

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**Efectos del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje
para mejorar la productividad de la U.E.A. Parcoy - 2023**

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Presentado por:

Bach. Ruly Elmer Ramirez Tambracc

Asesor:

MSc. Ing. José Agustín Esparta Sánchez

Ayacucho - Perú

2023

RESUMEN

La investigación titulada "Optimización del Rendimiento Mediante el Uso de Sostenimiento Mecanizado con Pernos de Anclaje en la Unidad de Explotación Minera Parcoy - 2023" se basa en un sólido fundamento teórico y científico que respalda tanto las variables independientes como dependientes, sus dimensiones e indicadores, los cuales han sido minuciosamente analizados para proporcionar un sólido respaldo a la tesis. La base de este trabajo de investigación se origina en la problemática que existía en relación a la aplicación tradicional o manual del sostenimiento con pernos de anclaje, lo que generaba retrasos en la secuencia de extracción minera y aumentaba los costos de sostenimiento, lo que a su vez impactaba negativamente en la productividad. En este contexto, la investigación se enfoca en evaluar la viabilidad de aplicar el sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje utilizando un equipo especializado, en contraposición con el método convencional. Para lograr esto, se llevó a cabo una comparación exhaustiva de ambos métodos y se examinó cómo el sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje podría influir en la mejora de la productividad en la Unidad de Explotación Minera Parcoy. Esta premisa establece la base de la hipótesis planteada en este estudio. Los resultados obtenidos indican que hay una notable mejora en los ciclos de extracción, en los tiempos necesarios para el desprendimiento de rocas y para la implementación del sostenimiento, lo que proporciona mayor seguridad a los trabajadores y, en consecuencia, se traduce en un aumento en la producción minera.

Palabras clave: productividad, clasificación geomecánica, volumen de producción

INTRODUCCIÓN

En el ámbito de la minería moderna, la búsqueda constante de métodos y tecnologías que aumentan la eficiencia y la seguridad en las operaciones se ha convertido en un imperativo estratégico. En este contexto, la Unidad de Explotación Aurífera (UEA) Parcoy se alza como un escenario crucial para la exploración de soluciones innovadoras que potencian tanto la productividad como las condiciones de trabajo en la industria minera. En el presente año, 2023, el enfoque en la implementación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje emerge como un enfoque de vital importancia para abordar los desafíos inherentes a la extracción aurífera en esta unidad.

La combinación de la maquinaria moderna y las tecnologías de sostenimiento avanzadas ofrece la oportunidad de transformar significativamente los procesos de excavación y refuerzo de la roca en el interior de la mina. La seguridad y la seguridad del personal se determinarán en los pilares de este enfoque, ya que los pernos de anclaje mecanizados se consolidarán en una base sólida para la estabilidad del macizo rocoso, permitiendo una extracción continua y fluida del mineral.

En esta investigación, se explorará en detalle los efectos de la implementación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje en la Unidad de Explotación Aurífera Parcoy durante el año en curso. Se examinarán los aspectos relacionados con la mejora de la productividad, la seguridad laboral y los resultados económicos en el contexto de esta moderna metodología de sostenimiento. A través de este análisis, se busca proporcionar una comprensión sólida de cómo esta innovación puede influir en la eficiencia y el rendimiento global de la operación minera.

El presente estudio no solo aspira a contribuir al conocimiento teórico, sino también a brindar a la industria minera una perspectiva concreta sobre las oportunidades y desafíos asociados con la adopción de prácticas avanzadas de sostenimiento mecanizado. Los resultados y las conclusiones de esta investigación tienen el potencial de influir en la toma de decisiones estratégicas en la Unidad de Explotación Aurífera Parcoy y, en última instancia, en la evolución de las prácticas mineras en todo el sector.

DEDICATORIA

"Dedicamos este trabajo de tesis a aquellos que nos han brindado su apoyo incondicional a lo largo de esta travesía. A nuestras familias y seres queridos, cuyo amor y aliento nos han impulsado a alcanzar nuestros objetivos. A nuestros profesores y mentores, cuya sabiduría y guía han sido fundamentales en nuestra formación académica. A nuestros amigos, por estar ahí en cada paso del camino, compartiendo risas y motivación. Que este logro sea un reflejo de nuestra gratitud hacia todos ustedes. Gracias por creer en nosotros."

AGRADECIMIENTO

"En este punto culminante, deseo expresar mi sincera gratitud a todas las personas que han contribuido de manera significativa en la realización de esta tesis.

Nuestro más profundo agradecimiento va dirigido al Gerente de Operaciones, cuya orientación experta, valiosos conocimientos y dedicación inquebrantable fueron fundamentales para dar forma a este trabajo. Sus comentarios perspicaces y orientación constante nos guiaron a lo largo de este proceso, desafiándonos a alcanzar estándares más altos.

Extiendo mi reconocimiento a todos los profesores de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas UNSCH por impartirnos una educación integral y por inspirarnos a explorar nuevas ideas. Sus enseñanzas han sido un cimiento sólido sobre el cual he construido este trabajo.

Por último, pero no menos importante, a todos los participantes y colaboradores que formaron parte de este estudio, les agradezco por su tiempo y disposición para compartir sus experiencias y conocimientos, sin los cuales este trabajo no habría sido posible".

Índice general

PORTADA.....	i
RESUMEN.....	ii
INTRODUCCIÓN.....	iii
DEDICATORIA.....	v
AGRADECIMIENTO.....	vi
Índice general.....	vii
Índice figuras.....	x
Índice de cuadros o tablas.....	xi
Glosario.....	xii
 Capítulo I.....	 1
Planteamiento del problema.....	1
1.1. Descripción del problema.....	1
1.1.1. Realidad problemática.....	1
1.2. Delimitación del problema.....	2
1.2.1. Espacial (geográfica).....	2
1.2.2. Temporal.....	3
1.3. Formulación del problema.....	3
1.3.1. Formulación del problema general.....	3
1.3.2. Formulación del problema específico.....	4
1.4. Justificación e importancia.....	4
Justificación teórica.....	4
Justificación metodológica.....	5
Importancia.....	6
1.5. Limitaciones de la investigación.....	6
1.6. Objetivo.....	6
1.6.1. Objetivos generales.....	6
1.6.2. Objetivos específicos.....	6
Capítulo II.....	8
Marco teórico.....	8
2.1. Antecedentes del problema.....	8

2.1.1	Antecedentes de investigación	8
2.2.	Bases teóricas.....	10
2.2.1.	Sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje.....	10
2.2.1.1.	Caracterización geomecánica de la masa rocosa:.....	10
2.2.2.	Diseño del sostenimiento.....	22
2.2.3.	Aplicación del sostenimiento con pernos de anclaje.....	26
2.3.	Marco conceptual.....	30
Capítulo III		32
Metodología.....		32
3.1.	Enfoque.....	32
3.2.	Alcance	33
3.3.	Diseño de la investigación	34
3.4.	Población y muestra.....	34
3.5.	Hipotesis	35
3.5.1.	Hipotesis general.....	35
3.5.2.	Hipotesis específica.....	36
3.6.	Operacionalización de variables, definición conceptual y operacional	37
3.7.	Técnicas e instrumentos.....	38
3.8.	Métodos de análisis de datos.....	40
3.9.	Técnicas estadísticas para el procesamiento de la información.....	41
3.10.	Desarrollo del trabajo de tesis	41
3.10.1.	La clasificación geomecánica de las excavaciones subterráneas, utilizando el sistema de clasificación RMR89 según Bieniawski.....	41
3.10.2.	Estimación de los parámetros de resistencia del macizo rocoso mediante ensayos de laboratorio de mecánica de rocas.....	42
3.10.3.	Análisis del macizo rocoso mediante softwares especializados en control de estabilidad.....	42
3.10.4.	Propuestas de sostenimiento para aumentar el factor de seguridad en las labores mineras. 43	
3.10.5.	Normativa.....	43
CAPÍTULO IV		45
RESULTADOS Y DISCUSIÓN		45
4.1.	Generalidades de la mina.....	45
4.1.1.	Localización geográfica y política	45

4.1.1.1.	Ubicación.....	45
4.1.1.2.	Clima.....	46
4.1.1.3.	Accesibilidad.....	46
4.2.	Geología regional.....	48
4.2.1.	Geomorfología.....	48
4.2.2.	Litología.....	49
4.2.3.	Estratigrafía.....	49
4.2.4.	Rocas intrusivas del batolito de Pataz.....	50
4.3.	Geología estructural.....	51
4.4.	Geología local.....	53
4.5.	Caracterización Geomecánica.....	54
4.5.1.	Índice R.M.R.....	54
4.5.2.	Índice Q.....	55
4.6.	Aplicación de Sostenimiento con pernos de anclaje.....	60
4.6.1.	Sostenimiento convencional.....	60
4.6.2.	Sostenimiento Mecanizado.....	65
4.7.	Tiempo de operación.....	70
4.7.1.	Tiempo de desate y sostenimiento.....	70
4.8.	Volumen de producción.....	71
4.8.1.	Producción de mineral.....	71
4.9.	Prueba de hipótesis.....	72
4.10.	Discusion de resultados.....	74
	CONCLUSIONES.....	76
	RECOMENDACIONES.....	78
	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	79
	ANEXOS.....	81
	Anexo 1: Matriz de consistencia.....	81
	Anexo 2: Guía de Observación de la Clasificación Geomecánica RMR89.....	82
	Anexo 3: Guía de Observación de la Clasificación Geomecánica GSI.....	83

Índice figuras

Figura 1: Ubicación geográfica	3
Figura 2: Clasificación del macizo rocoso	11
Figura 3: Resistencia a la compresión simple.	12
Figura 4: Cálculo del RQD	12
Figura 5: Otras características geomecánicas del macizo rocoso	13
Figura 6: Caracterización del macizo rocoso en función de los bloques basado en el tratamiento y las condiciones de las juntas.	16
Figura 7: Estimación del GSI para macizos heterogéneos como flysch.	17
Figura 8: Guía para estimar el factor de alteración D.	18
Figura 9: Categorías de reforzamiento para diseños de sostenimiento.	19
Figura 10: Diseños de sostenimiento en labores mineras subterráneas.	20
Figura 11: Tiempos de Auto Soporte (T. A. S.).....	22
Figura 12: Grados de sostenimiento en labores subterráneas	24
Figura 13: Plano de Ubicación Unidad Parcoy.	45
Figura 14: Ubicación de consorcio minero horizonte (CMH) en el Mapa Peruano	47
Figura 15: Mapa geológico	52
Figura 16: Cartilla geomecánica CMH	56
Figura 17: Tiempo de Autosostenimiento, horas.	57
Figura 18: Clasificación Geomecánica y Tipo de Sostenimiento, Cuerpo CNA, Pisos 11-12, Zona	58
IV.....	58
Figura 19: Colocación de Perno Split Set.	62
Fuente: Internet.....	62
Figura 20: Desatador mecánico Scaler Brock 330.....	64
Figura 21: Equipo emperador Scissor Bolter	66
Figura 22: Ciclo de minado con sostenimiento mecanizado.....	68

Índice de cuadros o tablas

Tabla 1: Categoría de calidad de roca.	10
Tabla 2: Valores numéricos para calcular el RMR.	11
Tabla 3: Categorías de calidad de roca según Barton.	14
Tabla 4: Grados de competencia del macizo rocoso.	15
Tabla 5: Grados de competencia del macizo rocoso.	21
Tabla 6: Calidad del macizo rocoso.	54
Tabla 7: Q de Barton.	54
Tabla 8: Programa de Avances Lineales zona I.	59
Tabla 9: Tiempo de desate y sostenimiento convencional por guardia.	63
Tabla 10: Especificaciones del Scaler Brock 330.	65
Tabla 11: Tiempo de desate y sostenimiento mecanizado por guardia.	67
Tabla 12: Tiempo de desate y sostenimiento.	69
Tabla 13: Producción de mineral por labor.	70
Tabla 14: Productividad anual de mineral extraído.	71
Tabla 15: Prueba de normalidad de la hipótesis general.	71
Tabla 16: Interpretación de normalidad.	71

Glosario

Sostenimiento Mecanizado: Utilización de técnicas y sistemas automatizados para reforzar y estabilizar las estructuras rocosas en el interior de una mina.

Pernos de Anclaje: Elementos de refuerzo utilizados para mantener la estabilidad de las rocas, compuestos por una barra metálica insertada en un taladro y asegurada con cemento u otro material.

Unidad de Explotación Aurífera (UEA) Parcoy: La localización específica de la operación minera objeto de estudio, centrada en la extracción de oro.

Eficiencia: La capacidad de lograr los mejores resultados con los recursos disponibles, en términos de producción y uso de recursos.

Seguridad Laboral: Conjunto de medidas y prácticas destinadas a proteger la salud y el bienestar de los trabajadores en el entorno minero.

Macizo Rocoso: El conjunto de formaciones rocosas que constituyen las paredes y techos de las galerías subterráneas de una mina.

Extracción Aurífera: Proceso de obtención de oro a partir de la explotación de yacimientos minerales.

Tecnologías de Sostenimiento Avanzadas: Métodos y herramientas modernas utilizadas para asegurar la estabilidad de las excavaciones subterráneas, como pernos de anclaje y mallas de sostenimiento.

Mineral: Material natural compuesto por elementos químicos que tienen valor económico y utilidad industrial, como el oro.

Innovación: Introducción de nuevas ideas, métodos o tecnologías que generan mejoras significativas en los procesos y resultados.

Efectividad: Capacidad de lograr los objetivos deseados y obtener resultados positivos.

Rendimiento Global: La eficacia general y el logro de metas en un contexto más amplio, en este caso, la operación minera.

Operación Minera: Conjunto de actividades involucradas en la extracción, procesamiento y comercialización de minerales.

Refuerzo de la Roca: Acciones destinadas a fortalecer las formaciones rocosas para prevenir el colapso y mantener la seguridad en las minas subterráneas.

Taladro: Agujero perforado en la roca para insertar pernos de anclaje u otros elementos de refuerzo.

Automatización: Implementación de sistemas y procesos automáticos para realizar tareas sin intervención humana directa.

Estabilidad: La capacidad de mantener una forma o posición constante sin sufrir deformaciones o colapsos no deseados.

Galerías Subterráneas: Pasajes excavados en el subsuelo de una mina para la extracción de minerales y el movimiento de equipos y personal.

Capítulo I

Planteamiento del problema

1.1. Descripción del problema

1.1.1. Realidad problemática

En el ámbito de la minería subterránea, las labores conllevan riesgos significativos para los trabajadores, quienes están expuestos a amenazas como deslizamientos y colapsos que pueden tener consecuencias fatales. Por lo tanto, es esencial que se invierta en sistemas de sostenimiento cada vez más seguros, teniendo en cuenta las características específicas del macizo rocoso en el que se trabaja (Sari y Rodas, 2013).

El sostenimiento de las excavaciones subterráneas es una tarea de envergadura y complejidad notables. Su objetivo primordial radica en garantizar la seguridad y la eficacia de los métodos de explotación utilizados por los trabajadores que llevan a cabo la extracción de minerales (Espinoza, 2011, p. 51). De acuerdo con Champi y López (2015), el sostenimiento de rocas se refiere a los procedimientos y materiales empleados para fortalecer la estabilidad y mantener la capacidad de resistir las fuerzas que actúan sobre las rocas en las proximidades de las excavaciones subterráneas (p. 18). A lo largo del tiempo, se ha ido evolucionando en los diseños de sostenimiento, abarcando desde el uso de shotcrete en seco, pernos Split set y Swellex, hasta pernos hidráulicos y mallas de sostenimiento, junto con la aplicación mecanizada de

shotcrete en húmedo. Estos avances han contribuido a la disminución de los incidentes relacionados con la caída de rocas y han mejorado la recuperación de mineral en zonas de terreno difícil a extremadamente desfavorable (Abad y Huisa, 2011).

En el contexto peruano, las compañías mineras mayoritariamente emplean pernos de anclaje metálicos en diversas minas subterráneas como parte fundamental de su estrategia de sostenimiento, con el propósito de evitar desprendimientos de rocas y, por ende, reducir la cantidad de accidentes graves y mortales que lamentablemente son recurrentes (Carranza y Quispe, 2015). La adopción de sistemas de sostenimiento es esencial para minimizar los incidentes provocados por la caída de rocas, mejorar la recuperación de minerales, disminuir la exposición de personal y equipos a los riesgos asociados con las caídas de rocas, y acelerar las operaciones, lo que en última instancia incrementa la productividad (Calcina, 2018).

En la Unidad Económica Administradora Parcoy, se observa la realización manual del desatado de rocas sueltas y el sostenimiento convencional mediante cuadros de madera en las labores subterráneas. Esto no solo resulta en un progreso lento de las actividades de desarrollo, preparación y producción, sino que también impacta negativamente en los ciclos de minado y, por ende, en la productividad. Con el objetivo de abordar esta problemática, se ha decidido llevar a cabo el presente estudio con el fin de mecanizar las operaciones de desate de rocas y sostenimiento con pernos de anclaje, lo cual se espera que agilice el ciclo de extracción y contribuya a mejorar la productividad en la Unidad Económica Administradora Parcoy.

1.2. Delimitación del problema

1.2.1. Espacial (geográfica).

La investigación fue realizada en la Unidad Económica Administradora Parcoy, de la ciudad de Pataz.

El área de operación de CMH (Unidad Parcoy - Concesión Acumulación Parcoy) se encuentra en el distrito minero de Parcoy perteneciente a la provincia de Patate, departamento de La Libertad, en las coordenadas 77° 36' Longitud Oeste; 08° 00' Latitud Sur (6). A una altitud de 2600 a 4100 m.s.n.m.

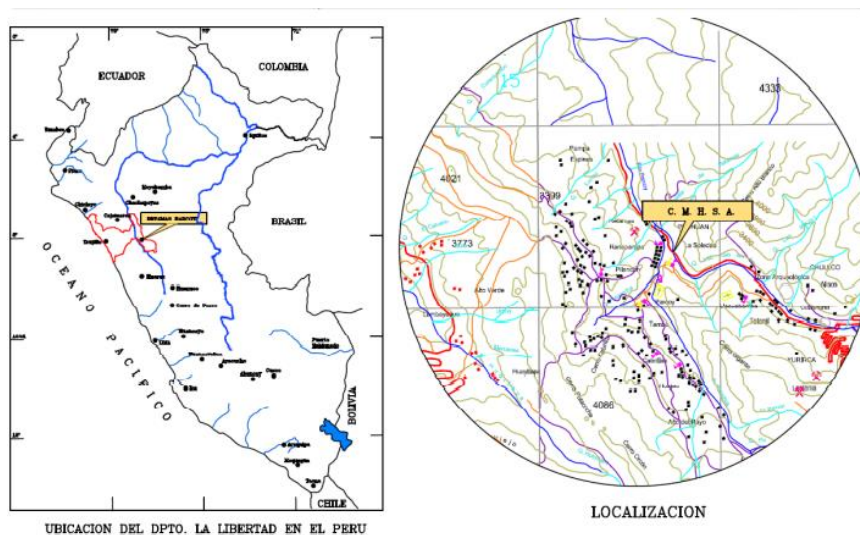


Figura 1: Ubicación geográfica

Fuente: CMH

1.2.2. Temporal.

“Los datos que serán considerados para la realización del trabajo de investigación propuesto serán enmarcados dentro del periodo Enero - Abril del 2023 considerando únicamente la temática de trabajo asociadas con el sostenimiento sistemático con pernos de anclaje para mejorar la productividad de la U.E.A. Parcoy – 2023”.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Formulación del problema general

¿Cuáles son los efectos del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en la mejora de la productividad de la U.E.A. Parcoy - 2023?

1.3.2. Formulación del problema específico

- ❖ ¿Como la calidad de la roca influye en los efectos del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en la mejora de la productividad de la U.E.A. Parcoy - 2023?
- ❖ ¿De qué manera influye la aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en el tiempo de operación de la U.E.A. Parcoy - 2023?
- ❖ ¿De qué forma influye la aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en el volumen de producción de la U.E.A. Parcoy - 2023?

1.4. Justificación e importancia

Justificación teórica

La implementación de técnicas de sostenimiento y refuerzo en las operaciones mineras es un aspecto fundamental para garantizar la seguridad de los trabajadores y el éxito de la extracción. En la Unidad de Explotación Aurífera (UEA) Parcoy, la búsqueda constante de mejorar la productividad, reducir los riesgos laborales y optimizar los procesos de extracción constituye un imperativo estratégico. La introducción de sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje es una oportunidad que surge en consonancia con los avances tecnológicos y las demandas de eficiencia en la industria minera.

El análisis de los efectos de esta técnica moderna de sostenimiento no solo aportará un conocimiento profundo sobre su impacto en la productividad, sino que también contribuirá a la generación de información valiosa para la toma de decisiones informadas en la UEA Parcoy y en otros entornos mineros similares . La justificación teórica radica en la necesidad de validar la eficacia de esta innovación, comprender cómo interactúa con las características geológicas

específicas de la mina y evaluar cómo contribuir al logro de objetivos tanto económicos como de seguridad.

Justificación metodológica

Para llevar a cabo esta investigación, se empleará un enfoque metodológico que combine tanto aspectos cualitativos como cuantitativos. Se realizará un estudio exhaustivo de las características geomecánicas del macizo rocoso en la UEA Parcoy, incluyendo la composición de las formaciones geológicas y la identificación de puntos críticos en términos de estabilidad. Además, se recopilarán y analizarán datos operativos y de seguridad relacionados con la implementación de los pernos de anclaje mecanizados.

La recopilación de datos se llevará a cabo mediante inspección en terreno, registro de operaciones mineras, análisis de registros de seguridad y entrevistas con el personal involucrado en la implementación del sostenimiento mecanizado. Estos datos serán procesados utilizando técnicas estadísticas y software especializado para la modelación y simulación de comportamientos geomecánicos.

