

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“OPTIMIZACIÓN DE COSTOS EN SOSTENIMIENTO CON
PERNOS HELICOIDALES EN LA UNIDAD DE PRODUCCIÓN
CHALHUANE DE LA EMPRESA MINERA SOLEDAD S.A.C. –
AREQUIPA”**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. CRISTHIAN JESUS QUISPE MOLLISACA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO - PERÚ

2018



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS

**“OPTIMIZACIÓN DE COSTOS EN SOSTENIMIENTO CON PERNOS
HELICOIDALES EN LA UNIDAD DE PRODUCCIÓN CHALHUANE DE LA
EMPRESA MINERA SOLEDAD S.A.C. – AREQUIPA”**

PRESENTADA POR:

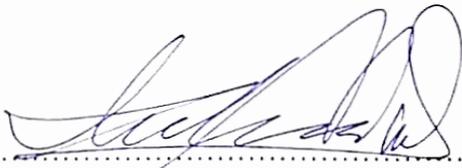
Bach. CRISTHIAN JESUS QUISPE MOLLISACA

A la Coordinación de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la
Universidad Nacional del Altiplano como requisito para optar el título de:

INGENIERO DE MINAS

APROBADO POR:

PRESIDENTE DEL JURADO


.....
ING. DAVID VELÁSQUEZ MEDINA

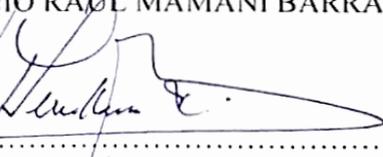
PRIMER MIEMBRO


.....
ING. ARTURO R. CHAYÑA RODRÍGUEZ

SEGUNDO MIEMBRO


.....
ING. LUCIO RAÚL MAMANI BARRAZA

DIRECTOR DE TESIS


.....
ING. AMÍLCAR G. TERÁN DIANDERAS

ÁREA: Ingeniería de minas

TEMA: Optimización de costos en sostenimiento.

DEDICATORIA

Con mucho amor y cariño les dedico a mis padres, mis abuelos y mis tíos, que me ayudaron a formarme como profesional y por inculcarme el estudio que es la mejor manera para materializar los sueños.

Mis reconocimientos a las personas que, en forma directa e indirecta, me ayudaron, poniendo a mi disposición el valor incalculable de sus conocimientos.

Cristhian.

AGRADECIMIENTOS

Le agradezco a Dios por haberme guiado y acompañado a lo largo de mi carrera, por ser mi fortaleza en los momentos de debilidad y por brindarme una vida llena de aprendizajes, experiencias y sobre todo felicidad.

Le doy gracias a mis abuelos Gabino y Nery, a mi padre Ángel y mis tíos: Juana, Rafaela, Marleny, Boomer, Susi, y Dania, por ese apoyo incondicional en todo momento, por los valores que me han inculcado, y por haberme dado la oportunidad de tener una excelente educación en el transcurso de mi vida.

A mi novia Mary Luz por apoyarme a lo largo de mi carrera, en aquellos momentos de necesidad, por llenar mi vida de grandes momentos que hemos compartido.

Agradezco a mi Director de Tesis Ing. Amílcar G. Teran Dianderas, a los miembros de mi jurado, por su valioso tiempo, paciencia, orientación y apoyo constante en los momentos arduos durante la realización de la misma.

A la Universidad, mi alma mater que me otorgó todo lo necesario para construir los pilares de mi educación y formación profesional, así como de cada momento especial que viví en ella; mis agradecimientos a los catedráticos de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas quienes han contribuido en mi formación profesional.

A todas las personas, amigos, que me apoyaron directa e indirectamente en la realización de este proyecto, por los debates, críticas constructivas y sugerencias siempre valiosas.

Cristhian.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	iv
ÍNDICE GENERAL	v
ÍNDICE DE TABLAS	viii
ÍNDICE DE FIGURAS	ix
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS	x
RESUMEN	xi
ABSTRACT	xii
INTRODUCCIÓN	1

CAPÍTULO I**PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

1.1. Descripción de la realidad del problema.....	2
1.2. Formulación del problema	3
1.2.1. Pregunta general	3
1.2.2. Preguntas específicas	3
1.3. Objetivos de la investigación	3
1.3.1. Objetivo general.....	3
1.3.2. Objetivos específicos	4
1.4. Justificación de la investigación	4
1.5. Viabilidad del estudio	4

CAPÍTULO II**REVISIÓN DE LITERATURA**

2.1. Antecedentes de la investigación.....	6
2.2. Bases teóricas.....	8
2.2.1. Optimización.....	8
2.2.2. Geomecánica.....	8
2.2.3. Índice de calidad de la roca (RQD) Deere 1988. Rock quality designation	8

2.2.4. Mapeo geomecánico	10
2.2.5. Ratio del macizo rocoso - RMR	10
2.2.6. Sistema Q, (Barton, Lien y Lunde en 1974).....	13
2.2.7. Correlacionamiento del índice Q:	14
2.2.8. El índice geológico de resistencia GSI de Hoek y Marinos (2000).....	20
2.2.9. Abaco de tiempo de autosoporte.....	22
2.2.10. Sostenimiento con cuadros de madera.....	22
2.2.11. Sostenimiento con pernos helicoidales	29
2.3. Definiciones conceptuales	34
2.4. Formulación de hipótesis	37
2.4.1. Hipótesis general.....	37
2.4.2. Hipótesis específicas	37

CAPÍTULO III
MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. Diseño metodológico	38
3.2. Población	39
3.3. Muestra	39
3.4. Instrumentos de recolección de datos	39
3.4.1. Recolección de datos en campo	40
3.4.2. Técnicas de recolección de datos	40
3.4.3. Técnicas para el procesamiento de la información	41
3.5. Caracterización del área de estudio	41
3.5.1. Ubicación	41
3.5.2. Accesibilidad	42
3.5.3. Clima y vegetación	42
3.5.4. Geomorfología local	43
3.5.5. Unidades geomorfológicas	43
3.5.6. Estratigrafía local	44

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIONES

4.1. Análisis de resultados	46
4.2. Cálculo de RQD.....	46
4.3. Clasificación del macizo rocoso en la unidad minera Chalhuane.	47
4.3.1. Dirección del avance de la excavación.	51
4.3.2. Sostenimiento en la unidad minera Chalhuane.....	62
4.4. Contrastación de hipótesis N° 1.....	62
4.4.1. Beneficios del sostenimiento con pernos helicoidales.....	63
4.4.2. Ciclo de minado	64
4.4.3. Costos en transporte.....	66
4.5. Contrastación de hipótesis N° 2.....	69
4.5.1. Costo de sostenimiento con pernos helicoidales.....	69
4.6. Optimización de costos.....	71
4.7. Reducción del cash cost total.....	72
4.8. Discusión de resultados	74
CONCLUSIONES	75
RECOMENDACIONES.....	76
BIBLIOGRAFÍA	77
ANEXOS	79

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1: Índice de calidad de la roca RQD. (Deere,1988).....	9
Tabla 2.2: Valoración del cálculo de RQD.....	9
Tabla 2.3: Valoración para túneles y minas.....	9
Tabla 2.4: Calidad del macizo rocoso con relación al índice RMR	11
Tabla 2.5: Ajuste por orientación de discontinuidades.....	11
Tabla 2.6: Orientación de las discontinuidades en el túnel.....	11
Tabla 2.7: Guía para la excavación y soporte en túneles y obras de ingeniería	12
Tabla 2.8: Parámetro: R.Q.D	14
Tabla 2.9: Valores de ESR.....	15
Tabla 2.10: Número de familias de diaclasas J_n	15
Tabla 2.11: Índice de rugosidad de las diaclasas J_r	16
Tabla 2.12: Coeficiente reductor por la presencia de agua J_w	16
Tabla 2.13: Índice de alteración de las discontinuidades J_a	17
Tabla 2.14: Condiciones tensionales S.R.F	17
Tabla 2.15: Índice de calidad Q.	18
Tabla 2.16: Sostenimientos recomendados.....	18
Tabla 3.17: Ubicación con coordenadas UTM.	41
Tabla 3.18: Ruta para llegar a la zona de estudio.	42
Tabla 4.19: Principales sistemas de discontinuidades.	48
Tabla 4.20: Tipo de roca por progresiva.....	48
Tabla 4.21: Tiempo de minado con sostenimiento convencional.....	64
Tabla 4.22: Tiempo de minado con sostenimiento de pernos helicoidales	65
Tabla 4.23: Costo de transporte.	67
Tabla 4.24: Eficiencia y productividad de sostenimiento.....	68
Tabla 4.25: Costo de adquisición.....	69
Tabla 4.26: Costo de explotación de sostenimiento con pernos helicoidales.....	70
Tabla 4.27: Costo de explotación de sostenimiento con madera.....	71
Tabla 4.28: Optimización de costos anual.	72
Tabla 4.29: Cálculo margen operativo y evaluación de cash cost.	73

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1: Estimación de las categorías de sostenimiento	19
Figura 2.2: GSI modificado	21
Figura 2.3: Perno helicoidal.....	30
Figura 3.4: Columna estratigráfica local.....	45
Figura 4.5: Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-1.	52
Figura 4.6: Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-2.	53
Figura 4.7: Mapeo geomecánico RMR, Q y GSI. E-1.....	54
Figura 4.8: Clasificación del sistema Q de Barton Y GSI, E-1.	55
Figura 4.9: Mapeo geomecánico RMR, Q y GSI. E-2.....	56
Figura 4.10: Clasificación del sistema Q de Barton Y GSI, E-2.	57
Figura 4.11: Análisis de proyecciones estereográfica y diseño de sostenimiento E-1. ..	58
Figura 4.12: Análisis de proyecciones estereográfica y diseño de sostenimiento E-2. ..	59
Figura 4.13: Curva de deformación para roca granodiorita E-1	60
Figura 4.14: Curva de deformación para roca granodiorita E-2.	61

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

A : Sección inicial de la muestra.

C : Cohesión.

D : Factor de perturbancia.

DIP : Buzamiento.

DIP/DIRECC: Buzamiento/dirección de buzamiento.

Em : Módulo de deformación.

ESR : Relación de sostenimiento de la excavación.

F : Fuerza aplicada hasta la rotura.

GSI : Índice de fuerza geológica.

Ja : Índice de alteración de discontinuidad.

Jn : Índice de diaclasado.

Jr : Índice de rugosidad.

JRC : Índice de rugosidad.

Jw : Coeficiente deducido por presencia de agua.

Φ : Angulo de fricción.

Q : Clasificación geomecánica modificada por Barton.

RMR : Calificación de la masa rocosa.

RQD : Designación de la calidad de roca.

SRF : Factor de corrección de tensión.

UCS : Resistencia a la compresión uniaxial.

UTM : Universal Transverse Mercator (Sistema de coordenadas mundial).

WGS : Sistema geodésico mundial 1984.

RESUMEN

El presente estudio de investigación titulado: Optimización de costos en sostenimiento con pernos helicoidales en la unidad de producción Chalhuane de la empresa minera Soledad S.A.C. - Arequipa, tiene como objetivo analizar el sostenimiento con pernos helicoidales, que permitan una reducción en los costos operativos de la unidad minera Chalhuane, con el objetivo de lograr un sostenimiento más eficiente optimizando costos. Bajo este principio se ha planteado el objetivo de realizar un estudio geomecánico al macizo rocoso de la excavación subterránea para actualizar el tipo de sostenimiento con la optimización del sostenimiento mediante el uso de pernos helicoidales aplicado en la mina. El sostenimiento que se ha venido utilizando en la minera Chalhuane es a base de sistema de cuadros de madera y puntales, lo cual en sumatoria ocasiona altos costos de sostenimiento. Por tanto, es necesario mejorar el sistema de sostenimiento con madera mediante la utilización de pernos helicoidales el mismo que tendrá mayor tiempo de duración y rendimiento. La metodología que se realizó para el presente estudio de investigación es descriptiva, para ello se realizó la evaluación de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y sus respectivas valoraciones para determinar el sostenimiento adecuado, posteriormente se ha realizado la evaluación de los costos de sostenimiento con cuadros de madera y pernos helicoidales. Finalmente se llegó a los siguientes resultados, el sostenimiento de cuadros de madera, costo un total de 22,35 US\$/TM y con el sistema de pernos helicoidales, costo un total de 20,07 US\$/TM de mineral, cuya diferencia es de 2,28 US\$/TM. Asimismo, se concluye que el sostenimiento con pernos helicoidales es más eficiente y económico, obteniéndose reducción en los costos operativos en 91 930.00 US\$ por año en la unidad minera Chalhuane.

Palabras claves: Optimización, costos, sostenimiento, helicoidales y pernos.

ABSTRACT

The present research study entitled: Optimization of costs in support with helical bolts in the Chaluane production unit of the mining company Soledad S.A.C. - Arequipa, aims to analyze the support with helical bolts, which allow a reduction in the operating costs of the Chaluane mining unit, with the aim of achieving a more efficient sustainability by optimizing costs. Under this principle the objective of carrying out a geomechanical study of the rock mass of the underground excavation has been proposed to update the type of support with the optimization of the support through the use of helicoidal bolts applied in the mine. The support that has been used in the mining company Chaluane is based on a system of wooden frames and struts, which in sum causes high maintenance costs. Therefore, it is necessary to improve the support system with wood by using helical bolts which will have a longer life and performance. The methodology that was carried out for the present research study is descriptive, for it the evaluation of the geomechanical conditions of the rock mass and its respective valuations was made to determine the adequate sustenance, afterwards the evaluation of the costs of support with tables has been made of wood and helicoidal bolts. Finally, the following results were obtained: the maintenance of wooden frames, a total cost of 22.35 US\$ / MT and with the helical bolt system, a total cost of 20.07 US\$ / MT of mineral, whose difference it is US\$ 2.28 / MT. Likewise, it is concluded that the support with helicoidal bolts is more efficient and economic, obtaining a reduction in operating costs of 91,930.00 US\$ per year in the Chaluane mining unit.

Keywords: Optimization, costs, support, helical and bolts.

.

INTRODUCCIÓN

Con la investigación: Optimización de costos en sostenimiento con pernos helicoidales en la unidad de producción Chalhuane de la empresa minera Soledad S.A.C.- Arequipa, se busca: determinar en forma cuantitativa la optimización del sostenimiento mediante el uso de pernos helicoidales aplicado en la unidad minera.

En lo que concierne a la estructura de la investigación, en el primer capítulo, correspondiente a la introducción, se describe el problema de investigación. Luego se formula el problema definiéndolo de manera general y específica. Los objetivos señalaran el propósito de la investigación en cuanto a los beneficios del uso del perno helicoidal, y los costos que se redujeron.

En el segundo capítulo, que corresponde a la revisión de literatura, se presentan los apartados que están vinculados a la teorización de la investigación. Inicialmente se da cuenta de los diferentes antecedentes que preceden al trabajo, de forma concreta y objetiva, luego se construye un marco teórico vinculado a las variables de investigación, también se establece la definición de términos básicos. Se concluye el capítulo con la construcción de hipótesis que más adelante han sido confirmadas.

En seguida, en el tercer capítulo, que corresponde a los materiales y métodos, se procede a sistematizar la metodología para el tratamiento de datos, explicando el tipo y diseño de investigación, haciendo hincapié en las técnicas e instrumentos de investigación, la población y muestra, el plan de recolección y tratamiento de datos y el diseño estadístico.

En el cuarto capítulo, se muestra los resultados de la investigación a través del análisis e interpretación de los datos recogidos y el mismo proceso de aplicación de instrumentos.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción de la realidad del problema

La unidad minera Chaluane de la empresa Soledad S.A.C, explota yacimientos de oro filoneano, empleando el método de explotación de corte y relleno ascendente con relleno detrítico.

En la actualidad se tiene problemas de abastecimiento de madera y transporte hacia las labores subterráneas, ocasionando un tiempo adicional en el ciclo de minado, específicamente en el tiempo de limpieza de mineral, disminuyendo la eficiencia y la productividad del tajo, otros de los inconvenientes es el tiempo de instalación de sostenimiento, el maestro se prepara para armar los cuadros y esto demanda otro tiempo adicional que requiere un personal especialista en trabajos de madera. En zonas húmedas el rendimiento de madera es menor, es decir, el puntal se pandea y requiere el cambio inmediato con otro puntal para evitar deslizamientos.

Con respecto a la perforación y voladura en el sostenimiento con cuadros de madera, la perforación se realiza en ciertos casos en realce para luego realizar un desquinche para

armar los cuadros, lo que da como resultado baja productividad del tajo. Todas estas deficiencias de la madera ocasionan altos costos de sostenimiento de las labores mineras. Por tanto, es necesario optimizar los costos del sistema de sostenimiento mediante la utilización de los pernos helicoidales, el mismo que tendrá mayor tiempo de duración y rendimiento en la fortificación de las labores mineras.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Pregunta general

¿Cómo optimizamos los costos en sostenimiento con pernos helicoidales en comparación a los cuadros de madera en la unidad minera Chalhuane de la empresa minera Soledad S.A.C. – Arequipa?

