



**VICERRECTORADO ACADÉMICO
FACULTAD DE INGENIERÍA Y ARQUITECTURA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

TESIS

**“INFLUENCIA DEL SOSTENIMIENTO MECANIZADO
CON PERNOS DE ANCLAJE EN LA MEJORA DE LA
PRODUCTIVIDAD DE LA U.E.A. CERRO S.A.C. - 2016”**

Presentada por:

Bach. RICHARD ISIDORO MUÑOZ GÓMEZ

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PASCO – PERÚ

2019

DEDICATORIA

Con humildad dedico, la presente tesis, a Dios, a mis padres y hermanos. A él por, guiar mis pasos e iluminarme todos los días de mi vida; a mis padres y hermanos por apoyarme a cristalizar mi profesión.

AGRADECIMIENTOS

Mi eterno agradecimiento a mi Alma Mater la Universidad Alas Peruanas por formarme como profesional en Ingeniería de Minas. Asimismo, mis agradecimientos a todos los docentes de esta casa superior de estudios, por brindarme sus conocimientos y experiencias durante mi permanencia. De igual manera, agradezco a los ingenieros de la U.E.A. Cerro S.A.C. por su apoyo y por compartir información técnica para el desarrollo de este proyecto de investigación.

RESUMEN

En este proyecto de investigación, tanto el objetivo como la hipótesis que se plantea es evaluar “Cómo influye el sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en la mejora de la productividad de la U.E.A. Cerro S.A.C. - 2016”; para lo cual, se utilizó la metodología descriptiva, analítica, y aplicativa, de carácter interrelacional. Asimismo, se sustenta en un marco teórico, donde se presentan antecedentes internacionales y nacionales; se acompaña de un marco conceptual respecto a la operación de las variables y una matriz de consistencia lógica.

Los resultados del trabajo de campo nos muestra que, respecto al desate de rocas y sostenimiento con el método convencional para el colocado de pernos de anclaje: el tiempo de demora es 6.00 horas/labor, se requería de 7 colaboradores, se instalaban 20 pernos/tarea y a un costo de US\$ 8.45/perno; mientras que aplicando el desatado mecanizado con Scaler y equipos empernadores Scissor Bolter, el tiempo de demora fue de 2.50 horas/labor, requiriéndose de 4 trabajadores, se colocaron hasta 20 pernos/tarea y, a un costo de US\$ 7.23/perno. Con estos resultados se ha permitido un ahorro de 180 tareas/mes, se aumentó la eficiencia en el colocado de hasta 20 pernos en 2.50 h/tarea, se logró incrementar la seguridad de los trabajadores y mejorar la productividad promedio de 8 929 ton/mes hasta 14 138.05 ton/mes.

La estrategia de aplicar un sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, por su velocidad de instalación; es más rápido y más seguro, lo cual permitió ahorrar horas de trabajo, mejorar la eficiencia tanto en desate como en el sostenimiento; y presentar condiciones de trabajos más confiables.

Palabras claves: Sostenimiento, calidad de rocas, productividad, pernos de anclaje.

ABSTRAC

In this research project, the objective and hypothesis proposed are "How does mechanized support influence with newscaster pins in the improvement of productivity of the U.E.A. Cerro S.A.C. - 2016"; Therefore, the methodology was used descriptive, analytical and applicative, of inter-relational character. Also, in the theoretical framework, I present international and national precedents; It accompanied by a framework regarding the operationalization of the variables and a matrix of logical consistency.

Results of field research shows respect to untie rocks and support with the conventional method for the positioned anchor bolts, the delay time is 6.00 hours per work, 7 collaborators were required, 20 pins / task placed and at a cost of US \$ 8.45 / pin; although machining loosed applied scaler and bolters equipment scissor bolter delay time was 2.50 hours / work, require 4 workers were required, up to 20 pins / task and at a cost of \$.7.23 / pin. The savings have allowed results to 180 tasks a year, upsurge its efficacy pins placed up to 10 bolts / task, increased the safety of workers and improved the productivity of 8 929 tons per month up to 14 138.05 tons per month.

The plan to implement a mechanized support with newscaster bolts is by its speed of installation is faster and price is less. It keeps hours of work, improve efficacy and unleash both sustaining and presents more dependable work conditions.

Keywords: Support, rock quality, efficiency, anchor pins.

SINTESIS

El presente proyecto de Investigación intitulado “Influencia del Sostenimiento Mecanizado con Pernos de Anclaje en la Mejora de la Productividad de la U.E.A. Cerro S.A.C. - 2016”, considera las bases teóricas y científicas que respaldan a las variables independiente y dependiente, sus dimensiones e indicadores, los que se estudiaron detenidamente para dar mejor sustento a la tesis.

Para el desarrollo de este trabajo de investigación me he basado en el problema que existía respecto a la aplicación del sostenimiento, con pernos de anclaje, en forma convencional o manual, incurriendo en la demora de la secuencia del minado y elevando los costos por sostenimiento y, por consiguiente, la baja en la productividad. Esto, me permitía estudiar la posibilidad de aplicar el sostenimiento, con pernos de anclaje, pero utilizando un equipo empernador, es decir de forma mecanizada.

Por ello, debía comparar ambos métodos y establecer la influencia del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en la mejora de la productividad de la U.E.A. Cerro S.A.C.; sobre el cual, se basa la hipótesis del presente trabajo. Los resultados nos muestran que existe una mejora en los ciclos de minado, en los tiempos de desate de rocas y de sostenimiento, en dar mejor seguridad a los trabajadores y consecuentemente nos proyecta una mejora de la producción.

INDICE

CARÁTULA.....	i
DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
RESUMEN	iv
ABSTRAC	v
SINTESIS	vi
INDICE.....	vii
INDICE DE CUADROS	xi
INDICE DE FIGURAS	xii
INDICE DE TABLAS	xiii
INDICE DE GRÁFICOS.....	xv
INDICE DE PLANOS	xvi
INDICE DE ANEXOS	xvii
INTRODUCCIÓN.....	xviii

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO METODOLOGICO

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD	1
1.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....	2
1.2.1. Espacial.....	2
1.2.2. Temporal.....	2
1.3. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN.....	3
1.3.1. Problema General	3
1.3.2. Problema específico.....	3
1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	3

1.4.1. Objetivo General.	3
1.4.2. Objetivos Específicos.	3
1.5 FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN.....	4
1.5.1. Hipótesis General.	4
1.5.2. Hipótesis Específicas.....	4
1.6. VARIABLES DE LA INVESTIGACIÓN	4
1.6.1. Variable independiente.....	4
1.6.2. Variable dependiente	4
1.6.3. Operacionalización de Variables.....	5
1.7. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN	7
1.7.1. Tipo de investigación	7
1.7.2. Nivel de investigación.....	7
1.7.3. Método de investigación.....	8
1.7.4. Diseño de investigación.....	8
1.8. POBLACIÓN Y MUESTRA DE LA INVESTIGACIÓN.....	9
1.8.1. Población.....	9
1.8.2. Muestra.....	9
1.9. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	10
1.9.1. Técnicas.....	10
1.9.2. Instrumentos.....	10
1.10.JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN	11
1.10.1. Justificación.....	11
1.10.2. Importancia.....	11

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.....	12
2.1.1. Antecedentes internacionales	12
2.1.2. Antecedentes nacionales.....	14
2.2. BASES TEÓRICAS	15
2.2.1. Sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje.....	15
2.2.1.1. Caracterización geomecánica de la masa rocosa:	16
2.2.2. Mejora de la productividad.....	40
2.2.3. Definición de términos básico.....	50

CAPÍTULO III

PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

3.1. VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD	52
3.1.1. Validación del Instrumento	52
3.1.2. Confiabilidad del instrumento	54
3.2. ANÁLISIS CUANTITATIVO DE LAS VARIABLES.....	56
3.2.1. Caracterización Geomecánica.	56
3.2.2. Aplicación de Sostenimiento con pernos de anclaje.	62
3.2.3. Tiempo de operación.	72
3.2.4. Volumen de producción.	73
3.3. PRUEBAS DE NORMALIDAD.....	74

CAPÍTULO IV

PROCESO DE CONTRASTE DE HIPÓTESIS

4.1. PRUEBA DE HIPÓTESIS	81
4.1.1. Hipótesis General	81

4.1.2. Hipótesis Especifica 1.	83
4.1.3. Hipótesis Especifica 2.	85

CAPÍTULO V

DISCUSIÓN DE RESULTADOS	88
CONCLUSIONES	90
RECOMENDACIONES.....	91
BIBLIOGRAFIA	92
PÁGINAS DE INTERNET	94
ANEXOS	95

INDICE DE CUADROS

Cuadro 1. Operacionalización de variables.	6
Cuadro 2. Caracterización del macizo rocoso en función de los bloques basado en el tratamiento y las condiciones de las juntas.	26
Cuadro 3. Estimación del GSI para macizos heterogéneos como flysch.....	27
Cuadro 4. Guía para estimar el factor de alteración D.....	28
Cuadro 5. Validez y confiabilidad de los instrumentos de investigación.....	53
Cuadro 6. Especificaciones del Scaler Brock 330.	69

INDICE DE FIGURAS

Figura 1. Diseño de investigación.....	8
Figura 2. Clasificación del macizo rocoso.....	21
Figura 3. Resistencia a la compresión simple.....	21
Figura 4. Cálculo del RQD.	22
Figura 5. Otras características geomecánicas del macizo rocoso.	22
Figura 6. Grados de sostenimiento en labores subterráneas	35
Figura 7. Desatado manual de rocas en minería convencional subterránea	42
Figura 8. Un método para el desatado de rocas.	43
Figura 9. Sostenimiento con cuadros de madera	45
Figura 10. Sostenimiento con Cimbras.....	46
Figura 11. Sostenimiento con lanzado de Shocrete.	47
Figura 12. Ciclo de minado.....	49
Figura 13. Método dos mitades partidas.....	54
Figura 14. Cartilla Geomecánica UEA Cerro S.A.C.	60
Figura 15. Tiempo de Autosostenimiento, horas.....	61
Figura 16. Colocación de Perno Split Set.....	66
Figura 17. Desatador mecánico Scaler Brock 330.....	68
Figura 18. Equipo empernador Scissor Bolter.....	70
Figura 19. Ciclo de minado con sostenimiento mecanizado.	72

INDICE DE TABLAS

Tabla 1. Categoría de calidad de roca.....	20
Tabla 2. Valores numéricos para calcular el RMR.	20
Tabla 3. Categorías de calidad de roca según Barton.	23
Tabla 4. Grados de competencia del macizo rocoso.....	24
Tabla 5. Valores de ESR para diferentes tipos de excavaciones subterráneas.	31
Tabla 6. Toma de datos para armado de dos cuadros en 12 h.	45
Tabla 7. Datos de filtración para el SPSS.	54
Tabla 8. Número de muestras.	55
Tabla 9. Resultado de coeficiente de confiabilidad.	55
Tabla 10. Índice de consistencia.....	56
Tabla 11. Calidad del macizo rocoso.....	58
Tabla 12. Q´de Barton.	58
Tabla 13. Programa de Avances Lineales zona I.....	63
Tabla 14. Tiempo de desate y sostenimiento convencional por guardia.	67
Tabla 15. Tiempo de desate y sostenimiento mecanizado por guardia.....	71
Tabla 16. Tiempo de desate y sostenimiento.	73
Tabla 17. Producción de mineral por labor.....	74
Tabla 18. Productividad anual de mineral extraído.	75
Tabla 19. Prueba de Normalidad de Hipótesis General.....	75
Tabla 20. Interpretación de normalidad.....	76
Tabla 21. Tiempo de Operación (Desate y sostenimiento).....	76
Tabla 22. Prueba de Normalidad de Hipótesis General.....	77
Tabla 23. Interpretación de normalidad.....	77
Tabla 24. Volumen de producción.....	78

Tabla 25. Prueba de Normalidad de Hipótesis General.....	78
Tabla 26. Interpretación de normalidad.....	79
Tabla 27. Matriz de análisis de datos.....	80
Tabla 28. Datos de Contrastación de Hipótesis.....	81
Tabla 29. Análisis cuantitativo de productividad anual convencional y mecanizado	82
Tabla 30. Prueba de T Student para Hipótesis General.....	82
Tabla 31. Análisis cuantitativo de Tiempo de Operación (desate y sostenimiento).....	84
Tabla 32. Prueba de T Student para la Hipótesis específicas 1.....	85
Tabla 33. Análisis cuantitativo del Volumen de Producción.....	86
Tabla 34. Prueba de T Student para la Hipótesis Específica 2	87

INDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1. Categorías de reforzamiento para diseños de sostenimiento.	29
Gráfico 2. Diseños de sostenimiento en labores mineras subterráneas.	30
Gráfico 3. Tiempos de Auto Soporte (T. A. S.).	32
Gráfico 4. Campana de Gauss para Hipótesis General.	83
Gráfico 5. Campana de Gauss para Hipótesis Especifica 1.	85
Gráfico 6. Campana de Gauss para Hipótesis Especifica 2.	87

INDICE DE PLANOS

Plano 1. Geología Local del Yacimiento Minero Cerro S.A.C.	57
Plano 2. Clasificación Geomecánica y Tipo de Sostenimiento, Cuerpo CNA, Pisos 11- 12, Zona IV.	62

INDICE DE ANEXOS

Anexo 1. Matriz de consistencia.....	96
Anexo 2. Caracterización Geomecánica.....	97
Anexo 3. Cuadro de T-Student	104

INTRODUCCIÓN

El presente proyecto de Investigación intitulado “Influencia del Sostenimiento Mecanizado con Pernos de Anclaje en la Mejora de la Productividad de la U.E.A. Cerro S.A.C. - 2016” es producto de mi experiencia laboral en esta Unidad Minera. Actualmente, se recuperan parte de reservas que han quedado en algunas zonas y existen algunas labores de exploración, desarrollo, preparación y otras cámaras abiertas, donde todavía se aplica el sostenimiento convencional, con un rendimiento del 65%; además, los avances lineales son muy lentos y, los costos del sostenimiento son elevados. Esto, permite considerar el cambio hacia un sostenimiento mecanizado tanto del desate de rocas como del sostenimiento; como una alternativa estratégica que nos permita mejorar los indicadores de productividad.

Para su desarrollo se ha considerado cinco capítulos:

El capítulo I, presenta el planteamiento metodológico de la investigación que abarca desde la formulación del problema hasta el diseño de la investigación utilizada, población, muestra, técnicas e instrumentos utilizados; así como la justificación correspondiente.

El capítulo II, presenta el Marco Teórico de la investigación desde antecedentes, bases teóricas y definición de términos básicos.

El capítulo III, presenta los resultados y comprende la confiabilidad y validación de los instrumentos utilizados en la investigación, análisis cuantitativo de las variables y las pruebas de normalidad.

El capítulo IV, presenta el proceso de contraste de la hipótesis general y específica.

El capítulo V, presenta la discusión de resultados, terminando este desarrollo de tesis con las conclusiones y recomendaciones, incluyéndose un listado de las fuentes de información consultada, anexos que incluye la matriz de consistencia y un listado de cuadros, figuras, tablas, gráficos y planos.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO METODOLOGICO

1.1 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD

En el laboreo subterráneo de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. se observan labores subterráneas donde se realiza el desatado manual de rocas suelta y un sostenimiento convencional (manual) con cuadros de madera. Esto, además de repercutir en un avance lento de los trabajos de desarrollo, preparaciones y algunas labores en producción; también afecta el ciclo de minado y consecuentemente la productividad.

En la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C., el desatado y sostenimiento manual se constituye en una de las operaciones mineras más lentas, que conlleva a una producción deficiente. Por lo que, se decidió realizar el presente estudio con el fin de mecanizar las actividades de desate de rocas y sostenimiento con pernos de anclaje, que permita agilizar el ciclo de minado y mejorar la productividad.

1.2 DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

1.2.1 Espacial

La investigación fue realizada en la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C., de la ciudad de Cerro de Pasco, la misma que está ubicada en la parte central del Perú, al Noreste de la ciudad de Lima.

Políticamente se ubica entre los distritos de Chaupimarca, Yanacancha y Simón Bolívar, en la provincia de Pasco, departamento de Pasco. Geográficamente se ubica entre las coordenadas 10° 42' de Latitud Sur y 76° 15' de Longitud Oeste. Sus coordenadas UTM son: N8'819,500; E363,000, a una altitud media de 4,380 m.s.n.m.

La mina está situada en una elevada planicie conocida como Nudo de Pasco de esplendor respectivamente dócil, en que la discrepancia de altura entre las partes altas y bajas no es mayor de 300 m. Hacia el Norte, la planicie termina en una serie de cañones recónditos de pendientes empinadas, que luego constituyen los valles interandinos. Hacia el Sur las pendientes son más suaves y concluyen en la extensa Pampas de Junín

1.2.2 Temporal

Este trabajo de investigación se realizó en el periodo que consta del mes de mayo 2015 hasta abril 2016.

1.3 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.3.1 Problema General

¿Cómo influye el sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en la mejora de la productividad de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. - 2016?

1.3.2 Problema específico

- ¿De qué manera influye la aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en el tiempo de operación de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. - 2016?
- ¿De qué forma influye la aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en el volumen de producción de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. - 2016?

1.4 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1 Objetivo General.

Establecer la influencia del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje en la mejora de la productividad de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. - 2016.

1.4.2 Objetivos Específicos.

- Determinar en qué medida influye la aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en el tiempo de operación de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. - 2016.

- Precisar la influencia de la aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en el volumen de producción de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. - 2016.

1.5 FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1 Hipótesis General.

La aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, influye directamente en la mejora de la productividad de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. - 2016.

1.5.2 Hipótesis Específicas

- Sí se aplica adecuadamente el sostenimiento mecanizado, con pernos de anclaje, entonces mejora el tiempo de operación de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. - 2016.
- Sí se aplica el sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, entonces mejora el volumen de producción de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. - 2016.

1.6 VARIABLES DE LA INVESTIGACIÓN

1.6.1 Variable independiente.

Sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje.

1.6.2 Variable dependiente

Mejora en la productividad.

1.6.3 Operacionalización de Variables.

Se realiza el proceso metodológico que consiste en descomponer metódicamente las variables independiente y dependiente que componen el problema de investigación, tal como se muestra en el Cuadro 1.

