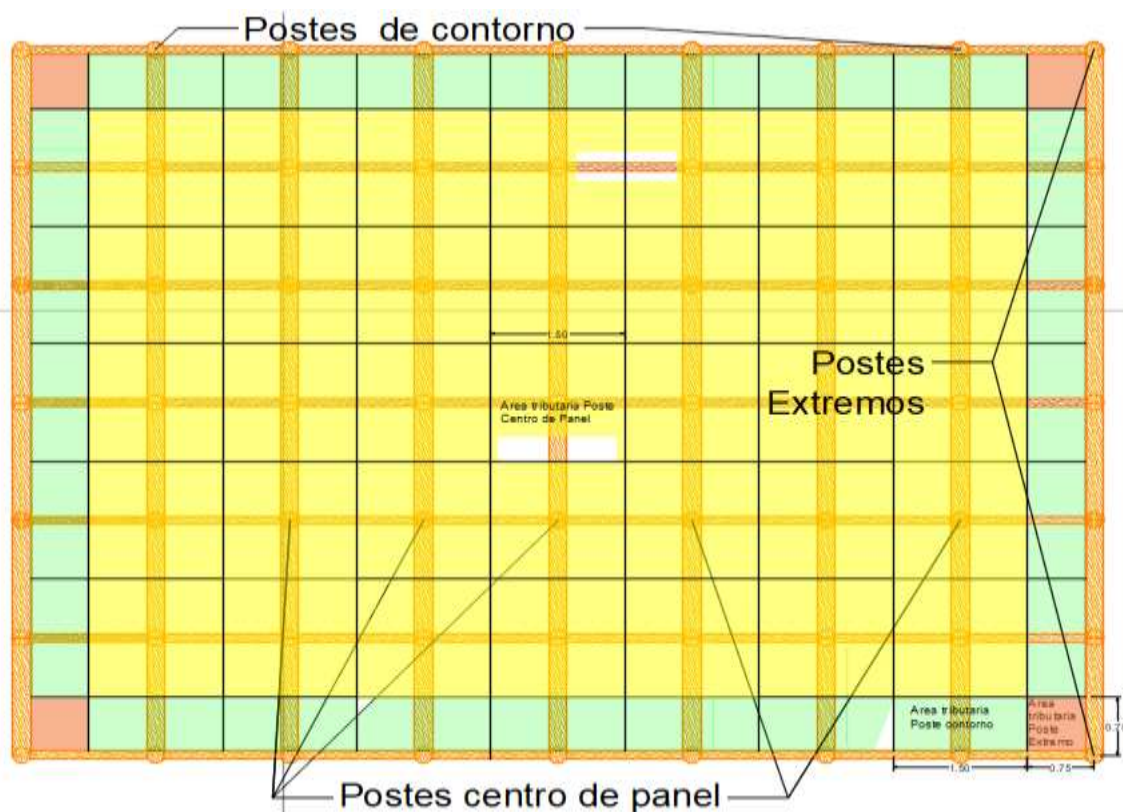


Fig. 3.17: Configuración de área tributaria de los sombreros

Fuente: Elaboración propia

Para obtener las áreas tributarias de los postes, basta aplicar el área de un cuadrado de lado 0.75m para postes extremos, de lado 1.50m para postes de centros y

área de un rectángulo de lados 1.50m y 0.75m para postes de contorno como se aprecia la configuración fig. 3.17. La carga a soportar de los portes de calculó mediante la siguiente ecuación:

$$q_3 = Wpa * A_{trib}. \quad (3.22)$$

En los postes de madera de eucaliptus se concentra el esfuerzo a la compresión paralela a las fibras, al estar instalado de forma vertical y se estimó reemplazando a la ecuación general (2.23) para obtener la siguiente ecuación.

$$\sigma_{pc} = \frac{4 * q_3}{\pi * D^2} < fc \quad (3.23)$$

Donde D, es el diámetro del poste.

Reemplazando los valores a las ecuaciones obtenidas, se obtuvo los resultados que se muestran en la tabla 3.16.

Tabla 3.16: Esfuerzos de trabajo de sostenimiento con cuadros de madera

Distribución de Elementos del cuadro de Madera	Área Tributario (cm ²)	Carga (Kgf/cm)	Momento Flector (kgf.cm)	Esfuerzo cortante crítico (kgf.cm)	Resistencia Flexión (σm)	Resistencia Corte (τm)	Compresión Paralela (δm)
					Mpa	Mpa	Mpa
Cribing de primera fila	2620.80	166.95	176630.22	1682.83	3.25	2.71	
Cribing de segunda Fila	13941.20	888.07	1876041.04	47618.14	6.82	34.05	
Sombbrero de contornos	5225.00	35693.45	25134139.52	7138.69	28.91	2.87	
Sombreros continuados de contorno	16900.00	115448.68	81295111.55	29728.03	93.52	11.96	
Sombbrero en los centros de Panel	15975.00	109129.74	76845527.04	34375.87	88.40	13.83	
Postes en los extremos	4225.00	34987.71					10.58
Postes en los contornos	8450.00	69975.42					21.16
Postes en los centros de Panel	16900.00	139950.84					42.32

Fuente: Elaboración propia

3.18.3. Factor de seguridad de los cuadros de madera.

Para determinar la estabilidad de los sostenimientos, se estableció las siguientes condiciones específicas, tomando en consideración los planteados por Esterhuizen y Lunder:

FS ≥ 1.30, El tipo de sostenimiento es estable

FS < 1.30, El tipo de sostenimiento es inestable

El factor de seguridad de los cuadros se estimó mediante la siguiente ecuación:

$$FS = \frac{\text{Tensión Admisible}}{\text{Tensión de Trabajo}} \quad (3.24)$$

Reemplazando a la ecuación anterior se obtuvo los resultados de factor de estabilidad para cada elemento del cuadro que actúan para soportar la carga litostática del panel, con la finalidad de evitar los derrumbes y paralizaciones de explotación; los resultados se muestran en la tabla 3.17.

Tabla 3.17: Factor de seguridad de los cuadros de madera

Elementos del Cuadro de Madera	Resistencia a Flexión			Resistencia a Corte			Resistencia a Compresión Paralela		
	Esf. Trabajo	Esf. Admisible	FS	Esf. Trabajo	Esf. Admisible	FS	Esf. Trabajo	Esf. Admisible	FS
Cribing de primera fila	3.25	25.96	7.99	2.71	1.55	0.57			
Cribing de segunda Fila	6.82	25.96	3.81	34.05	1.55	0.05			
Sombrero de contornos	28.91	25.96	0.90	2.87	1.55	0.54			
Sombreros continuados de contorno	93.52	25.96	0.28	11.96	1.55	0.13			
Sombrero en los centros de Panel	88.40	25.96	0.29	13.83	1.55	0.11			
Postes en los extremos							10.58	17.60	1.66
Postes en los contornos							21.16	17.60	0.83
Postes en los centros de Panel							42.32	17.60	0.42

Fuente: Elaboración propia

Según el factor de seguridad mostrada en la tabla 3.17, se concluye que los cuadros no son seguros para el área excavada del panel de Shortwall Mining, requiere soportar con algunos tipos de soportes más y/o reducir el área de excavación.

3.19. Diseño de sostenimiento con puntales

3.19.1. Tensiones admisibles de los puntales

En los sostenimientos con puntales, la madera de eucalipto se utiliza en su forma natural y estado verde y están sujetos a esfuerzos de compresión paralela, las tensiones admisibles se tomarán de acuerdo a la tabla 3.18.

Tabla 3.18: Tensiones Admisibles (Mpa) de eucaliptus en estado verde

Especie maderera	Tensión admisible de					Módulo de elasticidad
	Flexión	Tracción paralela	Compresión	Cizalle	Compresión normal	
Pino radiata	13,8	8,3	5,4	0,71	2,45	6 423
Eucalipto	32,5	19,5	17,7	1,73	8,47	12 425

Fuente: Norma Nch 1198-2006, p. 84.

Las tensiones admisibles de la tabla 3.18, se ha modificado por varios factores modificadores. Para flexión se modificó por humedad, duración de carga y

temperatura; en cuanto a cizalle, la temperatura se desprecia, estos factores se obtuvieron en los cálculos para los cuadros de madera; por lo tanto, reemplazando se tiene las tensiones admisibles como se muestra en la tabla 3.19.

Tabla 3.19: Tensiones admisibles corregidas - puntales de madera de eucaliptus.

Tensiones Admisibles de Eucaliptus para Puntale	Mpa
Tensión a Flexión (f_m)	27.90
Tensión a corte o Cizalle (f_y)	2.31
Tensión a la compresión Paralela (f_c)	15.19

Fuente: Elaboración propia

3.19.2. Tensiones de trabajo de los puntales

Para sostenimiento con puntales en este estudio están sujetos a esfuerzos de compresión paralela, para estimar se aplicó los mismos principios que para los postes de los cuadros de madera; con la diferencia que los puntales están comprimidos de caja a caja, por lo que se verificó solamente por compresión paralela a las fibras; la configuración de los postes de diámetro de 8 pulgadas se muestra en la fig. 3.18.

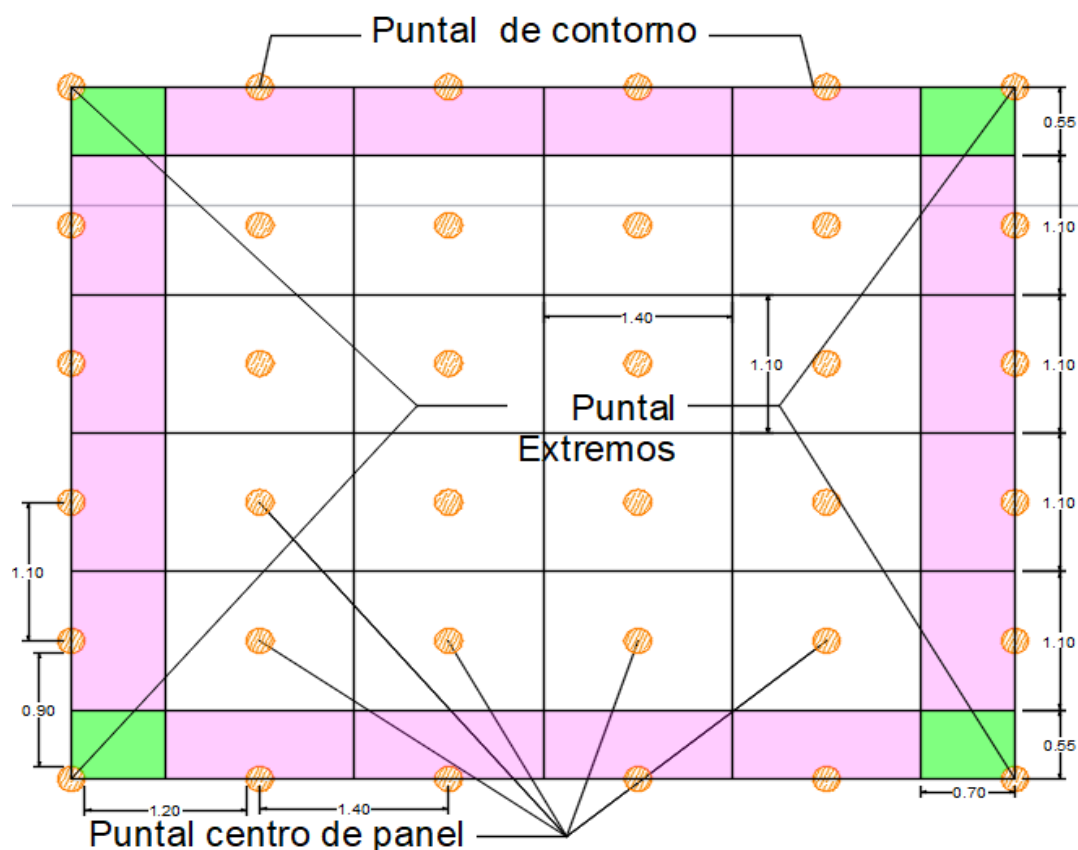


Fig. 3.18: Configuración de área de influencia de los puntales

Fuente: Elaboración propia

En la fig. 3.18 se tiene que las áreas tributarias de los puntales son rectangulares, pero de diferentes medidas en la que se llamaron para diferenciar como puntales de extremos, puntales de contorno y puntales de centro, reemplazando a la ecuación (3.23) se obtienen las resistencias de compresión paralelo de los puntales, estos resultados de muestran en la tabla 3.20.

Tabla 3.20: Esfuerzos de trabajo de sostenimiento con puntales de madera

Distribución de Puntales en el Panel	Distancia horizontal eje a eje (cm)	Distancia vertical eje a eje (cm)	Área Tributaria (cm ²)	Compresión Paralela (δm)
				Mpa
Puntal de madera eucaliptus en los extremos	140	110	3850	9.64
Puntal de madera eucaliptus en los contornos	140	110	7700	19.28
Puntal de madera eucaliptus en el centro de panel	140	110	15400	38.56

Fuente: Elaboración propia

3.19.3. Factor de seguridad de los puntales.

Aplicando la ecuación (3.24), se obtiene los resultados de factor de seguridad de los puntales instalados en el panel de Shortwall Mining como se muestra en la tabla 3.21.

Tabla 3.21: Factor de seguridad de los puntales de madera

Distribución de Puntales en el Panel	Resistencia a Compresión Paralela		
	Esf. Trabajo	Esf. Admisible	FS
Puntal de madera eucaliptus en los extremos	9.64	15.19	1.58
Puntal de madera eucaliptus en los contornos	19.28	15.19	0.79
Puntal de madera eucaliptus en el centro de panel	38.56	15.19	0.39

Fuente: Elaboración propia

3.20. Diseño de sostenimiento con paquetes de madera (Wood Pack)

3.20.1. Tensiones admisibles de paquetes de madera

Los paquetes de madera están sujetas a las tensiones a la compresión Normal, porque los esfuerzos son aplicados directamente al sentido perpendicular a las fibras de la madera y las deformaciones máximas que sufrirán el paquete al ser sometido a una carga constante. En los centros de los paquetes también están sujetos a flexión en una minina proporción que para este estudio se desprecia.

3.20.1.1. Tensión a la compresión Normal

La carga de panel realiza el efecto de aplastamiento en la dirección perpendicular a las fibras de madera, por lo que el wood pack está sujeto a la tensión admisible a la compresión normal se evidencia en los paquetes de madera y para el tipo de madera estructural ES2, es la que se muestra en la tabla 3.22.

Tabla 3.22: Tensiones admisibles para compresión Normal (Mpa)

Agrupación ¹⁾ para madera en estado		Tensión admisible para compresión normal
Verde ²⁾	Seco ³⁾	F_{cn}
-	ES1	9,0
-	ES2	7,4
-	ES3	6,1
E1	ES4	5,0
E2	ES5	4,1
E3	ES6	3,4
E4	ES7	2,8
E5	-	2,3
E6	-	1,9
E7	-	1,6

1) Agrupamiento especificado en NCh1989 (ver Anexo A).
 2) Contenido de humedad de la madera mayor o igual que 30%.
 3) Contenido de humedad de la madera igual que 12%.

Fuente: Norma Nch 1198-2006, p. 84.

Este valor se ajustó por factores modificadores citados anteriormente más un factor de aplastamiento, por lo tanto, la ecuación admisible a la compresión normal queda como:

$$F_n = F_{cn} \cdot K_H \cdot K_n \cdot K_T \quad (3.25)$$

Factor de Modificación por Aplastamiento (K_n): como el efecto de la compresión normal es aplicado en los paquetes de madera, el efecto de aplastamiento se da en los extremos de los paquetes de madera y se considera 0.80.

3.20.1.2. Deformación Máxima

Se aplicó la ecuación (2.20), para una Luz de 0.89 que tiene el paquete de madera, porque se instalan en el centro del cuadro instalado y K de 150.

Reemplazando los valores, se obtuvieron las siguientes tensiones admisibles para paquetes de madera como muestra la tabla 3.22.

Tabla 3.23: Tensiones Admisibles para paquetes de madera

Tensiones Admisibles de Eucaliptus para Wood Pack	Mpa
Tensión a la compresión Normal (Mpa)	7.80
Deformación Máxima (m)	0.01

Fuente: Elaboración propia

Además, se determinó la carga máxima de soporte del paquete de madera (T) aplicando la ecuación (2.25), considerando la deformación en porcentaje cuyos resultados se muestran en la tabla 3.24.