1.2.2. Preguntas específicas

a) ¿Cuáles son los beneficios del sistema de sostenimiento con pernos helicoidales en relación al sostenimiento con madera en la unidad minera Chalhuane de la empresa minera Soledad S.A.C. – Arequipa?

b) ¿Cómo optimizamos los costos en sostenimiento con pernos helicoidales en la unidad minera Chalhuane de la empresa minera Soledad S.A.C. – Arequipa?

1.3. Objetivos de la investigación

1.3.1. Objetivo general

Optimizar los costos en sostenimiento con pernos helicoidales en labores principales de extracción en la unidad minera Chalhuane de la empresa minera Soledad S.A.C. – Arequipa.

1.3.2. Objetivos específicos

- a) Determinar los beneficios del sistema de sostenimiento con pernos helicoidales en relación al sostenimiento con madera en labores principales en la unidad minera Chalhuane de la empresa minera Soledad S.A.C. – Arequipa.
- b) Optimizar los costos en sostenimiento con pernos helicoidales en labores principales en la unidad minera Chalhuane de la empresa minera Soledad S.A.C. – Arequipa.

1.4. Justificación de la investigación

La unidad minera Chalhuane de la empresa Soledad S.A.C, según los estudios de reservas de mineral realizados, tiene un potencial de 37 788 TM de mineral probado y 57 136 TM de mineral probable con una ley promedio de 14.53 g Au/TM y para continuar la explotación del yacimiento mineral es necesario realizar labores subterráneas los mismos que requieren sostenimiento para la seguridad de los trabajadores de la empresa minera, por tanto es importante seleccionar el sistema de sostenimiento según las características del macizo rocoso en este caso los pernos helicoidales en las labores principales de extracción de minerales.

Por consiguiente, el presente trabajo de investigación se justifica su ejecución y la aplicación del sistema de sostenimiento con pernos helicoidales beneficiara económicamente a la empresa minera Soledad S.A.C. – Arequipa. También servirá para realizar otras labores subterráneas de la empresa minera.

1.5. Viabilidad del estudio

El presente trabajo es viable ya que busca lograr reducción de costos y la mejor aplicabilidad del sostenimiento de acuerdo al tipo de roca que se tiene, esta reducción

beneficiara a la mina logrando que la ley de cut of se reduzca, dando lugar a explotar reservas con leyes no muy altas, también es viable para su ejecución de acuerdo a los nuevos métodos y avances de la tecnología minera, contando con recursos económicos y recursos humanos calificados, además de ello se tiene en cuenta que la minería es una fuente de desarrollo del país y del departamento de Arequipa que impulsa el desarrollo en lo económico, social e infraestructura.

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. Antecedentes de la investigación

Umaña (2014), en su tesis: Reducción y optimización de costos operativos en perforación y voladura en la minera Yanaquihua S.A.C. E.E. ADGEMINCO S.A.C., concluye que a través de la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura, se logró la reducción del costo unitario total de Mina, representando esto una reducción en costos operativos de Mina de 108 720 US\$ al año, En sostenimiento la reducción del costo es 0.96 US\$/TM es decir una reducción del costo de 69 120 US\$ al año, debiéndose esta reducción principalmente al sostenimiento con perno Split set.

Castro (2018), en su estudio: Dimensionamiento experimental de pilares en la minera subterránea de oro en Colombia, desarrollado en la facultad de ingeniería de minas de la universidad nacional de Colombia, sede Medellín, en este estudio se utilizó información de la resistencia a la compresión simple proveniente del ensayo de carga puntual y levantamientos geotécnicos, información que es acorde con las limitadas condiciones tecnológicas de gran parte de la minería subterránea.

Sanca (2009), en su tesis: Ejecución y sostenimiento de labores de desarrollo en la unidad minera Paula S.A.C., concluye que para la estabilización de labores se emplean el sostenimiento con cuadros de madera y pernos de anclaje, previa evaluación geotécnica empleando el sistema GSI.

Apaza (1999), en su tesis: Tipos de sostenimiento aplicado en el túnel de aducción tramo dos del proyecto central hidroeléctrica San Gabán II-Puno, concluye que el proceso de control de sostenimiento es muy importante, con los controles realizados se han corregido errores cometidos en la aplicación de los tipos de sostenimiento utilizado.

Flores (2009), en su tesis: Análisis y diseño de soportes en minería subterránea, perno de anclaje más resina en la rampa 523 mina San Rafael, concluye que una de las grandes ventajas es, que se pueden aprovechar el cabezal de los pernos de anclaje para colgar las mangas de ventilación, mangueras de agua y aire comprimido.

Sonco (2005), en su informe de trabajo profesional para optar el título profesional de ingeniero de minas, de la universidad nacional del Altiplano – Puno. Cuyo título es: Experiencias del empleo de sostenimiento práctico minero en la minera Huaron del distrito de Huayllay, provincia y departamento de Pasco, en el trabajo describe las experiencias adquiridas en el empleo de sostenimiento práctico minero, en el método de explotación por corte y relleno convencional y mecanizado, para determinar el tipo de soporte y el tiempo en el que se debe colocar, para evitar la ocurrencia de desprendimiento de bloques de roca, los que causan serios accidentes humanos y pérdidas económicas muy perjudiciales en operaciones subterráneas, y describe el diseño de soporte el según el GSI. modificado y el mapeo geomecánico y partes diarios de control.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Optimización

Optimización es la selección del mejor elemento de un conjunto de elementos disponibles. En este estudio se orienta el concepto de optimización a la reducción de los costos implementando un nuevo método de sostenimiento.

2.2.2. Geomecánica

La geomecánica es la disciplina que estudia las características mecánicas de los materiales geológicos que conforman las rocas de formación, esta disciplina está basada en los conceptos y teorías de mecánica de rocas y mecánica de suelos.

Más específicamente se define a la mecánica de rocas como: “la rama de la mecánica referente a la respuesta de la roca y del macizo rocoso a los campos de fuerza de su ambiente físico”.

2.2.3. Índice de calidad de la roca (RQD) Deere 1988. Rock quality designation

El RQD fue introducido hace más de 30 años como un índice de calidad de roca. El RQD es una modificación del porcentaje de núcleos de recuperación, el cual solo incorpora las piezas sanas de los núcleos que tienen una longitud igual o mayor a 100mm. Este índice cuantitativo ha sido ampliamente utilizado como un indicativo para identificar zonas de mala calidad de la roca, (Deere, 1988).

Tabla 2.1: Índice de calidad de la roca RQD. (Deere,1988)

RQD (%)	Calidad de la roca
< 25	Muy pobre
25 a 50	Pobre
50 a 75	Regular
75 a 90	Buena
90 a 100	Excelente

Fuente: (Deere 1968).

Tabla 2.2: Valoración del cálculo de RQD

Índice de Calidad R.Q.D (%)	Calidad	Valoración
0 – 25	Muy mala	3
25 – 50	Mala	8
50 – 75	Regular	13
75 – 90	Buena	17
90 - 100	Excelente	20

Fuente: (Deere 1968).

Tabla 2.3: Valoración para túneles y minas.

Calificativo	Valoración
Muy favorable	0
Favorable	-2
Medio	-5
Desfavorable	-10
Muy desfavorable	-12

Fuente: (Bieniawski 1988).

2.2.4. Mapeo geomecánico

El mapeo geomecánico permite determinar los dominios estructurales del macizo rocoso donde está excavado el túnel y así determinar el tipo de sostenimiento a colocar.

Las tablas utilizadas para el mapeo geomecánico fueron las de Bieniawski (RMR), Q de Barton, la tabla GSI así como también se utiliza el ábaco de tiempo de autosoporte. (Bieniawski Z.T., 1984).

2.2.5. Ratio del macizo rocoso - RMR

La tabla RMR permite determinar el índice RMR (Ratio del macizo rocoso), fue propuesto por Bieniawski en 1976, y cuya última revisión la realizó en 1989.

Para determinar el índice RMR de calidad de la roca se hace uso de los seis parámetros del terreno siguientes:

1. La resistencia a la compresión simple del material.
2. El RQD (Rock Quality Designation).
3. El espaciamiento entre las discontinuidades.
4. Las condiciones de las discontinuidades.
5. Presencia de agua subterránea.
6. La orientación de las discontinuidades.

Cada parámetro tiene un valor numérico el cual se asigna de acuerdo a las características que presente la roca al evaluar cada parámetro; la sumatoria de estos valores indica la valoración del índice RMR. (Bieniawski Z.T., 1984).

Tabla 2.4: Calidad del macizo rocoso con relación al índice RMR

CLASE	CALIDAD	VALORACION RMR	COHESION	ANGULO DE ROZAMIENTO
I	Muy buena	100 – 81	> 4 Kg/cm ²	> 45°
II	Buena	80 – 61	3 – 4 Kg/cm ²	35° - 45°
III	Media	60 – 41	2 – 3 kg/cm ²	25° - 35°
IV	Mala	40 – 21	1 – 2 Kg/cm ²	15° - 25°
V	Muy mala	< 20	< 1 Kg/cm ²	< 15°

Fuente: (Bieniawski 1988).

Tabla 2.5: Ajuste por orientación de discontinuidades

Dirección y Buzamiento de las Fisuras	Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable
Túneles	0	- 2	-5	-10	-12
Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
Taludes	0	-5	25	-50	-60

Fuente: (Bieniawski 1988).

Tabla 2.6: Orientación de las discontinuidades en el túnel

Dirección perpendicular al eje del túnel						
Excavación en el sentido del buzamiento del echado		Excavación en contra al buzamiento del echado		Dirección paralela al eje del túnel		Buzamiento de 0° – 20° cualquier dirección
45° – 90°	20° – 45°	45° – 90°	20° – 45°	45° – 90°	20° – 45°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable

Fuente: (Bieniawski, 1979).

Tabla 2.7: Guía para la excavación y soporte en túneles y obras de ingeniería

Clase de macizo rocoso	Excavación	Pernos (20mm de diámetro, inyectados)	Soporte con concreto armado	Costillas
I. Roca muy Buena. RMR: 81 - 100	A sección completa 3mts, de avance	Generalmente no se requiere		Ninguno
II. Roca Buena. RMR: 61 - 80	A sección completa 1-1.5mts. De avance Soporte completo a 2mts. Del frente	Pernos en la corona de 3mts. De longitud espaciados a 2.5mts, malla ocasional	50 mm en la corona donde se requiera	Ninguno
III. Roca regular, RMR: 41 - 60	Frente superior y destroza. 1.5-3mts, de avance en media sección. Inicio del soporte después de cada voladura. Soporte completo a 10mts del frente	Pernos sistemáticos. 4mts, de longitud, espaciados 1.5- 2mts, en la corona y hastiales con malla en la corona	50 – 100 mm en la corona y 30 mm por los lados	Ninguno
IV. Roca pobre. RMR: 21 - 40	Frente superior y destroza 1 – 1.5mts, de avance en la media sección superior. Instalación de soporte conjuntamente con la excavación 10mts del frente	Pernos sistemáticos 4-5mts, de longitud espaciados 1- 1.5mts en la corona y hastiales con malla	100– 150mm en la corona y 30mm por los lados	Costillas ligeras medias espaciadas 1.5mts, a donde se requiera
V. Roca muy pobre. RMR < 20	Múltiples galerías 0.5 - 1.5mts de avance en la sección superior. Instalación de soporte conjuntamente con la excavación. Concreto proyectado tan pronto como sea posible después de la voladura	Pernos sistemáticos, 5 – 6mts de longitud, espaciados 1-1.5mts en la corona y hastiales con malla, Pernos invertidos	150– 200mm en la corona 150 mm en los lados y 50mm al frente.	Costillas medianas a resistentes, espaciadas a 0.75mts, con planchas de acero y tablestacas si se requiere.

Fuente: (Bieniawski 1988).

2.2.6. Sistema Q, (Barton, Lien y Lunde en 1974).

Sistema Q, Desarrollado por Barton, Lien y Lunde en 1974, constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que permite establecer sistemas de sostenimientos para túneles y cavernas. El sistema Q está basado en la evaluación numérica de seis parámetros que definen el índice Q. Este índice viene dado por la siguiente expresión. (Barton, Lien, & Lunde, 1974).

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}$$

Como se analiza, la clasificación de Barton *et al*, se basa en 6 parámetros:

1. R.Q.D: Índice de calidad de la roca.
2. Jn: Índice de diaclasado que indica el grado de fracturación.
3. Jr: Índice de que contempla la rugosidad, relleno y continuidad de las discontinuidades.
4. Ja: Índice de alteración de las discontinuidades.
5. Jw: Coeficiente reductor por la presencia de Agua.
6. SRF: (Stress reduction factor) Coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional sobre el macizo rocoso.
 - El primer coeficiente ($\frac{RQD}{J_n}$) representa el tamaño de los Bloques.
 - El segundo coeficiente ($\frac{J_r}{J_a}$) reúne términos de rugosidad, fricción y relleno de las juntas y (Ja) representa la resistencia al corte entre los bloques.
 - El tercer y último coeficiente ($\frac{J_w}{SRF}$) combina condiciones de agua y tensión, representa el estado tensional del macizo rocoso.

El rango de variación de los parámetros es el siguiente:

- RQD : entre 0 y 100
- Jn : entre 0,5 y 20
- Jr : entre 0,5 y 4
- Ja : entre 0,75 y 20
- Jw : entre 0,05 y 1
- SRF : entre 0,5 y 20

2.2.7. Correlacionamiento del índice Q:

Para relacionar el índice Q para túneles, con el comportamiento de una excavación subterránea y sus necesidades de sostenimiento, Barton, Lien y Lunde introdujeron una magnitud cuantitativa adicional que llamaron “Dimensión equivalente de la excavación”.

(Barton, Lien, & Lunde, 1974). Esta dimensión se obtiene de la siguiente relación:

$$De = \frac{\text{Ancho, diametro o altura (m) de la excavacion}}{\text{Relacion de sostenimiento de la excavacion (ESR)}}$$

Tabla 2.8: Parámetro: R.Q.D

Descripción índice de la calidad del macizo rocoso	Valor R.Q.D. (%)	Observaciones
Muy pobre	0 – 25	
Pobre	25 – 50	Para R.Q.D < 10 se puede tomar R.Q.D. = 10 en la ecuación de Q.
Medio	50 – 75	
Bueno	75 – 90	
Muy Bueno	90 – 100	

Fuente: (Barton, 1994).

Tabla 2.9: Valores de ESR

Tipo de Excavación	ESR
A. Excavaciones mineras provisionales	2.0-5.0
B. Excavaciones mineras permanentes, túneles de conducción de agua para obras hidroeléctricas (con excepción de las cámaras de alta presión para compuertas), túneles piloto (exploración), excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes	1.6-2.0
C. Cámaras de almacenamiento, plantas subterráneas para el tratamiento de aguas, túneles carreteros y ferrocarriles pequeños, cámaras de alta presión, túneles auxiliares.	1.2-1.3
D. Casas de máquinas, túneles carreteros y ferrocarrileros mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel	0.9-1.1
E. Estaciones nucleares eléctricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes y reuniones, fabricas.	0.5-0.8

Fuente: (Barton, 1994).

Tabla 2.10: Número de familias de diaclasas Jn

Descripción	Jn
Roca masiva	0.5- 1
Una familia de diaclasas	2
Una familia de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	3
Dos familias de diaclasas	4
Dos familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	6
Tres familias	9
Tres familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	12
Cuatro familias de diaclasa, roca muy fracturada	15
Roca triturada terrosa	20
En boquillas, se utiliza 2 juntas en túneles 3 juntas	

Fuente: (Barton, 1994).

Tabla 2.11: Índice de rugosidad de las diaclasas Jr

Esta tabla está basada por la relación o el contacto entre las 2 caras de la Junta.

Contacto entre las 2 caras de las diaclasas con poco desplazamiento lateral de menos de 10 cm.	Jr
Juntas discontinuas	4
Juntas rugosas o irregular ondulada	3
Suave ondulada	2
Espejo de falla, ondulada	1.5
Rugosa o irregular, plana	1.5
Suave plana	1
Espejo de falla, plano	0.5

Fuente: (Barton, 1994).

Tabla 2.12: Coeficiente reductor por la presencia de agua Jw

Descripción, factor de reducción por agua en las diaclasas	Jw	Presión del agua Kg/cm²
Excavaciones secas o de influencia poco importante	1	< 1
Fluencia o presión medias. Ocasional lavado de los rellenos de las diaclasas	0.66	1 – 2.5
Fluencia grande o presión alta, considerable lavado de los rellenos de la diaclasas	0.33*	2.5- 10
Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas, decayendo con el tiempo	0.1-0.2*	> 10
Fluencia o presión de aguas excepcionalmente altas y continuas, sin disminución.	0.05-0.1*	> 10

Los valores presentados con el signo (*) son solo valores estimados. Si se instalan elementos de drenaje, hay que aumentar Jw

Fuente: (Barton, 1994).

Tabla 2.13: Índice de alteración de las discontinuidades Ja

Descripción	Ja	Ángulo de fricción ϕ°
Contacto entre las 2 caras de las diaclasas		
Junta sellada, dura, sin reblandecimiento impermeable como por ejemplo cuarzo en paredes sanas	0.75	25-30
Caras de la junta únicamente manchadas.	1	25-30
Las caras de la junta están alteradas ligeramente, y contienen minerales no blandos partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla.	2	25-30
Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fricción arcillosa no reblandecible	3	20-25
Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción como la caolinita, clorita, talco yeso, grafito y pequeñas cantidades de arcilla expansivas. Los recubrimientos son discontinuos con espesores máximos de 1 a 2mm.	4	8-16

Fuente: (Barton, 1994).