La justificación metodológica reside en la necesidad de abordar un análisis completo y holístico de la introducción de sostenimiento mecanizado en la UEA Parcoy. Al combinar diferentes enfoques de recopilación y análisis de datos, se busca generar resultados robustos y confiables que permitan una evaluación precisa de los efectos de esta innovación en la productividad y seguridad de la mina.

Importancia

La relevancia de analizar los efectos del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje en la Unidad de Explotación Aurífera (UEA) Parcoy radica en su capacidad para abordar desafíos fundamentales en la industria minera. La implementación de técnicas avanzadas de sostenimiento no solo tiene un impacto directo en la eficiencia operativa, sino que también influye en la seguridad de los trabajadores y en la sostenibilidad económica a largo plazo.

1.5. Limitaciones de la investigación

Esta investigación se limita a establecer los efectos asociadas con los efectos del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en el tiempo de operación el volumen de producción de la U.E.A. Parcoy – 2023.

1.6. Objetivo

1.6.1. Objetivos generales

Establecer cuáles son los efectos del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en la mejora de la productividad de la U.E.A. Parcoy – 2023.

1.6.2. Objetivos específicos

- ❖ Evaluar como la calidad de la roca influye en los efectos del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en la mejora de la productividad de la U.E.A. Parcoy – 2023.
- ❖ Determinar de qué manera influye la aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en el tiempo de operación de la U.E.A. Parcoy – 2023.

- ❖ Evaluar de qué forma influye la aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en el volumen de producción de la U.E.A. Parcoy – 2023.

Capítulo II

Marco teórico

2.1. Antecedentes del problema

2.1.1 Antecedentes de investigación

Bonilla (2010): En su investigación titulada "Diseño de un Sistema de Sostenimiento" en la Universidad de El Salvador, Facultad de Ingeniería y Minería, Escuela de Ingeniería Minera, Bonilla enfatiza la importancia de establecer estándares internacionales en Sostenimiento Mecanizado. Destaca cómo estos estándares motivan a los ingenieros a seguir las últimas normas y técnicas para un sistema eficaz de Sostenimiento Mecanizado, lo que permite controlar la estabilidad de los macizos rocosos en operaciones mineras.

Espinoza (s.f.): Espinoza presenta una investigación titulada "Sostenimiento Mecanizado en Labores Mineras, en la Compañía de Minas Volcán S.A.A – Unidad de Producción Andaychagua" en la Universidad Nacional del Centro del Perú, Facultad de Ingeniería de Minas.

Destaca cómo su estudio busca implementar la mecanización del sostenimiento en operaciones mineras para mejorar la producción. Además, señala la importancia de la toma de decisiones relacionadas con el sostenimiento en terrenos no competentes y su influencia en la recuperación de minerales.

Bustillos (2012): En su investigación sobre "Mecanización del Sostenimiento en un Ambiente Altamente Sísmico – El Porvenir" en la Universidad Nacional de Ingeniería, Bustillos enfoca su trabajo en la estabilidad del macizo rocoso. Destaca cómo su estudio abarca desde la elección del tipo de sostenimiento hasta la implementación de software de diseño y monitoreo sísmico para mitigar posibles problemas. Describe en detalle el proceso de cambio del sostenimiento manual al mecanizado y resalta su impacto en el ciclo de minado.

Ccorahua Sequeiros (2016): La tesis "La Geomecánica en el Sostenimiento en la Mina Ricotona Lambrama 2016" de Ccorahua Sequeiros se centra en los problemas de desprendimiento de rocas en la minería artesanal. Su investigación se extiende a lo largo de seis meses para determinar un sistema de sostenimiento basado en la resistencia a la compresión simple del macizo rocoso en la Mina RICOTNA 2016. Destaca cómo su enfoque cualitativo y cuantitativo guía la determinación del sistema de sostenimiento y la importancia de aplicar herramientas de software geomecánico para la simulación de estabilidad de labores mineras.

(Córdova Rojas, 2008): En su tesis "Geomecánica en el Minado Subterráneo caso Mina Condestable" para obtener el Grado de Maestro en Ciencias con Mención en Ingeniería de Minas, Córdova Rojas destaca la evolución de la geomecánica como una herramienta tecnológica esencial en la industria minera. Resalta la importancia de integrar conceptos, información y análisis en actividades geomecánicas dentro de un ambiente organizacional. Basado en su experiencia en la investigación y en la revisión de literatura especializada, busca sistematizar la aplicación de la

geomecánica al minado subterráneo para mejorar la seguridad y eficiencia en las operaciones mineras.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje.

Este tipo de sostenimiento se clasifica como activo y se basa en la técnica de anclaje al interior de la roca mediante la perforación de un taladro, en el cual se inserta una barra de material altamente resistente (como el fierro corrugado, Split set, Swellex, entre otros). Esta barra se fija en el macizo rocoso, proporcionando una notable resistencia a la tracción. De esta manera, el anclaje se integra al macizo rocoso, contrarrestando, atenuando o incluso eliminando la tendencia de la roca a expandirse en torno a las excavaciones subterráneas. La función principal de este proceso es evitar la posible caída de fragmentos rocosos. Además, este tipo de sostenimiento se beneficia de las propias características resistentes de la roca, lo que contribuye al fortalecimiento general de la estructura de soporte.

2.2.1.1. Caracterización geomecánica de la masa rocosa:

“Se caracteriza el macizo rocoso según el punto de vista litológico y estructural. En la manifestación estructural, se considera estructuras mayores, fallas y contactos; a las estructuras menores, diaclasas y planos de estratificación. Las características geomecánicas de estas discontinuidades se establecen mediante el mapeo geomecánico de las labores subterráneas; para ello, se han utilizado en el reglamento de la ISRM” (International Society for Rock Mechanics, 2006).

El análisis de la distribución de discontinuidades se lleva a cabo procesando los datos de orientación de las discontinuidades utilizando técnicas estereográficas y caracterización estructural

de los sistemas de discontinuidades. Esto se logra mediante la aplicación del método estadístico convencional del mapeo geomecánico.

Para la clasificación geomecánica de la masa rocosa en el área de estudio, se utiliza el Sistema RMR (Clasificación de la Masa Rocosa) desarrollado por Bieniawski en 1989. Además, se emplea el índice de caracterización GSI (Índice de Resistencia Geológica) propuesto por Hoek et al. en 1994-2002. Estas clasificaciones se aplican utilizando los datos obtenidos durante la caracterización geomecánica del macizo rocoso.

La zonificación del macizo rocoso se realiza de acuerdo a la agrupación espacial resultante de la clasificación geomecánica. Esta agrupación se basa en los afloramientos observados en las excavaciones subterráneas y permite determinar los dominios estructurales, es decir, zonas con características geomecánicas similares. La delimitación de estos dominios considera aspectos estructurales, litológicos y la calidad general del macizo rocoso. Esta información es de gran relevancia para llevar a cabo análisis de diseño confiables y adecuados.

- **Propiedades y comportamiento del macizo rocoso:** En el proceso de evaluación de las propiedades mecánicas de la roca, se consideran distintos aspectos, tales como la roca intacta, la masa rocosa y las discontinuidades. Para llevar a cabo esta evaluación, se aplican técnicas alternativas en concordancia con las normas establecidas por la ISRM (Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas). Se utilizan enfoques alternativos para determinar las propiedades mecánicas de la roca. Entre estas alternativas, se llevan a cabo ensayos utilizando herramientas como el martillo de geólogo (picota) y el martillo Schmidt para realizar ensayos de impacto. Además, se emplea el método desarrollado por Hoek & Brown (2002-2006) para estimar los parámetros del macizo rocoso y la resistencia de la roca intacta. Para

evaluar las propiedades de las discontinuidades, se recurre al criterio de Barton Bandis.

Es importante destacar que estas propiedades mecánicas se determinan específicamente para cada tipo de roca que se encuentra dentro del dominio estructural correspondiente. Además de estas propiedades, se evalúan otros factores de influencia, como la presencia de agua subterránea y los esfuerzos presentes en el entorno. Estos factores pueden tener un impacto significativo en las condiciones de estabilidad en las operaciones de minado subterráneo.

- **Análisis de estabilidad:** Dentro del ámbito del minado subterráneo, se lleva a cabo un análisis exhaustivo de las condiciones de estabilidad en las excavaciones subterráneas. Esto implica considerar aspectos como las aberturas máximas permitidas, los tiempos de autosoporte y la influencia de los esfuerzos presentes en el entorno, así como las discontinuidades estructurales en el contexto de la explotación subterránea.

Un aspecto crucial en este proceso es el control de la estabilidad de las excavaciones. Se realiza una evaluación detallada para determinar si el sistema de sostenimiento actualmente utilizado es adecuado para los diferentes dominios estructurales presentes en la zona minera. Basándose en los resultados obtenidos de esta evaluación, se procede a implementar una cartilla geomecánica específica que se ajuste a las condiciones y recursos de sostenimiento disponibles en el momento.

En resumen, se trata de un enfoque integral que abarca desde el análisis de estabilidad y condiciones geomecánicas hasta la implementación de soluciones de sostenimiento adecuadas según los resultados obtenidos en el proceso de evaluación.

- **Actividades a considerar:** Este estudio abarca la recopilación de datos en campo, observaciones detalladas y análisis en el entorno de laboratorio, empleando técnicas adecuadas en función de las opciones y recursos disponibles.

Las actividades relacionadas con la ejecución de la investigación en campo comprenden los siguientes pasos: revisión exhaustiva de la información existente, identificación geológica precisa de la zona de estudio, realización de un mapeo geomecánico detallado del macizo rocoso en las áreas subterráneas y ejecución de pruebas de campo, como el uso del martillo geológico.

En la primera fase de los trabajos de análisis en gabinete, se enfoca en la generación de la información geomecánica fundamental, involucrando las siguientes tareas: procesamiento y análisis de los datos recopilados en el sitio, caracterización y clasificación geomecánica precisa del macizo rocoso, establecimiento de zonificación geomecánica, clasificación de las propiedades mecánicas tanto de la roca intacta como de las discontinuidades, y la evaluación empírica de los factores influyentes, como la presencia de agua y los esfuerzos presentes.

En la segunda fase de análisis en gabinete, se centra en el estudio de la estabilidad e implica las siguientes acciones: cálculo de los tiempos de autoaporte y definición de las aberturas máximas permitidas, análisis detallado de la estabilidad de las excavaciones asociadas al proceso de minado, abordando tanto la estabilidad controlada por la estructura como la influencia de los esfuerzos, y una evaluación crítica del sistema actual de sostenimiento empleado. Como etapa final, se elabora un informe técnico que presenta de manera completa el desarrollo y los resultados obtenidos a lo largo del estudio geomecánico realizado.

a. Clasificación Geomecánica de Bieniawski (1989): RMR

El Sistema de Clasificación Geomecánica del South African Council for Scientific and Industrial Research (Sistema CSIR), concebido por Richard Bieniawski en 1973 y revisado en 1989, ampliamente conocido como "Índice RMR (Rock Mass Rating)", segmenta la calidad del macizo rocoso en cinco categorías diferenciadas. Estas categorías se fundamentan en grupos de comportamiento afines, considerando los parámetros y características geológicas, además de las propiedades físicas y mecánicas intrínsecas de la roca. La evaluación obtenida a través de este índice se refleja en la Tabla 1.

Tabla 1: Categoría de calidad de roca.

Clase	Calidad de roca	RMR
I	Muy buena	81 – 100
II	Buena	61 – 80
III	Regular	41 – 60
IV	Mala	21 – 40
V	Muy mala	0 - 20

Fuente: Bieniawski (1989): RMR

En el yacimiento minero de Parcoy, se encuentran presentes diversos tipos de roca, identificados como: Tipo I, Tipo II, Tipo III, Tipo IV y Tipo V. El enfoque para el sostenimiento en este yacimiento se fundamenta en el uso de la Cartilla Geomecánica. Esta herramienta de campo despliega su utilidad al determinar diversos aspectos, entre ellos, identificar la categoría de la masa rocosa (identificando su tipología de roca asociada), establecer el intervalo de tiempo en el cual la excavación puede mantenerse sin sostenimiento, evitando colapsos; y finalmente, elegir el tipo de sostenimiento más apropiado para la labor, considerando las particularidades del macizo rocoso en términos de RMR y GSI. Esta selección se rige por los parámetros presentados en la Tabla 2.

Tabla 2: Valores numéricos para calcular el RMR.

Item	Descripción	Valor RMR
1	Resistencia de la compresión simple	de 0 a 15
2	RQD índice de recuperación o testigos	de 3 a 20
3	Espaciamiento entre diaclasas	de 5 a 20
4	Condiciones de discontinuidades	
	Longitud de fracturas	de 0 a 6
	Abertura de las fracturas	de 0 a 6
	Relleno de las fracturas	de 0 a 6
	Rugosidad de la superficie de fracturas	de 0 a 6
	Grado de alteración	de 0 a 6
5	Presencia de agua	de 0 a 15
6	Orientación de discontinuidades respecto a la excavación	
6	(corrección), descuentos	de 10 a 0.

Fuente: Bieniawski-Clasificación del macizo rocoso

El RMR (Bieniawski), indica el grado de calidad del macizo rocoso, valorado de 1 a 100 y se obtiene dando valores numéricos a diferentes propiedades de la roca como se muestra en la Figura 2.








INDICE RMR	ROCA TIPO	COLOR
81 a 100	I	
61 a 80	II	
51 a 60	III A	
41 a 50	III B	
31 a 40	IV A	
21 a 30	IV B	
01 a 20	V	

Figura 2: Clasificación del macizo rocoso

Fuente: Bieniawski-Clasificación del macizo rocoso

“El esfuerzo de rotura por compresión simple, puede ser determinada con golpes de picota o con otros procedimientos como los ensayos en laboratorio de mecánica de rocas y mediante un protocolo respectivo, se muestra la Figura 3”.

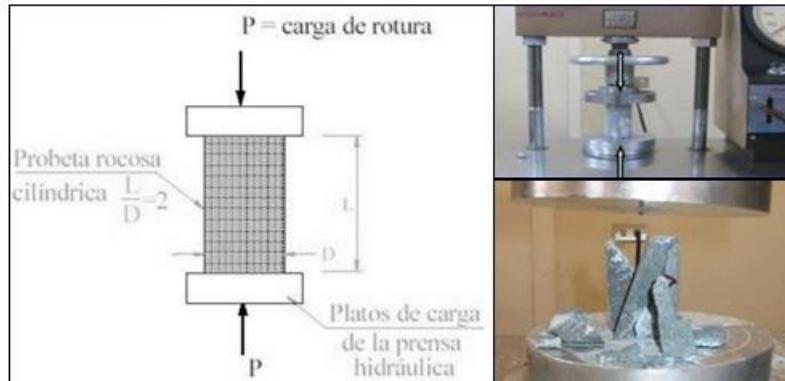


Figura 3: Resistencia a la compresión simple.

Fuente: Bieniawski-Clasificación del macizo rocoso

b. Clasificación Geomecánica de Barton (2000): “Q”.

La calidad del macizo rocoso se obtiene con el RQD (Rock Quality Designation), que puede ser determinado utilizando los testigos de las perforaciones diamantinas. El RQD es el porcentaje de trozos de testigos recuperados mayores a 10cm, de la longitud del taladro, tal como se muestra en la Figura 4.

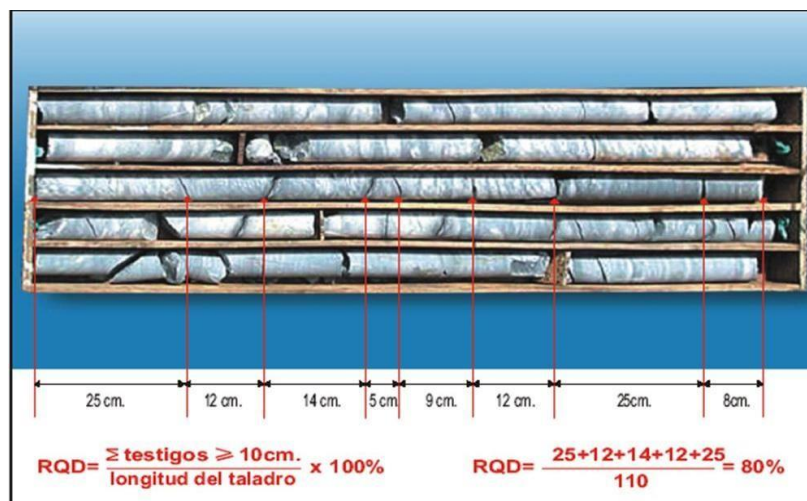


Figura 4: Calculo del RQD

Fuente: Manual de Geomecánica- DCR Ingenieros S.R. Ltda

A continuación, se muestra la Figura 5, donde se pueden observar la separación de discontinuidades, la longitud o persistencia, la abertura, relleno, rugosidad, meteorización y alteración; y la presencia de agua.



Figura 5: Otras características geomecánicas del macizo rocoso
Fuente: Manual de Geomecánica- DCR Ingenieros S.R. Ltda

La estructura de las labores mineras en Parcoy está compuesta por elementos interconectados que forman un sistema destinado a soportar tanto las cargas externas como las propias. En este contexto, la roca circundante se caracteriza por ser de dos tipos: autoportante, cuando puede soportar las presiones a lo largo del tiempo sin requerir sostenimiento o refuerzo adicional; y reforzable, cuando precisa de otros elementos estructurales para mantener su apertura de manera estable.

Las fuerzas que actúan sobre las excavaciones incluyen: la carga de la roca que se encuentra encima, las fuerzas dinámicas originadas por la actividad de explotación y las fuerzas generadas por las vibraciones resultantes de las voladuras.

Otro método de Clasificación Geomecánica utilizado es el propuesto por el Norwegian Geotechnical Institute (Sistema NGI). Desarrollado por Nick Barton en 1974 y posteriormente actualizado en 1993 y 2000, este sistema, conocido como "Índice Q" (Rock Mass Quality), se basa en criterios y parámetros similares al sistema anteriormente mencionado. Este enfoque divide la

calidad del macizo rocoso en nueve categorías. Las categorías resultantes de esta clasificación, de acuerdo con su valoración, se exponen en la Tabla 3.

Tabla 3: Categorías de calidad de roca según Barton.

Q (rock mass quality)	Calidad de roca
0.001 – 0.01	Excepcionalmente mala
0.01 – 0.1	extremadamente mala
0.1 – 1.0	Muy mala
1.0 – 4	Mala
4 – 10	Regular
40 – 100	Buena
100 – 400	Extremadamente buena
400 - 1000	Excepcionalmente buena

Fuente: Barton (2000): “Q”

En el curso de los años han existido varios intentos de asociar y correlacionar ambos índices de clasificación geomecánica. Así, tenemos las siguientes correlaciones:

$$\text{RMR} = 44 + 9 * \text{Ln}(\text{Q}) = 44 + 20.7 * \text{Log}(\text{Q}) \dots (\text{Bieniawski, 1976}).$$

$$\text{RMR} = 43 + 13.5 * \text{Log}(\text{Q}) \quad (\text{Rutledge, 1978})$$

$$\text{RMR} = 55.2 + 12.5 * \text{Log}(\text{Q}) \quad (\text{Moreno Tallón, 1981})$$

$$\text{RMR} = 50 + 15 * \text{Log}(\text{Q}) \quad (\text{Barton, 1995})$$

Dónde:

RMR : Rock Mass Rating

Q : Rock Mass Quality

Ln : Logaritmo Natural

Log : Logaritmo

Utilizando estas correlaciones, así como criterios y observaciones derivadas de las excavaciones subterráneas ejecutadas en la región de los Andes Sudamericanos, se han definido

los siguientes intervalos de competencia para la roca circundante. Estos intervalos se detallan en la Tabla 4.

Tabla 4: Grados de competencia del macizo rocoso.

Grado De Competencia	Tipo De Roca	Calidad De Roca	Indice "RMR"	Indice "Q"
Roca competente	I	Muy buena	100 ~ 81	>51
	II	Buena	80 ~ 61	50 ~ 10
Roca moderadamente competente	III	Regular	60 ~ 41	10 ~ 4
Roca incompetente	IV	Pobre	40 ~ 21	4 ~ 0.1
	V	Muy pobre	≤20	≤0.1

Fuente: Adaptada Barton (2000).

c. Sistema GSI (Geological Strength Index), Hoek (2006):

Hoek et al., (1995) "Presentó el índice de resistencia geológica, como complemento a su criterio generalizado de falla en roca, y otra forma de estimar los parámetros s , y m_b en el criterio. El GSI estima la disminución de la resistencia del macizo para otras situaciones geológicas. El GSI se ha renovado para macizos no competentes ocasionalmente (1998, 2000 y 2001 (Hoek et al., 2002)). La caracterización del macizo rocoso es simple y está basada en la opinión visual de la estructura rocosa, en términos de bloques y de la condición superficial de las discontinuidades indicadas por la rugosidad y alteración de las juntas" ... "La combinación de estos dos parámetros proporciona una base práctica para describir un rango amplio de tipos de macizos rocosos. La determinación de los parámetros del GSI se basa en las descripciones de la calidad del macizo rocoso en lugar de formular datos de entrada cuantitativos como en los sistemas RMR, RQQ y GSI. El GSI es principalmente útil para macizos rocoso más blandos con RMR menor a 20. El GSI es utilizado para la estimación de los parámetros de entrada para el cálculo de la resistencia, solo es una relación empírica y los procesos asociados a las clasificaciones de la ingeniería de rocas".

La determinación del GSI se hace a partir de la figura 6 a las que se ingresa desde 2 puntos diferentes, uno horizontal: referente al tamaño y entramamiento de bloques, composición y estructura.