Cuadro 1. Operacionalización de variables.

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 nó 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 empernadores 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

Fuente: Elaboración propia.

1.7 DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

1.7.1 Tipo de investigación

El trabajo de investigación se considera como no experimental según Rojas de Narváez (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”.

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”

1.7.2 Nivel de investigación.

Conforme a la naturaleza y propósitos de la investigación; el estudio se ubica en el nivel, explicativo, correlacional y descriptivo, a partir de la información recolectada en la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C.

1.7.3 Método de investigación.

El método es no experimental con una investigación descriptiva, de acuerdo el proyecto de investigación 6ª Edición, Fidas G. Arias (2006) señala que “consiste en la caracterización de un hecho, fenómeno o grupo con el fin de establecer su estructura o comportamiento” ... “Los estudios descriptivos miden de forma independiente las variables, y aun cuando no se formulen hipótesis, las primeras aparecerán enunciadas en los objetivos de investigación”. (Arias, 2006 a, p.25).

1.7.4 Diseño de investigación.

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”, tal como se muestra en la Figura 1.

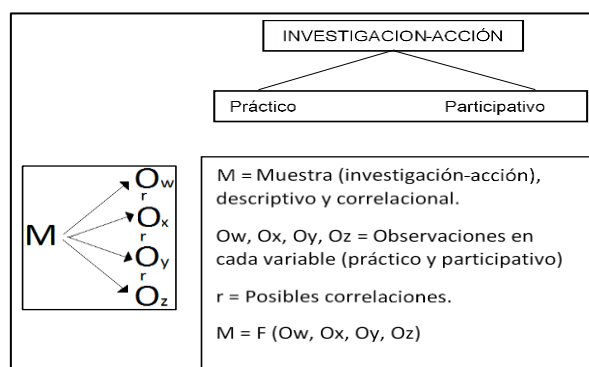


Figura 1. Diseño de investigación.

Fuente: Elaboración propia.

1.8 POBLACIÓN Y MUESTRA DE LA INVESTIGACIÓN.

1.8.1 Población.

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 Cerro S.A.C.; haciendo un total de 13 labores.

1.8.2 Muestra.

La muestra está constituida por las trece (13) labores, comprendidas entre los niveles:

- Nivel 400 = 1 labor (galería 4923, zona I).
- Nivel 600 = 2 labores (rampas 6951, 6952).
- Nivel 800 = 6 labores (subniveles 8220 y 8906; rampa 8219; Galería 8750; cámaras 8978 y 8990).
- Nivel 1000 = 3 labores (galerías 10166 y 10199); rampa 10868.
- Nivel 1200 = 1 labor (rampa 12124).

Dichas labores han sido tomadas como muestras, de forma aleatoria y consta de 13 labores, de los cuales se han determinado el tiempo de desatado manual de roca suelta y el sostenimiento convencional (manual) y con el sostenimiento mecanizado planteado.

De acuerdo con Webster (1998) “una muestra aleatoria simple es la que resulta de aplicar un método por el cual todas las muestras posibles de un determinado tamaño tengan la misma probabilidad de ser elegidas,” (p. 324).

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.

1.9 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

1.9.1 Técnicas.

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.

1.9.2 Instrumentos.

Los instrumentos usados en la recopilación de datos para la

investigación, fueron los siguientes:

- Cartilla Geomecánica.
- Hoja de Caracterización Geomecánica.
- Libreta de campo, picota, brújula.
- Computadora y software especializados.

1.10 JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN

1.10.1 Justificación

El sustento teórico que se da en este trabajo de investigación, nos permite comparar los resultados obtenidos con la ocurrencia de hechos en actividades similares, considerando la discusión de los mismos basados en conocimientos teóricos y científicos.

La metodología aplicada tanto en la secuencia de minado como en el desatado de rocas y colocado del sostenimiento mecanizado, permitió el ahorro en el tiempo de operación (desate y sostenimiento), aumentar el volumen de producción y ambientes seguros a sus trabajadores, además de mejorar la productividad, en lo cual radica la justificación de su desarrollo.

1.10.2 Importancia

Este trabajo de investigación es importante porque permite ampliar su uso en otras unidades de la minera Volcán S.A. y no sólo en la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C., principalmente por su viabilidad operativa, técnica y económica, que permite mejorar la productividad.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

2.1.1. Antecedentes internacionales

Pizarro (2009), en la investigación: *“Diseño de un Sistema de sostenimiento activo y pasivo, para una empresa que produce y comercializa concentrados polimetálicos ubicada en el cantón Pascuales”*, “Presentada a la Escuela Superior Politécnica del Litoral, Instituto de Ciencias Mineras, Ingeniería en sostenimiento y Control Geo mecánico. El proyecto de investigación consiste en implementar de sostenimiento que ayude principalmente en la organización a garantizar la seguridad y rentabilidad económica a largo plazo además de facilitar la producción, y disminuir costos de la misma, arribando a la conclusión de perseguir en diseñar procedimientos y registros apoyados por las técnicas de sostenimiento con propósito de garantizar un trabajo eficiente y garantizado”.

González (2009), en la investigación “*Diseño del sistema de sostenimiento mecanizado para la Empresa Minera Wilcos S.A.*”, presentada a la Universidad Javeriana Bogotá, Colombia, nos señala: “que la investigación está basada en el diseño de un sistema de sostenimiento mecanizado en la Empresa Minera Wilcos S.A., usando procedimientos y estándares, con el fin de contribuir con el bienestar y la seguridad de ellos, de tal manera se pueda incrementar la productividad en la empresa”.

Bonilla (2010), investigación titulada: “*Diseño de un Sistema de sostenimiento*”. Universidad de El Salvador, Facultad de Ingeniería y Minería, Escuela de Ingeniería Minera. “El estudio propuesto es de gran importancia, ya que existe la urgencia de establecer estándares con criterios internacionales en Sostenimiento Mecanizado lo cual motiva a los ingenieros a apearse a Normas y técnicas de última generación para un Sistema de Sostenimiento Mecanizado, que permite a estos el poder controlar la caída de macizo rocoso en las operaciones mineras”.

Salgado (2012), investigación denominada: “*Sistema de Sostenimiento para la Construcción de Obras Civiles, Aplicado a la Construcción de túneles*”. Universidad Austral, Valdivia-Chile. Esta tesis evidencia un modelo de Sistema Sostenimiento para la Edificación de Obras Civiles, aplicado a la construcción de túneles, se presenta un Manual el cual hace referencia a todos los procedimientos documentados implementados para el Sistema de Sostenimiento y una descripción de la interacción entre los procesos. Se mencionan: los puntos establecidos, sistema de sostenimiento. Se ilustra el plan integrado orientado a la construcción de túneles, en él se identifican los procesos del método, los medios y controles aplicados a las

diferentes partidas de la obra, emanados a los procedimientos técnicos constructivos”.

2.1.2. Antecedentes nacionales.

Espinoza (s.f.), investigación titulada: “*Sostenimiento Mecanizado en Labores Mineras, en la Compañía de Minas Volcán S.A.A – Unidad de Producción Andaychagua*”. Universidad Nacional del Centro del Perú, Facultad de Ingeniería de Minas. Nos señala: “la investigación para poder aplicar la mecanización del sostenimiento, nos propone también el estudio de factibilidad para implementar el sostenimiento mecanizado minado subterráneo en las operaciones mineras de la unidad Minera Andaychagua en relación al método de sostenimiento semi mecanizado. 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”.

Bustillos (2012), investigación denominada: “*Mecanización del sostenimiento en un ambiente altamente sísmico – El Porvenir*”. Universidad Nacional de Ingeniería Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica Escuela profesional de ingeniería de minas. El presente trabajo “muestra de que forma todas las actividades han sido orientadas hacia la estabilidad del macizo rocoso, se pone énfasis en la labor geomecánica que se realiza dentro de la unidad, desde la determinación primaria del tipo de sostenimiento de una labor, pasando por el uso de software para el diseño de labores, hasta el sistema de monitoreo sísmico, con el fin de mitigar los posibles estallidos de roca. Se describe de

qué forma se realiza la evaluación cuantitativa y cualitativa del proceso de cambio del sostenimiento manual al sostenimiento mecanizado y la importancia que tiene este cambio dentro del ciclo de minado”.

De la Cruz (s.f.). realizo la tesis: *“Mejora del Programa de Sostenimiento basada en el comportamiento del macizo rocoso”*. Universidad de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Minera. “El proyecto tiene como conclusión dar a saber las bases teóricas, conceptuales y técnicas del sostenimiento basada en el comportamiento del macizo rocoso. Asimismo, logra colaborar al sistema sostenimiento mediante el comportamiento del macizo rocoso”...”Esto implica entender la estructura y metodología de implementación de un programa geomecánico, se resaltarán los puntos importantes y ventajosos realizando un análisis; una vez obtenido dichos puntos, se reconoce las deficiencias y déficit del programa de sostenimiento, obteniendo una mejora del programa basada en el comportamiento del macizo rocoso, y finalmente se planteará el método de implementación y ejecución de un sostenimiento mecanizado”.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. Sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje.

Es un tipo de sostenimiento activo, consiste en anclar en el interior de la roca por medio de un taladro una barra de material resistente (fierro corrugado, Split set, Swellex, etc.) que aporte una resistencia a la tracción, aprisionado al macizo rocoso, es decir impiden, atenúan o neutralizan el fenómeno de descompresión de la roca en torno a la excavación

subterránea, evitando la caída de rocas. Aprovechan las características resistentes propias de la roca facilitando así su sostenimiento.

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 realiza procesando los datos de orientación de las discontinuidades con técnicas estereográficas y caracterización estructural de los sistemas de discontinuidades, el cual establecieron mediante el método estadístico convencional del mapeo geomecánico.

Mediante la clasificación geomecánica, se clasifica a la masa rocosa del área de estudio mediante la utilización del Sistema RMR (Rock Mass Rating – Clasificación de la masa rocosa) de Bieniawski (1989), también se utiliza el índice de caracterización GSI (Geological Strength Index – Índice de Resistencia Geológica) de Hoek et al. (1994 – 2002). Estas clasificaciones se aplican usando la data de la caracterización Geomecánica del macizo rocoso.

La zonificación del macizo rocoso, se realiza de acuerdo a la agrupación espacial de la clasificación geomecánica producto del mapeo geomecánico en los diferentes afloramientos de las excavaciones subterráneas. Mediante esta actividad se han determinado los dominios estructurales (zonas de similar características geomecánicas), los cuales son delimitados tomando en cuenta las características estructurales, litológicas, y la calidad del macizo rocoso. Esta información, es muy importante para los análisis de diseño.

- **Propiedades y comportamiento del macizo rocoso:** Se evalúan las propiedades mecánicas de la roca intacta, la masa rocosa, las discontinuidades, aplicando las técnicas alternas, según las normas de la ISRM (Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas) “Las alternativas para determinar las propiedades mecánicas de la roca fueron: la ejecución de ensayos con el martillo de geólogo (picota) y la ejecución de ensayos de impacto con el martillo Schmidt”. Finalmente, la utilización del método difundido por Hoek & Brown (2002-2006) para estimar los parámetros del macizo rocoso y resistencia de la roca intacta. Para las discontinuidades se utiliza el criterio de Barton Bandis.

Estas propiedades se determinan para cada tipo de roca determinados dentro del dominio estructural correspondiente. Otros factores de influencia se evalúan factores como el agua

subterránea y los esfuerzos, que podrían influir en las condiciones de estabilidad en el minado subterráneo.

- **Análisis de estabilidad:** En el minado subterráneo se analizan las condiciones de estabilidad de las excavaciones subterráneas en aberturas máximas, tiempos de autosoporte, y la influencia de esfuerzos en las condiciones de estabilidad y discontinuidades estructurales en el minado subterráneo.

En el control de estabilidad se evalúa si el sistema de sostenimiento que actualmente se utiliza es el adecuado para los diferentes dominios estructurales. Según la evaluación de resultados, se implementa la cartilla geomecánica de acuerdo a los recursos de sostenimiento actuales.

- **Actividades a considerar:** Este estudio comprende en colecta de datos de campo, observaciones y trabajos de gabinete, utilizando técnicas apropiadas según las alternativas y recursos favorables.

Las actividades relacionadas con el desarrollo de la investigación en campo se deben considerar: Revisión de la información disponible, identificación geológica de la zona de estudio, mapeo geomecánico de del macizo rocoso en las labores subterráneas, Realización de pruebas en campo (uso del martillo).

En una primera etapa de trabajos de gabinete se desarrolla la información geomecánica básica, comprendiendo las siguientes

actividades: Análisis y procesamiento de los datos tomados in situ, Caracterización y Clasificación Geomecánica del macizo rocoso, Zonificación Geomecánica, Clasificación de las propiedades mecánicas de la roca, matriz rocoso y discontinuidades, Evaluación empírica de los factores de influencia (Agua y Esfuerzos).

En una segunda etapa de trabajos de gabinete se realizan el análisis de estabilidad, comprendiendo las siguientes actividades: Tiempos de auto soporte y aberturas máximas, Análisis de estabilidad de excavaciones asociadas al minado (Estabilidad estructuralmente controlada y por esfuerzos), Evaluación del sistema actual de sostenimiento; Finalmente, se elabora el informe técnico, donde se muestra el desarrollo y resultados del estudio geomecánico llevado a cabo.

a) Clasificación Geomecánica de Bieniawski (1989): RMR

El Sistema de Clasificación Geomecánica del South African Council for Scientific and Industrial Research (Sistema CSIR), formulado por Richard Bieniawski en 1973 y actualizado en 1989, conocido universalmente como “Índice RMR (Rock Mass Rating), divide la calidad del macizo rocoso en cinco categorías, basadas en grupos de comportamiento similar de acuerdo a parámetros y características geológicas de acuerdo a sus propiedades físicas y mecánicas de la roca”. Según la

valoración obtenida de dicho índice, como se muestra 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

Los tipos de roca existentes en el yacimiento minero de Cerro de Pasco hoy Empresa Administradora Cerro S.A.C., son: I, II, III, IV, V; y el tipo de sostenimiento aplicado se basa en el uso de la Cartilla Geomecánica. Esta cartilla es una herramienta de trabajo de campo que sirve para determinar la maza rocosa (identificando el tipo de roca al que pertenece), determinar el tiempo de autoaporte sin sostenimiento que puede permanecer la excavación sin colapsar; y seleccionar el tipo de sostenimiento a aplicarse en esa labor de acuerdo a las características del macizo rocoso RMR, GSI. Según 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 diaclasa	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	Precencia de agua	de 0 a 15
	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.

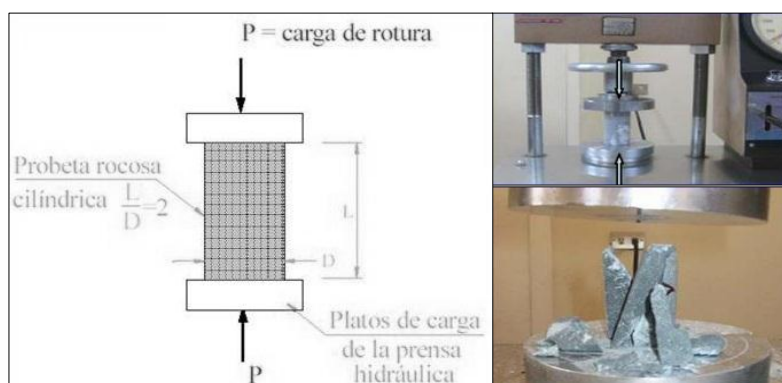


Figura 3. Resistencia a la compresión simple.

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.

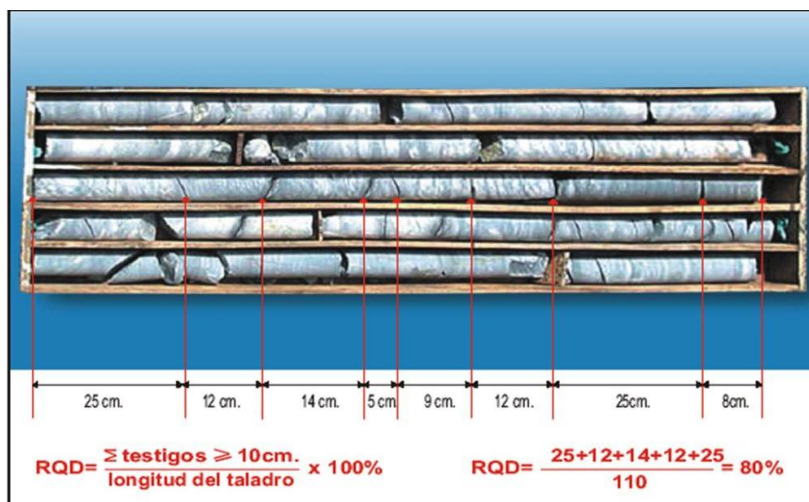


Figura 4. Cálculo del RQD.

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.

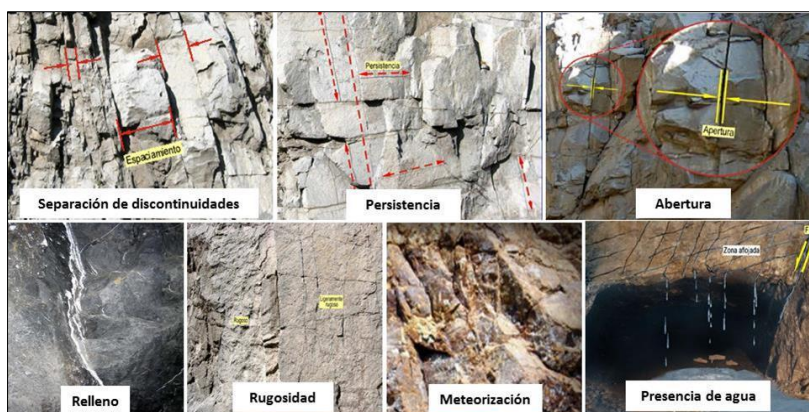


Figura 5. Otras características geomecánicas del macizo rocoso.

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

La estructura está constituida por elementos interconectados entre sí que forman un sistema para soportar cargas externas y propias. En el caso de las labores mineras en Cerro S.A.C. la estructura de la roca circundante es: Autoportante, Cuando

soporta las presiones sin necesidad de sostenimiento o refuerzo por largo tiempo; y reforzable, cuando necesita de la ayuda de otros elementos estructurales para mantenerse abierto.