Tabla 2.14: Condiciones tensionales S.R.F

Zona débil que intercepta la excavación y pueden causar caídas de bloques	S.R.F
Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor	10
Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación <50 m.).	5
Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación >50m)	2.5
Varias zonas de fractura en roca competente libre de arcilla, roca suelta alrededor (cualquier profundidad)	
Solo una zona fracturada en roca competente, libre de arcilla, (profundidad de excavación < 50m)	7.5
Solo una zona fracturada en roca competente libre de arcilla, (profundidad > 50m)	5
Diaclasas abiertas sueltas, muy fracturas cualquier profundidad.	2.5

Fuente: (Barton, 1994).

Tabla 2.15: Índice de calidad Q.

TIPO DE ROCA	VALOR DE Q.
Excepcionalmente mala	0,001 – 0.1
Extremadamente mala	0,01 – 0,1
Muy mala	0,1 – 1
Mala	1 – 4
Media	4 – 10
Buena	10 – 40
Muy buena	40 – 100
Extremadamente buena	100 – 400
Excepcionalmente Buena	400 - 1000

Fuente: (Barton, 1994).

Tabla 2.16: Sostenimientos recomendados

TIPO DE APLICACION	EXCAVACION	SOSTENIMIENTO		
		pernos Tipo Swellex Mn-24 L=4m	Hormigon proyectado HP-30	Cerchas de acero
Tipo I Q > 10	Longitud de taladro: 4m	pernos sistematico en malla de 2.2-2.5m	4 - 5cm	No
Tipo II Q: 1 - 10	Longitud de taladro: 3m	pernos sistematico en malla de 1.5-1.8m	9 - 12cm	No
Tipo III Q: 0.1 - 1	Longitud de taladro: 2m	pernos sistematico en malla de 1.3-1.4m	15 - 25cm	No
Tipo IV Q: 0.02 - 0.1	Longitud de taladro: 1m	pernos sistematico en malla de 1.1-1.4m	15 - 25cm	Si
Tipo V Q < 0.02	Longitud de taladro: 1m	pernos sistematico en malla de 1.0-1.1m	25 - 30cm	Si

Fuente: (Barton, 1988).

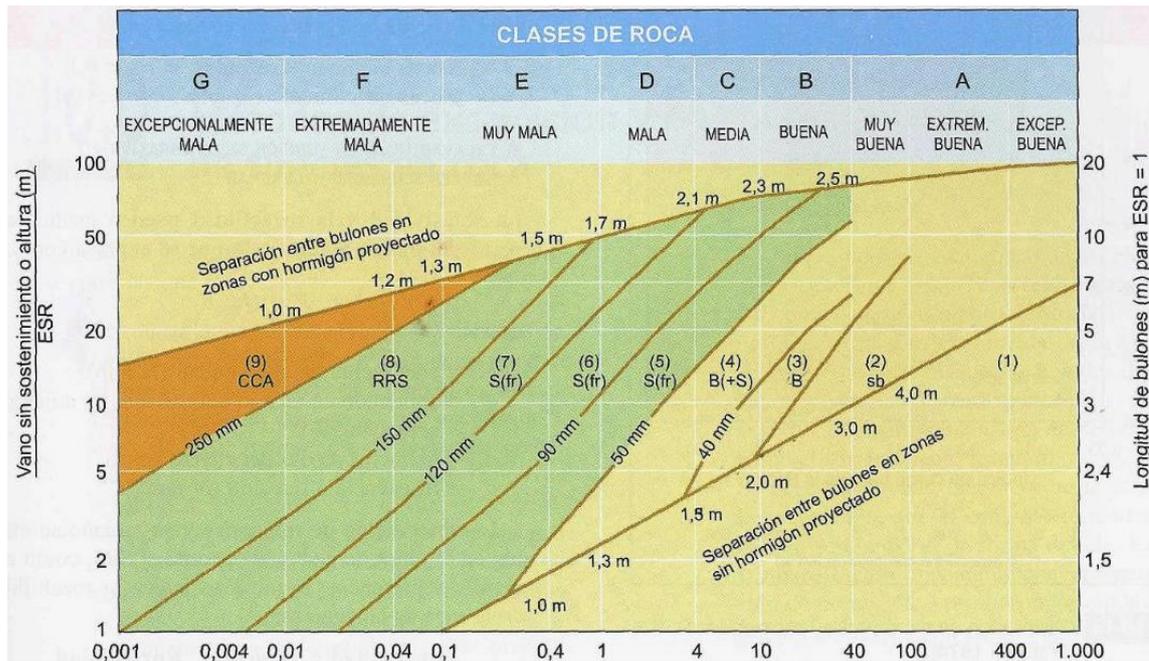


Figura 2.1: Estimación de las categorías de sostenimiento, basadas en el índice Q de calidad

Fuente: (Grimstad y Barton 1993).

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}$$

Categorías de reforzamiento

- (1). Sin sostenimiento
- (2). Sb. Bulonado ocasional
- (3). B. Bulonado sistemático
- (4). B (+S), Bulonado sistemático y hormigón proyectado (4 - 10cm)
- (5). Sfr + B, Hormigón proyectado reforzado con fibras (5 – 9cm) y bulonado.
- (6). Sfr + B, Hormigón proyectado reforzado con fibras (9 – 12cm) y bulonado
- (7). Sfr +B, Hormigón proyectado reforzado con fibras (12 – 15cm) y bulonado

- (8). Sfr, RRS + B, Cerchas reforzadas de hormigón proyectado, hormigón proyectado (> 15cm) y bulonado
- (9). CCA, Hormigón encofrado.

2.2.8. El índice geológico de resistencia GSI de Hoek y Marinos (2000)

En este criterio, para definir la estructura de la masa rocosa, se considera por un lado el grado de fracturamiento o la cantidad de fracturas (discontinuidades) por metro lineal, según esto, se toman en cuenta las siguientes cinco categorías de fracturamiento. (Mining Rock., 2011).

- Masiva o levemente fracturada (LF)
- Moderadamente fracturada (F)
- Muy fracturada (MF)
- Intensamente fracturada (IF)
- Triturada o brechada (T)

Por otro lado, se considera la condición superficial de la masa rocosa, que involucra a la resistencia de la roca intacta y a las propiedades de las discontinuidades: resistencia, apertura, rugosidad, relleno y la meteorización o alteración. Según esto, las cinco categorías que se toman en cuenta se definen así: (Hoek & Marinos, 2000).

- Masa rocosa Muy Buena (MB)
- Masa rocosa Buena (B)
- Masa rocosa Regular (R)
- Masa rocosa Pobre (P)
- Masa rocosa Muy Pobre (MP)

En el siguiente cuadro se presenta el criterio GSI modificado. En el criterio original se consideran 6 categorías de masas rocosas, pero en este criterio modificado se consideran 5 categorías, para compatibilizar este criterio con el criterio RMR.

CARACTERISTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGUN GSI MODIFICADO Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidas insitu con una wincha. La resistencia se determina golpeando o indentando la roca con una picota. Se toma en cuenta la rugosidad, alteración de las paredes y relleno de las discontinuidades.		CONDICION SUPERFICIAL MUY BUENA (extremadamente resistente, fresca) superficie de las discontinuidades muy rugosas e inalteradas, cerradas, (Rc > 250 MPa) (se astilla con golpes de picota) BUENA (muy resistente, levemente alterada) discontinuidades rugosas, lev. alterada, manchas de oxidación, lig. abierta. (Rc 100 a 250 MPa) (se rompe con varios golpes de picota) REGULAR (resistente, levemente alterada) discontinuidades lisas, moderadamente alterada, ligeramente abierta. (Rc 50 a 100 MPa) (se rompe con uno o dos golpes de picota) POBRE (moderadamente resist. moderam. alter.) superficie pulida o con estricciones, muy alterada, relleno compacto o con fragmentos de roca. (Rc 25 a 50 MPa), (se indenta superficialmente) MUY POBRE (blanda, muy alterada) Superficie pulida y estriada, muy abierta, con relleno de arcillas blandas. (Rc < 25 MPa) (se disgrega o indenta superficialmente)					
ESTRUCTURA							
	LEVEMENTE FRACTURADA Tres a menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre sí (RQD 75 - 90%) (2 a 6 fracturas por metro) (RQD = 115 - 3.3 Jn)	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	LF/MP	
	MODERADAMENTE FRACTURADA Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales. (RQD 50 - 75%) (6 a 12 fracturas por metro)	F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP	
	MUY FRACTURADA Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos formados por cuatro o más sistemas de discontinuidades. (RQD 25 - 50%) (12 a 20 fracturas por metro)	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP	
	INTENSAMENTE FRACTURADA Plegamiento y fallamiento con muchas discontinuidades interceptadas formando bloques angulosos o irregulares. (RQD 0 -25%) (Más de 20 fracturas por metro)	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP	
	TRITURADA O BRECHADA Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados. (Sin RQD)	T/MB	T/B	T/R	T/P	T/MP	

Figura 2.2: GSI modificado

Fuente: (Hoek y Marinos,2000).

2.2.9. Abaco de tiempo de autosoporte

El ábaco de tiempo de autosoporte propuesto por Bieniawski en 1984, se utiliza intersecando la línea del valor de RMR (obtenido del mapeo geomecánico) con la línea de la luz o ancho de labor (en metros), luego se proyecta en vertical el punto de intersección para obtener el tiempo de autosoporte; en la parte superior del ábaco se indica el tiempo de autosoporte en días, semanas, meses y años, y en la parte inferior del ábaco se indica el tiempo de autosoporte en horas. (Bieniawski Z.T., 1984).

El tiempo de autosoporte se refiere al periodo en que la roca permanecerá estable y sin sostenimiento después de haberse excavado la cavidad subterránea.

2.2.10. Sostenimiento con cuadros de madera

A. Sostenimiento con madera

El sostenimiento con madera tiene por objeto mantener abiertas las labores mineras durante la explotación, compensando el equilibrio inestable de las masas de roca que soporta. (Flores Soncco, 2001).

B. Resistencia de la madera

Un rollizo de madera, debido a su naturaleza celular es similar a un atado de tubos paralelos. Este resiste mucho mejor a la presión en contra de los extremos que la presión en contra de los lados.

Una elevada presión en contra de los extremos de un rollizo originará que este se parta longitudinalmente y luego falle. Una elevada presión en contra de los lados compactará las células, comprimiendo el rollizo. En caso de no tener soporte este rollizo se doblará y posteriormente fallará por ruptura. (Ramirez Huaman , 2005).

En las minas convencionales del Perú se usa más el eucalipto presentando características favorables para el sostenimiento.

C. Clases de terreno

El conocimiento de las diversas clases de terrenos es fundamental para el enmaderado a fin de determinar la necesidad de sostenimiento de las labores. (Ramirez Huaman , 2005)

Desde un punto de vista práctico dividimos los terrenos en cuatro clases.

1. Terreno compacto: Es el formado por cristales o por partículas bien cementadas.
2. Terreno fracturado: Muestra una serie de planos paralelos de discontinuidades como los planos de estratificación en la roca sedimentaria.
3. Terreno arcilloso: Constituido por rocas casi elásticas que se deforman bajo la presión.
4. Terreno suave: El cual está formado por fragmentos gruesos o finos o una mezcla de ambos tamaños.

D. Sostenimiento según la clase de terreno

- **Terreno compacto:** No requiere sostenimiento sino la formación de una buena bóveda autosostenida.
- **Terreno fracturado:** Exige solo un sostenimiento ligero, esta clase de terrenos es más resistente en dirección perpendicular a las rajaduras o planos de discontinuidad que en dirección paralela a los mismos.
- **Terreno suave:** Requiere de tipo pesado. En esta clase de terrenos las presiones son mayores cuando más fino es el tamaño de los fragmentos.
- **Terreno arcilloso:** Exige un sostenimiento extremadamente resistente o estructuras flexibles capaces de adaptarse a las presiones que se desarrollan.

E. Principios de sostenimiento con cuadros de madera

- La estructura debe ser colocada lo más cerca posible al frente para permitir solo el mínimo reajuste de terreno antes de dicha colocación.
- Ella debe ser rígida para que el reajuste que se produce después de la colocación sea reducido al mínimo.
- La estructura debe estar constituidas por pieza fácil de construcción manipuleo e instalación.
- Las partes de la estructura que han de recibir las presiones o choques más fuertes deben tener tales características y ubicación que trabajen con el menor efecto sobre la estructura principal misma.
- Ellas deben interferir lo menos posible a la ventilación y no estar sujetos a riesgos de incendio.
- Su costo debe de ser tan bajo como lo permita su buen rendimiento.

F. Tiempo de vida de la madera

- La madera es el material más barato para utilizarse. En la mayoría de casos es satisfactorio; desde el punto de vista de su resistencia, pero su corta duración es la característica desfavorable.
- La duración de la madera en la mina es muy variable, pues depende de las condiciones en que trabaje, por ejemplo: La madera seca; dura más.
- La madera descortezada, dura más que aquella que conserve la corteza.
- La madera “curada” (tratada con productos químicos para evitar su descomposición) dura más que la que no ha sido tratada.
- La madera en una zona bien ventilada dura más que en una zona húmeda y caliente.
- La madera tiene una vida que fluctúa entre uno o tres años.

G. Fortificación con madera

Este tipo de sostenimiento es el más divulgado en nuestra minería y se aplica en todas las labores mineras como son: galerías, cruceros, chimeneas, sub niveles, tolvas preparación de tajos y otros. (Ros, 2006). La madera es el elemento de sostenimiento más antiguo que aun todavía se usa en el minado convencional, los cuadros de madera son instalados en zonas de roca fracturada a muy fracturada o en lugares donde existe altos esfuerzos y presiones.

H. Cuadros de madera

Son un tipo de estructura de sostenimiento de acuerdo al tipo de terreno y a condiciones especiales de cada mina. Se utilizan en labores horizontales e inclinadas. Su dimensión está de acuerdo al diseño de la labor. (Castro Caicedo, 2008).

I. Tipos de cuadros

- Cuadros rectos.
- Cuadros cónicos.
- Cuadros cojos.

1. Cuadro recto

Son usados cuando la mayor presión procede del techo, están compuestos por tres piezas, un sombrero y dos postes, asegurados con bloques y cuñas, en donde los postes forman un ángulo de 90° con el sombrero.

1. Cuadros cónicos

Son usados cuando la mayor presión procede de los hastiales, la diferencia con los cuadros rectos, solo radica en el hecho de que los cuadros cónicos se reduce la longitud del

sombrero, inclinando los postes, de tal manera de formar un Angulo de 78° a 82° , respecto al piso, quedando el cuadrado de forma trapezoidal.

2. Cuadros cojos

Estos están compuestos por solo un poste y un sombrero, se utilizan en vetas angostas menores de 3 m de potencia, su uso permite ganar espacio de trabajo verticales o inclinados, según el buzamiento de la estructura mineralizada, estos cuadros deben adecuarse a la forma de la excavación para que cada elemento trabaje de acuerdo a las presiones ejercidas por el terreno. (Quilca Alejo, 2005)

Sostenimiento de labores horizontales

En las labores horizontales se emplean principalmente, los siguientes tipos:

- Cuadros de madera
- Cuadros de madera reforzados.

Elementos auxiliares de sostenimiento

Son algunas piezas de madera que, generalmente complementan el trabajo de la estructura de sostenimiento; ya sea transmitiendo las cargas, o fijando una pieza hasta que las presiones la sujetan definitivamente o evitando la caída de pequeños trozos de techo o las hastiales sobre la labor, etc.

- Bloques o blocks.
- Cuñas.
- Encribados o “emparrillados”.
- Longarina.

Tipos de estructura de sostenimiento

Aunque la variedad de estructuras en esta clase de labores (chimenea y tajeos) no es tanto como en las labores horizontales.

Conviene establecer una clasificación según los elementos de sostenimiento empleados consideramos los cuadros de madera y puntales.

Puntales

- Son elementos más simples y de uso más frecuente en el sostenimiento de labores inclinadas.
- Generalmente se emplean puntales de madera. (cuartones de 5" x 6", 6" x 8", 8" x 9") o redondos de 8" a 9" de diámetro con longitud de 3 metros.

A. Procedimiento para colocar puntales

- Colocar y marcar el sitio
- Desatar el techo
- Desquinchar el piso
- Hacer la plantilla en la caja piso
- Cortar la plantilla
- Medir el largo del puntal
- Preparar el puntal
- Colocar el puntal

Cuando el puntal es muy largo o las cajas son muy paradas será necesario preparar previamente un andante apoyado sobre 2 puntales inferiores.

Diseño de sostenimiento

El sostenimiento que se emplea en las diferentes labores son los cuadros de madera, puntales de seguridad y puntales de guarda cabeza.

A. Armado de cuadros de tres elementos en galerías y cruceros

El sostenimiento más usado es el de cuadros de madera eucalipto de tres elementos y están conformados por dos postes inclinados y un sombrero que se coloca de manera horizontal dando una forma cónica.