<p>INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICO GSI (Hoek & Marinos, 2000). A partir de la litología, estructura y la condición de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio de GSI. No intente ser muy preciso. Escoger un rango de 33 a 37 es mas realista que fijar GSI=35. También notar que esta tabla no se aplica a mecanismos de falla controlado por estructuras. Donde se presenten planos estructuralmente débiles en una orientación desfavorable con respecto a la cara de la excavación, estos dominarán el comportamiento del macizo rocoso. La resistencia al corte de las superficies en rocas que son propensas a deteriorarse como resultado de cambios en la humedad, se reducirá cuando exista presencia de agua. Cuando se trabaje con rocas de categoría regular a muy mala, puede moverse hacia la derecha para condiciones húmedas. La presión de poros se maneja con un análisis de esfuerzos efectivos.</p>		CONDICIONES SUPERFICIALES				
ESTRUCTURA		DISMINUYE CALIDAD DE SUPERFICIE →				
<p>Intacta o Masivo: Especímenes de roca intacta o masivo in situ con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.</p>	DISMINUYE EL ENTRELAZADO DE PEDAZOS DE ROCA ↓	MUY BUENA Muy rugoso. Superficies frescas sin meteorización	BUENO Rugoso, ligeramente meteorizada, superficies con óxido.	REGULAR Lizas, moderadamente meteorizadas y superficies alteradas.	MALA Espejo de falla, altamente meteorizadas con recubrimiento compacto o rellenos o fragmentos	MUY MALA Espejo de falla, superficies altamente meteorizadas con recubrimiento de arcilla suave o rellenos
		90	80	N/A	N/A	
		Levemente fracturado: Macizo rocoso no disturbado, muy bien entrelazado, constituido por bloques cúbicos formados por tres familias de discontinuidades	70	60		
		Moderadamente Fracturado: Entrelazado, macizo rocoso parcialmente disturbado con bloques angulosos de varias caras formado por 4 o más familias de discontinuidades	50	40		
		Muy Fracturado/Disturbado/Agrietada: Foleada con bloques angulosos formados por la intersección de muchas familias de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificación o esquistocidad	30	20		
		Desintegrado: Pobremente entrelazado, macizo altamente fracturado compuesto de una mezcla de pedazos de rocas angulosas y redondeadas	10			
<p>Foliado/Laminado/Cizallado: Falta de formación de bloques debido al pequeño espaciamiento o esquistocidad débil o planos de corte</p>	N/A	N/A				

Figura 6: Caracterización del macizo rocoso en función de los bloques basado en el tratamiento y las condiciones de las juntas.
Fuente: Adaptada por Hoek (2006)

El ingreso vertical es referente a las condiciones de las discontinuidades, se converge posteriormente en el valor del GSI dispuesto en las líneas diagonales, se muestra en la figura 7.

GSI PARA MACISOS HETEROGENEOS COMO FLYSCH (Marinos P. and Hoek, E, 2000)		CONDICIONES DE SUPERFICIE EN LAS DISCONTINUIDADES (Planos de foliación predominantes)				
COMPOSICION Y ESTRUCTURA		MUY BUENAS	BUENAS	REGULAR	POBRE	MUY POBRE
A partir de la litología, estructura y condiciones superficiales de las discontinuidades, se estima un valor promedio del GSI. No se debe tratar de ser muy preciso. Un rango de 33-37 es mas realista que un GSI=35. Note que el criterio de Hoek - Brown no aplica a estructuras controladas por fallas, donde la orientación desfavorable de los planos de debilidad esta presente pudiendo estos dominar el comportamiento del macizo rocoso. Algunos esfuerzos en el macizo son reducidos por la presencia de agua y esta puede conducir a un ligero desplazamiento y deteriorar la calidad. La presión de agua no hace cambios en el valor de GSI y este puede tratarse con esfuerzos efectivos.		Superficies muy rugosas, superficies no meteorizadas, fresca				
A. El espesor de la capa de arenisca. El efecto del recubrimiento pelítico sobre los planos de las capas es minimizado por el efecto de confinamiento del macizo rocoso		Superficies rugosas, ligeramente meteorizadas, manchada con hierro				
B. Arenisca con intercalaciones de limolita		Superficies lisas, moderadamente meteorizadas y alteradas				
C. Arenisca y limolita en iguales cantidades.		Superficies con espejos de falla, con alto grado de meteorización con rellenos compactos o rellenos de fragmentos				
D. Limolita con estratos de arenisca con estratos de		Superficies con espejos de falla, con alto grado de meteorización con rellenos de arcilla suave.				
E. limolita y arcillolita con estratos de arenisca						
E, D, E y G pueden ser mas o menos foliadas como se ilustra, pero no cambian los esfuerzos. La deformación tectónica, fallas y pérdida de continuidad implica desplazarse a las categorías F y H.						
F. Tectónicamente deformado, intensamente foliado/fallado, material arcilloso cizallado de limolita y arcillolita con fragmentos de areniscas deformadas formando						
G. Arcillolitas y limolitas inalteradas con o sin arenisca.						
H. Limolita o arcillolita tectónicamente deformada formando una estructura caótica con paquetes de arcilla. Delgados estratos de arenisca transformada en pequeñas						

Figura 7: Estimación del GSI para macizos heterogéneos como flysch.
Fuente: Adaptada por Hoek (2006)

Estos cuadros son empleadas por los diferentes consultores y profesionales en el campo de la geotecnia-geomecánica, adecuándolas a las condiciones reales de calidad y de comportamiento del macizo rocoso propias de cada terreno y a los materiales de sostenimiento disponibles o empleados por cada usuario.

En la figura 8 presenta “la relación del parámetro D con el macizo rocoso y el tipo de excavación, este parámetro es empleado por Hoek con el objetivo de considerar los daños ocasionados al macizo por voladura influencia de las voladuras”. Hoek (2006).

APARIENCIA DEL MACIZO ROCOSO	DESCRIPCION DEL MACIZO ROCOSO	VALOR SUGERIDO DE D
	Excelente calidad por voladura controlada o excavación con tuneladora, TBM, resultando en la perturbación mínima del macizo alrededor del túnel	D=0
	Excavación mecánica o manual en macizo de mala calidad (sin voladura) resultando en la mínima perturbación en el macizo rocoso circundante Cuando se presentan problemas de fluencia con significantes movimientos en el piso, la perturbación puede ser severa a menos que una solera temporal o contrabóveda se instalada, como muestra la fotografía.	D=0 D=5 sin solera
	Voladura de muy mala calidad en un túnel en roca competente con daños locales severos, extendiéndose 2-3m en el macizo circundante.	D=0,8
	Pequeñas voladuras en taludes de ingeniería civil dan lugar a pequeños daños en el macizo rocoso, particularmente si se usan voladuras de contorno como se muestra en el lado izquierdo de la fotografía	D=0,7 ; buena voladura. D=1 pobre voladura
	Los taludes en las grandes minas a cielo abierto sufren alteraciones significativas debido a las grandes voladuras de producción y también debido a la relajación de tensiones al retirar el estéril de recubrimiento. En algunas rocas blandas la excavación puede llevarse a cabo mediante el ripado y empuje con tractores de orugas y el grado de afección a los taludes será menor	D=1; voladura de producción D=0,7; excavación mecánica.

Figura 8: Guía para estimar el factor de alteración D.

Fuente: Adaptada por Hoek (2006)

2.2.2. Diseño del sostenimiento.

En el proceso de diseñar el sostenimiento de las excavaciones subterráneas, los mismos autores responsables de los sistemas de clasificación geomecánica, como Richard Bieniawski, Nick Barton, Evert Hoek y otros, han creado matrices que establecen conexiones entre las valoraciones derivadas de sus índices y los diversos tipos de sostenimiento tradicionalmente utilizados. Estos

métodos van desde la implementación de pernos de anclaje hasta la incorporación de marcos metálicos, pasando por el uso de mallas y la aplicación de concreto proyectado, con o sin refuerzo de fibras.

La Figura 9 muestra de manera ilustrativa las categorías de reforzamiento que se relacionan con los diseños de sostenimiento. Estas categorías son delineadas por los autores mencionados y constituyen una guía para seleccionar el tipo de sostenimiento más apropiado de acuerdo con la evaluación geomecánica realizada.

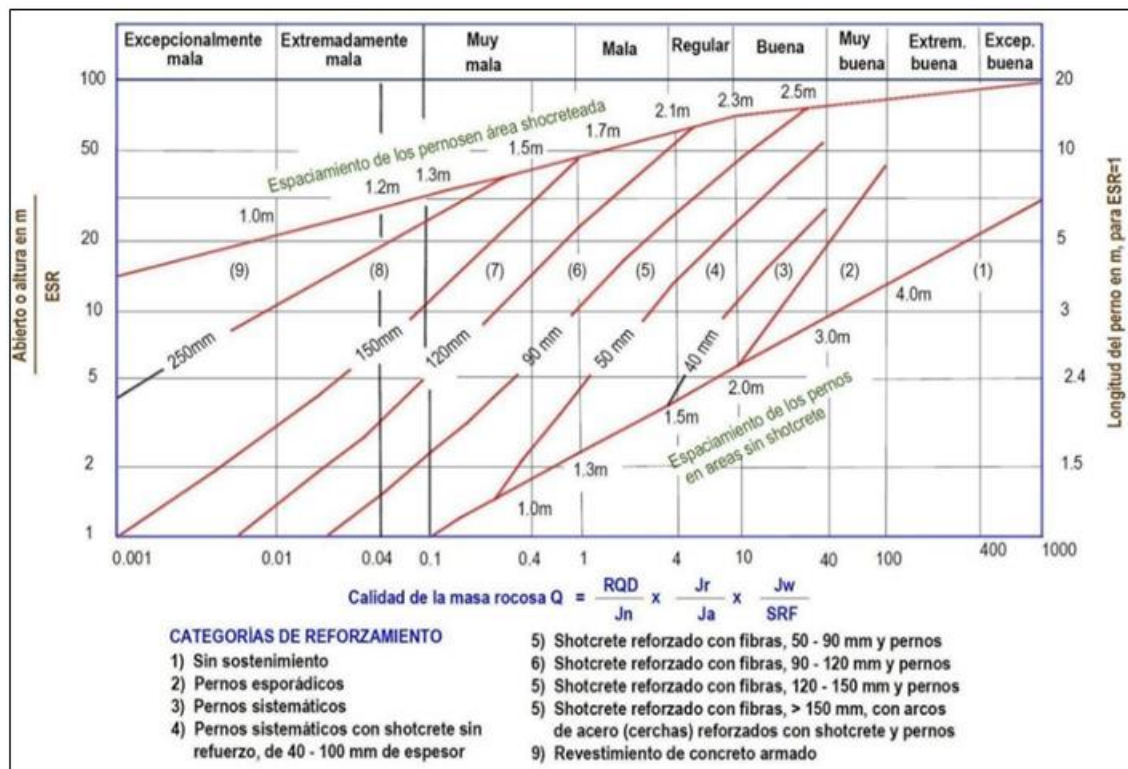


Figura 9: Categorías de reforzamiento para diseños de sostenimiento.

Fuente: (Barton y otros autores 1974)

En la figura 10 se aprecia el diseño de sostenimiento en labores mineras subterráneas, según el tipo de roca y según el índice del G.S.I.

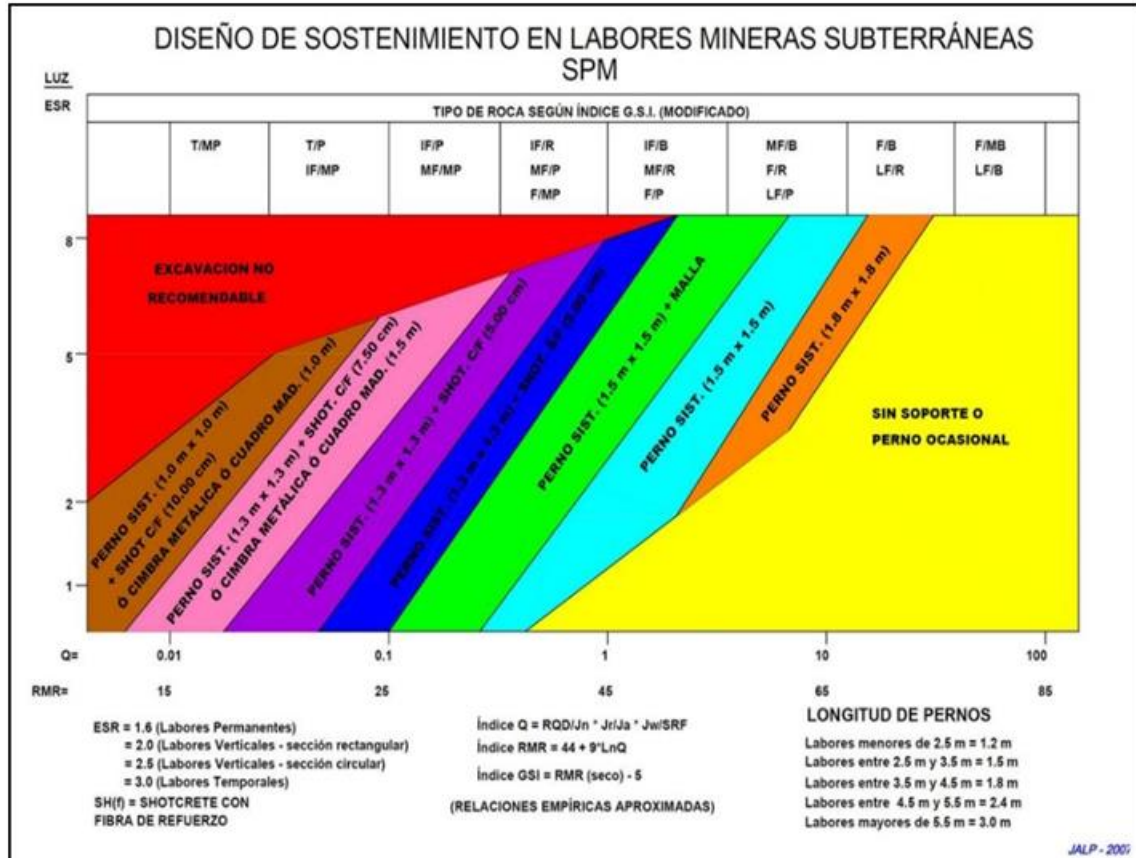


Figura 10: Diseños de sostenimiento en labores mineras subterráneas.

Fuente: (Barton y otros autores 1974)

En ambos gráficos se desarrolla el concepto de “Dimensión equivalente” (D. e.), formulado también por Barton, que es el cociente de dividir la luz (abertura o dimensión de la sección de excavación, en metros) entre el valor constante ESR (Excavation Support Ratio):

$$D. e. = \text{Luz (abertura o sección)} / \text{ESR}$$

La constante ESR está relacionada con el uso que se pretende dar a la excavación, su tiempo de vida útil y hasta dónde se le puede permitir cierto grado de inestabilidad. De esta forma, el valor que se asigna a dicha constante ESR está determinado según la Tabla 5.

Tabla 5: Grados de competencia del macizo rocoso.

Item	Tipo de excavación	Original	Actualiza
		ESR1	do ESR
A	Apertura temporal de la mina, etc.	ca. 3-5?	ca 2-5
B	Aberturas permanentes para minas, túneles de agua para hidroelectricidad (excluyendo compuertas de alta presión), túneles piloto, derivas y encabezados para grandes aberturas, cámaras de sobrevoltaje	1.6	1.6-2.0
C	Cuevas de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles de ferrocarril y carreteras menores, túnel de acceso	1.3	1.2-1.3
D	Centrales eléctricas, túneles principales de carreteras y ferrocarriles, cámaras de defensa civil, portales, intersecciones.	1.0	0.9-1.1
E	Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones deportivas y públicas, fábricas, túneles de gasoductos principales	ca 0.8?	0.5-0.8

Fuente: ESR (Excavation Support Ratio) de Barton.

De esta última Tabla, para el caso particular del minado subterráneo, asumimos ESR = 1.6 para excavaciones permanentes y ESR = 3.0 para excavaciones temporales.

Siendo así, para labores de desarrollo permanentes (ESR = 1.6) de sección típica 4.50 m x 4.50 m hasta 4.00 m x 4.00 m:

$$D. e. = \frac{4.50 - 4.00}{1.6}$$

$$D. e. = 2.8 - 2.5$$

De igual forma, para labores de desarrollo temporales (ESR= 3.0) de sección típica 4.50 m x 4.50 m hasta 4.00 m x 4.00 m:

$$D. e. = \frac{4.50 - 4.00}{3.0}$$

$$D. e. = 1.5 - 1.3$$

De igual forma, para labores de desarrollo temporales (ESR= 3.0) de sección típica 8.00 m x 4.00 m:

$$D. e. = \frac{8.0}{3.0}$$

$$D. e. = 2.7$$

Tiempos de Auto Soporte (T. A. S.) y Spam (Longitud de exposición).

Los mismos autores ya referidos han desarrollado un Gráfico de Tiempos de Auto Soporte que relaciona directamente la luz y/o el spam con los valores obtenidos de Índices de Clasificación Geomecánica “RMR” y “RQD”, se muestra en la figura 11.

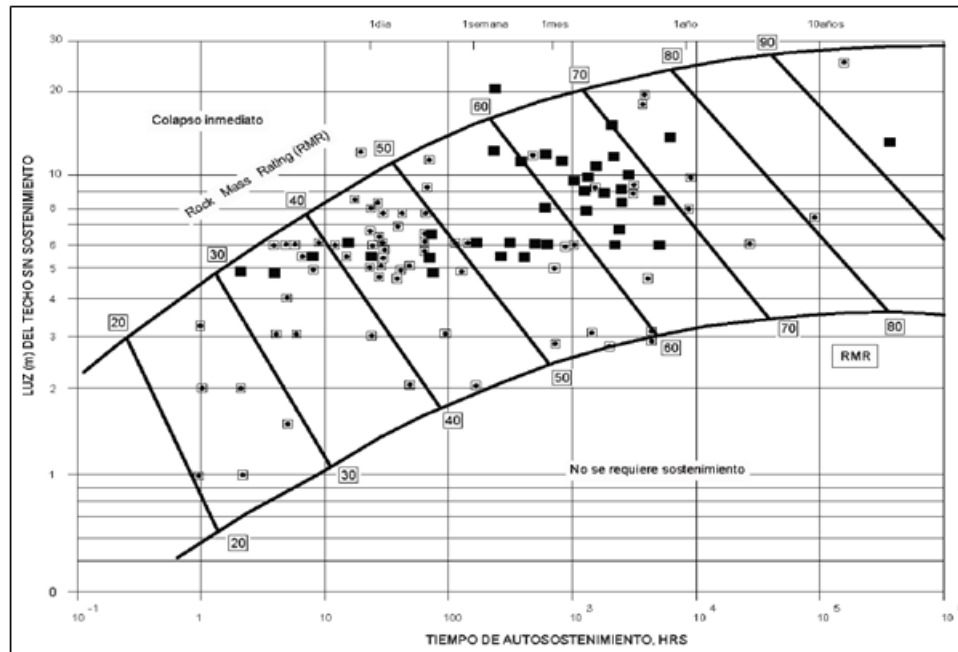


Figura 11: Tiempos de Auto Soporte (T. A. S.).

Fuente: Barton - Bieniawski, 1989

2.2.3. Aplicación del sostenimiento con pernos de anclaje.

El propósito del sostenimiento es mitigar los efectos de las presiones resultantes de la apertura de excavaciones subterráneas. Para lograrlo, es esencial comprender la geomecánica y estabilidad de la mina en función del tipo de terreno presente. En este sentido, se describen las características estructurales del terreno a continuación:

- **Terrenos masivos.** – “Son aquellos que presentan una composición semejante, donde no presenta fracturas o partes alteradas y además tiene resistencia homogénea”.
- **Terrenos fracturados.** “Son terrenos que presentan discontinuidad de planos, como una disposición de las capas o estratos de un terreno, ejemplo; areniscas, Calizas, y Pizarras”.
- **Terrenos empanizados.** – “Son terrenos que presentan zonas de panizo entre dos capas de terrenos consistentes”.
- **Terrenos sueltos.** – “Son terrenos que no presentan resistencia alguna, teniendo ser sostenida de inmediato para que no tener derrumbes ya que el tipo de terreno es no competente”.
- **Terrenos arcillosos.** – “Constituidos por rocas con gran contenido de agua y la proporción de arcilla el cual se deforman bajo una fuerte presión la mayor o menor plasticidad, es una variedad comúnmente conocidos como terrenos empanizados ejemplo; arcillas, o panizos, pizarras arcillosas”.

En la Figura 12 se aprecia el sostenimiento a aplicarse depende del tipo de terreno; así, para un terreno compacto (roca dura) no requiere sostenimiento sino la formación de una buena bóveda auto sostenida, un terreno fracturado recomienda un solo 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), un terreno suave requiere sostenimiento de tipo pesado (en esta clase de terrenos las presiones son mayores cuanto más fino es el tamaño de los fragmentos); mientras que un terreno arcilloso exige un sostenimiento extremadamente resistente o estructuras flexibles capaces de adaptarse a las presiones que se desarrollen en las aberturas subterráneas.

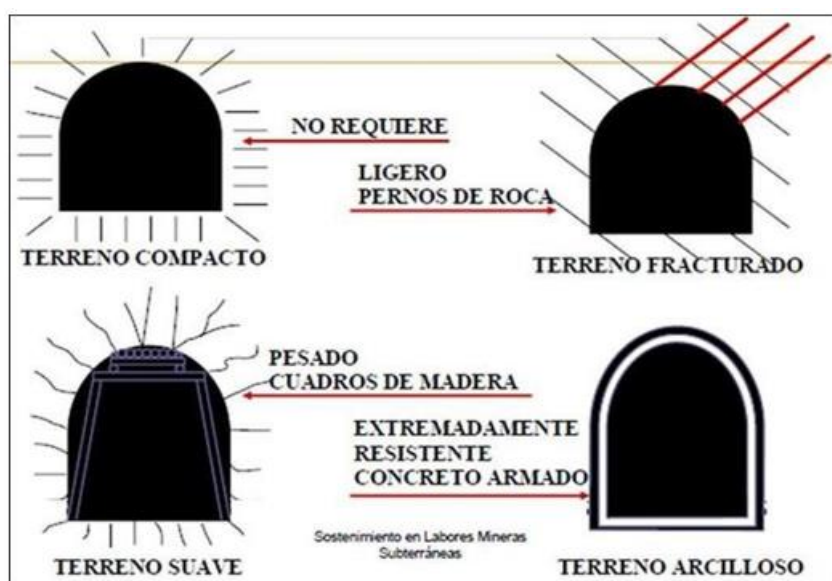


Figura 12: Grados de sostenimiento en labores subterráneas
Fuente: Sostenimiento en labores mineras subterráneas.

