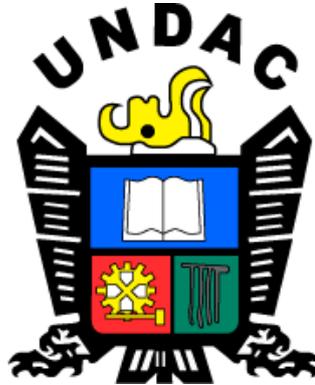


UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



T E S I S

**Aplicación del perno y malla para mejorar el rendimiento de los
avances en los inclinados de vetas angostas en la Minera MARSÁ**

Para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

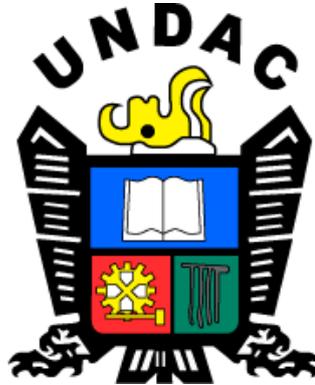
Bach. Dany Frank PASQUEL GUERRA

Asesor:

Mg. Luis Alfonso UGARTE GUILLERMO

Cerro de Pasco – Perú - 2024

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



T E S I S

**Aplicación del perno y malla para mejorar el rendimiento de los
avances en los inclinados de vetas angostas en la Minera MARSÁ**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Vicente César DÁVILA CórDOVA
PRESIDENTE

Mg. Teodoro Rodrigo SANTIAGO ALMÉRCO
MIEMBRO

Mg. Nelson MONTALVO CARHUARICRA
MIEMBRO



Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión

Facultad de Ingeniería de Minas

Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas



INFORME DE ORIGINALIDAD N° 042-2024

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Originality, que a continuación se detalla:

Presentado por:

Bach. Dany Frank PASQUEL GUERRA

Escuela de Formación Profesional
Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:
Tesis

Título del trabajo

“Aplicación del Perno y Malla para Mejorar el Rendimiento de los Avances en los Inclinados de Vetas Angostas en la Minera MARSÁ”

Asesor:

Mg. Luis Alfonso UGARTE GUILLERMO

Índice de Similitud: **27 %**

Calificativo
APROBADO

Se adjunta al presente el informe y el reporte de evaluación del software similitud.

Cerro de Pasco, 4 de setiembre de 2024.

Sello y Firma del responsable
de la Unidad de Investigación

DEDICATORIA

El presente trabajo se lo dedico a Dios

por brindarme sabiduría.

AGRADECIMIENTO

A mis queridos padres,
quienes son guía en mi
camino, el motivo que me
impulsa a seguir luchando
por mis metas.

RESUMEN

Compañía Minera Marsa, desarrolla sus operaciones en la franja aurífera del Batolito de Pataz, en vetas con buzamientos, que van de 10° a 40°, con labores de desarrollo y exploración la productibilidad está en relación directa a la potencia de la veta que se optimizan con el diseño de explotación. La extracción del mineral es por Método Convencional y el ciclo de minado viene a ser lo que denominamos el ABC de la minería: regado, desatado, limpieza, sostenimiento, perforación y voladura, para los cuales se cuenta con materiales y equipos, apropiados para cada operación. El nivel de producción del mineral es de 1,500 TMS/día, con ley promedio de 12.54 Au gr. /TM. La empresa Minera MARSA, tiene proyectada la profundización de la mina desde el Nivel 2950 hasta el Nivel 2670 con la finalidad de explorar y explotar las vetas angostas que se van encontrando en los inclinados mejorando su rendimiento con la aplicación de sostenimiento con perno y malla en remplazo de los cuadros de madera. El desarrollo de la tesis se llevó a cabo del siguiente modo: Capítulo I: Se consideraron El Planteamiento del Problema, donde se tiene incluido la Delimitación de la Investigación, la Formulación del Problema, la Formulación del Objetivos, así como también la justificación y las limitaciones de la Investigación. Capítulo II: El marco teórico, donde se tiene los antecedentes de la Investigación, la base teórica, la Hipótesis y la definición operacional de las variables. Capítulo III: Se detalla la metodología y técnicas de la Investigación. Capítulo IV: Se tiene los resultados, la prueba de Hipótesis y la discusión de resultados, y como parte final de la Investigación se consideran las Conclusiones, Recomendaciones, Bibliografía y los Anexos

Palabras claves: Pernos, Malla, Sostenimiento, Vetas angostas.

ABSTRACT

Compañía Minera Marsa develops its operations in the gold strip of the Batolito de Pataz, in veins with dips ranging from 10° to 40°, with development and exploration work. Productivity is directly related to the power of the vein, which is optimized with exploitation design. The extraction of the mineral is by Conventional Method and the mining cycle comes to be what we call the ABC of mining: irrigated, untied, cleaning, support, drilling, and blasting, for which there are materials and equipment, appropriate for each operation. The mineral production level is 1,500 DMT/day, with an average grade of 12.54 Au gr. /TM. The company Minera MARSa, has projected the deepening of the mine from Level 2950 to Level 2670 in order to explore and exploit the narrow veins that are found on the slopes, improving its performance with the application of support with bolts and mesh in replacement of wooden frames. The development of the thesis was carried out as follows: Chapter I: The Problem Statement was considered, where the Delimitation of the Investigation, the Formulation of the Problem, the Formulation of the Objectives are included, as well as the justification and the Research limitations. Chapter II: The theoretical framework, where you have the background of the Research, the theoretical basis, the Hypothesis and the operational definition of the variables. Chapter III: The methodology and techniques of the Investigation are detailed. Chapter IV: There are the results, the Hypothesis test and the discussion of the results, and as a final part of the Investigation the Conclusions, Recommendations, Bibliography and the Annexes are considered.

Keywords: Bolts, Mesh, Support, Narrow veins.

INTRODUCCION

La Minera Marsa es una importante Empresa Minera de la minería aurífera peruana con una contribución de su producción promedio de 450 Kg de Au mensual, trabajando a un ritmo de explotación de 45,000 TMS/mes. La Investigación se desarrolló para Mejorar el Rendimiento de los Avances en los Inclinaos de las Vetas Angostas, con el proyecto de cambio de método de sostenimiento en los Inclinaos, para contribuir al incremento de producción de la zona de Inclinaos, mediante la mejora de las eficiencias y rendimientos a fin de garantizar el ritmo de explotación planificado. El trabajo efectuado contempla la mejora el rendimiento y eficiencia en la aplicación del perno y malla, como reemplazo de los cuadros de madera para la agilización de los ciclos de limpieza, mediante el uso de un equipo mecanizado de limpieza, scooptram eléctrico de 1.5 Yd³ de capacidad, el cual aumentara la producción durante el ciclo de minado mediante el cambio de sostenimiento; permitiendo trabajar tajos en simultáneo y con mayor seguridad, obteniendo por consiguiente una mejor producción, con calidad, seguridad y rentabilidad. El problema, que motivó la hipótesis de trabajo, se presentó para aumentar el programa de Producción anual. Con un análisis de producción tanto de tonelaje como eficiencias, se procedió a realizar el diseño de minado que significarían mejorar los rendimientos de producción reemplazando el sostenimiento de cuadros a pernos con malla de esta manera el avance sería más rápido. Después de haber realizado las pruebas se volvió a realizar el análisis de rendimientos y el resultado fue una mejora de los avances en las vetas angostas, El Incremento de la Producción y de la eficiencia en el cual se demuestra que las acciones planteadas y ejecutadas dieron como resultado una mejora en los avances y la rentabilidad, manteniendo así el objetivo de lograr los niveles de producción planeados con sus respectivos incrementos en la producción para el

presente año. Además de considerar las condiciones naturales del yacimiento, que son los factores importantes para la aplicación del sostenimiento con pernos y mallas, para el método de minado desde el punto de vista técnico, mejoramos la velocidad de minado, cumpliendo los estándares de sostenimiento, de tal manera que el minado resulte técnica y económicamente realizable.

INDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCION

INDICE

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema.....	1
1.2. Delimitación de la Investigación.....	2
1.2.1. Ubicación.....	2
1.2.2. Accesibilidad	3
1.2.3. Geología Local	4
1.2.4. Geología Estructural.....	6
1.2.5. Geología Económica	7
1.3. Formulación del Problema	9
1.3.1. Problema general	9
1.3.2. Problemas Específicos.....	9
1.4. Formulación de Objetivos.....	10
1.4.1. Objetivo general	10
1.4.2. Objetivos Específicos	10
1.5. Justificación de la Investigación	10
1.6. Limitaciones de la Investigación.....	11

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio	12
2.2. Bases Teóricas - Científicas	14
2.2.1. Sostenimiento en Minería	14
2.2.2. Tipos de Sostenimientos	15
2.2.3. Sostenimiento de galerías con pernos	16
2.2.4. Tipos de anclajes con pernos	20
2.2.5. Elección del método de sostenimiento	29
2.3. Definición de Términos básicos	33
2.4. Formulación de Hipótesis	36
2.4.1. Hipótesis general	36
2.4.2. Hipótesis Específicos	36
2.5. Identificación de las Variables	37
2.5.1. Variable Independiente	37
2.5.2. Variable Dependiente	37
2.6. Definición Operacional de Variables e Indicadores	38

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de Investigación	39
3.2. Nivel de investigación	39
3.3. Métodos de la Investigación	39
3.4. Diseño de Investigación	39
3.5. Población y Muestras	40
3.5.1. Población	40

3.5.2. Muestra	40
3.6. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos	40
3.6.1. Técnicas	40
3.6.2. Instrumentos	40
3.7. Técnicas de Procesamiento y Análisis de Datos	41
3.8. Tratamiento Estadístico.....	41
3.9. Orientación Ética. Filosófica y Epistémica.....	41

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo	42
4.1.1. Evaluación geomecánica del macizo rocoso	42
4.1.2. Tiempo de Auto sostenimiento.....	43
4.1.3. Análisis estructural y distribución de discontinuidades	43
4.1.4. Influencia de las estructuras y diagrama de rosas	44
4.1.5. Direccionamiento favorable de avance del minado.....	46
4.1.6. Cálculo del Radio Hidráulico	46
4.1.7. Sostenimiento recomendado.....	47
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados	48
4.2.1. Presentación de información de campo	48
4.2.2. Análisis e interpretación de resultados	55
4.3. Prueba de Hipótesis.....	60
4.3.1. Hipótesis general	60
4.3.2. Hipótesis específicas	60
4.4. Discusión de Resultados	62

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ANEXOS

ÍNDICE DE FIGURAS

<i>Figura 1: Ubicación Minera MARSA</i>	2
<i>Figura 2: Vista Panorámica de la Compañía Minera MARSA</i>	3
<i>Figura 3: Sostenimiento con pernos</i>	17
<i>Figura 4: Anclaje sin cohesión en las juntas</i>	19
<i>Figura 5: Pernos de acero corrugado</i>	21
<i>Figura 6: Cartuchos de resina</i>	22
<i>Figura 7: Bulón de anclaje mecánico</i>	23
<i>Figura 8: Anclaje con perno Split - set</i>	24
<i>Figura 9: Expansión de pernos swellex</i>	25
<i>Figura 10: Sostenimiento con perno tipo swellex</i>	25
<i>Figura 11: Perno autoperforante y accesorios</i>	26
<i>Figura 12: Perno autoperforante de fibra de vidrio</i>	27
<i>Figura 13: Zonificación Geomecánica (Diagrama de rosas)</i>	45
<i>Figura 14: Gráfico de estabilidad – Radio Hidráulico</i>	46
<i>Figura 15: Tiempos de sostenimiento con madera</i>	55
<i>Figura 16: Tiempos de sostenimiento con Split set</i>	56
<i>Figura 17: Comparación de tiempos de sostenimiento</i>	56
<i>Figura 18: Costos de elementos de sostenimiento</i>	57
<i>Figura 19: Costos de instalación de sostenimiento</i>	58
<i>Figura 20: Costos totales de sostenimiento</i>	59
<i>Figura 21: Costo total de sostenimiento por m²</i>	59

ÍNDICE DE TABLAS

<i>Tabla 1: Clasificación de la roca</i>	32
<i>Tabla 2: Tipo de roca</i>	32
<i>Tabla 3: Tipo de sostenimiento por el RMR</i>	33
<i>Tabla 4: Operacionalización de Variables.</i>	38
<i>Tabla 5: Tiempos de auto sostenimiento por tipo de roca.</i>	43
<i>Tabla 6: Dirección de Buzamiento</i>	44
<i>Tabla 7: Dirección preferencial de avance</i>	45
<i>Tabla 8: Radio Hidráulico</i>	47
<i>Tabla 9: Tiempos de sostenimiento</i>	55
<i>Tabla 10: Costo de elementos de sostenimiento</i>	57
<i>Tabla 11: Costo de instalación de sostenimiento</i>	58

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

La Minera MARSA, como toda empresa minera de la actualidad se encuentra en una mejora continua en todas sus operaciones de explotación. Así en la ejecución de los inclinados de preparación de las vetas angostas se utiliza como sostenimiento pasivo la madera, mediante el armado de cuadros conforme se va avanzando el proyecto de la labor. El desatado y sostenimiento convencional de madera es una de las operaciones mineras de alto riesgo en la unidad, demasiado lento el avance del proyecto y alto costo del método convencional. Por esta razón, se decidió realizar el presente estudio usando los pernos con malla para mejorar estas actividades esenciales en el ciclo de minado, con la finalidad de mejorar el rendimiento de los avances de la chimenea y minimizar los costos de ejecución de la chimenea. Para ello se tiene la información geomecánica del macizo rocoso y los costos del sostenimiento convencional. Se plantea aplicar el sostenimiento activo con el uso de pernos y

mailla cumpliendo los procedimientos y estándares de calidad de ejecución de labores mineras.

Actualmente el rendimiento de avance de los inclinados es de 1.80 m. por día; en una guardia de ocho horas se realiza el armado del cuadro y en la otra guardia la perforación y voladura. El compromiso de aplicar el sostenimiento activo es de mejorar los avances a dos disparos por día, al mejorar este rendimiento de avances va a conllevar a preparar con mayor rapidez las vetas angostas y como consecuencia aumentar la producción del tonelaje del mineral.

1.2. Delimitación de la Investigación

1.2.1. Ubicación

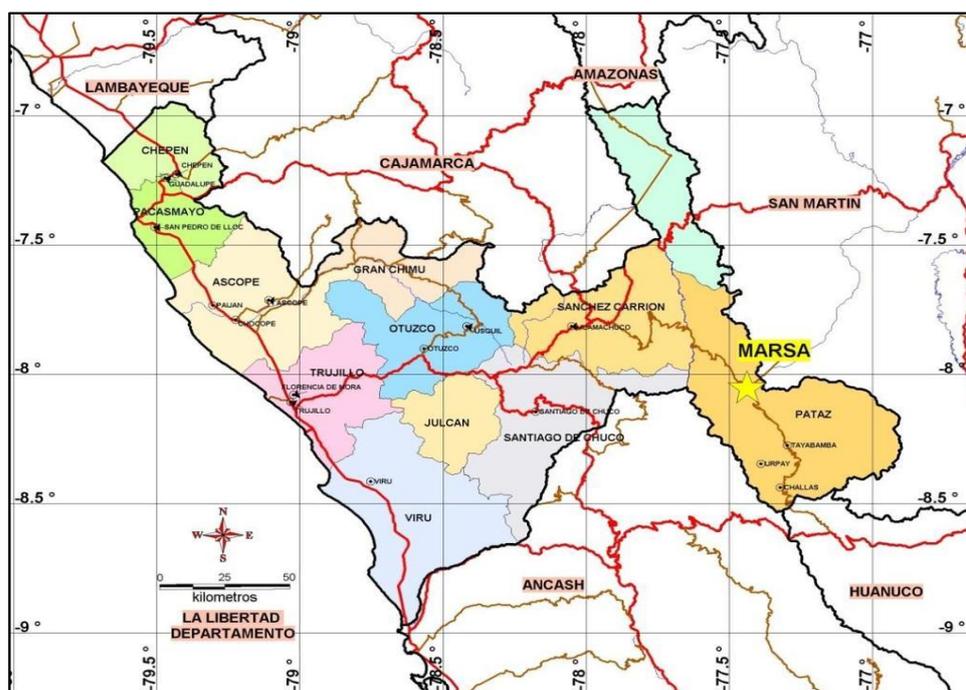
El Trabajo de Investigación se realizó en la minera MARSÁ, Ubicado en:

Distrito: Parcoy, anexo de Llacuabamba

Provincia: Pataz

Departamento: La Libertad

Figura 1: Ubicación Minera MARSÁ



Fuente: Área de geología

1.2.2. Accesibilidad

A. Por vía terrestre

Partiendo de la capital como sigue:

- Lima - Trujillo 562 Km., asfaltado
- Trujillo - Chirán 34 Km., asfaltado
- Chirán - Chagual 307 Km., carretera
- Chagual - Mina Gigante 70 Km., carretera
- Trujillo-Huamachuco-Retamas-LLacuabamba-MARSA
397+470Km.

B. Por vía aérea

- Lima - Chagual aprox. 1 hr. 30'
- Trujillo - Chagual aprox. 0 hr. 45'
- Lima - Pias aprox. 1 hr. 30'
- Piás - Mina Gigante aprox. 1 hr. 00'

Figura 2: Vista Panorámica de la Compañía Minera MARSA



Fuente: Área de geología

1.2.3. Geología Local

El área se encuentra en gran parte cubierta por depósitos Cuaternarios; estructuras mineralizadas y las rocas se encuentran levemente expuestas.

El Gigante, está bajo de la superficie Cuaternaria se proyecta el Intrusivo de Pataz, de origen félsica a meta félsica; en el entorno se hospedan las vetas auríferas.

Al Nor Este del campamento San Andrés, afloran una gama de rocas metamórficas de la formación del Marañón, y al Sur Oeste del Tambo, afloran las arenisca limonitas – volcánicas, que pertenecen al grupo Mitú.

1.2.3.1. Rocas intrusivas

Las rocas intrusivas están compuestas por dos faces plutónicas, la primera fase microdiorita – diorita; la segunda fase granodiorita-granito.