Tabla 3.24: Carga vertical de Wood Pack en el Shortwall Mining

Carga Vertical de Wood Pack		
Diámetro de redondos (D)	8.00	pulg.
Deformación de madera (X)	2.92	%
Longitud Efectiva de los redondos (L)	51.18	pulg.
Numero de piezas por fila (N)	9	
Altura del panel	70.87	pulg.
Ancho de la Loza (W)	59.06	pulg.
Contenido de Humedad (M)	12%	
A	7416.06	
B	0.02	
C	0.03	
S	0.22	
P	0.30	
R	21186.76	
T: Carga Vertical del Wood Pack	1135.17	Toneladas

Fuente: Elaboración propia

3.20.2. Tensiones de trabajo de los paquetes de madera

Para el sostenimiento con wood pack, también se aplicó el principio de áreas tributarias para determinar la carga de trabajo de los paquetes de madera. El área de influencia es un cuadrado de lado 4.50m como diseño inicial para estimaciones de los esfuerzos de trabajo como se observa en la fig. 3.19.

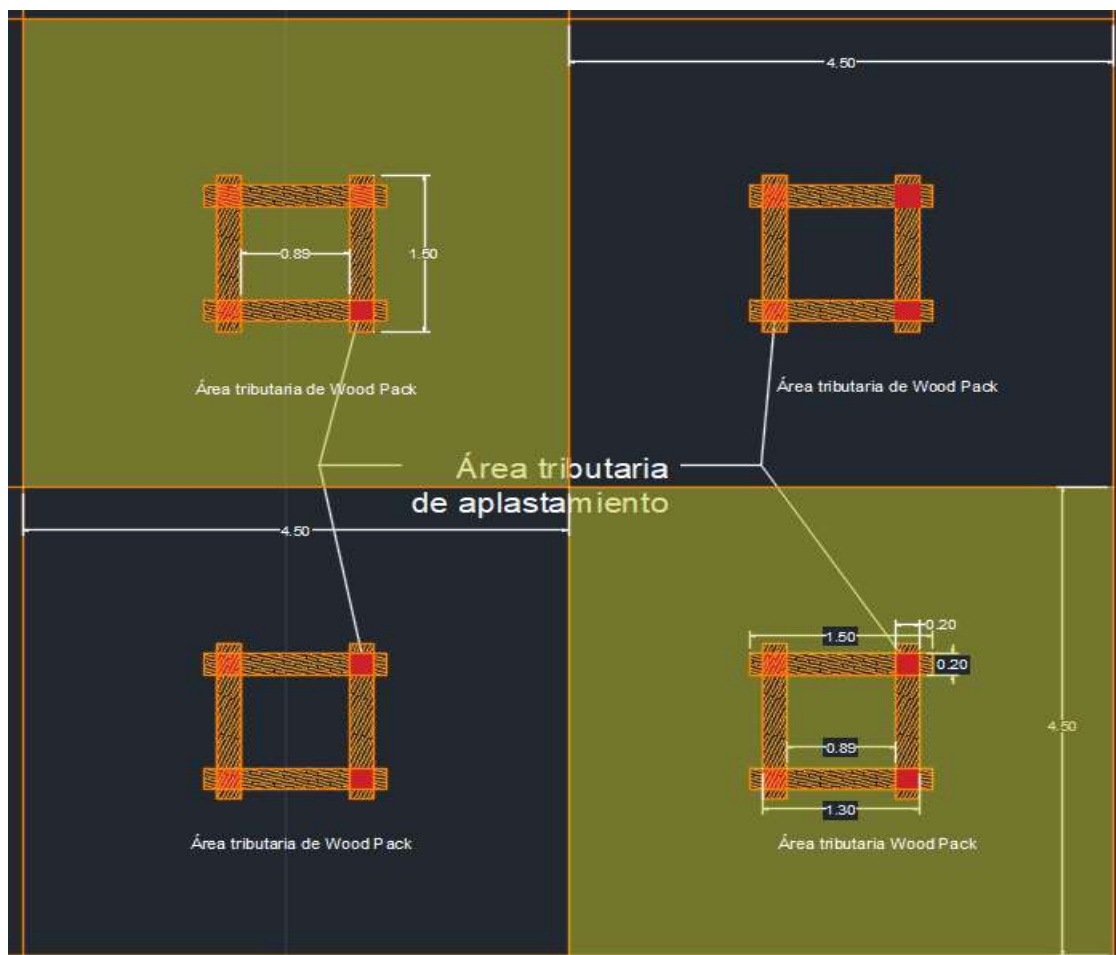


Fig. 3.19: Configuración de área de influencia de Wood Pack

Fuente: Elaboración propia

Para determinar la carga (q_4), basta reemplazar en la ecuación ya mostrada en apartados anteriores, para determinar la compresión normal de trabajo se aplicó la siguiente ecuación:

$$\delta_n = \frac{q_4}{A_w} < f_n \quad (3.26)$$

Donde A_w son dimensiones donde el redondo hace contacto directo con la caja techo; en la última fila sabemos que toda la longitud de redondo hace contacto directo con la caja, por lo tanto, el área de aplastamiento es un cuadrado de lado 1.50m; en cambio para las filas siguientes el área de aplastamiento es simplemente en las que los redondos se cruzan entre sí, que es un cuadrado de lado 0.20m como se aprecia en la fig. 3.19.

La distribución de carga en las filas interiores de paquete de madera, es en las áreas de aplastamiento, los esfuerzos se distribuyen en los extremos de los paquetes; y en los espacios vacíos se desprecia la flexión en este estudio. Reemplazando en las ecuaciones mencionadas se determinó las tensiones de trabajo de los paquetes de madera como se muestra en la tabla 3.25.

Tabla 3.25: Esfuerzo de trabajo del sostenimiento con Wood Pack

Wood Pack	Ancho Tributario (cm)	Área de Aplastamiento (cm ²)	Área Tributaria (cm ²)	Carga (kg)	Compresión Normal (δ_n)
					Mpa
Última Fila de Wood Pack	450.00	22500.00	202500.00	1676925.77	7.31
Los demás filas de Wood Pack	450.00	412.90	202500.00	1676925.77	99.57

Fuente: Elaboración propia

3.20.3. Factor de seguridad de los Wood Pack

El factor de seguridad se determinó aplicando la ecuación (3.24) tanto para compresión normal y carga a lo que es sometido, los resultados se muestran en la tabla 3.26.

Tabla 3.26: Factor de seguridad de los paquetes de madera

Distribución de Puntales en el Panel	Resistencia a Compresión Normal			Resistencia a Carga (Toneladas)		
	Esf. Trabajo	Esf. Admisible	FS	Carga de Admisible	Carga de Trabajo	FS
Última Fila de Wood Pack	7.31	7.80	1.1	1135.17	1676.93	0.7

Fuente: Elaboración propia

3.21. Sostenimiento con cuadros de madera más Wood Pack

Con la finalidad de mantener el ancho de panel, se reforzó dentro de los cuadros instalados, con Wood Packs con la misma área tributaria como se parecía en la fig. 3.20.



Fig. 3.20: Configuración de cuadros de madera más Wood Pack

Fuente: Elaboración propia

Como los cuadros de madera en el centro de panel están sujetos a altas presiones, se consideran críticos, para conservar la estabilidad se instalaron los paquetes de madera dentro del cuadrángulo de cuadro de madera con la finalidad de incrementar la capacidad de soporte de la carga litostática, se calculó el factor de seguridad mediante la siguiente ecuación:

$$FS = \frac{\sum w_s}{w_{pa}} > 1.30 \tag{3.27}$$

Donde, $\sum w_s$ es la sumatoria de cargas máximas de sostenimiento, para el caso la carga máxima de soporte de los cuadros de madera es de 3.28 kgf/cm² y la carga máxima de soporte de Wood Pack es de 5.34kgf/cm² haciendo un total de 8.62kgf/cm²; w_{pa} es la carga a soportar del panel (8.28kgf/cm²).

En la tabla 3.27 se muestran los resultados al reemplazar en la ecuación (3.27), se concluye que el factor de seguridad es menor que 1.30, es decir aplicando cuadros de madera más wood pack sigue siendo inestable para el ancho de 42.24m de panel.

Tabla 3.27: FS de Shortwall con cuadros de madera más Wood Pack

Tipo de Sostenimiento	Carga Máxima de Soporte	Distribución Elementos del Cuadro	FS- Flexión	FS-Cizalle	FS-Compresión Paralela	FS-Compresión Normal	FS-Carga de Soporte	
Cuadro de madera	3.28	Cribing F-1	10.08	2.90				
		Cribing F-2	5.60	2.13				
		Somb.contorno	3.52	1.59				
		Somb. Continuoado	2.11	1.53				
		Somb. Centro	2.23	1.32				
		Poste Extremos				4.20		
		Poste Contorno				2.10		
Poste Centro				1.05				
Wood Pack	5.34					1.65	1.05	
Total de Carga	8.62	kgf/cm2						
FS- Promedio Panel	1.04							

Fuente: Elaboración propia

3.22. Sostenimiento con puntales de madera más Wood Pack

La otra combinación se realizó con puntales con la diferencia de que los Wood Packs tienen área tributaria distinta, porque el cuadrángulo de los 4 postes conforma un área tributaria de 4.20m * 3.30m, los paquetes son distribuidos simétricamente como se aprecia en la fig. 3.21.

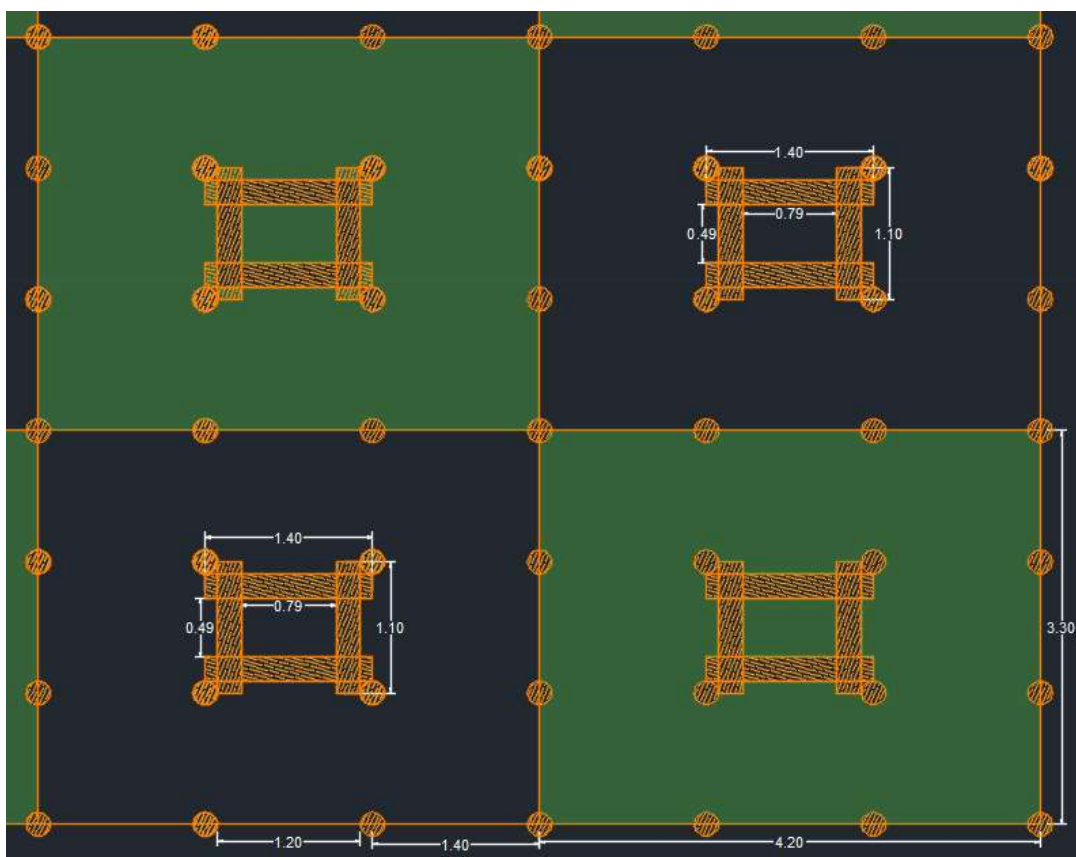


Fig. 3.21: Configuración de puntales de madera más Wood Pack

Fuente: Elaboración propia

Los más críticos son los puntales instalados en el centro de panel, por lo que se aplicó la misma ecuación (3.27). Donde, $\sum w_s$, para el caso la carga máxima de soporte

de los puntales de madera es de 2.99 kgf/cm² y la carga máxima de soporte de Wood Pack es de 6.22kgf/cm² haciendo un total de 9.21kgf/cm²; w_{pa} es la carga a soportar del panel (8.28kgf/cm²).

En la tabla 3.28 se muestran los resultados al reemplazar en la ecuación (3.27), se concluye que el factor de seguridad es menor que 1.30, es decir aplicando puntales de madera más wood pack sigue siendo inestable para el ancho de 42.24m de panel.

Tabla 3.28: FS de Shortwall con puntales de madera más Wood Pack

Factor de Seguridad de Panel- con sostenimiento Puntales de Madera+ Wood Pack					
Tipo de Sostenimiento	Carga Máxima de Soporte	Distribución Puntales	FS-Compresión Paralela	FS-Compresión Normal	FS-Carga de Soporte
Puntales de Madera	2.99	Puntales Extremos	4.37		
		Puntales Contorno	2.18		
		Puntales Centro	1.09		
Wood Pack	6.22			1.65	1.05
Total de Carga	9.21	kgf/cm2			
FS-Promedio Panel	1.11				

Fuente: Elaboración propia

3.23. Recuperación de mineral

Conociendo la longitud de panel de 41.50m y la densidad de mineral de 3.4tn/m³, se determinó la recuperación del panel y las labores como chimeneas y galerías, obteniendo los resultados de la tabla 3.39.

Tabla 3.29: Recuperación de mineral con el diseño estable

Vetas	Tonelaje Diseño (Tn)	Tonelaje	%	Tonelaje	%	Tonelaje	%	Tonelaje	%
		Explotado con cuadros de madera	Recuperación con cuadros de madera	Explotado con puntales de madera	Recuperación con puntales de madera	Explotado con cuadros + Wood pack	Recuperación con cuadros + Wood pack	Explotado con puntales + Wood pack	Recuperación con puntales + Wood pack
Veta 1	654906.91	533107.64	81.40%	511455.85	78.10%	535670.03	81.79%	553131.16	84.46%
Veta 2	363969.48	298501.43	82.01%	289629.07	79.58%	320766.72	88.13%	328530.04	90.26%
Veta 3	190518.37	156529.57	82.16%	151788.61	79.67%	164416.90	86.30%	168480.58	88.43%
Veta 4	383418.23	331281.34	86.40%	321934.88	83.96%	342904.29	89.43%	351666.60	91.72%
	1592812.99	1319419.99	82.99%	1274808.40	80.33%	1363757.95	86.41%	1401808.38	88.72%

Fuente: Elaboración propia

CAPITULO IV

RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

4.1. Análisis de los resultados de la investigación

4.1.1. Carga de sistema de pilares

La carga de los pilares laterales (LB) se incrementan en un 18.63% a medida que avanza la explotación de panel a panel (LT); corroborando de esta manera el planteado de Wilson, A. (1972), “La tensión vertical del pilar lateral se incrementa linealmente hasta concentrar en un punto máximo”. Al realizar una sensibilización en función de los parámetros unitarios se obtienen los siguientes resultados.

En la fig. 4.1, se muestra el comportamiento de la carga de pilares en función del ancho de panel; en la que observamos que la carga de pilar se incrementa progresivamente hasta un ancho de panel de 200.97pies y el comportamiento de panel es subcrítica. Por encima de los 200.97 pies del ancho de panel, la carga de los pilares se mantiene constantes y el panel se vuelve crítica.