En el sostenimiento los materiales a ser utilizados son: Madera, Pernos de anclaje, Shocrete, Mallas electro soldadas, Cimbras, entre otros. En la elección del material deberá de considerarse las propiedades mecánicas de sostenimiento, teniendo en cuenta el costo y la duración.

Sostenimiento con pernos de anclaje

Son elementos de sostenimiento, el objetivo primordial es aumentar la resistencia del sostenimiento ante la roca, en un proceso de excavación subterránea. Se caracteriza principalmente en soportar estratos Incompetentes para formar una viga monolítica, evitando deslizamiento del macizo rocoso que se encuentran fracturados en el techo de una labor subterránea, usado para el sostenimiento de galerías de cortadas y de caja techo, anclaje de elementos auxiliares (Líneas eléctricas, monorraíles, soportes de encofrados, y andamios, fijación de maquinarias, fijación de estructura metálica etc.) En la actualidad existen varios tipos de pernos de anclaje en lo que respecta al perno sementado este perno es de fierro corrugado de $\frac{3}{4}$ " (por 6 pies de largo con placas y tuerca exterior del mismo material).

Los elementos de un perno de anclaje son:

Dispositivo de Anclaje. – Destinado exclusivamente a la sujeción del empernado con las paredes del taladro. El cual son fijados con Horquillas de extensión, Cuñas en Vástago bifurcados, resinas, morteros de arena, y cemento u otros medios químicos de adherencia.

Vástago o Varilla. - Este dado por varillas de fierro corrugado o no corrugado, cable de fibra de vidrio, cable de acero o espigas de madera u otros materiales la función principal es soportar cargas del macizo rocoso.

Arandela. – Es la plancha que soportas la sujeción de la tuerca.

Tuerca. - Elemento de amarre tensional, que amarra parte de la varilla de fierro y la placa.

Resistencia a la tracción de los pernos de anclaje. - La función principal es permanecer intacto el perno en contacto a la roca, resistiendo la movilidad y disloque el terreno. Existen fracturas y estratos que se abren con el tiempo debido a la presión vertical u Horizontal in Situ, por diversos factores como puede ser, reacomodo de la roca, presiones, variación de temperatura y humedad de la roca masiva.

Selección e instalación de los pernos de anclaje. - La selección y el método de instalación de un perno para roca dependen de lo siguiente: Tipo de roca, roca fracturada e intensamente fracturada y/o débil el cual los pernos confieren nuevas propiedades a la roca que rodea la excavación instalados de forma radial, el cual forman un arco que trabaja a compresión.

El tiempo de instalación es de forma rápida, son instalados con Jack leg o equipo siso bolter, el cual la mecanización nos implica la mejora en la seguridad e incremento de producción diaria.

Consideración en la selección de un perno de roca. - Se considera el peso del macizo rocoso a ser sostenido, se evalúa las fallas, desplazamientos, presiones para la respectiva colocación del perno a ser usado.

2.3. Marco conceptual

Sostenimiento Mecanizado: Utilización de técnicas y sistemas automatizados para reforzar y estabilizar las estructuras rocosas en el interior de una mina.

Pernos de Anclaje: Elementos de refuerzo utilizados para mantener la estabilidad de las rocas, compuestos por una barra metálica insertada en un taladro y asegurada con cemento u otro material.

Unidad de Explotación Aurífera (UEA) Parcoy: La localización específica de la operación minera objeto de estudio, centrada en la extracción de oro.

Eficiencia: La capacidad de lograr los mejores resultados con los recursos disponibles, en términos de producción y uso de recursos.

Seguridad Laboral: Conjunto de medidas y prácticas destinadas a proteger la salud y el bienestar de los trabajadores en el entorno minero.

Macizo Rocoso: El conjunto de formaciones rocosas que constituyen las paredes y techos de las galerías subterráneas de una mina.

Extracción Aurífera: Proceso de obtención de oro a partir de la explotación de yacimientos minerales.

Tecnologías de Sostenimiento Avanzadas: Métodos y herramientas modernas utilizadas para asegurar la estabilidad de las excavaciones subterráneas, como pernos de anclaje y mallas de sostenimiento.

Mineral: Material natural compuesto por elementos químicos que tienen valor económico y utilidad industrial, como el oro.

Innovación: Introducción de nuevas ideas, métodos o tecnologías que generan mejoras significativas en los procesos y resultados.

Capítulo III

Metodología

Para el desarrollo de esta tesis se obtuvieron datos sobre la caracterización geomecánica del macizo rocoso presente en Unidad Minera Parcoy, los rendimientos en procesos de avance dimensiones de los túneles mineros y como estos influyen en la mejora de los indicadores de productividad. La presente investigación tiene el propósito de aportar al conocimiento existente sobre la eficiencia que relaciona la cantidad de recursos utilizados con la cantidad de producción obtenida al aplicar pernos de anclaje en los sostenimientos propuestos en la UE.A. Parcoy.

3.1. Enfoque

De acuerdo con la naturaleza y los objetivos de la investigación, el enfoque adoptado se sitúa en los niveles explicativo, correlacional y descriptivo. Este enfoque se basa en la recopilación y análisis de información obtenida de la Unidad Económica Administradora Parcoy S.A.C.

En términos metodológicos, se emplea un enfoque no experimental y se lleva a cabo una investigación descriptiva. Siguiendo las directrices del proyecto de investigación en la 6ª Edición

de Fidias G. Arias (2006), este enfoque implica caracterizar un hecho, fenómeno o grupo con el propósito de comprender su estructura o comportamiento. Aunque no se formulen hipótesis de manera explícita, las variables involucradas se presentarán en los objetivos de investigación.

Es relevante destacar que el análisis se fundamenta en la información recabada en la Unidad Económica Administradora Parcoy S.A.C.

3.2. Alcance

Este trabajo de tesis es mixto; es decir, cualitativo y cuantitativo con visión técnico y científica (Álvarez, 2003), es de carácter descriptivo y correlacional. Según Hernández Sampieri (2006), “sigue el diseño de la investigación-acción puesto que permite solucionar problemas cotidianos e inmediatos con el fin de perfeccionar prácticas concretas (visión emancipadora). Su principal fundamento se basa en contribuir información (interpretativa y deliberativa) que guíe la toma de decisiones para reformas estructurales, programas y procesos”,

El trabajo de investigación se considera como no experimental según Rojas de Narvéez (1997). “Orientaciones prácticas para la elaboración de informes de investigación. Puerto Ordaz: Editorial Universidad Nacional Experimental Politécnica Antonio José de Sucre, nos señala: que los conceptos teóricos pueden ser descriptivas, explicativas, de operación, evaluativa, de diseño y relacionados con los estudios de campos entre otras. Es por esto que se dice que la actual investigación es de campo, ya que admitió en modo directo, la investigación y recaudación de datos para el mejoramiento del sostenimiento utilizando pernos de anclaje”.

De acuerdo a la 6ta edición de la metodología de la investigación por Hernández, Fernández y Baptista, 2003, en su Capítulo 7 Concepción o elección del diseño de investigación, nos señala:

“En un estudio no experimental no se construye ninguna situación, sino que se observan situaciones ya existentes, no provocadas intencionalmente”

3.3. Diseño de la investigación

La estructura metodológica adoptada se define como no experimental, en combinación con una investigación descriptiva. Siguiendo la pauta del proyecto de investigación en la 6ª Edición de Fidias G. Arias (2006), este enfoque tiene como objetivo caracterizar un hecho, fenómeno o grupo con el propósito de comprender su estructura o comportamiento. Es importante resaltar que, aunque no se formulen hipótesis de manera explícita, las variables relevantes se expresarán en los objetivos de investigación.

La metodología aplicada en esta actividad implica la evaluación exhaustiva de las operaciones mineras en la Unidad Minera Parcoy. Inicialmente, se abordará la etapa inicial de las operaciones y posteriormente se procederá a seleccionar un nuevo diseño de sostenimiento. En este proceso, se considerarán diversos parámetros, entre ellos la caracterización geomecánica, los tipos de sostenimiento convencional y los rendimientos obtenidos.

Con base en los resultados obtenidos, se llevará a cabo una comparación detallada para identificar los efectos de la implementación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje. El objetivo principal de esta comparación es mejorar la productividad de la Unidad Económica Administradora Parcoy en el año 2023.

3.4. Población y muestra

Población

Según Hernández et al. (2014), una población es “El conjunto de todos los casos que concuerdan con determinadas especificaciones.”

La población de investigación está conformada por la rampa 6951, rampa 6952, sub nivel 8220, rampa 8219, cámara 8990, sub nivel 8906, galería 8750, cámara 8978, galería 10199, galería 10166, rampa 10868, rampa 12124, galería 4923; donde se encuentran los avances lineales en la zona I de labores en rehabilitación, desarrollo, preparación y explotación de la Unidad Económica Administradora Parcoy.; haciendo un total de 13 labores.

Muestra

Según Hernández et al. (2014), una muestra no probabilística o dirigida “Es el subgrupo de la población en la que la elección de los elementos no depende de la probabilidad, sino de las características de la investigación”

En este estudio, la muestra comprende la totalidad de la población, por lo que está compuesta por las 13 labores de avances (galerías, subniveles, rampas y cámaras abiertas), cuyas características son similares y los criterios de evaluación son homogéneos para todos ellos, se minimiza la probabilidad de ocurrencia de errores para datos menores o iguales a 30.

3.5. Hipotesis

3.5.1. Hipotesis general

Los efectos del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, influye positivamente en la mejora de la productividad de la U.E.A. Parcoy – 2023.

3.5.2. Hipotesis específica

- ❖ La calidad de la roca influye significativamente en los efectos del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en la mejora de la productividad de la U.E.A. Parcoy – 2023.
- ❖ La aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, influye positivamente en el tiempo de operación de la U.E.A. Parcoy – 2023.
- ❖ La aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, influye positivamente en el volumen de producción de la U.E.A. Parcoy – 2023.

3.6. Operacionalización de variables, definición conceptual y operacional

Variables	Definición conceptual	Definición operacional	Dimensiones	Indicadores
Variable Independiente:	Barra o perno embutido en el hormigón para sujetar, fijar o asegurar un elemento estructural. Es un perno cuyo extremo puede ser roscado o no dependiendo de su uso temporal o definitivo.	Es la forma de soporte del techo y los hastiales de una labor subterránea a partir su caracterización geomecánica, utilizando máquinas y equipos emperradores de roca, con el fin de lograr la estabilidad del macizo rocoso	Caracterización Geomecánica	* Índice RMR * Índice Q * Índice GSI
Sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje.			Aplicación del sostenimiento con pernos de anclaje	* Sostenimiento Convencional. * Sostenimiento Mecanizado.
Variable Dependiente:	La productividad es la relación entre la cantidad de productos obtenida por un sistema productivo y los recursos utilizados para obtener dicha producción. En realidad la productividad debe ser definida como el indicador de eficiencia que relaciona la cantidad de recursos utilizados con la cantidad de producción obtenida.	La mejora de la productividad es la relación entre los resultados y el tiempo utilizado para obtenerlos: cuanto menor sea el tiempo que lleve obtener el resultado deseado, más productivo es el resultado obtenido.	Tiempo de operación	* h/mes
Mejora de la productividad			Volumen de producción	* Tn/mes

3.7. Técnicas e instrumentos

Técnicas de recolección de datos

Las técnicas de investigación representan el conjunto de pasos, cuyo objetivo es operativizar el proceso investigativo. (Hernández , Fernández, & Baptista, 2010).

- ❖ Es indispensable determinar las técnicas que se van aplicar, como datos de campo, observaciones y mediciones, tesis bibliográficas, trabajos inéditos para determinar los resultados de sostenimiento sistemático con pernos de anclaje en labores de preparación, desarrollo y exploración de una U.E.A. Parcoy.

Las técnicas utilizadas en la recopilación de datos del estudio, bajo el método de la estadística descriptiva, fueron:

- ❖ La observación (Campo)
- ❖ Apunte de datos (Campo)
- ❖ La clasificación de la información
- ❖ Análisis de los datos
- ❖ Medición (Gabinete)
- ❖ Evaluación de resultados
- ❖ Discusión e interpretación.

Instrumento

Se utilizaron los siguientes instrumentos de recolección de datos:

- ❖ Guías de observación

Guía de Observación de la Clasificación Geomecánica Estas guías se utilizan para realizar la investigación sistemática del tipo de roca, estado de alteración y las discontinuidades que

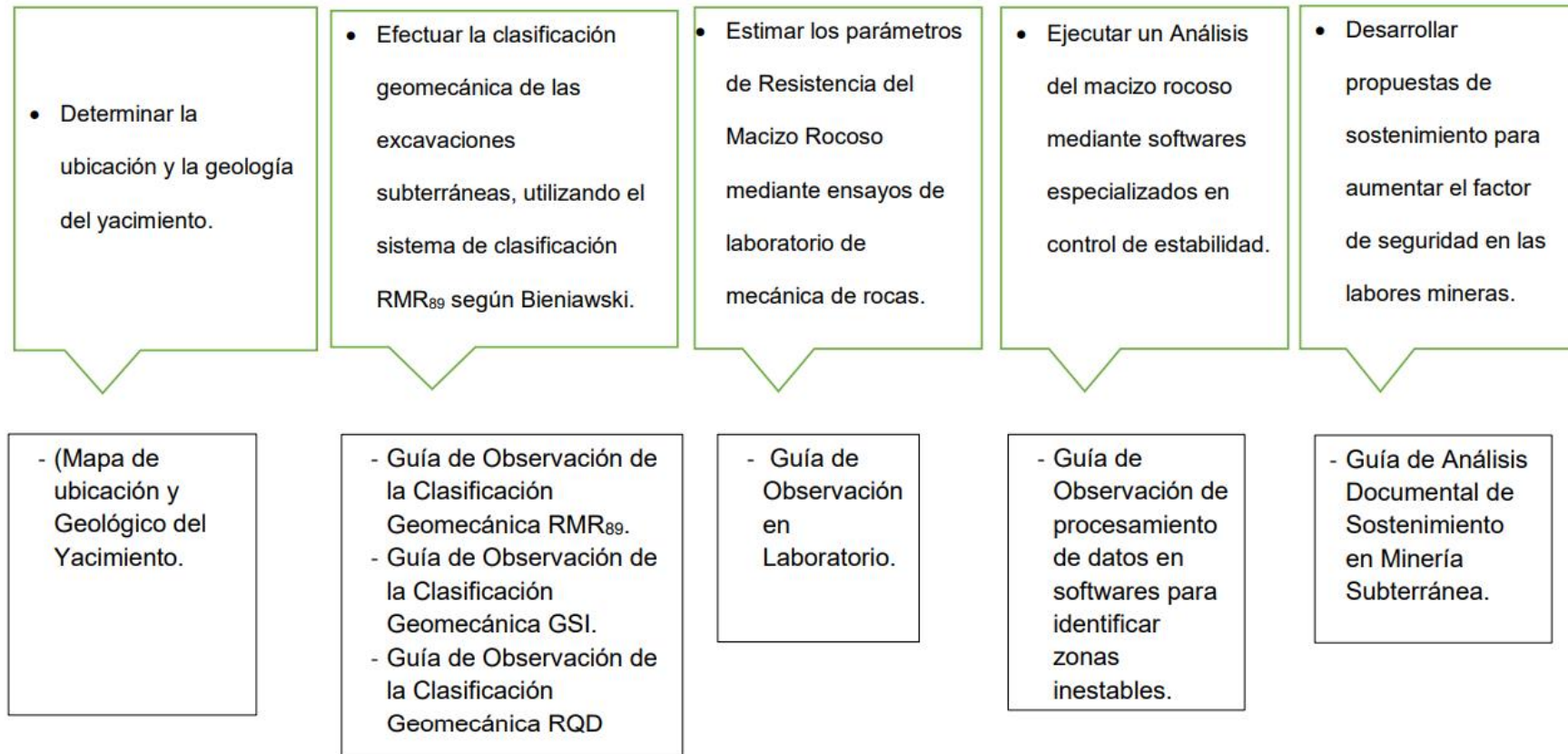
perjudican al macizo, tomando datos suficientes del buzamiento y dirección de buzamiento de ellas, para que se haga un análisis estadístico que pueda discriminar qué “familias” de discontinuidades afectan a la roca, y cuál es su orientación preferente. (Ver Anexo 2 RMR89, 6 GSI Y 7 RQD).

Guía de Observación en Laboratorio. Esta guía de observación en laboratorio de métodos experimentales se hizo para determinar la resistencia y la deformabilidad de las rocas, con la finalidad de establecer las relaciones entre los esfuerzos y las deformaciones durante el proceso de carga y rotura, los esfuerzos a que está sometida la roca en el momento de la rotura y sus parámetros resistentes. Estos métodos son los ensayos de laboratorio de compresión uniaxial, cargar puntual y cálculo de densidades. (Ver Anexo 3 y 4).

❖ Guías de análisis documental

Guía de Análisis Documental de Sostenimiento en Minería Subterránea. (Ver Anexo 5)- La siguiente guía de análisis documental se realizó para mencionar y describir la normativa por la cual se rige el procedimiento de sostenimiento en minería subterránea.

3.8. Metodos de análisis de datos



3.9. Técnicas estadísticas para el procesamiento de la información.

Los datos acopiados, medidos y monitoreados se procesarán por medio de estadísticas, promedios y se calculará el promedio general de la medición de metros lineales de avance, sistema de pernos de sostenimiento empleado, cuadros comparativos de los resultados entre el diseño anterior y el diseño implementado como estándar de trabajo

Después de confirmar la normalización de los datos, se realiza una prueba t de Student para evaluar la homogeneidad de la varianza entre los tratamientos estándar. Si es similar, se rechaza la hipótesis nula de que no hay diferencia en las varianzas de ambos grupos si el valor p de la prueba t es menor que 0.05.

3.10. Desarrollo del trabajo de tesis

3.10.1. La clasificación geomecánica de las excavaciones subterráneas, utilizando el sistema de clasificación RMR89 según Bieniawski.

La clasificación geomecánica del macizo rocoso en las labores subterráneas y en puntos estratégicos de la mina es necesaria para identificar la calidad y condiciones del material que se presenta en este yacimiento. Se realizó mediante la utilización del formato de Clasificación Geomecánica RMR89 propuesto por Bieniawski, la Clasificación Geomecánica RQD propuesta por Deere, y Índice GSI propuesto por Hoek y Marinos. La utilización de estas clasificaciones se apoyará de la experiencia y el conocimiento en campo para que se pueda realizar una acertada clasificación mediante la observación.

3.10.2. Estimación de los parámetros de resistencia del macizo rocoso mediante ensayos de laboratorio de mecánica de rocas.

Los ensayos de mecánica de rocas son de vital importancia para esta investigación puesto que mediante estos se conocieron las propiedades de los macizos rocosos que ayudaron a determinar parámetros necesarios para la simulación del sostenimiento mediante softwares especializados en este tipo de trabajos. El ensayo de compresión uniaxial se realizó mediante la toma de datos de resistencia del macizo rocoso en campo y en laboratorio utilizando el Martillo Schmidt. Y el ensayo de Carga Puntual se efectuó con una probeta de roca sometida a cargas axiales y presiones isotrópicas constantes. Los testigos sometidos a estos ensayos fueron los recopilados en campo, en las mismas excavaciones subterráneas. La norma que rige estos ensayos son la ASTM D5731 para carga puntual y para el Martillo Schmidt – compresión uniaxial, la norma ASTM D5873

3.10.3. Análisis del macizo rocoso mediante softwares especializados en control de estabilidad.

Este análisis se desarrolló mediante softwares especializados de geomecánica y geotecnia muy usados en trabajos de control de estabilidad en excavaciones subterráneas y/o a tajo abierto, estos softwares serán los pertenecientes al paquete Rocscience como DIPS, UNWEDGE, ROC DATA, entre otros. A partir del conocimiento de los parámetros estimados con los ensayos de laboratorio como el factor de disturbancia, el ángulo de fricción, y cohesión de las rocas, además de los datos que se consiguen en campo como la orientación en grados de las discontinuidades, se realizó un diagnóstico mediante estos programas para conocer las zonas con mayor convergencia de discontinuidades y que sean potencialmente inestables.

3.10.4. Propuestas de sostenimiento para aumentar el factor de seguridad en las labores mineras.

Estas propuestas serán el control más adecuado que se puede recomendar a partir de la investigación y estudios realizados sobre el estado de estabilidad de las labores subterráneas. Se llevarán a cabo también utilizando los softwares anteriormente mencionados que permitieron realizar una simulación del sostenimiento necesario (pernos de anclaje, shotcrete, cimbras, etc.). Estos mecanismos de sostenimiento contribuyeron para que el factor de seguridad aumente y por consecuencia la estabilidad y la seguridad de las excavaciones sean las óptimas.