Los postes de madera de eucalipto son de 2.40 m, 1.8 m, y 1.20 m de longitud por, 7" y 8" de diámetro con destajes en un extremo dependiendo de la sección de las labores mineras. Los sombreros son 8", 9" de diámetro por 1.20 m, 1.50 m, 2.10 m de longitud y destajes en los extremos. Los tirantes son de 6" de diámetro por 1.10 m de longitud. Las rajadas son de 1.25 m de longitud y topes de 8" de diámetro por 40 cm de longitud, dependiendo de la distancia que hay entre el sombrero y el hastial.

B. Colocación de puntales de seguridad

El sostenimiento más confiable e las labores de producción, son poste de 6" y 7" a 8" de diámetro que se colocan perpendicularmente a la caja techo o a la caja más débil, previniendo así cualquier desplome de rocas y debe ser inspeccionado diariamente.

C. Colocación de puntales en línea

Estos puntales se usan generalmente cuando existe amenaza de caída de rocas de la corona de una labor, generalmente en cruceros, galerías y chimeneas donde se coloca dos puntales transversalmente a la dirección de la labor y pegado al tope de la corona.

C. Colocación de puntales de avance

Son usados en el armado de camino y buzón de una chimenea, se coloca puntales a lo ancho de la sección de la chimenea a 1 m de distancia de las anteriores, encima de los puntales se colocan tablas en forma de plataformas para perforar y armar el siguiente puntal de avance y para continuar con los cuadros de la chimenea.

2.2.11. Sostenimiento con pernos helicoidales

Son barras laminadas en caliente con resaltes en forma de rosca helicoidal de amplio paso. la barra de acero para la fortificación de rocas. (Ros, 2006).

La barra helicoidal tiene como principal ventaja al haber sido diseñada específicamente para el sostenimiento y la fortificación de terrenos, ha sido concebida para incrementar los niveles de seguridad en minas subterráneas a cielo abierto, protegiendo al personal y a los equipos y permitiéndole obtener interesantes beneficios técnicos y económicos.

La barra helicoidal actúa en conjunto con una placa de sujeción y una tuerca de fijación que le permiten reforzar y preservar la resistencia natural que presentan los estratos rocosos, suelos o taludes. la inyección de concreto, mortero o resinas en la perforación del estrato sobre el cual es introducida la barra, sirve de anclaje y permite que la rosca actúe como un medio para evitar el desplazamiento de la barra. (Torres Yupanqui, 2004)

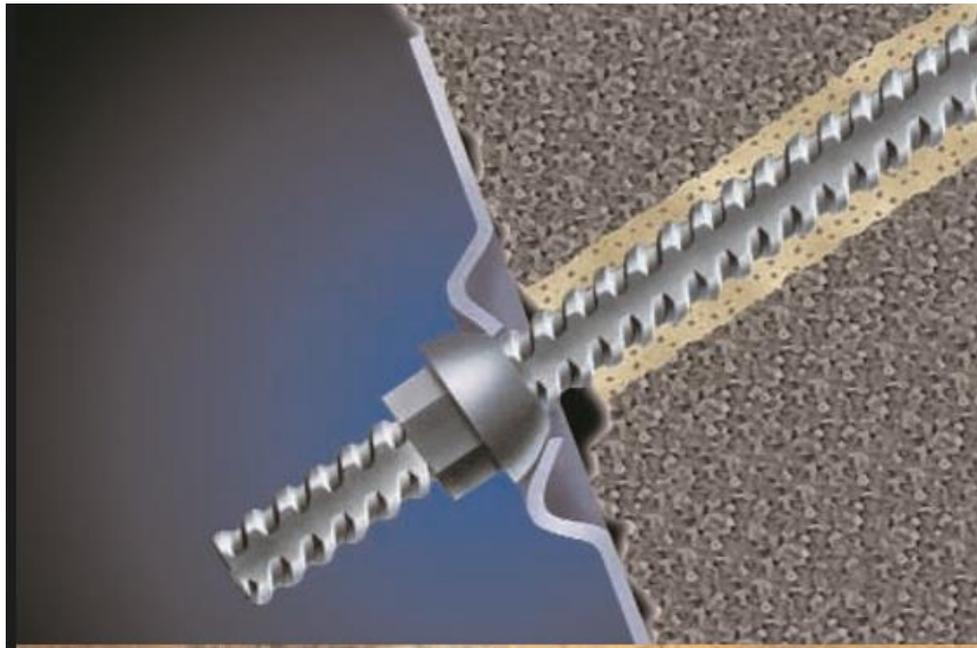


Figura 2.3: Perno helicoidal.

Fuente: (Promec Fortificaciones S.A., 2010).

Aplicación en minería

La minería es una de las actividades de más alto riesgo que el hombre realiza, por lo que es muy importante sostener las labores mineras en mina subterránea. Las estadísticas indican que la causa más frecuente de los accidentes en el interior de una mina es el desprendimiento de roca. Lamentablemente las consecuencias de este tipo de accidentes no son menores, por el contrario, ocasionan severas lesiones al personal, incluso la muerte. (Torres Yupanqui, 2004).

Estos hechos afectan a las empresas mineras, las cuales se ven perjudicadas por la pérdida de su recurso más valioso: el personal.

Empernado de roca

El empernado es un procedimiento constructivo que impide, atenúa o neutraliza el fenómeno de descompresión de la roca en torno al túnel o excavación, evitando así la

caída de rocas. la acción de los pernos debidamente situados en la periferia de la excavación tiene como objetivo consolidar los techos aprovechando la resistencia natural que ofrece el arco, pues la fuerza con la que se tensiona la barra del perno termina sujetando la capa y formando un bloque.

Los estratos de roca débil también pueden suspenderse por medio de pernos en materiales más resistentes, del mismo modo que varios planos estratificados pueden empernarse formando una especie de grampa. (Torres Yupanqui, 2004).

Tipos de perno

Existen básicamente 2 tipos de pernos de fortificación: por adhesión o por fricción.

- 1. El perno por adhesión:** Es un perno de roca embebido en resina que resiste los esfuerzos de tensionamiento de la barra por el pegado de la resina con la roca y la barra de acero. En lugar de cartuchos de resina también se pueden usar cartuchos de cemento (cembolt) o cemento inyectado en la perforación mediante bombas manuales. la barra de acero utilizada y específicamente diseñada para la fortificación de rocas es la barra helicoidal.
- 2. El perno de roca por fricción:** Resiste las cargas de tensionamiento sólo por las fuerzas que friccionan al contacto entre la roca y el perno, por lo tanto, no necesitan usar algún tipo de adherente.

Ventajas técnicas y económicas del perno helicoidal y barra corrugada

La principal diferencia entre ambas radica en el diseño de la barra. mientras la barra corrugada ha sido diseñada en principio para ser usada en la construcción de viviendas y edificios, la barra helicoidal ha sido diseñada para ser usada exclusivamente como perno de anclaje. (International Rollforms Inc., 2002).

Ambos tipos de barra con el mismo diámetro pueden resistir lo mismo si están fabricadas con el mismo acero (ASTM A615 grado 60 por ejemplo), pero las barras corrugadas maquinadas resisten menos en el tramo maquinado porque su diámetro es disminuido durante la fabricación de la rosca. esto no sucede en el caso de las barras helicoidales porque la rosca es parte del diseño de la barra y es elaborada por laminación en caliente durante su fabricación en la planta siderúrgica.

La barra helicoidal presenta los resaltes como corruga para favorecer la adherencia con la resina o concreto, y también para cumplir la función de una rosca que permita el deslizamiento de la tuerca a lo largo de toda la barra. la rosca de la barra helicoidal, además es robusta y prácticamente indestructible, a diferencia de las roscas maquinadas en talleres mecánicos que no ofrecen la misma garantía que puede ofrecer una empresa siderúrgica certificada bajo normas ISO 9002, como es aceros Arequipa. para llevar a cabo el maquinado de una rosca en una barra corrugada, ésta primero la torneada a lo largo de la sección a ser roscada. antes del torneado, las corrugas originales son eliminadas de dos maneras: presionándolas contra la barra obteniendo una zona endurecida y frágil, o cepillando las corrugas reduciendo el diámetro de la barra y, por lo tanto, reduciendo también la carga que puede soportar la barra.

Perno helicoidal y barras de fricción

La ventaja de la barra helicoidal con relación al perno por fricción es que la primera puede desarrollar cargas hasta de 25 ton. como mínimo en el caso de las barras de diámetro de 22 mm o cargas de hasta 32 ton. como mínimo si se trata de barras de diámetro de 25 mm los pernos por fricción, en cambio, sólo pueden soportar cargas entre 6-8 ton. por esta razón, los pernos por adhesión generalmente son usados como sostenimiento permanente (galerías y rampas en minas de uso prolongado y en túneles para trasvases de agua o en

centrales hidroeléctricas sometidos a caudales de alta presión); mientras que los pernos por fricción son usados más en excavaciones de uso temporal, como es el caso de túneles secundarios en minas de corta duración o en aquellas donde la roca es muy buena y el requerimiento de soporte es mínimo. beneficios del sistema barra helicoidal.

- El sistema barra helicoidal es muy fácil de instalar. gracias al hilo continuo de la barra, ésta puede cortarse en el terreno a la longitud deseada sin tener que preparar una provisión de barras de cada longitud a usar, lo cual reduce el manejo de stocks.
- El hilo de paso amplio permite una colocación muy rápida de la tuerca.
- Es fácil de limpiar y no se daña durante el transporte.
- Se adapta a las irregularidades de la superficie. la placa base de forma curva y con perforación central cónica, junto con la tuerca de base esférica, pueden adaptarse a las irregularidades de la superficie rocosa actuando como rótula. al tener la placa de sujeción un domo semiesférico y una rondana de la tuerca también semiesférica, se logra una junta universal en la que la placa siempre quedará ajustada a la roca, sin importar el ángulo de inclinación del perno de anclaje con respecto a la roca expuesta.
- Mejor adherencia. la adherencia con el cemento, cembolt o con la resina es mucho mayor con la barra helicoidal que con la barra corrugada, logrando anclas de muy alta resistencia en rocas de mala calidad. (Flores Soncco, 2001).

Aplicaciones de la barra helicoidal

La barra helicoidal de aceros es fundamental en el sostenimiento de bloques de roca potencialmente inestables en techos, paredes, intersecciones y esquinas, así como en el de excavaciones de taludes en minas subterráneas y de cielo abierto.

La barra helicoidal también es apropiada para la sujeción de maquinarias y equipos, así como para afirmar puentes grúa a la roca. (Cuba Cardenas, 2017).

Pruebas de tracción las barras helicoidales

Aceros Arequipa han sido sometidos a pruebas de transferencia de carga en minas peruanas, obteniendo excelentes resultados, metodología de la prueba:

- Se realiza una perforación en la roca con una perforadora manual neumática. la perforación debe ser de una longitud menor a la de la barra para permitir la instalación del sistema de fijación placa-tuerca.
- Se coloca la barra helicoidal.
- Se aplica el cartucho de resina, cemento o cembolt.
- Se deja fraguar por un período de tiempo.
- Se procede a aplicar cargas de tracción, hasta tratar de que se produzca el arranque del perno de la perforación.
- El cemento resiste hasta que se corte el perno.

2.3. Definiciones conceptuales

1. Sostenimiento

Son los procedimientos para soporte de rocas, para mejorar la estabilidad y mantener la capacidad de resistir las cargas que producen las rocas cerca al perímetro de la excavación subterránea.

2. Frente

Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina de perforar para realizar el avance de una galería o crucero, mediante perforación y voladura.

3. Parámetros

Se denomina así a los diversos ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo.

4. Labor

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

5. Perforación

Operación de agujerear en la roca se le denomina perforación y a los agujeros se le conoce con el nombre de taladros, usualmente cuanto más suave es la roca más es la velocidad de penetración, por otro lado, cuanto más resistente sea a la compresión, mayor fuerza y torque serán necesarios para perforarla.

La perforación se basa en concentrar una cantidad de energía en una pequeña superficie, para vencer la resistencia de la roca, aprovechando el comportamiento a la deformación de elástico - frágil que ellas presentan. Es la primera operación en la preparación de una voladura.

6. Geomecánica

Es la ciencia aplicada al comportamiento mecánico del macizo rocoso al campo de fuerzas de su entorno físico.

7. Cuadros de madera

Es un armazón de madera que pueden ser cónicos, rectos y cojo, que se usan en el sostenimiento de los hastiales de una labor minera.

8. Puntales

Son rollizos de madera que se usan para formar cuadros de madera y para sostenimiento de labores mineras.

9. Pernos helicoidales

Es una barra helicoidal cuya sección transversal es ovalada, con resaltes en forma de un hilo helicoidal izquierdo, que actúa en colaboración con un sistema de fijación formado por una placa de acero perforada y una tuerca de fundición nodular.

10. Falla

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

11. Fisura

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

12. Macizo rocoso

Es el conjunto de bloques de la matriz rocosa y de las discontinuidades que se presenta en la naturaleza.

13. Costos

Son los recursos económicos que se utilizan para la producción de bienes o servicios.

14. Placa de Sujeción

La placa de sujeción está formada por una placa de acero estructural, por la cual se desplaza la barra helicoidal. Las placas conjuntamente con la tuerca constituyen el

sistema de sujeción entre la barra helicoidal y la parte del terreno que se quiere sujetar.

Es una tuerca fabricada de fundición nodular, material en el cual el grafito está presente en forma esferoidal otorgándole buenas características de ductilidad.

2.4. Formulación de hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

Al utilizar el sistema de sostenimiento con pernos helicoidales en labores principales de extracción de minerales se optimizará los costos en sostenimiento en la unidad de producción Chahuane de la empresa minera Soledad S.A.C. – Arequipa.

2.4.2. Hipótesis específicas

a) Evaluando el sistema de sostenimiento con madera se determinará los beneficios del sistema de sostenimiento con pernos helicoidales en labores de explotación de la unidad minera Chahuane, empresa Soledad S.A.C.

b) Al conocer los costos con pernos helicoidales se optimizará los costos en sostenimiento en labores principales de extracción de minerales en la unidad minera Chahuane de la empresa minera Soledad S.A.C. – Arequipa.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. Diseño metodológico

Según la naturaleza del trabajo de investigación y por las características de estudio es de tipo descriptivo, se refiere a la evaluación de los costos de instalación de los pernos helicoidales en comparación a los cuadros de madera, en la unidad de producción Chaluane de la empresa minera Soledad S.A.C. – Arequipa.

La metodología en su etapa inicial analiza los costos de madera, costo de transporte y costos de instalación con la madera y los factores negativos del sistema de sostenimiento con madera y posteriormente se ha desarrollado todos los procesos del sistema de sostenimiento con pernos helicoidales, analizando y evaluando los factores que influyen en los costos de sostenimiento, orientado a mejorar y reducir los costos para incrementar la rentabilidad de la empresa minera, y ver las condiciones del macizo rocoso y las características del yacimiento minero, posteriormente se ha realizado la evaluación de los costos de sostenimiento con cuadros de madera y pernos helicoidales, en la unidad de producción Chaluane de la empresa minera Soledad S.A.C. – Arequipa.

3.2. Población

En el trabajo de investigación la población está constituida por las labores principales de extracción de minerales en la unidad de producción Chahuane de la empresa minera Soledad S.A.C. – Arequipa.

3.3. Muestra

La muestra está constituida por la galería 202 E – nivel 1614, veta El Viento, en la unidad minera Chahuane de la empresa minera Soledad S.A.C. – Arequipa.

3.4. Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos utilizados para el estudio de investigación son la liquidación mensual para verificar el resumen de la producción diaria y el reporte diario de operación, reporte mensual de operación.

Reporte diario de operación.

- N° de cuadros instalados
- N° de taladros perforados
- N° de pernos instalados
- Avance diario
- Consumo accesorios
- Mano de obra
- EPPs
- Control del tiempo de sostenimiento
- Número de horas operadas del equipo

3.4.1. Recolección de datos en campo

Geomecánica

El tipo de roca que se presenta en la unidad minera Chahuane, veta El Viento, en el nivel 1614, en la progresiva 0+130 a la progresiva 0+ 165, según los resultados geomecánicos es una roca de tipo IV (roca muy mala), razón por la cual la geomecánica toma un papel importante en cuanto al sostenimiento que se debe aplicar en el terreno, así como en los diversos controles geomecánicos.

Instrumentos

Para la reingeniería del diseño y construcción de labores de avance y preparación de minas, se tomó como base los estándares extraídos del D.S. 024-2016-EM.

3.4.2. Técnicas de recolección de datos

Las técnicas que se aplicadas, así como el análisis estadístico y porcentual, la observación del comportamiento del sostenimiento, los costos de instalación de cada método de sostenimiento, las técnicas para el procesamiento de datos son:

- Observación directa
- Revisión documental
- Cuadros estadísticos.
- Revisión de los datos.
- Información de reporte diario de operación mina
- Información de fichas de costos unitarios.

Datos cuantitativos: Análisis de movimiento de material, cuadros estadísticos, resúmenes de los controles de operación, controles de producción, cuadros y pernos helicoidales.

