

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Evaluación geomecánica para determinar el tipo
de sostenimiento en tajeos de explotación por
el método de corte y relleno ascendente
Unidad Minera Yauricocha - Sociedad
Minera Corona S. A.**

Edgar Samir Salazar Isla

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2020

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

ASESOR

Ing. Oscar Canchucaja Gutarra.

AGRADECIMIENTOS

Esta investigación es el esfuerzo y constante dedicación no solo del autor, sino también del trabajo desinteresado de otros compañeros, quienes de uno a otro han contribuido en su realización, a su apoyo moral y la economía de mis padres.

Inicialmente, agradezco a Dios por haberme permitido la realización de esta investigación.

De igual manera, agradezco al coordinador Ing. Luis Carrasco Contreras por su preocupación para motivarme en el desarrollo de mi investigación.

Finalmente, y no menos importante, agradezco a mi asesor Ing. Oscar Canchucaja Gutarra por su asesoría permanente.

DEDICATORIA

Dedico este trabajo a mis padres, Edgar Salazar Vilcahuaman y Luisa Isla Jiménez que estuvieron presentes durante toda mi formación profesional.

ÍNDICE

ASESOR.....	ii
AGRADECIMIENTOS.....	iii
DEDICATORIA.....	iv
ÍNDICE.....	v
ÍNDICE DE FIGURAS.....	viii
ÍNDICE DE TABLAS.....	xi
RESUMEN.....	xii
ABSTRACT.....	xiii
INTRODUCCIÓN.....	xiv
CAPÍTULO I.....	1
1.1. Planteamiento y formulación del problema.....	1
1.1.1. Planteamiento del problema.....	1
1.1.2. Formulación del problema.....	2
1.2. Objetivos.....	3
1.2.1. Objetivo general.....	3
1.2.2. Objetivos específicos.....	3
1.3. Justificación e importancia.....	3
1.4. Hipótesis y variables.....	4
1.4.1. Hipótesis de investigación.....	4
1.4.2. Hipótesis específicas.....	4
1.4.3. Operacionalización de las variables.....	5
CAPÍTULO II.....	6
2.1. Antecedentes de la investigación.....	6
2.2. Bases teóricas.....	9
2.2.1. Sostenimiento en minería subterránea.....	9
2.2.2. Evaluación geomecánica.....	19

2.2.3.	Índice de designación de la calidad de la roca.....	20
2.2.4.	Procedimiento para la medición del índice de calidad de roca.....	20
2.2.5.	Fundamentos metodológicos de la investigación.....	22
2.2.6.	Parámetros de RMR.....	23
2.3.	Generalidades de la Unidad Minera Yauricocha.....	27
2.3.1.	Ubicación.....	27
2.3.2.	Accesibilidad.....	28
2.3.3.	Clima y vegetación.....	29
2.3.4.	Relieve.....	29
2.3.5.	Geología regional.....	29
2.3.6.	Geología estructural.....	30
2.3.7.	Mineralización.....	31
2.3.8.	Descripción del tajo.....	33
2.3.9.	Características del tajo 337.....	33
2.4.	Definición de términos.....	33
CAPÍTULO III.....		35
3.1.	Método, tipo y nivel de la investigación.....	35
3.1.1.	Métodos de la investigación.....	35
3.1.2.	Tipo de la investigación.....	35
3.1.3.	Nivel de la investigación.....	36
3.2.	Diseño de la investigación.....	36
3.3.	Población y muestra.....	36
3.3.1.	Población.....	36
3.3.2.	Muestra.....	36
3.4.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	37
CAPÍTULO IV.....		38

4.1.	Análisis de la influencia de las propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta para determinar el tipo de sostenimiento.....	38
4.1.1.	Descripción petrográfica del macizo rocoso.....	38
4.1.2.	Descripción macroscópica.....	39
4.1.3.	Descripción microscópica.....	39
4.2.	Discusión de resultados.....	41
4.2.1.	Fundamento teórico de las propiedades físicas.....	41
4.2.2.	Prueba de hipótesis.....	42
4.2.3.	Determinación de las propiedades físicas de la roca.....	45
4.3.	Evaluación de las propiedades del macizo rocoso.....	59
4.3.1.	Sistemas de clasificación geomecánica.....	59
4.3.2.	Muestreo geomecánico.....	59
4.3.3.	El RQD (Rock Quality Designation).....	59
4.3.4.	Cálculo de la resistencia a la compresión.....	60
4.3.5.	Procesamiento de las discontinuidades.....	61
4.4.	Evaluación geomecánica del macizo rocoso.....	66
4.5.	Características de los elementos de sostenimiento a emplear en el tajeo 0337 según evaluación del macizo rocoso.....	69
4.5.1.	Pernos Split set.....	69
4.5.2.	Malla electrosoldada 3”.....	85
4.5.3.	Sostenimiento con shorcrete o concreto lanzado.....	87
4.6.	Evaluación de los costos del sostenimiento.....	89
4.6.1.	Análisis de los costos de sostenimiento:.....	89
	CONCLUSIONES.....	93
	RECOMENDACIONES.....	95
	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	96
	ANEXOS.....	98

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 01. Cimbra metálica en sostenimiento.....	11
Figura 02. Procedimiento para la medida y cálculo del índice de calidad de roca.....	20
Figura 03. Fórmula para el cálculo del índice de calidad de roca.....	21
Figura 04. Gráfico del cálculo de resistencia de roca a la compresión simple.....	24
Figura 05. Gráfico de cálculo de discontinuidades.....	25
Figura 06. Ubicación geográfica de la Unidad Minera Yauricocha.....	27
Figura 07. Plano de acceso a la Unidad Minera Yauricocha.....	28
Figura 08. Mapa geológico de la Unidad Minera Yauricocha.....	31
Figura 09. Roca granodiorita de la Unidad Minera Yauricocha.....	38
Figura 10. Cristalización de la roca granodiorita.....	39
Figura 11. Tamaño de los cristales de la roca granodiorita.....	39
Figura 12. Forma de cristales de la roca granodiorita.....	40
Figura 13. Relación de cristales de la roca granodiorita.....	40
Figura 14. Dureza de la roca granodiorita.....	40
Figura 15. Dureza de la roca por minerales granodiorita.....	41
Figura 16. Equipo petrotomo.....	42
Figura 17. Muestra de roca granodiorita 1.....	43
Figura 18. Muestra de roca granodiorita 2.....	43
Figura 19. Muestra de roca granodiorita 3.....	43
Figura 20. Cálculo del peso en balanza electrónica.....	44
Figura 21. Determinación de volumen de las muestras.....	44
Figura 22. Masa saturada de las muestras.....	45
Figura 23. Masa saturada de las muestras 2.....	45
Figura 24. Mapeo geomecánico – Toma de datos de las discontinuidades.....	59
Figura 25. Resultado del cálculo a la resistencia a la compresión uniaxial con el martillo de Schmidt igual a 150 Mpa.....	61
Figura 26. Información de las orientaciones.....	61
Figura 27. Imagen que muestra la concentración de polos de las discontinuidades.....	62
Figura 28. Imagen que muestra la concentración de polos de las discontinuidades 2.....	62
Figura 29. Imagen que muestra la concentración de polos de las discontinuidades más falsilla.....	62
Figura 30. Imagen que muestra la moda de los buzamientos de las discontinuidades.....	63
Figura 31. Imagen que muestra la moda de la dirección del buzamiento de las discontinuidades.....	63

Figura 32. Imagen que muestra la moda del espaciamiento de las discontinuidades.....	63
Figura 33. Imagen que muestra la moda de la persistencia de las discontinuidades.....	64
Figura 34. Imagen que muestra la moda de la apertura de las discontinuidades.....	64
Figura 35. Imagen que muestra la moda del relleno de las discontinuidades.....	64
Figura 36. Imagen que muestra la moda de la alteración de las discontinuidades.....	65
Figura 37. Imagen que muestra la moda de la presencia del agua en las discontinuidades	65
Figura 38. Resumen procesamiento de las discontinuidades en el software Dips.....	65
Figura 39. Programa Geotable.....	66
Figura 40. Cartilla de Bieniawski (plasmado de los datos del muestreo geomecánico).....	66
Figura 41. Cálculo del RMR del macizo rocoso (RMR = 74 puntos).....	67
Figura 42. Cuadro que muestra el reporte de la evaluación geomecánica y el tipo de sostenimiento a instalar.....	67
Figura 43. Cuadro que muestra el tipo de macizo rocoso.....	68
Figura 44. Cuadro que muestra el tiempo de auto sostenimiento y longitud de pase.....	68
Figura 45. Perno Split set.....	69
Figura 46. Perno Split set estándar con sus partes.....	71
Figura 47. Perno Split cementado y las distintas presiones.....	72
Figura 48. Tubo de acero plegado, puede ser acero normalizado o galvanizado.....	72
Figura 49. Placa, platina y/o plancha de apoyo.....	72
Figura 50. Placa de apoyo plana.....	75
Figura 51. Placa de apoyo cúpula.....	76
Figura 52. Representación de las herramientas de conducción.....	76
Figura 53. Equipo de arranque.....	77
Figura 54. Instalación de un perno.....	78
Figura 55. Representación de un trabajador colocando un Split set con Jack leg.....	79
Figura 56. Diagrama de instalación.....	79
Figura 57. Diagrama de instalación de la parte A.....	80
Figura 58. Diagrama de instalación de la parte B.....	80
Figura 59. Instalación de pernos en caso de una acuñadora.....	80
Figura 60. Instalación de pernos en caso de efecto vida.....	81
Figura 61. Instalación de perno en caso de efecto columna.....	81
Figura 62. Instalación interior de perno Split set.....	82
Figura 63. Manera correcta e incorrecta de la instalación de pernos.....	84
Figura 64. Malla electrosoldada en el sostenimiento.....	86

Figura 65. Software de Simulación de sostenimiento con malla electrosoldada en Minería	87
.....
Figura 66. Esquema shotcrete seca	88
.....
Figura 67. Esquema shotcrete húmeda	89
.....

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 01. Matriz de operacionalización de variables.....	5
Tabla 02. Índice equivalente de calidad de roca.....	22
Tabla 03. Índices equivalentes de resistencia de roca.....	24
Tabla 04. Descripción de discontinuidades.....	25
Tabla 05. Valores de las aberturas de las discontinuidades.....	26
Tabla 06. Valores de la continuidad o persistencia de las discontinuidades.....	26
Tabla 07. Valores de rugosidad de las discontinuidades.....	26
Tabla 08. Valores del relleno de las discontinuidades.....	27
Tabla 09. Valores de la alteración de las discontinuidades.....	27
Tabla 10. Rutas de acceso a la Unidad Minera Yauricocha.....	28
Tabla 11. Masa obtenida de la primera muestra.....	46
Tabla 12. Volumen obtenido de la primera muestra.....	46
Tabla 13. Masa obtenida de la segunda muestra.....	49
Tabla 14. Volumen obtenido de la segunda muestra.....	50
Tabla 15. Masa obtenida de la tercera muestra.....	53
Tabla 16. Volumen obtenido de la tercera muestra.....	53
Tabla 17. Resultados de las muestras analizadas.....	57
Tabla 18. Resumen de las propiedades físicas de las muestras.....	57
Tabla 19. Porcentaje de humedad de las muestras.....	58
Tabla 20. Porcentaje de porosidad de las muestras.....	58
Tabla 21. Promedio de las densidades secas de las muestras.....	58
Tabla 22. Promedio de absorción de las muestras.....	58
Tabla 23. Número de rebotes en cada muestra.....	60
Tabla 24. Datos técnicos de pernos Split set.....	70
Tabla 25. Largo, peso de los distintos SS-33.....	73
Tabla 26. Dimensiones y peso de las placas abovedado (planchas de apoyo).....	73
Tabla 27. Largo, peso de los distintos SS-39.....	74
Tabla 28. Dimensiones y peso de las platinas (placas abovedadas).....	74
Tabla 29. Dimensiones y peso de las platinas (placa abovedada).....	74
Tabla 30. Largo, peso de los distintos SS-46.....	75

RESUMEN

El trabajo de investigación aborda como problema general: ¿cómo influye la evaluación geomecánica para determinar el tipo de sostenimiento en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente, tajeo 0337, RP basculante, piso 0, nivel 1170, zona V, cuerpo mascota - Unidad Minera Yauricocha, 2018?, cuyo objetivo general fue: determinar cómo influye la evaluación geomecánica para determinar el tipo de sostenimiento en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente, tajeo 0337, RP basculante, piso 0, nivel 1170, zona V, cuerpo mascota - Unidad Minera Yauricocha, 2018, mientras que la hipótesis general fue: la evaluación geomecánica influye positivamente para determinar el tipo de sostenimiento en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente, tajeo 0337, RP basculante, piso 0, nivel 1170, zona V, cuerpo mascota - Unidad Minera Yauricocha, 2018.

El método general de investigación fue el científico de tipo aplicado, de nivel descriptivo y de diseño cuasi experimental; la población estuvo constituida por los tajeos en profundización: 0337 y 6371 en explotación por el método corte y relleno ascendente teniendo acceso por la rampa basculante ubicado en el piso 0 del nivel 1170 de la zona V del cuerpo mascota de la Unidad Minera Yauricocha, y la muestra fue no probabilística por consiguiente no aleatoria, la cual estuvo conformada por el tajeo en profundización 0337.

Como conclusión se estableció que la evaluación geomecánica de tajeo 0337, conforme a la clasificación de Bieniawski, dieron como resultado que el tipo de sostenimiento aconsejado para la roca que se tomó como muestra es de valorización 74 puntos lo cual lo clasifica como macizo rocoso bueno clase II. Este resultado nos permite utilizar pernos split set localmente de 3m en la corona, espaciados a 2.5 m con malla electrosoldada y shotcrete ocasionalmente.

Palabras clave: evaluación geomecánica, tipo de sostenimiento, tajeos de explotación y método de corte y relleno ascendente.

ABSTRACT

The research work addresses as a general problem: how does the geomechanical evaluation influence to determine the type of support in exploitation cuts by the method of cut and fill upward, cut 0337, swing RP, floor 0, level 1170, zone V, body mascot - Yauricocha Mining Unit, 2018?, whose general objective was: to determine how the geomechanical evaluation influences to determine the type of support in exploitation cuts by the method of ascending cut and fill, cutting 0337, swing RP, floor 0, level 1170, zone V, body mascot - Yauricocha Mining Unit, 2018, while the general hypothesis was: the geomechanical evaluation positively influences to determine the type of support in exploitation cuts by the cut-and-fill method, cut 0337, swing RP, floor 0, level 1170, zone V, body mascot - Yauricocha Mining Unit, 2018.

The general method of investigation was the applied type scientific one, of descriptive level and of quasi experimental design; the population was made up of the deepening cuts: 0337 and 6371 in operation by the cut and fill method ascending, having access through the tilting ramp located on floor 0 of level 1170 of zone V of the pet body of the Yauricocha Mining Unit, and the sample was non probabilistic, therefore nonrandom, which was made up of in-depth cutting 0337.

As a conclusion, it was established that the geomechanical assessment of cutting 0337, according to the Bieniawski classification, resulted in that the type of support recommended for the rock that was taken as a sample is of valorization 74 points, which classifies it as a good solid rock class. II. This result allows us to use 3 m split set bolts locally in the crown, spaced at 2.5 m with electrowelded mesh and shotcrete occasionally.

Key words: geomechanical evaluation, type of support, exploitation slits and method of cut and fill up.

INTRODUCCIÓN

Los métodos de explotación necesitan llevar un control geomecánico de estabilidad de la masa rocosa en sus labores de explotación y extracción y tal es el caso del corte y relleno ascendente. Como bien sabemos que la Unidad Minera Yauricocha actualmente viene manejando el método de minado “hundimiento por subniveles” (sub level caving) como principal método de explotación, el otro caso es en zonas de profundización donde se utiliza el corte y relleno ascendente (cut and fill) ya que cambia la geología y estabilidad del terreno a explotar.

El tipo de yacimiento tiene la particularidad que la masa rocosa mineralizada, las rocas de las cajas son de mejor calidad que el otro método y según se profundiza, si bien es cierto, que con el método de minado que se viene utilizando se está logrando resultados satisfactorios. Existen problemas de esfuerzo relacionados a la profundización del mineral por el método de minado “corte y relleno ascendente”. Por otra parte, la estabilidad de las labores se ve afectado por la profundización. Ante esta problemática, el objetivo de la presente tesis es la de investigar sobre la “Evaluación geomecánica para determinar el tipo de sostenimiento en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente Unidad Minera Yauricocha - Sociedad Minera Corona S.A”.

El autor.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Planteamiento y formulación del problema

1.1.1. Planteamiento del problema

La minería es un sector importante para la economía del país. Según el informe del Instituto Peruano de Economía realizado en el año 2017, el sector minero es representativo ya que el 50 % de las divisas, el 20 % de la recaudación fiscal, el 11 % del Producto Bruto Interno (PBI), la mayor parte de la inversión extranjera, corresponde a este sector además de otros factores destacados macroeconómicos. Por lo mismo, es importante el desarrollo del sector minero, así como el impulso de los proyectos mineros. Hoy la preocupación del sector es generar operaciones mineras más eficientes a fin de generar condiciones de competitividad que permitan responder eficazmente a la demanda del mineral.

En ese sentido, en cada operación minera se tiene que evaluar detalladamente los componentes de los estudios previos. Así evaluar el método de minado, el dimensionamiento de equipos y de tajeos, el tipo de sostenimiento, el proceso de recuperación metalúrgica, el diseño de relleno entre otros factores. Pese a ver tomado en cuenta el proceso de planificación, el problema se genera cuando al iniciar el proceso de explotación se producen acontecimientos no planeados, obligando a realizar cambios en el diseño del proceso productivo. A consecuencia se

generar replanteamiento de costos, replanteamiento de procesos entre otros que afectan la optimización de la explotación del yacimiento.

A raíz de ello, la presente investigación incide en conocer los aportes de la evaluación geomecánica en la determinación del tipo de sostenimiento en tajeos explotados por el método de corte y relleno ascendente. La evaluación geomecánica permitirá conocer técnicamente las características mecánicas de los materiales geológicos que conforman la masa rocosa, desarrollando así procedimientos que nos permitan predecir y controlar el comportamiento de esas estructuras rocosas.

La importancia de la evaluación geomecánica está relacionada a la reducción del número y frecuencia de caídas de rocas, minimizando así posibles daños a los equipos y los recursos humanos. De la misma forma, la geomecánica incide en una mayor recuperación del mineral por el adecuado diseño geomecánico, incrementa la rentabilidad por la no interrupción de la producción generado muchas veces por problemas de estabilidad, genera la reducción de costos de rehabilitación de áreas inestables entre otros factores.

En cuanto al método de explotación en mención, éste se orienta en analizar las condiciones de aplicabilidad como: buzamientos pronunciados mayores de 55°, tipo vetas, si las cajas del yacimiento son irregulares y no competentes, buena ley del mineral entre otros. El estudio abarca como unidad de análisis la geomecánica y tipo de sostenimiento aplicado, la misma que se ubica en el tajo 0337 y que en la actualidad viene explotando zinc, plomo y cobre.

1.1.2. Formulación del problema

A. Problema general:

¿Cómo influye la evaluación geomecánica para determinar el tipo de sostenimiento en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente, tajeo 0337, RP basculante, piso 0, nivel 1170, zona V, cuerpo mascota - Unidad Minera Yauricocha, 2018?

B. Problemas específicos:

- ¿Cómo influyen las propiedades del macizo rocoso para determinar el tipo de sostenimiento en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente?
- ¿Cuáles son las características de los elementos de sostenimiento a emplear en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente?
- ¿Determinar los costos del sostenimiento a emplear en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente?

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo general

Determinar cómo influye la evaluación geomecánica para determinar el tipo de sostenimiento en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente, tajeo 0337, RP basculante, piso 0, nivel 1170, zona V, cuerpo mascota - Unidad Minera Yauricocha, 2018.

1.2.2. Objetivos específicos

- Determinar la influencia de las propiedades del macizo rocoso para determinar el tipo de sostenimiento en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente.
- Evaluar las características de los elementos de sostenimiento a emplear en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente.
- Cuantificar los costos del sostenimiento a emplear en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente.

1.3. Justificación e importancia

Existiendo una necesidad apremiante de las empresas mineras de ser más eficiente en el desarrollo de todo proyecto minero y considerando la existencia de diversos sistemas de sostenimiento, es importante generar estudios que pueden ser consideradas como precedentes para futuros proyectos a desarrollarse y de esta manera proponer propuestas para solucionar problemas de la empresa minera y en un segundo lugar los beneficiarios son para la masa trabajadora, ya que al impulsarse el desarrollo de más proyectos favorece la empleabilidad de personas.

El investigador para el desarrollo de la presente tesis emplea uso de procedimientos sistematizados para el recojo de la información de campo, en forma ordenada, de modo que se sustente la validación de los datos para culminar resumiendo la información con metodologías propias que pueden servir de sustento para el desarrollo de otras investigaciones similares.