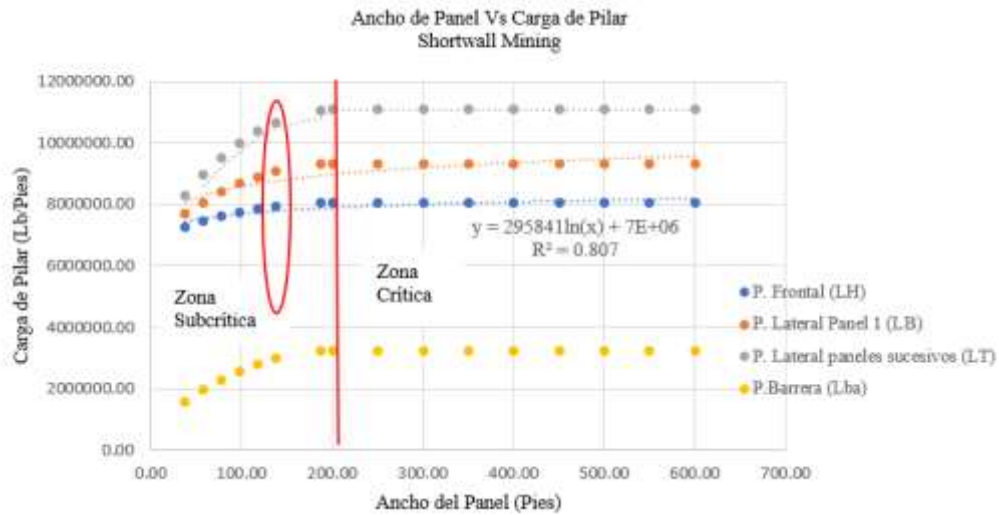


Fig. 4.1: Sensibilidad de la carga de pilar en función de ancho de panel
 Fuente: Elaboración propia

En la fig. 4.2, se observa el comportamiento de carga de pilar en función del ancho de pilar individual; en la que se observa que la carga de los pilares se incrementa a medida que incrementa el ancho de pilar en forma exponencial.

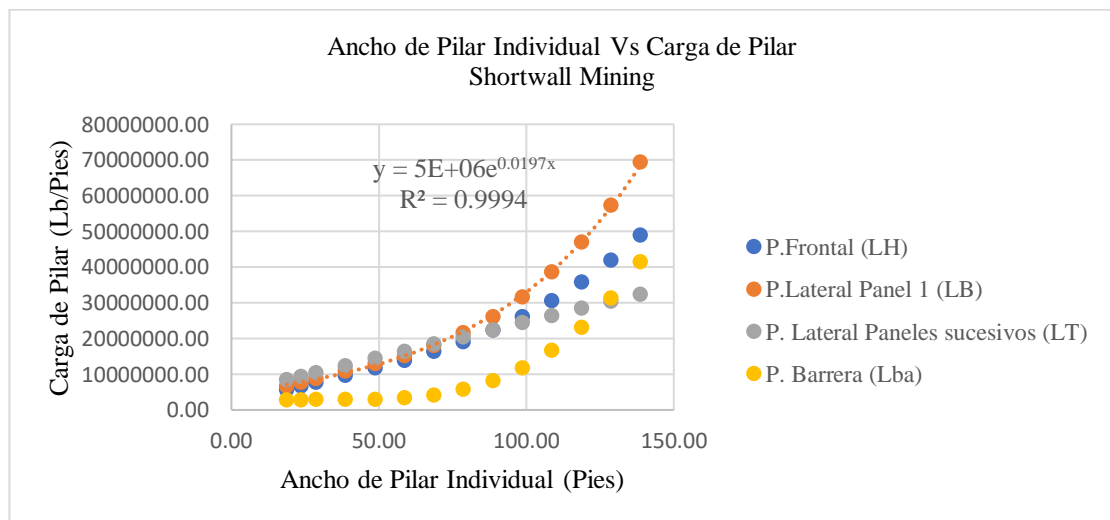


Fig. 4.2: Sensibilidad de la carga de pilar en función de ancho de pilar
 Fuente: Elaboración Propia

En la fig.4.3, se observa el comportamiento de la carga de pilar en función de la longitud de pilar Individual; en la que observamos que la carga de los Pilares se incrementa significativamente hasta 20 pies de largo de pilar, luego el incremento de carga de pilar es mínimo, el comportamiento es logarítmica.

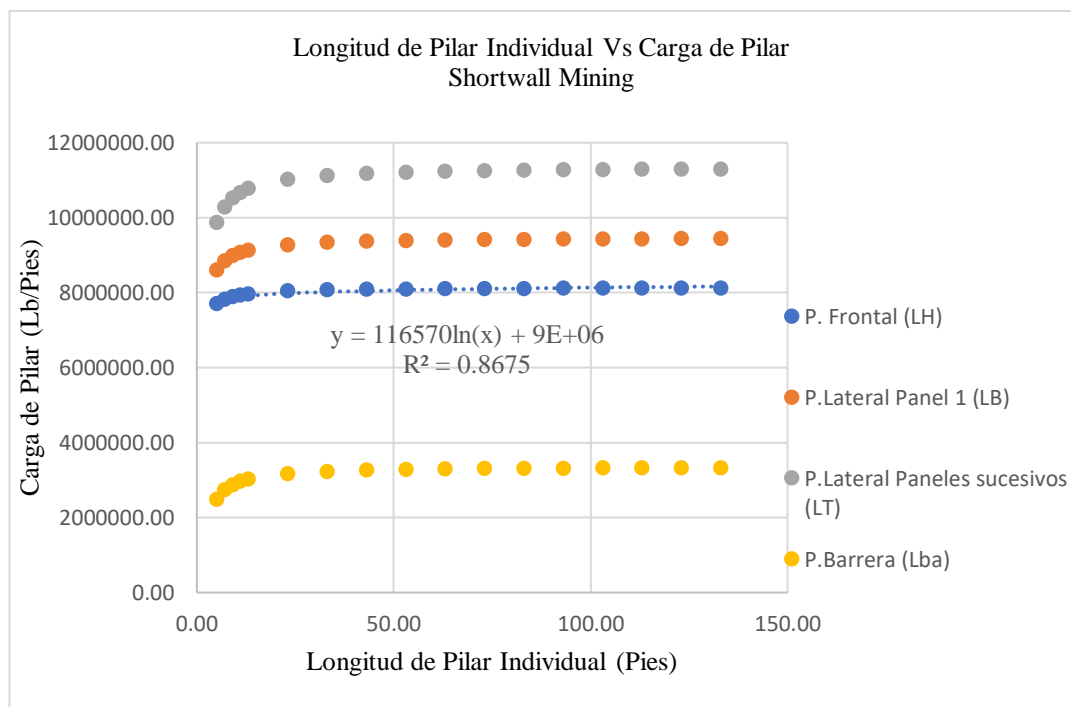


Fig. 4.3: Sensibilidad de carga de pilar en función de longitud de pilar

Fuente: *Elaboración Propia*

4.1.2. Resistencia de los pilares

La capacidad de carga del sistema de pilares de Shortwall Mining está directamente relacionado con la resistencia de los pilares individuales, por lo tanto, se realizó el análisis en función de los parámetros como tipo de roca, ancho de pilar y altura de pilar como sigue.

Se realizó un análisis comparativo para ver qué modelo de resistencia de pilar individual (SP) se ajusta mejor al estudio en función del parámetro RMR de mineral. En la fig. 4.4, se muestra la variación de SP en función de la calidad de roca.

Observando la fig. 4.4 se puede apreciar la irregularidad de los modelos de Yrarrazaval y Gonzales, mientras que Laubscher tiene un comportamiento lineal. Precisamente si el RMR de mineral se incrementa la resistencia de pilar también se incrementa linealmente.

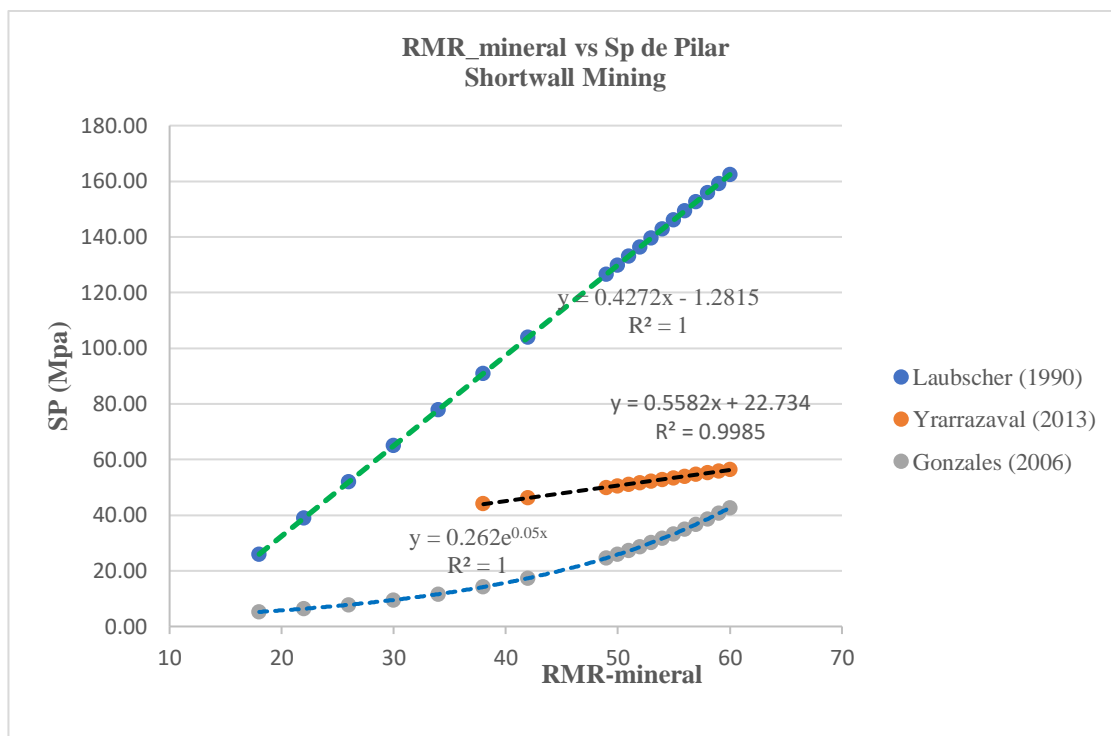


Fig. 4.4: Sensibilidad de las resistencias de pilar en función de RMR mineral
Fuente: *Elaboración Propia*

En la fig. 4.5, se observa el comportamiento de la resistencia del pilar en función del ancho de pilar; se observa también que los modelos de Yrarrazaval muestran que si el ancho de pilar se incrementa la resistencia de pilar individual tiene un incremento insignificante, puesto que no se ajusta a lo indicado por Marck (1990). Mientras que en el modelo de Laubscher, si se aprecia el incremento considerado del SP en función del ancho del ancho de pilar.

Por lo tanto, se concluye cuando se incrementa el ancho de pilar, su resistencia también se incrementa en una función de regresión cuadrática. Dentro de la operación minera no se espera el incremento, sino más bien el objeto es reducir el ancho de pilar en lo más mínimo para alcanzar la recuperación por encima de 80%.

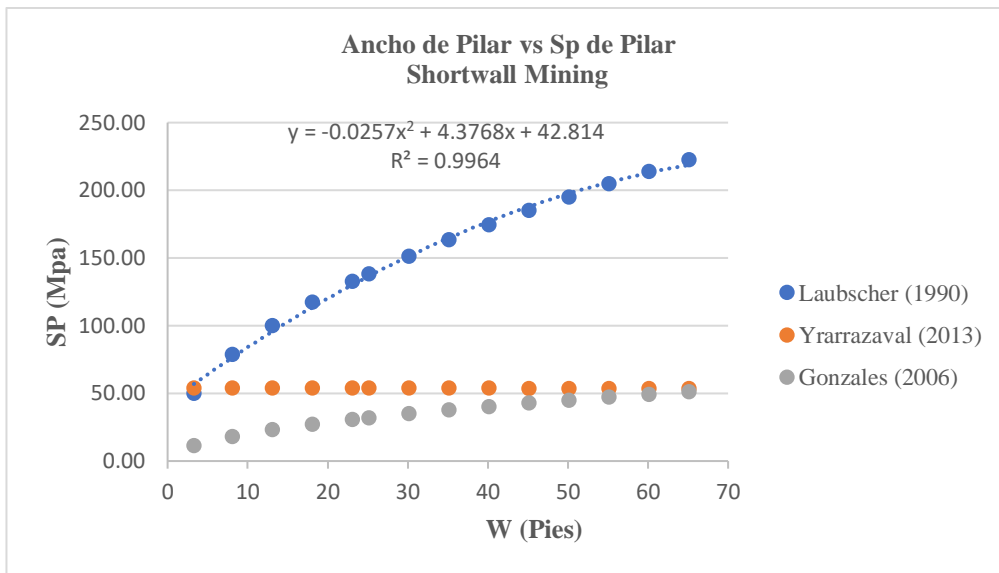


Fig. 4.5: Sensibilidad de las resistencias de pilar en función de ancho de pilar
Fuente: *Elaboración Propia*

Por otro lado, en función de la relación de esbeltes (w/h), si se incrementa la altura del pilar, la SP tiende a disminuir, en la fig. 4.6, se observa el efecto, sin embargo, en el modelo de Yrarrazaval se observa una disminución insignificante, mientras que en los otros modelos si se observa el efecto considerable.

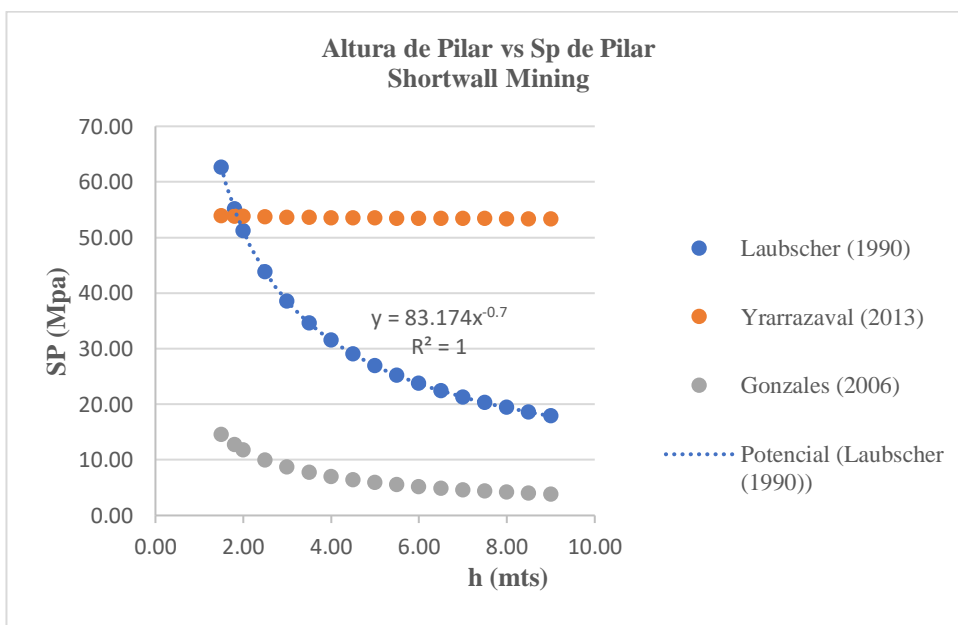


Fig. 4.6: Sensibilidad de las resistencias de pilar en función de alto de pilar
Fuente: *Elaboración Propia*

4.1.3. Factor de estabilidad de los pilares

La carga de los pilares se incrementa a medida que se incrementa el encampane, del mismo modo el factor de seguridad también se disminuye por las altas concentraciones de presiones como se aprecia en la fig. 4.7. A partir de 850m de encampane o profundidad de yacimiento los pilares laterales requieren de soporte de algún tipo de sostenimiento.