Las presiones que actúan sobre la excavación son: La carga de la roca suprayacente, las fuerzas dinámicas debidas a la explotación; y las fuerzas debidas a las vibraciones de las voladuras.

Otro método de Clasificación Geomecánica del Norwegian Geotechnical Institute (Sistema NGI), formulado por Nick Barton en 1974 y actualizado en 1993 y en 2000, conocido universalmente como “Índice “Q” (Rock Mass Quality), basado en criterios y parámetros semejantes al sistema anterior, divide la calidad del macizo rocoso en nueve categorías”. También, según la valoración obtenida de dicho índice, estas categorías se muestran 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:

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

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

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

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

Dónde:

RMR : Rock Mass Rating

Q : Rock Mass Quality

Ln : Logaritmo Natural

Log : Logaritmo

Basados en estas correlaciones en criterios y experiencias propios observados en las excavaciones subterráneas desarrolladas en los Andes Sudamericanos, se han establecido los siguientes rangos de competencia del macizo rocoso y se describe 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 del Cuadro 2 a las que se ingresa desde 2 puntos diferentes, uno horizontal: referente al tamaño y entramamiento de bloques, composición y estructura.

Cuadro 2. Caracterización del macizo rocoso en función de los bloques basado en el tratamiento y las condiciones de las juntas.









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 dominaran 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.		CONDICIONES SUPERFICIALES				
ESTRUCTURA		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
		DISMINUYE CALIDAD DE SUPERFICIE →				
	Intacta o Masivo: Especímenes de roca intacta o masivo in situ con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.	90			N/A	N/A
	Levemente fracturado: Macizo rocoso no disturbado, muy bien entrelazado, constituido por bloques cúbicos formados por tres familias de discontinuidades	80	70			
	Moderadamente Fracturado: Entrelazado, macizo rocoso parcialmente disturbado con bloques angulosos de varias caras formado por 4 o mas familias de discontinuidades		60	50		
	Muy Fracturado/Disturbado/Agrietado: Foleada con bloques angulosos formados por la intersección de muchas familias de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificación o esquistocidad			40	30	
	Desintegrado: Pobremente entrelazado, macizo altamente fracturado compuesto de una mezcla de pedazos de rocas angulosas y redondeadas				20	
	Foliado/Laminado/Cizallado: Falta de formación de bloques debido al pequeño espaciamiento o esquistocidad débil o planos de corte	N/A	N/A			10
		DISMINUYE EL ENTRELAZADO DE PEDAZOS DE ROCA ↓				

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 el Cuadro

3.

Cuadro 3. Estimación del GSI para macizos heterogéneos como flysch.

GSI PARA MACIZOS HETEROGENEOS COMO FLYSCH (Marinos P. and Hoek. E, 2000)		CONDICIONES DE SUPERFICIE EN LAS DISCONTINUIDADES (Planos de foliación predominantes)		COMPOSICION Y ESTRUCTURA		
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.		MUY BUENAS	BUENAS	REGULAR	POBRE	MUY POBRE
		Superficies muy rugosas, superficies no meteorizadas, frescas	Superficies rugosas, ligeramente meteorizadas, manchada con hierro	Superficies lisas, moderadamente meteorizadas y alteradas	Superficies con espejos de falla, con alto grado de meteorización con rellenos compactos o rellenos de fragmentos	Superficies con espejos de falla, con alto grado de meteorización con rellenos de arcilla suave.
	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	70	60	A		
	B. Arenisca con intercalaciones de limolita		50	B		
	C. Arenisca y limolita en iguales cantidades.		40	C		
	D. Limolita con estratos de arenisca con estratos de			D		
	E. limolita y arcilolita con estratos de arenisca			E		
	F. Tectónicamente deformado, intensamente foliado/fallado, material arcilloso cizallado de limolita y arcilolita con fragmentos de areniscas deformadas formando			30	F	
	G. Arcilolitas y limolitas inalteradas con o sin arenisca.				20	G
	H. Limolita o arcilolita tectónicamente deformada formando una estructura caótica con paquetes de arcilla. Delgados estratos de arenisca transformada en pequeñas				10	H

Fuente: Adaptado por Marinos P. y Hoek E (2000).

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.

El cuadro 4 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)

Cuadro 4. Guía para estimar el factor de alteración D.

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 cavo 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.

Fuente: Adaptado por Hoek (2006)

Diseño del sostenimiento.

En el diseño del sostenimiento de las excavaciones subterráneas, los mismos autores de los sistemas de clasificación geomecánica (Richard Bieniawski, Nick Barton, Evert Hoek y otros), han desarrollado cuadros que asocian las valoraciones obtenidas de sus índices con los diferentes tipos de sostenimiento empleados convencionalmente, desde el

empleo de pernos de anclaje, hasta el uso de marcos metálicos, pasando por las mallas y el concreto lanzado, con y sin fibra de refuerzo, donde se muestra en el Gráfico 1, las categorías de reforzamiento para diseños de sostenimiento.

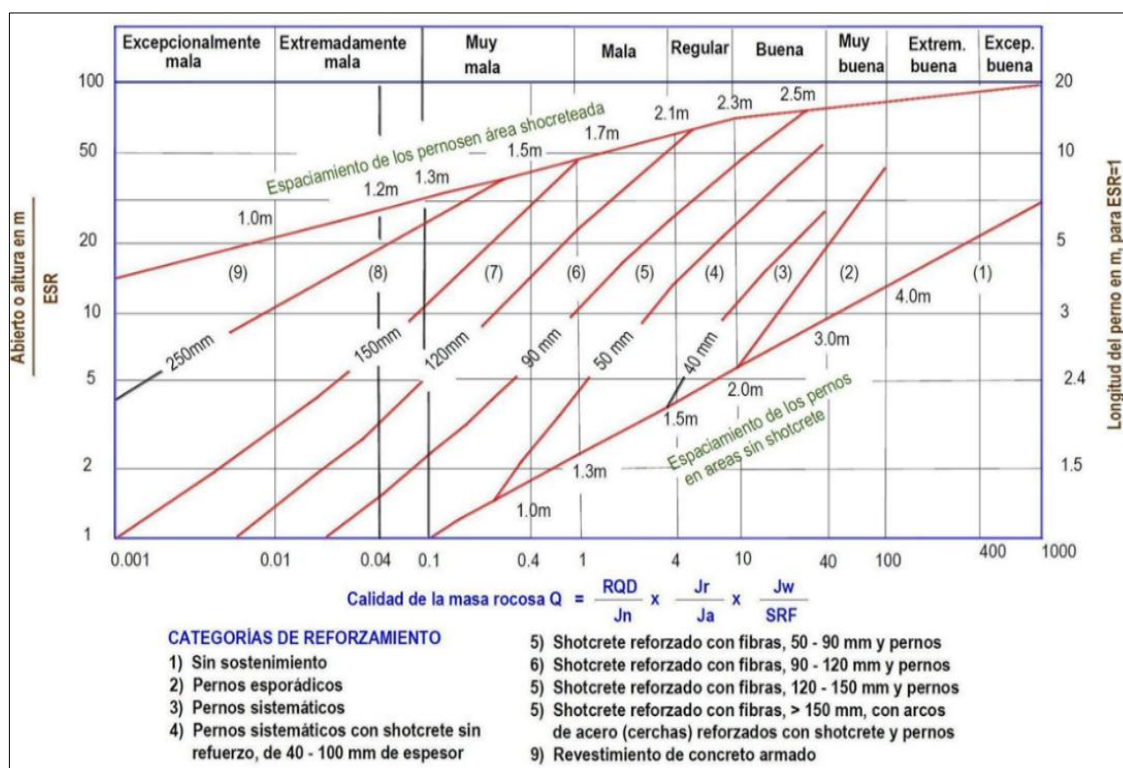


Gráfico 1. Categorías de reforzamiento para diseños de sostenimiento.

Fuente: (Barton y otros autores 1974)

En el Gráfico 2 se aprecia el diseño de sostenimiento en labores mineras subterráneas, según el tipo de roca y según el índice del G.S.I.

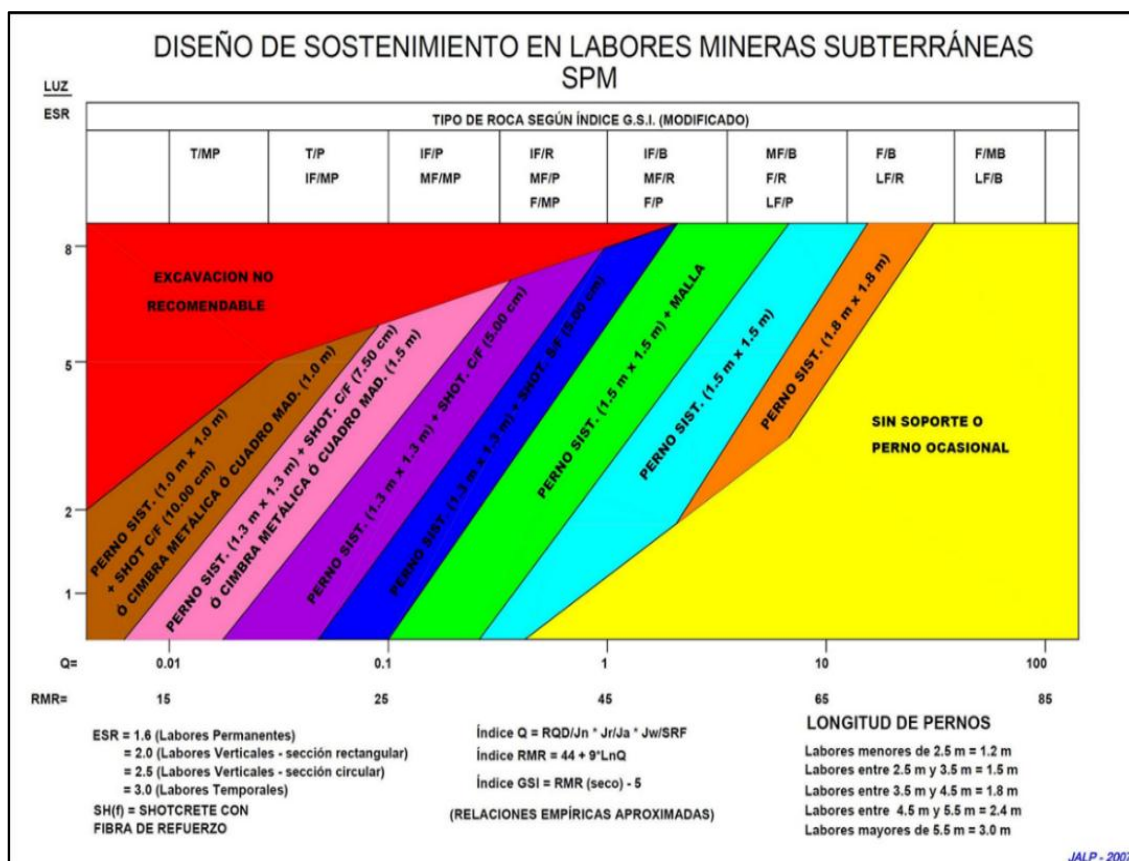


Gráfico 2. Diseños de sostenimiento en labores mineras subterráneas.

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. Valores de ESR para diferentes tipos de excavaciones subterráneas.

Item	Tipo de excavación	Original ESR1	Actualizado 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 $4.50 \text{ m} \times 4.50 \text{ m}$ hasta $4.00 \text{ m} \times 4.00 \text{ m}$:

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

$$D. e. = 2.8 \sim 2.5$$

De igual forma, para labores de desarrollo temporales ($ESR = 3.0$) de sección típica $4.50 \text{ m} \times 4.50 \text{ m}$ hasta $4.00 \text{ m} \times 4.00 \text{ m}$:

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

$$D. e. = 1.5 \sim 1.3$$

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

$$D. e. = \frac{8}{3.0}$$

$$D. e. = 2.7$$

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 el Gráfico 3.

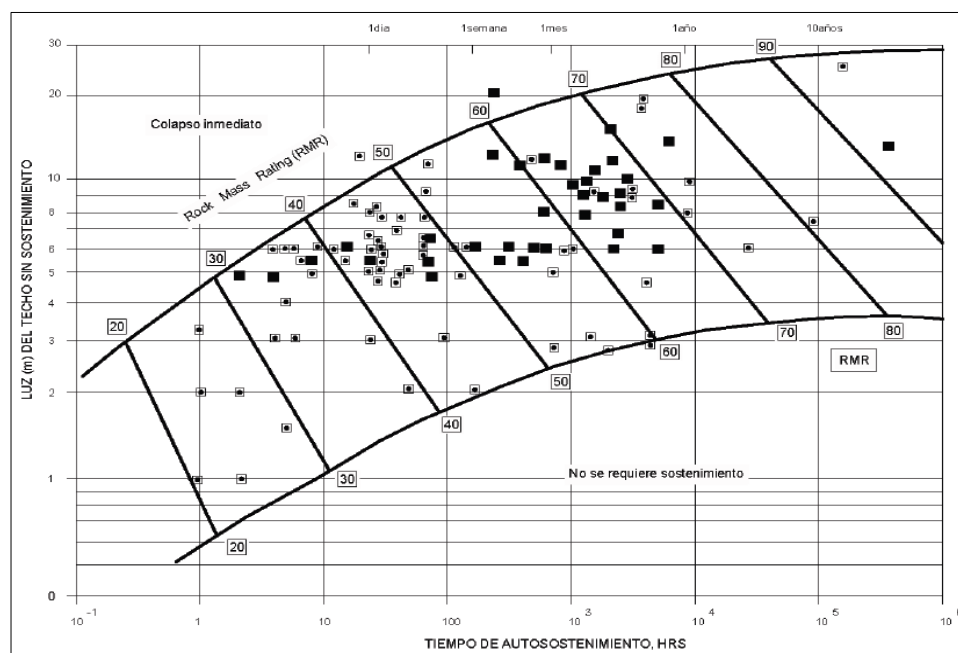


Gráfico 3. Tiempos de Auto Soporte (T. A. S.).

Fuente: Barton - Bieniawski, 1989

2.2.1.2. Aplicación del sostenimiento con pernos de anclaje.

El sostenimiento tiene por finalidad de contrarrestar el efecto de las presiones producidas o generadas por la abertura de excavaciones subterráneas, el cual requiere conocer la caracterización geomecánica y estabilidad de la mina de acuerdo al tipo de terreno que existe el cual se describe sus características estructurales a continuación tenemos:

- **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.

El sostenimiento a emplearse en diversos tipos de terreno teniendo en cuenta las constantes presiones que es causada por las excavaciones subterráneas, el cual la estructura de sostenimiento debe de ser:

- Instalada lo más cerca posible al frente para impedir el deslizamiento del terreno antes de ser colocado.
- Rígida para que soportar el reacomodo del macizo rocoso una vez colocada el sostenimiento.
- Constituido por piezas de fácil manipuleo e instalaciones al realizar el sostenimiento.
- Las partes reciben las presiones o encuentros más fuertes deben tener la ubicación homogénea, el cual deben de recibir la misma presión por parte de la estructura principal.
- El ahorro de costos es muy significativo en el tipo de sostenimiento a implementar.

En la Figura 6 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.

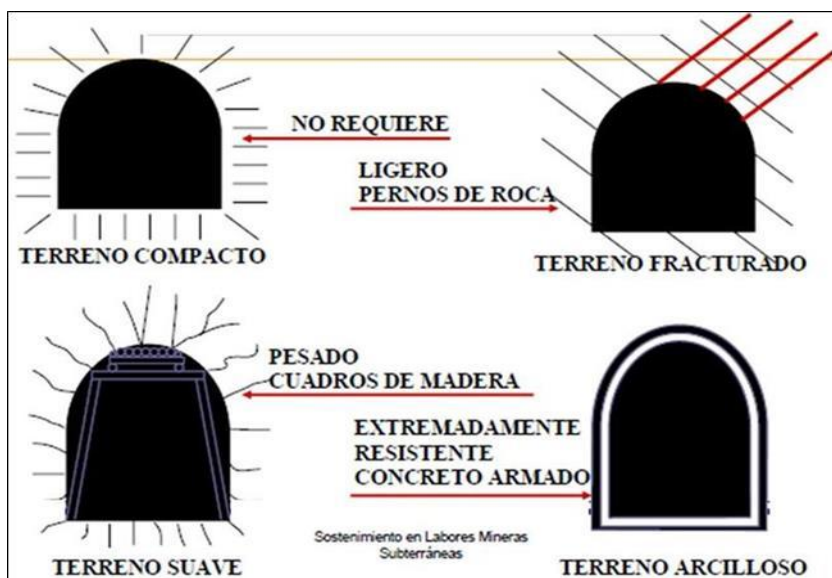


Figura 6. Grados de sostenimiento en labores subterráneas
Fuente: Sostenimiento en labores mineras subterráneas.

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.

a) Sostenimiento convencional.

El Sostenimiento convencional presenta las siguientes características:

- Se utiliza como plataforma de trabajo la carga de la voladura o una plataforma de andamio.

- Se inicia la perforación con una perforadora tipo Stoper o Jackleg, luego se introduce el soporte con la máquina perforadora mediante un adaptador.
- La altura máxima requerida para el sostenimiento será 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 gata neumática o con una barretilla.
- El sostenimiento convencional se realiza mínimo con 3 personas.

Además, presenta los siguientes peligros:

- El personal se ubica dentro de la línea de fuego, que es el techo sin sostener y que además queda desestabilizado al perforar el taladro para el soporte del elemento de sostenimiento.
- El personal se encuentra sobre un piso constituido producto de la carga de la voladura y cuando se realiza un escape usualmente termina accidentándose por el desnivel existente en la carga o porque tiene que saltar de la plataforma.
- Al ser un trabajo manual, existe demora al realizar esta actividad, ya que constantemente el personal tiene que maniobrar la Jackleg o Stopper de un punto a otro.

b) Sostenimiento Mecanizado.

Para la mecanización del sostenimiento se implementan los equipos electrohidráulicos a control remoto Scissor Bolter, los cuales estos últimos años han dado buenos resultados en cuanto a la calidad y rapidez del sostenimiento mecanizado.