Las rocas de la facie primera representan las más favorables para el depósito de las soluciones mineralizadas; en estas se forman la mayor cantidad y se depositan las estructuras mineralizadas, las que en la actualidad se encuentran en plena exploración y explotación; la facie segunda, las rocas son menos favorables para el depósito de las estructuras mineralizadas, se encuentran vetas delgadas, ramaleadas y discontinuas.

Como una faja longitudinal con rumbo N 59°W, el intrusivo Pataz se proyecta con un ancho más o menos de 2.2 Km. El contacto NE con la formación del Marañón se observa mediante una faja de enclaves con anchos diferentes compuestos por fragmentos alargados de filitas pizarras, volcánicos y micro diorita y en el contacto Sur Oeste está formado por la falla Huinchus.

1.2.3.2. Rocas metamórficas

Formado por el macizo del Marañón. Compuesta de pizarras y filitas grisáceas, interconectadas con diminutas capas de esquistos cristalizadas y meta volcánicos; se hallan superficialmente al lado Nor Este del Batolito de Pataz, en las quebradas Mushmush, Molinetes, Los Loros y San Vicente; visualizándose plegadas y perturbadas por diferentes capas de natamorfismo dinámico e ígneo; cercanos a este cizallamiento se observan estructuras auríferas de características parecidas a las estructuras del intrusivo.

A las rocas de la formación del Marañón se le asigna una edad precámbrica.

1.2.3.3. Rocas sedimentarias

Están Compuestas por la superposición sedimentaria del Paleozoico y mesozoico que superficialmente se nota al Sur Oeste del Batolito de Pataz, parte de Alka por el Sur hacia Cachica por el Norte que corresponde a la zona de interés. La secuencia está compuesta por el volcánico sedimentario, areniscas, limonitas, micro conglomerados, tobas riolíticas, brechas y dacitas que todas ellas pertenecen al grupo Mitú y calizas del grupo Pucará de la etapa triásico – Jurásico.

1.2.3.4. Rocas volcánicas

Los conglomerados se encuentran conformados por todos los suelos residuales, fluvio - glaciares y aluviales, se proyectan y cubren en gran parte de la zona con macizos que varían de 1 a 40 metros, constituyendo un relieve heterogéneo con vegetación de Puna.

1.2.4. Geología Estructural

La geología estructural es una asociación típica del meso termal con una temperatura que varía de 2400 – 340 grados centígrados, se depositan una cadena de vetas auríferas partiendo del intrusivo calco – alcalinas del batolito de Pataz.

Cabe aclarar que el yacimiento de Pataz se debe a un proceso hidrotermal post magmático, ocurre cuando los eventos de recristalización han terminado con la base.

Los demás yacimientos minerales metalogénicos de acuerdo con las condiciones de su formación se relacionan con todos los procesos geoquímicos de las zonas profundas de la corteza terrestre. El proceso hidrotermal estuvo activo por considerable tiempo en varios eventos de activación tectónica y depósitos de cuarzos y sulfuros.

1.2.4.1. Plegamiento

El plegamiento tiene una extensión regional, conformado por un eje orientado de Sur Este a Nor Oeste conformados por rocas sedimentarias y metamórficas. Con una dirección muy probable de todos los esfuerzos de NE a SW.

1.2.4.2. Fracturamiento

Toda el área se encuentra severamente fracturada por el tectonismo, todas las fracturas siguen una misma dirección estructural debido a los esfuerzos se encuentran formando zonas de fracturas severas.

1.2.4.3. Fallamiento

Para toda el área se considera tres sistemas de fallas:

- a) El Sistema de falla Nor Oeste – Sur Este; representa la falla post mineral con rumbo y sub paralelos a la veta influyendo en el

ensanchamiento y acuñamiento. Son de formación normal y sinextral e inversa.

- b) El Sistema de falla Nor Este – Sur Oeste al Norte y Sur diagonal; de dirección Norte a Nor Oeste y con un buzamiento muy alto, se encuentran agrupadas con fallas gravitacionales. Estas vetas en condiciones normales se hallan afectadas por este tipo de falla ya sea normal como inverso.
- c) El Sistema de falla principal Este - Oeste son las fallas mayores transversales; con rumbo promedio Este a Oeste. En este grupo se le considera a la falla:
 - La Falla Uno, Este-1 y Falla Pumas, son formaciones que se proyectan alrededor de 90 m. en la vertical y 240m. en la horizontal.

1.2.5. Geología Económica

En todas las vetas del yacimiento se encuentra cuarzo con oro acompañado de sulfuros, el oro se deposita de acuerdo con su paragénesis acompañado de pirita, arsenopirita, galena y esfalerita la pirita es el mineral más abundante, conformadas también por vetas fracturadas asimismo la galena se presenta asociada donde se le encuentra en el área de oxidación de los filones conformando a veces conglomerados de grano fino y en algunas de forma masiva llamados pacos; la esfalerita no es muy persistente pero también se encuentra en el área de sulfuros conjuntamente con la galena y pirita.

Las vetas son variadas en su potencia fluctúan de centímetros a metros donde también se encuentran caballos y afloramientos, las vetas tienen cajas de mala calidad, bastante mala y deleznable que además presentan cajas falsas con

prominencias de espejos de falla en el techo, en todas las vetas del área se encuentran enormes franjas de cuarzo blanco, denominado como cuarzo lechoso con una presencia leve de óxido de hierro y acompañado de sulfuros se encuentra limitado por falla longitudinal.

Su formación principal ocurrió en rocas dioritas y tonalitas, el que origino la mineralización es el intrusivo de Pataz, cuyas soluciones mineralizadas fluyeron mediante las fracturas preexistentes.

Todas las vetas auríferas son generalmente filonianas en cizalla, conformado por rellenos de fracturas con altas temperaturas con una formación de fase meso termal a epitermal. Los pliegues mineralizados presentan lazos senooides y curvas senooidales.

El componente de la mena principal es la pirita aurífera, pirita de grano fino; en menor proporción lo conforman también la arsenopirita, galena, marmatita; es factible de encontrar oro libre en el cuarzo sacaroide.

El principal componente de ganga es el cuarzo lechoso juntamente con una cantidad muy pequeña de calcita y caolín. Las rocas que encajonan los filones de cuarzo pegadas a las áreas donde se hallan las concentraciones económicas de mineral aurífero por el cambio hidrotermal están solidificadas sericitizadas y clorotiazidas. Todas estas alteraciones no se encuentran donde la veta no cuenta con relleno mineralizado.

- El oro. macroscópicamente se observa en forma libre entre el cuarzo y muy raro en la pirita o arsenopirita.
- El electrum es casi muy raro, pero se encuentra microscópicamente junto a la pirita.

- Se observa pirita de diferentes generaciones, una pirita probable de la primera formación, macroscopicamente se tiene bien cristalizado en diminutos cubos siempre entre las cajas o en alguna de las estructuras mineralizadas.
- También se cuenta con otra generación de la pirita aurífera, se presenta con pequeños cristales ahnedrales y subhedrales.
- La galena es casi permanente y frecuente en todas las vetas de las zonas.
- La esfalerita. comúnmente se encuentra en la variedad de la marmatita, macroscopicamente se le encuentra en diminutos cristales de color marrón rellenas en las microfracturas de cuarzo, asimismo a la pirita se encuentra con inclusiones de oro nativo.
- La calcopirita, seguido de la pirita es también uno de los minerales más frecuentes en todas las vetas de Pataz, se le encuentra en conglomerados de grano medio a grueso.
- Entre otros, cabe considerar los siguientes componentes la limonita, magnetita, calcita, pirolusita.

1.3. Formulación del Problema

1.3.1. Problema general

¿Es posible mejorar el rendimiento de los avances en los inclinados de vetas angostas de la minera MARSА, con la aplicación del perno y malla?

1.3.2. Problemas Específicos

- a) ¿La aplicación del perno y malla permitirá menorar el tiempo de instalación por día para mejorar los avances de los inclinados de vetas angostas en la minera MARSА?

- b) ¿La aplicación del perno y malla permite la reducción de los costos de sostenimiento en los avances de los inclinados de vetas angostas en la minera MARSA?

1.4. Formulación de Objetivos

1.4.1. Objetivo general

Mejorar el rendimiento de los avances en los inclinados de vetas angostas con la aplicación del perno y malla en la minera MARSA.

1.4.2. Objetivos Específicos

- a) Menorar el tiempo de instalación por día para mejorar los avances de los inclinados de vetas angostas con la aplicación del perno y malla en la minera MARSA.
- b) Reducir los costos de sostenimiento para mejorar los avances de los inclinados de vetas angostas con la aplicación del perno y malla en la minera MARSA.

1.5. Justificación de la Investigación

En la actualidad los nuevos estándares de los procesos de explotación, ha llevado a que el ciclo de minado sea cada vez más eficiente y productivo por lo que es muy importante innovar, aplicar e implementar nuevas técnicas que optimicen todo proceso de minado. Esto es posible con la mejora continua para lograr nuevos radios de avances y costos que puedan garantizar el cumplimiento del programa con mayor producción y mínimo costo que es el objetivo de toda empresa.

La presente investigación tiene el objetivo de evaluar técnicamente los resultados de los avances lineales y minimización de costos de sostenimiento con la aplicación del sostenimiento activo mediante el perno y malla de los inclinados

en vetas angostas para lograr mejorar los rendimientos en cuanto a los avances y costos actuales que se tiene utilizando en la actualidad con el sostenimiento pasivo utilizando los cuadros de madera. Así mismo que sirva de modelo para el estudio, análisis y aplicación de otras empresas mineras y como base de otras investigaciones

1.6. Limitaciones de la Investigación

Una de las posibles limitaciones de la investigación, puede ser el acceso limitado a la información de rendimientos y costos del sostenimiento pasivo anteriores al proceso del armado de cuadros que buscan determinar la eficiencia técnica del proceso en referencia.

Otra limitación no se tiene ya que la base datos constituye de los trabajos de campo.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

a) Antecedentes Nacionales.

- **Lázaro, J. (2020).** “Diseño y evaluación de sostenimiento de labores de desarrollo para minería artesanal del sector de Ollachea – Puno Caso de estudio” de la Universidad Tecnológica, Arequipa – Perú. El trabajo de investigación demuestra que se mejora el sostenimiento de labores con el uso del sostenimiento activo a cambio del sostenimiento pasivo dando mayor velocidad a los trabajos de explotación.
- **Suasnabar, P. (2019).** “ANÁLISIS TÉCNICO PARA LA OPTIMIZACIÓN DEL SOSTENIMIENTO EN LOS FRENTES DE LA COMPAÑÍA MINERA CASAPALCA S.A.” de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, Cerro de Pasco – Perú. En su trabajo de investigación desarrolla un análisis del sostenimiento convencional y el sostenimiento mecanizado; donde demuestra que con la aplicación del sostenimiento mecanizado se da mayor velocidad a los avances de las

labores mineras, asimismo los costos mejoran notablemente en todas las operaciones de sostenimiento.

- **Escalante, H (2017).** “Mejoramiento del Sistema de Sostenimiento, con Madera, Mediante Pernos Split Set y Malla Electrosoldada en Labores de Explotación de la Empresa “MACDESA” de la Universidad Nacional del Altiplano Puno – Perú. En su tesis de investigación presenta el análisis técnico de como mejora notablemente el sostenimiento con el uso de split set y malla electrosoldada a cambio del sostenimiento con madera; en el estudio presenta valores de tiempos en ambos sostenimientos demostrando que con el sostenimiento de pernos Split set y malla electrosoldada se instala en menores tiempos en comparación de trabajos con madera.

b) Antecedentes Internacionales

- **Velasco, E. (2016).** “Diseño de sostenimiento en base a la caracterización geomecánica del macizo rocoso en el sector vetilla 1 subniveles 1 y 2 de Sociedad Minera Liga de Oro” de la Universidad Central del Ecuador. En el presente proyecto integrador se realiza la clasificación geomecánica del macizo rocoso según el sistema de clasificación de Bieniawski (1989), a fin de determinar el sostenimiento final que será colocado en las galerías del sector conocido como Vetilla 1, de la Sociedad Minera Liga de Oro, SOMILOR S.A., al finalizar el proyecto se obtiene una perspectiva clara sobre la estabilidad del macizo rocoso en las galerías de los subniveles 1 y 2 de Vetilla 1. En general la estabilidad del macizo rocoso es buena, salvo los casos puntuales donde

las zonas de inestabilidad están influenciadas por la acción de fallas o una mayor concentración de discontinuidades.

- **Bayas, C. (2016).** “Análisis geo mecánico del macizo rocoso para la construcción de la chimenea Glory Hole mediante el sostenimiento activo” de la Universidad Central del Ecuador. El objetivo general de la investigación es diseñar el sistema de excavación de una chimenea mediante un sistema de sostenimiento activo, para el traspaso del mineral la hipótesis es de cómo optimizar el trasiego del material de mina (caliza), tomando en cuenta todos los parámetros de seguridad que contempla la reglamentación interna de la Compañía. El problema planteado es la construcción de la chimenea con un sostenimiento activo que permitirá mejorar la estabilidad de la chimenea para las operaciones mineras de explotación y la rentabilidad de la concesión minera. Para el análisis se toma de datos geotécnicos, interpretación de resultados. descripción del macizo rocoso, clasificación geomecánica RMR, y sistemas de sostenimiento en base a la caracterización geomecánica. Como conclusión general, refiere al conjunto de consideraciones, parámetros y actividades que conforman el diseño de excavación de una labor subterránea para el uso del tipo de sostenimiento.

2.2. Bases Teóricas - Científicas

2.2.1. Sostenimiento en Minería

Previamente a la instalación del sostenimiento y para facilitar la relación sostenimiento-labor primeramente se debe ejecutar un “saneamiento” de las paredes circundantes de la labor de todo el área a sostener, es importante eliminar todas las rocas sueltas después de la voladura que se obtiene en la excavación.

Las rocas sueltas se eliminan mediante herramientas manuales (barra de hierro), también puede ser mecánicamente (martillo hidráulico) y se considera paredes seguras cuando el sonido de la roca es a metálico.

Esta práctica se debe realizar el saneo de las paredes después de la perforación de los taladros y posterior a cada voladura, las vibraciones producidas por la percusión del equipo de perforación se abren las discontinuidades y se originan cuñas de áreas inestable.

La eliminación de las rocas sueltas se inicia siempre desde un lugar seguro que ya este sostenido y en forma progresiva hacia el frente, no deben ubicarse bajo la zona no saneada.

2.2.2. Tipos de Sostenimientos

En la actualidad se dispone de una amplia variedad de elementos para el sostenimiento de excavaciones subterráneas, entre ellos se puede citar:

- El hormigón, en sus distintas formas de aplicación.
 - Encofrado y armado.
 - Proyectado.
- Los pernos, en sus distintas variedades.
- Cuadros y cimbras metálicas.
 - Rígidos.
 - Deslizantes.
- Entibación con madera.

Estos elementos de sostenimiento citados se utilizan de forma aislada, o combinados entre sí para instalar diferentes tipos de sostenimiento. El hormigón se utiliza en zonas muy inestables y con mucho tránsito, es de ejecución laboriosa y lenta por el encofrados y tiempo de fraguado.

El sostenimiento con pernos consiste en instalar en el interior de las rocas una barra (generalmente de acero). El perno sostiene la roca inestable, anclándolo a otro nivel más estable. Al instalar varios anclajes, éstos ejercen una consolidación del terreno.

En una labor, cuando se tienen problemas de inestabilidad, casi siempre están asociados a pequeños desprendimientos, es decir, aunque se estabilicen los grandes fragmentos con pernos, se combina con un sistema (malla metálica, gunita, etc.) que protege de fragmentos pequeños.

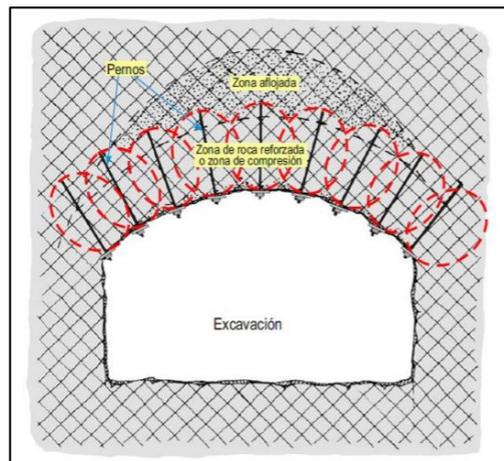
En la minería lo habitual es el sostenimiento con cimbras metálicas, ya que la entibación con madera se está abandonando progresivamente, por problemas medioambientales y por su escasa duración frente a la entibación metálica.

El sostenimiento con cimbras metálicas aporta estabilidad global al terreno y la facilidad de combinarlo con revestimientos o hormigón que proporcionan seguridad frente a pequeños desprendimientos.

2.2.3. Sostenimiento de galerías con pernos

El uso de pernos requiere certificación de estos. El empernado es una técnica de sostenimiento que se ancla en el interior de las rocas una barra de acero que produce una resistencia a la tracción y confina al macizo rocoso, aprovechando las características propias de las rocas. En rocas con sistemas de fracturas paralelas al perno ayuda a sostener aumenta la rigidez de la viga creando comprensión entre bloques. Actualmente los pernos que se usan se realizan el anclaje por Adherencia o fricción.

Figura 3: Sostenimiento con pernos



Fuente: Asistencia Técnica de geomecánica

2.2.3.1. Parámetros del perno

El sostenimiento compuesto exclusivamente por pernos se debe conocer los siguientes parámetros: perno con malla, densidad del perno, curva característica, rigidez axial, rigidez tangencial, resistencia a tracción de un perno y presión máxima que puede soportar.

- Malla y perno, definida por ($S_t \times S_v$) y directamente relacionada con la calidad geotécnica del macizo rocoso, cuanto peor sea la calidad más cerrada será la malla.

Siendo:

- S_t (m): separación transversal entre pernos del mismo arco.
- S_v (m): separación longitudinal entre arcos consecutivos de pernos.
- Densidad de perno, se define como el número de bulones que se colocan en un m².
- Curva característica del perno es la curva que se representa a lo largo del tiempo, el previsible comportamiento de un perno sometido a una carga.