1.4. Hipótesis y variables

1.4.1. Hipótesis de investigación

H₁: La evaluación geomecánica influye positivamente para determinar el tipo de sostenimiento en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente, tajeo 0337, RP basculante, piso 0, nivel 1170, zona V, cuerpo mascota - Unidad Minera Yauricocha, 2018.

1.4.2. Hipótesis específicas

- a) Las propiedades del macizo rocoso priman para determinar el tipo de sostenimiento en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente.
- b) Las características de los elementos de sostenimiento determinarán la estabilidad de los hastiales de tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente.
- c) Los costos del sostenimiento a emplear en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente inciden la rentabilidad.

1.4.3. Operacionalización de las variables

- Variable dependiente: tipo de sostenimiento.
- Variable independiente: evaluación geomecánica.

Tabla 01. *Matriz de operacionalización de variables.*

VARIABLES	DEFINICION CONCEPTUAL	DIMENSIONES	INDICADORES
Evaluación geomecánica	La geomecánica es el estudio de las características mecánicas de los suelos y las rocas (denominados materiales geológicos). También sirve para determinar su comportamiento en función a los cambios de esfuerzos, presión ,temperatura y otros parámetros.	<ul style="list-style-type: none"> • Suelos. • Rocas. • Esfuerzos. • Presión. • Temperatura. • Elementos de sostenimiento. 	<ul style="list-style-type: none"> • Índice de designación de calidad de roca. • Cálculo del índice RMR. • Tipo de trabajo. • Tipo de material. • Método cimbras metálicas.
Tipo de sostenimiento	El sostenimiento en la minería subterránea, se define los y utilización de materiales con el objetivo de mejorar y lograr la estabilidad del macizo rocoso.	<ul style="list-style-type: none"> • Métodos de sostenimiento. 	<ul style="list-style-type: none"> • Método gatas. • Método relleno. • Método cuadro de maderas.

Fuente: elaboración propia.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la investigación

A continuación, se presenta los antecedentes en consideración para la presente investigación:

En la investigación titulada “Evaluación y optimización del sostenimiento con cimbras en minería subterránea”, realizada en la Universidad Nacional de Ingeniería, se planteó como objetivo el mejoramiento de la metodología de diseño inicial, tomar medidas de control apropiadas en el tiempo indicado con un costo óptimo al momento de detectarse problemas relacionados al alto esfuerzo o deterioro de cimbras por influencia de hidrogeológicos adversos con el uso de controles y registro de las mediciones de convergencia, por consecuencia también se busca amplificar el conocimiento del uso de las cimbras metálicas en el sostenimiento en minería subterránea, Se concluye el hinchamiento de la roca es producida por el agua subterránea, y existe mayor deformabilidad, el trabajo de control se realizó con taladros de drenaje y trasvase ubicados estratégicamente; de igual manera se redujo el nivel freático del agua entre los años 2004 al 2008 del nivel 4,090 al 3,890, realizando esta operación también se evitó que existan desplomes de forma espontánea de lodos (soplos) y derrumbes en los frentes de avance durante la etapa de explotación. Respecto a la época de lluvias (diciembre - marzo), existe cantidad considerable de agua de precipitación natural pluvial que ingresa hacia los conos de hundimiento vertical (subsistencia) viéndose perjudicada las labores de extracción en interior mina, esto hace posible la ocurrencia de flujos

intempestivos de lodos (soplos). Por los motivos explicados, se realizaron cunetas de coronación realizados en los bordes del área en hundimiento vertical (subsistencia) con el fin de reducir el ingreso de agua hacia los conos de subsistencia. Para disminuir los factores aplicables al método de minado se ha establecido el Plan Estratégico de PERUBAR S.A., se implementó una sucesión de minado estandarizado la cual permitirá minar en distintos subniveles de forma simultánea. La sucesión de minado se estableció de la siguiente forma: fraccionar el número de drawpoints que corresponde a cada subnivel en grupos de 2 a 3 drawpoints inmediatos. Para el jale de mineral en más de dos niveles, al trabajar de manera simultánea se programan grupos que formen largamente al eje de la veta, de referencia se toma una imagen parecida al perfil de unas gradas. Los grupos sujetos a minado paralelamente están separados de forma horizontal como mínimo de 20 m entre los más próximos extremos de tal forma que impida que el tiraje del nivel inferior deje sin piso al nivel superior. La secuencia descrita de minado demanda una precisa consecución de los programas de desarrollos y preparaciones para obtener drawpoints disponibles a tiempo y no abrir con mucha anticipación, evitando una exposición innecesaria el sostenimiento aplicado. Como mínimo es necesario mantener 04 subniveles desarrollados por completo y la preparación toda vez acorde al planeamiento de producción ¹.

En la tesis titulada “Aspectos de evaluación y optimización del proceso de minado en la unidad de negocios de Yauricocha”, realizada en la Universidad Nacional del Centro del Perú, donde se tuvo como objetivo evaluar la optimización vía proyección polinómica y de análisis de valor recuperable del mineral comparando con el costo de operación para los años del 2016 hasta el 2018 en un escenario negativo para las empresas mineras debido a la tendencia bajista del precio de los metales y a una época electoral en Perú. Además, se planteó el identificar los procesos a evaluar para optimizar la productividad en el proceso de minado en la unidad operativa Yauricocha, determinando el método de minado a seguir, así como el cálculo del costo de operación para optimizar la productividad. La hipótesis se asocia con el hecho de evaluar los procesos estratégicos, operacionales y de soporte, donde se pronostica la continuidad de las operaciones, con la aplicación permanente del método sub level caving mecanizado y el pronóstico de los costos de operación menor a 53 US\$/Tm. Las variables de estudio son la evaluación de los procesos estratégicos, operativos y de soporte; y la optimización de la productividad. La metodología que se utiliza en este estudio es tipo observacional

ya que no interviene el investigador, retrospectivo según la planificación de la medición de la variable, transversal según el número de mediciones de los datos. El nivel de investigación es aplicado, cuyo diseño es una descripción simple de la muestra. Como conclusiones se indicó que habiendo hecho el análisis de rendimiento del minado que aplica la Unidad Minera Yauricocha, sub level caving mecanizado tiene una producción igual a 719,687 Tm/año; el valor optimizado mediante el uso de modelo gráfico de ecuación polinómica se calculó un valor de 924,063 Tm/año. La ecuación polinómica usada tiene un coeficiente de determinación igual a 0.92 cuyo valor es bastante bueno para fines de predicción, debido a la dificultad de la baja de los precios de los metales, debe disminuir ligeramente la producción como infiere la gráfica. Los costos de producción a 2015 alcanzan a US\$ 53/Tm, pero con la aplicación del método de sub level caving mecanizado, usando scooptram disminuye a US\$ 51.05 /Tm, este valor es incrementado 5 % cada año por efectos de la tasa de descuento. El valor recuperable tiene un valor US\$ 60.07 /Tm, frente a un costo estimado en el párrafo anterior, obtenemos un margen económico de US\$ 9.07 /Tm, dicho resultado, considerando el escenario actual, sufre una disminución hasta US\$ 3.92 /Tm².

En la tesis titulada “Estudio geológico de la zona 1, mina Yauricocha, Yauyos, Lima” realizada en la Universidad Nacional de Ingeniería, se planteó como objetivo analizar un amplio estudio geológico, para las exploraciones de reemplazo del mineral extraído y explotado. El ciclo de explotación de mina es: Exploración-Desarrollo, Preparación y Explotación, en la cual el trabajo primordial del geólogo es brindar recomendaciones del lugar dónde se realizarán las exploraciones y desarrollos; mediante las interpretaciones que se realiza con herramientas entre ellas se menciona a los mapeos geológicos, secciones transversales y longitudinales, etc., y como se concluyó que la Unidad Minera Yauricocha es un yacimiento hidrotermal de relleno de fracturas y de reemplazamiento. Ocurrida en el contacto de las calizas jumasha y los intrusivos terciarios granodiorítico, cuarzo-monzodiorítico y hacia el contacto calizas jumasha y el francisco chert (formación celendín). En el distrito minero de Yauricocha, al final del mioceno, se produjeron intrusiones casi verticales de granodiorita, cuarzo-monzodiorita sobre calizas del mesozoico superior y capas rojas del terciario. Se formaron aureolas metamórficas alrededor de estos intrusivos, las capas rojas fueron decoloradas y convertidas en silicatos calcáreos y las calizas recristalizadas adquiriendo textura de grano grueso. Se revisó información acerca de la mina (de la época de la Cerro de Pasco Cooper

Corporation), por lo que se recomendó realizar exploraciones a la actualidad 197,000 Tm. Con leyes promedio de: 0.15 % Cu, 4.28 % Pb, 5.83 % Zn, 148 gr-Ag/Tm. y 48.38 US\$/Tm³.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Sostenimiento en minería subterránea

2.2.1.1. Concepto de sostenimiento:

El sostenimiento en la minería subterránea, se define como los procedimientos y utilización de materiales con el objetivo de mejorar y lograr la estabilidad del macizo rocoso ¹. En la teoría, por denominarla así, el término “sostenimiento”, según indica Del Río ², están vinculados a diversos aspectos como son: los pernos de roca (del tipo para anclaje mecánico para brindar sujeción, de varillas de hierro corrugado, también puede ser de barras helicoidales ancladas con cemento o con material de resina, swellex, split sets e hidrabolt), cables, mallas, cintas de acero (llamados también straps), concreto lanzado (shotcrete) en sus formas simples y reforzadas de fibras de acero, cimbras de acero, gatas, madera (que pueden ser puntales, paquetes, cuadros y conjuntos de cuadros), relleno además de las técnicas usadas para lograr la estabilización de rocas. En ese sentido, como señala el citado autor, estos elementos cumplen una función vital con el fin de reducir las inestabilidades y desequilibrios de la roca alrededor de las aberturas mineras ².

Así también se debe considerar lo mencionado por Quispe ³, quien señala respecto de la utilidad de los trabajos de sostenimiento que, en toda explotación minera, la característica del trabajo de sostenimiento es de alto costo, también ocasiona la reducción de avance y/o producción sin embargo es un trabajo necesario para evitar los accidentes del personal que podrían ser mortales.

Además, uno de los objetivos es identificar la resistencia o esfuerzo de la masa rocosa para que ésta se pueda sostener y así evitar colapsos (evitar colapsos). En su importancia, describe Quilca ⁴, por la naturaleza del trabajo en minería subterránea las labores son al interior de la mina y en espacios vacíos, frecuentemente se presentan con inestabilidades debido a la fractura de la roca o mineral extraído; es necesario lograr una redistribución de las fuerzas para obtener estabilidad en la zona, y pueda convertirse en un lugar con condiciones de trabajo, por lo que es necesario realizar trabajos de sostenimiento dependiente de factores como: las rocas, fallas en los rellenos, fallas abiertas, etc.

2.2.1.2. Clasificación de elementos de sostenimiento en minería subterránea:

Los elementos de sostenimiento se clasifican según dos criterios a tomar en cuenta ⁵:

- a) Según el tipo de trabajo realizado se clasifican en: sostenimientos activos o refuerzos, que interactúan con la roca, y sostenimientos pasivos o soportes, que actúan por sobre la roca.
- b) Según el tipo de material empleado se clasifican en: sostenimientos con maderas, estructuras construidas íntegramente con madera, y sostenimientos con aceros y concreto, estructuras construidas con aceros y concreto.

2.2.1.3. Técnicas o métodos de sostenimiento en la minería subterránea:

- a) El método de cimbras metálicas: este método es de tipo sostenimiento pasivo o también llamado soporte que se usa comúnmente para el sostenimiento duradero de actividades de progreso cuando la masa rocosa presenta escenarios de masa rocosa sometida a fracturaciones por lo que se

encuentra debilitada, calificándolas de calidad mala a muy mala calidad, los altos esfuerzos son las condiciones a la cuál es sometida ⁶. Así pues, con todas las condiciones descritas de terreno y buscando control de la estabilidad, las cimbras representan la mejor opción por su alta resistencia mecánica y sus excelentes peculiaridades de deformación, lo cual neutraliza el cierre de la excavación y evita su rotura prematura ⁶. Ahora bien, una de las ventajas que importa de este sistema es que, al terminarse los trabajos de deformación, aún brindan soporte.



Figura 01. Cimbra metálica en sostenimiento.

Fuente: Carrión ⁶.

- Construcción de cimbras metálicas: Estas cimbras son preparadas a base de acero, se pueden preparar en forma de baúl, herradura o incluso circulares toda vez de acuerdo a las necesidades del perfil de la sección de la excavación, no obstante, es recomendable que estas secciones de excavación sean de alma llena. Los tipos de cimbras utilizados en la minería subterránea son:
 - Las de sistema rígido, utilizadas usualmente en perfiles como la W, H, e I, e incluso en algunos perfiles formadas por dos o tres segmentos que poseen una unión con platinas y pernos con tuerca.

- Las de sistema deslizante o fluyente, utilizadas usualmente en perfiles como las V y U, formadas por tres segmentos que se deslizan entre ellos, tiene un sujetador con uniones de tornillo la cual permite ser ajustados.
- Accesorios empleados en el sostenimiento: Para el sistema de sostenimiento de cimbras metálicas los accesorios son los tirantes de enlazamiento de las cimbras, el encostillado y los elementos de bloqueo. Cabe resaltar que los tirantes tienen la opción de realizarse con varillas de fierro corrugado o liso con 1" de diámetro u otro elemento estructural, ahora el proceso de encostillado tiene la opción de realizarse con planchas metálicas acanaladas o con cuadros de material construido a base de madera. Para el bloqueo, los elementos de utilizados pueden ser de material de madera o los bolsacretos, que consisten en costales con cemento a los cuales se les agrega agua para obtener su endurecimiento posteriormente situados entre las cimbras y la pared rocosa ya que el concreto débil suministra un conveniente bloqueo para trasladar las cargas en forma uniforme sobre las cimbras.
- Procedimientos de instalación: Los aspectos importantes a tener en consideración para su instalación son:
 - Lo correspondiente a la evolución de las cargas, es recomendable realizar la instalación del soporte lo más antes posible, toda vez el propósito de no producir retrasos en términos de tiempo o en distancia, se produce una acentuación de la presión en el techo, si predominan las cargas de la roca suelta.

- Es necesario colocar shotcrete temporal para asegurar el techo en caso se inicie la colocación de un tramo con cimbras.
 - Es necesario que Todas las cimbras se encuentren apoyadas y sujetadas al piso, este se realiza con dados de concreto, manteniendo su empujamiento, asegurando la cimbra mediante un anclaje con cáncamos a las paredes. Una vez realizado este proceso, las siguientes cimbras deberán ser aseguradas con los tirantes y se resguardarán en forma ordenada con el encostillado.
 - Para un adecuado compartimiento de cargas rocosas sobre las cimbras, es esencial realizar un bloqueo de la cimbra contra las paredes rocosas. En caso no se realice un buen bloqueo las cimbras carecerán de efectividad. Por lo mencionado, es trascendental realizar correctamente esta labor de bloqueo.
 - Cuando se realice la instalación, es necesario instalar cada cimbra individualmente y no varias cimbras a la vez, esto indica que, al completar instalación de una cimbra recién se podrá comenzar con la instalación de la siguiente cimbra.
- Control de calidad en la instalación de las cimbras metálicas: para que este tipo de sostenimiento tenga el rendimiento óptimo, así como una eficiencia en su desempeño, se debe cumplir lo siguiente ⁷:
 - Los elementos deber ser semejantes.
 - Las cimbras metálicas deben de tener una adaptación a las paredes, si no fuese el caso los elementos se arquearán hacia el exterior.
 - El sistema de cimbra metálica debe de ser resistente, la cual depende de las uniones, instalación y control.

- Debe de existir un contacto entre la cimbra y el contorno de la roca que sostiene, para que se pueda desarrollar tempranamente su capacidad de sostenimiento, todo esto antes de realizar deformaciones que afecten significativamente el interior de la excavación.
 - En caso la cimbra tenga el inconveniente de no conservar la verticalidad, débil cimientado, no conserve su alineamiento y no estén pegadas a la superficie de la roca, la instalación será rechazada.
- b) El método de gatas: Este método está conformado por dispositivos de soporte mecánico de los techos de las excavaciones, actúan de forma de puntales, este método son habitualmente manejadas en el minado de rocas suaves como es por ejemplo el minado por frentes largos en los yacimientos de carbón; no obstante también tiene aplicaciones en minado de roca dura, por ejemplo, es utilizado como dispositivo complementario previamente de la instalación de los pernos de roca o en caso de elegir la malla metálica y en el minado de vetas de desnivel echado, tipo manto, para completar pilares naturales⁷. Así, es manipulado para resistir bloques o nudillos con potencialidad de inestabilidad del techo de los tajeos. Generalmente se emplean las gatas de “fricción” y las “hidráulicas o neumáticas”. Las de fricción trabajan en forma de tubos telescópicos, los tubos inferior y superior son fijadas con la utilización de mecanismos de cuñas o pines mediante un mecanismo de expansión para llegar al tope de techo. Las gatas hidráulicas están complementadas por un cilindro de soporte hidráulico o neumático provistos de válvulas de liberación de presión. También se utilizan gatas como elemento auxiliar previamente a la instalación de los pernos o para la instalación de la malla metálica, tienen la característica de ser dispositivos ligeros que poseen una

capacidad de carga entre 10 a 15 toneladas. En cuanto a las gatas o puntales pesados para sostenimiento de techos poseen una capacidad portante de 20 a 40 toneladas, pero de distintos tamaños. Ahora, los tipos de gatas de fricción e hidráulicas tienen una amplia oferta de tipos, pero es importante identificar los procedimientos para la instalación y desinstalación de las gatas, por tener un peligro en caída de rocas, la desinstalación debe de ser un procedimiento cuidadoso ⁶.

- c) Método de relleno: Este método es utilizado como medio de sostenimiento artificial en el minado subterráneo, aquel que es colocado en los tajeos vacíos.

El potencial del sostenimiento con relleno se demuestra con los tres siguientes mecanismos ⁶:

- El relleno es utilizado para evitar los deslizamientos de los bloques desprendidos de las paredes del tajeo, con el fin de evitar la deformación paulatina de la masa rocosa.
- Aparte de eso, el relleno se comporta como sostenedor de las paredes rocosas del tajeo, ya que están inherentes a realizar desplazamientos por el minado contiguo.
- En caso de realizar un correcto confinamiento de la masa del relleno, se podría obtener un mecanismo de soporte global en la estructura de la mina.

Se describió el rendimiento del relleno como elemento de sostenimiento superficial, local y global en la estructura de la mina. No obstante, es importante indicar que el rendimiento está ligado a las propiedades físicas químicas de la roca y a las propiedades del relleno. Además, según señala Carrión ⁶, existe un cambio progresivo de los conceptos iniciales de diseño de sostenimiento, debido al conocerse mejor las propiedades y rendimiento *in-situ* de los diferentes tipos de

relleno, además de las características del mineral remanente y masa rocosa próximo al tajeo. Con lo cual se produce el efecto de recuperación de las reservas de mineral y tener el control de la dilución”, a decir del rol estructural del relleno será tener un piso para minar encima, tener un techo para minar debajo o tener una pared para minar al costado. Los dos primeros están vinculados respecto al método de minado por corte y relleno arriba y abajo, mientras el tercero se encuentra vinculado al minado masivo de recuperación de pilares, en el cual, para que pueda ser duradero y cumpla con el objetivo, la recuperación de pilares las paredes del relleno deben permanecer autoestables. En cuanto a la situación y la obligación de la masa del relleno, debe estar determinada cuantitativamente, además de tener un diseño geomecánico para cumplir con los requerimientos. Los rellenos hechos con material de cemento que más se utilizan en la actualidad, utilizados solos o combinados, son a decir del citado Carrión⁶:

- i. Relleno hidráulico cementado: Aquel relleno que está conformado por una composición de relaves de textura gruesa y en ciertos casos de textura fina con cemento, situado hidráulicamente en los tajeos.
- ii. Relleno con agregados cementados: Aquel relleno obtenido mediante una composición de agregados gruesos y finos, conseguidos con medidas convenientes de cemento y agua, parecido a un concreto pobre. Cabe indicar que los materiales son preparados previamente a ser incrustados al tajeo mediante camiones o scooptram, también se puede utilizar el transporte por tuberías.
- iii. Relleno rocoso cementado: Aquel relleno conformado por composiciones de desmonte rocoso graduado y lechada de cemento carente de proceso de mezclado previo. Para producir la mezcla se realiza mediante salpicar la lechada sobre el desmonte contenido en la

tolva de un camión para posteriormente de depositarlo en el mismo tajeo.

- iv. Relleno en pasta: Aquel relleno conformado por relaves y cemento, trasladados a alta densidad al tajeo por medio de tuberías y con un bajo contenido de humedad. Además, es necesario que la mezcla obtenida posea propiedades de flujo. Es necesario seleccionar un procedimiento de relleno cementado en función a la estructura que tomará el relleno en las situaciones de minado, de la economía en la producción del relleno y del rendimiento del relleno.