Ventajas comparativas del equipo de sostenimiento mecanizado y condiciones de trabajo:

- Capacidad de instalar pernos mecánicos Split sets, pernos helicoidales y mallas.
- Perforación electro – hidráulica.
- Control remoto para perforación y anclaje.
- Operación por un solo Operador y su ayudante.
- Siempre trabaja bajo un techo seguro
- La altura máxima de sostenimiento es de 6.50 m, y la altura mínima requerida en una labor es de 3.0 m.
- La perforación del equipo, se efectúa con brocas de diámetro variable dependiendo del tipo de elemento a colocar y barras de 7 pies, los demás aceros de consumo cotidiano son el shank y el acople entre la barra y el shank.

La instalación de las mallas en la labor, se efectúa aprovechando el cabezal de fijación de la perforadora ayudada por la columna de colocación del anclaje y debido a la manipulación del operador, se coloca tanto en la corona y

hastiales sin mayor dificultad, hasta una altura por encima de 1 metro del piso.

2.2.2. Mejora de la productividad.

“La empresa minera es un modelo de negocio en el cual la obtención de utilidades se asocia con la eficiencia y eficacia en cada uno de sus procesos, utilizando la igualdad de recursos (mano de obra, materiales, máquinas y equipos) se logra obtener mayor rentabilidad económica. Del mismo modo que se logran metas y objetivos mensuales y/o en un determinado tiempo, éstos involucran incertidumbres; es así que, en labores donde se aplica sostenimiento convencional, los trabajadores realizan un gasto de energía mayor al tener que cargar los elementos de sostenimiento (madera, arcos de acero, etc.), además de que se generan más tiempos muertos aumentando el tiempo en el ciclo de minado. Para optimizar los procesos es necesario mecanizarlos con el fin de reducir los tiempos de operatividad en minería subterránea, el cual obliga a asumir no solo la mecanización, sino proyectarse hacia la automatización y la robótica y, posteriormente, la implicación en el trabajo de la alta tecnología y la informática” (Hermeza, 2016, p.83).

“La mejora de la productividad se hace más eficiente cuando se manejan resultados cualitativos y cuantitativos a través de modelos implementados que permiten administrar las actividades mediante frecuencia semanal, indicadores (tableros de control), mejora continua de la supervisión y el control de las operaciones buscando un el compromiso operacional e involucramiento a las empresas contratistas mineras (ECM)

la interacción entre ellos se logra con canales de comunicación entre áreas más eficientes”. (Maldonado, 2013, p.131).

Jiménez; Indhira; Molina & Jorge (2006). “La productividad es un elemento representativo a la hora de medir la efectividad en minería extractiva ...” [...] “El costo de la producción se halla mediante mediciones realizadas en el campo, en las todas las etapas de la explotación de minas (exploración, desarrollo, preparación y extracción de minerales; y en cada una de las actividades del ciclo de minado (perforación, voladura, sostenimiento, carguío y transporte, etc.). Con la finalidad de optimizar cada proceso se buscan los cuellos de botella donde existe mayor sobre costo y es allí donde se prestará mayor atención para lograr fluidez en la productividad al menor tiempo posible”.

2.2.2.1. Tiempo de operación (Desate y sostenimiento)

El tiempo de operación consiste en la planificación, de los diferentes niveles de la organización de una empresa, la utilización del tiempo en forma efectiva, así como la evaluación y control del tiempo en las operaciones durante la ejecución del proceso productivo. Con esta finalidad ha sido conveniente identificar la actividad del desate de roca suelta y sostenimiento en las labores de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C., para la mejora de la productividad.

a) Desate de roca suelta.

Según Berrocal (2012), “Las presiones verticales y horizontales del macizo rocoso sobre una excavación subterránea determinan ciertas tensiones que resultan en fallas, fracturamiento y/o estallidos de roca; por lo que, para llevar a cabo el desatado de rocas, primero se debe detectar rocas sueltas y zonas tensionadas; luego del cual, se procederá con el desate de las mismas”, se muestra en la Figura 7.



Figura 7. Desatado manual de rocas en minería convencional subterránea
Fuente: Consultec Ingenieros SRL, 2012.

El procedimiento para el desate convencional de rocas va precedido por la verificación de la ventilación (buenas prácticas), el regado (con agua para contrarrestar la presencia de polvo), control de la visibilidad (la zona debe estar despejada y con baja presencia de partículas en el aire). Se muestra en la Figura 8.



Figura 8. Un método para el desatado de rocas.
Fuente: Revista Seguridad Minera, marzo 2016

Según el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería (D.S.024, 2016, E.M., Artículo 218), “Para el desatado de rocas sueltas en cada labor, como mínimo, se debe contar con dos (2) juegos de cuatro (4) barretillas (de diferentes medidas de acuerdo a las dimensiones de las labores) cada uno. En galerías y rampas debe contarse como mínimo con un (1) juego de cuatro (4) barretillas cada cien (100) metros”. El procedimiento del desatado es como sigue:

- Inspeccionar la labor, para eliminar condiciones sub estándares, a las zonas de trabajo.
- Desatar o eliminar todas las rocas sueltas o peligrosas antes, durante y después de la perforación y de la voladura.
- El desate manual de roca suelta se debe realizar entre dos (2) personas; el cual uno desata la roca y el otro vigilará el área donde se desata la roca suelta.

- Antes de proceder al sostenimiento de la labor se realizar antes un desatado para asegurar el buen sostenimiento, y la seguridad de los colaboradores.
- Conservar el orden y la limpieza en el área de trabajo para realizar las tareas con seguridad y tener las salidas de escape despejadas.

b) Sostenimiento en labores subterránea.

- Sostenimiento con cuadros de madera.

El sostenimiento con cuadro es armado en terrenos muy fracturados pobre y muy pobre donde hay indicios de elevación es aplicado de forma inmediata el tiempo de auto soporte es de un día según la evaluación del área geomecánica, es fijado con tirantes y pata de gallo y luego es topeado o encribados con puntales de diferentes diámetros y longitudes, costo de puntal de 10 pies por 8 pulgadas es de \$14.0, de 10x6 es de \$ 11.0 y las tablas de 10x8x2 cuesta \$12.0

Sostenimiento que se está empleando en el área colas, nivel 1200 son los cuadros de madera; estos cuadros son de eucalipto, el espaciamiento que se emplea de cuadro a cuadro varía de acuerdo al tipo de terreno que son: Terreno fracturado 6 ó 5 pies, Terreno quebrado 4 ó 3 pies, y Terreno molido o arcilloso 3 ó 2 pies, se muestra en la Figura 9.



Figura 9. Sostenimiento con cuadros de madera
Fuente: Manual de Geomecánica- DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Todos estos son elementos unidos entre sí por destajes o por elementos exteriores de unión, formando una estructura de sostenimiento, mayormente en zona VI se utilizan los cuadros rectos. Según la toma de datos para el armado de dos cuadros en 12 h., según se muestra en la Tabla 6.

Tabla 6. Toma de datos para armado de dos cuadros en 12 h.

Hr. Inicio	Hr. Salida	T.Hrs. Op.	Descripción.
07:00 a.m.	07:40 a.m.	00:40	Ingreso de personal de superficie a interior mina.
07:40 a.m.	08:00 a.m.	00:20	Charla al personal.
08:00a.m.	08:10 a.m.	00:10	Traslado a las labores.
08:10 a.m.	08:35 a.m.	00:25	Desate de roca.
08:35 a.m.	11:00 a.m.	02:25	Limpieza de labor y el personal está preparando su madera.
11:00 a.m.	12:00pm.	01:00	Refrigerio.
12:00 p.m.	12:45 p.m.	00:45	Traslado de madera (Cancha madera a labor) y preparación patilla.
12:45 p.m.	16:05 p.m.	03:20	Armado de dos cuadros.
16:05 p.m.	16:50 p.m.	00:45	Enrejado de cuadros.
16:45 p.m.	18:25 p.m.	01:40	Encribado y topeado de cuadros.
18:30 p.m.	19:00 p.m.	00:30	Salida de personal de interior mina a superficie

Fuente: Elaboración propia.

- Sostenimiento de las zonas CNA y CNB con Cables

Los cables son elementos de reforzamiento, fabricado de alambres de acero el cual son trenzados, y son fijados con

cemento dentro del taladro en el macizo rocoso. El cable comúnmente usado es el denominado “trenzado simple” conformado por 7 alambres, que en conjunto tienen 5/8” de diámetro, con una capacidad de anclaje de 25 Ton. Pueden ser usados en cualquier longitud, en el rango de 5 a 30 m, ya sea en la modalidad de cable simple o doble.

- **Sostenimiento con Cimbras metálicas de la zona Manto Quinto**

El tipo de sostenimiento que se está empleando en el AREA Manto Quinto en el nivel 1200, Rampa 10030; también es aplicado en el área de colas rampa 12789, son las Cimbras Metálicas, el cual son armadas con arcos de acero, según lo requerido en la excavación y los que mayormente se aplican en este cuerpo son de forma baúl y del tipo las “rígidas”. Las que utilizan usualmente perfiles como la W, H, e I, conformadas por dos segmentos que son unidos por placas y pernos con tuerca, como se muestra en la Figura 10.



Figura 10. Sostenimiento con Cimbras
Fuente. Manual de Geomecánica- DCR Ingenieros S.R. Ltda.

- **Sostenimiento con concreto lanzado Shotcrete.**

La Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. tiene como Planta de concreto en Nv. 1200 empleando el proceso de preparación, donde la relación cemento y agregados a una tolva con agitación continua para luego ser cargados con equipos Mixer, Tornado, etc. y ser llevados a labores para su posterior shotcreteo.

La utilización de fibras es también un punto importante dentro de la fabricación de la mezcla de shotcrete, ya que hace que éste sea más compacto. Concreto lanzado (shotcrete) es el nombre genérico del concreto cuyos materiales componentes son: cemento, agregados, agua, aditivos y elementos de refuerzo, los cuales son aplicados neumáticamente y compactados dinámicamente a alta velocidad sobre una superficie. Existen dos tipos de lanzado, que son: Vía seca, y vía húmeda, como se muestra en la Figura 11.



Figura 11. Sostenimiento con lanzado de Shocrete.
Fuente. Imagen extraída de internet.

- **Sostenimiento con pernos de varillas cementadas con resina.**

En Zona I se utiliza la barra helicoidal de 22 mm de diámetro, con longitudes variables de 8'. La capacidad de las barras helicoidales supera las 18 TM. La barra helicoidal, tiene la forma de una rosca continua a lo largo de toda su longitud. Entre otros, su mayor diámetro le confiere mayor resistencia y su rosca constante permite el reajuste de la placa contra la pared rocosa.

Para la aplicación del perno helicoidal se perfora taladros con equipo pesado llamado scissor bolter está diseñado para realizar todo tipo de sostenimiento. Actúa en conjunto con los elementos de sostenimiento el cual incluye una placa y una tuerca para reforzar y preservar la resistencia natural que presentan los estratos rocosos, suelos o taludes, con el fin de evitar desplazamiento, rotura del macizo rocoso. La inyección de concreto cembol, mortero o resina en la perforación del estrato en que se introduce la barra sirve de anclaje, actuando la rosca como resalte para evitar el desplazamiento de la barra, la resina es aplicada como acelerate del fraguado del cemento y el costo de perno helicoidal de 22mm, de 8 pies es \$7.5, incluido la instalación es de \$9.5 y es instalado y colocado con equipo eléctrico llamado bolter.

Los pernos helicoidales soportan un promedio de 3-6 toneladas por pie. La composición química y las propiedades mecánicas cumplen con lo establecido en la norma ASTM A615 Grado 75. La masa nominal aproximada de 2,98 kg/m corresponde a la de una barra de un diámetro nominal de 22mm.

c) Ciclo de minado

El ciclo de minado, es el ciclo obligatorio que se realiza en la actividad minera: perforación, voladura, limpieza, sostenimiento y/o relleno, acarreo y transporte. El sostenimiento se aplica en forma permanente; mientras que el relleno se agrega al ciclo de ser el caso. Existen actividades complementarias, como: ventilación, drenaje, y otros servicios, según se muestra en la Figura 12.



Figura 12. Ciclo de minado.
Fuente: Grimaldo, F., 2013.

2.2.3. Definición de términos básico.

Accidente de trabajo.

Se llama así a todo suceso que resulta en lesión o daño no intencional.

Ambiente de trabajo

Es el lugar donde los trabajadores desempeñan las labores encomendadas o asignadas.

Autoridad minera.

Es la ejercida por el Ministerio de Energía y Minas

Incidente.

Suceso con potencial de pérdidas acaecido en el curso del trabajo o en relación con el trabajo, en el que la persona afectada no sufre lesiones corporales.

Influencia.

Es la acción y efecto de influir. Se refiere a los efectos que una cosa produce sobre otra.

KPI - (Key Performance Indicator).

Son medidas que nos ayudan a identificar el rendimiento de una determinada acción o estrategia.

Mejora.

Cambio o progreso de una cosa que está en condición precaria hacia un estado mejor.

Mina.

Es un yacimiento mineral en proceso de explotación.

Peligro.

Situación o característica intrínseca de algo capaz de ocasionar daños a las personas, equipos, procesos y ambiente.

Perno de Anclaje.

Son accesorios metálicos, alojadas en los taladros perforados desde el talud, cementadas, empernadas y presionadas. Se emplean como medida estabilizadora de taludes en roca como terreno suelto.

Productividad.

Es el indicador de eficiencia que relaciona la cantidad de recursos utilizados con la cantidad de producción obtenida.

Sostenimiento Mecanizado.

Es el proceso de instalación de sostenimiento activo y pasivo de mejor calidad, rapidez y eficiencia.

CAPÍTULO III

PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

3.1. VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD

3.1.1. Validación del Instrumento

El instrumento principal que se utilizó en el presente trabajo de investigación, es la hoja de caracterización geomecánica de la zona en estudio, cuya validación se obtuvo por parte del área de Geomecánica de la Unidad Económica Administrativa Cerro S.A.C., a través del visto bueno del Jefe de la citada área, Ing. David Julio Hinostroza Maximiliano.

En tal sentido, se muestra en el Cuadro 5 del presente trabajo de investigación, la validación de los datos utilizados, los cuales han sido proporcionados en un 100%, información que además es respaldada mediante el documento de autorización emitida por dicha entidad, el mismo que se adjunta como Anexo 2.

Cuadro 5. Validez y confiabilidad de los instrumentos de investigación

Variables	Dimensiones	Indicadores	Instrumentos de medición	Validez
<u>Variable Independiente:</u> Sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje.	Caracterización Geomecánica	* Índice RMR * Índice Q * Índice GSI	* <u>Búsqueda de Data en UEA Cerro S.A.C.</u> . Informe Caracterización Geomecánica. . Cartilla Geomecánica para la elección del tipo de sostenimiento. (Area geomecánica Cerro SAC.)	Datos de la UEA. Cerro S.A.C. 100% confiables
	Aplicación del sostenimiento con pernos de anclaje	* Sostenimiento Convencional * Sostenimiento Mecanizado.	* <u>Toma de Data en las Labores de Mina</u> Toma de datos de campo (se mide el tiempo), tanto para el sostenimiento manual como para el mecanizado.	Las mediciones se realizaron al 95% confiables.
<u>Variable Dependiente:</u> Mejora de la productividad	Tiempo de operación	* h/mes	* <u>Búsqueda de Data en UEA Cerro S.A.C.</u> . Toma de datos de campo (se mide el tiempo)	Datos de la UEA. Cerro S.A.C. 100% confiables
	Volumen de producción	* Tn/mes	* <u>Búsqueda de Data en UEA Cerro S.A.C.</u> * El programa de avances se realiza a nivel gerencial todos los meses.	Datos de la UEA. Cerro S.A.C. 100% confiables

Fuente. Elaboración propia.

3.1.2. Confiabilidad del instrumento

La confiabilidad del instrumento de la presente investigación ha sido medida por el método de mitades partidas (split-halves), cuyo cálculo se realizó mediante el Software SPSS Statistics versión 25, con los datos que se muestran en la siguiente Tabla 7 que fueron filtrados.

Tabla 7. Datos de filtración para él SPSS.

N°	ZONA I	Número de labores	Sección de labor	Tiempo de Operación (Desate y sostenimiento) Convencional h/mes	Tiempo de Operación (Desate y sostenimiento) Mecanizado h/mes	Volumen Produccion Convencional Tn/mes	Volumen Produccion Mecanizado Tn/mes	Productividad Anual Convencional Tn/año	Productividad Anual Mecanizado Tn/año
1	400	Gl. 4923	4.00 x 4.00	362.65	153.11	9454.80	14970.10	113457.60	179641.20
2	600	Rp 651	4.00 x 4.00	357.42	156.37	9454.80	14970.10	113457.60	179641.20
3	600	Rp 6952	4.00 x 4.00	359.24	151.76	9454.80	14970.10	113457.60	179641.20
4	800	Sn 8220	3.50 x 4.00	358.37	146.75	8254.80	13070.10	99057.60	156841.20
5	800	Sn 8906	3.50 x 4.00	364.36	150.14	8254.80	13070.10	99057.60	156841.20
6	800	Rp 8219	4.00 x 4.00	353.56	147.42	9454.80	14970.10	113457.60	179641.20
7	800	Gl 8750	4.00 x 4.00	365.27	148.22	9454.80	14970.10	113457.60	179641.20
8	800	Ca 8978	3.50 x 3.50	357.42	148.83	7239.00	11461.75	86868.00	137541.00
9	800	Ca 8990	3.50 x 3.50	360.88	151.24	7239.00	11461.75	86868.00	137541.00
10	1000	Gl 10166	4.00 x 4.00	362.19	153.16	9454.80	14970.10	113457.60	179641.20
11	1000	Gl 10199	4.00 x 4.00	355.61	146.48	9454.80	14970.10	113457.60	179641.20
12	1000	Rp 10868	4.00 x 4.00	365.41	148.12	9454.80	14970.10	113457.60	179641.20
13	1200	Rp 12124	4.00 x 4.00	358.49	150.31	9454.80	14970.10	113457.60	179641.20

Fuente: Elaboración propia.

Con la Figura 13, se evidencia el uso del software antes indicado.