3.4.3. Técnicas para el procesamiento de la información

Se aplicarán instrumentos y procedimientos de acuerdo a lo siguiente:

- Primero se evaluó la calidad del macizo rocoso existente en la veta El Viento, como es la caracterización del macizo rocoso, RMR, la dirección y buzamiento de los diaclasamientos y fallas principales.
- Segundo se desarrolló los cuadros estadísticos comparativos del sostenimiento con cuadros de madera y pernos helicoidales.
- Tercero se revisó los datos, para ello se evaluó los costos de cada uno de los métodos de sostenimiento.

3.5. Caracterización del área de estudio

3.5.1. Ubicación

La zona de estudio se encuentra ubicada en la comunidad Shila Shila, distrito de Andaray, provincia de Condesuyos, departamento de Arequipa.

Tabla 3.17: Ubicación con coordenadas UTM.

Unidad / Proyecto	COORDENADAS UTM		ALTITUD (m.s.n.m.)
	ESTE	NORTE	
Minera Soledad S.A.C.	723,850	8'238,500	1500 - 2000
	723,650	8'238,500	
	723,650	8'237,985	

Fuente: Elaboración propia.

3.5.2. Accesibilidad

El acceso principal es a través de la carretera asfaltada que une Arequipa – Camaná – Ocoña, con un recorrido de 234 Km, desde Ocoña a Chalhuane el acceso es por carretera afirmada – trocha carrozable. El tiempo de viaje es 6 horas por vía terrestre con camioneta 4x4.

Tabla 3.18: Ruta para llegar a la zona de estudio.

DESDE	HASTA	DISTANCIA (km)	TIPO DE VIA
Lima	Arequipa	966	Asfaltada
Arequipa	Ocoña	234	Asfaltada
Ocoña	San Juan de Chorunga	75	Afirmado – Trocha Carrosable
San Juan de Chorunga	Mínera Soledad	15	Trocha Carrosable
TOTAL		1290	

Fuente: Elaboración propia.

3.5.3. Clima y vegetación

El clima de la zona es de tipo desértica con esporádicas precipitaciones fluviales, que dan lugar al crecimiento de pasto cubren una gran parte de las quebradas y en mínima proporción en la superficie; temperaturas elevadas en verano y neblinas en invierno. El clima es semi-árido, propio del clima subtropical costanero, cuyas características meteorológicas son 6° de temperatura como mínimo y 28° como máximo, asimismo cabe indicar que la precipitación anual apenas llega a 24 mm.

3.5.4. Geomorfología local

La geomorfología se centra en el estudio del relieve terrestre y rasgos fisiográficos de manera descriptiva y explicativa a consecuencia de los agentes geomorfológicos. La estructuración de la superficie terrestre es una continua lucha entre fuerzas endógenas y exógenas y por la continua interacción entre movimientos tectónicos, meteorización, erosión y sedimentación.

La geomorfología que presenta la zona se encuentra comprendida dentro de la unidad morfo estructural de la cordillera occidental de los Andes. Presenta un relieve abrupto, formado por las elevaciones de los cerros Chaluane, Antane y Esperanza, se puede observar una etapa de desarrollo de moderado modelamiento de la superficie como quebradas profundas, pendientes elevadas, ésta se encuentra influenciada por las características climáticas e hidrológicas de la zona.

Factores o agentes geomorfológicos

El relieve terrestre está en constante evolución o modificación mediante una serie de procesos geomorfológicos sea constructivos o destructivos, durante el tiempo geológico.

3.5.5. Unidades geomorfológicas

Dentro de las unidades geomorfológicas se puede diferenciar tres sistemas:

Sistema volcánico

Son geoformas de gran pendiente o elevación considerable; constituida por una cadena de cerros, originados por la edificación tectónica y volcánica. La acumulación de material heterogéneo y no consolidado constituido por cantos, arenas, limos y arcillas se encuentran considerados como depósitos de pie de monte.

Sistema fluvio - aluvial

Son depresiones de la superficie de forma longitudinal definidas por la acción del agua corriente y que se van profundizando y ensanchando durante el desarrollo de las quebradas o valles. Los depósitos de materiales de grava y arenas que han sido transportados por los corrientes de agua van contribuyendo el ascenso de la masa continental.

3.5.6. Estratigrafía local

En el área de estudio predominan las rocas ígneas intrusivas del batolito costanero, los mismos que forman el flanco occidental de los Andes, de edad Cretácica – Terciaria, siendo cortadas y atravesadas por la quebrada Chalhuané y numerosas quebradas, en cuyos fondos se encuentran los depósitos recientes.

Los batolitos se formaron como consecuencia de una intensa actividad magmática, relativamente continúa en el tiempo, caracterizada por pulsos de variada magnitud, que suceden en forma intermitente. El tiempo que tarda en emplazarse un batolito es del orden de millones de años. El emplazamiento del batolito de la costa de Perú comenzó en el Cretácico inferior y finalizó en el Mioceno, con una duración aproximada de 70 Ma. Durante este lapso se registraron varios pulsos, separados por periodos de menor actividad. Durante el Oligoceno, en el batolito de la costa la actividad magmática disminuyó considerablemente registrándose muy pocos plutones. Las granodioritas y tonalitas de los batolitos pérmicos son muy parecidas a las de los batolitos cenozoicos, por lo cual es necesario un detallado mapeo para separarlos. Finalmente, el conjunto de estas rocas se encuentra cruzada por diques aplíticos. Localmente las únicas rocas que afloran son las granodioritas del Batolito de la Costa, el complejo Bella Unión emplazados por diques aplíticos y los depósitos recientes.

ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOEST.	COLUMNA ESTRATIGRÁFICA	DESCRIPCIÓN
CENOZOICA	CUATERNARIO	RECIENTE	Depósitos Cuatern.		Depósitos de pie de monte, clastos subangulos compuesto por limos, arenas y gravas
MESOZOICA	CRETÁSICO	SUPERIOR	Complejo Bella Unión		Secuencia de intrusión subvolc andesítica o dacítica Bloques subangulosos, dioritas de grano porfírico
			Super Unidad Incahuasi		Secuencia de intrusión ignea compuesto por granodioritas y tonalitas

Figura 3.4: Columna estratigráfica local.

Fuente: Unidad minera Chalhuané.

Mineral económico

Aquel mineral cuyo valor excede todos los gastos directos (gastos de operación y regalías), e indirectos (depreciación de equipos, amortizaciones, gastos financieros, etc.), y permite obtener utilidades. Para el caso del presente reporte mineral económico es todo aquel cuyo valor es mayor igual 13.80 gr/TM Au. Los cálculos del cut off fueron efectuados por el área de planeamiento.

Mineral marginal

Aquel mineral que cubre los gastos directos (incluyendo regalías) y parte de los indirectos, pero no así las amortizaciones, depreciaciones y gastos financieros.

Según los cálculos realizados por el área de planeamiento, para Chalhuané el mineral marginal es aquel cuyo valor está comprendido entre mayor igual a 10 gr/TM Au y 13.80 gr/TM Au.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIONES

4.1. Análisis de resultados

En el presente trabajo para la optimización de costos en sostenimiento por pernos helicoidales, primero realizamos la clasificación del macizo rocoso de la unidad minera Chalhuane, posterior a ello se realizó los beneficios del uso de pernos helicoidales y finalmente los costos que demando en su instalación en comparación al sostenimiento con cuadros de madera.

4.2. Cálculo de RQD

El cálculo de RQD, en función del número de fisuras por metro, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural en el área o zona de levantamiento geomecánico.

El RQD obtenido se calcula con la siguiente ecuación:

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

4.3. Clasificación del macizo rocoso en la unidad minera Chalhuane.

La clasificación del macizo rocoso, es una herramienta útil para describir y formar categorías de diferentes tipos de roca con el objeto de evaluar los requisitos de estabilidad y del sostenimiento en excavaciones subterráneas. Los sistemas de clasificaciones más comunes para las aplicaciones son el GSI modificado, el RMR.y la Q de Barton.

Actualmente en la unidad minera Chalhuane, se utiliza el índice geomecánico desarrollado por Bieniawski (1973), cuyo cálculo establece la evaluación masiva (RMR), basada en los siguientes parámetros:

- La resistencia uniaxial de la roca intacta.
- La designación de la calidad de la roca (RQD).
- Espaciamiento de discontinuidades.
- Condición de las discontinuidades.
- Condiciones de agua subterránea.

Los promedios son aplicados para cada parámetro basado en las condiciones de las que se encontró durante el mapeo. Una evaluación global es obtenida añadiendo los promedios individuales para cada uno de los cinco parámetros. La evaluación global esta entonces ajustada para dar explicación sobre orientación unida con relación a la excavación.

Con estos resultados determinamos el tipo de roca en una labor minera, y en función del puntaje acumulado en los diferentes ítems se aplica la tabla geomecánica desarrollado en la unidad minera Chalhuane, que se puede observar en la siguiente tabla.

Tabla 4.19: Principales sistemas de discontinuidades.

PROGRESIVA	PRINCIPALES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES			OBSERVACIONES
	Primer	Segundo	Tercer	
0+130	70 / 320	72 / 224	74 / 70	Roca regular
0+137	74 / 300	60 / 294	68 / 62	Roca regular
0+144	67 / 290	72 / 216	74 / 96	Roca regular
0+151	76 / 320	78 / 316	60 / 50	Roca regular
0+158	72 / 345	80 / 244	82 / 84	Roca regular
0+165	64 / 320	60 / 240	58 / 70	Roca regular

Fuente: Geomecánica – unidad minera Chalhuane.

Para el uso correcto de esta cartilla geomecánica se define los siguientes conceptos, los cuales son aplicables a todas las labores mineras según corresponda; labores de avance o labores de explotación (tajos, s/n), en las 04 vetas en operación en la unidad minera Chalhuane.

Tabla 4.20: Tipo de roca por progresiva

Nº	PROGRESIVA	RMR	SISTEMA Q	LONGITUD (m)	TIPO DE ROCA
01	0+130	52	0.40	130.00	IV
02	0+137	51	0.40	7.00	IV
03	0+144	52	0.40	11.00	IV
04	0+151	55	0.50	09.00	IV
05	0+158	54	0.50	11.00	IV
06	0+165	56	0.50	11.00	IV

Fuente: Geomecánica – unidad minera Chalhuane.

Sostenimiento según el tipo de roca

Ancho promedio. - Es el ancho de la labor recomendable para evitar inestabilidad en las labores mineras.

Autosoporte. - Es el tiempo que puede permanecer determinada labor sin el efecto requerido por parte de algún elemento de sostenimiento.

- Luz máxima de autosoporte horizontal “Span”. - Es la distancia horizontal existente entre el último elemento de sostenimiento instalado o natural y el tope de la labor.
- Luz máxima de autosoporte vertical “Span vertical”. - Es la distancia vertical existente entre el último elemento de sostenimiento instalado o natural y el tope de la labor.

Roca Tipo I. (RMR: 81-100)

En el caso de la roca tipo I, de calidad muy buena cuya característica principal es la presencia de roca muy dura con muy pocas discontinuidades, no requiere el uso de sostenimiento al menos durante un año en las labores de avance y 25 días en las labores de explotación, en cuanto se cumpla con el diseño del ancho y la altura de la labor mostrados en la cartilla geomecánica; luego del tiempo de autosoporte nominal se procederá a reevaluar la zonas correspondientes a las labores de avance, mientras que las labores de explotación pasan al siguiente corte a lo mucho en una semana, antes que se cumpla el tiempo de autosoporte nominal de 25 días.

Roca Tipo II. (RMR: 61-80)

Para la roca tipo II, de calidad buena, con presencia de roca dura, pocas discontinuidades y ligeramente alterada se tiene un tiempo de autosoporte entre 06 meses a un año para

labores de avance y de 04 días en las labores de explotación, luego de este tiempo se contempla la siguiente medida de control a nivel de sostenimiento.

a. Labores de avance:

- **Temporales:** Se usa Split set esporádicos de 05 pies de longitud.
- **Permanentes:** Se usa pernos helicoidales esporádicos de 05 pies de longitud.

b. Labores de explotación:

Se usa puntales de seguridad en zonas puntuales, donde a criterio del personal involucrado sea conveniente.

Roca Tipo IIIA. (RMR: 51-60)

Este tipo de roca de calidad regular se caracteriza por una dureza media de la roca con regular cantidad de discontinuidades y ligeramente alterada. El tiempo de autoaporte es de 01 a 03 meses para las labores de avance y de 02 días para las labores de explotación, se deberá de cumplir dicho tiempo de autoaporte.

a. Labores de avance:

- **Temporales:** Uso de Split set de 05 pies de longitud con distribución sistemática, espaciado de 1.5 m.
- **Permanentes:** Uso de pernos helicoidales de 07 pies de longitud con distribución sistemática, espaciado de 1.5 m.

b. Labores de explotación:

Se usa puntales de seguridad sistemáticos, espaciados a 1.5 m.

Tipo de roca IIIB. (RMR: 41-50)

De calidad regular se caracteriza por tener roca moderadamente suave, regular presencia de discontinuidades y ligeramente alterada. El sostenimiento dentro del tiempo de autosoporte establecido, sigue el mismo procedimiento que el tipo de roca IIIA, adicionándole el colocado de mallas electro soldadas, para las labores de avance, mientras que para las labores de explotación se reduce el espacio entre puntales de seguridad a 1.5 m de distancia.

Tipo de roca IV. (RMR: 21-40)

Este tipo corresponde a macizo rocoso de calidad mala y se mantendrá estable en las paredes de la excavación por un periodo de tiempo muy corto; en consecuencia, se requiere instalación inmediata de elementos de sostenimiento, tanto en los hastiales y bóveda de la siguiente manera:

a. Labores de avance: Uso de pernos helicoidales de 07 pies de longitud con distribución sistemática, espaciado de 1 m. y cuadros de madera distanciados a 1 m a 1.5 m

b. Labores de explotación: Cuadros de madera distanciados a 1 m a 1.5 m; es importante el uso de guarda cabeza conforme se avanza.

4.3.1. Dirección del avance de la excavación.

A continuación, se muestra DIPs de la cartilla geomecánica en una de las galerías principales en la veta El Viento, de esta manera se tienen usos de dicha cartilla en las diversas labores de la unidad minera Chalhuane, obteniendo de esta manera la zonificación del macizo rocoso.

Análisis cinemático de estabilidad - E-1.

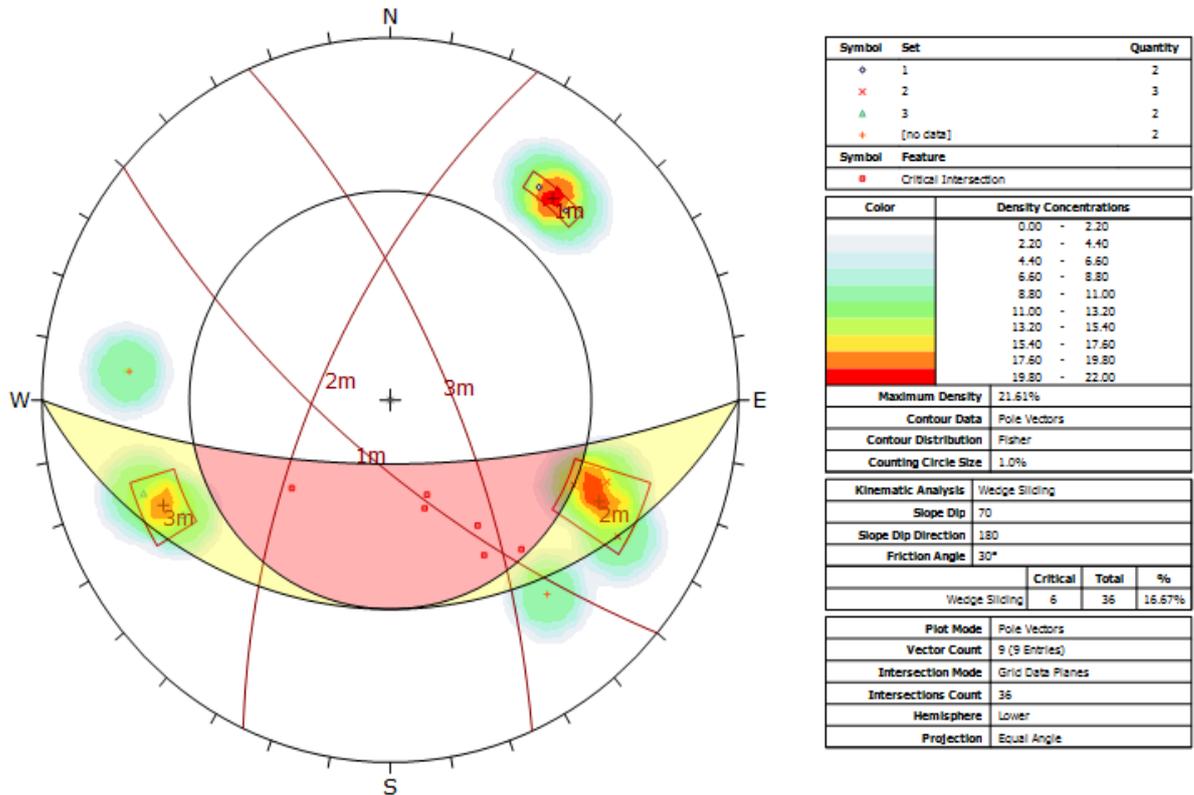


Figura 4.5: Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-1.