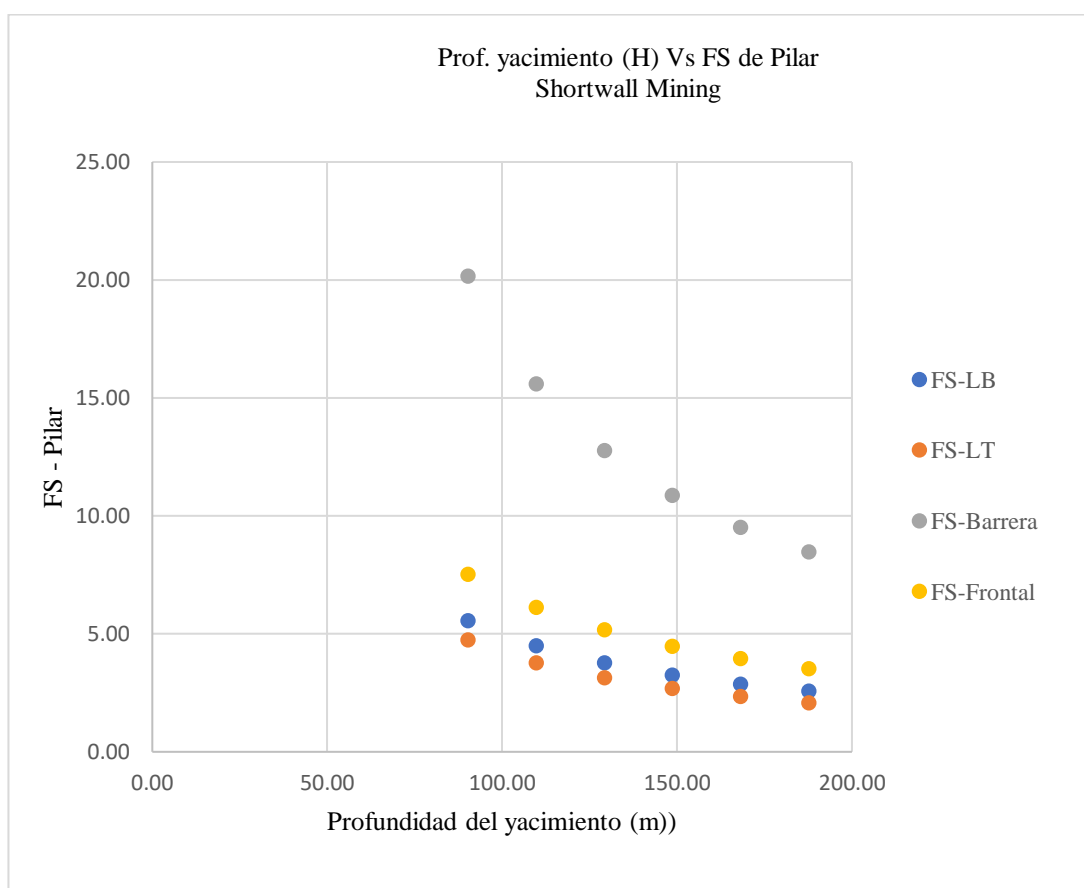


Fig. 4.7: Sensibilidad de FS en función de profundidad del yacimiento

Fuente: *Elaboración Propia*

4.1.4. Modos de falla de los pilares

Cuando se realizó la excavación de los primeros paneles el problema de colapso o derrumbe del techo en los paneles son insignificantes, en cambio en los paneles sucesivos la acumulación de esfuerzo se incrementó en porcentajes de 15% a 20%; mientras que en panel 2 el área de diseño de pilar redujo en 78% como se aprecia en la fig. 4.8.

Se concluye, a mayor área abierta mayor probabilidad de ocurrencia de los modos de falla por estallido de pilar; porque se someten a altas presiones de los paneles contiguos.

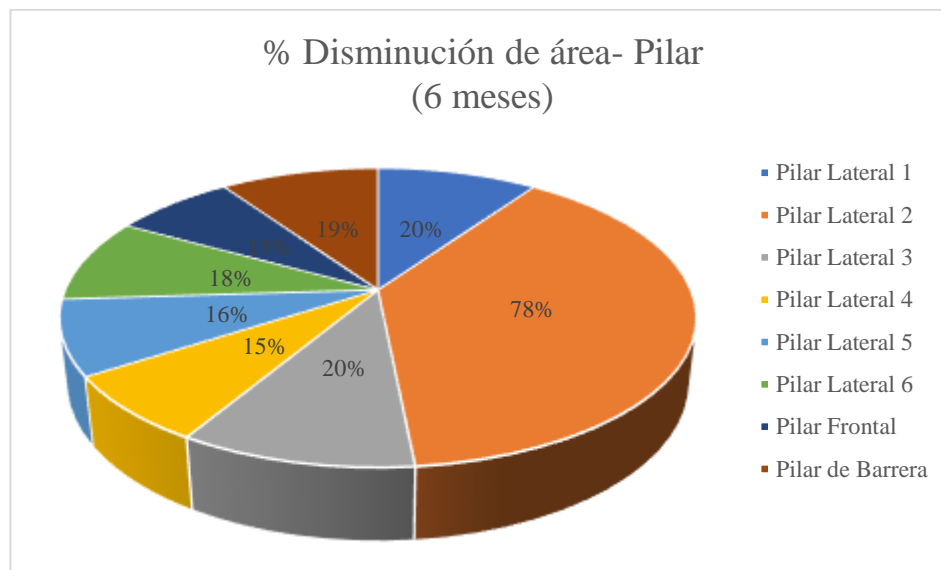


Fig. 4.8: Porcentaje de reducción de área de pilares después de los 6 meses
Fuente: *Elaboración Propia*

En cambio, a los 3 meses contados desde el inicio de la explotación los pilares laterales sufren una disminución de su área de diseño en un 10% en promedio (fig. 4.9), concluyendo de esta manera que el tiempo de explotación de los paneles para el diseño es de 4 meses como máximo.

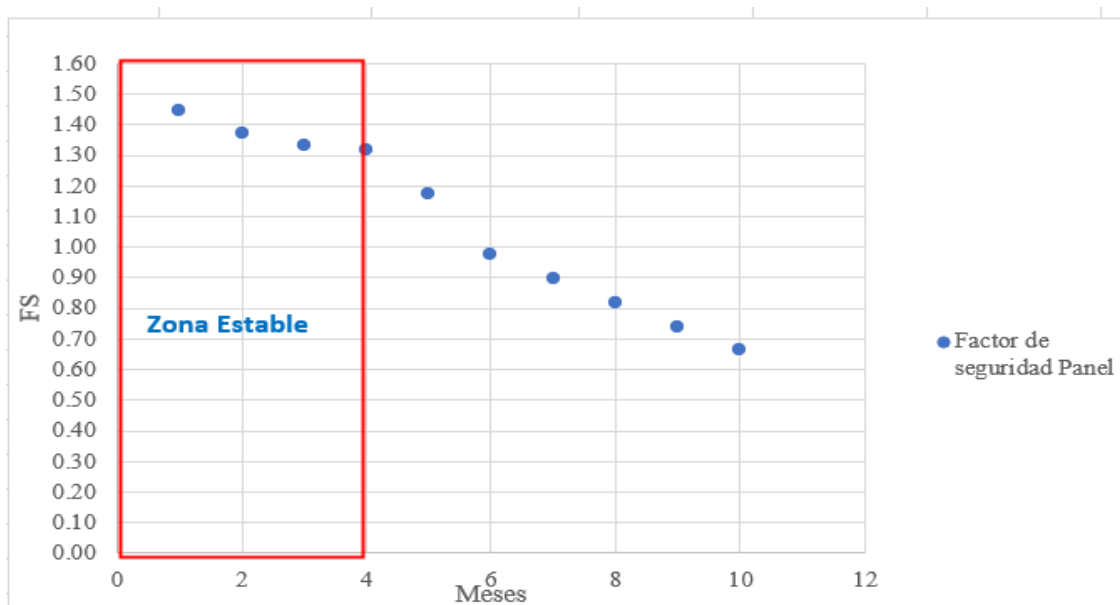


Fig. 4.9: Sensibilidad de FS en función del tiempo en meses
Fuente: *Elaboración Propia*

4.1.5. Carga de panel

Una variable importante para la cantidad de carga a soportar del panel de Shortwall Mining es el ancho del panel, en la fig. 4.10, se ha analizado el comportamiento de la carga a soportar frente al ancho de panel. Se observa un comportamiento lineal, si se incrementa el ancho de panel, la carga a soportar también se incrementa.

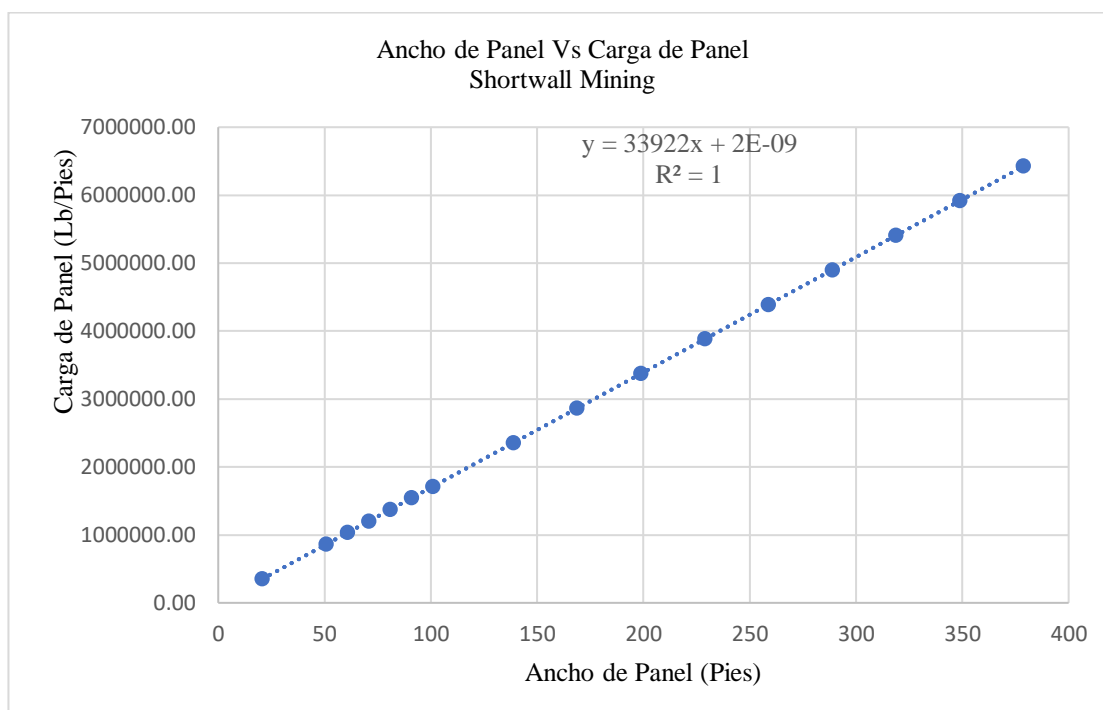


Fig. 4.10: Sensibilidad de la carga de panel en función de ancho de panel

Fuente: Elaboración Propia

Otra variable importante es el ángulo de corte (β), en la fig. 4.11 se realizó la sensibilización de la carga de panel en función del ángulo de corte, demostrando si el ángulo de corte (β) se incrementa la carga de pilar disminuye. En cambio, cuando el ángulo corte (β) disminuye hasta 10° la carga de pilar se incrementa, debajo de los 10° la carga a soportar se mantiene constante, porque las líneas del ángulo ya no se cruzan hasta llegar a superficie.

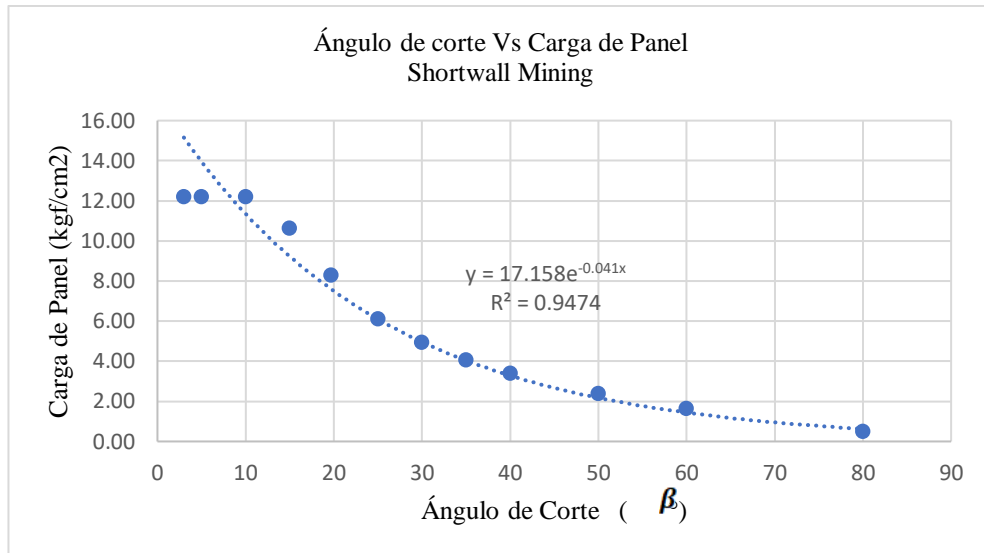


Fig. 4.11: Sensibilidad de carga de panel en función de ángulo de corte.
Fuente: Elaboración Propia

4.1.6. Resistencia de los cuadros de madera

En función de las tensiones admisibles y tensiones de trabajo se determinó el factor de seguridad para cada elemento del cuadro; para las condiciones de diseño, es decir el ancho de panel de 42.24m el sostenimiento con cuadros de madera no es estable, en la fig. 4.12 se observa que el cuadro de madera es estable hasta un ancho de panel de 16.74m. Para que el cuadro se considere estable todos sus elementos debe cumplir la sollicitación de factor de seguridad de 1.30.

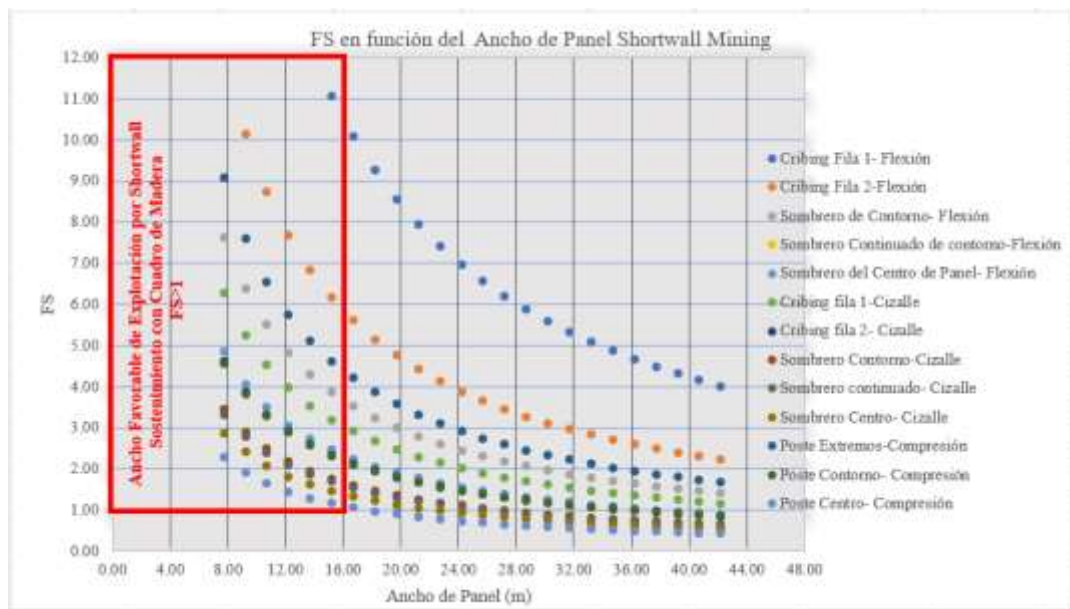


Fig. 4.12: Ancho máximo de explotación con Cuadros de Madera
Fuente: Elaboración propia

4.1.7. Resistencia de los puntales de madera

Del mismo modo el sostenimiento con puntales de madera tampoco ofrece estabilidad a la excavación hasta un ancho de 42.24m porque el factor de seguridad está debajo de 1.30 sobre todo en los puntales instalados en el centro de panel. Sin embargo, es estable hasta 15.24m, con factor de seguridad por encima de 1.30 como se observa en la fig. 4.13.