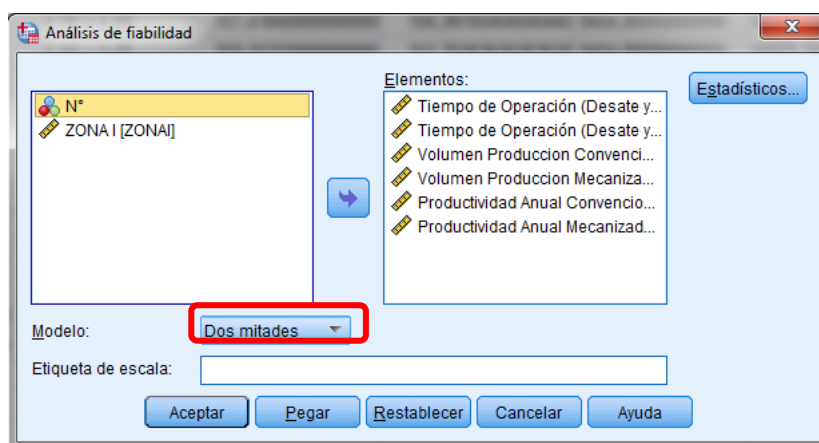


Figura 13. Método dos mitades partidas.

Fuente: Elaboración propia.

Método de mitades partidas

El método de mitades-partidas requiere sólo una aplicación de la medición. Específicamente, el conjunto total de ítems (o componentes) es dividido en dos mitades y las puntuaciones o resultados de ambas son comparados. Si el instrumento es confiable, las puntuaciones de ambas mitades deben estar fuertemente correlacionadas.

El total de datos analizados se muestran en la Tabla 8.

Tabla 8. Número de muestras.

		N	%
Casos	Válido	13	100.0
	Excluido ^a	0	0.0
	Total	13	100.0

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 9, se aprecia el valor del coeficiente de dos mitades de Guttman, calculado mediante el Software SPSS Statistics versión 25; el mismo que es de 0.983.

Tabla 9. Resultado de coeficiente de confiabilidad.

DESCRIPCION		DEDUCCION
Alfa de Cronbach	Parte 1	Valor
		0.460
		N de elementos
		3 ^a
Parte 2	Valor	0.960
	N de elementos	3 ^b
	N total de elementos	6
Correlación entre formularios		1.000
Coeficiente de Spearman-Brown	Longitud igual	1.000
	Longitud desigual	1.000
Coeficiente de dos mitades de Guttman		0.983

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 10, se presenta la valoración del coeficiente del método de mitades partidas, el mismo que es un índice de consistencia interna que toma valores de 0 a 1.

De acuerdo al valor obtenido de 0.983 y en función al índice de consistencia, nuestro valor recae en un rango de 0.81 a 1.00, lo que significa que nuestra data es de una confiabilidad Muy Alta.

Tabla 10. Índice de consistencia

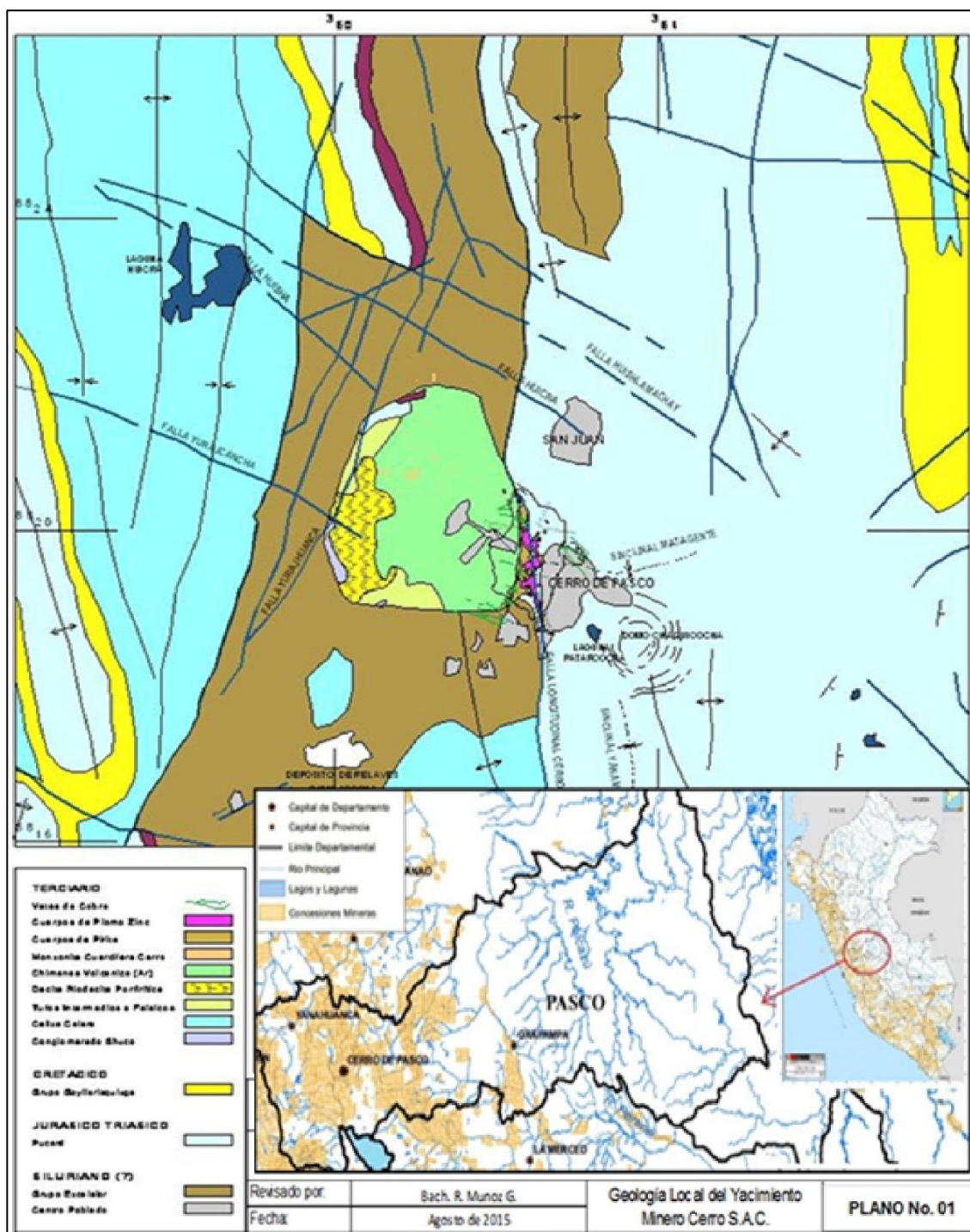
Rango	Magnitud	Aceptación
0.81 a 1.00	Muy alta	Aceptable
0.61 a 0.80	Alta	
0.41 a 0.60	Moderado	EEM
0.21 a 0.40	Baja	
0.01 a 0.20	Muy Baja	

Fuente: Elaboración propia.

3.2. ANÁLISIS CUANTITATIVO DE LAS VARIABLES.

3.2.1. Caracterización Geomecánica.

“Las generalidades de la mina de Cerro de Pasco, 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 es como se muestra en el Plano 1.



Plano 1. Geología Local del Yacimiento Minero Cerro S.A.C.

Fuente: Empresa Administradora Cerro S.A.C.

3.2.1.1. 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 11, se presenta la valoración de RMR para cada dominio geomecánico, principalmente para la Zona I.

Tabla 11. 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

Fuente: U.E.A. Cerro S.A.C.- Dpto. de Geomecánica.

3.2.1.2. 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 12.

Tabla 12. Q' de Barton.

N°	Zona	Nivel	Labor	Rango RMR	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

Fuente: U.E.A. Cerro S.A.C.- Dpto. de Geomecánica.

3.2.1.3. 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 14, 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.


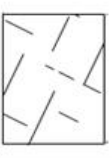

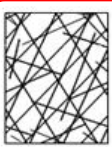


 MINA CERRO DE PASCO SOSTENIMIENTO MECANIZADO		CONDICION SUPERFICIAL			
Ancho de Labor: 4 m Altura de labor: 4 m		BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (RC = 100 - 250 MPa) (NO SE ROMPE CON GOLPES DE PICOTA)	REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER ABIERTAS. (RC = 50 - 100 MPa) (SE ROMPE CON DOS O MAS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MODERAD. RESISTENTE, MODERAD. 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 ESTRICACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO PLASTIFICADO DE ROCA TRITURADA. (RC = 5 - 25 MPa) (SE INDENTA MAS DE 5 mm CON LA PICOTA)
ESTRUCTURA		FB/B	FB/R	FB/P	FB/MP
 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)	FM/B	FM/R	F/P	FM/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)	MF/B	MF/R	MF/P	MF/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)	IF/B	IF/R	IF/P	IF/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)	T/B	T/R	T/P	T/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)					

Figura 14. Cartilla Geomecánica UEA Cerro S.A.C.

Fuente: Empresa Administradora Cerro S.A.C.- Dpto. de Geomecánica.

De acuerdo a los diferentes tipos de sostenimientos que se aplican en la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. 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 15.

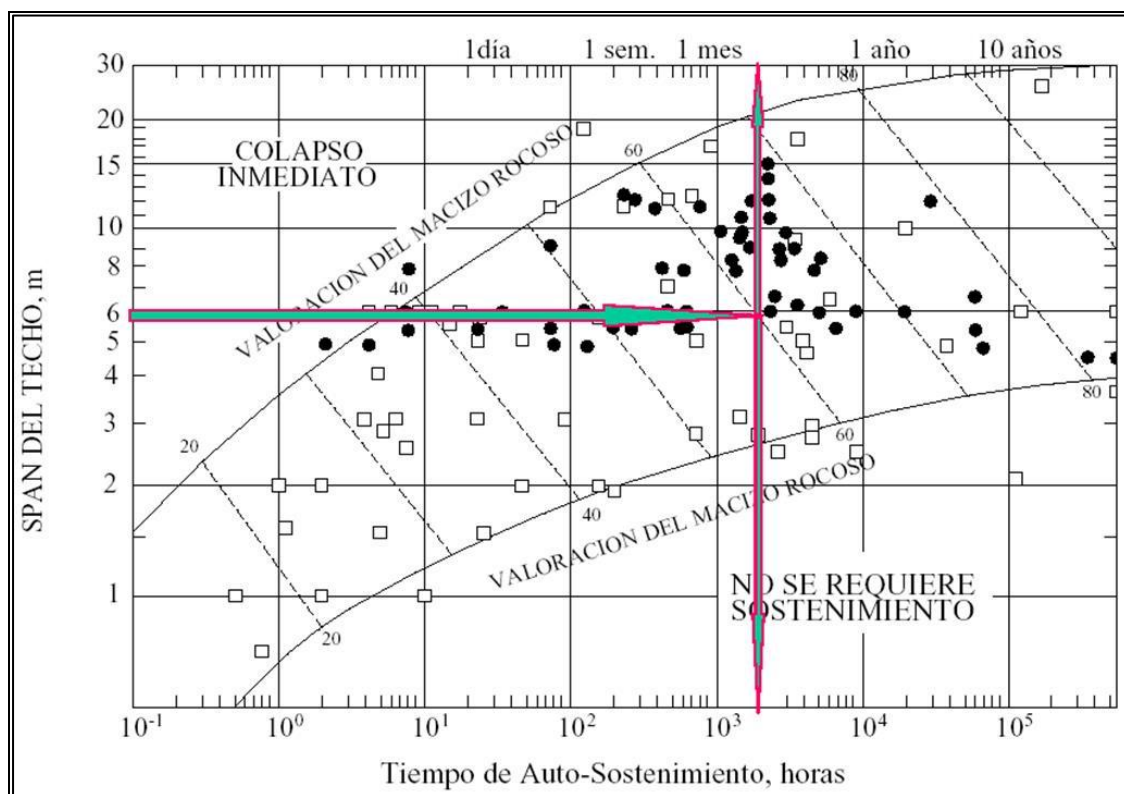
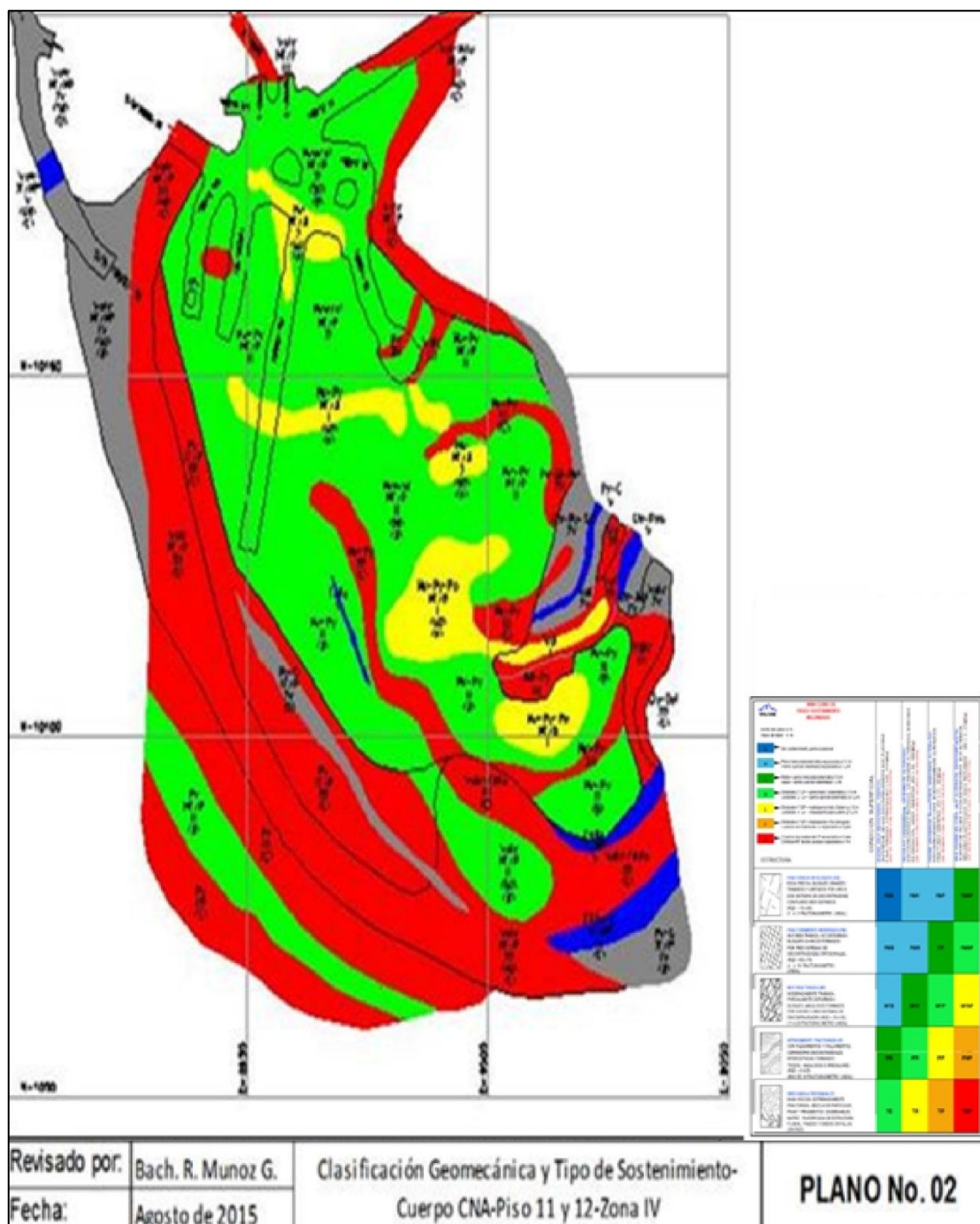


Figura 15. Tiempo de Autosostenimiento, horas.
Fuente: Bienawski.

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 2, Plano de Clasificación Geomecánica y Tipo de sostenimiento en el cuerpo CNA, pisos 11 – 12, zona IV.



Plano 2. Clasificación Geomecánica y Tipo de Sostenimiento, Cuerpo CNA, Pisos 11-12, Zona IV.

Fuente: Empresa Administradora Cerro S.A.C.- Dpto. de Geomecánica.

3.2.2. Aplicación de Sostenimiento con pernos de anclaje.

La Tabla 13, nos muestra el programa de avances lineales en la zona I, de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. 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 2, se incluye el detalle de la Caracterización Geomecánica, realizada en campo.

Tabla 13. 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	Avance lineal	30	MF/P	38	3	IVA - MALA	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
2	I	600	Rp 6951	4.00	4.00	Avance lineal	15	MF/P	49	8	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
3	I	600	Rp 6952	4.00	4.00	Avance lineal	40	MF/P	44	8	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
4	I	800	Sn 8220	3.50	4.00	Avance lineal	60	MF/P	40	3	IVA - MALA	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
5	I	800	Rp 8219	3.50	4.00	Avance lineal	50	MF/P	44	3	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
6	I	800	Ca 8990	4.00	4.00	Avance lineal	15	MF/P	45	3	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
7	I	800	Sn 8906	4.00	4.00	Avance lineal	30	MF/P	47	3	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
8	I	800	Gl 8750	3.50	3.50	Avance lineal	25	MF/P	42	3	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
9	I	800	Ca 8978	3.50	3.50	Avance lineal	35	MF/P	44	3	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
10	I	1000	Ga 10199	4.00	4.00	Avance lineal	50	MF/P	45	8	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
11	I	1000	Ga 10166	4.00	4.00	Avance lineal	50	MF/P	48	3	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
12	I	1000	Rp 10868	4.00	4.00	Avance lineal	25	MF/P	46	3	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.
13	I	1200	Rp 12124	4.00	4.00	Avance lineal	15	MF/P	43	3	IIIB - REGULAR	Shot 4"+Malla/Perno Split-Sist-1.2m.

Fuente: Empresa Administradora Cerro S.A.C.- Dpto. de Geomecánica

3.2.2.1. 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.

Los Split Set son instalados como se muestra en la Figura 16.



Figura 16. Colocación de Perno Split Set.
Fuente. Información obtenida de 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 14.

Tabla 14. Tiempo de desate y sostenimiento convencional por guardia.