- d) Método de sostenimiento con cuadros de madera: Usar cuadros de madera en trabajos de sostenimiento es principalmente debido a la alta resistencia de la madera por las presiones ejecutadas en las excavaciones ⁸. No obstante para realizar la colocación de los cuadros de madera implica el requerimiento de mínimo 3 personas, la instalación se realiza por turnos y por día el avance es un máximo de 1.80 metros en guardia de día y de noche. Cabe resaltar a tomar en cuenta que los cuadros tienen potencial de sostenimiento en caso de que el macizo rocoso se encuentre en su resquebrajamiento máximo y sostienen las cargas sobre sus postes y sombreros obteniendo de esta forma las fallas por pandeamiento horizontal o vertical.

- e) Método de sostenimiento con pernos de roca: para este sistema, según señala Arroyo ⁸, se reduce las deformaciones provocadas por el peso muerto de la roca debilitada, también se incluyen los tipos de fallas que son provocadas por la redistribución de los esfuerzos en la roca próxima a la excavación. También resalta que el objetivo del uso de pernos es obtener la estabilización de los bloques rocosos y/o las deformaciones de la superficie de la excavación, logrando reducir los desplazamientos no adecuados relativos de los

bloques de roca contiguas. Más que nada la función de los pernos de roca en roca masiva o levemente quebrantada y en rocas fracturadas, es obtener control en la estabilización de los bloques y cuñas rocosas que poseen potencial de inestabilidad. Por otra parte, si se habla de una roca estratificada sub-horizontal y roca no estratificada con un sistema dominante de discontinuidades sub horizontales, la función de los pernos es de resistir el desplazamiento relativo entre los estratos, con la finalidad de aumentar la rigidez de la viga estructural las cuales conforman y crean enlace entre los bloques tabulares, para minimizar la deflexión del techo. Logrando obtener el “efecto viga”. Más que nada este caso se produce en paredes paralelas a estratos o discontinuidades sub verticales, generando el denominado “efecto columna”, para disminuir el pandeo de los bloques tabulares. Es necesario mencionar que en este tipo de sistemas de sostenimiento se usa mallas metálicas, con el objetivo de la prevención de caídas de las rocas que están entre los pernos de roca, alcanzando el comportamiento de sostenimiento de la superficie de la roca; del mismo modo el trabajo de retención de trozos de roca caída desde la superficie ubicada entre los pernos interviniendo como en el sistema como aparato de seguridad; y como dispositivo de refuerzo del shotcrete. Existen dos tipos de mallas: la malla eslabonada y la malla electrosoldada.

- f) Método de sostenimiento con concreto: este tipo de sistema, hace uso del concreto, como elemento de sostén, para esto, el concreto debe contener los siguientes elementos: cemento, agregados, aditivos, agua y elementos de refuerzo, la aplicación se realiza neumáticamente y compactados activamente con velocidades altas en una superficie ⁸. El uso de la Tecnología *shotcrete*, que es el método más usado para este sistema, los procesos comprendidos son de mezcla seca y de mezcla húmeda. De modo que, al realizar el proceso de

mezcla seca, los componentes secos o ligeramente prehumedecidos, pasan por un proceso de agitación continua en una tolva. Así, es necesario utilizar el aire comprimido, el cuál es introducido a través de un tambor giratorio o caja de alimentación para transportar los materiales en un flujo continuo hacia la manguera de suministro y alimentación. También es necesario utilizar agua la cuál es introducida por una boquilla. En el proceso de mezcla húmeda, el concreto y agua pasan por el proceso de mezclado antes de ingresar a una unidad de bombeo de desplazamiento positivo, para luego esta mezcla pueda ser suministrada de forma hidráulica hacia la boquilla, al encontrarse en la boquilla la mezcla es añadida al aire con el fin de desplegar el material sobre la superficie rocosa, logrando obtener un producto final en caso de ser seco o húmedo sin distinciones. Cabe añadir que el sistema de mezcla seca usualmente es el más utilizado en la minería subterránea, porque usan maquinarias pequeñas y compactas, facilitando su movilidad al interior de la mina. Acerca del sistema de mezcla húmeda este tipo de sistema es adecuado cuando se realiza trabajos de alta producción, como en piques profundos o labores de avance de gran longitud además donde existe accesibilidad de operar la maquinaria de aplicación de concreto sobre una base más o menos continua.

2.2.2. Evaluación geomecánica

La geomecánica, en concepto de Cook ⁹, es el estudio de las características mecánicas de los suelos y las rocas (denominados materiales geológicos), también sirve para determinar su comportamiento, en función a los cambios de esfuerzos, presión, temperatura y otros parámetros ambientales. Así pues, como extiende su concepto el citado autor, la geomecánica es una ciencia relativamente nueva en tendencia ⁹.

2.2.3. Índice de designación de la calidad de la roca

Conocido también como Rock Quality Designation (RQD), el índice de designación de calidad de la roca es aquel encargado de medir el porcentaje de roca comúnmente clasificada como “buena” en un pozo. Inicialmente, este índice fue utilizado para realizar una descripción de la masa rocosa de forma cualitativa para lograr su determinación en caso sea favorable para realizar tunelización ¹⁰. También es usado para la cuantificación estándar y para realizar registros de núcleos de perforación. Está presente al momento de realizar clasificaciones de macizos rocosos, la ventaja de este índice radica en la simplicidad de su aplicación además que permite determinar las zonas donde se encuentren rocas de mala calidad, las cuáles afectan negativamente las estructuras construidas.

2.2.4. Procedimiento para la medición del índice de calidad de roca

El índice de calidad de roca, debe registrarse en el sitio cuando el núcleo se recupera debido a que puede pasar que algunas rocas se desintegren por el proceso de desecación, alivio del estrés o hinchazón, cuando pasa el tiempo; es recomendable que estas rocas sean medidas con el índice luego de 24 horas. En ese sentido, como sostiene Barrera ¹⁰, para la medición del índice de calidad, es necesario realizar una maniobra del sondeo o en la variación de litología, se recomienda que la maniobra no supere el 1.5 metros de longitud, además el diámetro mínimo de los testigos debe ser 48 mm. Para realizar la medición de la longitud del trozo del testigo se realiza sobre el eje medio y se toma en cuenta los fragmentos que tiene diámetro completo.

A. Medición de los fragmentos del testigo: la medición de los fragmentos de testigo, se realiza conforme la siguiente estructura:

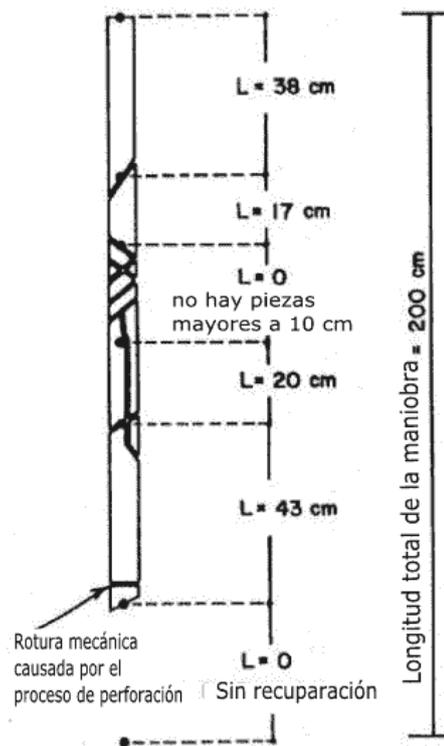


Figura 02. Procedimiento para la medida y cálculo del índice de calidad de roca.

Fuente: Barrera ¹⁰.

- Para realizar el cálculo del índice de calidad, es necesario considerar sólo los fragmentos o pedazos de testigo de material rocoso fresco, excluyendo aquellos que poseen grado de alteración y meteorización avanzada (a partir de grado IV), para estos es necesario considerar un índice de calidad de roca igual al 0 %.
- Además, se necesita medir la longitud de los fragmentos frescos mayores o iguales a 10 centímetros (100 mm), para luego ser sumados a la longitud total de los fragmentos.
- Las piezas de roca cuya formación se realizó por fracturas naturales (se da los casos de uniones, zonas de cizalla, planos de estratificación o planos de división que da como resultado superficies de separación) también son considerados para la estimación del índice.

- Las piezas del núcleo a cada lado de los saltos de núcleo ocasionado por el proceso de perforación se consideran como fragmentos juntos y se considerados como una sola pieza.

2.2.5. Fundamentos metodológicos de la investigación

Ahora bien, para el cálculo del índice de calidad de roca, es necesario obtener la suma total de las longitudes de los fragmentos de testigo mayores que 10 cm y esta medida se relaciona con la longitud total del tramo de perforación elaborado, mediante la siguiente expresión matemática que refiere Barrera ¹⁰.

$$RQD = \frac{\Sigma \text{ longitud de los trozos de testigo } > 10 \text{ cm}}{\text{longitud total}} \times 100$$

Figura 03. Fórmula para el cálculo del índice de calidad de roca.

Fuente: Barrera ¹⁰.

En ese sentido, la fórmula para el cálculo del índice de calidad, se realiza mediante la sumatoria de todos los tramos mayores a 10 cm sobre (divido) para la longitud total del tramo, es multiplicado por 100 para obtener el porcentaje %. Ahora bien, una vez obtenido el cálculo del índice, se procede a determinar la calidad de la roca, a continuación, se muestra la siguiente tabla a modo de referencia:

Tabla 02. Índice equivalente de calidad de roca.

Índice en %	Calidad de la roca
<25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Media
75-90	Buena
90-100	Muy buena

Fuente: Barrera ¹⁰.

2.2.6. Parámetros de RMR

El parámetro Rock Mass Rating (RMR), por sus siglas en inglés, fue desarrollado por Bieniawski hacia el año de 1989, y como señala Belandría ¹¹, “(...) consiste en un sistema de categorización de macizos rocosos para relacionar índices de calidad de rocas con parámetros de diseño y de sostenimiento de túneles”. En su objetivo este índice, mide la calidad del macizo rocoso en cada dominio estructural bajo los siguientes parámetros que se detallan a continuación ¹¹:

- 1) La capacidad de resistencia a la presión simple de la matriz rocosa.
- 2) El grado de fracturación del macizo rocoso.
- 3) El espaciado entre las discontinuidades.
- 4) Las condiciones específicas de las discontinuidades, el cual se fundamenta bajo los siguientes parámetros:
 - Hendidura de las caras de la discontinuidad.
 - Continuidad o permanencia de la discontinuidad.
 - Rugosidad.
 - Cambios de la discontinuidad.
 - Relleno de las discontinuidades.
- 5) Presencia de agua: en un macizo rocoso, se indica que su compartimento está influenciado por el agua, este criterio se puede describir como:
 - Completamente seco.
 - Húmedo.
 - Agua a presión moderada.
 - Agua a presión fuerte.
- 6) Orientación de las discontinuidades.

2.2.6.1. Cálculo del índice RMR:

Para el cálculo del índice RMR, se realiza la suma de las 5 variables o parámetros calculados, eso da como resultado un valor índice o llamado RMR básico. Luego, a la orientación de las discontinuidades respecto a la excavación que viene a ser el

parámetro 6. El valor del RMR está comprendido entre 0 a 100. En ese sentido, a referencia de Belandría ¹¹, los pasos a seguir son los siguientes:

A. Parámetro de resistencia de roca: el cálculo de resistencia de roca, se configura a partir de la siguiente tabla:

Tabla 03. *Índices equivalentes de resistencia de roca.*

DESCRIPCIÓN	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE (MPa)	ENSAYO DE CARGA PUNTUAL (MPa)	VALORACIÓN
Extremadamente dura	>250	> 10	15
Muy dura	100 - 250	4 - 10	12
Dura	50 - 100	2 - 4	7
Moderadamente dura	25 - 50	1 - 2	4
Blanda	5 -25		2
Muy blanda	1 - 5		1
	< 1	< 1	0

Fuente: Belandría ¹¹.

Además, para verificar el índice de resistencia, será necesario contrastarlo con el grafico de cálculo de compresión simple, como se muestra a continuación:

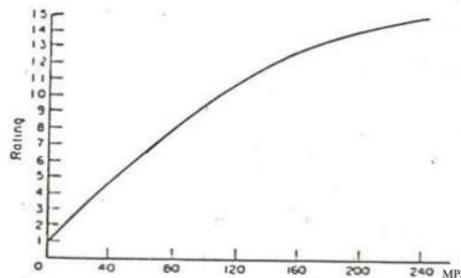


Figura 04. Gráfico del cálculo de resistencia de roca a la compresión simple.

Fuente: Belandría ¹¹.

B. Cálculo de la calidad de roca: aunque, ya hemos revisado su cálculo, por lo añadido por Belandría ¹¹, sería necesario añadir los componentes:

- Es necesario añadir un análisis de trozos de rocas testigos mayores de 10 cm obtenidos en sondeos.

- Número total de discontinuidades que se encuentren interceptando una unidad de volumen (1 m^3) del macizo rocoso, definido mediante el parámetro J_v .
 - Teóricamente a partir de la densidad de las discontinuidades o frecuencia de las discontinuidades (λ) por Hudson.
- C. Cálculo del parámetro de separación de discontinuidades:
Para clasificar la separación o el espaciamiento de las discontinuidades se muestra la tabla 04, según indica Belandría ¹¹:

Tabla 04. Descripción de discontinuidades.

DESCRIPCIÓN	ESPACIADO DE LAS JUNTAS	TIPO DE MACIZO ROCOSO	VALORACIÓN
Muy separadas	> 2 m	Sólido	20
Separadas	0,6 - 2 m.	Masivo	15
Moderadamente juntas	200- 600 mm.	En bloques	10
Juntas	60 - 200 mm.	Fracturado	8
Muy juntas	< 60 mm.	Machacado	5

Fuente: Belandría ¹¹.

De ese modo, para su cálculo, debemos de atender al siguiente gráfico:

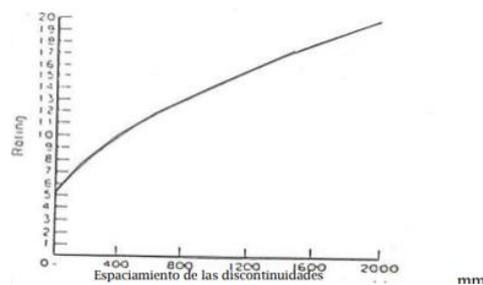


Figura 05. Gráfico de cálculo de discontinuidades.

Fuente: Belandría ¹¹.

- D. Cálculo para las condiciones de discontinuidades: para el cálculo de las condiciones de las discontinuidades halladas, se han de observar tres datos diferentes:
- Para las aberturas de las discontinuidades:

Tabla 05. *Valores de las aberturas de las discontinuidades.*

GRADO	DESCRIPCIÓN	SEPARACIÓN DE LAS CARAS	VALORACIÓN
1	Abierta	> 5mm	0
2	Moderadamente abierta	1 - 5 mm	1
3	Cerrada	0,1 - 1 mm	4
4	Muy cerrada	< 0,1 mm	5
5	Ninguna	0	6

Fuente: Belandría ¹¹.

- Para la continuidad o persistencia de las discontinuidades:

Tabla 06. *Valores de la continuidad o persistencia de las discontinuidades.*

GRADO	DESCRIPCIÓN	CONTINUIDAD	VALORACIÓN
1	Muy baja	< 1 m	6
2	baja	1 - 3 m	4
3	Media	3 - 10 m	2
4	Alta	10 - 20 m	1
5	Muy alta	> 20 m	0

Fuente: Belandría ¹¹.

- Para la rugosidad de las discontinuidades:

Tabla 07. *Valores de rugosidad de las discontinuidades.*

GRADO	DESCRIPCIÓN	VALORACIÓN
1	Muy rugosa	6
2	Rugosa	5
3	Ligeramente rugosa	3
4	Lisa	1
5	Plana (espejo de falla)	0

Fuente: Belandría ¹¹.

- Para el relleno de las discontinuidades:

Tabla 08. *Valores del relleno de las discontinuidades.*

GRADO	DESCRIPCIÓN	VALORACIÓN
1	Blando > 5 mm	0
2	Blando < 5mm	2
3	Duro > 5mm.	2
4	Duro < 5 mm	4
5	Ninguno	6

Fuente: Belandría ¹¹.

- Para la alteración de las discontinuidades:

Tabla 09. Valores de la alteración de las discontinuidades.

GRADO	DESCRIPCIÓN	VALORACIÓN
1	Descompuesta	0
2	Muy alterada	1
3	Moderadamente alterada	3
4	Ligeramente alterada	5
5	No alterada	6

Fuente: Belandría ¹¹.

2.3. Generalidades de la Unidad Minera Yauricocha

2.3.1. Ubicación

La Unidad Minera Yauricocha se encuentra geográficamente en el distrito de Alis, ubicada en la provincia de Yauyos, departamento de Lima, encontrándose a una altitud de 4,600 m.s.n.m., según muestra a continuación:

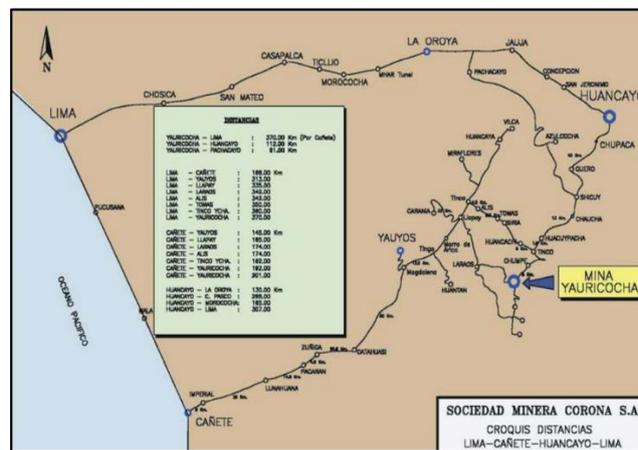


Figura 06. Ubicación geográfica de la Unidad Minera Yauricocha.

Fuente: Martínez ¹².

Ahora bien, de modo específico, las coordenadas de ubicación geográfica son 12° 18' L.S. y 75° 45' L.O., a 12 km al oeste de la Divisoria Continental y a 60 km al sur de la estación Pachacayo del FF.CC aproximadamente.,

también se encuentra en una de los afluentes del río Cañete, este a su vez desemboca al océano pacífico. La unidad minera Yauricocha tiene una altitud de 4,600 m.s.n.m. ubicada en un valle en U de origen glacial, con dirección E - NE. Existen tres lagunas cercanas al área de la mina, la laguna Yauricocha, la laguna Oñascocha y la laguna Acocochoa.

2.3.2. Accesibilidad

Para poder acceder a la mina, se tiene los siguientes espacios o vías:

Tabla 10. *Rutas de acceso a la Unidad Minera Yauricocha.*

	Vías de acceso	Distancia
Ruta 1	Lima - La Oroya - Pachacayo - Yauricocha	330 Km.
Ruta 2	Lima - La Oroya - Huancayo - Yauricocha	421 Km.
Ruta 3	Lima - Cañete - Yauricocha	369 Km.
Ruta 4	Huancayo - Chaucha - Yauricocha	144 Km.

Fuente: elaboración propia.

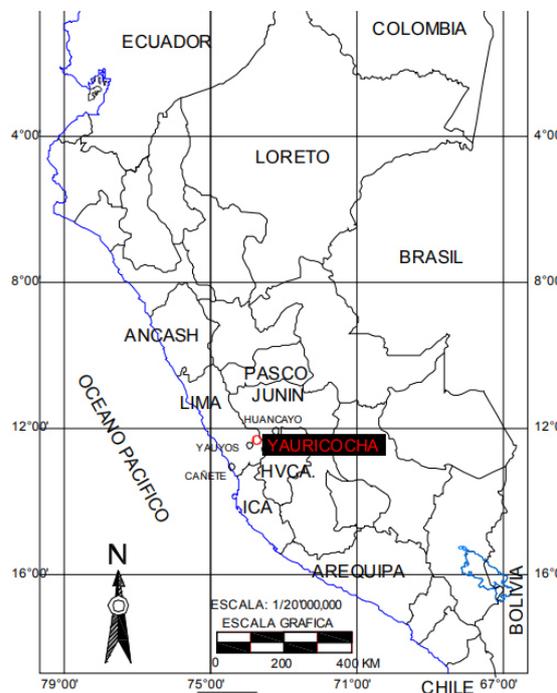


Figura 07. Plano de acceso a la Unidad Minera Yauricocha.

Fuente: Del Castillo ¹³.

2.3.3. Clima y vegetación

La unidad minera está ubicada en la región Puna, por lo cual el clima se caracteriza por ser frío y seco. La estación fría y seca se da entre los meses de mayo y octubre, y el periodo de lluvias (húmedo) se presenta entre los meses de noviembre a abril. También se presenta durante la poca húmeda lluvias, nieve o granizo generalmente en la tarde o noche. El espesor de la nieve puede llegar a 15 cm. En la estación seca, a lo largo del día la temperatura es variante, ya que en el día la temperatura puede llegar a 15 °C y en las noches puede descender por la presencia de heladas a temperaturas próximas a los 0 °C.

2.3.4. Relieve

El distrito de Yauricocha es empinado, tipo alpina y la erosión pliocénica de la superficie es visiblemente identificable del ondulado campo abierto al norte-este de la división continental, por otro lado, al sur-oeste, el espacio se divide por profundos valles y grandes cañones y también se observan reliquias de la erosión las cuales se hallan marcadas por picos de un de aproximadamente un promedio de 5,200 m de altura.