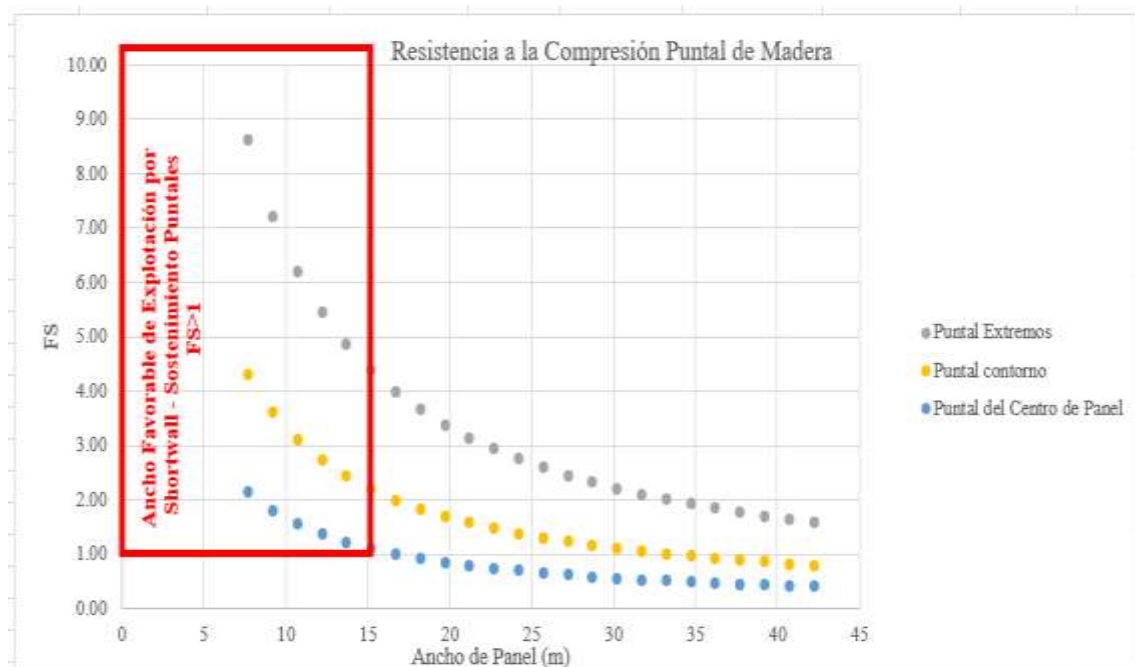


Fig. 4.13: Ancho Máximo de excavación con puntales

Fuente: Elaboración propia

4.1.8. Resistencia de los paquetes de madera

El sostenimiento con wood pack tampoco ofrecen estabilidad con el diseño propuesto; por lo que se analizó para garantizar la estabilidad las siguientes variables. En la fig. 4.14 se observa el comportamiento del factor de seguridad de los wood packs en función del ancho de panel de explotación, se consta que hasta un 27.24m los paquetes de madera ofrecen estabilidades superiores a 1.30.



Fig. 4.14: Ancho Máximo de excavación con Wood Pack

Fuente: Elaboración propia

Otra de las variables que se analizó es el ancho tributario del wood pack, con un ancho tributario de 4.50m no es estable, en la fig.4.15 muestra que el paquete de madera ofrece estabilidad reduciendo el ancho tributario a 3.50m, manteniendo el ancho de panel de 42.24m.



Fig. 4.15: Ancho Tributario Máximo para sostenimiento con Wood Pack

Fuente: Elaboración propia

4.1.9. Resistencia de sostenimiento con cuadros de madera más wood pack

La instalación de cuadros de madera más wood pack distribuidos sistemáticamente no ofrecen tampoco seguridades superiores a 1.30, razón por la cual se analizó uno de las variables como el ancho de panel de excavación como se observa en la fig. 4.16. Reduciendo el ancho de panel hasta 33.24m, se logra un factor de seguridad de 1.32, demostrando de esta manera que el sostenimiento con cuadros de

madera más wood pack es estable a corto plazo, tiempo necesario para explotar el panel.

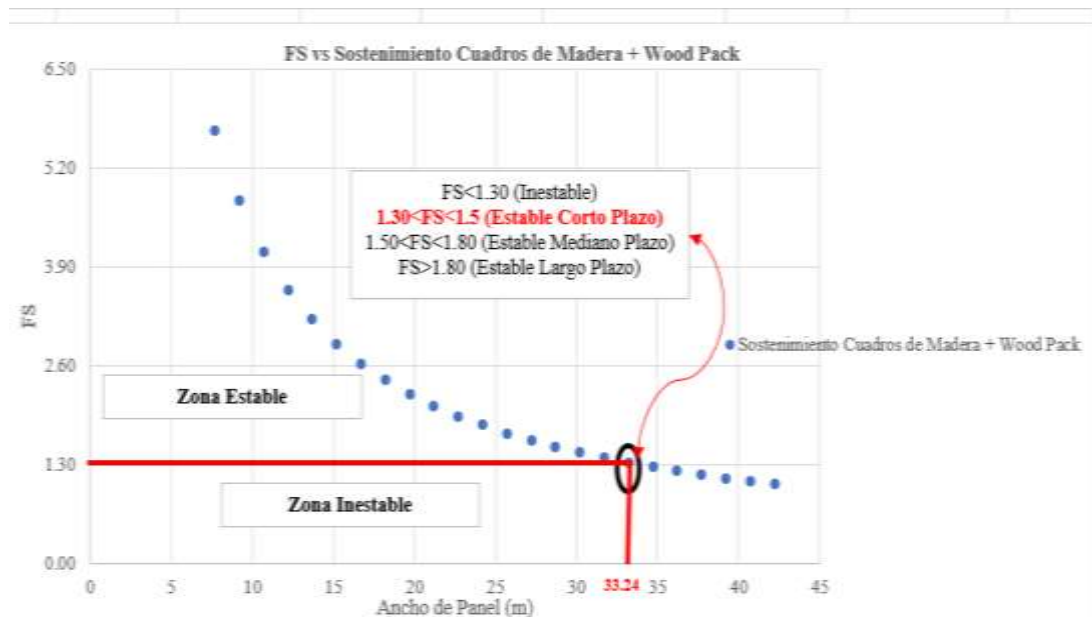


Fig. 4.16: Sensibilidad del FS vs ancho de panel-Cuadro más Wood pack
 Fuente: Elaboración propia

4.1.10. Resistencia de sostenimiento con puntales de madera más wood pack

La instalación de puntales de madera más wood pack tampoco ofrece estabilidad para el diseño propuesto, por lo que se analizó el variable ancho de panel para dar estabilidad aplicando este tipo de sostenimiento. En la fig. 4.17 se observa que hasta 34.74m ofrece la estabilidad con un factor de seguridad de 1.35.

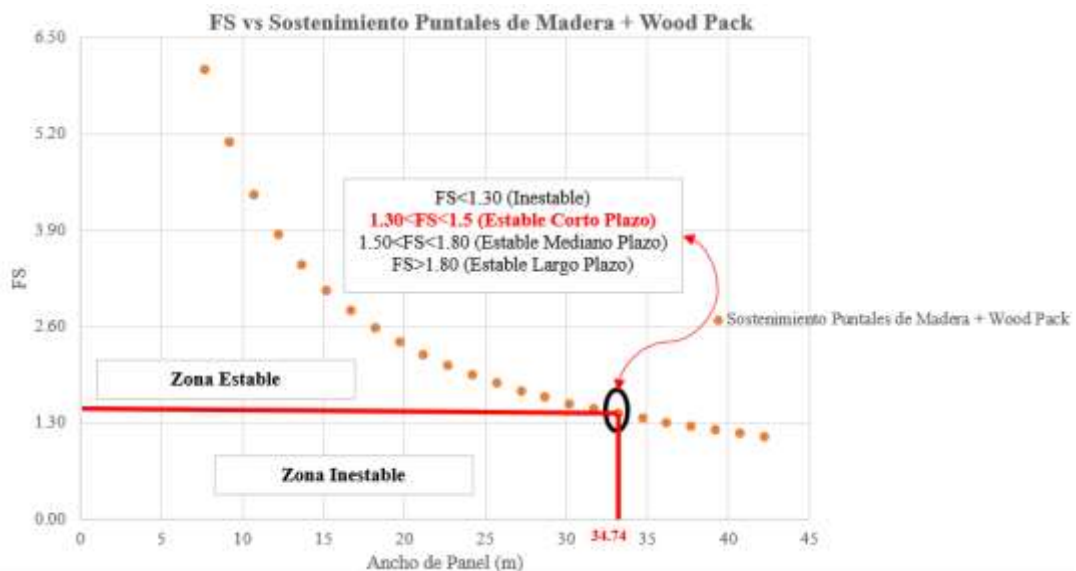


Fig. 4.17: Sensibilidad del FS vs ancho de panel-Puntales más Wood pack
 Fuente: Elaboración propia

4.2. Contrastación de hipótesis

4.2.1. Contrastación de Hipótesis general

Se planteó la hipótesis nula (H_0) y alterna (H_1) para estabilidad de los pilares, considerando el factor de seguridad por encima de 1.5 como estables, y se planteó lo siguiente:

$$H_0: FS\text{-pilares} \geq 1.5$$

$$H_1: FS\text{-pilares} < 1.5$$

El nivel de significancia se consideró como $\alpha = 0.05$; y la función pivotal normal se estableció como la siguiente expresión:

$$Z = \frac{\bar{X} - \mu}{\sigma / \sqrt{n}} \quad (4.1)$$

Donde el promedio de factor de estabilidad de los pilares (\bar{X}) de 2.53, desviación estándar (σ) de 1.07, número de datos de todos los pilares laterales estudiados (n) de 32; reemplazando se obtiene que (Z) es de -1.43. Delineando en la función se obtiene como lo que muestra la fig. 4.18.

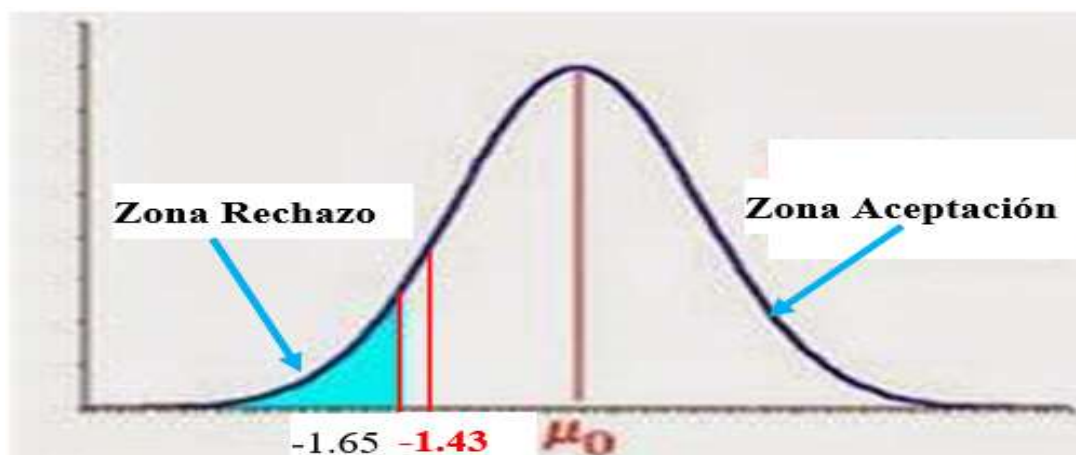


Fig. 4.18: Toma de decisión de la prueba de hipótesis de pilar
Fuente: Elaboración propia

En conclusión, se acepta la hipótesis nula y se rechaza la hipótesis alterna, es decir diseñando los pilares se conserva la estabilidad del panel de Shortwall Mining.

Se planteó también la hipótesis nula (H_0) y alterna (H_1) para estabilidad de los soportes con madera, considerando el factor de seguridad por encima de 1.3 como estables, y se planteó lo siguiente:

$$H_0: \text{FS-soportes de madera} \geq 1.3$$

$$H_1: \text{FS-soportes de madera} < 1.3$$

El nivel de significancia se consideró como $\alpha = 0.05$; y se planteó la función pivotal de t de student como la siguiente expresión:

$$t = \frac{\bar{X} - \mu}{s/\sqrt{n}} \quad (4.2)$$

Donde el promedio de factor de seguridad de los soportes de madera (\bar{X}) de 1.23, desviación estándar muestral (s) de 0.97 y como número de muestra los elementos de los soportes de madera (n) de 8; reemplazando se obtiene (t) de -0.20. Delineando en la función se obtiene como lo que muestra la fig. 4.19.

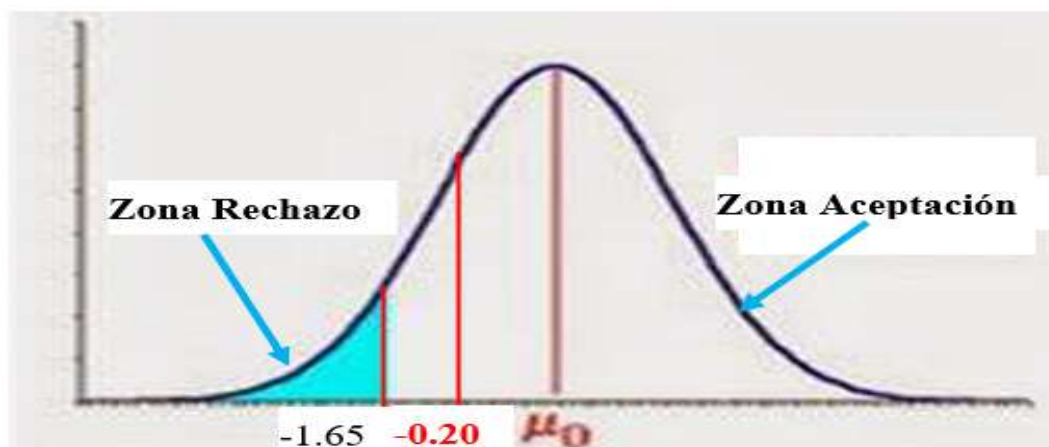


Fig. 4.19: Toma de decisión de la prueba de hipótesis de soportes de madera
Fuente: Elaboración propia

En conclusión, se acepta la hipótesis nula y se rechaza la hipótesis alterna, es decir diseñando los soportes de madera se conserva la estabilidad del panel de Shortwall Mining.

4.2.2. *Contrastación de Hipótesis específica 1*

Se planteó la hipótesis nula (H_0) y alterna (H_1) para frecuencia de ocurrencia de los modos de falla, como se determinó que hasta por debajo de los 4 meses es aceptable el tiempo de explotación, por lo tanto, queda como:

H_0 : Tiempo estable de explotación ≤ 4 meses

H_1 : Tiempo inestable de explotación > 4 meses

El nivel de significancia se consideró como $\alpha = 0.05$; y se planteó la función pivotal de t de student como la expresión (4.2), donde el promedio de meses (\bar{X}) de 6, desviación estándar muestral (s) de 3.03 y como número de muestra de los meses (n) de 10; reemplazando se obtiene (t) de 1.57. Delineando en la función se obtiene como lo que muestra la fig. 4.20.

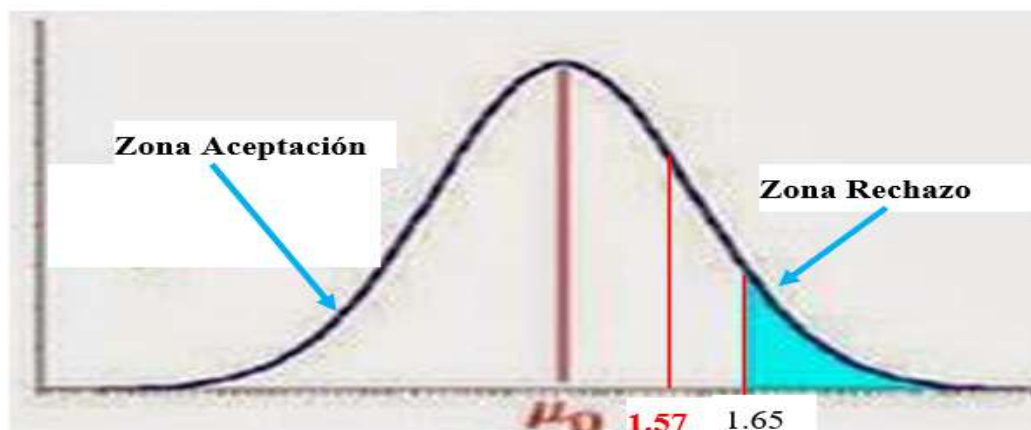


Fig. 4.20: Toma de decisión de la prueba de hipótesis de explotación

Fuente: Elaboración propia

En conclusión, se acepta la hipótesis nula y se rechaza la hipótesis alterna, es decir hasta los 4 meses son estables los pilares y los soportes de madera.

4.2.3. *Contrastación de Hipótesis específica 2*

Se planteó la hipótesis nula (H_0) y alterna (H_1) para la recuperación de mineral, considerando que una recuperación Insitu de hasta 80% es aceptable para el método de explotación, por lo tanto, queda como:

H_0 : Recuperación de mineral $\geq 80\%$

H1: Recuperación de mineral < 80%

El nivel de significancia se consideró como $\alpha = 0.05$; y aplicando la función pivotal según la ecuación (4.2), donde el promedio de recuperación de yacimientos (\bar{X}) de 85%, desviación estándar muestral (s) de 0.027 y como número de muestra las vetas en estudio (n) de 4; reemplazando se obtiene (t) de 3.48. Delineando en la función se obtiene como lo que muestra la fig. 4.21.