- **Rigidez axial de un bulón (K_a):** Se define mediante la expresión:

$$K_a = \frac{E_b \cdot \pi \cdot D^2}{4L}$$

- **Rigidez tangencial de un bulón (K_b):** Se define mediante la expresión:

$$K_b = \frac{FT}{U_a} L$$

Siendo, en ambas expresiones:

- **E_b :** Módulo de elasticidad del acero del perno.
- **D :** Diámetro del perno.
- **L :** Longitud del perno.
- **FT :** Fuerza de adherencia del perno.
- **U_a :** Desplazamiento del perno hasta deslizar.
- **L :** Longitud del perno.

Resistencia a tracción: se calcula mediante la expresión:

$$R_t = S \cdot \sigma$$

Siendo:

- **S (mm^2):** sección del bulón.
- **σ (kg/mm^2):** Resistencia del acero del bulón.

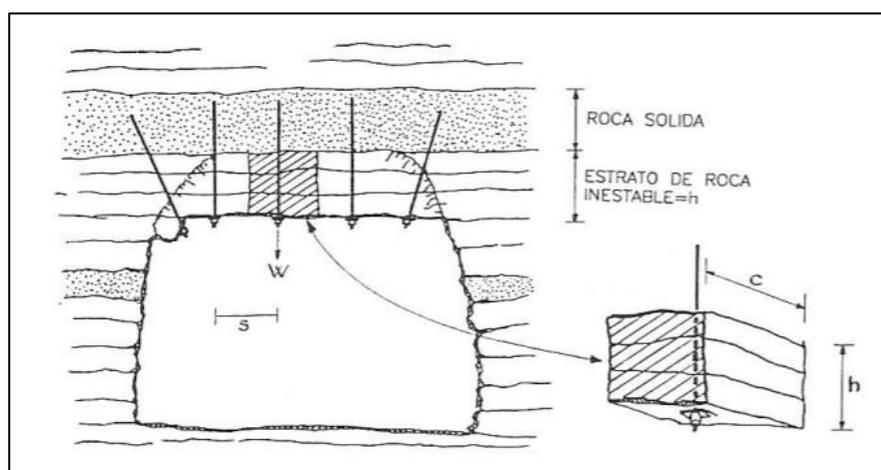
2.2.3.2. Formas de actuación del perno

Los pernos se utilizan para asegurar bloques de rocas para incrementar la tensión radial de rocas plastificadas.

- Anclaje de bloques

Para asegurar los bloques se tiene como principio que todo perno debe estar instalado en toda su longitud tal que suficientemente cubra el área hasta agotar la carga axial. La densidad total del perno (b/m^2), debe ser la necesaria para tener un equilibrio entre el peso total de la roca que debe ser asegurada para quedar suspendida.

Figura 4: Anclaje sin cohesión en las juntas



Fuente: Asistencia técnica de geomecánica

La cantidad de pernos que debe colocarse para sujetar y asegurar un bloque está dado por el siguiente modelo:

$$N = \frac{W.S}{FA}$$

- **N**: Número de pernos.
- **W**: Peso total del bloque de roca.
- **S**: Coeficiente de Seguridad, comprendido entre 2 y 4.
- **FA**: Fuerza axial que debe soportar un bulón.

La Fuerza Axial total que puede soportar un perno se calcula por el siguiente modelo:

$$FA = \frac{\pi \cdot D^2}{4} \cdot \sigma_a$$

- **D**: Diámetro del perno.

- **σ_a** : Límite elástico del acero del perno.

- Anclaje en rocas plastificadas

El efecto del perno en una roca plastificada está relacionada con la disminución de la tensión radial y en un incremento de tensión radial.

2.2.4. Tipos de anclajes con pernos

Los sistemas de anclaje se clasifican por su mecanismo, tiene como principio en la adherencia o fricción. La adherencia como complemento de unión entre el perno y la roca, el perno tiene la forma de redondo de acero o cable trenzado, el primero como complemento de unión que se ayuda con resina o cemento y para el segundo caso se utiliza solamente una lechada de cemento. En el caso de que sea por fricción como complemento de unión entre el perno y la roca se puede encontrar una alta carga de contacto como anclaje mecánico, posee una pequeña carga de contacto por compresión del perno tipo Spli Set, o una alta carga de contacto por expansión del perno Swellex. Para elegir pernos se considera lo siguiente:

- Tipo de roca.
- Tiempo de permanencia.
- Área de la labor.

2.2.4.1. Anclaje por adherencia

Este anclaje se requiere fundamentalmente en galerías, como elemento de sostenimiento o acompañado de hormigón proyectado como complemento los cuadros metálicos. La seguridad de este tipo de sostenimiento depende del diámetro del perno y de la capacidad del acero.

- **Pernos de acero corrugado**

Para ejecutar este tipo de anclaje se utiliza el acero corrugado BS-400 de diámetros entre 19 y 30 mm. y con una longitud menores a 6 m. El diámetro del taladro debe ser con un ligero sobreancho respecto al diámetro del acero y el anclaje se realiza con relleno del espacio anular entre el taladro y el perno complementados con cartuchos de cemento o resina, inyectando lechada de cemento en el taladro.

Cuando se requiere longitudes de pernos entre 4 m y 6 m y como complemento el uso de cartuchos de resina como elemento de fraguado, se sugiere utilizar un equipo con alta potencia para lograr introducir en su totalidad el perno antes del fraguado de la resina.

Figura 5: Pernos de acero corrugado



Fuente: Asistencia técnica de geomecánica

Figura 6: Cartuchos de resina



Fuente: Asistencia técnica de geomecánica

El número de cartuchos necesarios para cada caso se determina de la siguiente forma:

- Volumen del barreno (V_B) = $\pi r^2 \times l_B$
- Volumen del bulón (V_b) = $\pi r^2 \times l_b$
- Volumen del espacio anular (V_{EA}) = (V_B) - (V_b)
- Volumen de cartucho resina/cemento (V_{cr}) = $\pi r^2 \times l_{cr}$
- Número de cartuchos: (V_B) - (V_b) / (V_{cr})

2.2.4.2. Anclaje por fricción

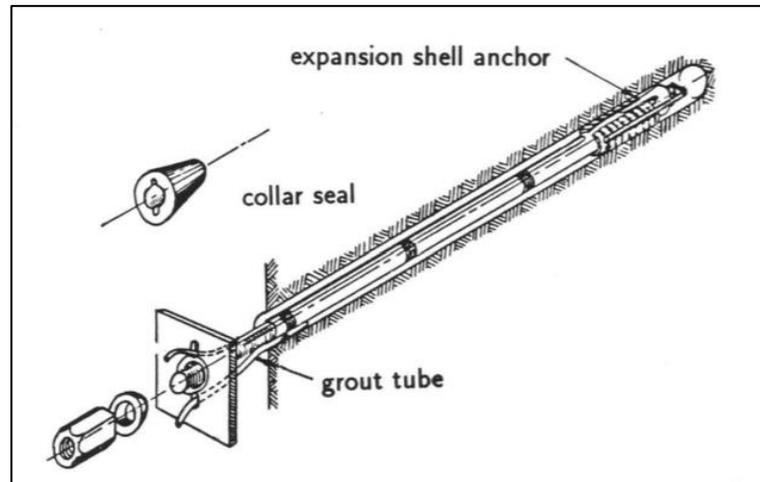
Este anclaje tiene un contacto directo entre el perno y la roca, los distintos tipos pernos a requieren un diámetro de perforación muy preciso, para que el anclaje se realice correctamente en toda su longitud.

- Alta carga de contacto (anclaje mecánico)

Un perno de anclaje mecánico es una barra de acero, tiene en su extremo una cubierta de expansión ubicado al fondo del taladro. Ésta formada por hojas dentadas de hierro fundido con una cuña cónica roscada. Cuando el perno gira dentro del taladro el cono se introduce a presión dentro de las hojas y se comprime contra las paredes del taladro. La cubierta de expansión aumenta su presión a la roca a medida que aumenta la tensión en el perno. Existen de diferentes longitudes con sus accesorios, son relativamente económicos, por lo

que se usan mucho en las minas subterráneas para soportes a corto plazo.

Figura 7: Bulón de anclaje mecánico



Fuente: Asistencia técnica de geomecánica

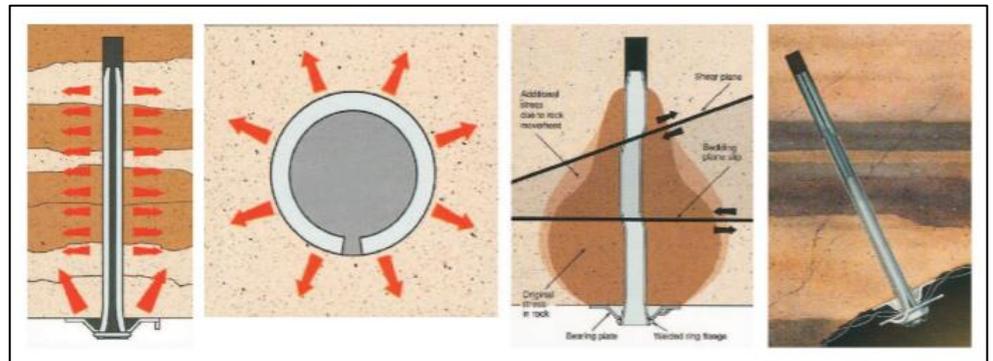
- Baja carga de contacto por compresión (tipo Split Set)

Los pernos Split Set tienen dos partes: el tubo y la placa. El tubo es de acero de alta resistencia tiene una abertura en toda su longitud. Un extremo termina en un cono para facilitar su introducción en el taladro y en el otro hay un anillo soldado que permite sostener la placa.

Con la placa en el cabezal se introduce el perno en un taladro de un diámetro ligeramente inferior al diámetro del Split set. Cuando el perno se introduce dentro del taladro, la abertura se cierra y el tubo ejerce una fuerza radial contra la roca a lo largo de toda la superficie de contacto. La placa entra en carga inmediatamente. Los split sets es utilizado mayormente para sostenimiento temporal, usualmente en sistemas combinados de refuerzo en terrenos de calidad regular a

mala, en roca intensamente fracturada y débil no es recomendable su uso.

Figura 8: Anclaje con perno Split - set

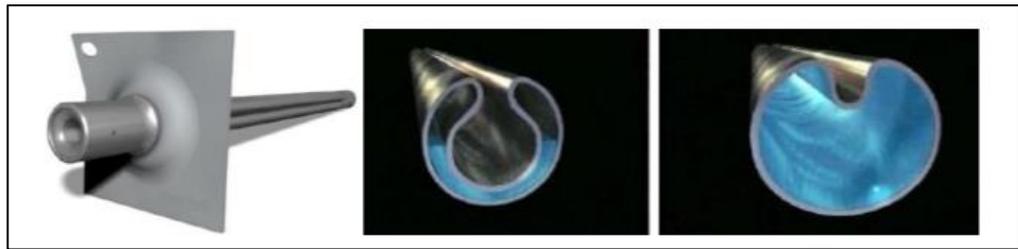


Fuente: Asistencia técnica de geomecánica

- Alta carga de contacto por expansión (tipo Swellex)

Sistema desarrollado en Suecia por la empresa Atlas Copco, siendo en poco tiempo admitido internacionalmente como un método inmediato de sostenimiento tanto en minería e ingeniería civil. Está formado por un tubo de acero, fabricado a partir de una lámina doblemente plegada, cerrados en sus dos extremos mediante dos manguitos soldados. Se colocan en taladros que tiene un diámetro de 15 mm superior al diámetro del perno. Una vez introducido, con ayuda de una bomba portátil y una mordaza, se hinchan mediante agua a una presión de 30 MPa, adaptándose perfectamente a las paredes del taladro.

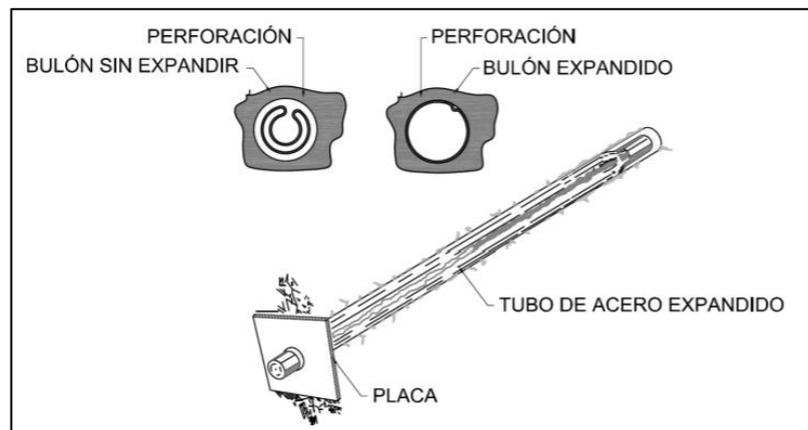
Figura 9: Expansión de pernos swellex



Fuente: Asistencia técnica de geomecánica

Con varios rangos de longitud, los pernos de anclaje tipo Swellex se pueden usar en la mayoría de las aplicaciones de refuerzo y de soporte. Son los más utilizados de forma generalizada por su rapidez de colocación hasta longitudes de 6-8 m.

Figura 10: Sostenimiento con perno tipo swellex



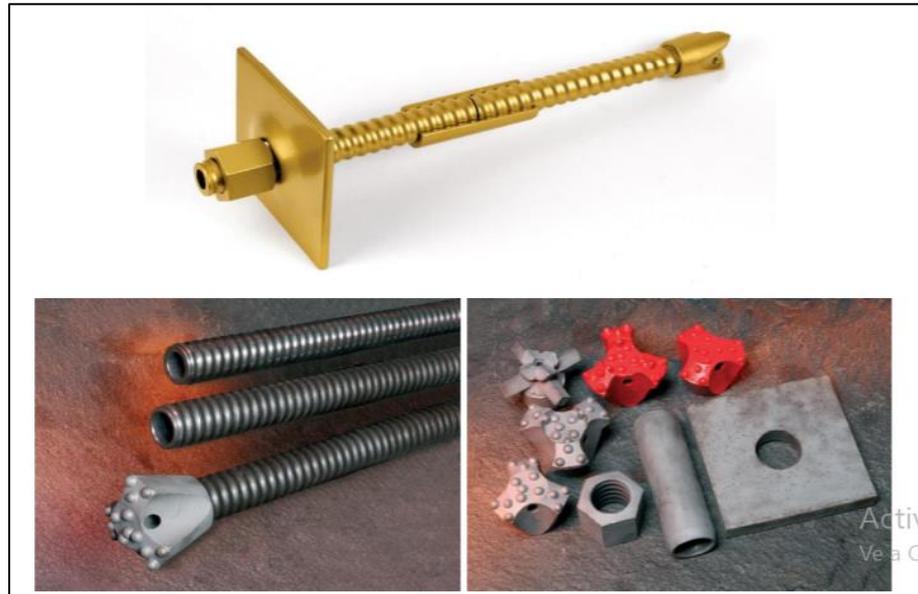
Fuente: Asistencia técnica de geomecánica

- **Autoperforantes**

Este tipo de perno presenta ventajas que permite alcanzar longitudes muy superiores a la de los anclajes convencionales y puede atravesar cualquier tipo de material, incluyendo terrenos difíciles, sin que haya problemas de pérdida de la perforación al realizarse la misma con la misma barra de anclaje. El sistema autoperforante permite taladrar y

consolidar el terreno en una sola operación, produciéndose un ahorro de tiempo en la realización del ciclo de avance.

Figura 11: Perno autoperforante y accesorios



Fuente: Asistencia técnica de geomecánica

En la perforación se utiliza una barra hueca con cabeza perdida, inyectándose por el interior lechada que empuja al detritus y cementa el espacio anular entre el agujero realizado y el diámetro exterior del perno. Los pernos autoperforantes se utilizan en materiales blandos como arena, grava, lodo, arcilla y formaciones fracturadas blandas a semiduras.

- Pernos de fibra de vidrio

Los pernos de fibra de vidrio es una alternativa válida a los pernos tradicionales de acero, siendo fáciles de destruir al tener una resistencia al corte muy inferior a la de aquellos, por lo que se usan en zonas que han de ser excavadas en fases posteriores. Se

comercializan tanto en barra sólida como perforada para inyecciones y existen diferentes tipos de placas dependiendo de la aplicación.

Figura 12: Perno autopercutor de fibra de vidrio



Fuente: Asistencia técnica de geomecánica

2.2.4.3. Elementos de refuerzo

En pernos, en ocasiones se utiliza la malla metálica como sostenimiento para prevenir la caída de cuñas de rocas aisladas y retener los trozos de roca caída ubicada entre los pernos, actúa de esta forma como un elemento preventivo (protegiendo de hundimientos y desprendimientos de bloques).

- **Mallas metálicas electrosoldadas**

El hormigón se completa con la malla, que tiene la ventaja de un espesor mínimo de hormigón proyectado y se usa en macizos de calidad mala a muy mala, presenta los inconvenientes siguientes:

- No es recomendable cuando se necesita reforzar terrenos con cierta plasticidad.
- Difícil puesta en obra, al ubicarse en superficies irregulares de manera puntual deja huecos, esto hace que la adherencia no sea

tan buena como y requiere un mayor consumo de gunita para rellenar esos huecos si son de cierto volumen.

- El rebote con mallazo es bastante mayor que con fibras, es necesaria una mayor cantidad, habitualmente quedan huecos no cementados en contacto con el mallazo que favorecen la circulación de agua.
- El hormigón proyectado sobre la malla no permite que este trabaje correctamente ya que le impone una rigidez adicional, en general en galerías permanentes y túneles es empezar con una capa inicial de sellado, que no es necesario para macizos rocosos de calidad muy buena. Los espesores de cada capa no deben exceder de 10 cm para evitar problemas de adherencia. Los espesores reales dependen de la precisión de la excavación. Si se deben rellenarlas sobre excavaciones, y/o cubrir las cerchas, los espesores reales pueden ser mucho mayores en algunos puntos. El hormigón proyectado es poco eficaz si no se combina con otros elementos como pernos, por lo que resulta muy caro y no se usa habitualmente en minería.

El rebote en la proyección del hormigón depende de los siguientes factores:

- Cantidad de agua, granulometría de los áridos y proporción de aditivos.
- Velocidad de proyección.
- Destreza del operario.
- Ángulo de impacto en la proyección.

- Espesor de la capa aplicada.
- Distancia entre la boquilla del proyector y la roca, siendo óptima entre 1 y 2 m aunque variará en función de que la proyección se realice de forma mecanizada o manual.