Al sur-oeste de la división continental, se encuentran los valles más altos que corresponden al levantamiento "Chacra", las cuales se encuentran bien marcadas. Inferiores a los 3,500 m, el cañón presenta grandes gargantas profundas, las cuales algunas de ellas tienen miles de metros de depresión.

2.3.5. Geología regional

Los estratos más antiguos expuestos en Yauricocha, son las areniscas Goyllarisquizga del cretácico inferior. Aquellas también están presentes en La Oroya, Morococha, Tarma, Pachacayo, Chaucha, etc., El espesor es de aproximadamente 300 m y están formados de areniscas gruesas, blancas a plumizas, bandeadas en ocasiones con lutitas carbonáceas, también de vetillas de carbón de mala calidad y arcilla. Tienen intercalaciones de caliza

de buena calidad en sus extremos superior e inferior. Relacionado con la serie Goyllarisquizga sobreyace las calizas Mchay del cretáceo medio. La cuál tiene espesor de 700 metros aproximadamente. Cercanos al contacto con la arenisca inferior, existe la presencia de lutitas delgadas carbonáceas interbandeadas con las calizas. Aquellos estratos están sucedidos por lentes discontinuos de calizas marrones a grises, en ocasiones con horizontes lutáceos y silíceos de unos 6 m de espesor.

En esta zona, las pseudo-brechas de origen sedimentario tiene presencia común, así como también sills de basalto. La formación Celendín de edad santoniana sobreyace concordante a las calizas Machay con un espesor de 400 metros aproximadamente. Consiste en lutitas silicificadas finamente interestratificadas con caliza recristalizada. Sobreyace concordante a la formación Celendín, las capas rojas Casapalca del cretácico superior y terciario inferior. El espesor aproximado es de 2,000 metros de las capas rojas. Están compuestos principalmente por lutitas, lodolitas, y areniscas de colores predominantemente rojizos, intercalados con bancos conglomerádicos y capas de caliza gris blanca o amarillenta.

2.3.6. Geología estructural

Se hace evidente la erosión pliocénica de la superficie en el ondulado campo abierto al NE de la divisoria continental, mientras que, al suroeste, a pesar de que el terreno se encuentra dividido por profundos valles y cañones, las reliquias de la erosión superficial se hallan marcadas por cuya altura promedio es de 5000 m.s.n.m. Al suroeste de la divisoria continental, los valles altos pertenecientes al levantamiento "Chacra" de D. Mc Laughlin se encuentran bien marcados. Descendiendo de los 3,400 m.s.n.m. el "Cañón" o último gran periodo de levantamiento tiene gargantas profundas que presentan profundidad de miles de metros. Los valles arriba de los 4,000 m muestran los efectos de la glaciación pleistocénica. Morrenas laterales y terminales, valles en forma de "U", valles colgados y lagunas excavadas por glaciares se localizan bien desarrollados.

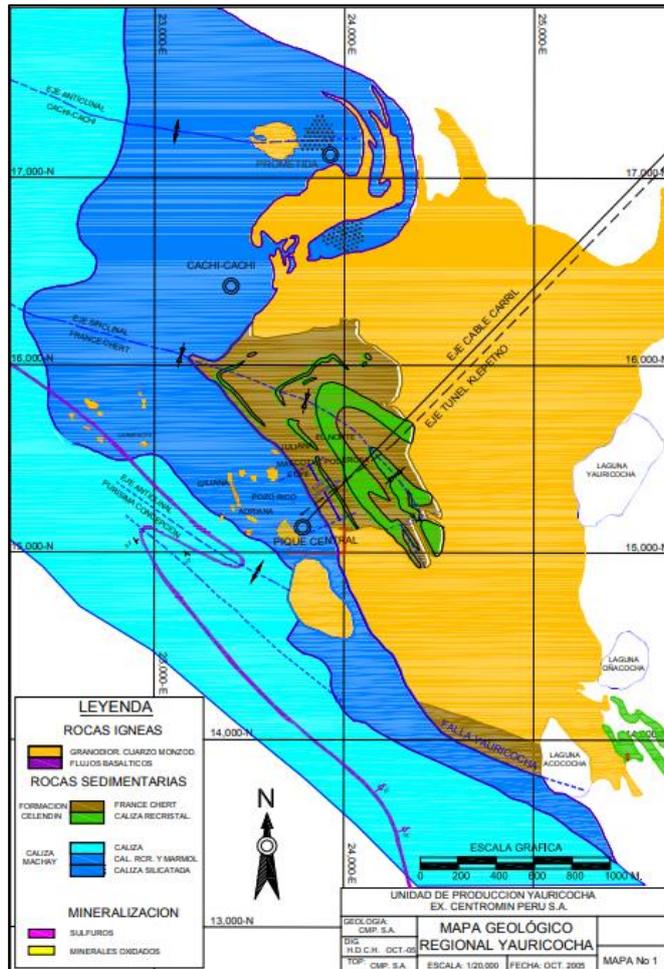


Figura 08. Mapa geológico de la Unidad Minera Yauricocha.

Fuente: Del Castillo ¹³.

2.3.7. Mineralización

La mineralización en la Unidad Minera Yauricocha está constituido primordialmente por piritita, cuarzo, enargita, calcopiritita, bornita, covelita en el núcleo y parte central de los cuerpos; y masas sueltas de piritita friable, galena, esfalerita conjuntamente con calcopiritita en una ganga de calizas, arcilla y cuarzo en la periferia. Asimismo, la presencia de oro (Au) nativo se halla coligado a dichos sulfuros.

a) Principales sulfuros:

- Pirita: Consiste en un mineral de textura desmenuzable a porosa y masiva, la cual puede diferenciarse hasta en 5 tipos que son 5 estados diferentes de formación.
- Marcasita: En la unidad minera Yauricocha se han identificado la existencia de tres tipos de marcasita las cuales se pueden diferenciar como calcopirita, galena y esfalerita.
- Enargita: Representa el mineral de cobre más abundante de la Unidad Minera Yauricocha, se halla en trozos irregulares y en abundante masa conjuntamente con cuarzo y pirita.
- Calcopirita: es el mineral de cobre más abundante después de la enargita. Se halla remplazando gravas de caliza brechada, junto al cuarzo friable y pirita, o también de relleno de pequeñas cavidades, está asociada a oro nativo.
- Bornita: Este mineral está relacionado con la calcopirita y en menor grado con la enargita.
- Covelita: Este mineral se encuentra dentro de la bornita, integrando solución sólida o en intercrecimiento laminar pequeño.
- Tetrahedrita y tenantita: Los cristales pequeños de estos minerales son abundantes en la periferia de los cuerpos de enargita, como en los cuerpos mineralizados aledaños al stock intrusivo central y sur medio.
- Galena: Se encuentra esparcida en pirita y en caliza eskarnizada; siempre está relacionada con la chalcopirita y esfalerita.
- Esfalerita: Constituye es el mineral más cuantioso, la arcilla, pirita y galena tienen relación con la esfalerita mayormente en la periferia de los cuerpos mineralizados.
- Geocronita: Este mineral se encuentra se presenta en los niveles altos de la mina asociada a la galena, esfalerita, tetrahedrita y cuarzo; en forma de relleno de fracturas y clivajes de la esfalerita.

b) Minerales de ganga:

- Cuarzo: El cuarzo es el mineral de mayor cantidad en los cuerpos mineralizados.

- Especularita y siderita: Tienen presencia con la caliza y vetas en intrusivo en mina éxito e ipillo.
- Calcita: se localizan en vetillas asociada con cuarzo y esfalerita.
- Fluorita: mineral asociado con la esfalerita y galena dentro de los cuerpos de Pb - Zn.
- Baritina: se le encuentra en la periferia de los cuerpos de Pb - Zn emplazadas en la zona de menor temperatura.
- Magnetita: se encuentra principalmente en los cuerpos cuye, catas y muy escasamente en Antacaca, y en los niveles profundos (niveles 770 hasta el 1020), reconocido con perforaciones diamantinas, la magnetita se encuentra asociada con pirita y calcopirita.

2.3.8. Descripción del tajo

La zona de profundización como ya se mencionó anteriormente se comenzó a trabajar mediante el método de corte y relleno, debido al cambio de formación del macizo rocoso, para esto se hace una evaluación para poder continuar previo al trabajo. Actualmente la explotación de mineral se produce en zonas de terreno inestable pero abarcado con mucha seguridad, mediante método por hundimientos, en zona de profundización es poco la explotación debido al amplio estudio que se requiere y por seguridad.

2.3.9. Características del tajo 337

- Sección del tajo: 3.5 x 3.5 m.
- Longitud del tajo: 2.7 km.

2.4. Definición de términos

- Geomecánica: Es el estudio de las características mecánicas de los suelos y las rocas (denominados materiales geológicos), también sirve para determinar su comportamiento, en función a los cambios de esfuerzos, presión, temperatura y otros parámetros ambientales ⁹.

- RMR: “Consiste en un sistema de categorización de macizos rocosos para relacionar índices de calidad de rocas con parámetros de diseño y de sostenimiento de túneles” ¹¹.
- Roca: Constituye una unidad de roca, aquella que después de un proceso magmático contiene un recurso mineral. Y pasan por un proceso de cristalización por haber sido inyectadas por soluciones magmáticas formando concentraciones minerales.
- Sostenimiento: el sostenimiento en la minería subterránea, se define como la sistematización de procedimientos y materiales aplicados para mejorar la estabilidad del macizo rocoso ¹.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1. Método, tipo y nivel de la investigación

3.1.1. Métodos de la investigación

Para el desarrollo del estudio se utilizó como método general el científico, el cual “es el método por el cual se explican fenómenos para lograr establecer relaciones entre los hechos para obtener leyes que brinden explicación a los fenómenos físicos del mundo, además de permitir enriquecer conocimientos, aplicaciones útiles al hombre; motivo por el que el presente método se utilizó en la presente investigación” ¹⁴.

3.1.2. Tipo de la investigación

“La efectiva aplicación de la teoría en la realidad, en el caso particular, aplicar los postulados teóricos del impuesto predial y las finanzas de la municipalidad, a través del trabajo de campo que se desarrollará” ¹⁵, por tanto, la investigación se asoció con el tipo aplicado de investigación, la cual tiene como característica resaltante la aplicación o utilización de los conocimientos que se adquieren en un entorno práctico. Cabe resaltar que la investigación práctica tiene vínculo con la investigación básica debido a que es necesario un marco teórico. En la investigación aplicada o empírica, el interés de la investigación es la aplicación y consecuencias en el entorno práctico” ¹⁶.

3.1.3. Nivel de la investigación

El nivel de la presente investigación fue de carácter descriptivo - explicativo, ya que “se encarga de dar a conocer mediante registros, análisis e interpretación de la naturaleza actual las características y la estructura o proceso de los fenómenos. El enfoque se hace sobre conclusiones dominantes o sobre grupo de personas, grupo o cosas, en el tiempo presente” ¹⁷.

3.2. Diseño de la investigación

El diseño de investigación para el estudio correspondió al de tipo cuasi experimental. Ello porque el investigador no manipuló deliberada o intencionalmente las variables. De la misma forma, al haberse tomado los datos en un determinado momento corresponde al transversal o transeccional.

3.3. Población y muestra

3.3.1. Población

Para la población para la investigación se cotejaron los tajeos en profundización: 0337 y 6371 en explotación obtenidos por el método corte y relleno ascendente, teniendo acceso por la rampa basculante, ubicado en el piso 0 del nivel 1170 de la zona V del cuerpo Mascota de la Unidad Minera Yauricocha.

3.3.2. Muestra

La muestra para la investigación fue no probabilística por consiguiente no aleatoria y está conformada por el tajeo en profundización 0337.

3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Las técnicas de investigación que se aplicaron corresponden al análisis documental, la entrevista y la observación.

- El análisis documental: “Esta técnica involucra la revisión de documentos, para posteriormente ser descritos y sistematizados para ayudar a describir sucesos o hechos” ¹⁸.
- La entrevista: “Constituye una técnica de recolección que, mediante la conversación de dos o más personas se realiza preguntas estructuras dependiendo al tema de conversación y finalidad.” ¹⁹.
- La observación: “es un proceso sistematizado con el objetivo de recoger información primaria sobre el objeto que, en interés del investigador, es decir lograr la descripción del fenómeno investigado” ²⁰.

Se aprovechó la información recopilada sobre estudios geomecánicos en la Unidad Minera Yauricocha para contrastar la hipótesis propuesta, se desarrolló una investigación aplicada con el fin de proponer alternativas de sostenimiento por el método de corte y relleno ascendente, tajeo 0337, RP basculante, piso 0, nivel 1170, zona V, cuerpo mascota, también se revisaron las fuentes bibliográficas (libros, informes de tesis, revistas, etc.). Se realizó observaciones de modo que se alcanzaron conclusiones con fundamentos teóricos referentes al tema de investigación.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Análisis de la influencia de las propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta para determinar el tipo de sostenimiento

4.1.1. Descripción petrográfica del macizo rocoso

La granodiorita es una roca plutónica compuesta principalmente por cuarzo, plagioclasas (normalmente oligoclasa o andesina), feldespato potásico en un porcentaje subordinado a la plagioclasas y como máficos más frecuentes y anfíbol. El índice de color de esta roca (5 - 25 %) suele ser ligeramente superior al del monzogranito.



Figura 09. Roca granodiorita de la Unidad Minera Yauricocha.

Fuente: cotejo propio de la UM.

4.1.2. Descripción macroscópica

- Tipo de roca: ígnea plutónica.
- Tamaño de grano: fanerítica.
- Textura: fina.
- Composición: Este mineral está compuesto por cuarzo y feldespato pero esta contiene el doble de plagioclasas que de ortoclasa (ambos minerales son tipos de feldespato).
- Color: gris oscuro, gris intermedio.

4.1.3. Descripción microscópica

- Grado de cristalización o cristalinidad (holocristalina):

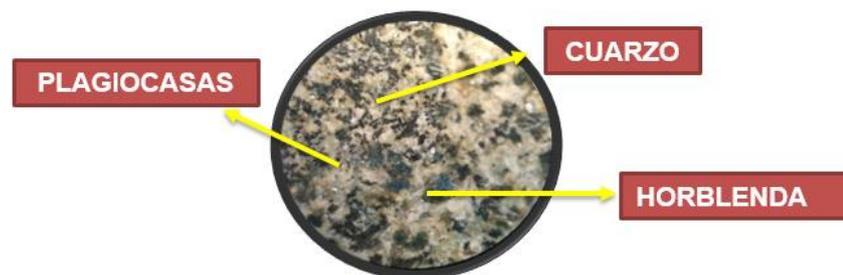


Figura 10. Cristalización de la roca granodiorita.

Fuente: elaboración propia.

- Tamaño de los cristales (fanerítica):

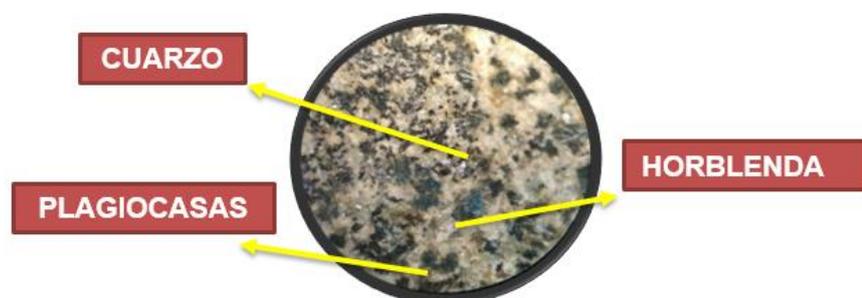


Figura 11. Tamaño de los cristales de la roca granodiorita.

Fuente: elaboración propia.

- Forma de los cristales (subhedralas todas):

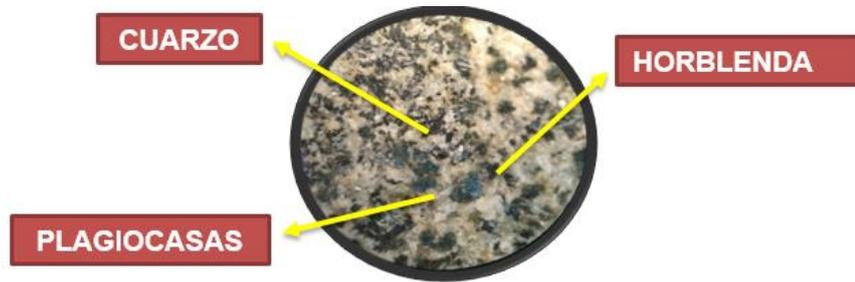


Figura 12. Forma de cristales de la roca granodiorita.

Fuente: elaboración propia.

- Relaciones mutuas de los cristales (inequigranular):

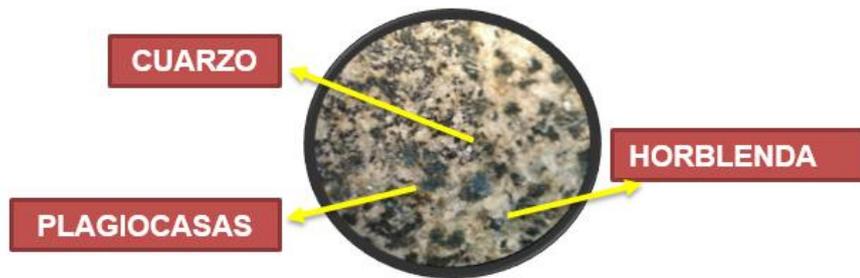


Figura 13. Relación de cristales de la roca granodiorita.

Fuente: elaboración propia.

- Según el contenido mineralógico o de sílice (intermedia):

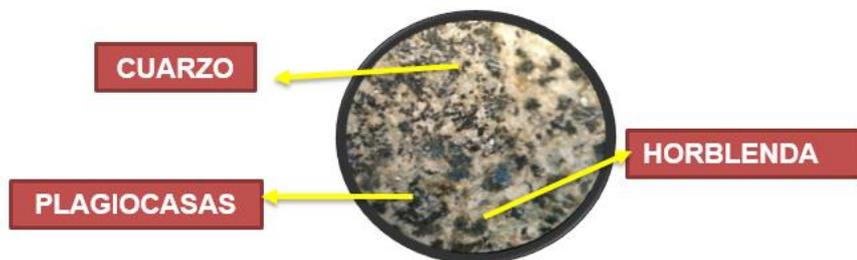


Figura 14. Dureza de la roca granodiorita.

Fuente: elaboración propia.

- Según el contenido de minerales ferromagnesianos (intermedia):

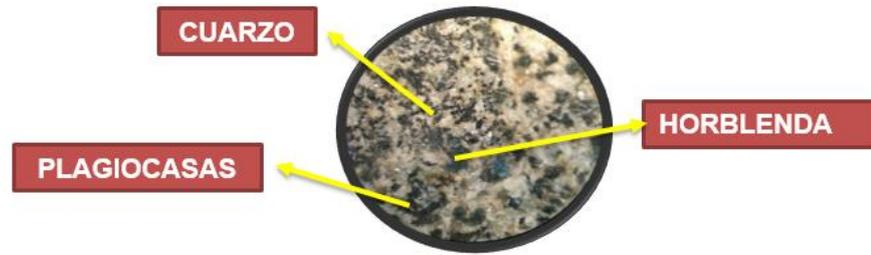


Figura 15. Dureza de la roca por minerales granodiorita.

Fuente: elaboración propia.

En general de acuerdo a los productos de alteración, se produce asociaciones mineralógicas que se distribuyen en franjas o zonas concentradas alrededor del yacimiento. La característica distintiva de cada tipo de franja es una determinada asociación mineralógica que manifiesta el grado de intensidad de la alteración que afectó a la roca de caja, desde el yacimiento hasta la roca no alterada en la periferia del sistema. De acuerdo al tipo de alteración un determinado mineral petrográfico puede sufrir cambios hasta llegar a formar otro tipo de mineral como por ejemplo unas plagioclasas puede resultar como epidota y/o calcita.

4.2. Discusión de resultados

4.2.1. Fundamento teórico de las propiedades físicas

- Contenido de agua o humedad: es la cantidad de agua contenida en el suelo, las rocas, la cerámica o la madera medida sobre la base de análisis volumétricos o gravimétricos. Esta propiedad se utiliza en una amplia gama de áreas científicas y técnicas y se expresa como una proporción que puede ir de 0 (completamente seca) hasta el valor de la porosidad de los materiales en el punto de saturación.
- Grado de saturación: la saturación de una formación es la fracción de su volumen poroso que ocupa el fluido en consideración. Esta es una propiedad muy interesante e importante. La saturación de una roca de almacenamiento puede variar desde el 100 % hasta valores pequeños, pero nunca hasta cero.

- Porosidad: es una medida de la capacidad de almacenamiento de fluidos que posee una roca y se define como la fracción del volumen total de la roca que corresponde a espacios que pueden almacenar fluidos.
- Relación de vacíos: es una relación entre: el volumen de espacios vacíos, y el volumen de las partículas sólidas en una masa de suelo. Su valor puede ser menor a 1, y puede alcanzar valores muy altos.
- Densidad "BULK" másica: la densidad se define la relación entre la masa de la roca y su volumen. Además, la densidad de la roca es proporcional a su dureza, pero no guarda una relación con su durabilidad y con su existencia.
- Gravedad específica: relación del peso de un volumen dado de un material, con el peso de igual volumen de otra sustancia usada como estándar. Para sólidos y líquidos, el estándar es usualmente el agua ($H_2O = 1$) y para gases el estándar es el aire ($Air = 1$).