Item	Labor	Desate de roca suelta (min)	Habilitado y colocado de malla (min)	Perforacion de taladros (min)	Nº Taladros	Tiempo de taladros perforados (min)	Colocado de pernos Split Set. (min)	Nº Taladros	Tiempo total de pernos instalados. (min)	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	Sn 8220	129.50	13.25	9.25	20.00	185.00	1.36	20.00	27.20	354.95	5.92
17	Sn 8220	128.70	13.22	9.16	20.00	183.20	1.49	20.00	29.80	354.92	5.92
18	Sn 8220	129.55	13.01	9.56	20.00	191.20	1.60	20.00	32.00	365.76	6.10
19	Sn 8220	129.16	13.50	9.25	20.00	185.00	1.63	20.00	32.60	360.26	6.00
20	Sn 8220	129.50	13.25	9.16	20.00	183.20	1.50	20.00	30.00	355.95	5.93
21	Sn 8906	128.70	13.22	9.56	20.00	191.20	1.49	20.00	29.80	362.92	6.05
22	Sn 8906	129.55	13.01	9.35	20.00	187.00	1.60	20.00	32.00	361.56	6.03
23	Sn 8906	129.16	13.50	9.25	20.00	185.00	1.34	20.00	26.80	354.46	5.91
24	Sn 8906	150.21	12.56	9.16	20.00	183.20	1.24	20.00	24.80	370.77	6.18
25	Sn 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	Ca 8978	140.55	13.35	9.25	20.00	185.00	1.49	20.00	29.80	368.70	6.15
37	Ca 8978	127.29	13.25	9.16	20.00	183.20	1.60	20.00	32.00	355.74	5.93
38	Ca 8978	129.40	13.22	9.42	20.00	188.40	1.63	20.00	32.60	363.62	6.06
39	Ca 8978	129.00	13.35	9.15	20.00	183.00	1.49	20.00	29.80	355.15	5.92
40	Ca 8978	125.42	14.25	9.01	20.00	180.20	1.20	20.00	24.00	343.87	5.73
41	Ca 8990	129.50	13.25	9.25	20.00	185.00	1.50	20.00	30.00	357.75	5.96
42	Ca 8990	128.70	13.22	9.22	20.00	184.40	1.49	20.00	29.80	356.12	5.94
43	Ca 8990	129.55	13.01	9.24	20.00	184.80	1.32	20.00	26.40	353.76	5.90
44	Ca 8990	131.50	13.50	9.58	20.00	191.60	1.25	20.00	25.00	361.60	6.03
45	Ca 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

Fuente: Elaboración propia.

3.2.2.2. Sostenimiento Mecanizado.

a. Desate mecanizado con Scaler

La mecanización del desatado y sostenimiento se realizó con el fin de tener labores más seguras para los trabajadores y sus equipos; además de mejorar el tiempo de operación del desatado de roca suelta; también ha permitido mejorar la extracción de mineral, incrementando la producción. El desatado se realiza después de la voladura con los equipos denominados Scaler Brock 330, como se muestra en la Figura 17.



Figura 17. Desatador mecánico Scaler Brock 330.
Fuente: Elaboración propia.

- 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 el siguiente Cuadro 6.

Cuadro 6. 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 – CAN BUS		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

Fuente: Datos técnicos Resemin.

b. Sostenimiento mecanizado con emperador (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 18.



Figura 18. Equipo empernador Scissor Bolter
Fuente: Elaboración propia.

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 resultados del trabajo de campo nos muestran que, respecto al desate de rocas y sostenimiento con el método mecanizado con Scaler y equipos empernadores Scissor Bolter y para el colocado de 20 pernos de anclaje, el tiempo en

promedio utilizado fue de 2.50 horas/labor, cuyo cálculo se muestra en la Tabla 15.

Tabla 15. Tiempo de desate y sostenimiento mecanizado por guardia.

Item	Labor	Desate de roca suelta (min)	Habilitado y colocado de malla (min)	Perforación de taladros (min)	Nº Taladros	Tiempo de taladros perforados (min)	Colocado de pernos Split Set. (min)	Nº Taladros	Tiempo total de pernos instalados. (min)	Total (min)	Total h/labor
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	Sn 8220	59.05	24.23	2.11	20.00	42.20	1.46	20.00	29.15	154.63	2.58
17	Sn 8220	59.24	22.27	2.24	20.00	24.60	1.47	20.00	29.40	135.51	2.26
18	Sn 8220	57.30	24.70	2.23	20.00	23.00	1.54	20.00	30.80	135.80	2.26
19	Sn 8220	52.10	24.84	2.21	20.00	44.20	1.58	20.00	31.60	152.74	2.55
20	Sn 8220	60.11	21.90	2.19	20.00	43.80	1.46	20.00	29.26	155.08	2.58
21	Sn 8906	56.10	24.23	2.17	20.00	43.40	1.55	20.00	31.00	154.73	2.58
22	Sn 8906	53.15	20.65	2.15	20.00	43.00	1.45	20.00	29.00	145.80	2.43
23	Sn 8906	56.10	20.71	2.13	20.00	42.60	1.45	20.00	29.03	148.44	2.47
24	Sn 8906	53.15	20.65	2.11	20.00	42.20	1.45	20.00	29.06	145.06	2.42
25	Sn 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

Fuente: Elaboración propia.

d. Ciclo de minado con el sostenimiento mecanizado.

En la siguiente Figura 19, 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.

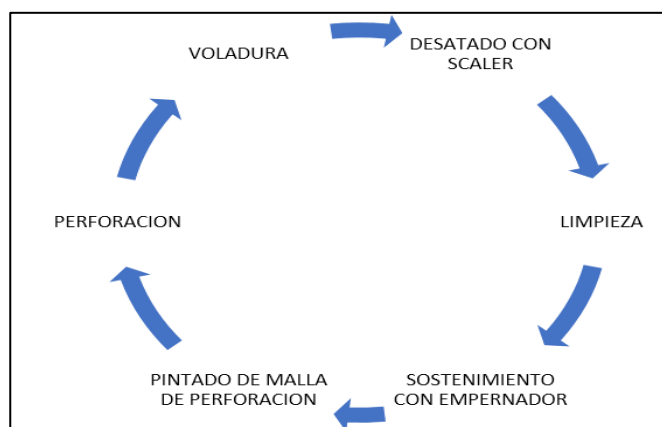


Figura 19. Ciclo de minado con sostenimiento mecanizado.
Fuente: Elaboración propia.

3.2.3. Tiempo de operación.

3.2.3.1. Tiempo de desate y sostenimiento.

Con el método convencional (utilizando barretillas y perforadoras manuales) el desatado de rocas y sostenimiento se realizó en un tiempo promedio de 6.00 horas en cada labor de avance lineal y horizontal (galerías y subniveles); mientras que con el método mecanizado (utilizando equipos Scaler o desatadores mecánicos y equipos empernadores automáticos) el mismo desatado de rocas y su sostenimiento se realizó en un tiempo promedio de 2.50 horas en cada labor, lo que representa

un ahorro de tiempo de trabajo de 3.50 horas por cada guardia. Esto representa un ahorro de 7.00 horas por día, 210 horas por mes; haciendo un ahorro de 58.33%. Como se muestra en la siguiente Tabla 16.

Tabla 16. 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

Fuente: Elaboración propia.

3.2.4. Volumen de producción.

3.2.4.1. Producción de mineral.

Aplicando el sostenimiento convencional en labores en una sección estándar de 4.00 m x 4.00 m, con una densidad de roca de 2.8 ton/m³, avance de 3.30 m/disparo, se obtuvo hasta 315.16 toneladas/día de mineral; y a la vez teniendo a favor un 58.33% de tiempo, con el mecanizado se optimizó hasta 498.99 toneladas/día. Este incremento de 183.83 ton/día de mineral favorece a la empresa y permite a lograr mayores beneficios en el procesamiento en planta concentradora y por la venta de

concentrados. En la siguiente Tabla 17 se especifica la producción de mineral por sección de labor.

Tabla 17. Producción de mineral por labor.

N°	ZONA I	Número de labores	Sección de labor	Convencional			Mecanizado		
				Volumen de producción Tn/labor	Volumen de producción Tn/día	Volumen de producción Tn/mes	Volumen de producción Tn/labor	Volumen de producción Tn/día	Volumen de producción 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

Fuente: Elaboración propia.

3.3. PRUEBAS DE NORMALIDAD.

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 18, 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 18. 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

Fuente: Elaboración propia.

Donde: para nuestro análisis en base a 13 registros de datos de las labores subterráneas de la Unidad Económica Administrativa Cerro S.A.C., en la Tabla 19, 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 19. Prueba de Normalidad de 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

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 20, 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 20. Interpretación de normalidad.

Normalidad		
0.135	>	0.05
0.155	>	0.05

Fuente: Elaboración propia.

Hipótesis Especifica 1.

Se muestra en la Tabla 21, los 13 datos correspondientes al tiempo de operación del desate y sostenimiento convencional y mecanizado, las cuales fueron sometidas a cálculos con el SPSS Statistics 25.

Tabla 21. Tiempo de Operación (Desate y sostenimiento).

Nº	ZONA I	Número de labores	Seccion de labor	Tiempo de Operación (Desate y sostenimiento) Convencional h/mes	Tiempo de Operación (Desate y sostenimiento) Mecanizado h/mes
1	400	Gl. 4923	4.00 x 4.00	362.65	153.11
2	600	Rp 651	4.00 x 4.00	357.42	156.37
3	600	Rp 6952	4.00 x 4.00	359.24	151.76
4	800	Sn 8220	3.50 x 4.00	358.37	146.75
5	800	Sn 8906	3.50 x 4.00	364.36	150.14
6	800	Rp 8219	4.00 x 4.00	353.56	147.42
7	800	Gl 8750	4.00 x 4.00	365.27	148.22
8	800	Ca 8978	3.50 x 3.50	357.42	148.83
9	800	Ca 8990	3.50 x 3.50	360.88	151.24
10	1000	Gl 10166	4.00 x 4.00	362.19	153.16
11	1000	Gl 10199	4.00 x 4.00	355.61	146.48
12	1000	Rp 10868	4.00 x 4.00	365.41	148.12
13	1200	Rp 12124	4.00 x 4.00	358.49	150.31

Fuente: Elaboración propia.

Realizado el análisis en base a la data de las labores subterráneas de la Unidad Económica Administrativa Cerro S.A.C., en la Tabla 22 se muestra la prueba de normalidad en base a Shapiro-Wilk hallada con el SPSS Statistics 25, donde se obtuvo el valor de 0.189 para el Tiempo de Operación mediante el desate y sostenimiento convencional y 0.127 para el Tiempo de Operación mediante el desate y sostenimiento mecanizado.

Tabla 22. Prueba de Normalidad de Hipótesis General

Descripción	Kolmogorov-Smirnov ^a			Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.	Estadístico	gl	Sig.
Tiempo de Operación (Desate y sostenimiento) Convencional h/mes	0.126	13	,200 [*]	0.956	13	0.189
Tiempo de Operación (Desate y sostenimiento) Mecanizado h/mes	0.135	13	,200 [*]	0.945	13	0.127

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 23, se muestra el comparativo de la prueba de normalidad, donde los valores de 0.189 y 0.127 son mayores al valor de significancia, por lo que se afirma que los datos correspondientes al tiempo de operación provienen de una distribución normal.

Tabla 23. Interpretación de normalidad.

Normalidad		
0.189	>	0.05
0.127	>	0.05

Fuente: Elaboración propia.

Hipótesis Específica 2.

Se muestra en la Tabla 24, los 13 valores correspondientes al volumen de producción mediante el desate sostenimiento convencional y volumen de producción mediante el desate sostenimiento mecanizado, las cuales fueron sometidas a cálculos con el SPSS Statistics 25.

Tabla 24. Volumen de producción.

N°	ZONA I	Número de labores	Seccion de labor	Volumen Produccion Convencional Tn/mes	Volumen Produccion Mecanizado Tn/mes
1	400	Gl. 4923	4.00 x 4.00	9454.80	14970.10
2	600	Rp 651	4.00 x 4.00	9454.80	14970.10
3	600	Rp 6952	4.00 x 4.00	9454.80	14970.10
4	800	Sn 8220	3.50 x 4.00	8254.80	13070.10
5	800	Sn 8906	3.50 x 4.00	8254.80	13070.10
6	800	Rp 8219	4.00 x 4.00	9454.80	14970.10
7	800	Gl 8750	4.00 x 4.00	9454.80	14970.10
8	800	Ca 8978	3.50 x 3.50	7239.00	11461.75
9	800	Ca 8990	3.50 x 3.50	7239.00	11461.75
10	1000	Gl 10166	4.00 x 4.00	9454.80	14970.10
11	1000	Gl 10199	4.00 x 4.00	9454.80	14970.10
12	1000	Rp 10868	4.00 x 4.00	9454.80	14970.10
13	1200	Rp 12124	4.00 x 4.00	9454.80	14970.10

Fuente: Elaboración propia.

Efectuado el análisis, en la Tabla 25, se muestra la prueba de normalidad en base a Shapiro-Wilk hallada con el SPSS Statistics 25, donde se obtuvo el valor de 0.155 para el volumen de producción convencional y 0.145 para el volumen de producción mecanizado.

Tabla 25. Prueba de Normalidad de Hipótesis General.

Descripción	Kolmogorov-Smirnov ^a			Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.	Estadístico	gl	Sig.
Volumen Produccion Convencional Tn/mes	0.419	13	0.000	0.642	13	0.155
Volumen Produccion Mecanizado Tn/mes	0.419	13	0.000	0.642	13	0.145

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 26, se muestra el comparativo de la prueba de normalidad, donde los valores de 0.155 y 0.145 son mayores al valor de significancia, por lo que se admite que los datos correspondientes al tiempo de operación provienen de una distribución normal.

Tabla 26. Interpretación de normalidad.

Normalidad		
0.155	>	0.05
0.145	>	0.05

Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO IV

PROCESO DE CONTRASTE DE HIPÓTESIS

Mediante la Tabla 27, de la matriz de análisis de datos, se ha logrado hallar las pruebas de hipótesis correspondientes con los el tiempo de operación y volumen de producción mediante el desate y sostenimiento de colocando pernos de anclaje, tanto de forma manual (convencional utilizando perforadoras Jack leg, mallas y pernos de anclaje) y mecanizado (utilizando máquinas emperadores scissor bolter). Dicha matriz fue procesada con el Software SPSS Statistics 25, y el Software Microsoft Exel.

Tabla 27. Matriz de análisis de datos.

Nº	ZONA	Número de labores	Seccion de labor	Tiempo de Operación (Desate y sostenimiento)	Tiempo de Operación (Desate y sostenimiento)	Volumen Produccion Convencional	Volumen Produccion Mecanizado	Productividad Anual Convencional	Productividad Anual Mecanizado
				h/mes	h/mes	Tn/mes	Tn/mes	Tn/año	Tn/año
1	400	Gl 4923	4.00 x 4.00	362.65	153.11	9454.80	14970.10	113457.60	179641.20
2	600	Rp 651	4.00 x 4.00	357.42	156.37	9454.80	14970.10	113457.60	179641.20
3	600	Rp 6952	4.00 x 4.00	359.24	151.76	9454.80	14970.10	113457.60	179641.20
4	800	Sn 8220	3.50 x 4.00	358.37	146.75	8254.80	13070.10	99057.60	156841.20
5	800	Sn 8906	3.50 x 4.00	364.36	150.14	8254.80	13070.10	99057.60	156841.20
6	800	Rp 8219	4.00 x 4.00	353.56	147.42	9454.80	14970.10	113457.60	179641.20
7	800	Gl 8750	4.00 x 4.00	365.27	148.22	9454.80	14970.10	113457.60	179641.20
8	800	Ca 8978	3.50 x 3.50	357.42	148.83	7239.00	11461.75	86868.00	137541.00
9	800	Ca 8990	3.50 x 3.50	360.88	151.24	7239.00	11461.75	86868.00	137541.00
10	1000	Gl 10166	4.00 x 4.00	362.19	153.16	9454.80	14970.10	113457.60	179641.20
11	1000	Gl 10199	4.00 x 4.00	355.61	146.48	9454.80	14970.10	113457.60	179641.20
12	1000	Rp 10868	4.00 x 4.00	365.41	148.12	9454.80	14970.10	113457.60	179641.20
13	1200	Rp 12124	4.00 x 4.00	358.49	150.31	9454.80	14970.10	113457.60	179641.20

Fuente: Elaboración propia.

Para las pruebas de hipótesis, como se muestra en la Tabla 28, se ha tenido en consideración el margen de error de 0.05, confiabilidad 95%, valor crítico estimado +/- 2.178 y grados de libertad de 12, habiendo aplicado la T Student para la gráfica de campana de Gauss.

Tabla 28. Datos de Contratación de Hipótesis.

Margen de error	Confiabilidad	Valor Crítico	Grado de libertad
0.05	95%	(+/-) 2.178	12

Fuente: Elaboración propia.

4.1. PRUEBA DE HIPÓTESIS

4.1.1. Hipótesis General

Hipótesis alterna

Sí realizamos la aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, entonces si influye directamente en la mejora de la productividad de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. - 2016.”

Hipótesis nula

Sí realizamos la aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, entonces no influye directamente en la mejora de la productividad de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. - 2016.”

Los resultados del análisis cuantitativo de nuestra hipótesis general en estudio, se muestra en la Tabla 29, la media de la productividad anual convencional es de 107151.51 Tn y la media de la productividad anual mediante mecanizado es de 169 656.55 Tn,

Tabla 29. Análisis cuantitativo de productividad anual convencional y mecanizado

Descripcion		Estadístico	Desv. Error	
Productividad Anual Convencional Tn/año	Media	107151.51	2899.78	
	95% de intervalo de confianza para la Media recortada al 5%	Límite inferior 100833.42		
		Límite superior 113469.60		
	Mediana	113457.60		
	Varianza	109313771.15		
	Desv. Desviación	10455.32		
	Mínimo	86868.00		
	Máximo	113457.60		
	Rango	26589.60		
	Rango intercuartil	14400.00		
	Asimetría	-1.34	0.62	
	Curtosis	0.24	1.19	
	Productividad Anual Mecanizado Tn/año	Media	169656.55	4591.33
		95% de intervalo de confianza para la Media recortada al 5%	Límite inferior 159652.91	
		Límite superior 179660.19		
Mediana		179641.20		
Varianza		274043551.29		
Desv. Desviación		16554.26		
Mínimo		137541.00		
Máximo		179641.20		
Rango		42100.20		
Rango intercuartil		22800.00		
Asimetría		-1.34	0.62	
Curtosis		0.24	1.19	

Fuente: Elaboración propia.