2.2.5. Elección del método de sostenimiento

Si el macizo rocoso es capaz de soportar la presión que se genera al excavar un hueco en el mismo, se dice que tiene un comportamiento elástico o autoportante. La deformación en el entorno de la excavación que cabe esperar en este caso es muy pequeña, en torno a un 1%, relacionándose con la deformación elástica del terreno.

Al colocar un sostenimiento muy próximo al frente de avance de una excavación aquel no se carga inicialmente, entrando en ella cuando el frente de avance se aleja y la excavación comienza a sufrir deformaciones. Por tanto, la presión con que va a contribuir el sostenimiento depende de cuánto se haya deformado previamente el terreno antes de su colocación. La colocación tardía del sostenimiento en un determinado tramo, favorece la relajación y descompresión del terreno, pudiendo ser la causa de manifestaciones de inestabilidad. La base para dimensionar un sostenimiento correcto es considerar previamente su interacción con el terreno. Para ello, una práctica habitualmente utilizada, es la fundamentada en las curvas características o de Convergencia Confinamiento (Propuesta por Panet, 1976, partiendo de estudios de interacción suelo –sostenimiento de Lombardi, 1974). Este método permite analizar la interacción terreno-sostenimiento de una obra subterránea bajo las hipótesis simplificadoras de que se trata de geometría circular y se excava en estado inicial homogéneo e isótropo. El diseño del sostenimiento de las obras subterráneas debe

permitir, controlar y mantener la estabilidad de las excavaciones para la seguridad del personal que trabaje o circule por ellas, a lo largo de la vida útil de las labores. Según el Artículo 61. RGNBSM “En las obras y trabajos subterráneos el sostenimiento se realizará según las instrucciones del director facultativo y deberá controlarse y mantenerse empleando sistemas adecuados al terreno y conservarse secciones suficientes”. Igualmente, tal como se indica en la ITC 04.6.05 “El diseño del sostenimiento debe realizarse teniendo en cuenta las características del terreno, las dimensiones de las labores, las condiciones impuestas por la explotación como disponibilidad y facilidad de la instalación y las posibles influencias de explotaciones próximas”. Presupone tener en cuenta la deformación que va a sufrir la estructura sostenida que debe ser compatible con el tiempo y servicio previstos, diseñándola siempre teniendo en cuenta los términos económicos. El comportamiento del macizo rocoso ante las acciones naturales e inducidas determina las condiciones de estabilidad y como consecuencia las medidas de sostenimiento a aplicar. Dicha respuesta dependerá principalmente de las características geotécnicas de la masa rocosa. Si la roca es competente, con características mecánicas y resistentes elevadas y las juntas no son desfavorables, básicamente no aparecerán problemas durante las excavaciones, pudiendo comportarse de manera autoportante sin necesitar ningún tipo de refuerzo ni de sostenimiento.

Por el contrario, si la roca es incompetente, con baja resistencia y las discontinuidades son desfavorables, presentará dificultades cuando se trabaje en ella. Entre los dos extremos existirán materiales de calidad intermedia. En base a dicha calidad y comportamiento del terreno al verse afectado por la excavación, se diseñará el sostenimiento óptimo según las necesidades de cada labor. “En el

proyecto debe incluirse un plan de control que permita conocer razonablemente el comportamiento del sostenimiento y los desplazamientos del terreno circundante, tanto en las distintas fases constructivas como en las de utilización” (ITC.04.6.05).

El cálculo del sostenimiento de las obras subterráneas se puede efectuar mediante métodos analíticos, observacionales, empíricos y numéricos. Como buena práctica sería conveniente realizar comparativas entre los modelos de sostenimiento óptimo según cada uno de los métodos, no siendo aconsejable tomar como referencia un único método.

2.2.5.1. RMR de Bieniawski

La clasificación RMR- Rock Mass Rating (Bieniawski 1973, con actualizaciones en 1979, 1989 y 2014 por Bieniawski, P. Varona, B. Celada, I. Tardáguila y A. Rodríguez) sirve para caracterizar macizos rocosos según su calidad en función del índice obtenido. Tiene en cuenta los siguientes parámetros:

- Resistencia a compresión simple de la roca.
- Parámetro RQD (rock quality designation Deree et al. 1967).
- Estado de las discontinuidades.
- Espaciado de las discontinuidades.
- Condiciones hidrogeológicas.
- Orientación de las discontinuidades respecto a la excavación.

La suma de la puntuación de cada uno de los parámetros se expresa mediante el índice RMR cuyo valor oscila entre 0 a 100. Cuanto mejor es la calidad de la roca, más elevado es dicho valor. De esta manera, Bieniawski distinguió cinco clases de roca.

Tabla 1: Clasificación de la roca

CLASE DE ROCA					
R.M.R.	81 - 100	61 - 80	41 - 60	21 - 40	< 20
CLASE	I	II	III	IV	V
DESCRIPCIÓN	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala

Fuente: Asistencia técnica de geomecánica

Tabla 2: Tipo de roca

SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE MACIZOS ROCOSOS					
CLASE	I	II	III	IV	V
TIEMPO DE MANTENIMIENTO	10 años para 5 m	6 meses para 4 m	1 semana para 3 m	5 horas para 1,5 m	10 min para 0,5 m
COHESIÓN (kPa)	>300	200-300	150-200	100-150	<100
ANGULO DE FRICCIÓN	> 45°	40°-45°	35°-40°	30°-35°	<30°

Fuente: Asistencia técnica de geomecánica

La clasificación de BIENIAWSKI indica explícitamente el tipo de sostenimiento y modo de excavación a emplear según la categoría RMR, tal y cómo se refleja en la Tabla 7, para las secciones mineras típicas en herradura y anchura máxima de 10 m. La Figura 28 permite estimar, la longitud de pase (vano autoportante) y el tiempo que el terreno puede permanecer sin soporte.

Tabla 3: Tipo de sostenimiento por el RMR

Clase RMR	Excavación	Sostenimiento		
		Bulones	Gunita	Cerchas
I 100-81	Sección completa. Avances de 3 m.	Innecesario, salvo algún bulón ocasional	No	No
II 80-61	Sección completa. Avances de 1-1,5 m	Bulonado local en clave, con longitudes de 2-3 m y separación de 2-2,5 m eventualmte copn mallazo.	5 cm en clave para impermeabilización	No
III 60-41	Avance y destroza. Avances de 1,5 a 3,0 m. completar sostenimiento a 20 m del frente.	Bulonado sistemático de 3-4 m con separaciones de 1,5 a 2 m en clave y hastiales. Mallazo en clave.	5 a 10 cm en clave y 3 cm en hastiales	No
IV 40-21	Avance y destroza. Avances de 1,0 a 1,5 m. completar Sostenimiento inmediato del frente, completar sostenimiento a menos de 10 m del frente.	Bulonado sistemático de 4-5 m con separaciones de 1-1,5 m en clave y hastiales con mallazo	10 a 15 cm en clave y 10 cm en hastiales. Aplicación según avanza la excavación.	Cerchas ligeras espaciadas 1,5 m cuando se requieran.
V ≤20	Fases múltiples. Avances de 0,5 a 1 m. gunitar inmediatamente el frente después de cada avance.	Bulonado sistemático de 5-6 m con separaciones de 1-1,5 m en clave y hastiales con mallazo, .çç	15-20 cm en clave, 15 cm en hastiales y 5 cm en el frente. Aplicación inmediata después de cada avance.	Cerchas pesadas 0,75 m con blindaje de chapas y cerradas en solera.

Túneles de sección en herradura, máxima anchura 10 m, máxima tensión vertical 250 kp/cm²

Fuente: Asistencia técnica de geomecánica

2.3. Definición de Términos básicos

- **Aditivos.** Pegamentos cuya función es controlar las propiedades del shotcrete entre las más importantes figuran los acelerantes y reducen el tiempo del fraguado. con mayor rapidez y con espesores mayores.
- **Anisotropía.** Sucesión de niveles geológicos de rigidez diferente, el nivel más rígido concentra tensión, mientras que los niveles más deformables aparecen más descargados
- **Auto perforante.** Pernos de sostenimiento con ventajas de que alcanzan longitudes muy superiores a la de los anclajes convencionales y tiene la capacidad de atravesar cualquier tipo de material, incluyendo terrenos difíciles.

- **Bulones.** En sostenimiento activo de labores mineras se refiere a los diferentes pernos de anclaje que se utilizan para dar estabilidad a las rocas.
- **Cimbras.** Arcos de acero, para el diseño del sostenimiento pasivo
- **Cizalla.** Son bandas de terreno plastificado, presentan fracturas abiertas y recubiertas con una pátina de minerales de baja fricción por el desconfinamiento y/o alteración, tiene una baja resistencia.
- **Concreto lanzado.** Es la mezcla de cemento y fibras que se adhiere a la periferia de la roca sellando las discontinuidades o grietas producidas por la voladura.
- **Deformabilidad.** Modificación del estado tensional en un sólido que origina desplazamiento relativo en puntos de su interior, que se cuantifican adecuadamente mediante su deformación
- **Diques.** Son las intrusiones de rocas ígneas, sub verticales y de caras sub paralelas a una fractura o falla que tienen aberturas de centímetros a metros.
- **Erosión.** Descomposición o cambio de características de la roca debido a la acción de fenómenos naturales o ambientales.
- **Espaciado.** Es la distancia perpendicular entre planos dentro de una misma familia de juntas.
- **Estratificación.** Son planos de debilidad asociados paralelos uno a continuación de otro de una misma formación rocosa o de diferentes características en su formación geológica.
- **Fallas.** La falla se identifica cuando hay un desplazamiento relativo a ambos lados de la Misma de un macizo rocoso, puede ser de carácter local hasta regional, están determinados por un espesor milimétrico (local) hasta métrico (regional).

- **Fibra.** Las fibras son específicamente diseñadas para el concreto se fabrican a partir de materiales sintéticos y de acero que pueden resistir al medio alcalino del concreto lanzado a largo plazo.
- **Fibras Metálicas.** La función principal en el shotcrete es aumentar la ductilidad del material, en lo posible obtener una elevada resistencia a la flexión, la ductilidad está relacionada con el tipo y la cantidad de las fibras metálicas.
- **Fisuras.** Son fracturas del concreto lanzado que se producen debido a la retracción del material en el tiempo, por las dilataciones y contracciones de origen hídrico y técnico, también por los movimientos verticales y horizontales producidos por las cargas.
- **GSI.** Es un sistema que se utiliza para la estimación de todas las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a partiendo de varias observaciones geológicas en el campo.
- **Gunitar.** Acción de lanzar en obra un mortero u hormigón a gran velocidad, que es transportado a través de una manguera y proyectado neumáticamente.
- **Inyecciones.** Puede ser con fines de relleno, consolidación o impermeabilización. Esta técnica se utiliza para la consolidación del terreno mediante inyecciones de lechada de cemento o productos químicos.
- **Juntas.** Macizo rocoso con roturas de origen geológico que no presentan desplazamiento relativo, pueden aparecer sin relleno, o con relleno arcilloso o mineralizado (cuarzo, calcita, etc.)
- **Orientación. Terminos** de geotecnia se emplea para la orientación de 0 a 360 desde el Norte y buzamiento de 0 a 90 desde la vertical. Con esta información un plano queda perfectamente definido mediante 2 cifras.

- **Persistencia.** Es la extensión areal o también el tamaño de los diferentes planos de juntas.
- **Q de Barton.** En esta clasificación se catalogan los macizos rocosos según el denominado índice de Calidad.
- **Relleno.** Es el tipo de material que se encuentra en el seno de la junta, puede no existir una junta limpia, de baja fricción con contenido de arcilla, clorita, grafito, carbón o cristalizado cuarzo, calcita.
- **RMR.** Sirve para caracterizar el macizo rocoso por su calidad en función de un índice obtenido.
- **Rugosidad.** Son las discontinuidades solidas de la roca en los labios de la junta.
- **Tensiones.** Fuerzas que actúan sobre una excavación subterránea, puede ser natural o inducida.

2.4. Formulación de Hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

La aplicación del perno y malla permite mejorar el rendimiento de los avances en los inclinados de vetas angostas de la minera MARSA

2.4.2. Hipótesis Específicos

- a) El tiempo de instalación por día menora con la aplicación del perno y malla en el rendimiento de los avances de inclinados de vetas angostas de la minera MARSA.
- b) Los costos de sostenimiento se reducen con la aplicación de perno y malla en el rendimiento de los avances de los inclinados de vetas angostas de la minera MARSA.

2.5. Identificación de las Variables

2.5.1. Variable Independiente

X: Aplicación del perno y malla para mejorar el rendimiento en los inclinados de vetas angostas de la minera MARSA.

2.5.2. Variable Dependiente

Y: Mejorar el rendimiento de los avances en los inclinados de vetas angostas en la minera MARSA

2.6. Definición Operacional de Variables e Indicadores

Tabla 4: Operacionalización de Variables.

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES	
VARIABLE INDEPENDIENTE	X: Aplicación del perno y malla en los inclinados de vetas angostas en la minera MARSA	La aplicación de un nuevo sostenimiento como es el uso del perno y malla para fortificar las zonas periféricas de una labor minera. Estos elementos tienen la propiedad de sostener los bloques de una zona rocosa fracturada con una roca de tipo intermedio, limitando la caída de las rocas, en combinación con la malla se evita la caída de pequeñas rocas el que se quedan entre estas asegurando la labor y de esta forma evitar accidentes.	Roca	Dureza	RMR
			Perno	Diámetro	mm.
				Longitud	m.
			Malla	Área	M2
				Área	m ²
VARIABLE DEPENDIENTE	Y: Rendimiento de los avances en los inclinados de vetas angostas en la minera MARSA.	En un sostenimiento el uso de madera en la actualidad está quedando en desuso por su poca duración en ambientes bastantes erosionables. Por lo que el uso de un sostenimiento activo como es del perno y malla se realiza en menor tiempo y a menor costo de esta manera se mejora el rendimiento de los avances de labores, como también se mejora los costos de sostenimiento.	Rendimientos	Tiempo de instalación/día	m.
				Costo/m.	s/.

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de Investigación

Para la investigación se utilizó el tipo experimental-aplicativo, en relación a los objetivos de la investigación, considerado en el nivel de profundización descriptivo, correlacional y explicativo

3.2. Nivel de investigación

El nivel de investigación es experimental, correlacional y aplicativo por lo que su objetivo es de mejorar los avances y mejorar los costos del sostenimiento.

3.3. Métodos de la Investigación

Para la investigación se utilizó el método lógico inductivo, donde se emplea el análisis deductivo y la síntesis, también se obtiene resultados mediante la observación que determinan el objeto del informe.

3.4. Diseño de Investigación

En la investigación se ha considerado el diseño descriptivo, cuantitativo y correlacional, se tiene una data de campo que se procesa en la información y

luego se obtiene resultados referentes al uso del perno y malla en comparación al sostenimiento con madera. Luego de ejecutar las instalaciones se realiza un diseño descriptivo con los resultados del análisis de comparación

3.5. Población y Muestras

3.5.1. Población

Inclinados de las vetas angostas del nivel 2370 de la minera MARSA

3.5.2. Muestra

Los inclinados de la veta Daniela de la minera MARSA

3.6. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos

3.6.1. Técnicas

Descripción de las técnicas empleadas

- **Recopilación y análisis de data**

Se buscó la información histórica de programas de sostenimiento

- **Observación directa y toma de datos**

Se. realizó observaciones directas en la instalación de pernos y malla.

- **Búsqueda de información bibliográfica**

Análisis de textos y direcciones de internet con el objetivo de complementar el fundamento teórico acerca del sostenimiento.

3.6.2. Instrumentos

Instrumentos de recolección de datos.

- **Materiales**

- ✓ Planos de geomecánica
- ✓ Formatos de reporte geo mecánico
- ✓ Picota, Winchas
- ✓ Cajas de muestras

- **Equipos**
 - ✓ Computadora personal
 - ✓ Impresoras
 - ✓ Calculadora científica
 - ✓ Vídeo

3.7. Técnicas de Procesamiento y Análisis de Datos

El proceso y análisis de la data de campo se efectuará con el software Microsoft Excel, considerando variables y resultados en tablas y gráficos de estadística.

3.8. Tratamiento Estadístico

Se realizarán histogramas y otros gráficos estadísticos en Microsoft Excel y el software del Excel.

3.9. Orientación Ética. Filosófica y Epistémica

El trabajo de investigación se efectuó manteniendo la ética profesional, que permite tener un vínculo social estable, manteniendo los valores y principios como profesional en cada trabajo realizado, la prevención en cada proceso determina lo ético que se puede llegar a ser cumpliendo las reglas o los procedimientos determinados para cada trabajo.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

4.1.1. Evaluación geomecánica del macizo rocoso

La Evaluación Geomecánica del proyecto contempla el estudio del estado de esfuerzos in-situ, análisis estructural, caracterización geomecánica del yacimiento, dimensionamiento y direccionamiento del minado favorable de los tajos utilizando técnicas geomecánicas variadas, entre las cuales se aplica el método gráfico de estabilidad, el análisis de estabilidad y diseño vía modelamiento numérico.

Los parámetros intrínsecos de la roca y mineral de la veta, se han obtenido de informes anteriores que se encontraron en los archivos del Área y en algunos casos sea incorporado rangos aproximados para ser utilizado en las evaluaciones geomecánicas.

El objetivo de este estudio es realizar la evaluación geomecánica del macizo rocoso de las Vetas angostas para determinar la dirección preferencial de

minado y las aberturas máximas permisibles asociadas a un sostenimiento adecuado que garanticen la estabilidad en el proceso de minado.

Los alcances relacionados con el objetivo planteado son:

- Caracterización Geomecánica del macizo rocoso.
- Análisis estructural y su influencia en la dirección de minado.
- Cálculo de aberturas máximas permisibles Mediante el Método Grafico de Estabilidad.

4.1.2. Tiempo de Auto sostenimiento

El tiempo de auto sostenimiento de acuerdo con el tipo de roca, se detalla en la siguiente tabla.

Tabla 5: Tiempos de auto sostenimiento por tipo de roca.