4.2.2. Prueba de hipótesis

- Extracción de la muestra: esta etapa se realiza con la toma de muestra obtenida del campo para ser analizada en el laboratorio de la Escuela Académica Profesional de Ingeniería de Minas.
- Corte de la muestra: el corte se realizó con el equipo de corte (petrotomo), donde después de demarcar se procede a cortar en 3 partes/trozos de aproximadamente 50 gr c/u. que son necesarias para realizar los análisis.



Figura 16. Equipo petrotomo.

Fuente: propia.

- Muestras extraídas: la muestra debe ser representativa y estar conformado por 3 trozos de roca de geométrica irregular o regular.



Figura 17. Muestra de roca granodiorita 1.

Fuente: propia.



Figura 18. Muestra de roca granodiorita 2.

Fuente: propia.



Figura 19. Muestra de roca granodiorita 3.

Fuente: propia.

- Determinación de sus masas: limpiar para eliminar el polvo que se encuentre adherido a la muestra y luego se pesa determinando (M).



Figura 20. Cálculo del peso en balanza electrónica.

Fuente propia.

- Determinación del volumen: se sumerge en el recipiente con agua por un periodo de por lo menos una hora, agitándola periódicamente de tal manera que se remueva el aire atrapado en la roca.



Figura 21. Determinación de volumen de las muestras.

Fuente: propia.

- Determinación de la masa sumergida: la muestra se coloca en una canasta de inmersión y se determina la masa (M_{sub}).
- Determinación de la masa saturada: se retira del baño de inmersión y se seca superficialmente con un paño húmedo, teniendo cuidado de retirar solo el agua superficial y no se pierdan fragmentos de roca, se pesa obteniendo (M_{sat}).



Figura 22. Masa saturada de las muestras.

Fuente: propia.

- Colocado al horno: la muestra es colocada dentro de un recipiente limpio y seco e introducido en el horno a una temperatura de 105°C. Se seca por un día y luego se pesa la muestra obteniendo Ms.
- Determinación de la masa seca: la muestra luego de ser saca del horno se le pone en la balanza para saber su masa.



Figura 23. Masa saturada de las muestras 2.

Fuente: propia.

4.2.3. Determinación de las propiedades físicas de la roca

4.2.3.1. Muestra 1:

Cálculos de la práctica de laboratorio:

- Datos obtenidos en el laboratorio:

Tabla 11. *Masa obtenida de la primera muestra.*

MUESTRA 1 SECO		
	Kg	g
MSATURADO	0.51275	512.75
MROCA	0.51266	512.66
MSECO	0.51007	150.16
MSUMERGIDA	0.32797	327.97

Fuente: elaboración propia.

- Volumen obtenido:

Tabla 12. *Volumen obtenido de la primera muestra.*

VOLUMEN		
	m ³	ml
Volumen	0.0002	200

Fuente: elaboración propia.

- Densidad del agua:

$$V = \frac{M_{\text{sat}} - M_{\text{sumer}}}{\rho_w}$$

$$\rho_w = \frac{M_{\text{sat}} - M_{\text{sumer}}}{V}$$

$$\rho_w = \frac{0,51275 - 0,32797}{0,0002}$$

$$\rho_w = 915.25 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

- Volumen de vacíos:

$$V_v = \frac{M_{\text{sat}} - M_{\text{sec}}}{\rho_w}$$

$$V_v = \frac{0,51275 - 0,51007}{915,25}$$

$$V_v = 2.928161704 \times 10^{-6} \text{m}^3$$

- Contenido de agua o humedad:

$$w = \frac{W_w}{M_s} (100\%)$$

De donde:
 W=contenido de agua o humedad
 Mw=masa de agua
 Ms=masa de suelo

$$\omega = \frac{0,51266 - 0,51007}{0,507777} \times 100 \%$$

$$\omega = 0,50777 \%$$

- Grado de saturación:

$$S_r = \frac{V_w}{V_v} (100\%)$$

De donde:
 Sr=grado de saturación
 Vw=volumen de agua
 Vv=volumen de vacío

$$S_r = \frac{(V_{total} - V_v)}{V_v} \times 100 \%$$

$$S_r = \frac{(0,0002 - 2,928161 \times 10^{-6})}{2,928 \times 10^{-6}} \times 100 \%$$

$$S_r = 6730,223 \%$$

- Porosidad:

$$n = \frac{V_v}{V} (100\%)$$

De donde:
 n = porosidad
 Vv = volumen de vacíos
 V = volumen de la muestra

$$n = \frac{2,028161 \times 10^{-6}}{0,0002}$$

$$n = 1,46408 \%$$

- Absorción:

$$\text{Absorción} = \frac{(M_{sat} - M_{seco})}{M_{seco}} \times 100$$

$$\text{Absorción} = \frac{(0,51275 - 0,51007)}{0,51007} \times 100$$

$$\text{Absorción} = 0,52542 \%$$

- Volumen de roca:

$$V_{roca} = V - V_v$$

$$V_{roca} = 0,0002 - 2,9281 \times 10^{-6}$$

$$\mathbf{V_{roca} = 1,970718 \times 10^{-4} m^3}$$

- Relación de vacíos:

$$e = \frac{V_v}{V_s} (100\%)$$

⇒

De donde:
 e = porosidad
 V_v = volumen de vacíos
 V_s = volumen del suelo

$$e = \frac{2,928161 \times 10^{-6}}{1,97071 \times 10^{-4}}$$

$$\mathbf{e = 0,01485835}$$

- Densidad másica "BULK":

$$\rho = \frac{M_{roca}}{V}$$

$$\rho = \frac{0,51266}{0,0002}$$

$$\mathbf{\rho = 2563,3 \frac{kg}{m^3}}$$

- Densidad seca:

$$\rho_d = \frac{M_{seca}}{V_{roca}}$$

$$\rho_d = \frac{0,51007}{1,97071 \times 10^{-4}}$$

$$\mathbf{\rho_d = 2588,244 \frac{kg}{m^3}}$$

- Densidad de sólidos:

$$\rho_s = \frac{M_{roca}}{V_{roca}}$$

$$\rho_s = \frac{0,51266}{1,97071 \times 10^{-4}}$$

$$\rho_s = 2601,3869 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

- Gravedad específica:

$$G_s = \frac{\rho}{\rho_w}$$

→

De donde:

G_s = gravedad específica

ρ = densidad

ρ_w = densidad del agua

$$G_s = \frac{2563,3}{915,25}$$

$$G_s = 2,80065$$

4.2.3.2. Muestra 2:

- Datos obtenidos en el laboratorio:

Tabla 13. Masa obtenida de la segunda muestra.

MUESTRA 2 SATURADO		
	Kg	g
MSATURADO	0.55212	552.21
MROCA	0.55148	551.48
MSECO	0.54962	549.62
MSUMERGIDA	0.35387	353.87

Fuente: elaboración propia.

- Volumen obtenido:

Tabla 14. Volumen obtenido de la segunda muestra.

VOLUMEN		
	m ³	ml
Volumen	0.000212	2.12

Fuente: elaboración propia.

- Densidad del agua:

$$V = \frac{M_{\text{sat}} - M_{\text{sumer}}}{\rho_w}$$

$$\rho_w = \frac{M_{\text{sat}} - M_{\text{sumer}}}{V}$$

$$\rho_w = \frac{0,55212 - 0,35387}{0,000212}$$

$$\rho_w = 935.1415 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

- Volumen de vacíos:

$$V_v = \frac{M_{\text{sat}} - M_{\text{sec}}}{\rho_w}$$

$$V_v = \frac{0,55212 - 0,54462}{935,14151}$$

$$V_v = 2,673392 \times 10^{-6} \text{m}^3$$

- Contenido de agua o humedad:

$w = \frac{w_w}{M_s} (100\%)$

⇒

De donde:

W=contenido de agua o humedad

Mw=masa de agua

Ms=masa de suelo

$$\omega = \frac{0,55148 - 0,54962}{0,338416} \times 100\%$$

$$\omega = 0,338416 \%$$

- Grado de saturación:

$$S_r = \frac{V_w}{V_v} (100\%)$$

De donde:
 Sr=grado de saturación
 Vw=volumen de agua
 Vv=volumen de vacío

$$S_r = \frac{(V_{total} - V_v)}{V_v} \times 100 \%$$

$$S_r = \frac{(0,000212 - 2,67339 \times 10^{-6})}{2,673392 \times 10^{-6}} \times 100\%$$

Sr = 7830,000005 %

- Porosidad:

$$n = \frac{V_v}{V} (100\%)$$

De donde:
 n = porosidad
 Vv = volumen de vacíos
 V = volumen de la muestra

$$n = \frac{2,6733921 \times 10^{-6}}{0,000212}$$

n = 1,26103%

- Absorción:

$$\text{Absorción} = \frac{(M_{sat} - M_{seco})}{M_{seco}} \times 100$$

$$\text{Absorción} = \frac{(0,55212 - 0,54962)}{0,54962} \times 100$$

Absorción = 0.4548597 %

- Volumen de roca:

$$V_{roca} = V - V_v$$

$$V_{roca} = 0,000212 - 2,67339218 \times 10^{-6}$$

Vroca = 2,093266078 x 10⁻⁴m³

- Relación de vacíos:



$$e = \frac{2,67339218 \times 10^{-6}}{2,093266078 \times 10^{-4}}$$

$$e = 0,0127714$$

- Densidad másica "BULK":

$$\rho = \frac{M_{roca}}{V}$$

$$\rho = \frac{0,55148}{0,000212}$$

$$\rho = 2601,320755 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

- Densidad seca:

$$\rho_d = \frac{M_{seca}}{V_{roca}}$$

$$\rho_d = \frac{0,54962}{2625,65606 \times 10^{-4}}$$

$$\rho_d = 2625,65706 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

- Densidad de sólidos:

$$\rho_s = \frac{M_{roca}}{V_{roca}}$$

$$\rho_s = \frac{0,55118}{2,09324 \times 10^{-4}}$$

$$\rho_s = 2634,543242 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

- Gravedad específica:

$$G_s = \frac{\rho}{\rho_w}$$

De donde:

- G_s = gravedad específica
- ρ = densidad
- ρ_w = densidad del agua

$$G_s = \frac{2601,320755}{93514151}$$

$$G_s = 2,78174$$

4.2.3.3. Muestra 3:

- Datos obtenidos en el laboratorio:

Tabla 15. *Masa obtenida de la tercera muestra.*

MUESTRA 3 SUELO		
	Kg	g
MSATURADO	0.91809	918.09
MROCA	0.14237	142.37
MSECO	0.91825	918.25
MSUMERGIDA	0.59088	590.88

Fuente: elaboración propia.

- Volumen obtenido:

Tabla 16. *Volumen obtenido de la tercera muestra.*

VOLUMEN		
	m ³	ml
Volumen	0.00037	37.0

Fuente: elaboración propia.

- Densidad del agua:

$$V = \frac{M_{sat} - M_{sumer}}{\rho_w}$$

$$\rho_w = \frac{M_{sat} - M_{suer}}{V}$$

$$\rho_w = \frac{0,91809 - 0,59088}{0,00037}$$

$$\rho_w = 88.35135 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

- Volumen de vacíos:

$$V_v = \frac{M_{sat} - M_{sec}}{\rho_w}$$

$$V_v = \frac{0,91827 - 0,91375}{88,35135}$$

$$V_v = 5,11109 \times 10^{-6} \text{m}^3$$

- Contenido de agua o humedad:

$$w = \frac{W_w}{M_s} (100\%)$$

De donde:
W=contenido de agua o humedad
Mw=masa de agua
Ms=masa de suelo

$$\omega = \frac{0,91809 - 0,91375}{0,91375} \times 100\%$$

$$\omega = 0,47497 \%$$

- Grado de saturación:

$$S_r = \frac{V_w}{V_v} (100\%)$$

De donde:
Sr=grado de saturación
Vw=volumen de agua
Vv=volumen de vacío

$$S_r = \frac{(V_{total} - V_v)}{V_v} \times 100 \%$$

$$S_r = \frac{(0,00037 - 5,11109 \times 10^{-6})}{5,11109 \times 10^{-6}} \times 100\%$$

$$S_r = 7139,16034 \%$$

- Porosidad:

$$n = \frac{V_v}{V} (100\%)$$

De donde:
 n = porosidad
 Vv = volumen de vacíos
 V = volumen de la muestra

$$n = \frac{5,11109 \times 10^{-6}}{0,00037}$$

$$n = 1,38138\%$$

- Absorción:

$$\text{Absorción} = \frac{(M_{\text{sat}} - M_{\text{seco}})}{M_{\text{seco}}} \times 100$$

$$\text{Absorción} = \frac{(0,91827 - 0,913775)}{0,91375} \times 100$$

$$\text{Absorción} = 0.49466 \%$$

- Volumen de roca:

$$V_{\text{roca}} = V - V_v$$

$$V_{\text{roca}} = 0,00037 - 5,11109 \times 10^{-6}$$

$$V_{\text{roca}} = 3,64889 \times 10^{-4} \text{ m}^3$$

- Relación de vacíos:

$$e = \frac{V_v}{V_s} (100\%)$$

De donde:
 e = porosidad
 Vv = volumen de vacíos
 Vs = volumen del suelo

$$e = \frac{5,11109 \times 10^{-6}}{3,64889 \times 10^{-4}}$$

$$e = 0,01401$$

- Densidad másica "BULK":

$$\rho = \frac{M_{roca}}{V}$$

$$\rho = \frac{0,91809}{0,00037}$$

$$\rho = 2643 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

- Densidad seca:

$$\rho_d = \frac{M_{seca}}{V_{roca}}$$

$$\rho_d = \frac{0,91809}{3,64889 \times 10^{-4}}$$

$$\rho_d = 2504,18621 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

- Densidad de sólidos:

$$\rho_s = \frac{M_{roca}}{V_{roca}}$$

$$\rho_s = \frac{0,91375}{3,64889 \times 10^{-4}}$$

$$\rho_s = 2516,08023 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

- Gravedad específica:

$$G_s = \frac{\rho}{\rho_w}$$



De donde:

G_s = gravedad específica

ρ = densidad

ρ_w = densidad del agua

$$G_s = \frac{2645,48649}{884,33135}$$

$$G_s = 2,98918$$

4.2.3.4. Resumen de los resultados de las muestras:

Tabla 17. *Resultados de las muestras analizadas.*

Muestra inicial	Muestra 1	Muestra 2	Muestra 3
M roca	0.51275 kg	0.55148 kg	918.09 kg
Muestra sacada del horno	Muestra 1	Muestra 2	Muestra 3
M seca	0.51007 kg	0.54962 kg	0.91375 kg
Muestra mojada (1h)	Muestra 1	Muestra 2	Muestra 3
M.sat.	0.51275 kg	0.55212 kg	0.91827 kg
Muestra en la rejilla	Muestra 1	Muestra 2	Muestra 3
M.sum.	0.327973 kg	0.353873 kg	0.59088 kg

Fuente: elaboración propia.

4.2.3.5. Diagrama de tres fases de la roca:

Tabla 18. *Resumen de las propiedades físicas de las muestras.*

	Muestra 1	Muestra 2	Muestra 3
V	0,0002 m ³	0,000212 m ³	0.00037 m ³
pw	915.25 kg/m ³	935.1415 kg/m ³	88.35135 kg/m ³
Vv	2.928161 x 10 ⁻⁶ m ³	2.673392 x 10 ⁻⁶ m ³	5.11109x10 ⁻⁶ m ³
ω	0,5077734 %	0,338416 %	0.47497 %
Sr	6730.223882 %	7830.0000 %	7139.16034 %
N	1.46408 %	1,26103 %	1.38138 %
ρd	2588.24448 k/m ³	2625,657606 kg/m ³	2504.18621 kg/m ³
Absorción	0.52542 %	0,4548597 %	0.49466 %
Vs	1.970718 x 10 ⁻⁴ m ³	2.093266 x 10 ⁻⁴ m ³	3.64889x10 ⁻⁴ m ³
e	0,01485835	0,0127714	0.01401
ρ bulk	2563.3 kg/m ³	2601.3207 kg/m ³	2643.034 kg/m ³
Gs	2,80065	2,78	2.98918
ρs	2601.3869 kg/m ³	2634,54324 kg/m ³	2516.0802 kg/m ³

Fuente: elaboración propia.

4.2.3.6. Cuadro de resultados de las propiedades físicas del macizo rocoso:

- Humedad:

Tabla 19. *Porcentaje de humedad de las muestras.*

Muestra 1	Muestra 2	Muestra 3	Promedio
0.50777 %	0.33842 %	0.47497 %	0.44038 %

Fuente: elaboración propia.

- Porosidad:

Tabla 20. *Porcentaje de porosidad de las muestras.*

Muestra 1	Muestra 2	Muestra 3	Promedio
1.46408 %	1.2610 %	1.3813 %	1.3688 %

Fuente: elaboración propia.

- Densidad seca:

Tabla 21. *Promedio de las densidades secas de las muestras.*

Muestra 1	Muestra 2	Muestra 3	Promedio
2588.2444	2625.6576	2504.1862	2572.6960
kg/m ³	kg/m ³	kg/m ³	kg/m ³

Fuente: elaboración propia.

- Absorción:

Tabla 22. *Promedio de absorción de las muestras.*

Muestra 1	Muestra 2	Muestra 3	Promedio
0.52542 %	0.45485 %	0.49464 %	0.49164 %

Fuente: elaboración propia.

4.3. Evaluación de las propiedades del macizo rocoso

4.3.1. Sistemas de clasificación geomecánica

Clasificación geomecánica de Bieniawski: para la caracterización geomecánica del macizo rocoso, se empleó la clasificación geomecánica del “RMR” o sistema de clasificación Rock Mass Rating, desarrollado por Bieniawski, cuya clasificación considera los siguientes parámetros:

- La resistencia a compresión simple de material.
- El RQD (Rock Quality Designation).
- El espaciamiento de las discontinuidades.
- El estado de las discontinuidades: longitud de las discontinuidades, abertura rugosidad, relleno y alteración.
- La presencia de agua.
- La orientación de las discontinuidades.

4.3.2. Muestreo geomecánico

Muestreo de hastial en Tajeo Yauricocha Sociedad Minera Corona S.A. 2018											
REGISTRO LINEAL											
CARACTERIZACIÓN GEO-MECÁNICA DEL HASTIAL							DEPARTAMENTO DE GEOMECAICA				
UBICACIÓN: AREO 417, RP BASCULANTE, PISO 0, NIVEL 1170, ZONA Y, CUERPO MASCOTA - UNIDAD MINERA DE YAURICOCHA 2018							RQD: 97,340%				
DIMENSION DEL DOMINIO ESTRUCTURAL: Progresiva 25.30 al 27.66							FECHA: Ate-18				
TIPO DE ROCA: GRANODIORITA							Discontinuidades paralelas al eje del tajeo				
Nº DISCONTINUIDAD	DISTANCIA A LA INTERSECCIÓN DE LA CONTINUIDAD (m)	TIPO DE ESTRUCTURA	ORIENTACIÓN		ESPACIADO (cm)	PERSISTENCIA (m)	APERTURA (cm)	RUGOSIDAD	RELLENO	ALTERACIÓN	AGUA
			F: Falla	D: Disclasas							
					1 => 2 m	1 = < 1 m long.	1 = Cerrada	1 = Muy rug.	1 = Limpio	1 = Sana	1 = Seco
					2 = 0.6 - 2 m	2 = 1 - 3 m long.	2 = < 0.1 mm	2 = Rugosa	2 = Duro < 5 mm	2 = Lig. Alterada	2 = Humedo
					3 = 0.2 - 0.6 m	3 = 3 - 10 m long.	3 = 0.1 - 1.0 mm	3 = Lig. Rug.	3 = Duro > 5 mm	3 = Mod. Alterada	3 = Mojado
					4 = 0.06 - 0.2 m	4 = 10 - 20 m long.	4 = 1 - 5 mm	4 = Lisa.	4 = Suave < 5 mm	4 = Muy Alterada	4 = Gotero
					5 = < 0.06 m	5 => 20m long.	5 = > 5 mm	5 = Impejo falla	5 = Suave > 5 mm	5 = Descompuesta	5 = Flujo
1	0.00	D	225°	45°	E	-	-	-	-	-	-
2	0.45	D	225°	45°	E	3	5	3	5	3	2
3	0.81	D	227°	42°	E	3	5	3	5	3	2
4	1.23	D	225°	45°	E	3	5	3	5	3	2
5	1.86	D	222°	48°	E	2	5	3	5	3	2
6	2.36	D	225°	45°	E	3	5	3	5	3	2

Figura 24. Mapeo geomecánico – Toma de datos de las discontinuidades.

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Unidad Minera Yauricocha.