3.10.5. Normativa

Las normativas que se aplicó en este proyecto de tesis son:

- “En esta tesis se toma en cuenta los criterios geomecánicos propuestos por el OSINERGMIN (2017). Indica en la guía de criterios geomecánicos para excavaciones subterráneas que el método de explotación a ser utilizado debe reunir y cumplir con las características básicas de seguridad, recuperación de mineral, retorno de capital, medio ambiental y responsabilidad social.”.
- “También se considera al RSSOM en el CAPÍTULO 1, ARTÍCULO 33; que indica que para realizar toda actividad minera se deberá contar con estudios y sus respectivas actualizaciones sobre: geología, geomecánica, geotecnia, hidrología, hidrogeología, estabilidad de taludes, parámetros de diseño, técnicas de explosivos y voladuras, transporte; botaderos, sostenimiento, ventilación y relleno, entre otros, según corresponda”.
- “Esta investigación también se rige por la LEY N.º 29783, LEY DE SST y su modificatoria la LEY N.º 30222, que tiene como objeto promover una cultura de

prevención de riesgos laborales en el país, sobre la base de la observancia del deber de prevención de los empleadores, el rol de fiscalización y control del Estado y la participación de los trabajadores y sus organizaciones sindicales”.

- En cuanto a la normativa de ensayos de laboratorio la “American Society for Testing and Materials (ASTM)”su fin es estandarizar el método y procedimientos, para la ejecución de los ensayos de laboratorio y de campo.
- “Respecto a la parte ambiental se utiliza el Reglamento para la Protección Ambiental en la Actividad MINERO – METALÚRGICA que propone los Programas de Adecuación y Manejo Ambiental de los trabajos de exploración y/o explotación en los ciclos de minado subterráneo y a cielo abierto, en donde se deben reconocer y contemplar el tratamiento de Alteración de acuíferos, Estabilidad de los taludes, entre otros”.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Generalidades de la mina

4.1.1. Localización geográfica y política

4.1.1.1. Ubicación

La Unidad Minera Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A. se encuentra ubicada en la confluencia de los ríos Parcoy y Llacuabamba en el Anexo de Retamas, Distrito de Parcoy, Provincia de Pataz en el Departamento de La Libertad, sus coordenadas son las siguientes:

COORDENADAS GEOGRÁFICAS	COORDENADAS UTM	COTA	DATUM
77° 29' 41" Longitud Oeste	E225023.60	2750	WGS 84
08° 02' 09" Latitud Sur	N9110903.5	2750	WGS 84

La mina aurífera está situada a 500 Km. al Norte de Lima sobre el Flanco Oriental de la Cordillera De Los Andes y pertenece a la Cuenca Hidrográfica del Marañón. De acuerdo a la Carta Geológica del Instituto Geológico; “Hoja de Tayabamba”. Las áreas de operación están cerca a los poblados de Retamas, La Soledad, Parcoy, Lúcumas y Llacuabamba.

CIUDAD		DISTANCIA	TIEMPO
Lima	Trujillo	560 Km	9 Horas
Trujillo	Chagual	440 Km	19 Horas
Chagual	Retamas	40 Km	3 Horas

Actualmente Consorcio Minero Horizonte S.A. viene trabajando las vetas:

- Lourdes.
- Milagros en su sector Norte.
- Las vetas Rosarito – Candelaria.
- Rosa.
- Encanto.

La mineralización permite sostener un ritmo de producción de 1750 TM/D, para una planta con capacidad de 2200 TM/D, con una ley del orden de 13 - 15 gr. Au /Tm. Estos trabajos se concentran principalmente en la profundización de las vetas Lourdes, Candelaria y Rosa.

Desde el presente año, la empresa viene desarrollando un agresivo programa de exploraciones, con miras a lograr un mayor nivel de reservas probado - probables y de generar recursos inferidos mediante sondajes diamantinos por debajo del nivel 2600, con el objetivo de entrar a una etapa de trabajos mecanizados por debajo del actual nivel base de explotación, ello permitiría el incremento de la producción diaria a 2,200 Tm/día.

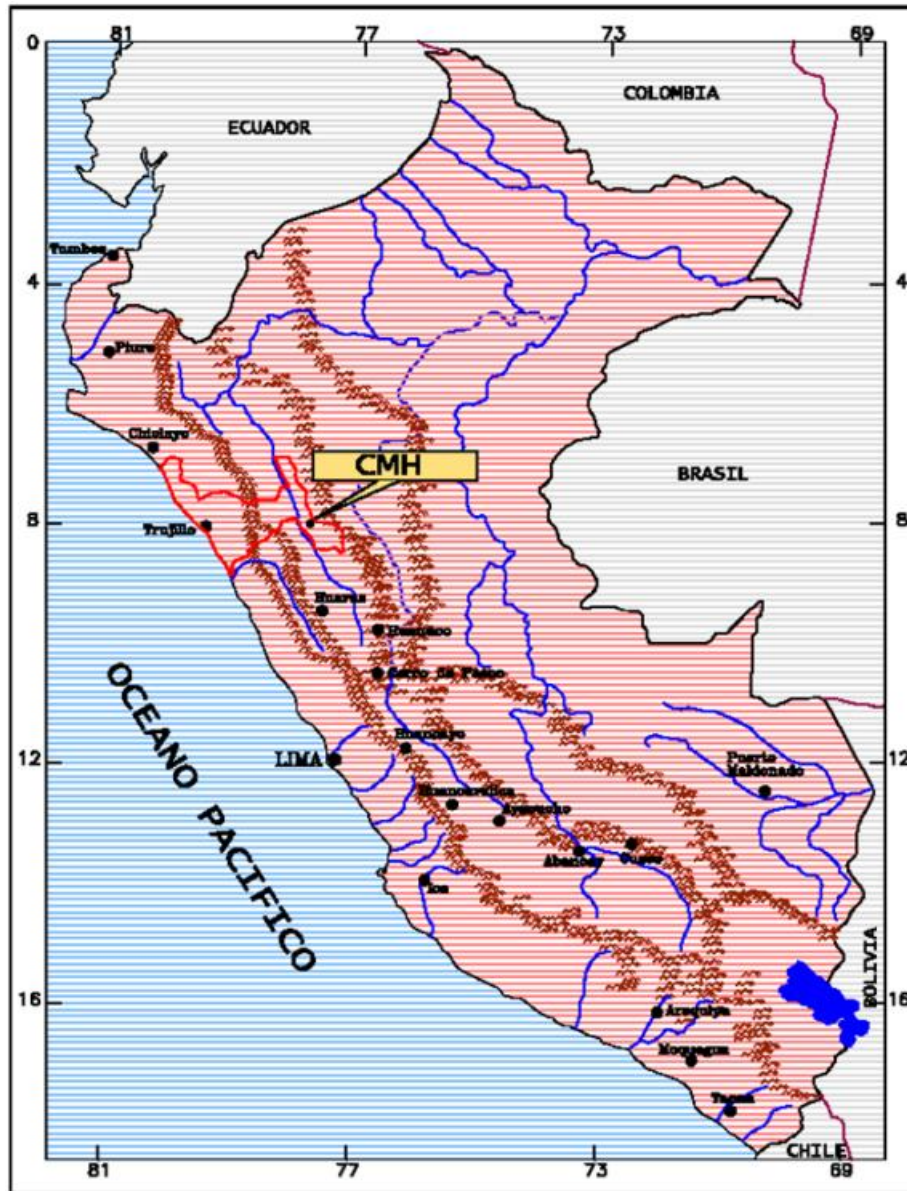


Figura 14: Ubicación de consorcio minero horizonte (CMH) en el Mapa Peruano
Fuente: Geología CMH

4.2. Geología regional

4.2.1. Geomorfología

Fisiográficamente el yacimiento se encuentra en el flanco occidental de la Cordillera Central, en la unidad de valles interandinos, según Wilson (1,964), se observan valles agudos y quebradas profundas que se han formado por la erosión glacial y fluvial, las que están en procesos de estabilización.

El drenaje principal está conformado por el río Parcoy, que drena hacia el Noreste, pasando por la Laguna Pías, para luego desembocar al río Marañón, el que finalmente llega al río Amazonas.

El clima de la zona es cálido a templado, hasta los 3000 m.s.n.m., por encima de esta altitud el clima se torna frío. Es seco en verano (abril a octubre) y lluvioso en invierno (noviembre a abril).

4.2.2. Litología

Regionalmente la geología del distrito está dominada por tres franjas (fajas):

El basamento Pre cambriano del Complejo Marañón al Este.

El Batolito de Pataz del Carbonífero.

Los estratos deformados del Pérmico - Cenozoico al Oeste.

El complejo basal de Marañón consiste de meta sedimentos pizarrosos a esquistosos y rocas meta volcánicas y exhibe plegamiento complejo y formación de clivajes. Los estratos del Pérmico al Cenozoico están plegados en pliegues parados hasta volcados convergiendo hacia el oeste cerca del contacto con el batolito, pero más al oeste son homoclinales.

La Historia Geológica de la región consta de eventos sedimentarios que van del Precámbrico hasta el reciente, afectados por intrusiones de diversos tipos, composiciones así como de edades.

4.2.3. Estratigrafía

La Geología de la zona está vinculada a la evolución estratigráfica y estructural de la cordillera Andina del Norte del Perú, la cual está formada por la superposición de tres ciclos orogénicos:

a) El Precámbrico.

b) El Hercínico

c) El Andino.

PRECAMBRICO: Corresponde a las rocas del Complejo Marañón y está formado por filitas, mica esquistos y meta volcánicos.

HERCÍNICO: Está formado por las pizarras de la Formación Contaya. El plegamiento Eohercínico sucede en un periodo de distensión con la formación de una cuenca intramontañosa que es rellenada por rocas del Grupo Ambo, en el Permiano superior tenemos una acumulación volcánica andesítica conocida como Volcánico Lavasen, que tiene una amplia distribución en las partes altas de Parcoy principalmente al Este, margen derecha del río Parcoy. Una fase Epirogenética genera una emersión y la acumulación de las rocas ferruginosas del Grupo Mitu.

ANDINO: Es más notoria en la Cordillera Occidental, comienza con las calizas del Grupo Pucará, cubiertas posteriormente por areniscas del Grupo Goyllarisquizga, calizas de la Formación Crisnejas y por las capas rojas de la Formación Chota. Finalmente se encuentran depósitos aluviales, coluviales y fluviales del Cuaternario Reciente.

4.2.4. Rocas intrusivas del batolito de Pataz

Durante el carbonífero las rocas de la zona hasta ese entonces depositadas, fueron afectadas por una gran intrusión magmática de composición calcoalcalina, denominada “Batolito de Pataz”. Posteriormente en el Paleógeno se produjeron emplazamientos intrusivos menores de composición diorítica a cuarzo monzonítica.

La composición litológica del Batolito es ácida a intermedia, caracterizado por granodiorita, diorita y cuarzo-monzonita. Diques aplíticos, y andesíticos posteriores afectan al Batolito y en algunos casos cortan algunas vetas. La textura de las rocas plutónicas es variable, son comunes

tonalitas y granodioritas con zonación a bordes dioríticos, así como pulsaciones más jóvenes de cuarzo-monzonita. En los bordes y cúpulas se observan microdiorita.

El Batolito de Pataz, aflora con un rumbo promedio N30°W (lineamiento Andino), cuyo contacto con las rocas circundantes es irregular y fallado. Estructuralmente, el Batolito está sumamente fracturado y fallado, probablemente porque es un cuerpo tabular estrecho, que se emplazó en una zona de falla extensional, que subsecuentemente se reactivó como una zona de falla inversa oblicua.

El Batolito se encuentra afectado por fallas de cizalla producto de varios eventos tectónicos así como por diversas pulsaciones, presentando localmente intensa deformación. Su longitud reconocida en la región es de 210 Km. aproximadamente y con un ancho de 2 Km. en el sector de Parcoy, este macizo rocoso está controlado por dos lineamientos mayores de orientación N 30° W.

4.3. Geología estructural

El Distrito minero ha sido afectado por los diferentes eventos tectónicos acaecidos en los últimos 300 M.a. dando como resultado una complejidad estructural muy marcada. No presenta fuerte foliación, por lo que se supone que la corteza superior en una zona extensional. Dicha zona extensional se habría reactivado subsecuentemente como consecuencia de un sistema de fallas inversas oblicuas durante la mineralización.

Las fallas producto de los eventos tectónicos Regionales, deben haber tenido un efecto en la distribución de zonas mineralizadas en el distrito de Parcoy, que incluyen fallamiento y plegamiento pre-mineral, sin-mineral y post mineral.

Los eventos pre-mineral incluyen deformación y metamorfismo en el Complejo Marañón Proterozoico la orientación estructural o direcciones de compresión no son muy reconocidas.

El contacto Occidental del Batolito es una falla Cenozoica tipo “strike-slip” (salto sobre su rumbo) orientada $350^{\circ}/85^{\circ}$, como lo indican las estriaciones de falla horizontal (“slickenlines”) observadas en la Quebrada Balcón. Esta falla es casi paralela a todas las vetas occidentales y probablemente sea una reactivación de una falla de primer orden sin-mineral.

Como en todos los sistemas de vetas, los controles estructurales de las vetas y clavos en el distrito de Parcoy son varios y complejos. De primera importancia son las fallas de primer-orden (NW-SE) huéspedes del mineral y que, probablemente controlan la inclinación general hacia el Sur de los clavos mineralizados.

Fuerzas tectónicas originaron fallas de cizalla, con movimiento sinistral en la mayoría de casos. Las vetas de cizalla presentan espejos de falla con estrías en varias direcciones y están por lo general limitados por capas pequeñas de panizo.

A lo largo del Batolito (210Km) se conocen varias minas en operación y otras abandonadas, destacando de Sur a Norte: Bloque Huaylillas: La Estrella, Bloque Buldibuyo: Minas de Marsa, Alaska y El Gigante, Bloque Parcoy: Consorcio Minero Horizonte, Bloque Pías: Minas Culebrillas, Ariabamba, Bloque Pataz: Minas de Poderosa S.A., El Tingo, La Lima y Papagayo.

Es importante destacar que los bloques Buldibuyo (Sur) y Pías, Pataz (Norte) contienen estructuras de muy bajo ángulo de buzamiento ($20-40^{\circ}E$), mientras que en el bloque Parcoy (Central) las estructuras tienen altos ángulos de buzamiento ($50-80^{\circ}E$) variación de Este a Oeste. Esta diferencia debida posiblemente a movimientos diferenciados de los Bloques post mineralización, que por basculamiento pudieran estar presentando actualmente un buzamiento diferente al original previo al basculamiento.

4.4. Geología local

Las unidades rocosas identificadas se presentan desde el Precámbrico, seguido de unidades paleozoicas y sobreyacen rocas del Mesozoico y Cenozoico. La distribución general de las rocas clásticas se presentan en una franja en el sector occidental de la mina el cual está limitada por la falla regional Parcoy Yuracyacu; los intrusivos del batolito de Pataz se emplazan en la zona central y los volcánicos Lavasen en la zona oriental, a continuación se describen las unidades geológicas en la zona de influencia de la mina Parcoy.

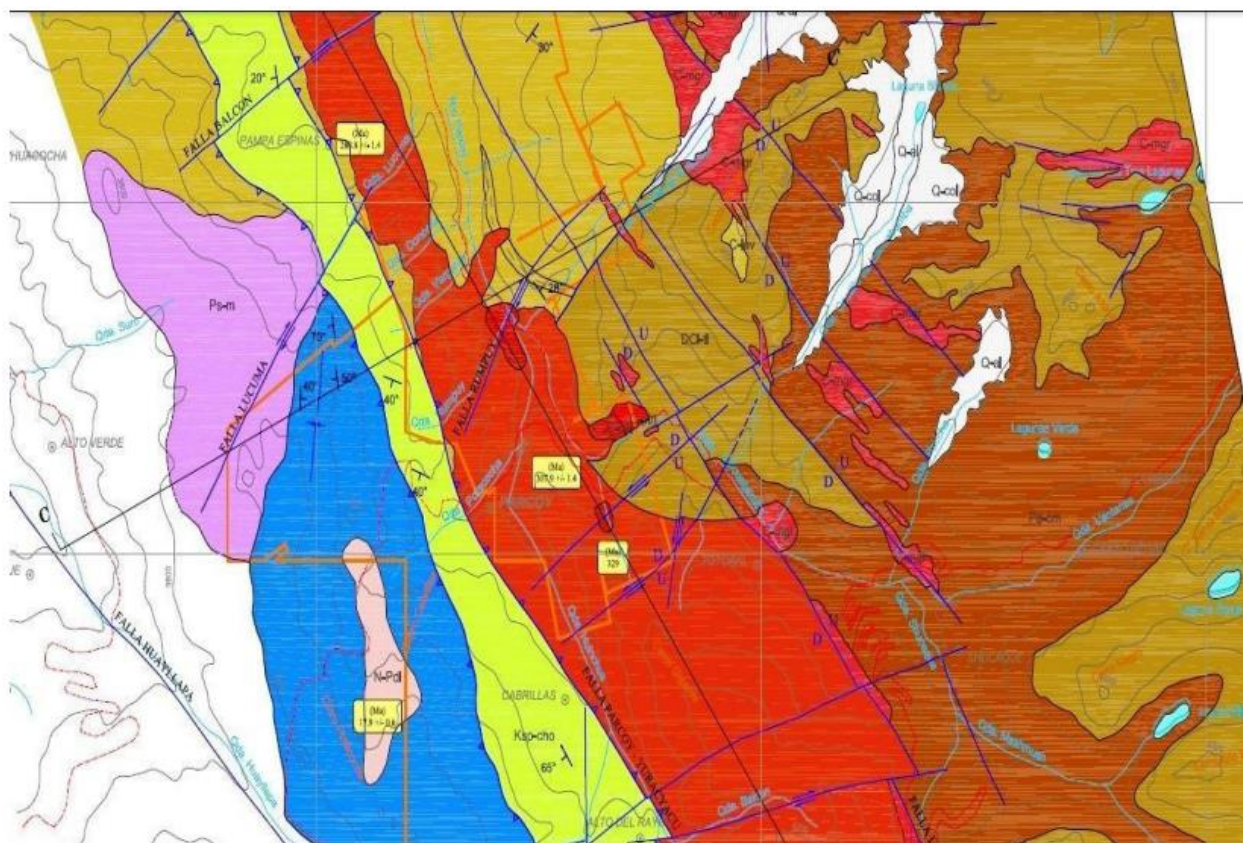


Figura 15: Mapa geológico
Fuente: Geología CMH

4.5. Caracterización Geomecánica.

“Las generalidades de la unidad minera Parcoy, es conocida desde las épocas incaicas por su geología y por la mineralización de Ag, y posteriormente y hasta la actualidad se explota minerales polimetálicos de Pb, Ag, Cu, Zn, y otros. Se presentan cuerpos de Sílica-Pirita, cuerpos y vetas de Pb-Zn, vetas y cuerpos de Cu-Ag, cuerpos minerales de Ag-Bi, cuerpos supérgenos de Cu, cuerpos oxidados argentíferos o Pacos. El mayor volumen de estas reservas fue explotado desde 1902 hasta 2013. Desde entonces, sólo se explotaron minerales provenientes de la recuperación de pilares y/o rellenos antiguos. Sin embargo, en la actualidad se sigue trabajando en desarrollos, preparaciones, y se continua con la explotación de las reservas que quedaron en los niveles 1000 y 1200” (Álvarez, 1970). La mineralización que se presentan en este yacimiento mineral.

4.5.1. Índice R.M.R.

La calidad del macizo rocoso en la zona del estudio es variable, se estimó que, para la roca encajonante y mineral para la Zona I, varían desde una roca de tipo mala (IVA) a una roca de tipo regular (IIIB). En la siguiente Tabla xx, se presenta la valoración de RMR para cada dominio geomecánico, principalmente para la Zona I.

Tabla 6: Calidad del macizo rocoso.

N°	Zona	Nivel	Labor	Grado de Competencia	Tipo de Roca	Calidad de Roca
1	I	400	Ga 4923	Roca incompetente	IVA	Mala
2	I	600	Rp 6951	Roca incompetente	IIIB	Regular
3	I	600	Rp 6952	Roca incompetente	IIIB	Regular
4	I	800	Sn 8220	Roca incompetente	IVA	Mala
5	I	800	Rp 8219	Roca incompetente	IIIB	Regular
6	I	800	Ca 8990	Roca incompetente	IIIB	Regular
7	I	800	Sn 8906	Roca incompetente	IIIB	Regular
8	I	800	Gl 8750	Roca incompetente	IIIB	Regular
9	I	800	Ca 8978	Roca incompetente	IIIB	Regular
10	I	1000	Ga 10199	Roca incompetente	IIIB	Regular
11	I	1000	Ga 10166	Roca incompetente	IIIB	Regular
12	I	1000	Rp 10868	Roca incompetente	IIIB	Regular
13	I	1200	Rp 12124	Roca incompetente	IIIB	Regular

4.5.2. Índice Q.

Para correlacionar el diseño de sostenimiento aplicaremos los resultados emitidos en el mapeo geomecánico RMR y Q' de Barton el cual se detalla en la Tabla 7.

Tabla 7: Q de Barton.

N°	Zona	Nivel	Labor	Rango RM R	Q' de Barton	Calidad del Macizo rocoso
1	I	400	Ga 4923	38	3	Mala
2	I	600	Rp 6951	49	8	Regular
3	I	600	Rp 6952	44	8	Regular
4	I	800	Sn 8220	40	3	Mala
5	I	800	Rp 8219	44	3	Regular
6	I	800	Ca 8990	45	3	Regular
7	I	800	Sn 8906	47	3	Regular
8	I	800	Gl 8750	42	3	Regular
9	I	800	Ca 8978	44	3	Regular
10	I	1000	Ga 10199	45	8	Regular
11	I	1000	Ga 10166	48	3	Regular
12	I	1000	Rp 10868	46	3	Regular
13	I	1200	Rp 12124	43	3	Regular

4.5.3. Índice G.S.I.

De igual manera, el GSI (Índice Geológico de Resistencia), describe las características geomecánicas del macizo rocoso.

Para el cálculo del GSI, tomamos el parámetro RQD del macizo rocoso y los parámetros de las condiciones de las discontinuidades.

a. Condición Estructural.

El mapeo geomecánico realizado en las labores cuentan con un tipo de roca muy fracturada (MF) moderadamente trabajada, parcialmente disturbada, bloques angulosos formados por cuatro o más sistemas de discontinuidades, con un RQD = 25 a 50.

b. Condición Superficial.