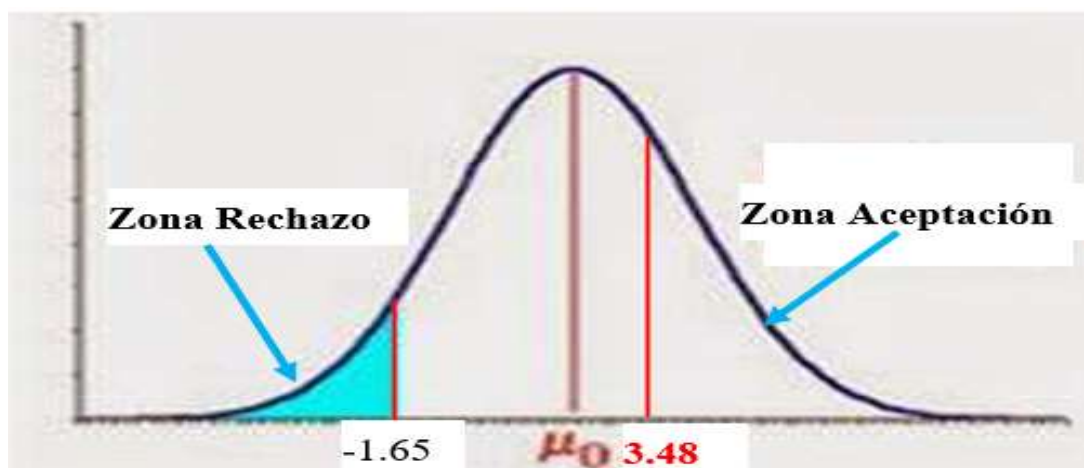


Fig. 4.21: Toma de decisión de la prueba de hipótesis de recuperación

Fuente: Elaboración propia

En conclusión, se acepta la hipótesis nula y se rechaza la hipótesis alterna, es decir aplicando el método de explotación Shortwall Mining, se recupera el 80% del yacimiento con los diseños estudiados, que es aceptable para el método.

CONCLUSIONES

Los yacimientos auríferos con bajos buzamientos y potencias reducidas obligan a explotarse por métodos convencionales como el Shortwall Mining y que requieren de algún soporte de madera como cuadros, puntales y/o paquetes de madera para estabilizar la excavación.

Para determinar el ángulo de corte (19°) de los pilares se realizaron las pruebas en mineral, porque los pilares se dejan en mineral en el método de explotación por Shortwall Mining; al realizar estas mediciones en desmonte podría variar su valor del ángulo.

La configuración de Shortwall Mining depende de los parámetros de los resultados de factor de estabilidad, y su tiempo de explotación máxima es de 4 meses para un panel; porque a partir de los 6 meses los pilares comienza sufrir modos de falla progresiva significativamente.

La carga de soporte de los pilares depende de la profundidad, ángulo de corte, la densidad de la roca y área excavada. Mientras incrementa el área excavada, la concentración de esfuerzos en los pilares laterales se incrementan más que en los pilares de barrera y pilares frontales.

Los pilares laterales tienen factor de estabilidad que varía entre 5.56 en los pilares cerca de la superficie y a medida que se incrementa la profundidad baja hasta 0.97. Mientras que en los pilares frontales están por encima de 1.74 y pilares de barrera por encima de 4.33, con disminuciones insignificantes con la profundidad.

El sostenimiento con cuadros de madera es estable hasta un máximo de 16.74m de ancho de panel con FS mayor a 1.30. Mientras que sostenimiento con cuadro de

madera más wood pack es estable hasta un máximo de 33.24m del ancho de explotación de panel con FS mayor que 1.32.

El sostenimiento con puntales es estable hasta un máximo de 15.24m con FS mayores a 1.30, mientras que el sostenimiento con puntales más wood pack ofrece estabilidad hasta un máximo de 34.74m con FS superior a 1.35, pero solo debe aplicarse a rocas tipo regular a buena.

El método de áreas tributarias facilitó determinar con mayor aproximación la carga de soporte de cada elemento del sostenimiento con madera y los pilares de Shortwall Mining; el porcentaje de error considerado es de 5% para toda la estimación del presente estudio.

La recuperación de mineral del yacimiento aplicando sostenimientos como cuadros de madera o puntales es de 82.99% y 80.33% respectivamente; mientras que aplicando sostenimientos mixtos como cuadros de madera más woodpack o puntales más woodpack la recuperación de mineral se incrementa a 86.41% y 82.0% respectivamente.

RECOMENDACIONES

Se recomienda realizar pruebas de tensiones por cuerda vibrante en varios paneles y en cada tipo de roca para determinar el ángulo de corte propia del yacimiento, considerando los procedimientos indicados en el presente estudio.

Para una correcta determinación de las frecuencias de modos de falla en los pilares se recomienda realizar seguimiento mensual de las ocurrencias de los eventos sin ningún tipo de soporte para determinar el tiempo de explotación propia del yacimiento.

Para estimaciones de tensiones admisibles de madera, se recomienda realizar ajustes acordes a las condiciones propias del yacimiento para determinar con aproximación certero para cada elemento del soporte.

Para estimaciones de tensiones de trabajo de los elementos de sostenimiento se recomienda respetar los lineamientos dados en esta investigación, teniendo en cuenta que las ecuaciones son ajustadas para el tipo de sostenimiento estudiado.

Se recomienda sostenimiento con cuadros de madera más wood pack en el panel de Shortwall Mining, para tipos de rocas III-B, IV-A y IV-B. Para este último se recomienda instalar marchavantes antes de la instalación de cuadros para evitar desmoronamiento de la caja techo.

Se recomienda el sostenimiento con puntales y wood pack en el panel de Shortwall Mining, cuando las cajas techo es definida y tipos de roca III-A o II-B, para evitar cualquier caída de roca por espacios vacíos de área tributaria del puntal.

BIBLIOGRAFÍA

- Acevedo Peñaloza, C. H., Villamizar Osorio, I., & Castro Duque, Y. (2018). Effort and safety factor in the unions of wooden structures used as carbon mine sustainability, mine case Baseli, Colombia. *Contemporary Engineering Sciences*, 11(70 (2018)), 3473-3481.
- Andino, G. (2000). *Manual de diseño para maderas del Grupo Andino*. Junta del Acuerdo de Cartagena PADT-REFORT, Lima.
- Balestrini, M., (2000). *Como se elaboran el proyecto de investigación*.
- Bieniawski, Z. T. (1968, May). Propagation of brittle fracture in rock. In *The 10th US symposium on rock mechanics (USRMS)*. OnePetro.
- Champi Huamani, J., & Lopez Auqui, S. (2015). Estudio comparativo de eficiencia de uso de puntales de seguridad simple y con el uso adecuado del jackpot en los tajeos de explotación del nivel 4430 de la Cía. Minera Caudalosa Chica saa.
- De Canales, F. H., De Alvarado, E. L., & Pineda, E. B. (1994). *Manual para el desarrollo de personal de salud*. Washington: Organización Panamericana de la Salud.
- Diederichs, M. S., & Kaiser, P. K. (1999). Stability of large excavations in laminated hard rock masses: the voussoir analogue revisited. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 36(1), 97-117.
- Esterhuizen, G. S., Dolinar, D. R., Ellenberger, J. L., & Prosser, L. J. (2011). *Pillar and roof span design guidelines for underground stone mines*.
- Falcón, J., & Herrera, R. (2005). *Análisis del dato Estadístico. Guía didáctica*.

- Fidias, G. & Arias, F. (1999). *El Proyecto de Investigación: Guía para su elaboración*. 3ra. Edición, Editorial Episteme. Caracas.
- Fuentes, C., (2016), “Evaluación recursos y reservas en vetas angostas” Grupo empresas Pro&Min.
- González-Nicieza, C., Álvarez-Fernández, M. I., Menéndez-Díaz, A., & Alvarez-Vigil, A. E. (2006). A comparative analysis of pillar design methods and its application to marble mines. *rock mechanics and rock engineering*, 39(5), 421-444.
- Hedley, D. G. F. (1972). *Stope-and-pillar design for the Elliot Lake Uranium Mines*.
- Henderson, P. G. (1980). Experience in longwall mining at Coalbrook Collieries. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 80(1), 22-33.
- Hernández, R., Fernández, C., & Baptista, M. (2003). *Metodología de la Investigación Interamericana*.
- Holland, C. T. (1973). *Mine Pillar Design*, section 13.8 of *SME Mining Engineering Handbook*, Vol. 1, Cummins, AB, and Given, I. A., editors.
- Huaranga Carhuavilca, B. (2020). *Evaluación económica de la recuperación de pilares de mineral en la explotación de la veta Cabana–nivel 3125 de Minera Aurífera Retamas SA*.
- Hustrulid, W. A., Hustrulid, W. A., Bullock, R. C., & Bullock, R. L. (Eds.). (2001). *Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies*. SME.
- Jiang, N., Wang, C., Pan, H., Yin, D., & Ma, J. (2020). Modeling study on the influence of the strip filling mining sequence on mining-induced failure. *Energy Science & Engineering*, 8(6), 2239-2255.

- Kang, Y., Liu, Q., Gong, G., & Wang, H. (2014). Application of a combined support system to the weak floor reinforcement in deep underground coal mine. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 71, 143-150.
- Konicek, P., Schreiber, J. 2018. Heavy rockbursts due to longwall mining near protective pillars: A case study. *Int. J. Rock Mech. Min.*, Vol. 28 (5), pp. 799–806.
- Krauland, N., & Soder, P. E. (1987). Determining pillar strength-from pillar failure observation. *E&MJ-Engineering and Mining Journal*, 188(8), 34-40.
- Kushwaha, A., & Banerjee, G. (2005). Exploitation of developed coal mine pillars by shortwall mining—a case example. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 42(1), 127-136.
- Larson, M. Calibrating Numerical Modeling Tools for Stress Profiles in Longwall Mining. Centers for Disease Control and Prevention. Obtenido de: <https://www.originlab.com/index.aspx?go=SOLUTIONS/CaseStudies&PID=2118>.
- Laubscher, D. H. (1990). A geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 90(10), 257-273.
- Li, Y., Ren, Y., Wang, N., Luo, J., Li, N., Liu, Y., & Li, G. (2021). A Novel Mining Method for Longwall Panel Face Passing through Parallel Abandoned Roadways. *Shock and Vibration*, 2021.
- López, P. L. (2004). Población muestra y muestreo. *Punto cero*, 9(08), 69-74.
- Lunder, P. J. (1994). Hard rock pillar strength estimation an applied empirical approach (Doctoral dissertation, University of British Columbia).

- Mark, C. (1990). Pillar design methods for longwall mining (Vol. 9247). US Department of the Interior, Bureau of Mines.
- Maybee, W. G. (2000). Pillar design in hard brittle rocks. MA Sc. Thesis, Laurentian University.
- Nutsch, W. (1996). Tecnología de la madera y del mueble. Reverté.
- Obert, L., & Duvall, W. I. (1967). Rock mechanics and the design of structures in rock (Vol. 650). New York: Wiley.
- Ore C. (2006). Caracterización y rol de las fallas (E-W) secantes en la mineralización aurífera filoniana del batolito de Pataz, Perú.
- Peng, S. S. (2019). Longwall mining. CRC Press.
- Rojas Vigo, W. E. (2020). Factibilidad técnica-económica de la aplicación del método de explotación Long Wall Mining para incrementar la producción de carbón antracita en la mina Piñipata–2019.
- Sabino, C. (1992). Planteamiento de la investigación. *Quehacer Científico* Ii, 23.
- Salamon, MDG* & Munro, A. (1967). A study of the strength of coal pillars. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 68(2), 55-67.
- Sheorey, P. R., Das, M. N., Barat, D., Prasad, R. K., & Singh, B. (1987, December). Coal pillar strength estimation from failed and stable cases. In *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts* (Vol. 24, No. 6, pp. 347-355). Pergamon.
- Sjoberg, J. S. (1992, June). Failure modes and pillar behaviour in the Zinkgruvan mine. In *The 33rd US Symposium on Rock Mechanics (USRMS)*. OnePetro.
- Song, G., & Chugh, Y. P. (2018). 3D analysis of longwall face stability in thick coal seams. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 118(2), 131-142.

- Tamayo, M. (1998). proceso de la investigación científica: incluye glosario y manual de evaluación de proyectos.
- Wang, G., & Pang, Y. (2017). Surrounding rock control theory and Long Wall mining technology innovation. *International Journal of Coal Science & Technology*, 4(4), 301-309.
- Wang, J., Ning, J. G., Jiang, L., Jiang, J. Q., & Bu, T. (2018). Structural characteristics of strata overlying of a fully mechanized longwall face: a case study. *Journal of the southern african institute of mining and metallurgy*, 118(11), 1195-1204.
- Wen, J., Cheng, W., Chen, L., Shi, S., & Wen, Z. (2019). A study of the dynamic movement rule of overlying strata combinations using a short-wall continuous mining and full-caving method. *Energy Science & Engineering*, 7(6), 2984-3004.
- Wilson, A. H. (1972). An hypothesis concerning pillar stability. *Min Eng (London)*, 131(141), 409-417.
- Wilson, J. J., & Reyes Rivera, L. (1964). Geología del cuadrángulo de Pataz (Hoja 16-h)-[Boletín A 9].
- Yépez Moya, F., & Abuja, A. (2015). Guía Práctica para el Diseño de Estructuras de Madera de Conformidad con la Norma Ecuatoriana de la Construcción NEC 2015.
- Yrarrazaval Herrera, M. J. (2013). Nueva fórmula de resistencia para el diseño empírico de pilares de roca.
- Yu, X., Wu, H., Zhang, Z., & Deng, M. (2019). Stability Control for Gob-Side Entry Retaining with Supercritical Retained Entry Width in Thick Coal Seam Longwall Mining. *Energies (19961073)*, 12(7).

- Yu, Z. (1987). Evaluation of underground supports made of wood and other materials (Doctoral dissertation, Virginia Polytechnic Institute and State University).
- Zhang, J.X., Li, B.Y., Zhou, N., Zhang, Q. 2016. Application of solid backfilling to reduce hard-roof caving and longwall coal face burst potential. *Int. J. Rock Mech. Min.*, Vol. 88, pp. 197– 205.
- Zhang, W., Zhang, W., Zhang, D., Qi, D., & He, Z. (2021). A mechanical analysis of support instability risk along the strike of coalface in thick coal seam with large dip angle: a case study. *Earth Sciences Research Journal*, 25(1), 101-108.

ANEXOS

Anexo 1. Matriz de consistencia de la investigación

TÍTULO DEL PROYECTO:			INVESTIGADOR:						
<i>"Diseño de pilares y soportes de madera para conservar la estabilidad de paneles de explotación en shortwall mining para yacimientos auríferos"</i>			<i>Ing. Robert Godofredo Santiago Lucas</i>						
MATRIZ DE CONSISTENCIA									
PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES	METODOLOGÍA			
<i>General</i>	<i>General</i>	<i>General</i>	<i>Variable independiente</i>	<i>Tipo de investigación.</i>					
<p>¿Hasta qué medida los pilares y paneles de Shortwall Mining son estables con los tipos de sostenimiento con madera?</p> <p>¿Cuál es la frecuencia de ocurrencia de los modos de falla en los pilares de Shortwall Mining, que desestabiliza la explotación de los paneles?</p> <p>¿Cuál es el porcentaje de recuperación del yacimiento con la configuración estable del Shortwall Mining?</p>	<p>Diseñar los pilares y soportes de madera para conservar la estabilidad de excavación durante la explotación de yacimientos auríferos por método Shortwall Mining</p> <p>Determinar la frecuencia de ocurrencia de modos de falla en los pilares para establecer el tiempo de explotación de los paneles de Shortwall Mining</p> <p>Determinar el porcentaje de recuperación del yacimiento con la configuración estable de shortwall Mining</p>	<p>Diseñando los pilares y soportes de madera se estabilizará los paneles de Shortwall Mining propuesto</p> <p>Determinando la frecuencia de ocurrencia de los modos de falla, se establecerá el tiempo de explotación de los paneles de Shortwall Mining</p> <p>La recuperación del yacimiento con la configuración estable es aceptable para el método de explotación Shortwall Mining</p>	<p><i>Variable independiente</i></p> <p>Diseño de Pilares</p> <p>Soportes de madera</p> <p><i>Variable dependiente</i></p> <p>Estabilidad de Panel de Shortwall</p>	Pilares frontales	<p>Factor de seguridad pilares frontales</p> <p>Carga de pilares de frontales</p> <p>Resistencia de sistema de pilares frontales</p> <p>Frecuencia de modos de falla de los pilares frontales</p>	<p>Cuantitativo</p> <hr/> <p><i>Nivel de investigación</i></p>			
				Pilares laterales	<p>Factor de seguridad pilares laterales</p> <p>Carga de pilares de laterales</p> <p>Resistencia de sistema de pilares laterales</p> <p>Frecuencia de modos de falla de pilares laterales</p>	<p>Correlacional</p> <hr/> <p><i>Diseño de investigación.</i></p> <p>No experimental, que se aplicará de manera Longitudinal</p> <p><i>Técnicas.</i></p>			
				Pilares de Barrera	<p>Factor de seguridad pilares de entrada</p> <p>Carga de pilares de barrera</p> <p>Resistencia de sistema de pilares de barrera</p> <p>Frecuencia de modos de falla de pilares de barrera</p>	<p>La observación, en su tipo estructurado</p> <hr/> <p>Instrumentos de recolección de datos</p>			
				Cuadros de madera	<p>Tensiones admisibles a la flexión, corte y compresión paralela</p> <p>Tensiones de trabajo a la flexión, corte y compresión paralela</p> <p>Factor de seguridad de los cuadros de madera</p>	<p>Lista de frecuencias</p> <p>Mediciones planimétricas y observacioal de pilares</p> <p>Lista de cotejos</p>			
				Paquetes de madera	<p>Tensiones admisibles a la compresión normal</p> <p>Tensiones de trabajo a la compresión normal</p> <p>Carga vertical de soporte de wood pack</p> <p>Factor de seguridad de los paquetes de madera</p>	<p>Características geométricas y físicas de madera de eucaliptus</p> <p>Escala de estimación</p> <p>Mediciones de tensiones de los pilares por cuerda vibrante</p>			
				Puntales de madera	<p>Tensiones admisibles a la compresión paralela</p> <p>Tensiones de trabajo a la compresión paralela</p> <p>Factor de seguridad de los puntales</p>	<p>Población.</p> <p>Yacimientos auríferos del batólito de Pataz</p>			
							Panel de Shortwall	<p>Carga de área tributaria del panel</p> <p>Carga de pilar a soportar</p> <p>Recuperación del yacimiento</p>	<p>Muestra</p> <hr/> <p>Vetas angostas con buzamientos echados</p>

Fuente: Elaboración propia

Anexo 2. Otros.