Fuente: Elaboración propia.

Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-1.

- Estación N° 1, el análisis determina que el buzamiento es de 70°, y cuya dirección de buzamiento es de 180° NE, ángulo de fricción de 30°, densidad máxima de inestabilidad 21.61 debido a los hastiales.
- De las tres familias de discontinuidades existe un 17% de probabilidad de ruptura por cuña de la familia de discontinuidades, esto debido a las concentraciones de polos.

Análisis cinemático de estabilidad - E-2.

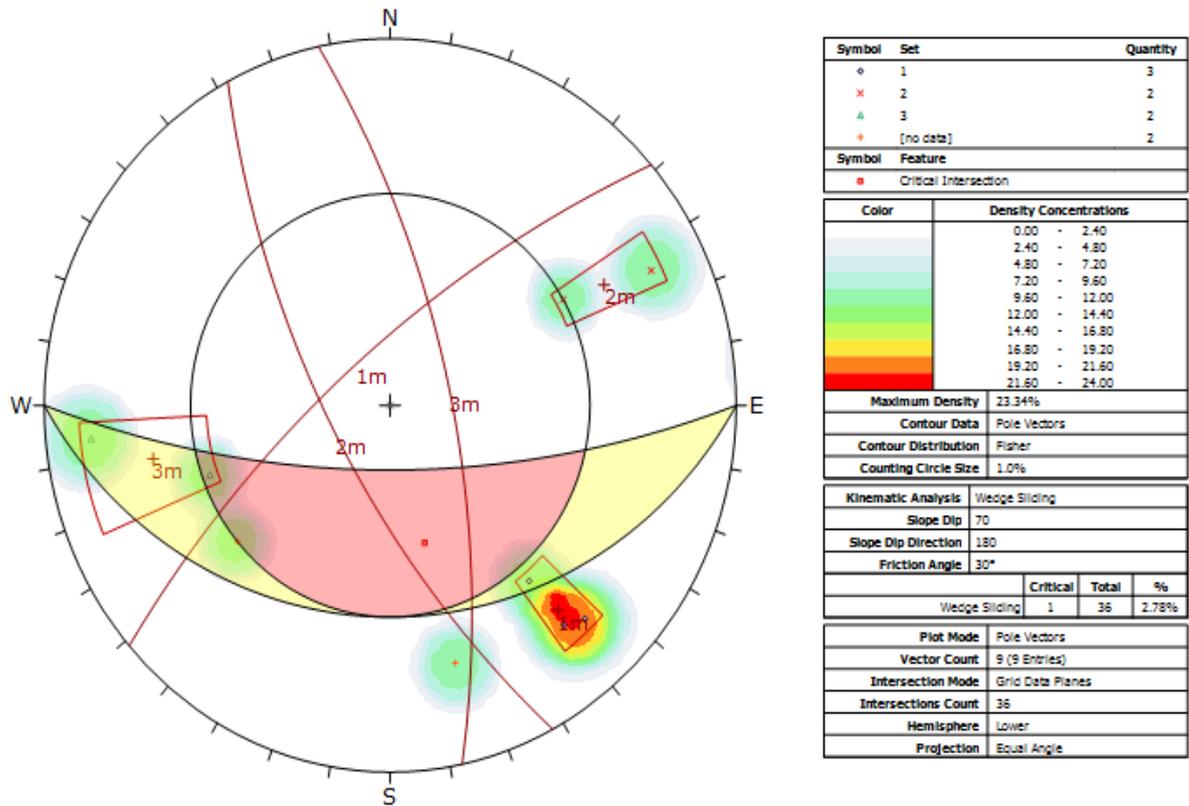


Figura 4.6: Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-2.

Fuente: Elaboración propia.

Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-2.

- Estación N° 2, el análisis determina que el buzamiento es de 70°, y cuya dirección de buzamiento es de 180° NE, ángulo de fricción de 30°, densidad máxima de inestabilidad 23.34 debido a los hastiales.
- De las tres familias de discontinuidades existe un 3% de probabilidad de ruptura por cuña de la familia de discontinuidades, esto debido a las concentraciones de polos.

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI										ESTACION							
										1		# Fract/m	RQD (%)				
Nombre del Proyecto: GALERIA PRINCIPAL										Litología: GRANODIORITA		1	100				
Nivel: 1614										Altura litostatica (h): 1614		2	98				
Labor: GALERIA										Rc/Sv		3	96				
Ejecutado por: CRISTHIAN JESUS QUISPE MOLLISACA												4	94				
Fecha: Nov. 2018												5	91				
												6	88				
												7	84				
												8	81				
SISTEMA RMR												9	77				
PARÁMETROS										RANGO		VALOR	10	74			
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)										>250 (15)	100-250 (12) X	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	7	11	70
RQD (%)										80-100 (20)	75-90 (17) X	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	13	12	66
Espaciamiento de discontinuidades (cm)										>2m (20)	0.6-2 m (15)	0.2-0.6m (10)	0.06-0.2m (8) X	< 0.06m (5)	5	5	63
CONDICION DE DISCONTINUIDADES														14	59		
Familia	Buz.	/D. Buz	f/m	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1) X	> 20 m (0)	1	15	56					
				Abertura	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1) X	> 5 mm (0)	1	16	53					
				Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3) X	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	3	17	49					
				Relleno	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duros < 5mm (2) X	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	2	18	46					
				Alteración	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2) X	Descompuesta (0)	2	19	43					
Agua subterránea										Seco (15)	Humedo (10)	Húmedo (7)	Gotoso (4)	Flojo (0)	4	20	41
Orientación												Buzamiento 0°-20° independent e del rumbo		-5	21	38	
														22	35		
														23	33		
														24	31		
										> (20)	RMR₈₉ (Basico) =				37	25	29
										> (20)	RMR₈₉ (Corregido) =				32	26	27
Condiciones secas										>Secas (20)	RMR₈₉ (Condiciones Secas)=				37	27	25
JRC (BARTON BANDIS)	6	RMR		100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0			28	23					
DESCRIPCION				I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA			29	21					

Figura 4.7: Mapeo geomecánico RMR, Q y GSI. E-1.

Fuente: Elaboración propia.

Para la aplicación del formato de mapeo geomecánico en la estación N° 1, se ingresó datos de acuerdo a las siguientes tablas: la Tabla 2.1, correspondiente al índice de calidad de la roca, a la Tabla 2.2, correspondiente a la valorización del cálculo del RQD, a la Tabla 2.3, correspondiente a la valorización de túneles y labores mineras, a la Tabla 2.4, correspondiente a la calidad el macizo rocoso con relación al índice RMR, según la Tabla 2.5, que es la guía para la excavación y soporte en túneles, indica que la clasificación de la roca es de un RMR IV, clasificada como roca mala, ya que el RMR es 37, en la que se indica que el sostenimiento adecuado es de pernos de 3 metros de longitud, 1 a 1.3 metros en la corona y hastiales, finalmente de acuerdo a la Tabla 2.6 y 2.7, determinamos que el ajuste de la roca es regular, dando como resultado un RMR corregido de 32 y según la Tabla 2.8, que corresponde a los valores de ESR, obteniendo un ESR de 2.

SISTEMA DE CLASIFICACION Q											
PARAMEROS								RANGO		VALOR	
RQD %		RQD						7 %		74	
Número de discontinuidades		Jn						3D		9	
Número de rugosidad		Jr						Ligeramente rugosas		2	
Número de alteración		Ja						Ligeramente alterado		2	
Número de agua subterránea		Jw						fluencia grande		0.33	
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)		SRF						Presion de flujo suave		5	
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF)$									Q =	0.40	
$Q' = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a)$									Q' =	N	
RMR = 9 Ln Q + 44											
RMR' = 9 Ln Q' + 44											
Q	1000-400	400-100	100-40	40-10	10-4,0	4-1,0	1-0,1	0,1-0,01	0,01-0,001		
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXTREMENADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	EXTREMENADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE POBRE	IV M	
INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA						$GSI = RMR'_{89} - 5$				53	
TABLA GEOMECAÁNICA (GSI),											
								VALORES		SIMBOLO	
								GSI	RMR	Q	GSI
								32	37-IVM	0.40	F/R

Figura 4.8: Clasificación del sistema Q de Barton Y GSI, E-1.

Fuente: Elaboración propia.

Para la clasificación del sistema Q de Barton y GSI en la estación N° 1, se ingresó datos de acuerdo a la Tabla 2.10, correspondiente al número de familias de diaclasas (Jn), a la Tabla 2.11, correspondiente al índice de rugosidad de las diaclasas (Jr), a la Tabla 2.12, correspondiente al coeficiente reductor por la presencia de agua (Jw), a la Tabla 2.13, correspondiente al índice de alteración de las discontinuidades (Ja), a la Tabla 2.14, correspondiente a las condiciones tensionales S.R.F., todos los datos ingresados dan como resultado que el índice de calidad Q es de 0.4, que corresponde a un tipo de roca muy mala, de acuerdo a la Tabla 2.15, correspondiente a la clasificación de Barton de los macizos rocoso, además según la Tabla 2.16, correspondiente al sostenimiento recomendado indica que la longitud de los pernos helicoidales adecuado es de 3 metros, con pernos sistematizados de 1 a 1.3 metros.

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI										ESTACION								
										2								
Nombre del Proyecto: GALERIA PRINCIPAL										Litología	GRANODIORITA							
Nivel: 1614										Altura litostatica (h)	1614							
Labor: GALERIA										Rc/ Sv								
Ejecutado por: CRISTHIAN JESUS QUISPE MOLLISACA																		
Fecha: Nov. 2018																		
SISTEMA RMR																		
PARÁMETROS										VALOR	RANGO	VALOR						
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)										>250 (15)	100-250 (12) X	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	7	11	70	
RQD (%)										90-100 (20)	75-90 (17) X	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	13	12	66	
Espaciamento de discontinuidades (cm)										>2m (20)	0.6-2 m (15)	0.2-0.6m (10)	0.06-0.2m (8) X	< 0.06m (5)	5	13	63	
CONDICION DE DISCONTINUIDADES																		
Familia	Buz.	/D. Buz	f/m	Persistencia	<1m long. (6)	1-3m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1) X	> 20 m (0)	1	15	56						
				Abertura	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1) X	> 5 mm (0)	1	16	53						
				Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3) X	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	3	17	49						
				Relleno	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro- 5mm (2) X	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	2	18	46						
				Alteración	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2) X	Descompuesta (0)	0	19	43						
Agua subterránea										Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Coleo (4)	Flojo (0)	4	20	41	
Orientación																		
										Rumbo perpendicular al eje de la excavación Dirección con el buzamiento Dirección contra el buzamiento Rumbo paralelo al eje de la excavación								
										Bz Bz Bz Bz Bz Bz 45°-90° 20°-45° 45°-90° 20°-45° 45°-90° 20°-45° Muy Desfavorable Favorable Regular Desfavorable Muy Desfavorable Regular Desfavorable								
										> (20)	RMR ₈₉ (Basico) =		36	25	29			
										> (20)	RMR ₈₉ (Corregido) =		31	26	27			
Condiciones secas										>Secas (20)	RMR ₈₉ (Condiciones Secas)=		36	27	25			
JRC (BARTON BANDIS)	6	RMR		100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0			28	23						
										DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA		29	21

Figura 4.9: Mapeo geomecánico RMR, Q y GSI. E-2.

Fuente: Elaboración propia.

Para la aplicación del formato de mapeo geomecánico en la estación N° 2, se ingresó datos de acuerdo a las siguientes tablas: la Tabla 2.1, correspondiente al índice de calidad de la roca, a la Tabla 2.2, correspondiente a la valorización del cálculo del RQD, a la Tabla 2.3, correspondiente a la valorización de túneles y labores mineras, a la Tabla 2.4, correspondiente a la calidad el macizo rocoso con relación al índice RMR, según la Tabla 2.5, que es la guía para la excavación y soporte en túneles, indica que la clasificación de la roca es de un RMR IV, clasificada como roca mala, ya que el RMR es 36, en la que se indica que el sostenimiento adecuado es de pernos de 3 metros de longitud, 1 a 1.3 metros en la corona y hastiales, finalmente de acuerdo a la Tabla 2.6 y 2.7, se determinó que el ajuste de la roca es regular, dando como resultado un RMR corregido de 31 y según la Tabla 2.8, que corresponde a los valores de ESR, obteniendo un ESR de 2.

SISTEMA DE CLASIFICACION Q										
PARAMEROS							RANGO		VALOR	
RQD %	RQD						7	%	74	
Número de discontinuidades	Jn						3D	9		
Número de rugosidad	Jr						Ligeramente rugosas		2	
Número de alteración	Ja						Ligeramente alterado		2	
Número de agua subterránea	Jw						fluencia grande		0.33	
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	SRF						Presion de flujo suave		5	
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF)$							Q =		0.50	
$Q' = (RQD/J_a) \times (J_r / J_a)$							N		Q' =	
RMR = 9 Ln Q + 44										
RMR' = 9 Ln Q' + 44										
Q	1000-400	400-100	100-40	40-10	10-4,0	4-1,0	1-0,1	0,1-0,01	0,01-0,001	IV M
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXTREMENADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	EXTREMENADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE POBRE	
INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA							$GSI = RMR'_{89} - 5$		53	
TABLA GEOMECÁNICA (GSI),							VALORES			SIMBOLO
							GSI	RMR	Q	GSI
							31	36-IVM	0.50	F/R

Figura 4.10: Clasificación del sistema Q de Barton Y GSI, E-2.

Fuente: Elaboración propia.

Para la clasificación del sistema Q de Barton y GSI en la estación N° 2, se ingresó datos de acuerdo a la Tabla 2.10, correspondiente al número de familias de diaclasas (Jn), a la Tabla 2.11, correspondiente al índice de rugosidad de las diaclasas (Jr), a la Tabla 2.12, correspondiente al coeficiente reductor por la presencia de agua (Jw), a la Tabla 2.13, correspondiente al índice de alteración de las discontinuidades (Ja), a la Tabla 2.14, correspondiente a las condiciones tensionales S.R.F., todos los datos ingresados dan como resultado que el índice de calidad Q es de 0,5, clasificada de muy mala, de acuerdo a la Tabla 2.15, correspondiente a la clasificación de Barton de los macizos rocoso, además según la Tabla 2.16, correspondiente al sostenimiento recomendado indica que la longitud de los pernos helicoidales adecuado es de 3 metros, con pernos sistematizados de 1 a 1.3 metros.

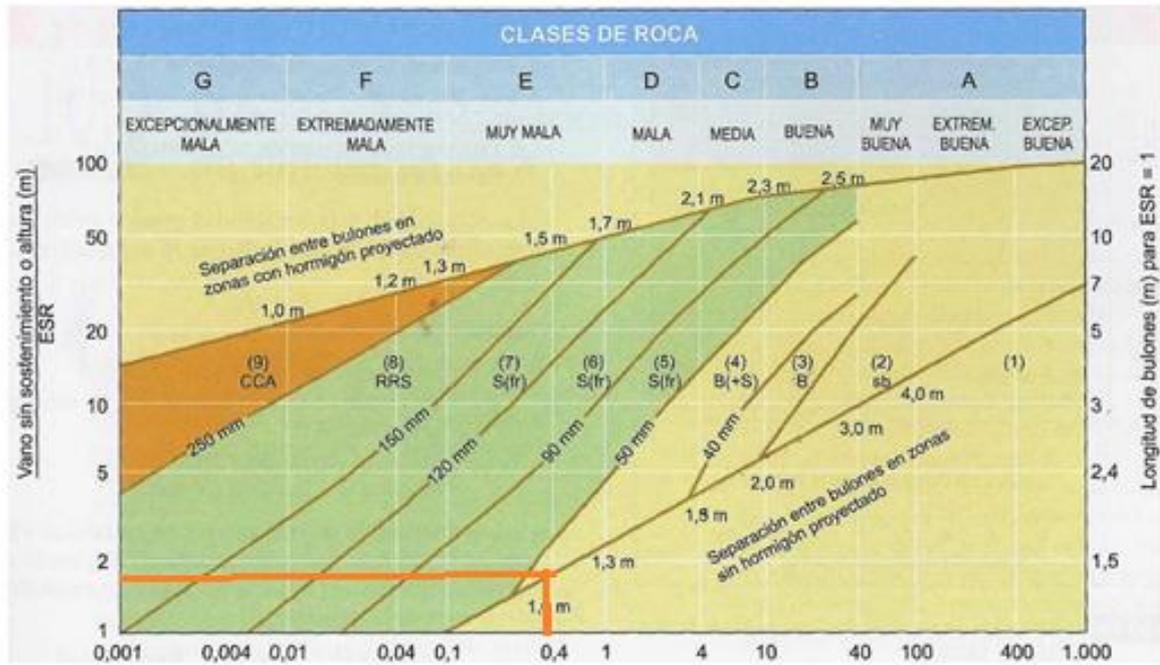


Figura 4.11: Análisis de proyecciones estereográfica y diseño de sostenimiento E-1.

Fuente: (Barton, 1992).