Dicho valor llevado a la Tabla GSI la UCS, nos especifica que un macizo rocoso de 25 – 50 Mpa, es considerada un macizo de calidad pobre, por presentar discontinuidades lisas moderadamente fracturas abiertas.

En la Figura 16, se muestra la intersección de la condición estructural con la condición superficial, obteniendo el tipo de roca muy fracturado pobre (MF/P), como resultado del sostenimiento a utilizar es de Shotcrete 4" + Malla Electrosoldada/pernos Split Set sistemático 1.2m. x 1.2m.







 MINERÍA HORIZONTE Ancho de Labor: 4 m Altura de labor: 4 m		CONDICION SUPERFICIAL			
ESTRUCTURA		BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS. CERRADAS (RC = 100 - 250 MPa) (NO SE ROMPE CON GOLPES DE PICOTA)	REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER ABIERTAS. (RC = 50 - 100 MPa) (SE ROMPE CON DOS O MAS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE, MODERADAMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, FRACTURAS ABIERTAS. (RC = 25 - 50 MPa) (SE ROMPE CON UN GOLPE DE PICOTA)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA, DESCOMPUESTA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO PLASTIFICADO DE ROCA TRITURADA (RC = 5 - 25 MPa) (SE INDENTA MAS DE 5 mm CON LA PICOTA)
 FRACTURADA EN BLOQUES (FB) ROCA FRESCA, BLOQUES GRANDES TRABADOS Y LIMITADOS POR UNO A DOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES CON PLANOS BIEN DEFINIDOS. (RQD = 75 A 90) (1 A 3 FRACTURAS/METRO LINEAL)	FB/B	FB/R	FB/P	FB/MP	
 FRACTURAMIENTO MODERADO (FM) MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA BLOQUES CU-BICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD = 50 A 75) (4 A 10 FRACTURAS/METRO LINEAL)	FM/B	FM/R	FM/P	FM/MP	
 MUY FRACTURADA (MF) MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD = 25 A 50) (11 A 20 FRACTURAS/METRO LINEAL)	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP	
 INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) CON PLEGAMIENTOS Y FALLAMIENTOS, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO TROZOS ANGULOSOS E IRREGULARES (RQD = 0 A 25) (MAS DE 20 FRACTURAS/METRO LINEAL)	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP	
 BRECHADA A TRITURADA (T) MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE FRACTURADA, MEZCLA DE PARTICULAS FINAS Y FRAGMENTOS DISGREGABLES, MATRIZ PLASTIFICADA DE ESTRUCTURA FLUIDAL, PANIZOS Y OXIDOS EN FALLAS. (SIN RQD)	T/B	T/R	T/P	T/MP	

Figura 16: Cartilla geomecanica CMH
 Fuente: Geologia CMH

De acuerdo a los diferentes tipos de sostenimientos que se aplican en la Unidad Económica Administradora Parcoy, se observó que el tiempo de auto soporte de la roca bien dura es de 40 días (promedio), tal como se puede ver en la Figura 17.

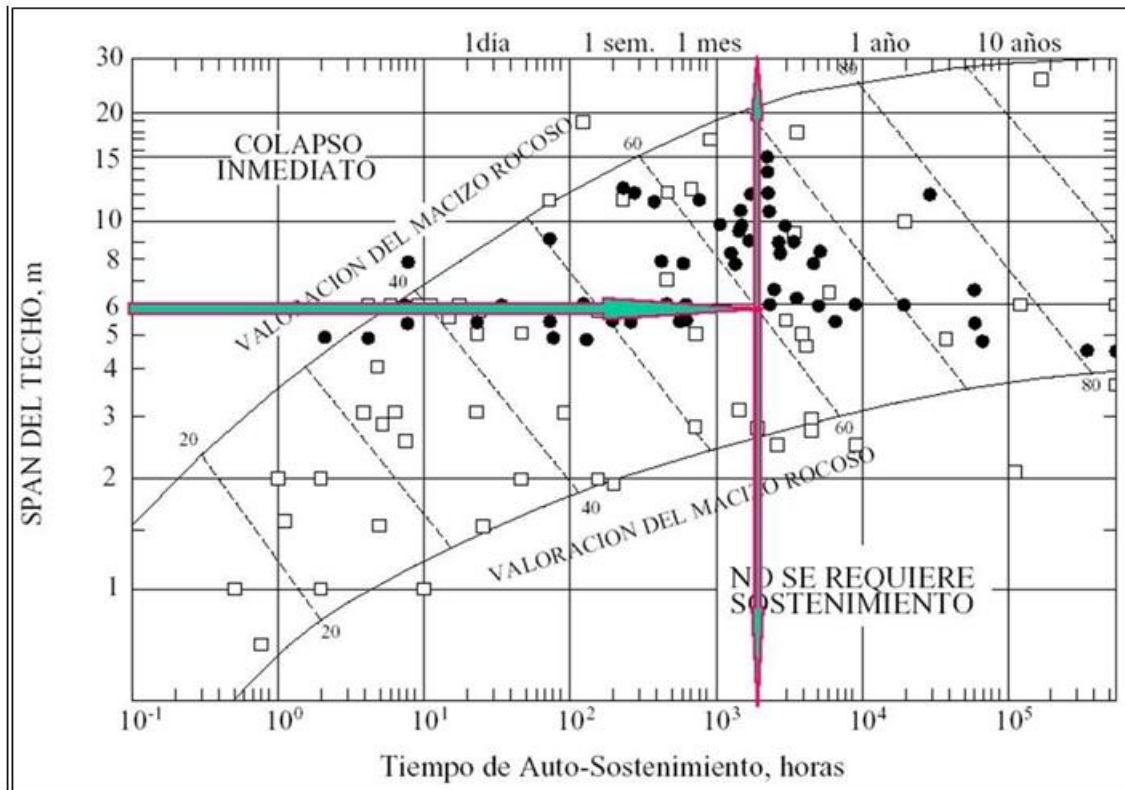


Figura 17: Tiempo de Autosostenimiento, horas.

Fuente: Geología CMH

Mientras que en rocas fracturadas el tiempo de autoaporte es de un día a lo máximo, tiempo durante el cual se debe tomar todas las medidas necesarias, antes de que se produzca el colapso. También, se observa en el Plano de Clasificación Geomecánica y Tipo de sostenimiento en el cuerpo CNA, pisos 11 – 12, zona IV.

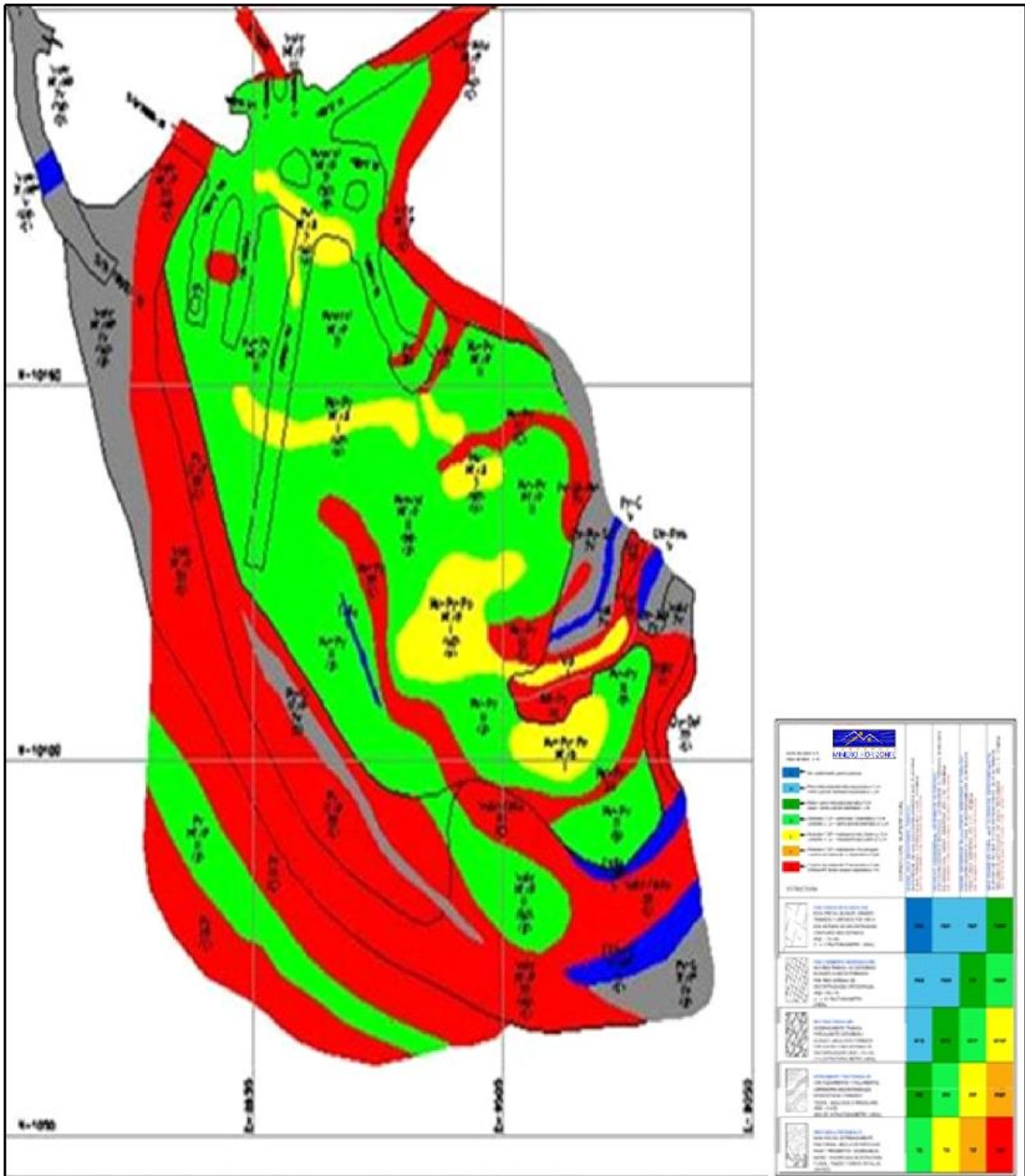


Figura 18: Clasificación Geomecánica y Tipo de Sostenimiento, Cuerpo CNA, Pisos 11-12, Zona IV.

Fuente: Geología CMH

4.6. Aplicación de Sostenimiento con pernos de anclaje.

La Tabla 8, nos muestra el programa de avances lineales en la zona I, de la Unidad Económica Administradora Parcoy. de acuerdo a los datos obtenidos del RMR, Q y GSI., donde se aplicó el desate y sostenimiento manual (convencional), con barretilla, máquina perforadora Jack Leg, malla y se colocaron los pernos de anclaje. En el Anexo 6, se incluye el detalle de la Caracterización Geomecánica, realizada en campo.

Tabla 8: Programa de Avances Lineales zona I.

N°	Zona	Nivel	Labor	Ancho	Alto	Tarea	Prog. Ml.	Clasificación GSI	RMR	Q	Calidad del Macizo rocoso	Tipo de Sostenimiento
1	I	400	Ga 4923	4.00	4.00	Avaf ^e lined	30	MF/P	38	3	IVA - MALA	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
2	I	600	Rp 6951	4.00	4.00	Avaf ^e lined	15	MF/P	49	8	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
3	I	600	Rp 6952	4.00	4.00	Avaf ^e lined	40	MF/P	44	8	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
4	I	800	Sn 8220	3.50	4.00	Avaf ^e lined	60	MF/P	40	3	IVA - MALA	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
5	I	800	Rp 8219	3.50	4.00	Avaf ^e lined	50	MF/P	44	3	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
6	I	800	Ca 8990	4.00	4.00	Avaf ^e lined	15	MF/P	45	3	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
7	I	800	Sn 8906	4.00	4.00	Avaf ^e lined	30	MF/P	47	3	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
8	I	800	Ga 8750	3.50	3.50	Avaf ^e lined	25	MF/P	42	3	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
9	I	800	Ca 8978	3.50	3.50	Avaf ^e lined	35	MF/P	44	3	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
10	I	1000	Ga 10199	4.00	4.00	Avaf ^e lined	50	MF/P	45	8	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
11	I	1000	Ga 10166	4.00	4.00	Avaf ^e lined	50	MF/P	48	3	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
12	I	1000	Rp 10868	4.00	4.00	Avaf ^e lined	25	MF/P	46	3	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
13	I	1200	Rp 12124	4.00	4.00	Avaf ^e lined	15	MF/P	43	3	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.

4.6.1. Sostenimiento convencional

Según el tipo de roca identificado, se pudo determinar la clase de sostenimiento que se debía aplicar. Conocer las propiedades de la roca en la cual trabajamos es muy importante para hacer nuestro trabajo con seguridad y la Cartilla Geomecánica, nos ayuda a analizar y clasificar el macizo rocoso para luego darle el tratamiento adecuado. Por lo tanto, el tipo de sostenimiento que coloquemos debajo del macizo rocoso en que trabajamos define la duración de la labor.

a) Desatado manual de roca suelta.

“El desate manual en la unidad era desarrollado por dos trabajadores, con juegos de barretillas que van desde los 6 hasta los 12 pies, lo cual le permitía al personal hacer caer las rocas sueltas que se encuentren a una altura no mayor de 4 m, se realizaba en forma de avance del área inestable hacia el área estable, con un ángulo de inclinación no mayor a 45° de posición de la barretilla. A continuación, se señala las consideraciones para esta actividad”.

- Detección del terreno suelto: Basado en la experiencia, los operadores son capaces de detectar con el oído las zonas de rocas sueltas golpeando el área.
- Penetración de la barretilla: Usando la barretilla, el minero ejercita presión para penetrar uno de los lados en la abertura o para producir una abertura.
- Uso de la barretilla como una palanca de fuerza: Después de haber introducido la punta de la barretilla en la ranura, se usa la misma como palanca para soltar las rocas.

El desatado manual es deficiente e incompleto por:

- La fuerza de impacto aplicada por el personal durante el desatado manual es menor al impacto del martillo del Scaler que varían entre 610 y 1200 Joules.
- En el desatado manual el alcance máximo con barretilla es de 4.0 m., mientras el alcance del brazo del Scaler varía entre 5m y 18m. según la marca y modelo.
- Durante el desatado manual el personal está expuesto permanentemente al peligro de caída de roca y en el desatado con Scaler sólo el martillo se expone al peligro, en los últimos años ningún personal operador de Scaler ha tenido algún tipo de accidente por caída de roca.

b) Instalación de pernos Split Set.

“El sostenimiento convencional en la instalación de pernos Split set, se desarrolla sobre carga o sobre plataforma, es una actividad con consecuencias graves por desprendimiento de rocas, así mismo tiene como consecuencia la demora de la producción en las operaciones minera. Y se tiene las siguientes características”.

- Se utiliza como plataforma de trabajo la carga de la voladura o una plataforma de andamio.
 - Se inicia el sostenimiento con una perforadora tipo Stoper o Jackleg, luego se introduce el soporte con la máquina perforadora mediante un adaptador.
 - La altura máxima para el sostenimiento fue de 3.5 m y mínima de 3 m.
 - Juntamente con el soporte se coloca la malla, la otra parte de la malla se soporta con una barretilla.
 - El sostenimiento convencional se realizaba mínimo con 3 personas.
- Además, presentaba los siguientes riesgos:
- El personal se ubica dentro de la línea de fuego, que es sobre el terreno desestabilizado al momento de perforar el taladro para el soporte del elemento de sostenimiento.



Figura 19: Colocación de Perno Split Set.

Fuente: Internet

c) Resultados del tiempo de desate y sostenimiento.

Los resultados del trabajo de campo nos muestran que, respecto al desate de rocas y sostenimiento con el método convencional, para el colocado de 20 pernos de anclaje, el tiempo de demora en promedio fue de 6.0 horas/labor, cuyo cálculo se muestra en la siguiente Tabla 9.

Tabla 9: Tiempo de desate y sostenimiento convencional por guardia.

Item	Labor	Desate de roca suelta (min)	Habilitado y colocado de mallas (min)	Perforación de taladros (min)	Nº Taladros	Tiempo de taladros perforados	Colocado de pernos Split Set. (min)	Nº Taladros	Tiempo total de pernos instalados.	Total (min)	Total h/labor
1	Gl 4923	129.50	13.25	9.25	20.00	185.00	1.45	20.00	29.00	356.75	5.95
2	Gl 4923	128.70	13.22	9.16	20.00	183.20	1.49	20.00	29.80	354.92	5.92
3	Gl 4923	129.55	13.01	9.56	20.00	191.20	1.21	20.00	24.20	357.96	5.97
4	Gl 4923	129.16	13.50	9.35	20.00	187.00	1.63	20.00	32.60	362.26	6.04
5	Gl 4923	150.21	12.56	9.25	20.00	185.00	1.68	20.00	33.60	381.37	6.36
6	Rp 651	140.55	14.35	9.16	20.00	183.20	1.49	20.00	29.80	367.90	6.13
7	Rp 651	127.29	13.25	9.42	20.00	188.40	1.60	20.00	32.00	360.94	6.02
8	Rp 651	129.40	13.22	9.15	20.00	183.00	1.63	20.00	32.60	358.22	5.97
9	Rp 651	129.00	13.35	9.01	20.00	180.20	1.49	20.00	29.80	352.35	5.87
10	Rp 651	125.42	13.25	9.25	20.00	185.00	1.20	20.00	24.00	347.67	5.79
11	Rp 6952	124.80	13.22	9.22	20.00	184.40	1.49	20.00	29.80	352.22	5.87
12	Rp 6952	124.18	13.01	9.24	20.00	184.80	1.50	20.00	30.00	351.99	5.87
13	Rp 6952	131.55	13.35	9.58	20.00	191.60	1.52	20.00	30.40	366.90	6.12
14	Rp 6952	123.55	13.50	9.22	20.00	184.40	1.49	20.00	29.80	351.25	5.85
15	Rp 6952	139.51	13.35	9.56	20.00	191.20	1.49	20.00	29.80	373.86	6.23
16	Sa 8220	129.50	13.25	9.25	20.00	185.00	1.36	20.00	27.20	354.95	5.92
17	Sa 8220	128.70	13.22	9.16	20.00	183.20	1.49	20.00	29.80	354.92	5.92
18	Sa 8220	129.55	13.01	9.56	20.00	191.20	1.60	20.00	32.00	365.76	6.10
19	Sa 8220	129.16	13.50	9.25	20.00	185.00	1.63	20.00	32.60	360.26	6.00
20	Sa 8220	129.50	13.25	9.16	20.00	183.20	1.50	20.00	30.00	355.95	5.93
21	Sa 8906	128.70	13.22	9.56	20.00	191.20	1.49	20.00	29.80	362.92	6.05
22	Sa 8906	129.55	13.01	9.35	20.00	187.00	1.60	20.00	32.00	361.56	6.03
23	Sa 8906	129.16	13.50	9.25	20.00	185.00	1.34	20.00	26.80	354.46	5.91
24	Sa 8906	150.21	12.56	9.16	20.00	183.20	1.24	20.00	24.80	370.77	6.18
25	Sa 8906	140.55	13.35	9.42	20.00	188.40	1.49	20.00	29.80	372.10	6.20
26	Rp 8219	127.29	13.25	9.15	20.00	183.00	1.60	20.00	32.00	355.54	5.93
27	Rp 8219	129.40	13.22	9.01	20.00	180.20	1.63	20.00	32.60	355.42	5.92
28	Rp 8219	129.00	13.35	9.25	20.00	185.00	1.49	20.00	29.80	357.15	5.95
29	Rp 8219	125.42	13.25	9.22	20.00	184.40	1.20	20.00	24.00	347.07	5.78
30	Rp 8219	124.80	13.22	9.24	20.00	184.80	1.49	20.00	29.80	352.62	5.88
31	Gl 8750	124.18	13.01	9.58	20.00	191.60	1.50	20.00	30.00	358.79	5.98
32	Gl 8750	131.55	13.35	9.25	20.00	185.00	1.52	20.00	30.40	360.30	6.01
33	Gl 8750	123.55	13.50	9.16	20.00	183.20	1.49	20.00	29.80	350.05	5.83
34	Gl 8750	139.51	13.35	9.56	20.00	191.20	1.49	20.00	29.80	373.86	6.23
35	Gl 8750	150.21	12.56	9.35	20.00	187.00	1.68	20.00	33.60	383.37	6.39
36	Cu 8978	140.55	13.35	9.25	20.00	185.00	1.49	20.00	29.80	368.70	6.15
37	Cu 8978	127.29	13.25	9.16	20.00	183.20	1.60	20.00	32.00	355.74	5.93
38	Cu 8978	129.40	13.22	9.42	20.00	188.40	1.63	20.00	32.60	363.62	6.06
39	Cu 8978	129.00	13.35	9.15	20.00	183.00	1.49	20.00	29.80	355.15	5.92
40	Cu 8978	125.42	14.25	9.01	20.00	180.20	1.20	20.00	24.00	343.87	5.73
41	Cu 8990	129.50	13.25	9.25	20.00	185.00	1.50	20.00	30.00	357.75	5.96
42	Cu 8990	128.70	13.22	9.22	20.00	184.40	1.49	20.00	29.80	356.12	5.94
43	Cu 8990	129.55	13.01	9.24	20.00	184.80	1.32	20.00	26.40	353.76	5.90
44	Cu 8990	131.50	13.50	9.58	20.00	191.60	1.25	20.00	25.00	361.60	6.03
45	Cu 8990	150.21	12.56	9.22	20.00	184.40	1.40	20.00	28.00	375.17	6.25
46	Gl 10166	140.55	13.35	9.25	20.00	185.00	1.49	20.00	29.80	368.70	6.15
47	Gl 10166	127.29	13.25	9.16	20.00	183.20	1.25	20.00	25.00	348.74	5.81
48	Gl 10166	129.40	13.22	9.56	20.00	191.20	1.63	20.00	32.60	366.42	6.11
49	Gl 10166	135.10	13.35	9.35	20.00	187.00	1.60	20.00	32.00	367.45	6.12
50	Gl 10166	131.41	13.45	9.25	20.00	185.00	1.49	20.00	29.80	359.66	5.99
51	Gl 10199	131.55	13.35	9.16	20.00	183.20	1.51	20.00	30.20	358.30	5.97
52	Gl 10199	127.25	13.25	9.42	20.00	188.40	1.48	20.00	29.60	358.50	5.98
53	Gl 10199	129.16	13.56	9.15	20.00	183.00	1.68	20.00	33.60	359.32	5.99
54	Gl 10199	129.00	15.24	9.01	20.00	180.20	1.49	20.00	29.80	354.24	5.90
55	Gl 10199	125.42	13.25	9.25	20.00	185.00	1.20	20.00	24.00	347.67	5.79
56	Rp 10868	140.55	14.40	9.22	20.00	184.40	1.50	20.00	30.00	369.35	6.16
57	Rp 10868	140.55	13.35	9.24	20.00	184.80	1.64	20.00	32.80	371.50	6.19
58	Rp 10868	131.12	13.45	9.58	20.00	191.60	1.48	20.00	29.60	365.77	6.10
59	Rp 10868	131.55	13.35	9.22	20.00	184.40	1.34	20.00	26.80	356.10	5.94
60	Rp 10868	130.50	13.25	9.56	20.00	191.20	1.47	20.00	29.40	364.35	6.07
61	Rp 12124	129.16	13.56	9.25	20.00	185.00	1.54	20.00	30.80	358.52	5.98
62	Rp 12124	128.54	13.55	9.16	20.00	183.20	1.35	20.00	27.00	352.29	5.87
63	Rp 12124	129.16	13.50	9.56	20.00	191.20	1.45	20.00	29.00	362.86	6.05
64	Rp 12124	131.55	14.25	9.25	20.00	185.00	1.49	20.00	29.80	360.60	6.01
65	Rp 12124	130.50	13.50	9.22	20.00	184.40	1.49	20.00	29.80	358.20	5.97
TOTAL											
6.00											

4.6.2. Sostenimiento Mecanizado.

a. Desate mecanizado con Scaler

La automatización del proceso de desatado y sostenimiento se implementó con el objetivo de garantizar la seguridad de los trabajadores y sus equipos, además de agilizar el tiempo necesario para llevar a cabo el desatado de rocas sueltas. Esta iniciativa ha tenido un impacto positivo en la extracción de mineral al mejorar la eficiencia en la producción. El desatado se lleva a cabo después de la voladura mediante el uso de equipos conocidos como Scaler Brock 330, como se ilustra en la Figura 20.