Anexo 2-a: Operacionalización de las variables de la investigación

Variabes	Definición conceptual	Definición operacional	Dimensiones	Indicadores	Escala de medición
Pilares de Shortwall	Pilar es un bloque sólido de mena o de roca dejado en su lugar para estructuralmente sostener la galería de acceso a la mina, las paredes o el techo de esta (Peng, S., 2019).	El diseño de pilares comprende en dimensionar 3 pilares fundamentales (Mark, 1999). En este sentido las dimensiones de la variable son: pilares frontales, pilares laterales y pilares de entrada.	Pilares frontales	Factor de seguridad pilares frontales	FS \geq 2.5 (Estable Largo plazo) 1.5<FS<2.5 (Estable mediano plazo) FS= 1.5 (Estable corto plazo)
				Carga de pilares de frontales	Lb/Pies
				Resistencia de sistema de pilares frontales	Lb/Pies
				Frecuencia de modos de falla de los pilares frontales	Int. 1 a 12meses
			Pilares laterales	Factor de seguridad pilares laterales	FS \geq 2.5 (Estable Largo plazo) 1.5<FS<2.5 (Estable mediano plazo) FS= 1.5 (Estable corto plazo)
				Carga de pilares de laterales	Lb/Pies
				Resistencia de sistema de pilares laterales	Lb/Pies
				Frecuencia de modos de falla de pilares laterales	Int. 1 a 12meses
			Pilares de barrera	Factor de seguridad pilares de barrera	FS \geq 2.5 (Estable Largo plazo) 1.5<FS<2.5 (Estable mediano plazo) FS= 1.5 (Estable corto plazo)
				Carga de pilares de barrera	Lb/Pies
				Resistencia de sistema de pilares de barrera	Lb/Pies
				Frecuencia de modos de falla de pilares de barrera	Int. 1 a 12meses
Soportes de madera	Los soportes de madera son los que están sometidos a esfuerzos en sus diferentes elementos estructurales de sostenimiento con madera (Yu Z., 1987)	El diseño de soportes de madera comprende en diseñar los 3 tipos de sostenimientos con madera (Yu Z., 1987). En este sentido las dimensiones de la variable soportes son: Cuadros de madera, puntales y paquetes de madera.	Cuadros de madera	Tensiones admisibles a la flexión, corte y compresión paralela	Mpa
				Tensiones de trabajo a la flexión, corte y compresión paralela	Mpa
				Factor de seguridad de los cuadros de madera	FS \geq 1.30 estable, FS< 1.30 inestable
			Paquetes de madera	Tensiones admisibles a la compresión normal	Mpa
				Tensiones de trabajo a la compresión normal	Mpa
				Carga vertical de soporte de wood pack	Tonelada
			Puntales de madera	Factor de seguridad de los paquetes de madera	FS \geq 1.30 estable, FS< 1.30 inestable
				Tensiones admisibles a la compresión paralela	Mpa
				Tensiones de trabajo a la compresión paralela	Mpa
				Factor de seguridad de los puntales	FS \geq 1.30 estable, FS< 1.30 inestable
Paneles de Shortwall	Área abierta producto de la explotación de Longwall Mining y que están delimitadas por pilares, las dimensiones dependen del estudio geomecánica de los macizos rocosos (Mark, 1999)	En algunos casos una dimensión puede ser considerada como una variable autónoma (Sabino, 2000). En este sentido las variables panel se una variable autónoma.	Panel de Shortwall	Carga de área tributaria del panel	Lb/Pies
				Carga de pilar a soportar	Lb/Pies
				Recuperación del yacimiento	%

Fuente: Elaboración propia


Anexo 2-b: Lista de frecuencias de modos de falla de pilares

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA									
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA									
"Diseño de pilares y soportes de madera para conservar la estabilidad de paneles de explotación en Shortwall Mining para yacimientos auríferos"									
Lista de Frecuencia de los Pilares de Shortwall Mining									
Pilares	Pilar 1	Pilar 2	Pilar 3	Pilar 4	Pilar 5	Pilar 6	Pilar Barrera	Pilar Frontal	Observación
Fecha	Área-Cond.	Área-Cond.	Área-Cond.	Área-Cond.	Área-Cond.	Área-Cond.	Área-Cond.	Área-Cond.	
	35.04	35.04	35.04	35.04	35.04	35.04	219.52	274.60	Diseño inicial.
20/02/22	34.37	34.73	34.59	34.25	33.92	34.62	198.50	272.83	Panel-I
20/05/22	32.18	31.67	32.58	32.04	31.68	32.84	198.50	270.03	Panel-I
20/08/22	29.39	30.02	30.75	29.90	29.52	28.66	196.50	265.48	Panel-I
20/03/22	34.37	32.04	33.50	33.60	33.92	34.62	190.50	269.20	Panel-II
19/06/22	32.19	30.20	31.90	31.20	31.68	32.84	187.90	250.0	Panel-II
25/04/22	28.20	7.73	27.90	29.90	29.32	28.66	172.30	238.20	Panel-II



Fuente: Elaboración propia

Anexo 2-c: Lista de chequeo de las características geométricas y físicas de madera

 UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA "Diseño de pilares y soportes de madera para conservar la estabilidad de paneles de explotación en Shortwall Mining para yacimientos auríferos"					
Recolección de Características de Madera					
Fecha	Elementos	Características de los elementos			Observaciones
		Diaméto	Longitud	Humedad	
20/05/22	Postes	8"	3.74m	12%	Con presencia de fisuras
	Sombreros	8"	1.52m	12%	Con ojos en centro de puntal
	Tirantes	4"	1.30m	12%	Mejales
	Cribing	6" x 4"	1.47m	12%	Primera Fila 4", segunda fila 6" long. (1.90m)
	Wood Pack	8"	1.50m	12%	Sin rajadura
	Puntal	8"	1.20m	12%	Destaco verde con algunas fisuras
19/06/22	Postes	7"	1.74m	13%	Sin fisuras
	Sombreros	8"	1.52m	13%	Sin ojos ni fisuras
	Tirantes	4"	1.30m	12%	Con fisuras
	Cribing	6" x 4"	1.47m	12%	Con ojos
	Wood Pack	7"	1.50m	11%	Con fisuras y con ojos
	Puntal	7"	1.20m	11%	
10/07/22	Postes	8"	1.74m	12%	
	Sombreros	8"	1.52m	12%	
	Tirantes	4"	1.30m	12%	
	Cribing	6" x 4"	1.47m	12%	
	Wood Pack	8"	1.50m	12%	
	Puntal	8"	1.20m	12%	rajadura fuerte
09/08/22	Postes	7"	1.74m	12%	
	Sombreros	8"	1.52m	12%	Sin rajadura
	Tirantes	4"	1.30m	12%	
	Cribing	6" x 4"	1.47m	12%	
	Wood Pack	7"	1.50m	12%	
	Puntal	7"	1.20m	12%	



Fuente: Elaboración propia

Anexo 2-d: Lista de medición de las cuerdas vibrantes en los pilares

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA													
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA													
"Diseño de pilares y soportes de madera para conservar la estabilidad de paneles de explotación en Shortwall Mining para yacimientos auríferos"													
Mediciones de tensiones en campo													
Paneles	Fecha	Pilar 1	Área del pilar	Tensión Pilar Lateral	Pilar 2	Área del pilar	Tensión Pilar Lateral	Pilar 3	Área del pilar	Tensión Pilar Lateral	Pilar 4	Área del pilar	Tensión Pilar Lateral
		rm-1	Ac_1	δs_1	rm-2	Ac_2	δs_2	rm-3	Ac_3	δs_3	rm-4	Ac_4	δs_4
		lbs/pulg ⁴	Pulg ²	lbs/pulg ²	lbs/pulg ⁴	Pulg ²	lbs/pulg ²	lbs/pulg ⁴	Pulg ²	lbs/pulg ²	lbs/pulg ⁴	Pulg ²	lbs/pulg ²
Panel 1	10-01-22	0.0125	13.2x31.45		0.0334	13.1x31.45		0.0134	13.1x31.45				
	30-01-22	0.0133	11		0.0242	11		0.0333	11				
	09-02-22	0.0121	11		0.0145	11		0.0232	11				
	11-03-22	0.0121	11		0.0192	11		0.0221	11				
	31-03-22	0.0025	11		0.0132	11		0.0221	11				
	09-04-22	0.0121	11		0.0192	11		0.0232	11				
	04-05-22	0.0123	11		0.0221	11		0.0432	11				
Prom.		0.0112			0.0200			0.0258					
Panel 2	10-01-22	0.0113	11		0.0325	11		0.0316	11				
	30-01-22	0.0127	11		0.0182	11		0.0122	11				
	09-02-22	0.0113	11		0.0299	11		0.0245	11				
	11-03-22	0.0147	11		0.0254	11		0.0292	11				
	31-03-22	0.0125	11		0.0295	11		0.0152	11				
	09-04-22	0.0131	11		0.0149	11		0.0299	11				
	04-05-22	0.0123	11		0.0233	11		0.0223	11				
Panel 3													
Panel 3	09-05-22	0.0194	11		0.0534	11		0.0262	11				
	18-06-22	0.0123	11		0.0212	11		0.0275	11				
	07-07-22	0.0115	11		0.0215	11		0.0115	11				
	28-07-22	0.0142	11		0.0311	11		0.0145	11				
	18-08-22	0.0112	11		0.0292	11		0.0412	11				
	09-09-22	0.0124	11		0.0222	11		0.0322	11				
	29-09-22	0.0123	11		0.0123	11		0.0323	11				
20-10-22	0.0115	11		0.0235	11		0.0245	11					
Panel 4													
Panel 4	09-05-22	0.0122	11		0.0245	11		0.0244	11				
	18-06-22	0.0115	11		0.0315	11		0.0115	11				
	08-07-22	0.0112	11		0.0312	11		0.0212	11				
	29-07-22	0.0113	11		0.0213	11		0.0249	11				
	19-08-22	0.0112	11		0.0377	11		0.0277	11				
	09-09-22	0.0113	11		0.0113	11		0.0247	11				
	29-09-22	0.0123	11		0.0239	11		0.0239	11				
2-10-22	0.0115	11		0.0115	11		0.0249	11					

Prom.

Fuente: Elaboración propia

Anexo 2-e: Cálculos de estimación de ángulo de corte de pilar

Panales	Fecha	Pilar 1	Área del pilar	Tensión Pilar Lateral	Pilar 2	Área del pilar	Tensión Pilar Lateral	Pilar 3	Área del pilar	Tensión Pilar Lateral
		rm-1	Ac_1	δs_1	rm-2	Ac-2	δs_2	rm-3	Ac_3	δs_3
		lbs/pulg ⁴	Pulg ²	lbs/pulg ²	lbs/pulg ⁴	Pulg ²	lbs/pulg ²	lbs/pulg ⁴	Pulg ²	lbs/pulg ²
Panel 1	10/01/2022	0.0125	54312.11	678.90	0.0334	54312.11	1814.02	0.0334	54312.11	1814.02
	30/01/2022	0.0138	54312.11	749.51	0.0264	54312.11	1433.84	0.0335	54312.11	1819.46
	19/02/2022	0.0129	54312.11	700.63	0.0245	54312.11	1330.65	0.0232	54312.11	1260.04
	11/03/2022	0.0221	54312.11	1200.30	0.0382	54312.11	2074.72	0.0221	54312.11	1200.30
	31/03/2022	0.0235	54312.11	1276.33	0.0332	54312.11	1803.16	0.0221	54312.11	1200.30
	19/04/2022	0.0221	54312.11	1200.30	0.0242	54312.11	1314.35	0.0232	54312.11	1260.04
	9/05/2022	0.0123	54312.11	668.04	0.0258	54312.11	1401.25	0.0432	54312.11	2346.28
Total	0.0170	54312.11	924.86	0.0294	54312.11	1596.00	0.0287	54312.11	1557.21	
Panel 2	10/01/2022	0.0218	54312.11	1184.00	0.0325	54312.11	1765.14	0.0316	54312.11	1716.26
	30/01/2022	0.0127	54312.11	689.76	0.0287	54312.11	1558.76	0.0127	54312.11	689.76
	19/02/2022	0.0213	54312.11	1156.85	0.0289	54312.11	1569.62	0.0295	54312.11	1602.21
	11/03/2022	0.0147	54312.11	798.39	0.0254	54312.11	1379.53	0.0297	54312.11	1613.07
	31/03/2022	0.0125	54312.11	678.90	0.0285	54312.11	1547.90	0.0252	54312.11	1368.67
	19/04/2022	0.0131	54312.11	711.49	0.0345	54312.11	1873.77	0.0259	54312.11	1406.68
	9/05/2022	0.0123	54312.11	668.04	0.0283	54312.11	1537.03	0.0323	54312.11	1754.28
Promedio	0.0155	54312.11	841.06	0.0295	54312.11	1604.53	0.0267	54312.11	1450.13	
Panel 3	29/05/2022	0.0139	54312.11	754.94	0.0534	54312.11	2900.27	0.0262	54312.11	1422.98
	18/06/2022	0.0123	54312.11	668.04	0.0242	54312.11	1314.35	0.0275	54312.11	1493.58
	8/07/2022	0.0215	54312.11	1167.71	0.0215	54312.11	1167.71	0.0215	54312.11	1167.71
	28/07/2022	0.0142	54312.11	770.69	0.0358	54312.11	1944.37	0.0295	54312.11	1602.21
	18/08/2022	0.0212	54312.11	1151.42	0.0282	54312.11	1531.60	0.0412	54312.11	2237.66
	8/09/2022	0.0224	54312.11	1216.59	0.0222	54312.11	1205.73	0.0322	54312.11	1748.85
	29/09/2022	0.0123	54312.11	668.04	0.0323	54312.11	1754.28	0.0323	54312.11	1754.28
20/10/2022	0.0115	54312.11	624.59	0.0235	54312.11	1276.33	0.0215	54312.11	1167.71	
Promedio	0.0162	54312.11	877.75	0.0301	54312.11	1636.83	0.0290	54312.11	1574.37	
Panel 4	29/05/2022	0.0122	54312.11	662.61	0.0245	54312.11	1331.73	0.0289	54312.11	1569.62
	18/06/2022	0.0215	54312.11	1167.71	0.0315	54312.11	1710.83	0.0315	54312.11	1710.83
	8/07/2022	0.0119	54312.11	646.31	0.0312	54312.11	1694.54	0.0259	54312.11	1406.68
	28/07/2022	0.0113	54312.11	613.73	0.0268	54312.11	1455.56	0.0278	54312.11	1509.88
	18/08/2022	0.0317	54312.11	1721.69	0.0317	54312.11	1721.69	0.0350	54312.11	1900.92
	8/09/2022	0.0113	54312.11	613.73	0.0313	54312.11	1699.97	0.0247	54312.11	1341.51
	29/09/2022	0.0123	54312.11	668.04	0.0329	54312.11	1786.87	0.0239	54312.11	1298.06
20/10/2022	0.0215	54312.11	1167.71	0.0315	54312.11	1710.83	0.0289	54312.11	1569.62	
Promedio	0.0167	54312.1121	907.69	0.0302	54312.11	1639.00	0.0283	54312.11	1538.39	