4.3.3. El RQD (Rock Quality Designation)

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

Cálculo de: λ

$$\lambda = 6/2.36$$

$$\lambda = 2.542$$

Reemplazando valores:

$$RQD = 100 \times 2.271^{-0.1} \times (2.542) \times (0.1 \times 2.542 + 1)$$

$$RQD = 97.343 \%$$

4.3.4. Cálculo de la resistencia a la compresión

Calculando la resistencia a la compresión simple empleando el martillo de Schmidt. Datos de campo:

A. Densidad de la roca = 2.6 t/m³

B. Muestreo con martillo de Schmidt (promedio de rebotes 56):

Tabla 23. *Número de rebotes en cada muestra.*

N° de muestra	N° de rebotes
1	57
2	60
3	53
4	56
5	54
6	56
7	55
8	56
9	57
Promedio de rebotes 56	

Fuente: elaboración propia.

C. Dirección del golpe con el martillo de Schmidt horizontal:

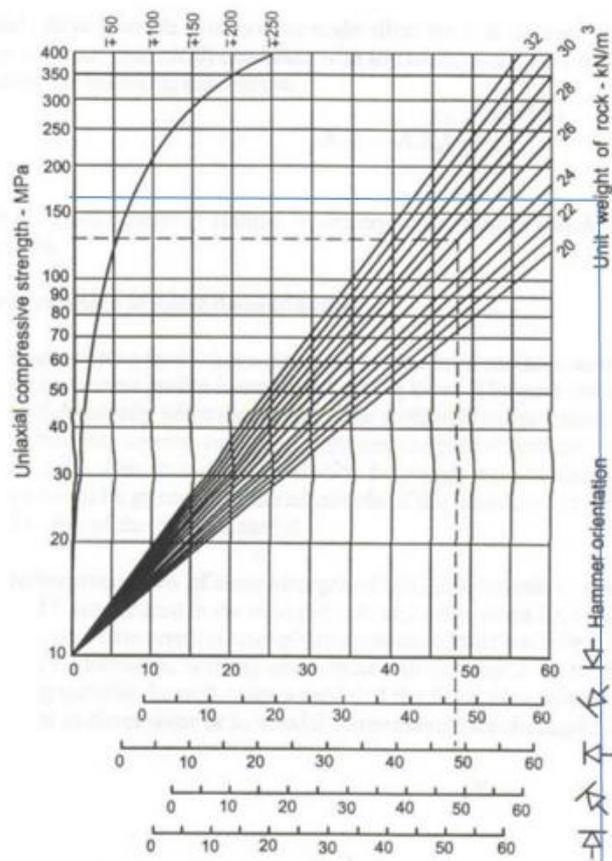


Figura 25. Resultado del cálculo a la resistencia a la compresión uniaxial con el martillo de Schmidt igual a 150 Mpa.

Fuente: cotejo propio en base a lo propuesto por Miller.

4.3.5. Procesamiento de las discontinuidades

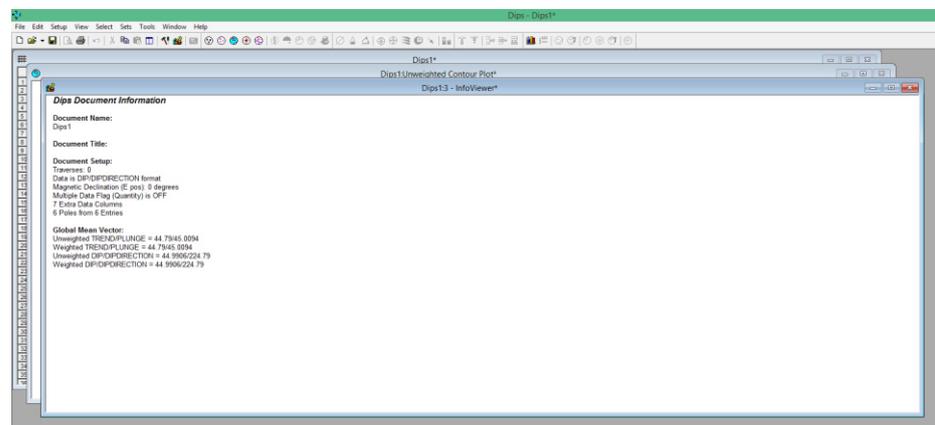


Figura 26. Información de las orientaciones.

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Unidad Minera Yauricocha.

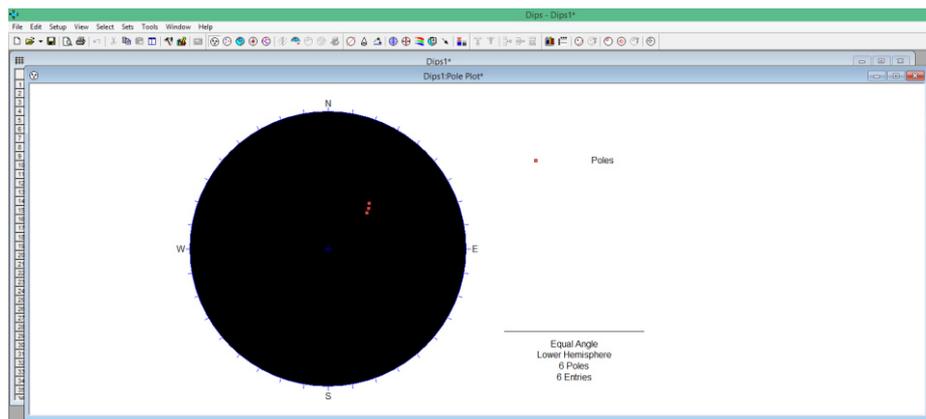


Figura 27. Imagen que muestra la concentración de polos de las discontinuidades.

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Unidad Minera Yauricocha.

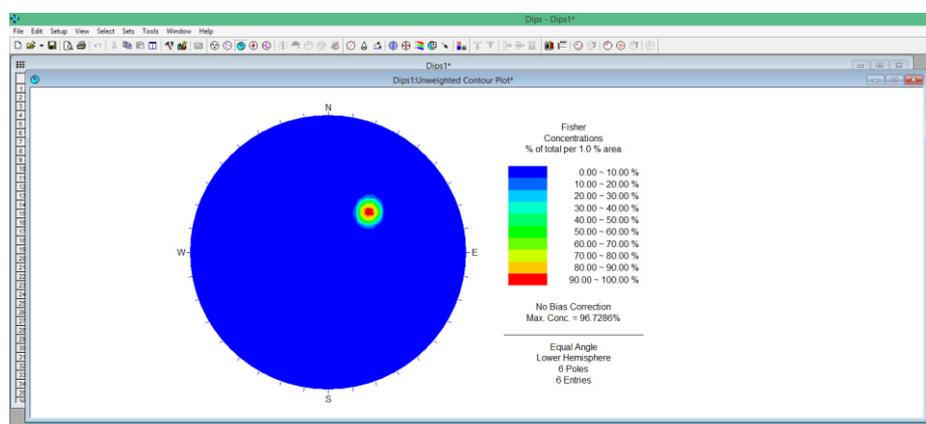


Figura 28. Imagen que muestra la concentración de polos de las discontinuidades 2.

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Unidad Minera Yauricocha.

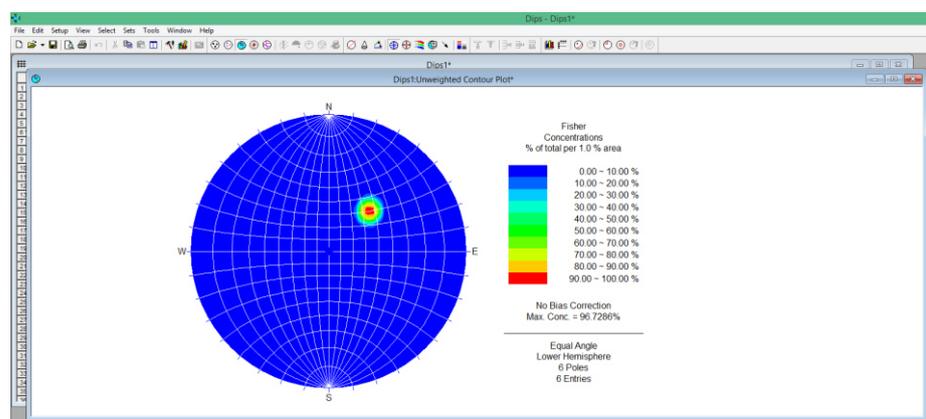


Figura 29. Imagen que muestra la concentración de polos de las discontinuidades más falsilla.

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Unidad Minera Yauricocha.

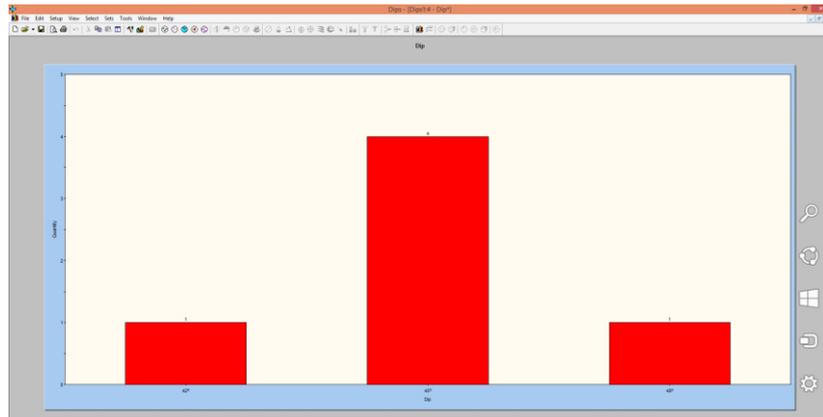


Figura 30. Imagen que muestra la moda de los buzamientos de las discontinuidades.

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Unidad Minera Yauricocha.

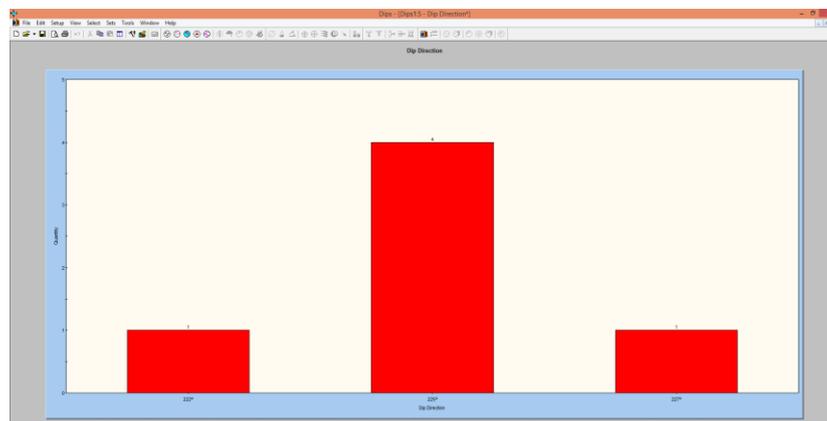


Figura 31. Imagen que muestra la moda de la dirección del buzamiento de las discontinuidades.

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Unidad Minera Yauricocha.

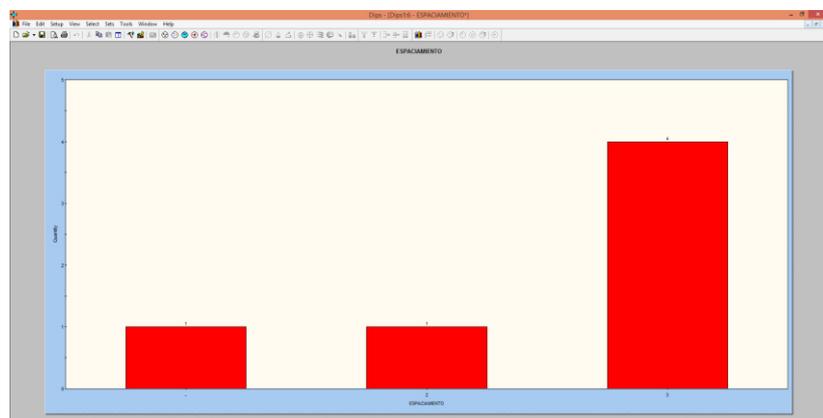


Figura 32. Imagen que muestra la moda del espaciamiento de las discontinuidades.

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Unidad Minera Yauricocha.

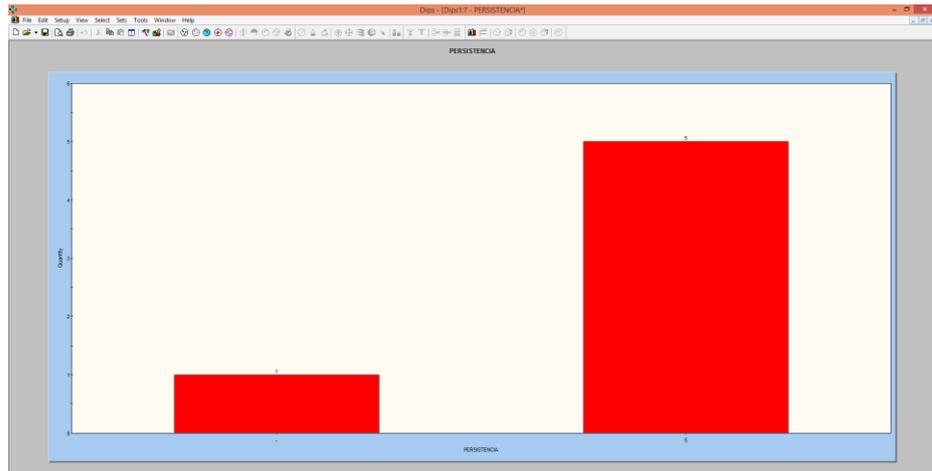


Figura 33. Imagen que muestra la moda de la persistencia de las discontinuidades.

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Unidad Minera Yauricocha.

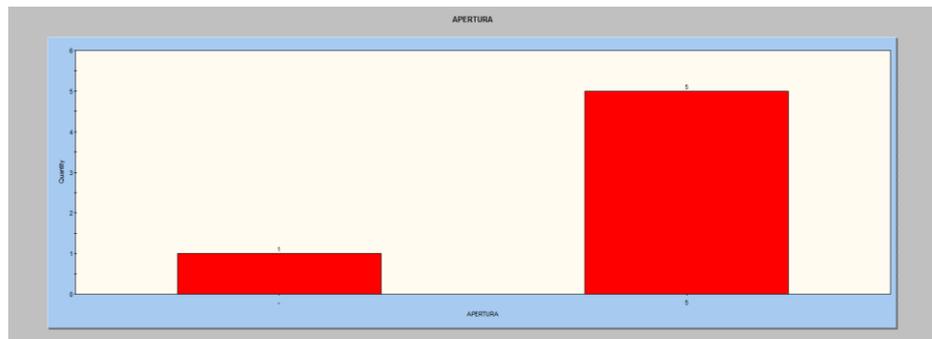


Figura 34. Imagen que muestra la moda de la apertura de las discontinuidades.

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Unidad Minera Yauricocha.

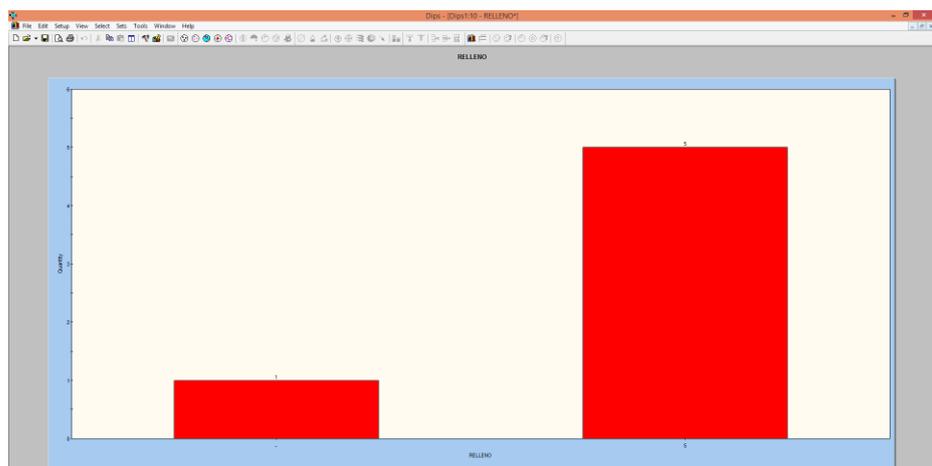


Figura 35. Imagen que muestra la moda del relleno de las discontinuidades.

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Unidad Minera Yauricocha.

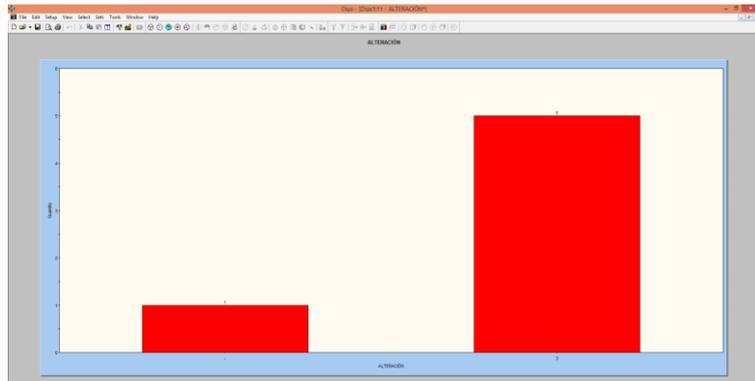


Figura 36. Imagen que muestra la moda de la alteración de las discontinuidades.

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Unidad Minera Yauricocha.

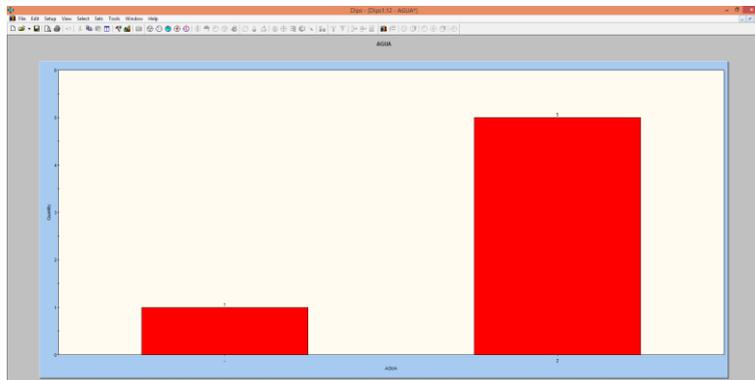


Figura 37. Imagen que muestra la moda de la presencia del agua en las discontinuidades.

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Unidad Minera Yauricocha.

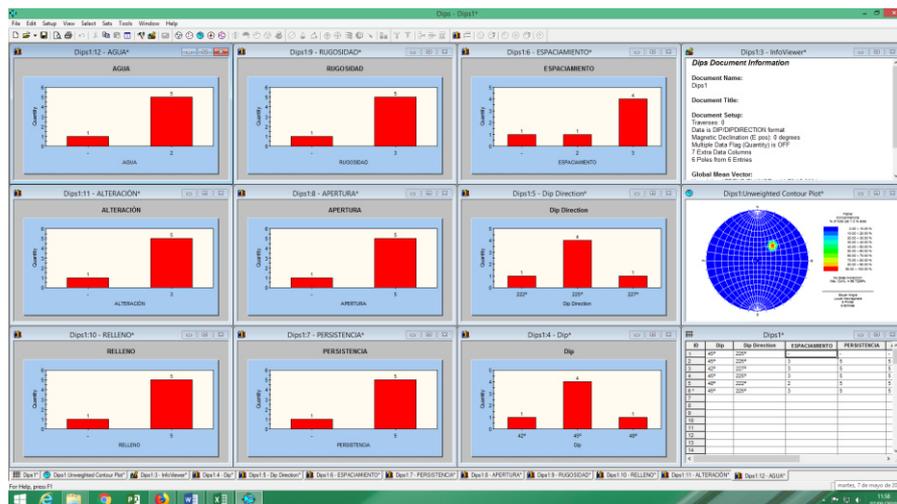


Figura 38. Resumen procesamiento de las discontinuidades en el software Dips.

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Unidad Minera Yauricocha.

4.4. Evaluación geomecánica del macizo rocoso



Figura 39. Programa Geotable.

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Unidad Minera Yauricocha.

Figura 40. Cartilla de Bieniawski (plasmado de los datos del muestreo geomecánico).

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Unidad Minera Yauricocha.

Clasificaciones Geomecánicas

Regresar Convertidor Salir

Correlaciones y Conceptos Generales **MRRM** **Q de Barton** **GSi** **SMR**

RMR **Rock Mass Rating (Calidad del Macizo Rocoso)**

Resistencia de la Roca Inalterada

Indice de Carga Puntual (MPa) > 10MPa 4-10MPa 2-4MPa 1-2MPa

Resistencia a la compresión uniaxial (MPa) > 250MPa 100-250MPa 50-100MPa 25-50MPa 5-25MPa 1-5MPa < 1MPa

Rating 12

ROD (Indice de calidad de la roca) **Espaciamiento de discontinuidades**

30-100 % Ver Gráfico

Rating 20 Rating 15

Condición de discontinuidades

Persistencia: Apertura: Rugosidad:

Relleno: Meteorización: Ver general

Rating 19

Presencia de agua

Caudal en 10m túnel (l/min) Gw/G3 (Presión del agua/esfuerzo principal)

Estado: Rating 10

Corrección por orientación de las discontinuidades

Rumbo perpendicular al eje: °

Rumbo paralelo al eje del túnel:

En favor del Buzamiento: En contra del Buzamiento:

Tunnel o minas Cimentaciones Taludes

Rating -2

RMR 74

Figura 41. Cálculo del RMR del macizo rocoso (RMR = 74 puntos).