TIPO DE ROCA	R.M.R.	TIEMPO DE AUTOSOSTENIMIENTO
I	81 – 100	> 2 Años
II	61 – 80	2 Años
III – A	51 – 60	3 Meses
III – B	41 – 50	15 Semanas
IV – A	31 – 40	1 Día
IV – B	21 – 30	8 Horas
V	0 – 20	Colapso Inmediato

Fuente: Elaboración propia

4.1.3. Análisis estructural y distribución de discontinuidades

Para interpretar la geometría de las características estructurales se analiza las orientaciones de las discontinuidades. El procesamiento de los datos se realiza mediante técnicas de proyección estereográfica, utilizando el programa DIPS de donde se determinan tres familias principales de discontinuidades y una cuarta familia aleatoria.

En el cuadro siguiente, se muestra la orientación de las discontinuidades de las Vetas Angostas:

Tabla 6: Dirección de Buzamiento

ZONA	Dirección de buzamiento/Buzamiento (Grados)			
	SISTEMA 1	SISTEMA 2	SISTEMA 3	SISTEMA 4
Caja Techo	(020/5)	(320/20)	(210/15)	(065/55)
Composito General	(043/21)	(142/54)	(268/64)	(258/86)

Fuente: Elaboración propia

4.1.4. Influencia de las estructuras y diagrama de rosas

Con respecto al arreglo estructural que presenta la masa rocosa, existen direcciones preferenciales a las cuales en lo posible deben estar alineadas el avance de las excavaciones, para lograr mejores condiciones de estabilidad de las mismas. Las condiciones más favorables para la estabilidad ocurren cuando se avanzan las estructuras en forma perpendicular a las estructuras principales, de manera contraria las condiciones más desfavorables para la estabilidad ocurren cuando se avanzan en forma paralela a las estructuras principales. Para establecer las direcciones preferenciales de avance de las excavaciones, se utilizaron los resultados de las características de distribución de discontinuidades descritas en el cuadro anterior, con el apoyo de la red de Schmidt. Según ello las direcciones preferenciales de avance de las excavaciones para la zona en estudio se presenta en el siguiente cuadro:

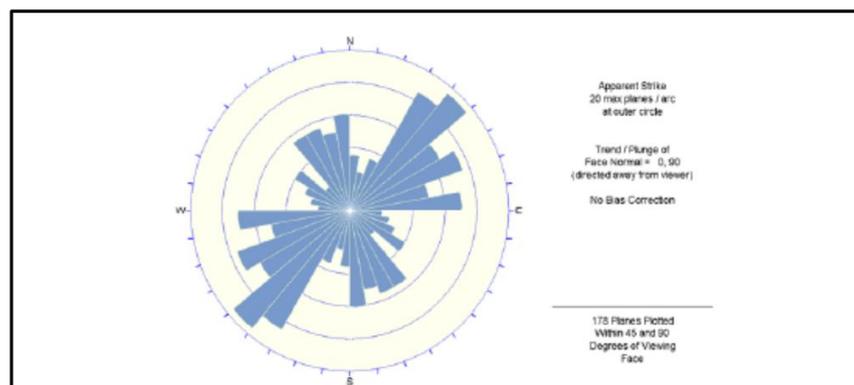
Tabla 7: Dirección preferencial de avance

Dirección preferencial de avance	Condición	Observaciones
N 71° W, N 4° E, N 54° E	Desfavorable	Paralelo a la mayor densidad de discontinuidades
N 25° E	Regular	Diagonal a la mayor densidad de discontinuidades
N 71° W	Favorable	Perpendicular a la mayor densidad de discontinuidades y al buzamiento de las Vetas Angostas

Fuente: Elaboración propia

Según la información presentada en este cuadro la dirección preferencial de avance es de N 71° W casi perpendicular a la Chimenea10284-2S en el rumbo de la veta angostas donde las condiciones serán moderadas a favorables. Los avances alineados con el buzamiento de la veta angostos, ya sea ascendente o descendente generan condiciones de inestabilidad moderada. La dirección del minado más desfavorable se presenta en la dirección N 4° E. (Diagrama de rosas).

Figura 13: Zonificación Geomecánica (Diagrama de rosas)



Fuente: Elaboración propia

La dirección de Minado va a ser perpendicular hacia las fracturas existentes dando mejores condiciones de estabilidad durante la explotación. Tal

como se aprecia en la siguiente figura, se observa las cuñas hacia los lados laterales de la labor, y bajando la posibilidad de formación de cuñas en el techo.

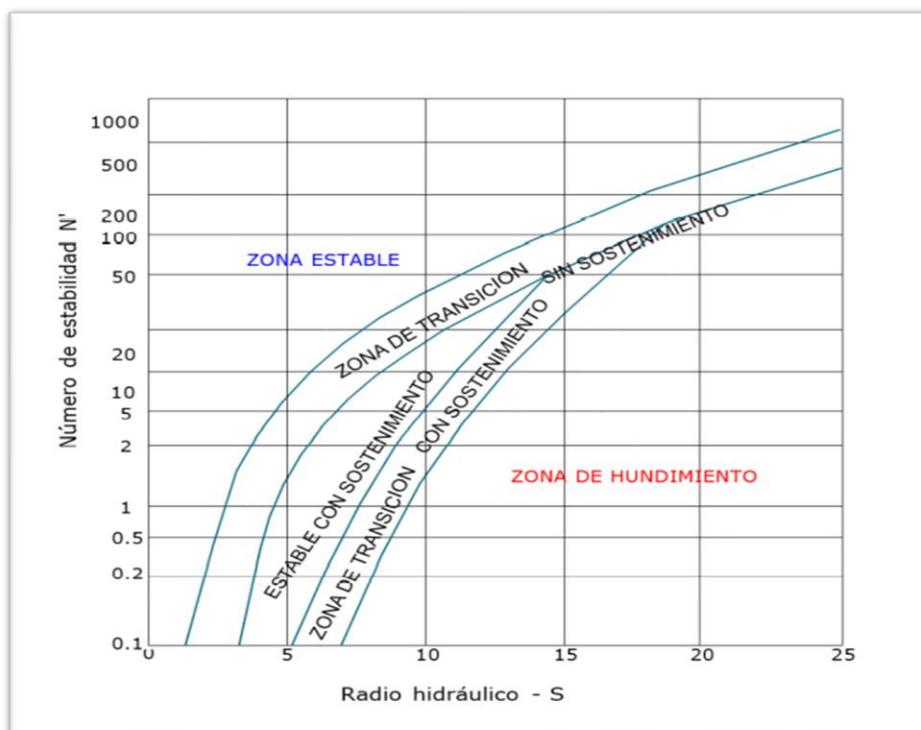
4.1.5. Direccionamiento favorable de avance del minado

- La cuña 4 es moderadamente estable y tiene un peso de 15.217 Ton.
- La cuña 5 es moderadamente estable y tiene un peso de 17.382 Ton.
- La cuña 8 es inestable y tiene un peso de 0.021 Ton, tendría caída libre por gravedad.

4.1.6. Cálculo del Radio Hidráulico

Para los valores del número de estabilidad N' , los valores del radio hidráulico RH , en una condición máxima entre el límite máximo de estabilidad y hundimiento se puede determinar del siguiente gráfico.

Figura 14: Gráfico de estabilidad – Radio Hidráulico



Fuente: Elaboración propia

Del análisis del número de estabilidad N' 9 la variante o factor principal de control para determinar el tipo de sostenimiento sería el Radio Hidráulico, realizando un análisis general considerando una altura del laboreo de minado de 2.74 metros y una longitud base de 50 metros nos proporciona la siguiente tabla en función al ancho de labor.

Tabla 8: Radio Hidráulico

Nro.	Radio Hidráulico (RH)	Block	Condición de Estabilidad	Sostenimiento Requerido
1	< 1.3	< 50 x 2.74	Moderado estable	Pernos y/o malla electrosoldada
2	1.3 - 3.2	50 x 2.74 – 50 x 7.34	Inestabilidad Media	Cuadros + Puntales
3	3.2 - 5.2	50 x 7.34 - 50 x 13.14	Inestabilidad Alta	Cuadros + Pilares
4	5.2 – 7.0	50 x 13.14 – 50 x 19.44	Condición crítica	Pilares (naturales y artificiales)
5	> 7.0	> 50 x 19.44	Condición crítica	Relleno Inmediato

Fuente: Elaboración propia

4.1.7. Sostenimiento recomendado

De acuerdo con el análisis geológico y geo mecánico realizado podemos concluir que, el macizo rocoso de la zona se caracteriza por ser una roca buena a regular con una menor cantidad de fracturas, conocida como “roca regular A” con un RMR de 51-60, que presenta ligera o moderadamente alterada, por lo que es factible realizar el cambio del tipo de sostenimiento del pasivo al activo; por las características se recomienda el uso de pernos sistemáticos Split sets de 6 pies de longitud, Split set espaciados 1.50m. complementada con la malla electrosoldada. Considerando que son labores temporales.

4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

4.2.1. Presentación de información de campo

A. Sostenimiento con madera

- Información general

- Subnivel: Sur Oeste
- Sección de la labor: 2.5 x 2.5 m.
- Área por sostener: 1m. x 2.5m. = 2.5 m²
- Tipo de madera: Eucalipto
- Dimensión del poste: 2.5 m. x 8" de diámetro
- Dimensión del sombrero: 2.5 m. x 8" de diámetro
- Dimensión del tirante: 1.10 m. x 6" de diámetro
- Dimensión de tablas: 1.10 m. x 0.30 m. x 1"
- Cuñas de tope: diferentes medidas

B. Tiempos de Instalación del sostenimiento pasivo

Primer día

Destaje de roca, postes, sombrero y tirantes: 45 minutos

Armado de cuadro: 120 minutos

Enrejado e encribado de techo: 40 minutos

Enrejado y relleno de carga de las cajas: 90 minutos

295' 4.92 horas

Segundo día

Destaje de roca, postes, sombrero y tirantes: 40 minutos

Armado de cuadro: 110 minutos

Enrejado e encribado de techo: 40 minutos

Enrejado y relleno de carga de las cajas: 85 minutos

275' 4.58 horas

Tercer día

Destaje de roca, postes, sombrero y tirantes: 40 minutos

Armado de cuadro: 115 minutos

Enrejado e encribado de techo: 45 minutos

Enrejado y relleno de carga de las cajas: 85 minutos

285' 4.75 horas

Cuarto día

Destaje de roca, postes, sombrero y tirantes: 40 minutos

Armado de cuadro: 115 minutos

Enrejado e encribado de techo: 45 minutos

Enrejado y relleno de carga de las cajas: 85 minutos

285' 4.75 horas

Quinto día

Destaje de roca, postes, sombrero y tirantes: 45 minutos

Armado de cuadro: 120 minutos

Enrejado e encribado de techo: 40 minutos

Enrejado y relleno de carga de las cajas: 90 minutos

295' 4.92 horas

Sexto día

Destaje de roca, postes, sombrero y tirantes: 50 minutos

Armado de cuadro: 130 minutos

Enrejado e encribado de techo: 45 minutos

Enrejado y relleno de carga de las cajas: 95 minutos

320' 5.33 horas

Séptimo día

Destaje de roca, postes, sombrero y tirantes: 35 minutos

Armado de cuadro: 110 minutos

Enrejado e encribado de techo: 45 minutos

Enrejado y relleno de carga de las cajas: 85 minutos

275' 4.58 horas

Octavo día

Destaje de roca, postes, sombrero y tirantes: 40 minutos

Armado de cuadro: 125 minutos

Enrejado e encribado de techo: 45 minutos

Enrejado y relleno de carga de las cajas: 85 minutos

295' 4.92 horas

Noveno día

Destaje de roca, postes, sombrero y tirantes: 50 minutos

Armado de cuadro: 125 minutos

Enrejado e encribado de techo: 45 minutos

Enrejado y relleno de carga de las cajas: 95 minutos

315' 5.25 horas

Décimo día

Destaje de roca, postes, sombrero y tirantes: 40 minutos

Armado de cuadro: 130 minutos

Enrejado e encribado de techo: 45 minutos

Enrejado y relleno de carga de las cajas: 95 minutos

C. Costos del sostenimiento con madera

1. Costo de los elementos del cuadro de madera

Poste por unidad $39.75 \times 4 = 159.00$

Sombrero por unidad $39.75 \times 2 = 79.50$

Tirante por unidad $31.20 \times 2 = 62,40$

Tablas de techo por unidad $14.35 \times 8 = 114.80$

Tablas de cajas por unidad $14.35 \times 16 = 229.60$

2. Costo de instalación del cuadro de madera

Instalación de cuatro postes = 348.80

Instalación de sombreros = 174.30

Instalación de tirantes = 157.30

Instalación de enrejado techo = 91.40

Instalación de enrejado cajas = 182.80

D. Sostenimiento activo con perno Split set

- Información general

Subnivel: Sur Oeste

Sección de la labor: 2.5 x 2.5 m.

Área por sostener: 1m. x 2.5m. = 2.5 m²

Tubo Split set de 6 pies x 39 mm. de diámetro

Placa pesada para Split set

Malla electrosoldada de 2.5 m. x 4" x 4" x alambre # 8

E. Tiempos de instalación del sostenimiento activo

Primer día

Presentación de mallas con gatas hidráulicas: 120 minutos

Perforación de 8 taladros de 6': 40 minutos

Instalación de 8 tubos Split set: 24 minutos

184 minutos = 3.06 h.

Segundo día

Presentación de mallas con gatas hidráulicas: 130 minutos

Perforación de 8 taladros de 6': 45 minutos

Instalación de 8 tubos Split set: 28 minutos

203 minutos = 3.38 h.

Tercer día

Presentación de mallas con gatas hidráulicas: 128 minutos

Perforación de 8 taladros de 6': 47 minutos

Instalación de 8 tubos Split set: 32 minutos

207 minutos = 3.45 h.

Cuarto día

Presentación de mallas con gatas hidráulicas: 131 minutos

Perforación de 8 taladros de 6': 45 minutos

Instalación de 8 tubos Split set: 28 minutos

204 minutos = 3.40 h.

Quinto día

Presentación de mallas con gatas hidráulicas: 126 minutos

Perforación de 8 taladros de 6': 43 minutos

Instalación de 8 tubos Split set: 31 minutos

200 minutos = 3.33 h.

Sexto día

Presentación de mallas con gatas hidráulicas: 135 minutos

Perforación de 8 taladros de 6': 41 minutos

Instalación de 8 tubos Split set: 26 minutos

202 minutos = 3.37 h.

Séptimo día

Presentación de mallas con gatas hidráulicas: 136 minutos

Perforación de 8 taladros de 6': 47 minutos

Instalación de 8 tubos Split set: 32 minutos

215 minutos = 3.58 h.

Octavo día

Presentación de mallas con gatas hidráulicas: 132 minutos

Perforación de 8 taladros de 6': 47 minutos

Instalación de 8 tubos Split set: 31 minutos

210 minutos = 3.50 h.

Noveno día

Presentación de mallas con gatas hidráulicas: 134 minutos

Perforación de 8 taladros de 6': 44 minutos

Instalación de 8 tubos Split set: 33 minutos

211 minutos = 3.52 h.

Décimo día

Presentación de mallas con gatas hidráulicas: 128 minutos

Perforación de 8 taladros de 6': 48 minutos

Instalación de 8 tubos Split set: 34 minutos

210 minutos = 3.50 h.

F. Costos de sostenimiento con Split set

1. Costo de los elementos del sostenimiento activo

08 tubos Split set a S/. 31.50 la unidad = S/. 252.00

08 placas Split set a 13.11 la unidad = S/. 104.88

2.5 m². de malla electrosoldada el m² a S/. 211.28 = 528.60

885.48

2. Costo de instalación del sostenimiento activo

8 taladros perforados a 6' cada uno S/. 15.45 = S/. 123.60

8 tubos Split set a S/. 10.60 cada uno = S/. 84.80

2.5 m². Malla electrosoldada a S/. 16.30 m². = S/. 40.75

S/. 233.15

Total: S/ 1118.63

4.2.2. Análisis e interpretación de resultados

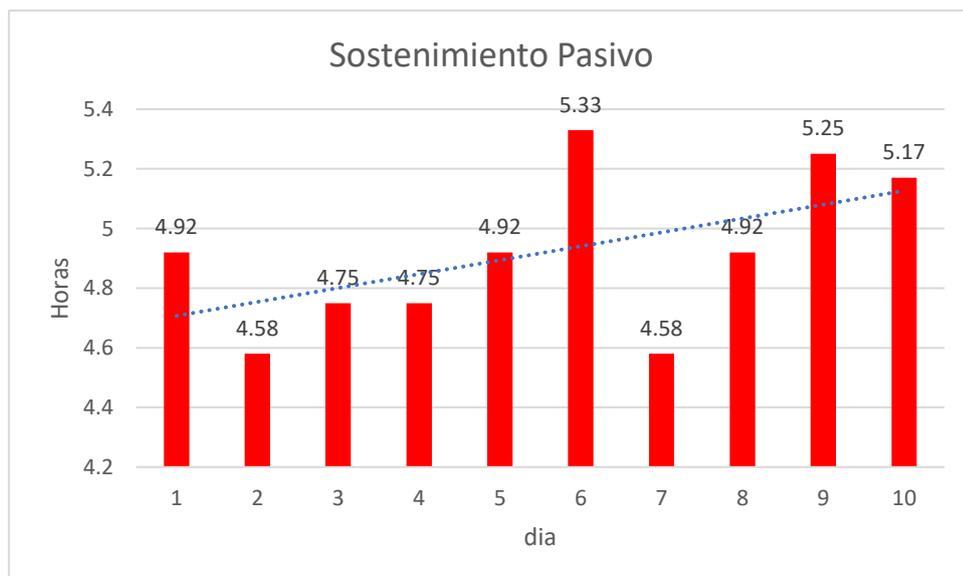
En la siguiente tabla se puede observar los resultados de tiempos del sostenimiento pasivo y el sostenimiento activo.