Figura 20: Desatador mecánico Scaler Brock 330

- La cabina del operador se encuentra en un área de techo sostenido y enmallado.
- El desatado lo realiza un solo operador y abarca toda la zona de la voladura, techo, caja y frente.
- El área disparada tiene una profundidad de 4.5 metros, área a desatar el Scaler, tanto como la caja techo y el frente.

- Antes de iniciar un desatado el equipo riega el frente, por contar con un dispositivo de contenido de agua; con el objetivo de eliminar el polvo y dejar visible las rocas fracturadas.
- Este equipo por dato tiene un avance de 500 m², área que lo puede realizar en un día.

Algunas especificaciones del equipo a tener en cuenta se describen en la siguiente tabla.

Tabla 10: Especificaciones del Scaler Brock 330.

ESPECIFICACIONES DEL EQUIPO		
Medidas y Peso		
Longitud total		10.6 m
Longitud hasta la Cuchara		7.6 m
Ancho de la Cuchara		2.7 m
Ancho del Equipo		2.1 m
Alto de la Cabina		2.4 m
Peso		20865 Kg
Tren de Potencia		
Engine Diesel	QSB 4.5	165 HP
Sistema de Traslado - Hidrostático		Tracción en 04 Ruedas
Ejes		02 ejes Kessler
Motores Hidráulicos		02 Motores
Sistema Eléctrico		
Alimentación		24VDC
Controladores Plus 1 – CANBUS		03 Controladores
Cajas Mvec		02 Cajas
Sistema Hidraulico		
Bombas de caudal variable		02 Bombas
Bomba de caudal Constante		01 Bomba
Capacidades		
Tanque de Combustible		60 gln
Tanque Hidráulico		80 gln
Motor Diesel		5 gln

b. Sostenimiento mecanizado con empernador (Scissor Bolter)

“Una vez realizado el desate, el Scoop inicia con la limpieza de la labor, para luego ingresar el Scissor Bolter y realizar el sostenimiento con pernos y malla hasta el tope del techo. Este proceso se realizó en forma más rápida, segura y con menos personal. El equipo Scissor Bolter consiste de una perforadora hidráulica y una plataforma operada por una sola persona, como se muestra en la Figura 21”.



Figura 21: Equipo empernador Scissor Bolter

“El Scissor Bolter tiene dos tijerales que pueden elevarse hasta 7 metros de altura, así como desplazarse horizontalmente. Puede perforar con diámetros de 39 mm, longitud de 2 a 7 pies, su resistencia depende del tipo del macizo rocoso y el diámetro de taladro, soporta de 1-3 toneladas/pie de longitud; y se recomienda aplicar en rocas competentes, buenas, y regulares, según la evaluación geomecánica”.

c. Resultado de tiempo de desate y sostenimiento.

Los datos recolectados en el trabajo de campo revelan que en relación al proceso de desate de rocas y sostenimiento mediante el uso del método mecanizado con Scaler y equipos emperadores Scissor Bolter, y para la colocación de 20 pernos de anclaje, el tiempo promedio requerido fue de 2.50 horas por labor. Los cálculos y detalles de este tiempo se presentan en la Tabla 11.

Tabla 11: Tiempo de desate y sostenimiento mecanizado por guardia.

Item	Labor	Desate de roca suelta (min)	Habilizado y colocado de malla (min)	Perforacion de taladros (min)	N° Taladros	Tiempo de taladros perforados (min)	Colocado de pernos Split Sec. (min)	N° Taladros	Tiempo total de pernos instalados (min)	Total (min)	Total m. asesor
1	GL 4923	56.15	23.22	2.23	20.00	44.60	1.45	20.00	29.09	153.06	2.55
2	GL 4923	53.11	23.60	2.21	20.00	44.20	1.46	20.00	29.12	150.03	2.50
3	GL 4923	53.02	24.07	2.19	20.00	43.80	1.46	20.00	29.15	150.04	2.50
4	GL 4923	64.50	22.54	2.17	20.00	43.40	1.47	20.00	29.40	159.84	2.66
5	GL 4923	56.13	22.65	2.15	20.00	43.00	1.54	20.00	30.80	152.58	2.54
6	Rp 651	57.11	24.51	2.13	20.00	42.60	1.58	20.00	31.60	155.82	2.60
7	Rp 651	57.11	24.25	2.11	20.00	42.20	1.46	20.00	29.26	152.82	2.55
8	Rp 651	58.05	24.42	2.54	20.00	50.80	1.55	20.00	31.00	164.27	2.74
9	Rp 651	65.15	23.45	2.07	20.00	41.40	1.46	20.00	29.15	159.15	2.65
10	Rp 651	51.05	24.73	2.23	20.00	44.60	1.47	20.00	29.40	149.78	2.50
11	Rp 6952	56.10	23.04	2.21	20.00	44.20	1.54	20.00	30.80	154.14	2.57
12	Rp 6952	62.23	22.21	2.19	20.00	43.80	1.58	20.00	31.60	159.84	2.66
13	Rp 6952	54.00	24.23	2.17	20.00	43.40	1.46	20.00	29.26	150.89	2.51
14	Rp 6952	45.20	22.28	2.15	20.00	43.00	1.55	20.00	31.00	141.48	2.36
15	Rp 6952	56.52	24.23	2.13	20.00	42.60	1.46	20.00	29.12	152.47	2.54
16	Su 8220	59.05	24.23	2.11	20.00	42.20	1.46	20.00	29.15	154.63	2.58
17	Su 8220	59.24	22.27	2.24	20.00	24.60	1.47	20.00	29.40	135.51	2.26
18	Su 8220	57.30	24.70	2.23	20.00	23.00	1.54	20.00	30.80	135.80	2.26
19	Su 8220	52.10	24.84	2.21	20.00	44.20	1.58	20.00	31.60	152.74	2.55
20	Su 8220	60.11	21.90	2.19	20.00	43.80	1.46	20.00	29.26	155.08	2.58
21	Su 8906	56.10	24.23	2.17	20.00	43.40	1.55	20.00	31.00	154.73	2.58
22	Su 8906	53.15	20.65	2.15	20.00	43.00	1.45	20.00	29.00	145.80	2.43
23	Su 8906	56.10	20.71	2.13	20.00	42.60	1.45	20.00	29.03	148.44	2.47
24	Su 8906	53.15	20.65	2.11	20.00	42.20	1.45	20.00	29.06	145.06	2.42
25	Su 8906	58.45	23.56	2.28	20.00	45.60	1.45	20.00	29.09	156.70	2.61
26	Rp 8219	59.24	22.27	2.23	20.00	24.60	1.46	20.00	29.12	135.23	2.25
27	Rp 8219	57.30	24.70	2.21	20.00	23.00	1.46	20.00	29.15	134.15	2.24
28	Rp 8219	52.10	24.84	2.19	20.00	43.80	1.47	20.00	29.40	150.14	2.50
29	Rp 8219	60.11	24.23	2.17	20.00	43.40	1.54	20.00	30.80	158.54	2.64
30	Rp 8219	62.23	22.21	2.15	20.00	43.00	1.58	20.00	31.60	159.04	2.65
31	Gl 8750	54.00	22.84	2.13	20.00	42.60	1.46	20.00	29.26	148.70	2.48
32	Gl 8750	45.20	22.28	2.20	20.00	44.00	1.55	20.00	31.00	142.48	2.37
33	Gl 8750	60.15	24.23	2.24	20.00	44.80	1.45	20.00	29.09	158.27	2.64
34	Gl 8750	59.05	24.23	2.20	20.00	44.00	1.46	20.00	29.12	156.40	2.61
35	Gl 8750	59.24	22.27	2.24	20.00	24.60	1.46	20.00	29.15	135.26	2.25
36	Ca 8978	57.30	24.70	2.35	20.00	23.00	1.47	20.00	29.40	134.40	2.24
37	Ca 8978	52.10	24.84	2.21	20.00	44.20	1.54	20.00	30.80	151.94	2.53
38	Ca 8978	60.11	21.90	2.19	20.00	43.80	1.58	20.00	31.60	157.41	2.62
39	Ca 8978	56.10	20.71	2.17	20.00	43.40	1.46	20.00	29.26	149.47	2.49
40	Ca 8978	52.10	24.84	2.15	20.00	43.00	1.55	20.00	31.00	150.94	2.52
41	Ca 8990	60.11	21.90	2.13	20.00	42.60	1.46	20.00	29.12	153.73	2.56
42	Ca 8990	62.23	22.21	2.11	20.00	42.20	1.46	20.00	29.15	155.79	2.60
43	Ca 8990	54.00	22.84	2.24	20.00	44.80	1.47	20.00	29.40	151.04	2.52
44	Ca 8990	45.20	22.28	2.23	20.00	44.60	1.54	20.00	30.80	142.88	2.38
45	Ca 8990	52.10	24.84	2.21	20.00	44.20	1.58	20.00	31.60	152.74	2.55
46	Gl 10166	60.11	23.44	2.19	20.00	43.80	1.46	20.00	29.26	156.62	2.61
47	Gl 10166	56.10	20.71	2.17	20.00	43.40	1.55	20.00	31.00	151.21	2.52
48	Gl 10166	52.10	24.84	2.15	20.00	43.00	1.49	20.00	29.76	149.70	2.49
49	Gl 10166	60.11	23.14	2.13	20.00	42.60	1.45	20.00	29.09	154.94	2.58
50	Gl 10166	58.45	23.56	2.11	20.00	42.20	1.46	20.00	29.12	153.33	2.56
51	Gl 10199	59.24	22.27	2.23	20.00	24.60	1.46	20.00	29.15	135.26	2.25
52	Gl 10199	57.30	24.70	2.21	20.00	23.00	1.47	20.00	29.40	134.40	2.24
53	Gl 10199	52.10	24.84	2.19	20.00	43.80	1.54	20.00	30.80	151.54	2.53
54	Gl 10199	60.11	22.90	2.17	20.00	43.40	1.58	20.00	31.60	158.01	2.63
55	Gl 10199	60.21	20.71	2.15	20.00	43.00	1.46	20.00	29.26	153.18	2.55
56	Rp 10868	53.15	24.21	2.13	20.00	42.60	1.55	20.00	31.00	150.96	2.52
57	Rp 10868	56.10	24.23	2.11	20.00	42.20	1.45	20.00	29.06	151.59	2.53
58	Rp 10868	53.15	20.65	2.20	20.00	44.00	1.45	20.00	29.09	146.89	2.45
59	Rp 10868	58.45	23.56	2.24	20.00	44.80	1.46	20.00	29.12	155.93	2.60
60	Rp 10868	59.24	22.27	2.15	20.00	24.60	1.46	20.00	29.15	135.26	2.25
61	Rp 12124	57.30	24.70	2.15	20.00	23.00	1.47	20.00	29.40	134.40	2.24
62	Rp 12124	52.10	24.84	2.01	20.00	40.20	1.54	20.00	30.80	147.94	2.47
63	Rp 12124	60.24	23.40	2.20	20.00	44.00	1.58	20.00	31.60	159.24	2.65
64	Rp 12124	54.42	23.53	2.24	20.00	44.80	1.46	20.00	29.26	152.01	2.53
65	Rp 12124	58.52	23.62	2.24	20.00	44.80	1.55	20.00	31.00	157.94	2.63
TOTAL											2.50

d. Ciclo de minado con el sostenimiento mecanizado.

“En la siguiente Figura 22, se muestra el ciclo de minado al aplicar el desatado de rocas y el sostenimiento mecanizado, el mismo que consta de los siguientes procesos: perforación, voladura, desatado con Scaler, limpieza, sostenimiento con empernador, pintado de malla de perforación”.



Figura 22: Ciclo de minado con sostenimiento mecanizado.

4.7. Tiempo de operación.

4.7.1. Tiempo de desate y sostenimiento.

Mediante el método convencional, que involucra el uso de barretillas y perforadoras manuales, el proceso de desatado de rocas y sostenimiento llevaba un promedio de 6.00 horas por cada labor de avance lineal y horizontal (como galerías y subniveles). En contraste, al emplear el método mecanizado con equipos como desatadores mecánicos y empernadores automáticos, el mismo proceso de desatado y sostenimiento se realizó en un tiempo promedio de 2.50 horas por labor.

Este cambio representa un significativo ahorro de tiempo de trabajo, reduciendo en 3.50 horas por cada turno. En cifras más amplias, este ahorro se traduce en 7.00 horas diarias y 210 horas mensuales, lo que equivale a una reducción del 58.33% en el tiempo de trabajo requerido. Puede observarse con mayor detalle en la Tabla 12 que sigue.

Tabla 12: Tiempo de desate y sostenimiento.

Item	Labor	Convencional			Mecanizado			Tiempo de horas por mes
		Tiempo desate y sostenimiento h/labor	Tiempo desate y sostenimiento h/día	Tiempo desate y sostenimiento h/mes	Tiempo desate y sostenimiento h/labor	Tiempo desate y sostenimiento h/día	Tiempo desate y sostenimiento h/mes	
1	Gl 4923	6.04	12.09	362.65	2.55	5.10	153.11	
2	Rp 651	5.96	11.91	357.42	2.61	5.21	156.37	
3	Rp 6952	5.99	11.97	359.24	2.53	5.06	151.76	
4	Sn 8220	5.97	11.95	358.37	2.45	4.89	146.75	
5	Sn 8906	6.07	12.15	364.36	2.50	5.00	150.14	
6	Rp 8219	5.89	11.79	353.56	2.46	4.91	147.42	
7	Gl 8750	6.09	12.18	365.27	2.47	4.94	148.22	
8	Ca 8978	5.96	11.91	357.42	2.48	4.96	148.83	
9	Ca 8990	6.01	12.03	360.88	2.52	5.04	151.24	
10	Gl 10166	6.04	12.07	362.19	2.55	5.11	153.16	
11	Gl 10199	5.93	11.85	355.61	2.44	4.88	146.48	
12	Rp 10868	6.09	12.18	365.41	2.47	4.94	148.12	
13	Rp 12124	5.97	11.95	358.49	2.51	5.01	150.31	
TOTAL		6.00	12.00	360.07	2.50	5.00	150.15	210

4.8. Volumen de producción.

4.8.1. Producción de mineral.

Al implementar el sostenimiento convencional en labores con una sección estándar de 4.00 m x 4.00 m, una densidad de roca de 2.8 ton/m³ y un avance de 3.30 m/disparo, se logró una producción diaria de mineral de hasta 315.16 toneladas. Sin embargo, al emplear el sostenimiento mecanizado con su ventaja de un 58.33% de tiempo reducido, se optimizó la producción hasta alcanzar 498.99 toneladas diarias de mineral.

Este aumento de 183.83 toneladas por día en la producción de mineral beneficia directamente a la empresa al permitir mayores ingresos por el procesamiento en la planta concentradora y la venta de concentrados. La siguiente Tabla 13 detalla la producción de mineral por sección de labor para una mejor visualización de los resultados.

Tabla 13: Producción de mineral por labor.

N°	ZONA I	Número de labores	Seccion de labor	Convencional			Mecanizado		
				Volumen de produccion Tn/labor	Volumen de produccion Tn/dia	Volumen de produccion Tn/mes	Volumen de produccion Tn/labor	Volumen de produccion Tn/dia	Volumen de produccion Tn/mes
1	400	Gl. 4923	4.00 x 4.00	157.58	315.16	9454.80	249.50	498.99	14969.78
2	600	Rp 651	4.00 x 4.00	157.58	315.16	9454.80	249.50	498.99	14969.78
3	600	Rp 6952	4.00 x 4.00	157.58	315.16	9454.80	249.50	498.99	14969.78
4	800	Sn 8220	3.50 x 4.00	137.58	275.16	8254.80	217.83	435.66	13069.82
5	800	Sn 8906	3.50 x 4.00	137.58	275.16	8254.80	217.83	435.66	13069.82
6	800	Rp 8219	4.00 x 4.00	157.58	315.16	9454.80	249.50	498.99	14969.78
7	800	Gl 8750	4.00 x 4.00	157.58	315.16	9454.80	249.50	498.99	14969.78
8	800	Ca 8978	3.50 x 3.50	120.65	241.30	7239.00	191.03	382.05	11461.51
9	800	Ca 8990	3.50 x 3.50	120.65	241.30	7239.00	191.03	382.05	11461.51
10	1000	Gl 10166	4.00 x 4.00	157.58	315.16	9454.80	249.50	498.99	14969.78
11	1000	Gl 10199	4.00 x 4.00	157.58	315.16	9454.80	249.50	498.99	14969.78
12	1000	Rp 10868	4.00 x 4.00	157.58	315.16	9454.80	249.50	498.99	14969.78
13	1200	Rp 12124	4.00 x 4.00	157.58	315.16	9454.80	249.50	498.99	14969.78

4.9. Prueba de hipótesis

“Para las pruebas de normalidad se tomaron los datos estadísticos de acuerdo con la hipótesis formulada (hipótesis general y específicas), se detalla la prueba de normalidad para cada una de ellas, habiendo optado la prueba de normalidad de Shapiro Wilk”.

Hipótesis General.

“Se muestra en la Tabla 14, los 13 datos correspondientes al promedio de productividad anual, con el sostenimiento mecanizado y la productividad aplicando el desate y sostenimiento mecanizado, las cuales fueron sometidas a cálculos con el SPSS Statistics 25”.

Tabla 14: Productividad anual de mineral extraído.

N°	ZONA I	Número de labores	Seccion de labor	Productividad Anual Convencional Tn/año	Productividad Anual Mecanizado Tn/año
1	400	Gl. 4923	4.00 x 4.00	113457.60	179641.20
2	600	Rp 651	4.00 x 4.00	113457.60	179641.20
3	600	Rp 6952	4.00 x 4.00	113457.60	179641.20
4	800	Sn 8220	3.50 x 4.00	99057.60	156841.20
5	800	Sn 8906	3.50 x 4.00	99057.60	156841.20
6	800	Rp 8219	4.00 x 4.00	113457.60	179641.20
7	800	Gl 8750	4.00 x 4.00	113457.60	179641.20
8	800	Ca 8978	3.50 x 3.50	86868.00	137541.00
9	800	Ca 8990	3.50 x 3.50	86868.00	137541.00
10	1000	Gl 10166	4.00 x 4.00	113457.60	179641.20
11	1000	Gl 10199	4.00 x 4.00	113457.60	179641.20
12	1000	Rp 10868	4.00 x 4.00	113457.60	179641.20
13	1200	Rp 12124	4.00 x 4.00	113457.60	179641.20

“Donde: para nuestro análisis en base a 13 registros de datos de las labores subterráneas de la Unidad Económica Administrativa Parcoy., en la Tabla 15, se muestra la prueba de normalidad en base a Shapiro-Wilk, hallada con el SPSS Statistics 25, obteniéndose el valor de 0.155 para la productividad anual convencional y de 0.135 para la productividad de anual mecanizado”.

Tabla 15: Prueba de normalidad de la hipótesis general

Descripción	Kolmogorov-Smirnov ^a			Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.	Estadístico	gl	Sig.
Productividad Anual Convencional Tn/año	0.419	13	0.000	0.642	13	0.155
Productividad Anual Mecanizado Tn/año	0.419	13	0.000	0.642	13	0.135

“En la Tabla 16, se muestra la interpretación de la prueba de normalidad, donde; los valores de 0.155 y 0.135 son mayores al valor de significancia, por lo que se afirma que los datos correspondientes a la productividad anual provienen de una distribución normal”.