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Unidad Minera Yauricocha.

Reporte RMR

RMR **74**

Clase de masa rocosa determinadas por las valoraciones totales

Valoración	80 - 61
Número de clase	II
Descripción	Roca buena

Significado de las clases de rocas

Número de clase	II
Tiempo de auto sostenimiento	1 año span 10 m
Cohesión de la masa rocosa KPa	300 - 400
Ángulo de fricción de masa rocosa	35° - 45°

Pautas para la excavación y sostenimiento de un túnel rocoso de 10 m de ancho de acuerdo con el sistema RMR

CLASE DE MASA ROCOSA	EXCAVACION	PERNOS DE ROCA (20 MM DE DIAMETRO, COMPLETAMENTE INYECTADOS)	SHOTCRETE	CIMBRAS
II - Roca buena RMR: 61 - 80	Frete completo 1 - 1.5 m de avance. Sostenimiento completo a 20 m del frente	Localmente, pernos de 3 m en la corona, espaciados a 2.5 m con malla de alambre ocasionalmente	50 mm en la corona donde sea requerido	Ninguno

Figura 42. Cuadro que muestra el reporte de la evaluación geomecánica y el tipo de sostenimiento a instalar.

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Unidad Minera Yauricocha.



Figura 43. Cuadro que muestra el tipo de macizo rocoso.

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Unidad Minera Yauricocha.

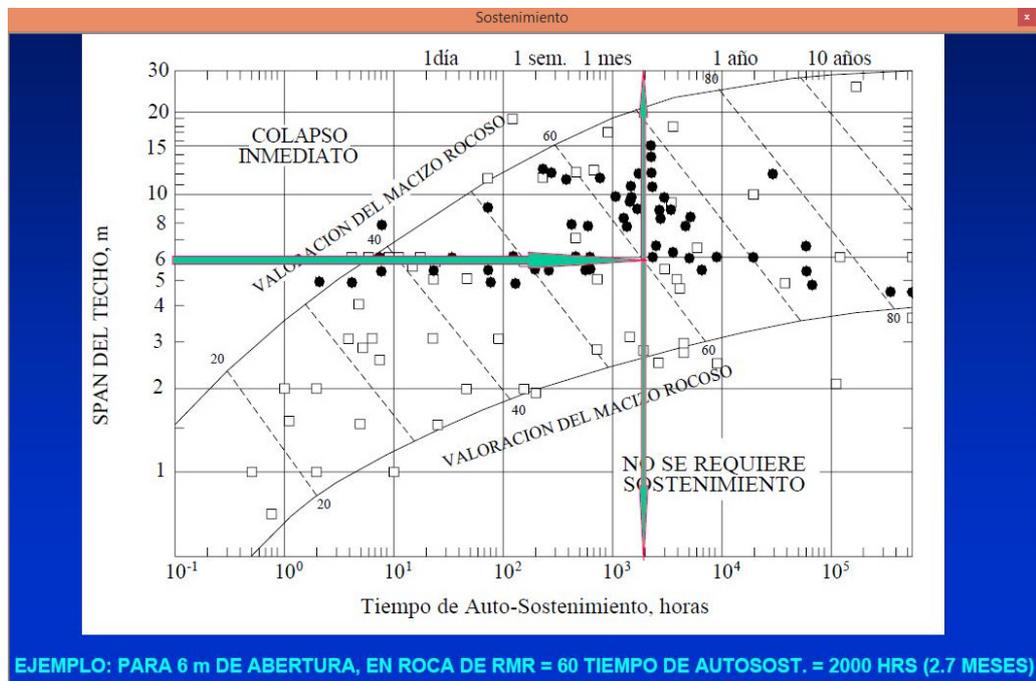


Figura 44. Cuadro que muestra el tiempo de auto sostenimiento y longitud de pase.

Fuente: cotejo propio en base a lo propuesto por Barton.

4.5. Características de los elementos de sostenimiento a emplear en el tajeo 0337 según evaluación del macizo rocoso

Actualmente existen tres tipos:

- Split set.
- Malla electrosoldada.
- Shotcrete.

Se pueden encontrar en el mercado con distintas distribuidoras dependiendo de las características empleadas y a utilizar.

4.5.1. Pernos Split set

- Descripción: es un elemento de refuerzo tubular metálico que lleva una ranura a su largo, la que hace que al introducirlo en la perforación ceda en su diámetro y quede comprimido. De esta manera el elemento estabilizador desarrolla su fuerza de sujeción creando fuerzas de compresión que se extienden radialmente a lo largo del tubo con los cuales el acero presiona la roca que lo contiene. En un extremo posee un anillo soldado para sujetar una placa metálica la cual se adapta al terreno y en el otro una punta ahusada que permite su fácil inserción en la perforación. Este elemento de refuerzo cumple esencialmente el papel soportante va anclado en toda su longitud debido a la presión que ejerce éste sobre la roca. Este perno se utiliza generalmente para asegurar bloques y lajas de pequeñas magnitudes.

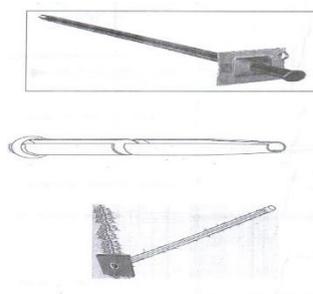


Figura 45. Perno Split set.

Fuente: cotejo propio basado en la fortificación de minas subterráneas.

- A) Principio de trabajo: los pernos Split set están constituidos por un tubo de acero seccionado en su longitud. Cuando se instalan en el taladro el perno ejerce una presión radial contra la roca, haciendo que su contacto sea longitudinal y provee de forma inmediata refuerzo al macizo rocoso previene el movimiento o separación de los bloques a soportar. Pueden alcanzar valores de anclaje de 1 – 1.5 toneladas por cada 30.5 cm con éstos elementos, dependiendo principalmente del diámetro de la perforación efectuada, la longitud de la zona del anclaje y el tipo de la roca. Se utilizan generalmente en roca severamente agrietada o fracturada sujeta a condiciones de baja tensión.
- B) Datos técnicos: tenemos que tomar en cuenta que el diámetro de la perforación debe ser menor al diámetro del perno, para una buena utilización de estos pernos. Los datos técnicos adjuntados son los de un perno estándar que se puede comprar en el mercado actual, puede haber variantes y pernos de diámetro mayores o menores.

Tabla 24. *Datos técnicos de pernos Split set.*

tipo	ss-39
diámetro del tubo	39 mm
capacidad de carga	5 a 7 Ton
carga de rotura	11 a 16,3 ton
peso del split set	1,3 Kg/m
longitud	1,50 a 2,10 m
diámetro del taladro	36 a 37 mm
platina	5x150x150mm

Fuente: cotejo propio en función de las bases teóricas.

- C) Condiciones de aplicación: el Split set se utiliza para roca en condiciones regular a mala, en roca intensamente fractura y débil no es recomendable su uso (muy mala).
- D) Tipos de pernos Split set: pueden ser variados en el mercado por el diámetro y longitud, nos enfocaremos de los pernos Split set estándar y Split set cementados.

- Pernos Split set estándar: consiste en un tubo ranurado a lo largo de su longitud, uno de los extremos es ahusado y el otro lleva un anillo soldado para mantener la platina. Pueden existir modelos diferentes según el material con el que se construyan: acero norma, galvanizada, etc. Al ser utilizadas en roca agrietada o fracturada sujeta a condiciones de baja tensión. Se debe usar un adaptador (empujador) para poder empujar el perno dentro de la perforación.

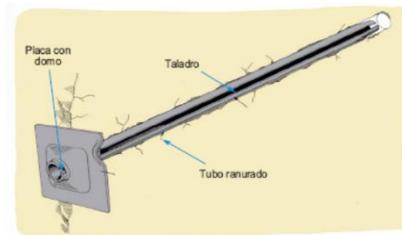


Figura 46. Perno Split set estándar con sus partes.

Fuente: cotejo propio en función de las bases teóricas.

La resistencia en este tipo de pernos puede verse afectada por los siguientes parámetros:

- a) Diámetro del taladro perforado (más diámetro, menos resistencia).
 - b) La presencia de agua (agua dentro de la perforación, menos resistencia).
 - c) Presencia de fallas y fracturas (más fracturada, tiene más resistencia):
 - d) Oxidación presente por la superficie del perno (tubo oxidado igual más resistencia):
 - e) Tipo y calidad de la roca (roca más dura, menos resistencia).
- Pernos Split set cementados: está basado en el principio de los pernos mecánicos o de carga puntual cuyo trabajo se realiza en el extremo del perno donde se ubica el anclaje. En el extremo se sitúa un cartucho de cemento. La acción del Split set generará un refuerzo longitudinal inmediato del macizo rocoso. Con la fragua de los cartuchos de cemento ayudará a consolidar su resistencia total hasta 5 veces más que un Split set estándar.



Figura 47. Perno Split cementado y las distintas presiones.

Fuente: cotejo propio en función de las bases teóricas.

En la imagen se puede apreciar las distintas presiones que ejercen en el funcionamiento del perno Split cementados y como va instalado el cartucho de cemento.

E) Partes que componen el perno Split set:

- Tubo de acero plegado.
- Plancha (placa) de apoyo.



Figura 48. Tubo de acero plegado, puede ser acero normalizado o galvanizado.

Fuente: cotejo propio basado en la fortificación de minas subterráneas.

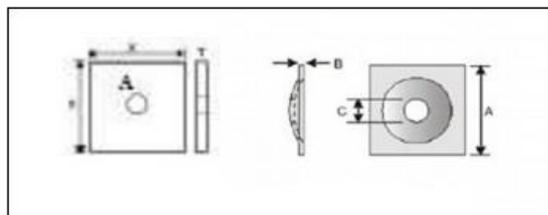


Figura 49. Placa, platina y/o plancha de apoyo.

Fuente: cotejo propio basado en la fortificación de minas subterráneas.

- F) Comercialización del Split set: como se ha mencionado que en el mercado hay distintos tipos de pernos y que dependen mucho del diámetro, el largo y el material de que esta hecho, existen 3 tipos de pernos que son comunes de ver en el mercado. Que solamente su diferencia es el diámetro y al ser un mayor o menor diámetro se aprecia una mayor capacidad de carga. La nomenclatura de los pernos Split set es SS y luego un dígito que pasa ser el diámetro de éste.
- Split set (SS-33): el modelo SS-33 tiene un diámetro de 33 mm. Donde su capacidad de carga es de 10 toneladas (9,1 tonelada métrica) con una desviación mínima. En un paquete vienen 6 unidades y 300 unidades por caja. También se debe comprar su perspectiva platina, en la siguiente tabla veremos los datos técnicos del SS-33 y su respectiva placa.

Tabla 25. Largo, peso de los distintos SS-33.

SS-33 tubo	Estandar		Galvanizado		
	Largo Pulg. (mm)	Peso Lb. (kg)	Comm No.	Peso Lb. (kg)	Comm No.
30	(762)	2.7 (1.2)	90322835	2.9 (1.3)	90322850
36	(914)	3.2 (1.4)	72237936	3.4 (1.5)	90321688
42	(1067)	3.7 (1.7)	90322843	4.0 (1.8)	90322868
48	(1219)	4.3 (2.0)	72237944	4.6 (2.1)	90321696
60	(1524)	5.3 (2.4)	72237951	5.7 (2.6)	90321704
66	(1676)	5.8 (2.6)	90321316	6.2 (2.8)	90321712
69	(1753)	6.1 (2.8)	90322264	6.5 (3.0)	90322512
72	(1829)	6.4 (2.9)	72237969	6.8 (3.1)	90321720
84	(2134)	7.4 (3.4)	72237977	7.9 (3.6)	90321738
96	(2438)	8.4 (3.8)	72237985	9.0 (4.1)	90321746

Fuente: Split Set International Rollforms, Inc.

Tabla 26. Dimensiones y peso de las placas abovedado (planchas de apoyo).

Placa Abovedado	Estandar		Galvanizado		
	Dimensiones Pulgadas (mm)	Peso Lb. (kg)	Comm No.	Peso Lb. (kg)	Comm No.
6 x 6 x 0.16	(150 x 150 x 4)	1.6 (0.7)	90320250	1.7 (0.8)	90322447

Fuente: Split Set International Rollforms, Inc.

- Split set (SS-39): diámetro de 39 mm. Donde su capacidad de carga es de 10 toneladas (9,1 toneladas métrica). Su empaque dependerá de la longitud, las de menor longitud irán empacadas en 6 unidades por paquete y de 300 unidades por caja. Las de mayor longitud irán de 3 por paquete y 150 por caja.

Tabla 27. *Largo, peso de los distintos SS-39.*

SS-39 tubo	Estandar		Galvanizado	
	Largo Pulg. (mm)	Peso Lb. (kg)	Comm No.	Peso Lb. (kg)
30 (762)	3.1 (1.4)	90320235	3.3 (1.5)	90322454
36 (914)	3.7 (1.7)	77243447	3.9 (1.8)	90321423
42 (1067)	4.3 (2.0)	90321332	4.6 (2.2)	90322462
48 (1219)	4.9 (2.2)	72243454	5.2 (2.4)	90321225
60 (1524)	6.1 (2.7)	72225287	6.5 (3.0)	90321233
66 (1676)	6.7 (3.0)	90320664	7.2 (3.3)	90322082
72 (1753)	7.3 (3.3)	72221310	7.8 (3.6)	90321241
84 (1829)	8.5 (3.9)	72236128	9.1 (4.1)	90321449
96 (2134)	9.7 (4.4)	72243462	10.4 (4.7)	90321258
108 (2438)	10.9 (5.0)	90320656	11.7 (5.3)	90322421
120 (3048)	12.1 (5.5)	90320649	13.0 (5.9)	903224399

Fuente: Split Set International Rollforms, Inc.

Tabla 28. *Dimensiones y peso de las platinas (placas abovedadas).*

Placa Abovedado	Estandar		Galvanizado	
	Dimensiones Pulgadas (mm)	Peso Lb. (kg)	Comm No.	Peso Lb. (kg)
6 x 6 x 0.16 (150 x 150 x 4)	1.6 (0.7)	90320243	1.7 (0.8)	90321274

Fuente: Split Set International Rollforms, Inc.

- Split set (SS-46): diámetro de 46 mm. Donde su capacidad de carga es de 15 t (13, 7 Tm). Va en 3 por paquete y 150 por caja.

Tabla 29. *Dimensiones y peso de las platinas (placa abovedada).*

Placa Abovedado	Estandar		Galvanizado	
	Dimensiones Pulgadas (mm)	Peso Lb. (kg)	Comm No.	Peso Lb. (kg)
6 x 6 x 0.16 (150 x 150 x 4)	1.7 (0.8)	90324575	1.8 (0.8)	90322389
<i>Tipo Australian</i>				
6 x 6 x 0.16 (150 x 150 x 4)	1.7 (0.8)	90322280	1.8 (0.8)	90322371

Fuente: Split Set International Rollforms, Inc.

Tabla 30. Largo, peso de los distintos SS-46.

SS-46 tubo		Estandar		Galvanizado	
Largo Pulg. (mm)	Peso Lb. (kg)	Comm No.	Peso Lb. (kg)	Comm No.	
36 (914)	5.7 (2.6)	90322470	6.0 (2.7)	90322660	
42 (1067)	6.6 (3.0)	90322777	6.9 (3.1)	90322785	
48 (1219)	7.6 (3.5)	90322769	7.9 (3.6)	90322751	
60 (1524)	9.4 (4.3)	90321811	9.9 (4.5)	90322330	
72 (1829)	11.3 (5.1)	90321522	11.8 (5.4)	90322348	
78 (1981)	12.2 (5.5)	90322132	12.8 (5.8)	90322678	
84 (2134)	13.1 (6.0)	90321530	13.8 (6.3)	90321753	
90 (2286)	14.1 (6.4)	90322140	14.8 (6.7)	90322686	
96 (2438)	15.0 (6.8)	90321548	15.7 (7.1)	90321761	
102 (2591)	15.9 (7.2)	90322157	16.7 (7.6)	90322694	
108 (2743)	16.8 (7.6)	90321555	17.7 (8.0)	90321779	
114 (2896)	17.8 (8.1)	90322165	18.7 (8.5)	90322702	
120 (3048)	18.7 (8.5)	90321563	19.6 (8.9)	90321787	
126 (3200)	19.6 (8.9)	90322173	20.6 (9.4)	90322710	
132 (3353)	20.6 (9.4)	90322306	21.6 (9.8)	90322355	
138 (3505)	21.5 (9.8)	90322181	22.6 (10.3)	90322728	
144 (3658)	22.4 (10.2)	90322314	23.5 (10.7)	90322363	

Fuente: Split Set International Rollforms, Inc.

G) Accesorios y equipos:

- Placas de soporte: las placas de soporte son la lámina de acero que se usa para asegurar el perno una vez introducido, gracias al anillo soldado que posee éste. Usualmente su diámetro son entre 4 mm milímetros de alto por un cuadrado de 150 mm (150 x 150 x 4). Existen dos tipos de placas que son:
 - La placa plana: es una de las que se utiliza comúnmente en los distintos tipos de pernos y la que viene de serie con la compra de los pernos Split set.
 - Placa cúpula: aplica una fuera más distante del perímetro de la perforación previenen la pérdida de la tensión en los pernos.

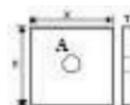


Figura 50. Placa de apoyo plana.

Fuente: cotejo propio basado en la fortificación de minas subterráneas.

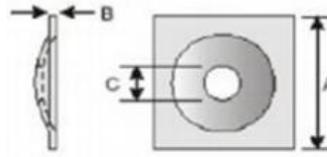


Figura 51. Placa de apoyo cúpula.

Fuente: cotejo propio basado en la fortificación de minas subterráneas.

- Herramientas de conducción: se utilizan en las varas de acero para una fácil inserción de los pernos Split set, depende del tipo de equipo y el lugar que queramos perforar la utilización de cada una y son:
 - Impulsadores de punta larga.
 - Impulsadores de punta corta.
 - Acopladores de rosca.

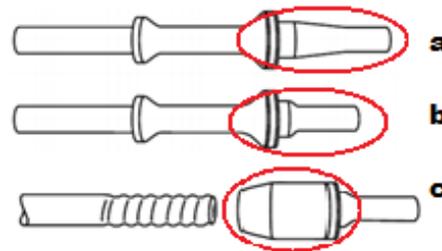


Figura 52. Representación de las herramientas de conducción.

Dónde: a. impulsadores de punta larga; b. impulsadores de punta corta; c. acopladores de rosca.

Fuente: cotejo propio basado en la fortificación de minas subterráneas.

- Equipo de arranque: es el equipo que se utiliza y que se debe tener en cualquier centro de ventas de pernos, para poder realizar un chequeo de manera virtual sobre la resistencia y calidad de los pernos, no solamente se ve en los pernos de anclaje de fricción sino en cada uno de los pernos tanto de fortificación en mina, si no, también de construcción etc.

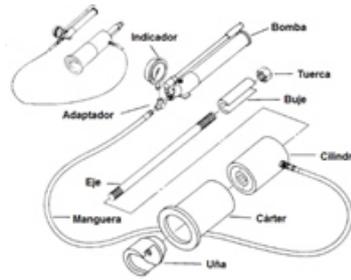


Figura 53. Equipo de arranque.

Fuente: cotejo propio basado en la fortificación de minas subterráneas.

- Equipos que se utilizan:
 - Stroper: cuando se quiere realizar una fortificación en la corona de la labor, para este caso se debe utilizar los impulsadores de punta larga y punta corta sin acopladores rosca.
 - Jack leg: para labores en caja, se utiliza acopladores rosca junto con los impulsadores de punta larga y corta.
 - Jumbos hidráulicos: se deben utilizar las acopladoras roscas sin los impulsadores.

- Instalación de los Split set: lo primero que debemos considerar es el diámetro del taladro, es uno de los aspectos importantes para la tener una buena eficiencia en la instalación. El diámetro recomendado para los Split sets de 39 mm es de 35 a 38 mm, con un diámetro más grande se corre el riesgo de un anclaje deficiente y con diámetros más pequeños es muy difícil introducirlos. Son susceptibles a la corrosión en presencia de agua, a menos que sean galvanizados. En mayores longitudes de Split set pueden ser dificultosa la correcta instalación, debe considerarse que estos pernos solo pueden estar en 90° a la discontinuidad o con 10° grados de inclinación. Hay que recordar que estos pernos funcionan para fortificar el techo y los lados (cajas) de las labores mineras, para evitar la caída de roca y asegurar zonas de gran tamaño que no se pueden eliminar mediante la acuñadora.