Tabla 9: Tiempos de sostenimiento

S. con madera Horas	S. con Split set Horas
4.92	3.06
4.58	3.38
4.75	3.45
4.75	3.40
4.92	3.33
5.33	3.37
4.58	3.58
4.92	3.50
5.25	3.52
5.17	3.50
Promedio = 4.92	Promedio = 3.41

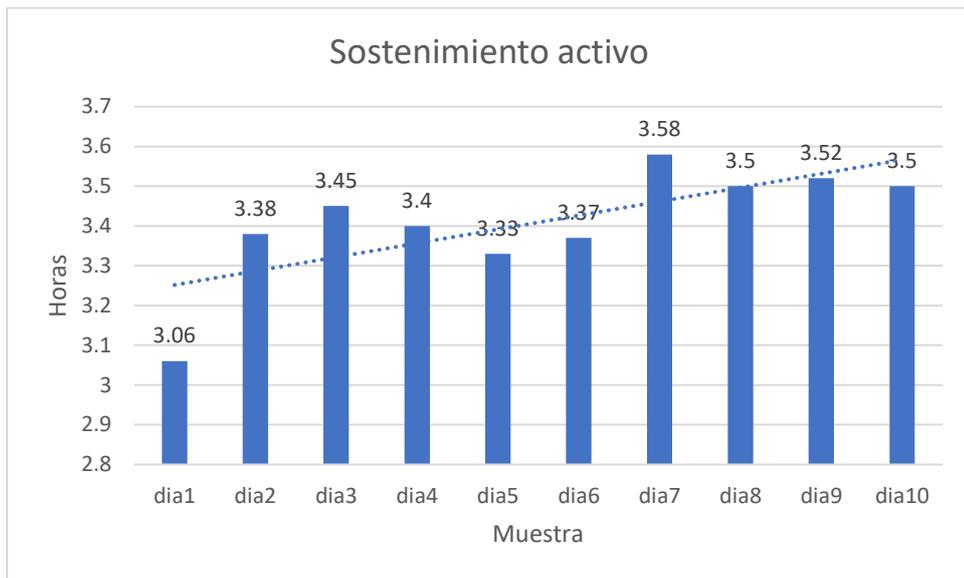
Fuente: Elaboración propia

Figura 15: Tiempos de sostenimiento con madera



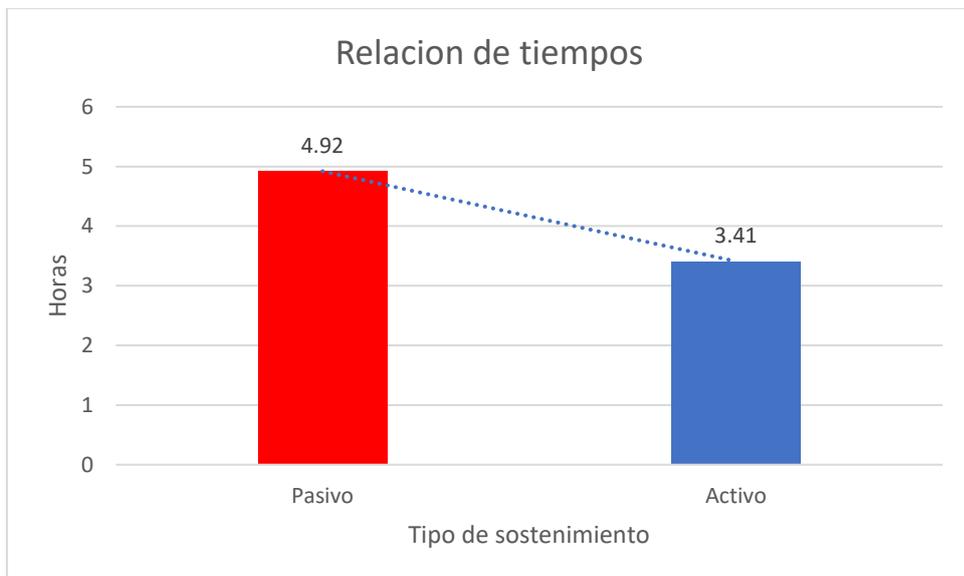
Fuente: Elaboración propia

Figura 16: Tiempos de sostenimiento con Split set



Fuente: Elaboración propia

Figura 17: Comparación de tiempos de sostenimiento



Fuente: Elaboración propia

En la figura 17 se puede interpretar que el tiempo del sostenimiento pasivo es significativamente mayor en relación con el sostenimiento activo.

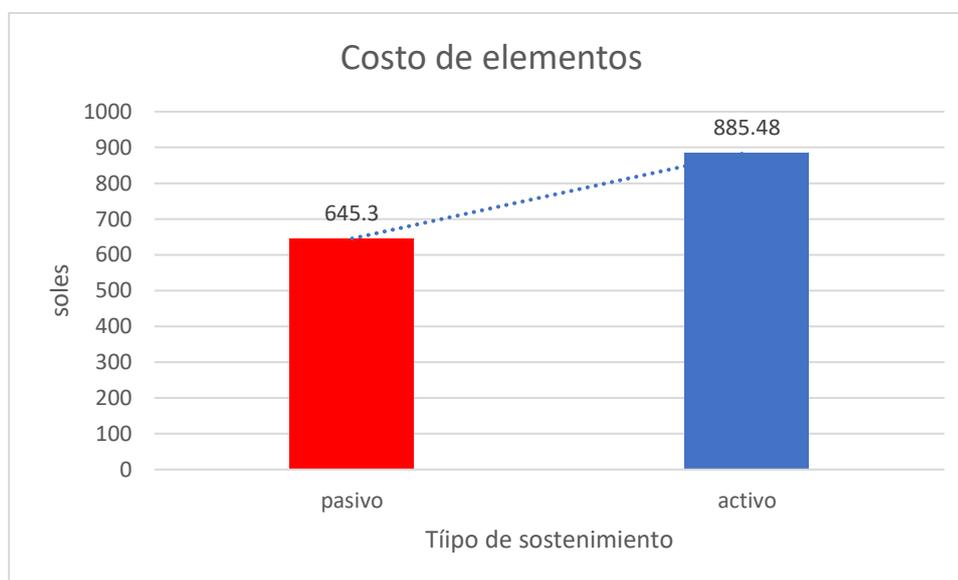
En la siguiente tabla se puede observar los costos de los elementos e instalación del sostenimiento pasivo y activo:

Tabla 10: Costo de elementos de sostenimiento

Costo de los elementos de sostenimiento	
Sostenimiento pasivo	Sostenimiento activo
Poste por unidad $39.75 \times 4 = 159.00$	08 tubos Split set a S/. 31.50 la unidad = S/. 252.00
Sombrero por unidad $39.75 \times 2 = 79.50$	08 placas Split set a 13.11 la unidad = S/. 104.88
Tirante por unidad $31.20 \times 2 = 62,40$	2.5 m2. de malla electrosoldada el m2 a S/. 211.28 = 528.60
Tablas de techo por unidad $14.35 \times 8 = 114.80$	--
Tablas de cajas por unidad $14.35 \times 16 = 229.60$	--
Total = S/.645.30	S/. 885.48

Fuente: Elaboración propia

Figura 18: Costos de elementos de sostenimiento



Fuente: Elaboración propia

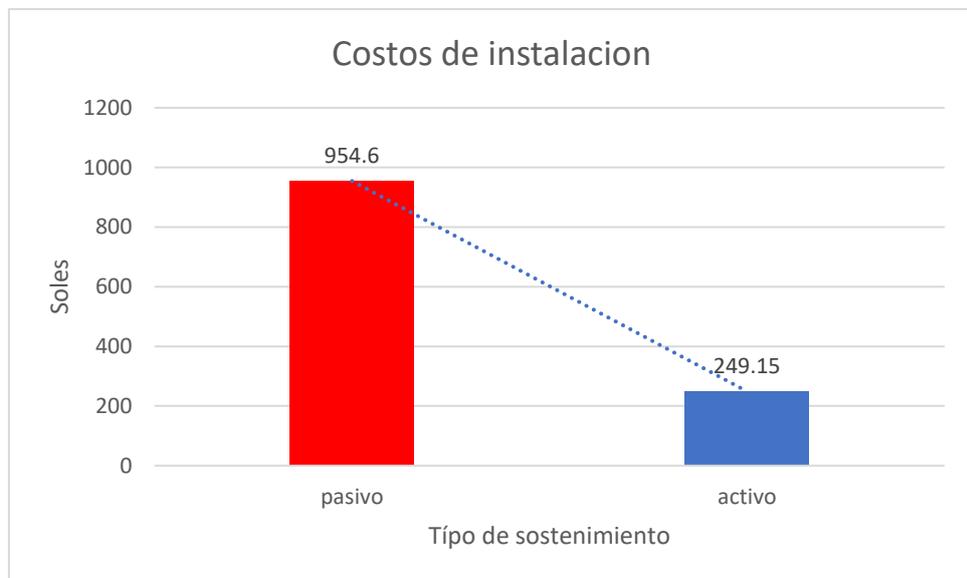
En la figura 16 se puede interpretar que los costos de los elementos del sostenimiento activo son significativamente mayores en relación con el sostenimiento pasivo.

Tabla 11: Costo de instalación de sostenimiento

Costo de instalación del sostenimiento	
Sostenimiento Pasivo	Sostenimiento activo
Instalación de cuatro postes = 348.80	8 taladros perforados cada uno S/. 15.45 = S/. 123.60
Instalación de sombreros = 174.30	8 tubos Split set a S/. 10.60 cada uno = S/. 84.80
Instalación de tirantes = 157.30	2.5 m2. Malla electrosoldada a S/. 16.30 m2. = S/. 40.75
Instalación de enrejado techo = 91.40	--
Instalación de enrejado cajas = 182.80	--
S/.954.60 Costo total: S/. 1599.90 Costo por m2 : 799.95 m2	S/. 249.15 S/ 1134.63 S/. 567.32

Fuente: Elaboración propia

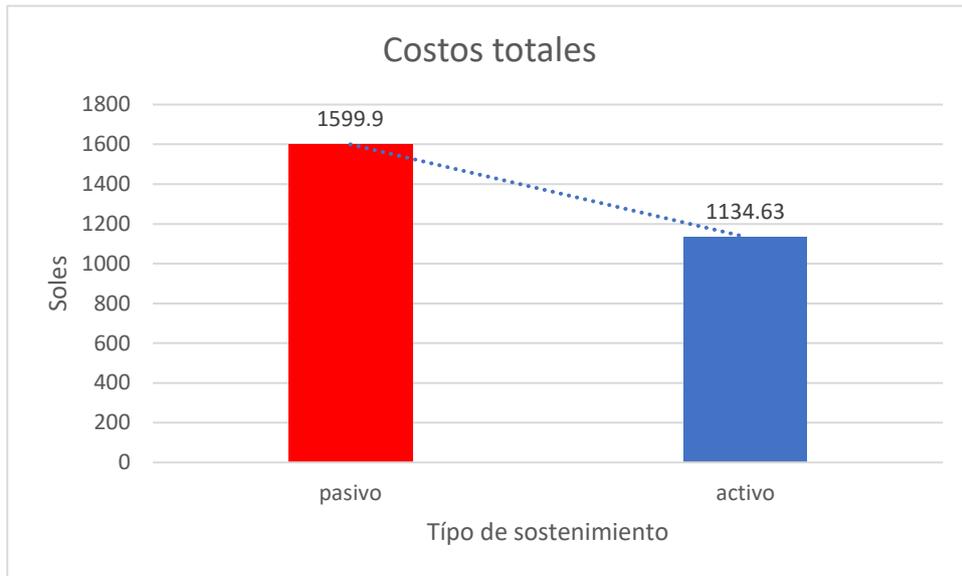
Figura 19: Costos de instalación de sostenimiento



Fuente: Elaboración propia

En la figura 19 se puede interpretar que los costos de instalación del sostenimiento activo son significativamente menores en relación con el sostenimiento pasivo.

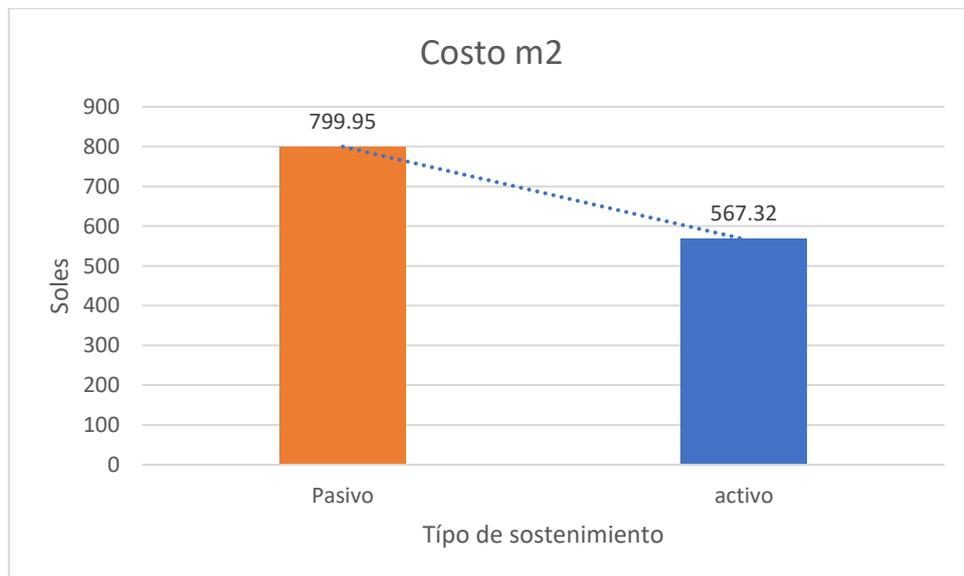
Figura 20: Costos totales de sostenimiento



Fuente: Elaboración propia

En la figura 20 se puede interpretar que el costo total del sostenimiento activo es significativamente menor en relación con el sostenimiento pasivo.

Figura 21: Costo total de sostenimiento por m2



Fuente: Elaboración propia

En la figura 21 se puede interpretar que el costo total por metro cuadrado del sostenimiento activo es significativamente menor en relación con el sostenimiento pasivo.

4.3. Prueba de Hipótesis

4.3.1. Hipótesis general

El método de la demostración de hipótesis, se utiliza el método lógico deductivo y también se demuestra estadísticamente la primera hipótesis específica. Tomando en consideración las variables Independiente, dependiente, que se determinaron y la presentación del trabajo de campo, el análisis y la interpretación.

La hipótesis general planteada se acepta para la aplicación del perno y malla electrosoldada para mejorar el rendimiento de los avances en los inclinados de vetas angostas en la minera MARSÁ. De acuerdo a los análisis de las hipótesis específicas.

4.3.2. Hipótesis específicas

Primera hipótesis

Para demostrar la prueba de hipótesis utilizamos el método lógico deductivo y con la prueba estadística T student mediante la aplicación SPSS. Con la presentación del trabajo de campo, el análisis y la interpretación de datos de tiempos de instalación del sostenimiento pasivo se utiliza un promedio de 4.92 horas en relación con el sostenimiento activo se utiliza un promedio de 3.41 horas. La hipótesis específica planteada del tiempo de instalación por día mejora significativamente con la aplicación del perno y malla en los inclinados de vetas angostas en la minera MARSÁ, quedando demostrado la hipótesis planteada. También demostramos estadísticamente a continuación:

- **Sostenibilidad Estadística mediante la aplicación del SPSS 25**

Para demostrar esta hipótesis emplearemos la T de Student para datos independientes relacionados, aplicamos por tener muestras menores a 30,

con un nivel de significancia de $p < 0.05$. El análisis se realiza con el SPSS con los valores de las muestras tomadas de la instalación del sostenimiento con el uso de madera y luego con los pernos Split sets referente al tiempo de instalación.

Ho: Con la aplicación del perno y malla no mejora el rendimiento de los avances en los inclinados de las vetas angostas de la minera MARSA.

H₁: Con la aplicación del perno y malla si mejora el rendimiento de los avances en los inclinados de las vetas angostas de la minera MARSA. ; en la siguiente tabla se muestran los resultados:

T-TEST PAIRS=sostenimiento1 WITH sostenimiento2 (PAIRED)
/CRITERIA=CI (.9500)
/MISSING=ANALYSIS.

→ Prueba T

Estadísticas de muestras emparejadas

		Media	N	Desv. Desviación	Desv. Error promedio
Par 1	sost. con madera	4.9170	10	.26424	.08356
	sost. con splisets	3.4090	10	.14541	.04598

Correlaciones de muestras emparejadas

		N	Correlación	Sig.
Par 1	sost. con madera & sost. con splisets	10	-.030	.935

Prueba de muestras emparejadas

		Diferencias emparejadas			95% de intervalo de confianza de la diferencia		t	gl	Sig. (bilateral)
		Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio	Inferior	Superior			
Par 1	sost. con madera - sost. con splisets	1.50800	.30539	.09657	1.28954	1.72646	15.615	9	.000

A partir de estos resultados se puede interpretar que los tiempos de instalación del sostenimiento de los inclinados son significativamente menor después de la aplicación del perno Split set y malla. De la tabla anterior se tiene (M = 4.917; SE = 0.8356) que después de la aplicación del

perno y malla se tiene ($M = 2.409$; $SE = 0.4598$; $t(9) = 15.615$; $p = 0.000 < 0.05$).

M = Media

SE = Error estándar

t = Prueba T

() = grados de libertad

P = Nivel de significación.

Por estos resultados podemos concluir que la hipótesis nula se rechaza (H_0).

Segunda hipótesis

Para la demostración de esta hipótesis se utiliza el método lógico deductivo en la comparación de los resultados de los valores mediante la presentación del trabajo de campo, el análisis y la interpretación de datos de los costos de los elementos e instalación del sostenimiento pasivo se tiene un costo de S/ 799.95 soles, en relación con el sostenimiento activo que se tiene de S/ 567.32 soles; Los costos de sostenimiento mejoran significativamente con la aplicación de perno spliset y malla en los inclinados de vetas angostas en la minera MARSA, quedando demostrado la hipótesis planteada.

4.4. Discusión de Resultados

En la investigación ejecutada en la minera MARSA de acuerdo a los planteamientos propuestos se puede deducir muy claramente de acuerdo a los análisis y resultados obtenidos del trabajo de campo que el sostenimiento pasivo por ciclo que es por cada día requiere un tiempo promedio de 4.92 horas en relación con el sostenimiento activo que se realiza en 3.41 horas siendo este resultado muy significativo de 30.69 % de menor tiempo necesario para realizar el sostenimiento; de esta manera por cada día se asegura la perforación y voladura

de la veta, esto no se cumplía muchas veces con el sostenimiento pasivo por requerir mayor tiempo en el sostenimiento.