Panales	H	Y	Pilar 1			Pilar 2			Pilar 3			Prom. Block
	(Pies)	Lb/pies ³	Lp	Wc	β °	Lp	Wc	β °	Lp	Wc	β °	
Panel 1	296.506	168.56	13.12	5.7072	19.80	28.7401584	5.7072	18.76	28.7401584	5.7072	18.33	18.96
Panel 2	296.506	168.56	13.12	5.7072	18.13	28.7401584	5.7072	18.85	28.7401584	5.7072	17.15	18.04
Panel 3	296.506	168.56	13.12	5.7072	18.86	28.7401584	5.7072	19.20	28.7401584	5.7072	18.52	18.86
Panel 4	296.506	168.56	13.12	5.7072	19.46	28.7401584	5.7072	19.23	28.7401584	5.7072	18.13	18.94
Promedio	296.51	168.56	13.12	5.71	19.06	28.74	5.71	19.01	28.74	5.71	18.03	

Fuente: Elaboración propia

Anexo 2-f: Agrupamiento de las maderas según contenido de humedad

Contenido de humedad de la madera			
$H \geq 30\%$		$H = 12\%$	
Grupo	Especie maderera	Grupo	Especie maderera
E 2	Eucalipto	ES 2	Eucalipto
E 3	Ulmo	ES 3	Lingue
E 4	Araucaria Coigüe Coigüe (Chiloé) Coigüe (Magallanes) Raulí Roble Roble (Maule) Tineo	ES 4	Araucaria Coigüe Coigüe (Chiloé) Laurel Lenga Mañío Hojas Largas Roble Roble (Maule) Tineo Ulmo
E 5	Alerce Canelo (Chiloé) Ciprés de la Cordillera Ciprés de las Guaitecas Laurel Lenga Lingue Mañío Macho Olivillo Pino Oregón Tepa	ES 5	Alerce Canelo Canelo (Chiloé) Ciprés de la Cordillera Coigüe (Magallanes) Mañío Macho Olivillo Pino Insigne Pino Oregón Raulí Tepa
E 6	Alamo Pino Insigne	ES 6	Alamo Ciprés de las Guaitecas Mañío Hembra

Fuente: Norma Nch 1198-2006, p.150

Anexo 2-g: Relación entre el agrupamiento de especies, el grado estructural y la clase estructural de la madera

Clasificación visual		Agrupamiento de especies						
Grado estructural ^{*)}	Razón de resistencia	ES1	ES2	ES3	ES4	ES5	ES6	ES7
		Clase estructural						
Nº1	0,75	-	F34	F27	F22	F17	F14	F11
Nº2	0,60	F34	F27	F22	F17	F14	F11	F8
Nº3	0,48	F27	F22	F17	F14	F11	F8	F7
Nº4	0,38	F22	F17	F14	F11	F8	F7	F5

*) Grados estructurales definidos en NCh1207 y NCh1970.

Fuente: Norma Nch 1198-2006, p.27

Anexo 2-h: Variación de las propiedades resistentes para una variación del contenido de humedad igual a 1%

Tensión admisible o módulo elástico	Variación de la resistencia para ΔH - 1%	
	ΔR	
	Especies en general	Pino radiata
Flexión	0,020 5	0,025 0
Compresión paralela	0,020 5	0,048 0
Tracción paralela	0,020 5	0,025 0
Compresión normal	0,026 7	0,033 0
Cizalle	0,016 0	0,015 0
Módulo de elasticidad en flexión	0,014 8	0,017 0
Índice de aplastamiento en compresión normal $E_{cn,h}$	-	0,029 0

Fuente: Norma Nch 1198-2006, p.29

Anexo 2-i: Incremento o decremento de los valores de resistencia por cada 1°C de incremento o decremento de temperatura

Propiedad	Contenido de humedad %	Incremento por enfriamiento bajo 20°C (no menor que -180°C)	Decremento por calentamiento sobre 20°C (no mayor que 67°C)
		C_t	C_t
Módulo de elasticidad	0	+ 0,000 7	- 0,000 7
	12	+ 0,002 7	- 0,003 8
Otras propiedades	0	+ 0,003 1	- 0,003 1
	12	+ 0,005 8	- 0,008 8

Fuente: Norma Nch 1198-2006, p.164



Ley N°30035
Respositorio Nacional Digital



**UNIVERSIDAD
NACIONAL DE
INGENIERIA**

FORMULARIO DE AUTORIZACIÓN PARA LA PUBLICACIÓN ELECTRÓNICA EN EL PORTAL DEL REPOSITORIO INSTITUCIONAL DE LA UNI

1. DATOS PERSONALES

Apellidos y nombres: Santiago Lucas, Robert Godofredo

D.N.I: 44515948

Teléfono casa: -

celular: 974 816 057

Correos electrónicos: rgsantiagolucas@hotmail.com

2. DATOS ACADÉMICOS

Grado académico: Bachiller

Mención: Ingeniería de Minas

3. DATOS DE LA TESIS

TÍTULO:

“Diseño de Pilares y Soportes de Madera para Conservar la Estabilidad de Paneles de Explotación en Shortwall Mining para Yacimientos Auríferos”

AÑO DE PUBLICACIÓN: 2023

A través del presente, autorizo a la Biblioteca Central de la Universidad Nacional de Ingeniería, la publicación electrónica a texto completo en el Repositorio Institucional, el citado título.

FIRMA:

FECHA DE RECEPCIÓN:19/06/2023

Anexo 3. Curriculum Vitae

ROBERT GODOFREDO SANTIAGO LUCAS

INGENIERO DE MINAS SENIOR JR. LOS QUISHUARES N° 373 BARRIO SHANCAYÁN, HUARAZ, 043, 974816057
PERÚ

PERFIL PROFESIONAL

♦ DATOS PERSONALES ♦

Jr. Los Quishuares N° 373
Barrio Shancayán, Huaraz, 043,
Perú
974816057
rgsantiagolucas@hotmail.com

Fecha / Lugar de nacimiento
09/02/1987
Huari Ancash

Nacionalidad
Peruano/a

Permiso de conducir
A dos b Profesional

♦ LINKS ♦

[LinkedIn](#)
[Facebook](#)

♦ COMPETENCIAS ♦

Microsoft Office Excel

Comunicación efectiva

Resolución de conflictos

Puntual

Creatividad

Microsoft Word

Organización

Puntualidad

Responsabilidad

Compromiso

Iniciativa

Máster en ingeniería de Minas con más 12 años de experiencia en diferentes minas. Proactivo, responsable, flexible a cambios, dinámico con habilidades para desarrollar trabajos en equipo y bajo presión, experimentado en gestionar y liderar operaciones mina. Con amplios conocimientos en, operaciones mina, seguridad, planificación, gestión de proyectos, geomecánica y/o geotecnia, ventilación y pervol tanto en minería subterránea como en Open Pit. Con conocimiento reconocidos de Sistemas de Gestión integrados, así como de OSHAS 45001, ISO 14001 e ISO 9001

EXPERIENCIA LABORAL

Jefe de Turno Mina en Cía Minera Poderosa SA, La Libertad diciembre 2015 — Actualidad

Reportando a jefe de mina senior, siendo responsable de la producción y avance:

- Elaborar órdenes de trabajo
- Seguimiento y control de contratistas
- Hacer cumplir los PETS y estándares
- Dirección de las operaciones unitarias
- Enviar mineral a planta
- Elaborar los KPIs de la operación mina

Logros destacados:

- 15% reducción de costo de Limpieza
- 2% reducción de costos de voladura

Supervisor de SSOMA en Neuma Perú Contratistas Generales SAC, Junín

julio 2015 — diciembre 2015

Reportando a jefe de taller de mina, responsable de la prevención y control de riesgos; mis funciones:

- Verificar el cumplimiento de SSO
- Verificar y analizar el cumplimiento IPERC
- Gestión de trabajos de alto riesgo
- Elaborar los KPIs de SSO
- Implementación SGI
- Análisis de incidentes y/o accidentes

Logros destacados:

- 10% reducción de costos asociados a los impactos ambientales

AutoCAD

Proactividad

Microsoft Outlook

Toma de decisiones

Microsoft PowerPoint

Responsable

Microsoft Office Word

Microsoft Excel

Trabajo bajo presión

Microsoft Office

Adaptabilidad

Comunicación

Liderazgo

Trabajo en equipo

Resolución de problemas

◊ IDIOMAS ◊

Quechua

Español; Castellano

Inglés

- 6% reducción de costos asociados a los accidentes laborales

Jefe de Guardia Mina en Cía Minera Santa Luisa SA

mayo 2012 — junio 2015

Reportando a jefe de zona, siendo responsable de la producción y avance:

- Elaborar órdenes de trabajo
- Distribuir los equipos mineros
- Seguimiento de la correcta ejecución de las operaciones unitarias
- Hacer cumplir los PETS y estándares
- Enviar mineral a planta
- Elaborar los KPIs de la operación mina

Logros destacados:

- 5% reducción en aceros de perforación
- 8% reducción de costos en operaciones unitarias

🎓 FORMACIÓN

Maestría mención en Ciencias de Ingeniería Minera, Universidad Nacional de Ingeniería, Lima

abril 2020 — julio 2022

Aprobado los 48 créditos con un promedio de 16, en proceso de ejecución de tesis titulado "Diseño de Pilares y Soportes de Madera para conservar la estabilidad de Paneles de explotación Shortwall Mining en Yacimientos Auríferos"

Ingeniero de Minas, Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo

marzo 2006 — agosto 2011

Graduado con Matrícula de honor, Perteneciendo a quinto superior con un promedio de 12.41 con diploma 5197 del año 2013,

Diplomado Ejecutivo en Gestión Minera, Pontificia Universidad Católica de Chile

mayo 2017 — mayo 2018

Graduado con matrícula de honor 018338, cursos llevados como emprendimiento de la minería, Gestión Ambiental, Gestión de Negocio Minero, Gestión de Proyectos y Gestión Estratégica de proyectos

🎓 CURSOS

Software KJ-SIMBLAST, Instituto de capacitación Madrid

febrero 2018 — enero 2019

Software VULCAN 10.0 , Instituto de Capacitación Minera de la UNI

mayo 2017 — agosto 2018

Software MINESIGHT 11.0, Instituto de Capacitación Minera de la UNI

abril 2016 — febrero 2017

II congreso Internacional de Perforación y Voladura-CONAPERVOL, DRILLING AND BLASTING FOR THE WORLD

octubre 2020 — octubre 2020

Estimación de un Modelo de Bloques Geomécánico, SRK CONSULTING SA

septiembre 2020 — septiembre 2020

7 claves para supervisar con seguridad, DUPONT MINING SOLUTIONS

abril 2017 — abril 2017

✦ **ACTIVIDADES EXTRA CURRICULARES**

Docente de Perforación y Voladura en SIMIN, Lima

Diciembre 2020

Dictado de curso de perforación y voladura en pre grado con 20 horas académicas a la semana

📖 **REFERENCIAS**

Luis Fernández López de Cía Minera Santa Luisa SA

lfernandez@santa-luisa.com · 944618452

Manuel Juárez Choque de Cía Minera Poderosa SA

mjuarez@poderosa.com.pe · 986638113



ROBERT GODOFREDO SANTIAGO LUCAS

SENIOR MINING ENGINEER 📍 JR. LOS QUISHUARES N° 373 BARRIO SHANCAYÁN, HUARAZ, 043, PERÚ 📞 974816057

❖ PERSONALES ❖ INFORMATION

Jr. Los Quishuares N° 373
Barrio Shancayán, Huaraz,
043, Perú
974816057
rgsantiagolucas@hotmail.com

Date / Place of birth
09/02/1987
Huari Ancash

Nationality
Peruvian

Driving Licence
A two b Professional

❖ LINKS ❖

[LinkedIn](#)
[Facebook](#)

❖ COMPETENCIES ❖

Microsoft Office Excel

Effective communication

Conflict resolution

Punctual

Creativity

Microsoft Word

Organization

Punctuality

Responsability

Commitmet

Iniciative

👤 PROFESSIONAL PROFILE

Mg.s. Mining Engineer, Manager of mining projects, mine planner with more than 12 years of experience. Suitable for monitoring, mining equipment management, resource management and contractor management. With extensive knowledge in, Safety, planning, mining project management, geomechanics, ventilation, costs and budgets in both underground mining and Open Pit. With recognized knowledge of Integrated Management Systems, as well as OSHAS 45001, ISO 14001 and ISO 9001.

🏢 WORK EXPERIENCE

Mine Shift Manager at Cía. Minera Poderosa SA, La Libertad December 2015 — Present

Reporting to senior mine manager, being responsible for production and progress:

- Prepare work orders
- Monitoring and control of contractors
- Enforce PETS and standards
- Direction of unit operations
- Send mineral to plant
- Prepare the KPIs of the mine operation.

Outstanding achievements:

- 15% reduction in cleaning cost
- 2% reduction in blasting costs

SSOMA Supervisor in Neuma Peru Contratistas Generales SAC, Junín

July 2015 — December 2015

Reporting to the mine workshop manager, responsible for risk prevention and control; my functions:

- Verify SSO compliance
- Verify and analyze IPERC compliance
- Management of high-risk jobs
- Prepare the SSO KPIs
- SGI Implementation
- Analysis of incidents and/or accidents

Outstanding achievements:

- 10% cost reduction associated with environmental impacts
- 6% reduction in costs associated with work accidents

Head of Mine Guard at Cía Minera Santa Luisa SA May 2012 — June 2015

Reporting to the area manager, being responsible for production and progress:

- Prepare work orders
- Distribute mining equipment

AutoCADProactivityMicrosoft OutlookDecision makingMicrosoft PowerPointResponsibleMicrosoft Office WordMicrosoft ExcelI work under pressureMicrosoft OfficeAdaptabilityCommunicationLeadershipTeamworkProblem resolution**LANGUAGES**QuechuaSpanishEnglish

- Monitoring of the correct execution of unit operations
- Enforce PETS and standards
- Send mineral to plant
- Prepare the KPIs of the mine operation.

Outstanding achievements:

- 5% reduction in drilling steel
- 8% cost reduction in unit operations.

TRAINING**Master's degree in Mining Engineering Sciences, National University of Engineering,**

Lima April 2020 — July 2022

Approved the 48 credits with an average of 16, in the process of executing the thesis entitled "Design of Wooden Pillars and Supports to preserve the stability of Shortwall Mining Exploitation Panels in Gold Deposits"

Mining Engineer, Santiago Antúnez de Mayolo National University

March 2006 — August 2011

Graduated with honors, belonging to the upper fifth with an average of 12.41 with diploma 5197 of the year 2013,

Executive Diploma in Mining Management, Pontificia Universidad Católica de Chile

May 2017 — May 2018

Graduated with honors 018338, courses taken as mining entrepreneurship, Environmental Management, Mining Business Management, Project Management and Strategic Project Management.

COURSES**KJ-SIMBLAST Software, Madrid Training Institute**

February 2018 — January 2019

VULCAN 10.0 software, UNI Mining Training Institute

May 2017 — August 2018

MINESIGHT 11.0 Software, UNI Mining Training Institute

April 2016 — February 2017

II International Congress of Drilling and Blasting- CONAPERVOL, DRILLING AND BLASTING FOR THE WORLD

October 2020 — October 2020

Estimation of a Geomechanical Block Model, SRK CONSULTING SA

September 2020 — September 2020

7 keys to safe supervision, DUPONT MINING SOLUTIONS April 2017 — April 2017**EXTRACURRICULAR ACTIVITIES****Professor of Drilling and Blasting at SIMIN, Lima**

December 2020

Drilling and blasting course in undergraduate with 20 academic hours per week

REFERENCES**Luis Fernández López de Cía Minera Santa Luisa SA**

lfernandez@santa-luisa.com · 944618452

Manuel Juarez Choque de Cía Minera Poderosa SA

mjuarez@poderosa.com.pe · 986638113