- El diseño de sostenimiento para la estación N° 1, referido de acuerdo al diámetro equivalente en donde el cociente entre la altura ó ancho de excavación y la relación de sostenimiento de la excavación ESR para el caso (h= 3m), dando el primer dato para relacionar con el índice Q, para el caso es de 0.40, para determinar el tipo de sostenimiento de la intercepción en la Figura 2.16, de estimación de categorías de sostenimiento basadas en el índice Q de calidad es igual a B+(S) correspondiendo al tipo de roca muy mala.
- Tipo de terreno (Tipo IV RMR), Q = 0.40, con un RMR corregido = 33.
- Sostenimiento, pernos de anclaje repartido con un diámetro de 20 mm, bulones locales en coronas de 3 m de longitud, espaciados 1m y hormigón proyectado de 4 a 10 cm de espesor.

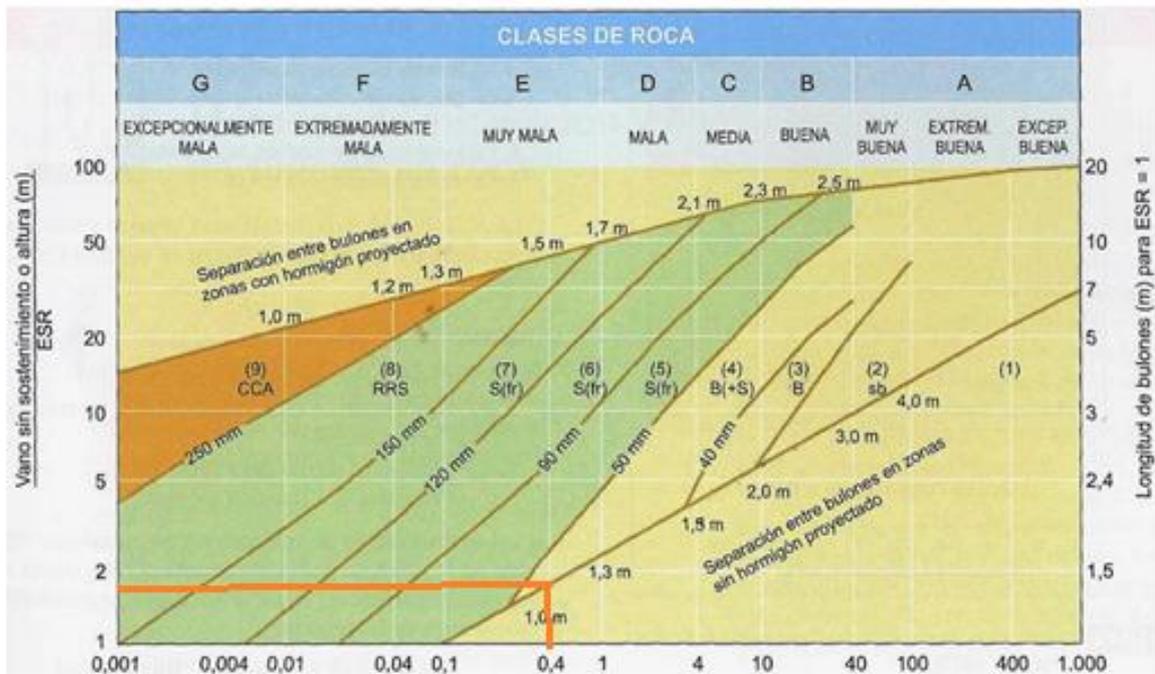


Figura 4.12: Análisis de proyecciones estereográfica y diseño de sostenimiento E-2.

Fuente: (Barton, 1992).

- El diseño de sostenimiento para la estación N° 2, referido de acuerdo al diámetro equivalente en donde el cociente entre la altura ó ancho de excavación y la relación de sostenimiento de la excavación ESR para el caso ($h= 3m$), dando el primer dato para relacionar con el índice Q, para el caso es de 0.50, para determinar el tipo de sostenimiento de la intercepción en la Figura 2.16 de estimación de categorías de sostenimiento basadas en el índice Q de calidad es igual a B+(S) correspondiendo al tipo de roca muy mala.
- Tipo de terreno (Tipo IVMR), $Q = 0.40$, con un RMR corregido = 33.
- Sostenimiento, pernos de anclaje repartido con un diámetro de 20 mm, bulones locales en coronas de 3 m de longitud, espaciados 1m y hormigón proyectado de 4 a 10 cm de espesor.

Interpretación del análisis de la roca respecto a la resistencia – E-1

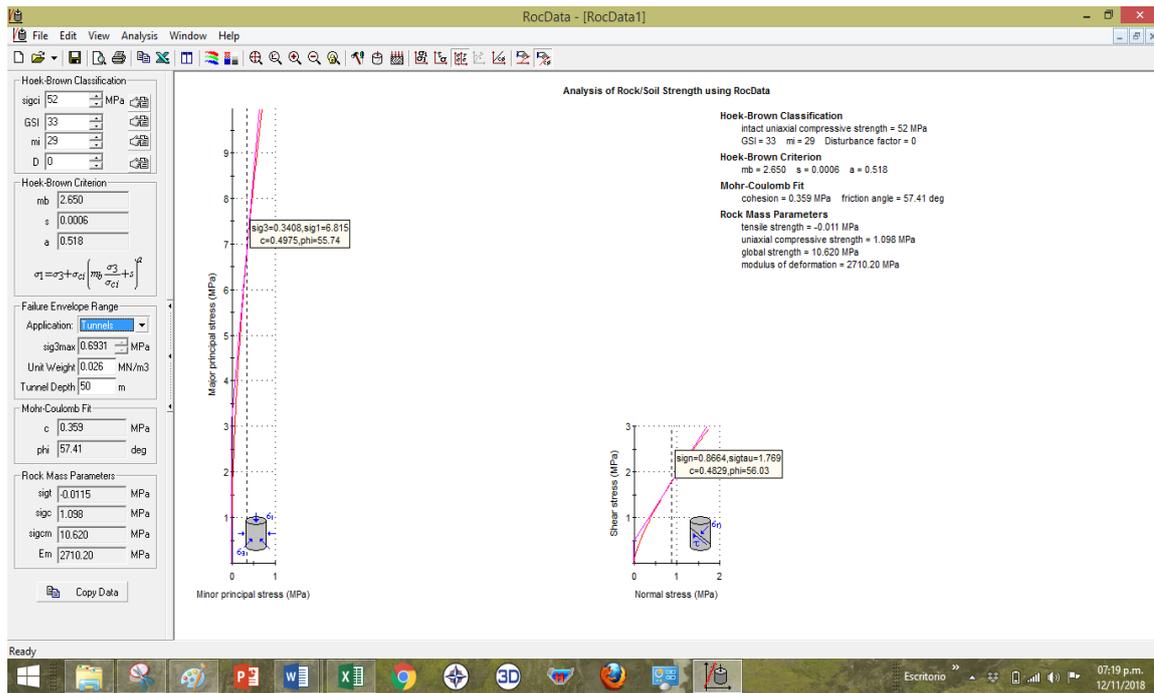


Figura 4.13: Curva de deformación para roca granodiorita E-1

Fuente: Elaboración propia.

Resistencia	GSI	mi	D	mb	s	a	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción
52	33	29	0	2.65	0.0006	0.518	0.359	57.41

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo menor = 0.2645Mpa y esfuerzo mayor = 5.083Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo menor = 0.2645Mpa y esfuerzo mayor = 4.809Mpa

Interpretación del análisis de esfuerzo cortante – esfuerzo normal

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo normal = 0.824Mpa y esfuerzo cortante = 1.546Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo normal = 0.824Mpa y esfuerzo cortante = 1.494Mpa

Interpretación del análisis de la roca respecto a la resistencia – E-2

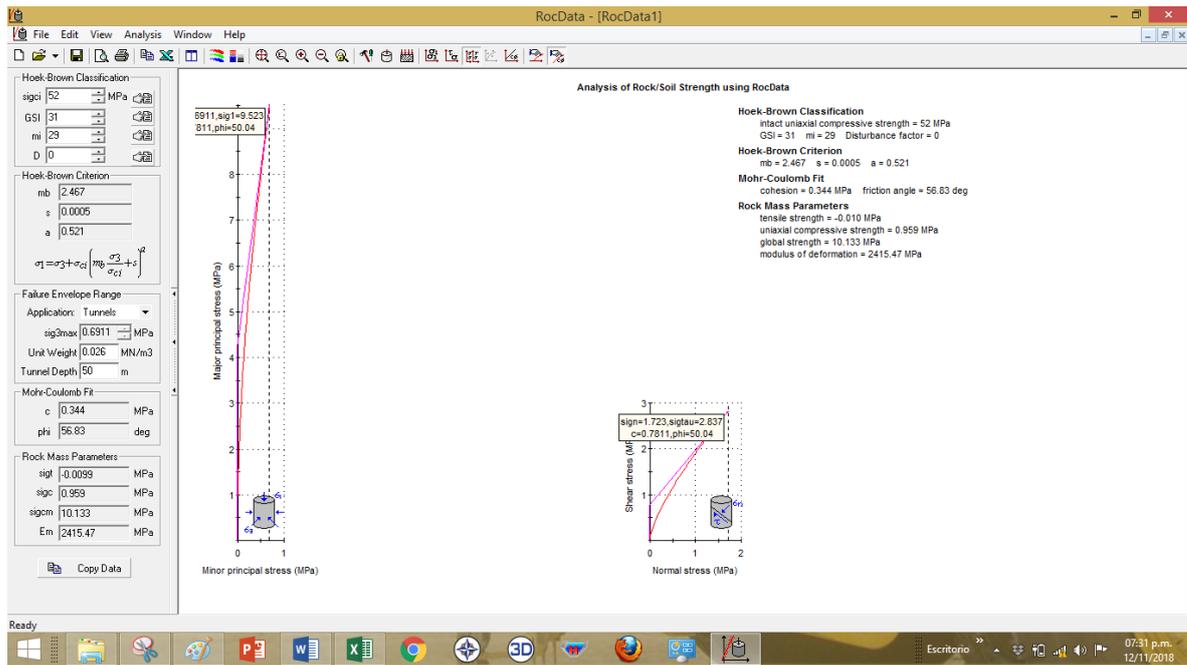


Figura 4.14: Curva de deformación para roca granodiorita E-2.

Fuente: Elaboración propia.

Resistencia	GSI	mi	D	mb	s	a	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción
52	31	29	0	2.46	0.0005	0.521	0.344	56.83

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo menor = 0.3406Mpa y esfuerzo mayor = 6.496Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo menor = 0.3406Mpa y Esfuerzo mayor = 6.148Mpa

Interpretación del análisis de esfuerzo cortante – esfuerzo normal

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo normal = 0.8563Mpa y esfuerzo cortante = 1.706Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo normal = 0.8563Mpa y esfuerzo cortante = 1.654Mpa

4.3.2. Sostenimiento en la unidad minera Chalhuane

Sostenimiento en cortadas y galerías. Son labores horizontales de 2.5 m x 3 metros de sección realizadas principalmente con fines exploratorios, para dar accesos y servicios a las zonas de trabajo. El sostenimiento se realiza de acuerdo a las características geomecánicas de la labor, los principales elementos de sostenimiento son: la madera, pernos helicoidales y pernos helicoidales con malla.

Sostenimiento en chimeneas: Son labores verticales y/o inclinadas de doble compartimiento de 2.4 m x 1.2 m de sección y de chimeneas simples de 1.2 m x 1.2 m. de sección. El sostenimiento se realiza de acuerdo a las características geomecánicas de la labor, como principal elemento de sostenimiento usamos cuadros de madera y puntales de avance y las chimeneas de doble compartimiento son forradas con tablas para separar el camino del echadero de mineral y/o desmonte.

Sostenimiento en subniveles. Son labores horizontales de 1.2 m x 1.8 m de sección, realizadas durante la etapa de preparación a partir de una chimenea sobre el nivel principal y sirven para delimitar el inicio del área de explotación. Generalmente por las dimensiones de la sección, no se efectúa sostenimiento; en caso requiera, de acuerdo a las características geomecánicas de la labor, se utilizará cuadros de madera y/o puntales.

4.4. Contrastación de hipótesis N° 1

La hipótesis N° 1, que es la evaluación del sistema de sostenimiento con madera se determinará los beneficios del sistema de sostenimiento con pernos helicoidales en labores de explotación de la unidad minera Chalhuane, empresa Soledad S.A.C.

Según los resultados del presente estudio de investigación los beneficios que se tendrán son la reducción del ciclo de minado para el sostenimiento con pernos helicoidales,

además de ellos los costos de transporte disminuirán en 80 minutos debido a que la colocación de cuadros de madera requiere más tiempo, asimismo se realizó la comparación de eficiencia y productividad con sostenimiento de pernos helicoidales y cuadros de madera, indicando que el rendimiento por horas hombre se incrementaba con los pernos helicoidales.

4.4.1. Beneficios del sostenimiento con pernos helicoidales

El tipo de sostenimiento aplicado en las labores de avance unidad minera Chahuane. son cuadros de madera, puntales de seguridad, el departamento de geología en base al índice GSI (modificado), corroborando los resultados de la valoración del tipo de roca con los sistemas de clasificación RMR y el índice Q de estos resultados, dispuso proceder a elegir los tipos de sostenimiento para las labores de explotación de los cuales son los siguientes: Cuadros de madera, pernos helicoidales cementados.

En el estudio analizamos a la influencia del uso de cuadros de madera y los pernos helicoidales en el sostenimiento, evaluando la eficiencia, productividad y costo de avance en las galerías de la empresa Soledad S.A.C., que, en base a los parámetros de estudio realizado, se reemplazó del tipo de sostenimiento convencional al sistema mecanizado, en labores de explotación de un spam vertical de 3 m.

El estudio se refiere la galería 202 E, que anteriormente se realizaba la explotación con un sostenimiento con cuadros de madera y que actualmente se realiza la explotación con pernos helicoidales cementados como sistema de sostenimiento, en este estudio analizamos los beneficios que obtiene la empresa Soledad S.A.C al realizar este cambio en el sistema de sostenimiento.

En la galería, la zona mineralizada tiene un ancho promedio de 2.4 metros y tiene un valor promedio de RMR 32, basándose en esta clasificación en un inicio, la explotación se realizó con cuadros de madera obteniendo alto costo de explotación y una baja eficiencia y avance, en conclusión el rendimiento del tajo era relativamente más bajo, hasta que se decidió utilizar el sistema de sostenimiento mecanizado con pernos helicoidales cementados, haciéndose más productivo por la disminución de tiempo, y su eficiencia en TM/hora, incrementó significativamente y el costo de instalación es relativamente bajo.

4.4.2. Ciclo de minado

En este caso el ciclo de minado es similar al ciclo de minado del sistema convencional con algunas variantes.

En el siguiente cuadro se observa los tiempos promedio de ciclo de minado con pernos helicoidales en las labores de avance en la unidad minera Chalhuane.

Tabla 4.21: Tiempo de minado con sostenimiento convencional.

Descripción	Incidencia	Tiempo (minuto)	Tiempo (hora)
Perforación	22.74%	108	1.80
Limpieza	18.95%	90	1.50
Voladura	7.37%	35	0.58
Ventilación	6.32%	30	0.50
Desatado	1.47%	7	0.12
Traslado de madera	7.37%	35	0.58
Sostenimiento	35.79%	170	2.83
Tiempo total	100.00%	475	7.55

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4.22: Tiempo de minado con sostenimiento de pernos helicoidales

Descripción	Incidencia	Tiempo (minuto)	Tiempo (hora)
Perforación	27.34%	108	1.80
Limpieza	22.78%	90	1.50
Voladura	8.86%	35	0.58
Ventilación	7.59%	30	0.50
Desatado	1.77%	7	0.12
Traslado de pernos	6.33%	25	0.42
Sostenimiento	25.32%	100	1.67
Tiempo total	100.00%	395	6.35

Fuente: Elaboración propia

Cabe indicar que se está evaluando la factibilidad del uso de pernos helicoidales en la unidad minera Chalhuane de 3 metros de longitud y 20 mm de diámetro, por ese motivo se observa que es más alto el consumo de pernos helicoidales de 10 pies esto principalmente por la sección de las labores y porque generalmente la longitud del barreno utilizado es de 6 pies.

Costo de compra de elementos de sostenimiento mecanizado.

El costo de flete es de 0.20 S/. por kilogramo de carga, y siendo que el peso de un juego de pernos helicoidales y arandela es de 2.35 kg, lo cual hace que el flete sea relativamente más económico que transportar un puntal de eucalipto.

El peso de los pernos helicoidales es menor a dos kilogramos y medio, esto es beneficioso porque ayuda a transportar este elemento en mayores cantidades. Como dato indica el jefe de almacén general de la minera Chalhuane, que aprovechan para transportar los pernos helicoidales junto con otros cargamentos que se transporta a la mina, más no es así con el caso de los puntales de madera, se tenían que hacer hasta 7 viajes en un mes de este elemento de sostenimiento (puntales de madera), esto además de encarecer el costo de explotación también es dificultoso el transporte.