En referencia a los costos del sostenimiento pasivo se puede notar que los costos de los elementos de este sostenimiento son de 645.30 soles mientras que el costo de los elementos de los elementos del sostenimiento activo es de 885.48 soles pudiéndose deducir que el costo de los elementos del sostenimiento activo es significativamente mayor en relación con el sostenimiento pasivo, representando el 27.12 % mas costoso. Sin embargo, en el costo de instalación del sostenimiento pasivo se tiene un valor de 954.60 soles y en el costo de la instalación del sostenimiento activo se tiene un valor de 249.15 soles; se puede deducir que el costo de instalación del sostenimiento activo es significativamente mucho menor en relación con el sostenimiento pasivo; representando un 73.90 % de menor costo.

Finalmente sumando los costos totales del sostenimiento pasivo se obtiene un valor de 1599.90 soles y del sostenimiento activo se obtiene un valor 1134.63 soles; donde podemos deducir que el costo del sostenimiento activo es significativamente menor en relación con el sostenimiento pasivo teniendo una diferencia de 465.27 soles representando un 29.08% menor en costo total.

Este costo representa el sostenimiento de 2.5 m²; entonces el costo por m² del sostenimiento pasivo es de 799.95 soles y del sostenimiento activo por m² es de 567.33 soles, significando un 29.08% menos en relación con el sostenimiento pasivo.

CONCLUSIONES

- De acuerdo con el estudio geo mecánico realizado en el macizo rocoso, se obtuvieron resultados que determinan que la aplicación del sostenimiento activo es factible el uso de los pernos Split set y malla electrosoldada en remplazo del sostenimiento pasivo mediante los cuadros de madera.
- Obteniendo mayor rapidez y efectividad en el tiempo del sostenimiento con pernos Split set y malla electrosoldada se tiene un cambio muy importante para mejorar el rendimiento de los avances en los inclinados de la zona de vetas angostas de la minera MARSA.
- Los costos de los elementos del sostenimiento con madera son menores en relación con los costos de los elementos del sostenimiento con Split set y malla electrosoldada.
- Los costos de instalación de los pernos Split set y malla electrosoldada es mucho menor en relación con él, sostenimiento pasivo.
- Los costos totales del sostenimiento activo llegan a ser significativamente menor con relación al sostenimiento pasivo, obteniendo un valor menor de 29.08 %
- Al aplicar el sostenimiento activo se asegura por día la perforación y voladura de las vetas angostas mejorando así los rendimientos de avance; ya que con el uso del sostenimiento pasivo muchas veces no se ha logrado la perforación y voladura del frente retrasando los avances programados.

RECOMENDACIONES

- Después de cada voladura, es preciso que se estudie las variables geomecánicas del macizo rocoso, para cada avance, de manera que se controle su evolución, porque sin duda éste ira cambiando, y por lo tanto se deberá considerar las precauciones en el proceso.
- Es también imprescindible registrar por escrito ciertos parámetros durante la perforación, ya que de esta manera contaremos con una información más real del macizo rocoso, de esta manera poder planificar un sostenimiento más eficiente.
- Se recomienda establecer un adecuado ciclo de minado para el sostenimiento con pernos y malla electrosoldada para agilizar las operaciones y de esta manera incrementar la producción en las vetas angostas
- Es fundamental una correcta y continua comunicación efectiva entre el personal implicado en los trabajos de perforación-voladura y el sostenimiento como son: ingenieros y personal responsable de estos trabajos. Ya que un trabajo conjunto y planificado nos acercará sin duda a conseguir un trabajo muy eficiente.
- Continuamente se debe planificar el sostenimiento oportuno de los avances para generar estabilidad y evitar caída de rocas o inestabilidad en las labores por el tiempo de exposición, para evitar las pérdidas económicas, accidentes y atrasos en el proceso de producción por labores expuestas.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Hernández, R. & Fernández, C. (2008). *Metodología de la Investigación*. 2aed. México, editorial Mc Graw Hill.
- Amalla, P. (2011). *Guía para Redactar Proyectos e Informes de Investigación*. 2a ed., Lima – Perú, editorial Universo.
- Cruz, I. (2013). *Identificación de los Problemas del Terreno*. P e r ú, editorial Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía.
- Goetsch,D. (2013). *Occupational Health and Safety*. USA, Editorial Prentice Hall.
- Briceno, E. (2010). *Técnicas Prácticas en Sostenimiento mecanizado*. Lima-Perú, Editorial Instituto de Seguridad Minera.
- Alfaro, M. & Becerra, A. (2011). *Procesos de Sostenimiento*. Lima-Perú, Editorial Instituto de Ingenieros del Perú.
- Decreto Supremo N° 055-2010 E.M. *Reglamento de Seguridad*. Lima- Perú.
- Decreto Supremo N° 024-2016 E.M. *Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería*. Lima-Perú.
- Cía. Minera Volcan. (2014). *Proyecto de Sostenimiento mecanizado*. Pasco-Perú, Área de Planeamiento.
- Ley 29783. *Seguridad y Salud en el Trabajo*. Lima-Peru
- Zevallos, R. (2014). Seguridad Industrial. Recuperado de:
<http://seguridadindustrialapuntos.blogspot.com/2009/03/conceptos>.
- Saavedra, P. (2014). Accidentes. Recuperado de:
www.sigweb.cl/biblioteca/PeoresAccidentesMinerosChile.pdf.
- Madera, J. (2015). Sostenimiento en minería. Recuperado de:
https://www.fraternidad.com/descargas/sostenimiento_22.pdf

- Tomal, L. (2015). Normativa de Seguridad Minera. Recuperado de:
www.sernageomin.cl/.../mineria/sostenimiento/NormativaMinera.
- Moretti, S. (2016). ISO 9001, Gestión de Calidad. Recuperado de:
www.lrqa.es/certificaciones/iso-9001-norma-calidad/
- Moretti, S. (2016). ISO 14001, Gestión Ambiental. Recuperado de:
www.lrqa.es/certificaciones/iso-14001-medioambiente/
- Moretti, S. (2016). OHSAS 18001, Seguridad y Salud Ocup. Recuperado de:
www.bsigroup.com/es-MX/bsohsas18001-salud-seguridad-ocupacional/
- Hernandez, P. (2017). Gestión Integral. Recuperado de: www.casadellibro.com/libro-sostenimiento/871078

ANEXOS

Anexo I
Resumen Instalaciones Realizadas en la que se incluyen
Pernos y Mallas - Minera MARSA.

LABOR	TIPO DE LABOR	NIVEL	PROGRAMA	INSTALACIONES	UNIDAD	CANTIDAD	costo
TJ 1366 (CHI 10163-10N (S))	TE	2320	T	ANILLADO EN TAJOS (X VUELTA)	VLТ	3	107.89
TJ 1366 (CHI 10163-9AN(CP))	TL	2320	T	ANILLADO EN TAJOS (X VUELTA)	VLТ	5	107.89
TJ 901 (CHI 9166-12S(GAL))	TL	2220	T	ANILLADO EN TAJOS (X VUELTA)	VLТ	6	107.89
S/N 2337-S (CHI 10163-10N (S))	LM	2320	P	BASE PARA WINCHE	MT2	2.24	185.86
CHI 9172-9S (GAL 9172-S (XC-S))	I	2220	P	BASE PARA WINCHE	MT2	1.8	185.86
EST 1 (CHI 9114-5S (GAL))	LM	2220	O	BASE PARA WINCHE	MT2	2.25	185.86
EST 1 (S/N 2235-N (CHI))	ESC	2220	O	BASE PARA WINCHE	MT2	2.25	185.86
EST 3 (CHI 9103-6AN (GL))	ESC	2170	O	BASE PARA WINCHE	MT2	3.1	185.86
RP PATRICK 5 (XC 10173-NE (EST))	LM	2220	E	BOLSACRETS (DETRITUS)	BLS	1180	3.59
XC 91413-NW (XC 10212-NE (BP))	LM	2320	E	CAMBIO DE DURMIENTE	PZA	109	37.17
BP 10133-NE (XC 10212-NE (BP))	GB	2320	O	CINTA STRAP TIPO 1 (2.00 M X 0.10 M)	PZA	2	37.99
BP 10133-NE (XC 10212-NE (BP))	GB	2320	O	CINTA STRAP TIPO 2 (3.50 M X 0.20 M)	PZA	2	108.11
CHI 10163-8N (GAL 10163-N (BP))	IC	2320	P	CRIBBING (4 PZAS/VUELTA)	VLТ	3	24.78
S/N 2337-N (CHI 10163-10N (S))	SC	2320	P	CRIBBING (4 PZAS/VUELTA)	VLТ	11	24.78
CHI 9110-16S (GAL 9110-AS (EST))	IC	2220	E	CRIBBING (4 PZAS/VUELTA)	VLТ	1	24.78
CHI 9114-5S (GAL 9114-S (EST))	IC	2220	P	CRIBBING (4 PZAS/VUELTA)	VLТ	1	24.78
CHI 9166-10AS (CHI 9166-10S (ES))	I	2220	P	CRIBBING (4 PZAS/VUELTA)	VLТ	2	24.78
EST 1 (CHI 9114-5S (GAL))	LM	2220	O	CRIBBING (4 PZAS/VUELTA)	VLТ	1	24.78
TJ 1361 (S/N 2339-S (CH 1))	TE	2320	T	CUADRO COJO EN TAJO 6X5	PZA	17	181.33
TJ 1366 (CHI 10163-9AN(CP))	TL	2320	T	CUADRO COJO EN TAJO 6X5	PZA	3	181.33
TJ 1001 (S/N 2204-N (EST))	TE	2170	T	CUADRO COJO EN TAJO 6X5	PZA	26	181.33
TJ 1567 (S/N 2227-S (CHI))	TE	2220	T	CUADRO COJO EN TAJO 6X5	PZA	14	181.33
TJ 900 (S/N 2235-N (CHI))	TE	2220	T	CUADRO COJO EN TAJO 6X5	PZA	18	181.33
TJ 901 (S/N 2235-S (CHI))	TL	2220	T	CUADRO COJO EN TAJO 6X5	PZA	22	181.33
TJ 901 (S/N 2224-N (EST))	TL	2220	T	CUADRO COJO EN TAJO 6X5	PZA	16	181.33
CHI 10163-8N (GAL 10163-N (BP))	IC	2320	P	CUADRO COMPLETO CHIMENEA (3PZA) > 5 X5	PZA	8	200.93
CHI 10163-10AN (GAL 10163-N (BP))	IC	2320	P	CUADRO COMPLETO CHIMENEA (3PZA) Ø 8X5	PZA	1	247.81
CHI 10282-14N (GAL 10282-AN (XC))	IC	2220	E	CUADRO COMPLETO CHIMENEA (3PZA) Ø 8X5	PZA	2	247.81
CHI 9103-6AN (GAL 9103-NW (XC))	IC	2170	E	CUADRO COMPLETO CHIMENEA (3PZA) Ø 8X5	PZA	17	247.81
CHI 9110-15AS (S/N 2235-S(CHI))	IC	2220	P	CUADRO COMPLETO CHIMENEA (3PZA) Ø 8X5	PZA	3	247.81
CHI 9110-16S (GAL 9110-AS (EST))	IC	2220	E	CUADRO COMPLETO CHIMENEA (3PZA) Ø 8X5	PZA	8	247.81
CHI 9114-5S (GAL 9114-S (EST))	IC	2220	P	CUADRO COMPLETO CHIMENEA (3PZA) Ø 8X5	PZA	14	247.81
EST 2 (CHI 9103-6AN (GL))	LM	2170	O	CUADRO COMPLETO CHIMENEA (3PZA) Ø 8X5	PZA	2	247.81
EST 3 (CHI 9103-6AN (GL))	ESC	2170	O	CUADRO COMPLETO CHIMENEA (3PZA) Ø 8X5	PZA	2	247.81
S/N 2337-N (CHI 10163-10N (S))	SC	2320	P	CUADRO COMPLETO DE S/N (3 PZAS) Ø 5 X6	PZA	7	200.93
EST 1 (CHI 9110-16S (GA))	ESC	2220	O	CUADRO COMPLETO DE S/N (3 PZAS) Ø 5 X6	PZA	3	200.93
EST 1 (CHI 9114-5S (GAL))	LM	2220	O	CUADRO COMPLETO DE S/N (3 PZAS) Ø 5 X6	PZA	2	200.93
EST 1 (CHI 9166-12AS (C))	ESC	2220	O	CUADRO COMPLETO DE S/N (3 PZAS) Ø 5 X6	PZA	2	200.93

EST 1 (S/N 2202-N (EST))	ESC	2170	E	CUADRO COMPLETO DE S/N (3 PZAS) Ø 5 X6	PZA	3	200.93
EST 1 (S/N 2235-N (CHI))	ESC	2220	O	CUADRO COMPLETO DE S/N (3 PZAS) Ø 5 X6	PZA	2	200.93
S/N 2202-N (EST 1 (CHI-10S))	SC	2170	P	CUADRO COMPLETO DE S/N (3 PZAS) Ø 5 X6	PZA	11	200.93
S/N 2224-N (EST 1 (CHI-15S))	SC	2220	P	CUADRO COMPLETO DE S/N (3 PZAS) Ø 5 X6	PZA	8	200.93
S/N 2227-S (CHI 9172-10S (GL))	LM	2220	P	CUADRO COMPLETO DE S/N (3 PZAS) Ø 5 X6	PZA	1	200.93
S/N 2227-S (CHI 9172-9S (GAL))	LM	2220	P	CUADRO COMPLETO DE S/N (3 PZAS) Ø 5 X6	PZA	2	200.93
S/N 2234-N (CHI 9148-8BS(CHI))	SC	2220	D	CUADRO COMPLETO DE S/N (3 PZAS) Ø 5 X6	PZA	5	200.93
S/N 2236-S (CHI 9166-12AS (C))	SC	2220	O	CUADRO COMPLETO DE S/N (3 PZAS) Ø 5 X6	PZA	2	200.93
EST 6 (GAL 10163-S (XC))	LM	2320	O	CUADRO COMPLETO GALERIA (3 PZAS) > 8 X8	PZA	1	473.88
EST 8 (GAL 10163-N (BP))	ES	2320	O	CUADRO COMPLETO GALERIA (3 PZAS) > 8 X8	PZA	4	473.88
TJ 1361 (S/N 2339-S (CH 1))	TE	2320	T	CUADRO EN TJ (3 PZAS) Ø 6X5	PZA	11	225.29
TJ 1366 (CHI 10163-10N (S))	TE	2320	T	CUADRO EN TJ (3 PZAS) Ø 6X5	PZA	37	225.29
TJ 1366 (CHI 10163-9AN(CP))	TL	2320	T	CUADRO EN TJ (3 PZAS) Ø 6X5	PZA	22	225.29
TJ 1366 (S/N 2337S (CHI))	TE	2320	T	CUADRO EN TJ (3 PZAS) Ø 6X5	PZA	6	225.29
TJ 1001 (S/N 2204-N (EST))	TE	2170	T	CUADRO EN TJ (3 PZAS) Ø 6X5	PZA	12	225.29
TJ 1567 (S/N 2227-S (CHI))	TE	2220	T	CUADRO EN TJ (3 PZAS) Ø 6X5	PZA	7	225.29
TJ 900 (S/N 2235-N (CHI))	TE	2220	T	CUADRO EN TJ (3 PZAS) Ø 6X5	PZA	12	225.29
TJ 901 (S/N 2235-S (CHI))	TL	2220	T	CUADRO EN TJ (3 PZAS) Ø 6X5	PZA	6	225.29
TJ 901 (CHI 9166-12S(GAL))	TL	2220	T	CUADRO EN TJ (3 PZAS) Ø 6X5	PZA	11	225.29
TJ 901 (S/N 2224-N (EST))	TL	2220	T	CUADRO EN TJ (3 PZAS) Ø 6X5	PZA	2	225.29
TJ 1365 (S/N 2333-N (EST))	DA	2320	T	CUADRO EN TJ (3 PZAS) Ø 8X5	PZA	5	265.52
CHI 9110-16S (GAL 9110-AS (EST))	IC	2220	E	DESCANSO EN CAMINO, CHIMENEA	PZA	1	61.95
CHI 9121-12S (GAL 9121-S (BP-N))	IC	2220	E	DESCANSO EN CAMINO, CHIMENEA	PZA	3	61.95
CHI 9172-9S (GAL 9172-S (XC-S))	I	2220	P	DESCANSO EN CAMINO, CHIMENEA	PZA	4	61.95
CHI 10163-8N (GAL 10163-N (BP))	IC	2320	P	DOBLADO DE CUADRO CHIMENEA 5X5	PZA	1	148.69
CHI 10163-10AN (GAL 10163-N (BP))	IC	2320	P	DOBLADO DE CUADRO CHIMENEA 5X8	PZA	10	185.86
CHI 10163-10N (S/N 2332-S(CH))	I	2320	P	DOBLADO DE CUADRO CHIMENEA 5X8	PZA	12	185.86
CHI 9103-12S (GAL 9103-SE (XC))	I	2170	E	DOBLADO DE CUADRO CHIMENEA 5X8	PZA	4	185.86
CHI 9103-6AN (GAL 9103-NW (XC))	IC	2170	E	DOBLADO DE CUADRO CHIMENEA 5X8	PZA	6	185.86
CHI 9110-15S (GAL 9110-AS (EST))	LM	2220	P	DOBLADO DE CUADRO CHIMENEA 5X8	PZA	4	185.86
CHI 9110-16S (GAL 9110-AS (EST))	IC	2220	E	DOBLADO DE CUADRO CHIMENEA 5X8	PZA	5	185.86
CHI 9166-10AS (CHI 9166-10S (ES))	I	2220	P	DOBLADO DE CUADRO CHIMENEA 5X8	PZA	3	185.86
CHI 9166-12S (GAL 9166-S (XC 1))	LM	2220	P	DOBLADO DE CUADRO CHIMENEA 5X8	PZA	1	185.86
CHI 9172-9S (GAL 9172-S (XC-S))	I	2220	P	DOBLADO DE CUADRO CHIMENEA 5X8	PZA	1	185.86
TJ 901 (CHI 9166-12S(GAL))	TL	2220	T	DOBLADO DE CUADRO EN TJ 5X6	PZA	2	168.96
S/N 2332-N (CHI 10163-10AN ())	DM	2320	S	DOBLADO DE CUADRO S/N 5X6	PZA	4	148.69
S/N 2334-S (CHI 10163-2N (BP))	LM	2320	P	DOBLADO DE CUADRO S/N 5X6	PZA	1	148.69
S/N 2337-N (CHI 10163-10N (S))	SC	2320	P	DOBLADO DE CUADRO S/N 5X6	PZA	6	148.69
S/N 2204-N (EST 1 (CHI-12S))	LM	2220	P	DOBLADO DE CUADRO S/N 5X6	PZA	1	148.69
S/N 2227-S (CHI 9172-10S (GL))	LM	2220	P	DOBLADO DE CUADRO S/N 5X6	PZA	1	148.69
S/N 2235-S (CHI 9110-15S (GA))	S	2220	E	DOBLADO DE CUADRO S/N 5X6	PZA	6	148.69
CH 1 (TJ 1361 (S/N - S))	LM	2320	O	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	7.2	30.98
CHI 10163-10AN (GAL 10163-N (BP))	IC	2320	P	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	36.24	30.98
CHI 10163-8N (GAL 10163-N (BP))	IC	2320	P	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	24.2	30.98