Aceptando los datos provenientes de una distribución normal se procede a realizar el test estadístico: T Student, cuyos resultados se aprecian en la Tabla 30, siendo sometidas a prueba de productividad anual convencional y mecanizado, obteniendo el valor T Student de -36.95.

Tabla 30. Prueba de T Student para Hipótesis General.

Descripción	Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio	95% de intervalo de confianza de la diferencia		t	gl	Sig. (bilateral)
				Inferior	Superior			
Productividad Anual Convencional Tn/año - Productividad Anual Mecanizado Tn/año	-62505.05	6098.94	1691.54	-66190.60	-58819.49	-36.95	12	0.00

Fuente: Elaboración propia.

Campana de Gauss:

Como se muestra en el Gráfico 4, las puntuaciones obtenidas los ubicamos en la curva de Gauss, en el que se puede observar que el valor de -36.95 se coloca en la región de rechazo, por lo que rechazamos la hipótesis nula y se acepta la hipótesis alterna “Si realizamos la aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, entonces si influye directamente en la mejora de la productividad de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. - 2016.”

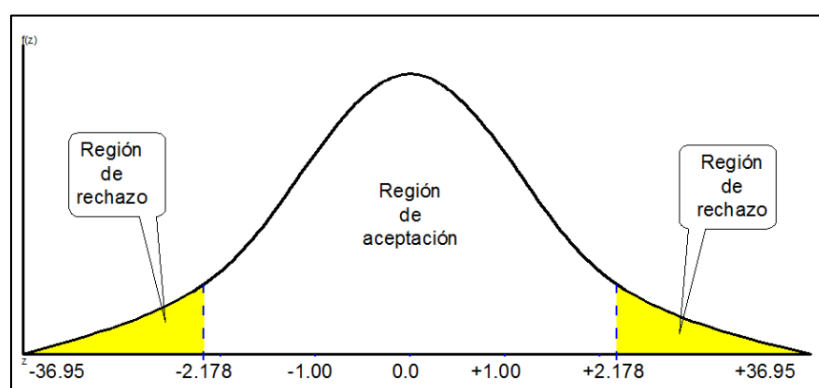


Gráfico 4. Campana de Gauss para Hipótesis General.
Fuente: Elaboración propia.

4.1.2. Hipótesis Especifica 1.

Hipótesis alterna.

Sí se aplica adecuadamente el sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, entonces si mejora el tiempo de operación de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. - 2016.”

Hipótesis nula

Si se aplica adecuadamente el sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, entonces no mejora el tiempo de operación de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. - 2016.”

Los resultados del análisis cuantitativo de nuestra hipótesis específica 1 en estudio, se muestra en la Tabla 31, la media del tiempo de operación mediante el desate y sostenimiento convencional es de 360.0678 h/mes, y la media del tiempo de operación mediante el desate y sostenimiento mecanizado es de 150.1468 h/mes.

Tabla 31. Análisis cuantitativo de Tiempo de Operación (desate y sostenimiento).

Descripción		Estadístico	Desv. Error	
Tiempo de Operación (Desate y sostenimiento) Convencional h/mes	Media	360.0678	1.03880	
	95% de intervalo de confianza para la	Límite inferior	357.8044	
		Límite superior	362.3311	
	Media recortada al 5%		360.1323	
	Mediana		359.2436	
	Varianza		14.028	
	Desv. Desviación		3.74543	
	Mínimo		353.56	
	Máximo		365.41	
	Rango		11.85	
	Rango intercuartil		6.09	
	Asimetría		-0.020	0.616
	Curtosis		-0.942	1.191
	Tiempo de Operación (Desate y sostenimiento) Mecanizado h/mes	Media	150.1468	0.80990
95% de intervalo de confianza para la		Límite inferior	148.3821	
		Límite superior	151.9114	
Media recortada al 5%			150.0050	
Mediana			150.1449	
Varianza			8.527	
Desv. Desviación			2.92013	
Mínimo			146.48	
Máximo			156.37	
Rango			9.89	
Rango intercuartil			4.66	
Asimetría			0.684	0.616
Curtosis			-0.006	1.191

Fuente: Elaboración propia.

Aceptando los datos provenientes de una distribución normal se procede a realizar el test estadístico: T Student, cuyos resultados se aprecian en la Tabla 32, siendo sometidas a prueba de tiempo de operación con el desate y sostenimiento convencional y mecanizado, obteniendo el valor T Student de + 172.176.

Tabla 32. Prueba de T Student para la Hipótesis específicas 1.

	Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio	95% de intervalo de confianza de la diferencia		t	gl	Sig. (bilateral)
				Inferior	Superior			
Tiempo de Operación (Desate y sostenimiento) Convencional h/mes - Tiempo de Operación (Desate y sostenimiento) Mecanizado	209.921	4.396	1.219	207.265	212.577	172.176	12	0.000

Fuente: Elaboración propia.

Campana de Gauss:

Como se muestra en el Gráfico 5, las puntuaciones obtenidas los ubicamos en la curva de Gauss, en el que se puede observar que el valor de + 172.176 se coloca en la región de rechazo a la hipótesis nula. Siendo así, se acepta la hipótesis alterna “Sí se aplica adecuadamente el sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, entonces si mejora el tiempo de operación de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. - 2016.”

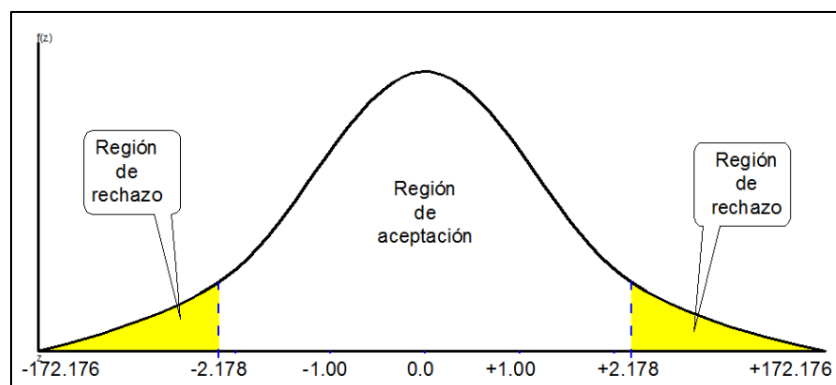


Gráfico 5. Campana de Gauss para Hipótesis Específica 1.

Fuente: Elaboración propia.

4.1.3. Hipótesis Específica 2.

Hipótesis alterna.

Sí se aplica adecuadamente el sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, entonces si mejora el volumen de producción de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. - 2016.”

Hipótesis nula

Sí se aplica adecuadamente el sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, entonces no mejora el volumen de producción de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. - 2016.”

Los resultados del análisis cuantitativo de nuestra hipótesis específica 2 en estudio, se muestra en la Tabla 33, la media del volumen de producción convencional es de 8929.29 Tn/mes, y la media volumen de producción mecanizado es de 14138.05 Tn/mes

Tabla 33. Análisis cuantitativo del Volumen de Producción.

Descripción		Estadístico	Desv. Error	
Volumen Produccion Convencional Tn/mes	Media	8929.29	241.65	
	95% de intervalo de confianza para la	Límite inferior	8402.78	
		Límite superior	9455.80	
	Media recortada al 5%		8994.00	
	Mediana		9454.80	
	Varianza		759123.41	
	Desv. Desviación		871.28	
	Mínimo		7239.00	
	Máximo		9454.80	
	Rango		2215.80	
	Rango intercuartil		1200.00	
	Asimetría		-1.34	0.62
	Curtosis		0.24	1.19
	Volumen Produccion Mecanizado Tn/mes	Media	14138.05	382.61
95% de intervalo de confianza para la		Límite inferior	13304.41	
		Límite superior	14971.68	
Media recortada al 5%			14240.50	
Mediana			14970.10	
Varianza			1903080.22	
Desv. Desviación			1379.52	
Mínimo			11461.75	
Máximo			14970.10	
Rango			3508.35	
Rango intercuartil			1900.00	
Asimetría			-1.34	0.62
Curtosis			0.24	1.19

Fuente: Elaboración propia.

Aceptando los datos provenientes de una distribución normal se procede a realizar el test estadístico: T Student, cuyos resultados se aprecian en la Tabla 34, siendo sometidas a prueba de volumen de producción convencional y mecanizado, obteniendo el valor T Student de - 36.952.

Tabla 34. Prueba de T Student para la Hipótesis Específica 2

Descripción	Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio	95% de intervalo de confianza de la		t	gl	Sig. (bilateral)
				Inferior	Superior			
Volumen Produccion Convencional Tn/mes -								
Volumen Produccion Mecanizado Tn/mes	-5208.754	508.245	140.962	-5515.883	-4901.625	-36.952	12	0.000

Fuente: Elaboración propia.

Campana de Gauss:

Como se muestra en el Gráfico 6, las puntuaciones obtenidas los ubicamos en la curva de Gauss, en el que se puede observar que el valor de - 36.952 se coloca en la región de rechazo a la hipótesis nula. Siendo así, se acepta la hipótesis alterna “Sí se aplica adecuadamente el sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, entonces si mejora el volumen de producción de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. - 2016.”

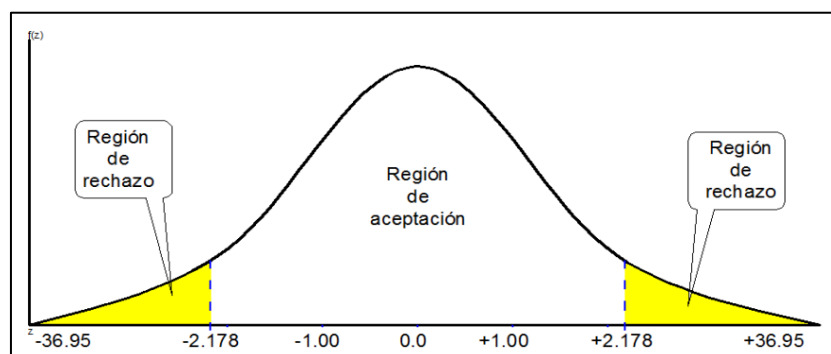


Gráfico 6. Campana de Gauss para Hipótesis Específica 2.

Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO V

DISCUSIÓN 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 Cerro S.A.C. – 2016”. 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 Cerro S.A.C. – 2016”. 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 Cerro S.A.C. - 2016. 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 riga en el aumento del volumen de la producción en la mina Andaychagua”

CONCLUSIONES

1. Se concluye que al realizar la aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, se obtiene una mejora en la recuperación de mineral anual de 107 151.51 Tn, elevándose a 169 656.55 Tn, teniendo un incremento de 62 505.04 Tn, el cual mejora la productividad de la Unidad Económica Administradora Cerro S.A.C. en un 58.33%
2. El Tiempo de operación en el desate y sostenimiento de una labor realizada en forma convencional en promedio es de 6.00 horas / labor; y el tiempo de sostenimiento mecanizado en promedio es de 2.50 horas/ labor. Este último permite un ahorro de 3.50 horas/guardia, ahorrando un 58.33% de tiempo de desate y sostenimiento de una labor. El cual nos permite ahorrar horas de trabajo, mejorar la eficiencia tanto en desate como en el sostenimiento; y presenta condiciones de trabajo más confiables, en la mejora de la producción.
3. El volumen de producción mejora cuando se aplica el sostenimiento mecanizado ya que aplicando el sostenimiento convencional se tiene una recuperación del volumen de mineral de 8 929.29 Tn/mes y la recuperación de mineral con el sostenimiento mecanizado es de 14 138.05 Tn/mes, lográndose un incremento de 5 208.76 ton/mes que favorece a la empresa y tiende a lograr mayores beneficios con la mejora de la productividad.
4. El sostenimiento mecanizado para la instalación de los pernos, es más seguro y rápido, permitiendo un mejor control de la exposición del personal ante riesgos por el desprendimiento de rocas; así como minimizar la exposición del personal y equipos.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda cumplir con el programa de mantenimiento de los equipos de desatado y sostenimiento para evitar contratiempos y poder tener una adecuada disponibilidad de equipos.
2. Realizar capacitaciones permanentes al personal en sostenimiento activo y geomecánica para instalación correcta del accesorio, para evitar demoras y accidentes.
3. Continuar con la implementación del sostenimiento con pernos Split set hasta el tope de las labores, respetando las recomendaciones del Área de Geomecánica.
4. Se debe cumplir con los estándares y procedimientos en la correcta instalación de los elementos de sostenimiento.

BIBLIOGRAFIA

- 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 Vítor-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.

PÁGINAS DE INTERNET

Hernández, P. (2002). Gestión Integral. Extraído de internet:

www.casadellibro.com/libro-sostenimiento/871078. Madrid, 500 pp.

Lefcovich, M. (2006, abril 18). Gestión de productividad total. Recuperado de

<https://www.gestiopolis.com/gestion-productividad-total/>

Madera, J. (2011). Sostenimiento en minería. Extraído de internet:

https://www.fraternidad.com/descargas/sostenimiento_22.pdf. España, 16 pp.

Picasso, J. & Rosado, J. (2014). Volcán S.A.A., Memoria Anual. Extraído de internet:

<http://www.volcan.com.pe/inversionistas/Memoria%20Anual/Memoria%20Anual%202014.pdf>

Sostenimiento en minería subterránea. Extraído de internet:

http://geco.mineroartesanal.com/tikidownload_wiki_attachment.php?attId=1201

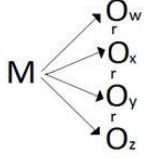
Sostenimiento de labores mineras. Extraída de internet:

<https://www.monografias.com/trabajos82/sostenimiento-laboresmineras/sostenimiento-labores-mineras.shtml>

ANEXOS


Anexo 1. Matriz de consistencia.

Influencia del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje en la mejora de la productividad de la U.E.A. Cerro S.A.C. - 2016

Problema General	Objetivo General	Hipotesis General	Variables	Dimensiones	Indicadores	Muestra	Diseño
¿Cómo influye el sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en la mejora de la productividad de la U.E.A. Cerro S.A.C. - 2016?	Establecer la influencia del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en la mejora de la productividad de la U.E.A. Cerro S.A.C. - 2016.	La aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, influye directamente en la mejora de la productividad de la U.E.A. Cerro S.A.C. 2016.	Variable Independiente: Sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje.	Caracterización Geomecánica	* Indice RMR * Indice Q * Indice GSI	Población: Labores de desarrollo, preparación y explotación de la U.E.A. Cerro S.A.C. - 2016.	Método: Descriptivo Nivel de Investigación: Descriptivo. Diseño: Descriptivo Correlacional
				Aplicación del sostenimiento con pernos de anclaje	* Sostenimiento convencional. * Sostenimiento Mecanizado		
Problema Específicos	Objetivos Específicos	Hipotesis Especificas				Muestra: 13 labores de avance lineal (rampas, subniveles, galerías, y cámaras) de los niveles 400, 600, 800, 1000, y 1200, de la mina Cerro S.A.C.	El diseño se diagrama de la siguiente manera:  Donde: M = Muestra Ow, Ox, Oy, Oz = Observaciones en cada variable. r = posibles correlaciones.
1. ¿De qué manera influye la aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en el tiempo de operación de la U.E.A. Cerro S.A.C. - 2016?	1. Determinar en qué medida influye la aplicación del sostenimiento mecanizado, con pernos de anclaje, en el tiempo de operación de la U.E.A. Cerro S.A.C. - 2016.	1. Sí se aplica adecuadamente el sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, entonces mejora el tiempo de operación de la U.E.A. Cerro S.A.C. - 2016.	Variable Dependiente: Mejora de la productividad	Tiempo de operación.	* h/mes		
2. ¿De qué forma influye la aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en el volumen de producción de la U.E.A. Cerro S.A.C.- 2016?	2. Precisar la influencia de la aplicación del sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, en el volumen de producción de la U.E.A. Cerro S.A.C.- 2016.	2. Sí se aplica el sostenimiento mecanizado con pernos de anclaje, entonces mejora el volumen de producción en la U.E.A. Cerro S.A.C.-2016.		Volumen de producción.	* Tn/mes		

Fuente. Elaboración propia.

Anexo 2. Caracterización Geomecánica

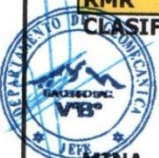


EMPRESA ADMINISTRADORA CERRO SAC.
DEPARTAMENTO DE GEOMECANICA.

Caracterización Geomecánica

MINA : ZONA I	FECHA : 30/01/2015	
LABOR : GL 4923	MAPEADO POR : Ing. David HINOSTROZA	
NIVEL : 400	GEOLOGIA : Pb- Ag, Cu, Zn en Silica-Pirita	
PISO : 0	FORMAS : En avanzada techo y paredes.	
AREA : CNB		

PROPIEDADES	DATOS DE CAMPO	VALORACION
1. Resistencia a la compresion	0.5 Mpa	1
2. RQD	15%	3
3. Separacion entre discontinuidades	0.2-0.4 m	10
4. Estado de discontinuidades		
Longitud	1.0-2.0m	4
Abertura	<0.1mm	4
Rugosidad	Plana pulido	1
Relleno	Panizos	2
Alteracion	inalterada	5
5. Agua subterranea	Humedo	10
6. Orientacion de Discontinuidades	Desfavorabe	-2
RMR		38
CLASIFICACION GEOMECANICA		Roca Tipo IVA



MINA : ZONA I	FECHA : 30/01/2015	
LABOR : RP 6951	MAPEADO POR : Ing. David HINOSTROZA	
NIVEL : 600	GEOLOGIA : Pb- Ag, Cu, Zn en Silica-Pirita	
PISO : -	FORMAS : En avanzada techo y paredes.	
AREA : CNB		

PROPIEDADES	DATOS DE CAMPO	VALORACION
1. Resistencia a la compresion	45 Mpa	4
2. RQD	30%	8
3. Separacion entre discontinuidades	0.06-0.30 m	10
4. Estado de discontinuidades		
Longitud	1.0-2.0m	4
Abertura	<0.1mm	3
Rugosidad	Rugoso	5
Relleno	Blando	2
Alteracion	Mod alterado	3
5. Agua subterranea	Seco	15
6. Orientacion de Discontinuidades	Desfavorable	-5
RMR		49
CLASIFICACION GEOMECANICA		Roca Tipo III B

Fuente: Empresa Administradora Cerro S.A.C.- Dpto. de Geomecánica.