Tabla 16: Interpretacion de normalidad

Normalidad		
0.135	>	0.05
0.155	>	0.05

4.10. Discusion de resultados

En concordancia a los resultados obtenidos en el presente trabajo de investigación, como es la mejora de la productividad de 107 151.51 Tn a 169 656.55 Tn, aceptamos la hipótesis general planteada que señala que “La aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, influye directamente en la mejora de la productividad de la Unidad Económica Administradora Parcoy”. Esta afirmación concuerda con lo manifestado por el Bach. Juan Carlos Espinoza, Universidad Nacional del Centro del Perú, Facultad de Ingeniería de Minas “Sostenimiento Mecanizado en Labores Mineras, en la Compañía de Minas Volcán S.A.A – Unidad de Producción Andaychagua: la importancia en la toma de esta decisión radica la recuperación del mineral en terrenos no competentes, y de la misma forma mejorar la producción de la empresa minera”.

De acuerdo a los resultados con el tiempo de operación obtenida se muestra 360 06 h/mes llegándose a reducir a 130.14 h/mes, obteniendo un ahorro de 229.22 h/mes, por el cual aceptamos la hipótesis específica 1 planteada “Si se aplica adecuadamente el sostenimiento mecanizado, con pernos de anclaje, entonces mejora el tiempo de operación de la Unidad Económica Administradora Parcoy”. El presente resultado confirma lo señalado por el Bach. Paz Bustillos Ángel (2012), “Universidad Nacional de Ingeniería Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica Escuela profesional de Ingeniería de Minas “Mecanización del sostenimiento en un ambiente altamente sísmico – El Porvenir” quien indicó: El cambio de sostenimiento manual a sostenimiento mecanizado con Scissor Bolter ha demostrado ser exitoso, tanto por la calidad de sostenimiento, así como por la versatilidad se tiene una media de tiempo de sostenimiento manual de 7 horas (para un promedio de 25 elementos colocados) mientras que para el sostenimiento mecanizado 3 horas (para la misma cantidad de elementos). Haciendo un ahorro de 4 horas por guardia, 8 día y 240 horas mensuales”.

Los resultados obtenidos en el volumen de producción nos muestra un incremento de producción de 8 929.29 Tn/mes a 14 138.05 Tn/mes, por lo cual aceptamos la hipótesis específica 2 planteada “Si se aplica adecuadamente el sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, entonces mejora el volumen de producción de la Unidad Económica Administradora Parcoy. Dichos valores concuerdan con los obtenidos por Espinoza Bustillos, J. C. (2011) en su tesis “Sostenimiento mecanizado en labores mineras, en la Compañía de Minas Volcán SAA–Unidad de Producción Andaychagua”, donde afirma que “El mejoramiento del diseño de mecanización de sostenimiento nos permite recuperar el mineral, la cual no sería económicamente rentable con la aplicación de otros métodos. El aumento de producción bajo este método nos permitió bajar costo y mantener una producción sostenible desde 1997 (56000 tms promedio mensual) hasta hoy 2011 (110000 tms promedio mensual). Con la implementación del método nos permite ganar reservas y dar vida útil al yacimiento, logrando objetivos propuestos que rigen en el aumento del volumen de la producción en la mina Andaychagua”

CONCLUSIONES

Se puede concluir que la implementación del sostenimiento mecanizado mediante el uso de pernos de anclaje ha demostrado resultados positivos en términos de la recuperación anual de mineral. El aumento en la recuperación mineral anual ha sido notable, incrementándose en 62,505.04 toneladas, lo que equivale a una mejora del 58.33% en la productividad de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C.

El tiempo empleado en las operaciones de desate y sostenimiento ha mostrado una diferencia significativa entre los métodos convencionales y mecanizados. Mientras que el tiempo promedio en la operación convencional es de 6.00 horas por labor, el sostenimiento mecanizado requiere en promedio solo 2.50 horas por labor. Esto representa un ahorro considerable de 3.50 horas por guardia, lo que corresponde a un 58.33% de reducción en el tiempo empleado para desate y sostenimiento. Estas mejoras en la eficiencia no solo ahorran tiempo de trabajo, sino que también contribuyen a condiciones de trabajo más confiables y seguras, lo que en última instancia impacta positivamente en la producción.

La implementación del sostenimiento mecanizado también ha demostrado aumentar el volumen de producción. Con el método convencional, la recuperación de volumen de mineral es de 8,929.29 toneladas por mes, mientras que con el sostenimiento mecanizado se logra una recuperación de 14,138.05 toneladas por mes, generando un incremento de 5,208.76 toneladas por mes. Estos resultados benefician a la empresa al promover mayores beneficios a través de la mejora de la productividad.

Además de los beneficios en términos de recuperación y productividad, el sostenimiento mecanizado también demuestra ser más seguro y rápido en la instalación de los pernos de anclaje. Esto proporciona un mejor control de la exposición del personal a los riesgos

asociados con el desprendimiento de rocas y minimiza la exposición de los trabajadores y los equipos a situaciones potencialmente peligrosas.

RECOMENDACIONES

Se sugiere seguir rigurosamente el programa de mantenimiento de los equipos utilizados para el desate y sostenimiento. Esto asegurará un funcionamiento fluido de los equipos y evitará cualquier posible contratiempo que pueda afectar la disponibilidad de los equipos en momentos críticos.

Es importante llevar a cabo capacitaciones continuas para el personal en temas de sostenimiento activo y geomecánica. Estas capacitaciones permitirán que el personal adquiera un conocimiento sólido sobre la instalación adecuada de los accesorios de sostenimiento, lo que a su vez ayudará a prevenir demoras en las operaciones y reducirá el riesgo de accidentes.

La implementación del sostenimiento con pernos Split set hasta la parte superior de las labores es una práctica recomendable. Es esencial seguir las recomendaciones proporcionadas por el Área de Geomecánica para garantizar que el sostenimiento sea eficaz y cumpla con los estándares de seguridad.

Cumplir con los estándares y procedimientos establecidos para la correcta instalación de los elementos de sostenimiento es fundamental. Esto asegurará la integridad y eficacia del sostenimiento y contribuirá a la seguridad de las operaciones mineras.

En resumen, seguir estas recomendaciones contribuirá a mantener operaciones mineras más seguras, eficientes y productivas mediante la implementación adecuada del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Alfaro, M. & Becerra, A. (2011). Procesos de Sostenimiento. 2a ed., Lima-Perú, Ed. Instituto de Ingenieros del Perú, 90 pp.
- Álvarez, H. (1970). Geólogo de División, Geología del yacimiento minero de la Cía. Minera Cerro de Pasco Cooper Corporation.
- Amalla, A. (2005). Guía para Redactar Proyectos e Informes de Investigación. 2a ed., Lima – Perú, Ed. Universo, 196 pp.
- Berrocal, M. (2012). Consultec Ingenieros EIRL. Consultoría y Tecnología Ingenieros EIRL Análisis de formas geomecánicas para controlar la caída de rocas en excavaciones subterráneas.
- Briceño, E. (2010). Técnicas Prácticas en Sostenimiento mecanizado. 3a ed., Lima- Perú, Ed. Instituto de Seguridad Minera, 160 pp.
- Cía. Minera Volcán. (2014). Proyecto de Sostenimiento mecanizado. Pasco-Perú, Área de Planeamiento.
- Droppelmann G. (2018). Pruebas de Normalidad. Rev. Actual. Clinic. Meds. Vol. 2. Núm. 1. ISSN 0719-8620, pp 39-43.
- Espinoza, J. (2011). Sostenimiento mecanizado en labores mineras, en la Compañía de Minas Volcán SAA–Unidad de Producción Andaychagua.
- Grimaldo, F. (2013), Gestión de operaciones mineras subterráneas. I Simposio internacional de gestión minera.
- Goetsch, D. (1996). David. Occupational Health and Safety. 2ª ed., USA, Ed. Prentice Hall USA, 1996, 260 pp.
- Jiménez, P.; Indhira, M., Molina, E., & Jorge, M. (2006). Propuesta de medición de la productividad en minería de oro vetiforme y reconocimiento de estándares productivos sostenibles. Boletín Ciencias de la Tierra; núm. 19 (2006); 73-86 0120-3630.
- Maldonado, R.; Jimeno, J., & Torres, T. (2013). Modelo de Gestión, Gerencia Central de Operaciones, en la Compañía Minera Volcán S.A.A.
- Quispe, P. & Álvaro, D. (2016). Optimización de costos unitarios en la explotación de la Veta la Raja-Minera el Solitario SAC Vitor-Arequipa.
- Ramírez, I. (2013). Identificación de los Problemas del Terreno. 2a ed., Perú, Ed Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía, 290 pp.

Sampieri, R. & Fernández, C. (2006). Metodología de la Investigación, 2a ed., México, Ed. Mc Graw Hill, 226 pp.

ANEXOS
Anexo 1: Matriz de consistencia

Problema general	Objetivo general	Hipotesis general	Variable	Indicadores	Unidad de medida
¿Cuáles son los efectos del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en la mejora de la productividad de la U.E.A. Parcoy - 2023?	Establecer cuáles son los efectos del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en la mejora de la productividad de la U.E.A. Parcoy – 2023.	Los efectos del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, influye positivamente en la mejora de la productividad de la U.E.A. Parcoy – 2023.	Sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje.	<ul style="list-style-type: none"> Clasificación geomecanica 	
¿Como la calidad de la roca influye en los efectos del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en la mejora de la productividad de la U.E.A. Parcoy - 2023?	Evaluar como la calidad de la roca influye en los efectos del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en la mejora de la productividad de la U.E.A. Parcoy – 2023.	La calidad de la roca influye significativamente en los efectos del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en la mejora de la productividad de la U.E.A. Parcoy – 2023.		<ul style="list-style-type: none"> Aplicación de sostenimiento con pernos de anclaje 	
¿De qué manera influye la aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en el tiempo de operación de la U.E.A. Parcoy - 2023?	Determinar de qué manera influye la aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en el tiempo de operación de la U.E.A. Parcoy – 2023.	La aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, influye positivamente en el tiempo de operación de la U.E.A. Parcoy – 2023.	Mejora de la productividad	<ul style="list-style-type: none"> Tiempo de operación 	h/mes
¿De qué forma influye la aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en el volumen de producción de la U.E.A. Parcoy - 2023?	Evaluar de qué forma influye la aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en el volumen de producción de la U.E.A. Parcoy – 2023.	La aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, influye positivamente en el volumen de producción de la U.E.A. Parcoy – 2023.		<ul style="list-style-type: none"> Volumen de producción 	Tonelada/mes

Anexo 2: Guía de Observación de la Clasificación Geomecánica RMR89

Parámetros de clasificación

1	Resistencia de la roca Intáctá (MPa)	Índice de carga puntual	> 10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	No se usa; es preferible emplear UCS		
		Resistencia a la compresión uniaxial UCS	> 250	250 - 100	100 - 50	50 - 25	25 - 5	5 - 1	< 1
	Valuación	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD (%)	> 90	90 - 75	75 - 50	50 - 25	< 25			
	Valuación	20	17	13	8	3			
3	Espaciamiento entre discontinuidades (m)	> 2.00	2.00 - 0.60	0.60 - 0.20	0.20 - 0.06	< 0.06			
	Valuación	20	15	10	8	5			
4	Estado de las discontinuidades	Persistencia (m)	< 1	1 - 3	3 - 10	10 - 20	> 20		
		Valuación	6	4	2	1	0		
		Abertura (mm)	Cerrada	< 0.1	0.1 - 10	10 - 5.0	> 5.0		
		Valuación	6	5	4	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Lustrosa		
		Valuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Sin relleno	Relleno duro (< 5 mm)	Relleno duro (> 5 mm)	Relleno blando (< 5 mm)	Relleno blando (> 5 mm)		
		Valuación	6	4	2	2	0		
		Descomposición	Fresca	Levemente descompuesta	Moder. descompuesta	Altamente descompuesta	Extrem. descompuesta		
Valuación	6	5	3	1	0				
5	Agua freática	Caudal por 10 m de excavación (lt/min)	0	0 - 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		Presión de agua / Esfuerzo principal mayor σ_1	0.0	0.0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Condición general	Completamente seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo		
	Valuación	15	10	7	4	0			

Corrección por orientación de discontinuidades (6)

Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Regulares	Desfavorables	Muy desfavorables
Valuación	Túneles y labores mineras	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Orientación de discontinuidades en un túnel

Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel		Buzamiento 0° - 20°
Avance con el buzamiento		Avance contra el buzamiento				
Buzamiento 40° - 90°	Buzamiento 20° - 40°	Buzamiento 40° - 90°	Buzamiento 20° - 40°	Buzamiento 40° - 90°	Buzamiento 20° - 40°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable

Calificación






Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Regular	Pobre	Muy pobre
Valuación	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	≤ 20

Características geotécnicas

Clase	I	II	III	IV	V
Tiempo de Auto Soporte (T.A. S.) y Vano	20 años para 15 m	1 año para 10 m	1 semana para 5 m	10 horas para 2.5 m	30 minutos para 1 m
Cohesión (Kp/cm ²)	> 4	4 - 3	3 - 2	2 - 1	< 1
Ángulo de fricción interna	> 45°	45° - 35°	35° - 25°	25° - 15°	< 15°

$$RMR = 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6$$

Anexo 3: Guía de Observación de la Clasificación Geomecánica GSI

<p>CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO PARA RESISTENCIAS ESTIMADAS. INDICE "GSI" (SEGÚN HOEK & BROWN - 2002).</p> <p>Basado en la apariencia de la roca, elegir la categoría que piensa le da la mejor descripción de las condiciones in situ "promedio" no disturbadas. Tener en cuenta que los superficies de roca expuestas por voladura pueden dar una impresión errónea de la calidad de la roca subyacente y que puede ser necesario algún ajuste por el daño producido por el disparo. Una evolución de los testigos de perforación diamantina o de las superficies creadas por pre-corte o por voladura controlada puede ser útil para hacer estos ajustes. Esto también es importante para reconocer que el "fracturamiento" se debe juzgar sobre la base de la relación entre el tamaño de los bloques y el tamaño de la superficie excavada bajo consideración.</p>		CONDICIÓN SUPERFICIAL O DE DISCONTINUIDADES.				
CONDICIÓN ESTRUCTURAL.		MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA). SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS, INALTERADAS, CERRADAS (Rc > 250 MPa).	BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE DESCOMPUESTA). SUPERFICIES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAMENTE ABIERTAS (Rc 100 ~ 250 MPa).	REGULAR (RESISTENCIA REGULAR, DESCOMPUESTA). SUPERFICIES LISAS, ALTERADAS A MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS (Rc 50 ~ 100 MPa).	POBRE (SUAVE, ALTAMENTE DESCOMPUESTA). SUPERFICIES ESTRIADAS, ALTAMENTE ALTERADAS, CON RELLENOS O RECUBRIMIENTOS COMPACTOS CONTENIDOS FRAGMENTOS ANGULARES DE ROCA, MUY ABIERTAS (Rc 25 ~ 50 MPa).	MUY POBRE (MUY SUAVE, EXTREMADAMENTE DESCOMPUESTA). SUPERFICIES ESTRIADAS, ALTAMENTE ALTERADAS, CON RELLENOS O RECUBRIMIENTOS SUAVES DE ARCILLAS, MUY ABIERTAS (Rc < 25 MPa).
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA. MENOS DE TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES, MUY ESPACIADAS ENTRE SÍ (RQD 75 % ~ 90 %, donde RQD = 115 - 3.3 x Jn).</p>	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	LF/MP	
 <p>FRACTURADA. MASA ROCOSA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, CONSISTENTE DE BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES, SIN FINOS (RQD 50 % ~ 75 %).</p>	F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP	
 <p>MUY FRACTURADA. MASA ROCOSA TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, CON MÚLTIPLES BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES, CON UNA MUY BAJA PROPORCIÓN DE FINOS (RQD 25 % ~ 50 %).</p>	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP	
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERSECTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS, CON UNA BAJA PROPORCIÓN DE FINOS (RQD 10 % ~ 25 %).</p>	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP	
 <p>TRITURADA O BRECHADA. MASA ROCOSA POBREMENTE TRABADA, EXTREMADAMENTE QUEBRADA, CON UNA COMBINACIÓN DE FRAGMENTOS ANGULOSOS Y REDONDEADOS, CON UNA PROPORCIÓN CADA VEZ MAYOR DE FINOS (SIN RQD).</p>	T/MB	T/B	T/R	T/P	T/MP	

JALP - 2007



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

“Año de la unidad, la paz y el desarrollo”

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

ACTA N° 072-2023-FIMGC

En la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **RESOLUCIÓN DECANAL N° 350-2023-FIMGC-D**, siendo siete días del mes de setiembre del 2023, a horas 8:00 am.; se reunieron los jurados del acto de sustentación, en el Auditorium virtual google meet del Campus Universitario de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Siendo el Jurado de la sustentación de tesis compuesto por el presidente el **Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES**, Jurado el **Dr. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS**, Jurado el **MSc. Ing. Roberto Juan GUTIERREZ PALOMINO**, Jurado - Asesor el **MSc. Ing. José Agustín ESPARTA SANCHEZ** y secretario del proceso el **Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**, con el objetivo de recepcionar la sustentación de la tesis denominada titulado: **“EFECTOS DEL SOSTENIMIENTO MECANIZADO CON PERNOS DE ANCLAJE PARA MEJORAR LA PRODUCTIVIDAD DE LA U.E.A. PARCOY - 2023”**, presentado por el/la Sr./Srta., **RULY ELMER RAMÍREZ TAMBRACC**, Bachiller en Ciencias de la Ingeniería Minas.

El Jurado luego de haber recepcionado la sustentación de la tesis y realizado las preguntas, el sustentante al haber dado respuesta a las preguntas, y el Jurado haber deliberado; califica con la nota aprobatoria de **15 (quince)**.

En fe de lo cual, se firma la presente acta, por los miembros integrantes del proceso de sustentación.



Firmado digitalmente por
Dr. Ing. Efraín Elías Porras
Flores
Fecha: 2023.09.08 19:13:33
-05'00'

Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES
Presidente



Firmado digitalmente por Dr.
Ing. Johnny H.
Ccatamayo Barrios
Fecha: 2023.09.07
10:52:54 -05'00'

Dr. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS
Jurado



Firmado digitalmente por
Mg. Ing. José Agustín
Esparta Sánchez
Fecha: 2023.09.07 10:49:19
-05'00'

MSc. Ing. José Agustín ESPARTA SANCHEZ
Jurado Asesor



Firmado digitalmente
por Mg. Ing. Roberto
J. Gutierrez Palomino

MSc. Ing. Roberto Juan GUTIERREZ PALOMINO
Jurado

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Secretario del Proceso
Departamento Académico de Matemática y Física



C.c.:
Bach. RULY ELMER RAMÍREZ TAMBRACC
Jurados (4)
Archivo



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL



“Año de la unidad, la paz y el desarrollo”

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

CONSTANCIA N° 068-2023-FIMGC

El que suscribe; responsable verificador de originalidad de trabajos de tesis de pregrado con el software Turnitin, en segunda instancia para las **Escuelas Profesionales** de la **Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil**; en cumplimiento a la **Resolución de Consejo Universitario N° 039-2021-UNSCH-CU**, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación de la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga y **Resolución Decanal N° 288-2023-FIMGC- UNSCH-D**, deja constancia de originalidad de trabajo de investigación, que el/la Sr./Srta.

Apellidos y Nombres : RAMÍREZ TAMBRACC, Ruly Elmer
Escuela Profesional : INGENIERÍA DE MINAS
Título de la Tesis : “EFECTOS DEL SOSTENIMIENTO MECANIZADO CON PERNOS DE ANCLAJE PARA MEJORAR LA PRODUCTIVIDAD DE LA U.E.A. PARCOY - 2023”,
Evaluación de la Originalidad : 29 % Índice de Similitud
Identificador de la entrega : 2156317970

Por tanto, según los Artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, es **PROCEDENTE** otorgar la **Constancia de Originalidad** para los fines que crea conveniente.

En señal de conformidad y verificación se firma la presente constancia

Ayacucho, 02 de setiembre del 2023



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR

Verificador de Originalidad de Trabajos de Tesis de Pregrado
Departamento Académicos de Matemática y Física



Con depósito para Sustentación y Tramites
Cc. Archivo

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
Av. Independencia S/N Ciudad Universitaria
Central Tel. 066 312510
Anexo 151

“EFECTOS DEL SOSTENIMIENTO MECANIZADO CON PERNOS DE ANCLAJE PARA MEJORAR LA PRODUCTIVIDAD DE LA U.E.A. PARCOY - 2023”

por Ruly Elmer Ramírez Tambracc

Fecha de entrega: 02-sep-2023 09:16a.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 2156317970

Nombre del archivo: TESIS_RULY_ELMER_RAMIREZ_TAMBRACC.docx (10.4M)

Total de palabras: 8834

Total de caracteres: 49814

“EFECTOS DEL SOSTENIMIENTO MECANIZADO CON PERNOS DE ANCLAJE PARA MEJORAR LA PRODUCTIVIDAD DE LA U.E.A. PARCOY - 2023”

INFORME DE ORIGINALIDAD

29%

INDICE DE SIMILITUD

28%

FUENTES DE INTERNET

1%

PUBLICACIONES

11%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	repositorio.uap.edu.pe Fuente de Internet	19%
2	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	5%
3	hdl.handle.net Fuente de Internet	1%
4	repositorio.ucv.edu.pe Fuente de Internet	1%
5	repositorio.unasam.edu.pe Fuente de Internet	1%
6	inba.info Fuente de Internet	1%
7	Submitted to Universidad Continental Trabajo del estudiante	<1%
8	Submitted to Instituto Superior de Artes, Ciencias y Comunicación IACC	<1%

Excluir citas Activo

Excluir bibliografía Activo

Excluir coincidencias < 30 words