4.4.3. Costos en transporte

Se presenta el consumo de puntales de eucalipto, que se destina para el sostenimiento de labores de explotación, preparación, de los cuales los puntales de 4 -5 pulgadas y puntales de 6-7 pulgadas de diámetro son los que se utilizan en las labores de avance, en su mayoría el consumo de cuadros de madera de eucalipto de las labores de avance de la unidad minera Chalhuane, son los de 6 -7 pulgadas de diámetro, el consumo de madera se mantiene constante.

El precio de transporte encarece el precio de compra del cuadro de eucalipto. y de acuerdo a los estándares que maneja la mina se tiene que un puntal de 4-5 pulgadas de diámetro pesa un promedio de 50.35 kg, el transporte de un puntal de cada uno de estos diámetros es de S/.7.50 nuevos soles respectivamente por puntal. Los costos son elevados en comparación con el perno helicoidal, los cuales tienen un peso de 2.35 kg. por juego, al incluir estos precios de elementos de sostenimientos en los cálculos de costos de explotación, se tiene una diferencia en el costo de explotación al utilizar el sostenimiento con madera resultando elevados costos de explotación.

Comparación de costos pernos helicoidales y madera incluido el flete

En el cuadro se muestra como inciden los costos de transporte en el precio de ambos elementos de sostenimiento, y se ve que el costo más alto es el de los puntales de 6 – 7 pulgadas de diámetro, y los pernos helicoidales de 3 metros. esto indica que el sostenimiento mecanizado es rentable en comparación con el sistema convencional

Tabla 4.23: Costo de transporte.

Descripción / Costo	Costo (US\$)
Perno helicoidal de 10' y flete	3.00
Puntal de 4 – 5" de diámetro y flete	10.30
Puntal de 6 – 7" de diámetro y flete	11.50

Fuente: Elaboración propia.

En este cuadro se ilustra más detalladamente como varían los precios de los elementos de sostenimiento incluyendo el transporte. Este precio más el transporte en los puntales de eucalipto es muy alto en comparación con solo el precio de puntal, en los precios también están incluidos

Con respecto a la eficiencia y productividad de las labores de explotación, se realizó un estudio de tiempo a las labores donde se realizaron el reemplazo de tipo de sostenimiento de convencional a mecanizado, estos datos se tomaron de la galería El Viento, en esta galería se realizó el cambio del tipo de sostenimiento, donde dio buenos resultados y se incrementó el tonelaje de extracción en un 10 %, y se aceleró la velocidad del ciclo de minado haciéndose más rápido la velocidad del corte del tajo, en la actualidad se puede realizar hasta tres cortes en la galería

El avance de la galería se calculó mediante los reportes mensuales de mina donde indica las tareas empleadas en el mes y el tonelaje extraído del tajo, de los cuales se extrae las toneladas métricas/ hombre – guardia (TM / h – g), que es el indicador de la productividad.

En el siguiente cuadro se muestra la eficiencia y la productividad de las labores de explotación de la unidad minera Chalhuane.

Tabla 4.24: Eficiencia y productividad de sostenimiento

Fecha	Sostenimiento	Eficiencia (TM/h)	Producción (TM / h – g)
Mayo	Madera	2,75	4,35
Junio	Madera	2.95	4,65
Julio	Madera	2,85	4,95
Agosto	Pernos helicoidales	3,15	6,55
Septiembre	Pernos helicoidales	3,20	6,75
Octubre	Pernos helicoidales	3.42	6,25
Promedio	Madera	2,80	4,51
Promedio	Pernos helicoidales	3,31	6,35

Fuente: Unidad minera Chalhuane.

Se observa que los rendimientos de sostenimiento convencional con madera es 2.80 TM/h, relativamente más bajo que cuando se usa el sostenimiento con pernos helicoidales, que es de 3,31 TM/h y también de acuerdo a la productividad en el caso del sostenimiento con madera es de 4.51 TM/hombre-guardia, en comparación con el sostenimiento con pernos helicoidales, la productividad es de 6.35 TM/ hombre – guardia,

que es considerablemente más alto que la productividad del tajo cuando se aplica el sostenimiento convencional con cuadros de madera.

4.5. Contrastación de hipótesis N° 2

Al conocer los costos con pernos helicoidales se optimizará los costos en sostenimiento en labores principales de extracción de minerales en la unidad minera Chalhuané de la empresa minera Soledad S.A.C. – Arequipa.

Según los datos obtenidos en el presente estudio el costo de explotación con pernos helicoidales será menor a los costos que se tienen con el sostenimiento con cuadros de madera, estos costos según los resultados serán menores en 2.28 US\$/TM.

4.5.1. Costo de sostenimiento con pernos helicoidales.

Datos:

Sostenimiento con pernos helicoidales.

Lugar de trabajo: galería 202 E - mina Chalhuané.

Inversión:

Los costos de adquisición son de:

Tabla 4.25: Costo de adquisición.

Longitudes del perno helicoidal	Costo unitario (US\$)
Perno helicoidal de 7 pies	5.6
Perno helicoidal de 10 pies	6.1

Fuente: Elaboración propia.

Con relación al costo de explotación, de las labores de explotación de la unidad minera Chalhuane, se presenta los cálculos para un costo de explotación con sostenimiento con cuadros de madera, y un costo de explotación con sostenimiento con pernos helicoidales, para un periodo de tiempo de un mes, con un tonelaje de explotación de 550.0 TM. por mes, para ambos casos.

Para esto se realizó los cálculos tomando los datos en la galería el Viento, que es la labor típica donde se realizó este tipo de cambios en el sistema de sostenimiento.

Tabla 4.26: Costo de explotación de sostenimiento con pernos helicoidales.

Ítem	Costos directos	Costo	Unidad
1	Costo de perforación y voladura	6,15	US\$/TM
2	Costo de sostenimiento	5,65	US\$/TM
3	Costo de limpieza	2,05	US\$/TM
4	Costo de relleno	1,90	US\$/TM
5	Costo servicios mina	2,50	US\$/TM
	Costos directos	18,25	US\$/TM
1	Imprevistos (5%)	0.91	US\$/TM
2	Gastos Generales (5%)	0.91	US\$/TM
	Costos indirectos	1.74	US\$/TM
	Costo total	20.07	US\$/TM

Fuente: Unidad minera Chalhuane.

Tabla 4.27: Costo de explotación de sostenimiento con madera.

Ítem	Costos directos	Costo	Unidad
1	Costo de perforación y voladura	6,15	US\$/TM
2	Costo de sostenimiento	7,68	US\$/TM
3	Costo de limpieza	2,10	US\$/TM
4	Costo de relleno	1,90	US\$/TM
5	Costo servicios mina	2,50	US\$/TM
Costo directo		20,33	US\$/TM
1	Imprevistos (5%)	1,01	US\$/TM
2	Gastos Generales (5%)	1,01	US\$/TM
Costos indirectos		2,02	US\$/TM
Costo total		22,35	US\$/TM

Fuente: Unidad minera Chalhuané.

Con el sostenimiento de cuadros de madera y puntales, en las labores de explotación utiliza un costo de 22,35 US\$/TM y con el sistema de pernos helicoidales utiliza un costo de 20,07 US\$/TM de mineral, cuya diferencia es de 2,28 US\$/TM de mineral explotado.

4.6. Optimización de costos

Al reducir el costo de sostenimiento en la unidad minera Chalhuané en 2,28 US\$/TM, para una mina que extrae de las galerías un promedio de 3360 TM por mes, se tendrá un ahorro 91 930.00 US\$ por año debido a la optimización del sostenimiento en las galerías de la unidad minera.

Tabla 4.28: Optimización de costos anual.

Galería	Costo	TM	Costo Anual
Anterior	22,35 US\$/TM	3360 TM	901 152.00 US\$
Optimizado	20.07 US\$/TM	3360 TM	809 222.00 US\$
Ahorro	2.28 US\$/TM	3360 TM	91 930.00 US\$

Fuente: Elaboración propia.

El costo de sostenimiento se reduce debido a que, en el sostenimiento con pernos helicoidales, el rendimiento de instalación y/o perforación de los taladros para la colocación de pernos helicoidales es más práctico que la instalación tediosa de cuadros de madera.

Para incrementar esta reducción de los costos operativos de mina o continuar con su reducción, se debe continuar con la optimización, modernización y capacitación de las operaciones de perforación y voladura, supervisada bajo un seguimiento y control operativo, que reflejen el cumplimiento de los procedimientos adecuados de trabajo en cada operación unitaria de minado.

4.7. Reducción del cash cost total

Del mismo modo el cash cost total de toda la compañía minera se reduce al haber reducir el costo unitario de mina como se detalla en la siguiente tabla de cálculo del cash total de la unidad minera.

Tabla 4.29: Cálculo margen operativo y evaluación de cash cost.

Cálculo margen operativo y evaluación de cash cost.			
ITEM	Unidad	Pre Test	Post Test
Producción mineral	TM	43,200.00	43,200.00
Producción desmonte	TM	40,320.00	40,320.00
Ley Au	gr/TM	14.53	14.53
Rec. metalúrgica Au	%	77.00	77.00
Producción Oz	oz	8,524.42	8,524.42
S.R.		0.74	0.74
Producción Oz	oz	8,524.42	8,524.42
precio Au	US\$/oz	1,200.00	1,200.00
Ventas	US\$	10,229,300.41	10,229,300.41
Comercialización	US\$	458,515.50	458,515.50
Mineral		965,520.00	965,520.00
Desmonte		901,152.00	809,222.40
Mina	US\$	1,866,672.00	1,774,742.40
Proceso metalúrgico	US\$	1,586,671.20	1,586,671.20
Indirectos	US\$	560,001.60	560,001.60
Costos	US\$	4,471,860.30	4,379,930.70
Cash cost	US\$/oz	524.59	513.81
Utilidad bruta	US\$	5,757,440.11	5,849,369.71
Margen de utilidad bruta	%	56.28	57.18

Fuente: Elaboración propia.

Se puede apreciar que el cash total de la unidad minera se reduce de 524.59 US\$/oz a 513.81 US\$/oz debido a la reducción de los costos en sostenimiento con pernos helicoidales, se tendrá un ahorro 91 930.00 US\$ por año.

4.8. Discusión de resultados

La unidad minera Chalhuane. con el sostenimiento de cuadros de madera y puntales, en las labores de explotación utiliza un costo total de 22,35 US\$/TM y con el sistema de pernos helicoidales utiliza un costo total de 20,07 US\$/TM de mineral, cuya diferencia es de 2,28 US\$/TM de mineral explotado, al reducir el costo de sostenimiento en la unidad minera Chalhuane en la que se extrae de las galerías un promedio de 3360 TM por mes, se tendrá un ahorro 91 930.00 US\$ por año debido a la optimización del sostenimiento en las galerías de la unidad minera, obteniendo resultados semejantes a los de (Umaña, 2014), en el que concluye que a través de la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de Perforación y voladura, se logró la reducción del Costo unitario total de Mina, representando esto una reducción en costos operativos de Mina de 108 720 US\$ al año, En sostenimiento la reducción del costo es 0.96 US\$/TM es decir una reducción del costo de 69 120 US\$ al año, debiéndose esta reducción principalmente al sostenimiento mecanizado.

Asimismo, se determina el sostenimiento en el área muestreada, realizando previamente la evaluación geotécnica, contrastando lo que concluye (Sanca , 2009), en su estudio sobre la estabilización de labores se empleando cuadros de madera y pernos de anclaje. Asimismo, el proceso de control de sostenimiento es muy importante, (Apaza, 1999), ya que, con los controles realizados se han corregido algunos errores cometidos en la unidad minera Chalhuane, en la aplicación de los tipos de sostenimiento utilizado

CONCLUSIONES

La unidad minera Chaluane. con el sostenimiento de cuadros de madera y puntales, en las labores de explotación utiliza un costo total de 22,35 US\$/TM y con el sistema de pernos helicoidales utiliza un costo total de 20,07 US\$/TM de mineral, cuya diferencia es de 2,28 US\$/TM de mineral explotado, al reducir el costo de sostenimiento, se obtuvo un ahorro de 91 930.00 US\$ por año. Asimismo, se determina el sostenimiento en el área muestreada, cuyo RMR: 37, índice Q = 0.40, que corresponde al tipo de roca muy mala, con pernos de anclaje de 20 mm de diámetro, longitud de 3 metros, espaciados a 1 m y hormigón proyectado de 4 a 10 cm.

El cash total de la unidad minera se reduce de 524.59 US\$/oz a 513.81 US\$/oz debido a la reducción de los costos en sostenimiento con pernos helicoidales., asimismo, el ciclo de minado se reduce de 475 minutos con cuadros de madera a 395 minutos con pernos helicoidales, habiendo una reducción de los tiempos en 80 minutos.

La productividad con el sistema de sostenimiento convencional es de 4,51 TM/ hombre-guardia y con el sistema mecanizado de perno helicoidal es de 6,35 TM/hombre-guardia haciendo una diferencia de 1,84 TM/hombre-guardia y la eficiencia con el sistema convencional es de 2,80 TM/h y con el sistema mecanizado se logra una eficiencia de 3.31 TM/h, el cual muestra la rentabilidad de perno helicoidal.

RECOMENDACIONES

Se recomienda a la unidad minera Chalhuane y a empresas mineras convencionales, realizar sostenimiento sistematizado con pernos helicoidales u otro sostenimiento mecanizado, debido a que ofrece menores costos y salvaguarda la integridad física de los trabajadores.

Se recomienda a la unidad minera Chalhuane y a empresas mineras convencionales que se debe implementar mayor inversión en el área de geomecánica, para realizar un estudio detallado de la estructura del macizo rocoso de las galerías presentes en la unidad minera Chalhuane, asimismo la correcta utilización de las cartillas geomecánicas.

Se recomienda también el uso de otros sistemas de sostenimiento mecanizado tales como los pernos hidrabolt y swellex que proporcionan buenos resultados por su mayor adherencia en las labores de explotación.

BIBLIOGRAFÍA

- Apaza, E. (1999). *Tipos de sostenimiento aplicado en el túnel de aducción tramo dos del proyecto central hidroeléctrica San Gabán II-Puno*. Puno.
- Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support*. *Rock mechanics*,.
- Bieniawski Z.T. (1984). *Rock mechanics design in mining and tunneling*. A.A. Balkema, Rotterdam, 272 pp. Choi S.Y. and Park H.D. *Variation of the rock quality designation (RQD) with scan line orientation and length: a case study in Korea*. *Int. J. of Rock Mech. & Mining Sciences*.
- Capacitacion y servicio técnico minero E.I.R.L. (2010). *Estabilizador de fricción Split set cementado*.
- Castro Caicedo, A. J. (2008). *Dimensionamiento experimental de pilares en la minera subterránea de oro en Colombia*. Medellin.
- Cuba Cardenas, R. (2017). *Análisis comparativo entre los pernos cementados y los pernos hydrabolt en el sostenimiento de labores de 3*3 de seccion, en la mina Azulcocha Mining*. Huancayo.
- Deere, D. (1988). *The rock quality designation (RQD) index in practice*. In *Rock classification systems for engineering purposes*. ASTM International.
- Espinoza, O. J. (2009). *Tipos de roca y sostenimiento a aplicarse en la U.E.A. Paula*.
- Flores Soncco, E. (2001). *análisis y diseño de soporte en minería subterránea, pernos de anclaje más resina en la rampa 623*. Mina San Rafael.
- Hoek, E., & Marinos, P. (2000). *GSI: a geologically friendly tool for rock mass strength estimation*. In *ISRM international symposium*.
- Industria de Fortificación Minera S.A.C. (2010). *split set en línea*.
- International Rollforms Inc. (2002). *split set*.

- Maldonado Zorrila, L. (2008). *Aplicaciones geomecánicas en mina Chungar*.
- Mining Rock. (2011). *Empresa productora de elementos metálicos para fortificación. tipo split set*. Chile.
- Promec Fortificaciones S.A. (2010). *Catálogo de productos, proveedora de mecanizados San Bernardo- Chile*.
- Quilca Alejo, M. (2005). *Sostenimiento en minería subterránea COSUDE- proyecto GAMA*.
- Ramirez , S. (2000). *Parámetros geomecánicos para sostenimiento en minería subterránea, área de planeamiento. Mina Catalina Huanca*.
- Ramirez Huaman , J. (2005). *Sostenimiento, módulo de capacitación técnico, empresas mineras macdesa*.
- Ros, E. A. (2006). *Proyecto, manual de anclaje para sostenimiento en minería y obra civil*, . Universidad politécnica de Cartagena.
- Sanca , E. (2009). *Ejecución y sostenimiento de labores de desarrollo en la Unidad Minera Paula S.A.C*.
- Schwiser, P., Roth, A., & Alza, A. (2009). *Sostenimiento en minas subterráneas mediante mallas romboidales de alambre de acero de alta resistencia*.
- Sonco Castro, G. (2005). *Informe de trabajo profesional, experiencias del empleo de sostenimiento práctico minero en la CIA minera Huarón*.
- Torres Cjuno, C. E. (2011). *Análisis del sistema de sostenimiento con perno split set y malla electrosoldada aplicado en labores de explotación en el COFRE- CIEMSA*.
- Torres Yupanqui, L. (2004). *capacidad de anclaje de los pernos de roca*.
- Umaña Tancaillo, E. I. (2014). *Reducción y optimización de costos operativos en perforación y voladura minerA YANAQUIHUA S.A.C. Arequipa*.

ANEXOS