E.A. CERRO SAC

EMPRESA ADMINISTRADORA CERRO SAC.
DEPARTAMENTO DE GEOMECANICA.

Caracterización Geomecánica

MINA : ZONA I
LABOR : RP 6952
NIVEL : 600
PISO : -
AREA : CNB
FECHA : 30/01/2015
MAPEADO POR : Ing. David HINOSTROZA
GEOLOGIA : Pb- Ag, Cu, Zn en Silica-Pirita
FORMAS : En avanzada techo y paredes.



PROPIEDADES	DATOS DE CAMPO	VALORACION
1. Resistencia a la compresion	45 Mpa	4
2. RQD	30%	8
3. Separacion entre discontinuidades	0.06-0.30 m	10
4. Estado de discontinuidades		
Longitud	1.0-2.0m	4
Abertura	<0.1mm	3
Rugosidad	Rugoso	5
Relleno	Blando	2
Alteracion	Mod alterado	3
5. Agua subterranea	Seco	15
6. Orientacion de Discontinuidades	Desfavorable	-10
RMR		44
CLASIFICACION GEOMECANICA	Roca Tipo	III B




MINA : ZONA I
LABOR : SN 8220
NIVEL : 800
PISO : 0
AREA : CNB
FECHA : 30/01/2015
MAPEADO POR : Ing. David HINOSTROZA
GEOLOGIA : Pb- Ag, Cu, Zn en Silica-Pirita
FORMAS : En avanzada techo y paredes.

PROPIEDADES	DATOS DE CAMPO	VALORACION
1. Resistencia a la compresion	30 Mpa	4
2. RQD	15%	3
3. Separacion entre discontinuidades	2 - 10m	6
4. Estado de discontinuidades		
Longitud	1.0-2.0m	4
Abertura	<0.1mm	3
Rugosidad	Rugoso	1
Relleno	Duro	2
Alteracion	inalterada	6
5. Agua subterranea	Seco	15
6. Orientacion de Discontinuidades	Favorable	-4
RMR		40
CLASIFICACION GEOMECANICA	Roca Tipo	IVA

Fuente: Empresa Administradora Cerro S.A.C.- Dpto. de Geomecánica.

 E.A. CERRO SAC		EMPRESA ADMINISTRADORA CERRO SAC. DEPARTAMENTO DE GEOMECANICA.																																								
Caracterización Geomecánica																																										
MINA	: ZONA I	FECHA	: 30/01/2015																																							
LABOR	: SN 8906	MAPEADO POR	: Ing. David HINOSTROZA																																							
NIVEL	: 800	GEOLOGIA	: Pb- Ag, Cu, Zn en Silica-Pirita																																							
PISO	: 0	FORMAS	: En avanzada techo y paredes.																																							
AREA	: CNB																																									
<table border="1"> <thead> <tr> <th>PROPIEDADES</th> <th>DATOS DE CAMPO</th> <th>VALORACION</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>1. Resistencia a la compresion</td> <td>30 Mpa</td> <td>4</td> </tr> <tr> <td>2. RQD</td> <td>15%</td> <td>3</td> </tr> <tr> <td>3. Separacion entre discontinuidades</td> <td>2 - 10m</td> <td>6</td> </tr> <tr> <td>4. Estado de discontinuidades</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td> Longitud</td> <td>1.0-2.0m</td> <td>5</td> </tr> <tr> <td> Abertura</td> <td><0.1mm</td> <td>3</td> </tr> <tr> <td> Rugosidad</td> <td>Rugoso</td> <td>1</td> </tr> <tr> <td> Relleno</td> <td>Duro</td> <td>3</td> </tr> <tr> <td> Alteracion</td> <td>inalterada</td> <td>6</td> </tr> <tr> <td>5. Agua subterranea</td> <td>Seco</td> <td>15</td> </tr> <tr> <td>6. Orientacion de Discontinuidades</td> <td>Favorable</td> <td>-2</td> </tr> <tr> <td>RMR</td> <td></td> <td>44</td> </tr> </tbody> </table>				PROPIEDADES	DATOS DE CAMPO	VALORACION	1. Resistencia a la compresion	30 Mpa	4	2. RQD	15%	3	3. Separacion entre discontinuidades	2 - 10m	6	4. Estado de discontinuidades			Longitud	1.0-2.0m	5	Abertura	<0.1mm	3	Rugosidad	Rugoso	1	Relleno	Duro	3	Alteracion	inalterada	6	5. Agua subterranea	Seco	15	6. Orientacion de Discontinuidades	Favorable	-2	RMR		44
PROPIEDADES	DATOS DE CAMPO	VALORACION																																								
1. Resistencia a la compresion	30 Mpa	4																																								
2. RQD	15%	3																																								
3. Separacion entre discontinuidades	2 - 10m	6																																								
4. Estado de discontinuidades																																										
Longitud	1.0-2.0m	5																																								
Abertura	<0.1mm	3																																								
Rugosidad	Rugoso	1																																								
Relleno	Duro	3																																								
Alteracion	inalterada	6																																								
5. Agua subterranea	Seco	15																																								
6. Orientacion de Discontinuidades	Favorable	-2																																								
RMR		44																																								
CLASIFICACION GEOMECANICA		Roca Tipo	III B																																							
																																										
MINA	: ZONA I	FECHA	: 30/01/2015																																							
LABOR	: RP 8219	MAPEADO POR	: Ing. David HINOSTROZA																																							
NIVEL	: 800	GEOLOGIA	: Pb- Ag, Cu, Zn en Silica-Pirita																																							
PISO	: 0	FORMAS	: En avanzada techo y paredes.																																							
AREA	: CNB																																									
<table border="1"> <thead> <tr> <th>PROPIEDADES</th> <th>DATOS DE CAMPO</th> <th>VALORACION</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>1. Resistencia a la compresion</td> <td>30 Mpa</td> <td>4</td> </tr> <tr> <td>2. RQD</td> <td>15%</td> <td>3</td> </tr> <tr> <td>3. Separacion entre discontinuidades</td> <td>2 - 10m</td> <td>6</td> </tr> <tr> <td>4. Estado de discontinuidades</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td> Longitud</td> <td>1.0-2.0m</td> <td>5</td> </tr> <tr> <td> Abertura</td> <td><0.1mm</td> <td>3</td> </tr> <tr> <td> Rugosidad</td> <td>Rugoso</td> <td>2</td> </tr> <tr> <td> Relleno</td> <td>Duro</td> <td>3</td> </tr> <tr> <td> Alteracion</td> <td>inalterada</td> <td>6</td> </tr> <tr> <td>5. Agua subterranea</td> <td>Seco</td> <td>15</td> </tr> <tr> <td>6. Orientacion de Discontinuidades</td> <td>Favorable</td> <td>-2</td> </tr> <tr> <td>RMR</td> <td></td> <td>45</td> </tr> </tbody> </table>				PROPIEDADES	DATOS DE CAMPO	VALORACION	1. Resistencia a la compresion	30 Mpa	4	2. RQD	15%	3	3. Separacion entre discontinuidades	2 - 10m	6	4. Estado de discontinuidades			Longitud	1.0-2.0m	5	Abertura	<0.1mm	3	Rugosidad	Rugoso	2	Relleno	Duro	3	Alteracion	inalterada	6	5. Agua subterranea	Seco	15	6. Orientacion de Discontinuidades	Favorable	-2	RMR		45
PROPIEDADES	DATOS DE CAMPO	VALORACION																																								
1. Resistencia a la compresion	30 Mpa	4																																								
2. RQD	15%	3																																								
3. Separacion entre discontinuidades	2 - 10m	6																																								
4. Estado de discontinuidades																																										
Longitud	1.0-2.0m	5																																								
Abertura	<0.1mm	3																																								
Rugosidad	Rugoso	2																																								
Relleno	Duro	3																																								
Alteracion	inalterada	6																																								
5. Agua subterranea	Seco	15																																								
6. Orientacion de Discontinuidades	Favorable	-2																																								
RMR		45																																								
CLASIFICACION GEOMECANICA		Roca Tipo	III B																																							

Fuente: Empresa Administradora Cerro S.A.C.- Dpto. de Geomecánica.


E.A. CERRO SAC

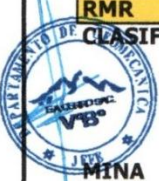
**EMPRESA ADMINISTRADORA CERRO SAC.
DEPARTAMENTO DE GEOMECANICA.**

Caracterización Geomecánica

MINA : ZONA I
LABOR : GL 8750
NIVEL : 800
PISO : 0
AREA : CNB

FECHA : 30/01/2015
MAPEADO POR : Ing. David HINOSTROZA
GEOLOGIA : Pb- Ag, Cu, Zn en Silica-Pirita
FORMAS : En avanzada techo y paredes.

PROPIEDADES	DATOS DE CAMPO	VALORACION
1. Resistencia a la compresion	30 Mpa	4
2. RQD	15%	3
3. Separacion entre discontinuidades	2 - 10m	6
4. Estado de discontinuidades		
Longitud	1.0-2.0m	5
Abertura	<0.1mm	3
Rugosidad	Rugoso	3
Relleno	Duro	4
Alteracion	inalterada	6
5. Agua subterranea	Seco	15
6. Orientacion de Discontinuidades	Favorable	-2
RMR		47
CLASIFICACION GEOMECANICA	Roca Tipo	III B




MINA : ZONA I
LABOR : CA 8978
NIVEL : 800
PISO : 0
AREA : CNB


FECHA : 30/01/2015
MAPEADO POR : Ing. David HINOSTROZA
GEOLOGIA : Pb- Ag, Cu, Zn en Silica-Pirita
FORMAS : En avanzada techo y paredes.

PROPIEDADES	DATOS DE CAMPO	VALORACION
1. Resistencia a la compresion	30 Mpa	4
2. RQD	15%	3
3. Separacion entre discontinuidades	2 - 10m	6
4. Estado de discontinuidades		
Longitud	1.0-2.0m	5
Abertura	<0.1mm	2
Rugosidad	Rugoso	3
Relleno	Duro	4
Alteracion	inalterada	6
5. Agua subterranea	Humedo	11
6. Orientacion de Discontinuidades	Favorable	-2
RMR		42
CLASIFICACION GEOMECANICA	Roca Tipo	III B

Fuente: Empresa Administradora Cerro S.A.C.- Dpto. de Geomecánica.

 E.A. CERRO SAC	EMPRESA ADMINISTRADORA CERRO SAC. DEPARTAMENTO DE GEOMECANICA.
Caracterización Geomecánica	
MINA : ZONA I	FECHA : 30/01/2015
LABOR : CA 8990	MAPEADO POR : Ing. David HINOSTROZA
NIVEL : 800	GEOLOGIA : Pb- Ag, Cu, Zn en Silica-Pirita
PISO : 0	FORMAS : En avanzada techo y paredes.
AREA : CNB	


PROPIEDADES	DATOS DE CAMPO	VALORACION
1. Resistencia a la compresion	30 Mpa	4
2. RQD	15%	3
3. Separacion entre discontinuidades	0.06-0.30 m	10
4. Estado de discontinuidades		
Longitud	1.0-2.0m	4
Abertura	<0.1mm	2
Rugosidad	Rugoso	3
Relleno	Blando	3
Alteracion	inalterada	6
5. Agua subterranea	Humedo	11
6. Orientacion de Discontinuidades	Favorable	-2
RMR		44
CLASIFICACION GEOMECANICA	Roca Tipo	III B



MINA : ZONA I	FECHA : 30/01/2015
LABOR : GL 10166	MAPEADO POR : Ing. David HINOSTROZA
NIVEL : 1000	GEOLOGIA : Pb- Zn en caliza
PISO : 0	FORMAS : En avanzada techo y paredes.
AREA : CNB	

PROPIEDADES	DATOS DE CAMPO	VALORACION
1. Resistencia a la compresion	45 Mpa	4
2. RQD	30%	8
3. Separacion entre discontinuidades	0.06-0.30 m	10
4. Estado de discontinuidades		
Longitud	1.0-3.0m	4
Abertura	<0.1mm	4
Rugosidad	Rugoso	3
Relleno	Blando	2
Alteracion	inalterada	4
5. Agua subterranea	Seco	10
6. Orientacion de Discontinuidades	Favorable	-4
RMR		45
CLASIFICACION GEOMECANICA	Roca Tipo	III B

Fuente: Empresa Administradora Cerro S.A.C.- Dpto. de Geomecánica.




EMPRESA ADMINISTRADORA CERRO SAC.
DEPARTAMENTO DE GEOMECANICA.

Caracterización Geomecánica

MINA : ZONA I	FECHA : 30/01/2015	
LABOR : GL 10199	MAPEADO POR : Ing. David HINOSTROZA	
NIVEL : 1000	GEOLOGIA : Pb- Zn en caliza	
PISO : 0	FORMAS : En avanzada techo y paredes.	
AREA : CNB		

PROPIEDADES	DATOS DE CAMPO	VALORACION
1. Resistencia a la compresion	45 Mpa	4
2. RQD	20%	3
3. Separacion entre discontinuidades	0.06-0.20 m	12
4. Estado de discontinuidades		
Longitud	0.5-2.0m	4
Abertura	<0.1mm	4
Rugosidad	Rugoso lisa	3
Relleno	Blando	2
Alteracion	Lig. alterada	5
5. Agua subterranea	Semi Seco	11
6. Orientacion de Discontinuidades	Muy Favorable	0
RMR		48
CLASIFICACION GEOMECANICA	Roca Tipo	III B



MINA : ZONA I	FECHA : 30/01/2015	
LABOR : RP 10868	MAPEADO POR : Ing. David HINOSTROZA	
NIVEL : 1000	GEOLOGIA : Caliza negra y pirita triturada mineralizada	
PISO : 0	FORMAS : En avanzada techo y paredes.	
AREA : CNB		

PROPIEDADES	DATOS DE CAMPO	VALORACION
1. Resistencia a la compresion	45 Mpa	4
2. RQD	20%	3
3. Separacion entre discontinuidades	0.06-0.20 m	10
4. Estado de discontinuidades		
Longitud	0.5-2.0m	4
Abertura	<0.1mm	4
Rugosidad	Rugoso lisa	3
Relleno	Blando	2
Alteracion	Lig. alterada	5
5. Agua subterranea	Semi Seco	11
6. Orientacion de Discontinuidades	Muy Favorable	0
RMR		46
CLASIFICACION GEOMECANICA	Roca Tipo	III B

Fuente: Empresa Administradora Cerro S.A.C.- Dpto. de Geomecánica.



E.A. CERRO SAC

**EMPRESA ADMINISTRADORA CERRO SAC.
DEPARTAMENTO DE GEOMECAICA.**

Caracterización Geomecánica

MINA : ZONA I
LABOR : RP 12124
NIVEL : 1200
PISO : 0
AREA : CNB
FECHA : 30/01/2015
MAPEADO POR : Ing. David HINOSTROZA
GEOLOGIA : Caliza negra y pirita triturada mineralizada
FORMAS : En avanzada techo y paredes.

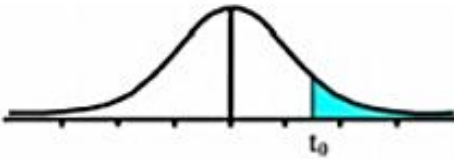
PROPIEDADES	DATOS DE CAMPO	VALORACION
1. Resistencia a la compresion	45 Mpa	4
2. RQD	15%	3
3. Separacion entre discontinuidades	0.2-0.4 m	10
4. Estado de discontinuidades		
Longitud	1.0-2.0m	4
Abertura	<0.1mm	4
Rugosidad	Rugoso	5
Relleno	Blando	2
Alteracion	Mod. alterada	3
5. Agua subterranea	Humedo	10
6. Orientacion de Discontinuidades	Favorable	-2
RMR		43
CLASIFICACION GEOMECAICA	Roca Tipo	III B



Fuente: Empresa Administradora Cerro S.A.C.- Dpto. de Geomecánica.

Anexo 3. Cuadro de T-Student

Tabla t-Student



Grados de libertad	0.25	0.1	0.05	0.025	0.01	0.005
1	1.0000	3.0777	6.3137	12.7062	31.8210	63.6559
2	0.8165	1.8856	2.9200	4.3027	6.9645	9.9250
3	0.7649	1.6377	2.3534	3.1824	4.5407	5.8408
4	0.7407	1.5332	2.1318	2.7765	3.7469	4.6041
5	0.7267	1.4759	2.0150	2.5706	3.3649	4.0321
6	0.7176	1.4398	1.9432	2.4469	3.1427	3.7074
7	0.7111	1.4149	1.8946	2.3646	2.9979	3.4995
8	0.7064	1.3968	1.8595	2.3060	2.8965	3.3554
9	0.7027	1.3830	1.8331	2.2622	2.8214	3.2498
10	0.6998	1.3722	1.8125	2.2281	2.7638	3.1693
11	0.6974	1.3634	1.7959	2.2010	2.7181	3.1058
12	0.6955	1.3562	1.7823	2.1788	2.6810	3.0545
13	0.6938	1.3502	1.7709	2.1604	2.6503	3.0123
14	0.6924	1.3450	1.7613	2.1448	2.6245	2.9768
15	0.6912	1.3406	1.7531	2.1315	2.6025	2.9467
16	0.6901	1.3368	1.7459	2.1199	2.5835	2.9208
17	0.6892	1.3334	1.7396	2.1098	2.5669	2.8982
18	0.6884	1.3304	1.7341	2.1009	2.5524	2.8784
19	0.6876	1.3277	1.7291	2.0930	2.5395	2.8609
20	0.6870	1.3253	1.7247	2.0860	2.5280	2.8453
21	0.6864	1.3232	1.7207	2.0796	2.5176	2.8314
22	0.6858	1.3212	1.7171	2.0739	2.5083	2.8188
23	0.6853	1.3195	1.7139	2.0687	2.4999	2.8073
24	0.6848	1.3178	1.7109	2.0639	2.4922	2.7970
25	0.6844	1.3163	1.7081	2.0595	2.4851	2.7874
26	0.6840	1.3150	1.7056	2.0555	2.4786	2.7787
27	0.6837	1.3137	1.7033	2.0518	2.4727	2.7707

Fuente: Datos porcentuales de distribución (Sealy Gosset).