EST 8 (GAL 10163-N (BP))	ES	2320	O	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	11.73	30.98
S/N 2337-N (CHI 10163-10N (S))	SC	2320	P	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	24	30.98
TJ 1361 (S/N 2339-S (CH 1))	TE	2320	T	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	11.75	30.98
TJ 1365 (S/N 2333-N (EST))	DA	2320	T	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	15	30.98
TJ 1366 (CHI 10163-10N (S))	TE	2320	T	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	41.86	30.98
TJ 1366 (CHI 10163-9AN(CP))	TL	2320	T	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	13.2	30.98
TJ 1366 (S/N 2337S (CHI))	TE	2320	T	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	9.12	30.98
CHI 10282-14N (GAL 10282-AN (XC))	IC	2220	E	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	2.52	30.98
CHI 9103-6AN (GAL 9103-NW (XC))	IC	2170	E	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	82.45	30.98
CHI 9110-15AS (S/N 2235-S(CHI))	IC	2220	P	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	7.04	30.98
CHI 9110-16S (GAL 9110-AS (EST))	IC	2220	E	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	30	30.98
CHI 9114-5S (GAL 9114-S (EST))	IC	2220	P	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	56.75	30.98
CHI 9121-12S (GAL 9121-S (BP-N))	IC	2220	E	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	44.4	30.98
CHI 9166-10AS (CHI 9166-10S (ES))	I	2220	P	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	10.65	30.98
CHI 9172-9S (GAL 9172-S (XC-S))	I	2220	P	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	1.2	30.98
EST 1 (CHI 9114-5S (GAL))	LM	2220	O	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	7	30.98
EST 1 (CHI 9166-12AS (C))	ESC	2220	O	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	5.64	30.98
EST 1 (S/N 2202-N (EST))	ESC	2170	E	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	4	30.98
EST 1 (S/N 2235-N (CHI))	ESC	2220	O	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	7.67	30.98
EST 2 (CHI 9103-6AN (GL))	LM	2170	O	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	6.48	30.98
EST 3 (CHI 9103-6AN (GL))	ESC	2170	O	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	5.1	30.98
S/N 2202-N (EST 1 (CHI-10S))	SC	2170	P	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	22.55	30.98
S/N 2202-S (CHI 9103-10S (GL))	SC	2170	P	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	1.5	30.98
S/N 2204-N (EST 1 (CHI-12S))	LM	2220	P	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	4.08	30.98
S/N 2224-N (EST 1 (CHI-15S))	SC	2220	P	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	29.7	30.98
S/N 2227-S (CHI 9172-9S (GAL))	LM	2220	P	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	2.34	30.98
S/N 2234-N (CHI 9148-8BS(CHI))	SC	2220	D	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	7.15	30.98
S/N 2236-S (CHI 9166-12AS (C))	SC	2220	O	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	5.52	30.98
TJ 1001 (S/N 2204-N (EST))	TE	2170	T	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	7.5	30.98
TJ 1567 (S/N 2227-S (CHI))	TE	2220	T	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	38.46	30.98
TJ 900 (S/N 2235-N (CHI))	TE	2220	T	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	7.5	30.98
TJ 901 (S/N 2235-S (CHI))	TL	2220	T	ENREJADO (INCLUYE LLENADO CON CARGA)	MT2	2.48	30.98
CH 1 (TJ 1361 (S/N - S))	LM	2320	O	ENTABLADO	MT2	3.72	23.23
TJ 1365 (S/N 2333-N (EST))	DA	2320	T	ENTABLADO	MT2	7.2	23.23
CHI 9103-6AN (GAL 9103-NW (XC))	IC	2170	E	ENTABLADO	MT2	16.2	23.23
CHI 9114-5S (GAL 9114-S (EST))	IC	2220	P	ENTABLADO	MT2	14.4	23.23
CHI 9121-12S (GAL 9121-S (BP-N))	IC	2220	E	ENTABLADO	MT2	43.08	23.23
CHI 9166-10AS (CHI 9166-10S (ES))	I	2220	P	ENTABLADO	MT2	1.8	23.23
CHI 9172-9S (GAL 9172-S (XC-S))	I	2220	P	ENTABLADO	MT2	7.2	23.23
EST 1 (CHI 9110-16S (GA))	ESC	2220	O	ENTABLADO	MT2	5.4	23.23
TJ 901 (S/N 2235-S (CHI))	TL	2220	T	ENTABLADO	MT2	3	23.23
CHI 9110-16S (GAL 9110-AS (EST))	IC	2220	E	ESCALERA	PZA	1	24.78
CHI 9121-12S (GAL 9121-S (BP-N))	IC	2220	E	ESCALERA	PZA	3	24.78
CHI 10163-10AN (GAL 10163-N (BP))	IC	2320	P	GUARDA CABEZA	PZA	1	53.1

CHI 10163-8N (GAL 10163-N (BP))	IC	2320	P	GUARDA CABEZA	PZA	7	53.1
EST 8 (GAL 10163-N (BP))	ES	2320	O	GUARDA CABEZA	PZA	3	53.1
S/N 2337-N (CHI 10163-10N (S))	SC	2320	P	GUARDA CABEZA	PZA	9	53.1
TJ 1361 (S/N 2339-S (CH 1))	TE	2320	T	GUARDA CABEZA	PZA	9	53.1
TJ 1365 (S/N 2333-N (EST))	DA	2320	T	GUARDA CABEZA	PZA	4	53.1
TJ 1366 (CHI 10163-10N (S))	TE	2320	T	GUARDA CABEZA	PZA	30	53.1
TJ 1366 (CHI 10163-9AN(CP))	TL	2320	T	GUARDA CABEZA	PZA	11	53.1
TJ 1366 (S/N 2337S (CHI))	TE	2320	T	GUARDA CABEZA	PZA	4	53.1
CHI 10282-14N (GAL 10282-AN (XC))	IC	2220	E	GUARDA CABEZA	PZA	1	53.1
CHI 9103-6AN (GAL 9103-NW (XC))	IC	2170	E	GUARDA CABEZA	PZA	16	53.1
CHI 9110-15AS (S/N 2235-S(CHI))	IC	2220	P	GUARDA CABEZA	PZA	2	53.1
CHI 9110-16S (GAL 9110-AS (EST))	IC	2220	E	GUARDA CABEZA	PZA	7	53.1
CHI 9114-5S (GAL 9114-S (EST))	IC	2220	P	GUARDA CABEZA	PZA	13	53.1
EST 1 (CHI 9110-16S (GA))	ESC	2220	O	GUARDA CABEZA	PZA	2	53.1
EST 1 (CHI 9114-5S (GAL))	LM	2220	O	GUARDA CABEZA	PZA	1	53.1
EST 1 (CHI 9166-12AS (C))	ESC	2220	O	GUARDA CABEZA	PZA	1	53.1
EST 1 (S/N 2202-N (EST))	ESC	2170	E	GUARDA CABEZA	PZA	2	53.1
EST 1 (S/N 2235-N (CHI))	ESC	2220	O	GUARDA CABEZA	PZA	1	53.1
EST 2 (CHI 9103-6AN (GL))	LM	2170	O	GUARDA CABEZA	PZA	1	53.1
EST 3 (CHI 9103-6AN (GL))	ESC	2170	O	GUARDA CABEZA	PZA	1	53.1
S/N 2202-N (EST 1 (CHI- 10S))	SC	2170	P	GUARDA CABEZA	PZA	4	53.1
S/N 2224-N (EST 1 (CHI- 15S))	SC	2220	P	GUARDA CABEZA	PZA	7	53.1
S/N 2227-S (CHI 9172-9S (GAL))	LM	2220	P	GUARDA CABEZA	PZA	1	53.1
S/N 2234-N (CHI 9148-8BS(CHI))	SC	2220	D	GUARDA CABEZA	PZA	4	53.1
S/N 2236-S (CHI 9166-12AS (C))	SC	2220	O	GUARDA CABEZA	PZA	1	53.1
TJ 1001 (S/N 2204-N (EST))	TC	2170	T	GUARDA CABEZA	PZA	22	53.1
TJ 1567 (S/N 2227-S (CHI))	TE	2220	T	GUARDA CABEZA	PZA	14	53.1
TJ 900 (S/N 2235-N (CHI))	TE	2220	T	GUARDA CABEZA	PZA	10	53.1
TJ 901 (S/N 2235-S (CHI))	TL	2220	T	GUARDA CABEZA	PZA	20	53.1
TJ 901 (CHI 9166-12S(GAL))	TL	2220	T	GUARDA CABEZA	PZA	10	53.1
TJ 901 (S/N 2224-N (EST))	TL	2220	T	GUARDA CABEZA	PZA	17	53.1
RP PATRICK 5 (XC 10173-NE (EST))	LM	2220	E	INSTALACION DE CIMBRA DE 13X15 EN AVANCE	PZA	8	914.24
BP 10133-N (XC 10133-NE(RPPA))	GB	2320	O	INSTALACIÓN DE RIEL DE 30 Y 40 LBS (1)	MT0	54	30.98
XC 91413-NW (XC 10212-NE (BP))	LM	2320	E	INSTALACION DE SAPA	PZA	1	371.72
XC 91413-NW (XC 10212-NE (BP))	LM	2320	E	INSTALACION DE UNA MONA PARA RIEL	PZA	5	112.64
BP 10133-N (XC 10133-NE(RPPA))	GB	2320	O	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	105.8	18.99
BP 10133-NE (XC 10212-NE (BP))	GB	2320	O	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	247.8	18.99
BP 9176-N (XC 91413-NW (XC))	GB	2320	O	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	264.8	18.99
EST 3A (EST 3 (XC10133NE))	ER	2320	O	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	41.04	18.99
EST 3B (EST 3 (XC10133NE))	ER	2320	O	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	50.82	18.99
EST 9171-E (XC 91413-NW (XC))	EG	2320	O	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	89.05	18.99
GAL 10163-N (BP 10203-W)	GG	2320	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	72.92	18.99
BP 9108-NW (XC 9108-N (XC-S))	GB	2220	O	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	184.69	18.99
CH 1 (EST 2 (CHI 9166-))	C	2220	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	25.2	18.99

CHI 10282-14N (GAL 10282-AN (XC))	IC	2220	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	14.4	18.99
CHI 9103-6AN (GAL 9103-NW (XC))	I	2170	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	43.2	18.99
CHI 9103-8AS (EST 8 (XC 9103-S))	I	2170	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	23.16	18.99
CHI 9110-15AS (S/N 2235-S(CHI))	IC	2220	P	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	14.4	18.99
CHI 9110-16S (GAL 9110-AS (EST))	IC	2220	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	21.6	18.99
CHI 9110-18AS (GAL 9110-AS (EST))	I	2220	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	24.4	18.99
CHI 9114-5S (GAL 9114-S (EST))	IC	2220	P	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	57.6	18.99
CHI 9121-12S (GAL 9121-S (BP-N))	I	2220	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	36	18.99
CHI 9166-12AS (CH 1 (EST 2 (CHI)))	I	2220	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	18.48	18.99
EST 1 (CHI 9110-16S (GA))	ES	2220	O	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	3.24	18.99
EST 10 (GAL 9172-N (XC))	EG	2220	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	31.2	18.99
EST 2 (CHI 9103-6AN (GL))	LM	2170	O	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	10.8	18.99
EST 2 (GAL 10282-AS (XC))	EG	2220	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	23.1	18.99
EST 2 (XC 9108-N (XC-S))	EG	2220	O	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	117.15	18.99
EST 3 (GAL 10282-AS (XC))	EG	2220	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	40.6	18.99
EST 3 (GAL 9110-AS (EST))	EG	2220	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	51.12	18.99
EST 4 (GAL 9110-AS (EST))	EG	2220	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	43.2	18.99
EST 6 (GAL 9103-SE (XC))	EG	2170	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	72.57	18.99
EST 8 (XC 9103-S (RP PA))	EG	2170	O	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	68.26	18.99
GAL 10282-AS (XC 10282-S (GAL))	GG	2220	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	91.9	18.99
GAL 9103-NW (XC 9103-S (RP PA))	GG	2170	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	182.79	18.99
GAL 9103-SE (XC 9103-S (RP PA))	GG	2170	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	383.1	18.99
GAL 9110-AS (EST 5 (GAL 9110S))	GG	2220	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	238.33	18.99
GAL 9110-BN (GAL 9110-AS (EST))	LM	2220	P	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	70.2	18.99
GAL 9166-S (XC 10457-S (RP P))	LM	2220	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	24.48	18.99
GAL 9172-N (XC 9172-S (RP-N))	GG	2220	E	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	336.76	18.99
S/N 2202-N (EST 1 (CHI-10S))	S	2170	P	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	25.48	18.99
S/N 2224-N (EST 1 (CHI-15S))	SC	2220	P	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	17.28	18.99
S/N 2234-N (CHI 9148-8BS(CHI))	S	2220	D	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	14.56	18.99
S/N 2234-S (CHI 9148-8BS(CHI))	S	2220	D	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	10.92	18.99
EST 20A (RP PATRICK 5 (XC))	ER	2220	O	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. ALAMBRE N°8 DE 4"X4"X2.42 M.	MT2	112.86	18.99
XC 9103-S (RP PATRICK 5 (XC))	GX	2170	O	MALLA ELECTROSOL. NO GALVANI. N°8 3"X3"X1.92 M.	MT2	130.53	20.22
BP 10133-NE (XC 10212-NE (BP))	GB	2320	O	MANTENIMIENTO DE VIAS	MT0	63	12.39
XC 91413-NW (XC 10212-NE (BP))	LM	2320	E	MANTENIMIENTO DE VIAS	MT0	138	12.39
BP 10305-S (XC 10173-NE (EST))	LM	2220	O	OCMER - SHOTCRETE DE 2" CON FIBRA DRAMIX	MT2	26.21	75.01
BP 9108-NW (XC 9108-N (XC-S))	GB	2220	O	OCMER - SHOTCRETE DE 2" CON FIBRA DRAMIX	MT2	347.65	75.01
CHI 9103-8AS (EST 8 (XC 9103-S))	I	2170	E	OCMER - SHOTCRETE DE 2" CON FIBRA DRAMIX	MT2	25.43	75.01
CHI 9110-18AS (GAL 9110-AS (EST))	I	2220	E	OCMER - SHOTCRETE DE 2" CON FIBRA DRAMIX	MT2	29.47	75.01
EST 10 (GAL 9172-N (XC))	EG	2220	E	OCMER - SHOTCRETE DE 2" CON FIBRA DRAMIX	MT2	54.63	75.01
EST 11 (GAL 9172-N (XC))	ES	2220	O	OCMER - SHOTCRETE DE 2" CON FIBRA DRAMIX	MT2	6.47	75.01
EST 12 (GAL 9172-N (XC))	ES	2220	O	OCMER - SHOTCRETE DE 2" CON FIBRA DRAMIX	MT2	10.99	75.01

MATRIZ DE CONSISTENCIA

“Aplicación del Perno y Malla para Mejorar el Rendimiento de los Avances en los Inclinados de Vetas Angostas en la Minera MARSA”

Problema	Objetivo	Hipótesis	Variable	Método	Población y muestra
<p>General</p> <p>¿Es posible mejorar el rendimiento de los avances en los inclinados de vetas angostas con la aplicación del perno y malla en la minera MARSA?</p> <p>Problemas específicos</p> <p>a) ¿La aplicación del perno y malla permite mejorar el avance lineal por día en los inclinados de vetas angostas en la minera MARSA?</p> <p>b) ¿La aplicación del perno y malla permite mejorar los costos de sostenimiento en los inclinados de vetas angostas en la minera MARSA?</p>	<p>General</p> <p>Mejorar el rendimiento en los avances de los inclinados de vetas angostas con la aplicación del perno y malla en la minera MARSA.</p> <p>Objetivos específicos</p> <p>a) Mejorar el avance lineal por día en los inclinados de vetas angostas con la aplicación del perno y malla en la minera MARSA.</p> <p>b) Mejorar los costos de sostenimiento en los inclinados de vetas angostas con la aplicación del perno y malla en la minera MARSA.</p>	<p>Hipótesis general</p> <p>La aplicación del perno y malla permite mejorar el rendimiento de los avances en los inclinados de vetas angostas en la minera MARSA.</p> <p>Hipótesis específicas</p> <p>a) El avance lineal por día mejora con la aplicación del perno y malla en los inclinados de vetas angostas en la minera MARSA.</p> <p>b) Los costos de sostenimiento mejora con la aplicación de perno y malla en los inclinados de vetas angostas en la minera MARSA.</p>	<p>Variable independiente</p> <p>X: Aplicación del perno y malla en los inclinados de vetas angostas en la minera MARSA.</p> <p>Variable Dependiente</p> <p>Y: Rendimiento de los avances en los inclinados de vetas angostas en la minera MARSA.</p>	<p>Tipo de Investigación</p> <p>de acuerdo con los objetivos es de carácter experimental-aplicativo, la investigación se ubica en un nivel de profundización descriptivo, correlacional y explicativo.</p> <p>Método de Investigación</p> <p>es lógico donde se desarrolla el análisis, la deducción y la síntesis, de la misma manera se obtiene resultados mediante la observación</p>	<p>Población</p> <p>Inclinados de las vetas angostas del nivel 2520 de la minera MARSA</p> <p>Muestra</p> <p>Los inclinados de la veta Daniela de la minera MARSA.</p>