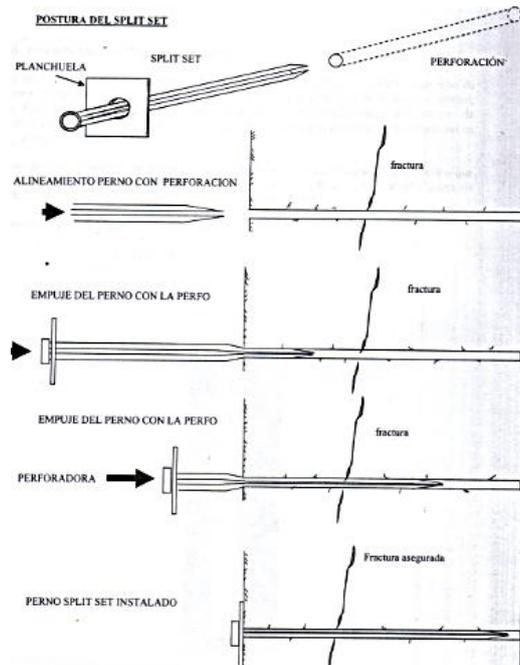


Figura 54. Instalación de un perno.

Fuente: cotejo propio basado en la fortificación de minas subterráneas.

El número de pernos que se van a utilizar depende del tamaño de la roca a asegurar y del grado de caída de la misma. Como guía para áreas normales se puede estar con espaciamiento de 1.20 m de distancia, los pernos deben ser instalados de tal forma que permita pasar por las discontinuidades, permitiendo de esta manera poder fijarse en la roca firme. La placa de apoyo debe quedar de manera perpendicular al perno de anclaje y esto debe ser considerado al momento que se elija el lugar donde se colocará el perno. El número de pernos que se van a utilizar depende del tamaño de la roca a asegurar y del grado de caída de la misma. Como guía para áreas normales se puede estar con espaciamiento de 1,20m de distancia, los pernos deben ser instalados de tal forma que permita pasar por las discontinuidades, permitiendo de esta manera poder fijarse en la roca firme. La placa de apoyo debe quedar de manera perpendicular al perno de anclaje y esto debe ser considerado al momento que se elija el lugar donde se colocará el perno.

En el siguiente dibujo podemos apreciar la instalación de un perno a través del Jack leg, se puede apreciar que se usa en las cajas este tipo de perforación y que las discontinuidades se ven desde la esquina superior izquierda hasta abajo junto con un desprendimiento de roca en las zapateras.

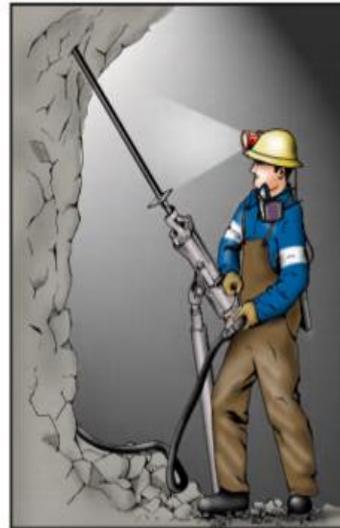


Figura 55. Representación de un trabajador colocando un Split set con Jack leg.

Fuente: imagen libre de la web.

- Diagrama de instalación: para las fortificaciones en techo se usa el método de traslapado utilizando una corrida de 5 y 4 pernos, teniendo un espaciamiento de 2 m y un spam de 4 m.

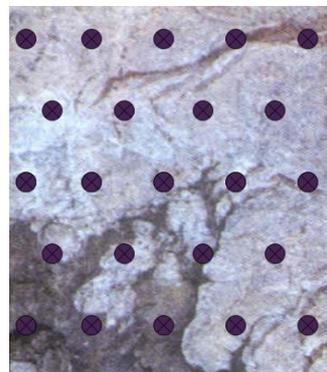


Figura 56. Diagrama de instalación.

Fuente: cotejo propio en función de las bases teóricas.

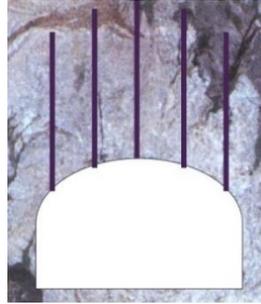


Figura 57. Diagrama de instalación de la parte A.

Fuente: cotejo propio en función de las bases teóricas.

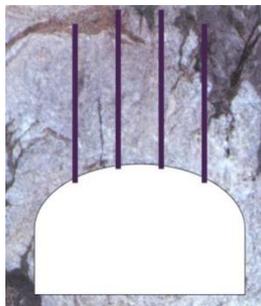


Figura 58. Diagrama de instalación de la parte B.

Fuente: cotejo propio en función de las bases teóricas.

- o Diagrama de instalación en caso de uñas: cuando los bloques o cuñas los pernos Split set deben pasar por la cuña y llegar a roca firme, donde ahí podrán estar bien establecidas, esto se debe utilizar tanto en cuñas laterales como en la corona, se debe asegurar el área y vigilar constantemente si la fortificación está cediendo.

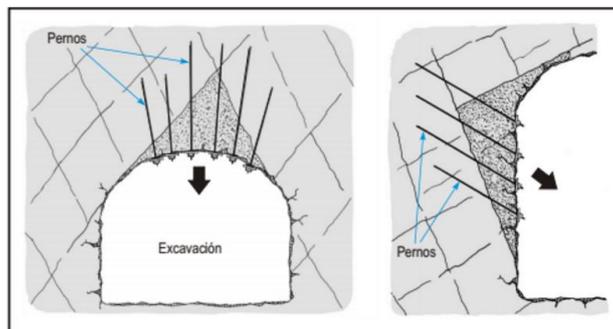


Figura 59. Instalación de pernos en caso de una acuñadora.

Fuente: cotejo propio en función de las bases teóricas.

- Diagrama de instalación en caso de efecto viga: los pernos ayudan a resistir el desplazamiento relativo entre los estratos, en el caso de encontrarse con roca estratificada sub-horizontal o con un sistema dominante de discontinuidades sub-horizontales, aumentando la rigidez de la “viga” estructural que se forma por el macizo rocoso y las discontinuidades, los pernos y la “viga” se conectan entre las discontinuidades o fallas sub-horizontales para minimizar el pandeo de los bloques tubulares.

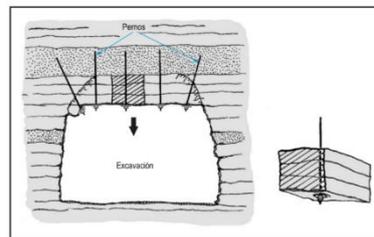


Figura 60. Instalación de pernos en caso de efecto viga.

Fuente: cotejo propio en función de las bases teóricas.

- Diagrama de instalación en caso de efecto columna: la instalación debe hacerse en este caso con un Jack leg, y con un sistema de fortificación, debido a sus condiciones de discontinuidades verticales y sub verticales. Al ser considerado como el efecto viga, pero de forma vertical, los procedimientos son similares, la diferencia sería el uso de equipo en este caso.

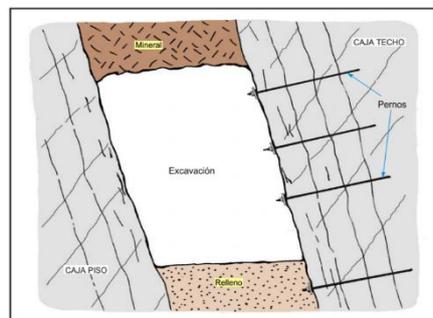


Figura 61. Instalación de perno en caso de efecto columna.

Fuente: cotejo propio en función de las bases teóricas.

- Condiciones: el diámetro de los tubos de acero, que pueden ser galvanizado como estándar varía desde 33 mm a 46 mm de diámetro teniendo así un rango en su capacidad de carga de 9.1 a 13.7 toneladas métricas. Para su instalación deben considerarse tanto el tipo de fortificación en caso de corona se utiliza el stoper y cajas se utilizaría una máquina Jack leg o jumbo. A una presión de aire de 60 a 80 psi. El diámetro de la perforación del taladro es crucial para la eficacia de este, se recomienda que al utilizar un SS-33, el diámetro de la perforación sea de 29 a 32 mm. En caso de utilizar un SS-39, se debería usar un diámetro de 35 a 38 mm. Unas condiciones de uso del SS-46. Se debería usar el diámetro del taladro de un rango menor 43 a 45 mm, porque todos los Split set de esta tienen una gran longitud lo que hace que sea más dificultoso su correcta instalación tanto en la perforadora, como tratando de ser introducido para realizar la fortificación. El perno split set no puede trabajar en condiciones de roca instantáneamente fracturada, por ende en el “efecto arco” no es recomendable trabajar con split set, se debe buscar otra manera de fortificar la zona, ya que el uso de estos pernos es para zonas en condiciones mala a regular.

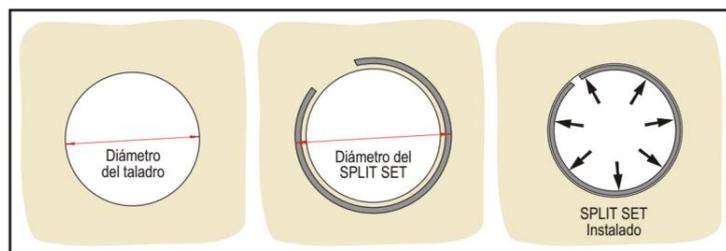


Figura 62. Instalación interior de perno Split set.

Fuente: cotejo propio en función de las bases teóricas.

- Métodos de control: adicionalmente a los diferentes aspectos indicados anteriormente, para la correcta instalación de los pernos se debe tener en cuenta lo siguiente:

- Verificar las condiciones de seguridad previas a la instalación, asegurando que el área presente buen acuñamiento de las rocas sueltas y ventilación adecuada.
- Si durante el acuñamiento, la caída de fragmentos rocoso fuera continua, se debe asegurar el techo con malla, sujeta con puntales o gatas, de otro modo colocar una capa de shotcrete de 5 cm de espesor.
- Se debe señalar la ubicación adecuada de los pernos a colocar.
- Prever todos los materiales, equipos y herramientas que se deberán utilizar para la instalación de los pernos, verificando su estado, calidad y cantidad adecuada, así como los requerimientos de aire y agua que sean necesarios.
- Perforar los taladros con el diámetro, longitud, orientación y distribución adecuada, limpiando los mismos antes de colocar los pernos, para evitar el detritus en las máquinas y en la instalación de los pernos.
- Nunca dejar un taladro perforado sin haber colocado de inmediato el perno. Instalar los pernos comenzando de la zona ya sostenida o bien acuñada, avanzando en el sostenimiento hacia la zona por sostener.
- En lo posible, los pernos deben ser colocados perpendicularmente a la superficie del contorno de la excavación, tratando de que estén sujetos a los bloques rocosos.
- No se deben instalar los pernos en forma paralela a las discontinuidades o en las discontinuidades, por que éstos perderán su eficacia.
- El personal encargado de la instalación debe estar bien entrenado y capacitado.

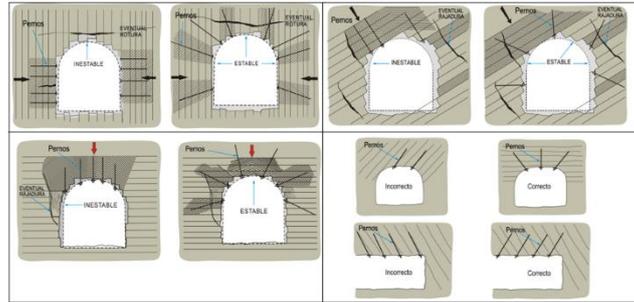


Figura 63. Manera correcta e incorrecta de la instalación de pernos.

Fuente: cotejo propio en función de las bases teóricas.

- Control de calidad después de la instalación: el control de calidad de reforzamiento con pernos Split set debe estar orientado a lo siguiente:
 - Verificación de la orientación de los pernos.
 - Verificación de la presión de las placas.
 - Verificación de la capacidad de carga mediante pruebas de arranque.
 - Verificación del comportamiento de la masa rocosa de la excavación reforzada con pernos, mediante observaciones visuales o mediciones de convergencia.

- Pruebas de arranque en Split set: todos los fabricantes recomiendan las pruebas de arranque *in situ* para verificar la resistencia de los elementos para el sostenimiento de terrenos. Son utilizados para hacer pruebas de arranque de los elementos de sostenimiento colocados. Con estos dispositivos se puede verificar la resistencia de los pernos en diferentes tipos de terreno y hacer comparaciones de los elementos, así como de su disposición. Para hacer una prueba de arranque con un Split set primero se debe instalar una arandela de 1/2" de espesor del mismo diámetro del anillo, hacer la instalación normal hasta que se quede en 2.5 cm de distancia entre la arandela y la placa de soporte. Instalar el estabilizador siempre con la ranura por abajo y a 90° con la superficie de la roca, conectar la uña del probador con las puntas de la uña por abajo.

- Pautas importantes para interpretación:
 - El diámetro de la perforación: 36 - 38mm (usando un SS-39).
 - Las perforaciones de 90° con la superficie de la roca.
 - Las placas de apoyo bien ubicado plano y bien pegado contra la roca.
 - Instalar los estabilizadores de fricción con un empujador diseñado y adecuado para este trabajo.

- Ventajas:
 - Instalación rápida y simple, el soporte es inmediato después de su instalación.
 - Puede ser usado en una variedad de condiciones de terreno.
 - La instalación causa contracciones a lo largo del perno, esto tensiona efectivamente la platina contra la superficie de la roca.

- Desventajas:
 - Relativamente costoso.
 - Se requiere protección contra la corrosión si se usa instalaciones permanentes.
 - Al equivocarse de diámetro de perforación pierde efectividad.
 - Al utilizar el SS-49 se corre un gran riesgo en la instalación.

4.5.2. Malla electrosoldada 3"

La malla minera o malla electrosoldada para sostenimiento se compone de barras lisas, laminadas en frío, longitudinales y transversales, que se cruzan en forma rectangular, estando las mismas soldadas en todas sus intersecciones. Gracias a su mayor resistencia, permite utilizar una menor cantidad de acero. A diferencia de los sistemas tradicionales, la malla electrosoldada llega lista para ser instalada en obra.

Cada malla cuenta con certificado de calidad que demuestra su resistencia: Útil para reforzar el shotcrete, ya que es más rígida que la malla tejida. Sea segura a los pernos con planchas especiales (planchuelas), las que están en contacto con el terreno.



Figura 64. Malla electrosoldada en el sostenimiento.

Fuente: cotejo propio.

- Materia prima: alambre de acero obtenido por trefilación y posterior tratamiento térmico recocido, para otorgarle la debida ductilidad para su fácil utilización; así como alambre de acero inoxidable.
- Aplicaciones y usos:
 - Malla electrosoldada en rollos: en el refuerzo de túneles, como malla para shotcrete y malla de temperatura para la construcción.
 - Malla electrosoldada en planchas: en el sector de construcción, reemplazando a las mallas de fierro tradicional.
- Software de simulación como base del dimensionamiento: el software FARO está verificado y calibrado a través de pruebas en condiciones reales. En caso de un evento, con dicho software se puede representar las solicitaciones que actúan sobre los diferentes elementos del sistema. Los resultados de esta simulación se incorporan al dimensionado de las medidas protectoras, ya sea en forma de anclajes especiales, por ejemplo, o en una reducción en la separación de los apoyos.

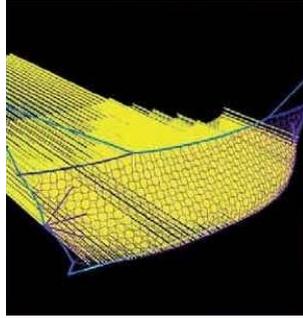


Figura 65. Software de Simulación de sostenimiento con malla electrosoldada en Minería.

Fuente: cotejo propio en función de las bases teóricas.

- Procedimiento de instalación: para su instalación se debe tener en cuenta los siguientes aspectos importantes:
 - Señalar el área donde deberá instalarse la malla.
 - Desatar todo bloque suelto del área donde se instalará la malla.
 - La forma de instalar una malla en una labor subterránea debe ser la siguiente:
 - Medir el área a fortificar.
 - Obtener los trozos necesarios de mallas.
 - Comenzar desde el centro de la labor (techo) y apernarlo desde ahí (arriba) hacia los costados.
 - Los traslapes entre mallas serán como mínimo 20 cm y deben estar asegurados con pernos de anclaje.
 - La malla es muy propensa a dañarse fácilmente con la voladura, siendo recomendable reemplazarla.

4.5.3. Sostenimiento con shorcrete o concreto lanzado

El concreto lanzado o shotcrete es un mortero o concreto transportado por algún medio ya sea vía húmeda o vía seca a través de una manguera y lanzado neumáticamente con una presión aproximada de 8 bares contra una superficie, la forma particular de aplicación del concreto permite que este se adhiera a la superficie compactándose al mismo tiempo por la fuerza del impacto; otro de las particularidades del concreto lanzado es que el tamaño máximo del agregado es de 3/8 de pulgada.

Al momento del impacto una parte de este material rebota, a esto se le denomina “rebote” que no debe exceder de un 15 %; este es un parámetro que corresponde a un promedio de aplicación sobre cualquier tipo de superficie horizontal o inclinada.

- a) Shotcrete vía seca: el concreto lanzado o shotcrete por el denominado vía seca data de fines de los años 50 en nuestro país, teniendo sus antecedentes en los túneles de los primeros proyectos hidroeléctricos que se ejecutaron expandiéndose luego en las actividades mineras como elemento de sostenimiento en los socavones. La manera como se hace shotcrete vía seca en nuestro país y a nivel mundial en la actualidad no ha variado mucho en los últimos 20 o 30 años; sin embargo, si han cambiado las exigencias de los procesos en las minas en cuanto a rapidez, nivel de resistencia estructural, mayores rendimientos para mantener la rentabilidad de la operación, protección ecológica del medio ambiente y seguridad para la persona.

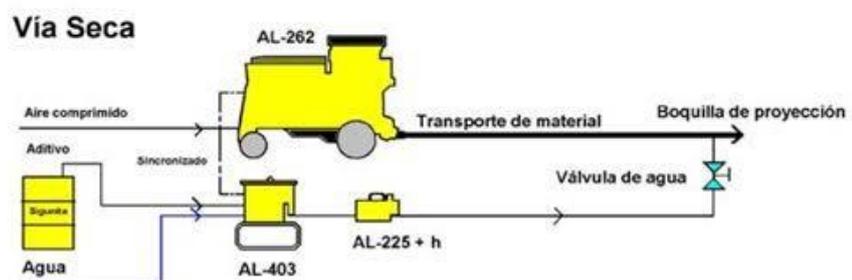


Figura 66. Esquema shotcrete seca.

Fuente: cotejo propio en función de las bases teóricas.

- b) Shotcrete vía húmeda: se define al shotcrete como un concreto lanzado y transportado a través de una manguera y proyectado neumáticamente a alta velocidad sobre una superficie. A diferencia del concreto convencional, que se coloca y luego se compacta (vibrado) en una segunda operación, el concreto lanzado se coloca y se compacta al mismo tiempo, debido a la fuerza con que se proyecta desde la boquilla”. La aplicación del shotcrete vía húmeda presenta ventajas tales como:

- El agua de mezclado se controla en la etapa inicial (de mezclado):
- Permite reducir el agua de mezclado mediante el adecuado empleo de aditivos plastificantes y súperplastificantes.
- La aplicación de aditivos de inhibición de hidratación permite regular el fraguado inicial extendiéndolo por la cantidad de horas que sea necesaria, manteniendo la mezcla fresca y con la trabajabilidad requerida.
- Permite la adición de otros componentes que ayudarán a su resistencia a la tracción como las fibras.
- Normalmente produce un rebote controlado, llegando a alcanzar un 5 % sin afectar la resistencia final.

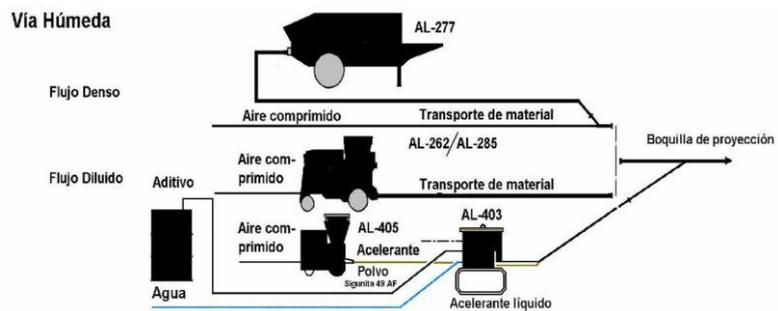


Figura 67. Esquema shotcrete húmeda.

Fuente: cotejo propio en función de las bases teóricas.

4.6. Evaluación de los costos del sostenimiento

4.6.1. Análisis de los costos de sostenimiento:

4.6.1.1. Costos de Split set:

<u>PARTIDA N°</u>	<u>CODIGO DE PRECIO</u>	<u>DESCRIPCIÓN</u>		
	A001	INSTALACIÓN DE PERNOS SPLIT SET		
PARÀMETROS PRINCIPALES				
Tipo de Roca		Buena		
Longitud efectiva de perforación:	6 ft	6.00 ft	1.83	m
Rendimiento		25.00 Uni	25.00	Uni

SUB-PARTIDAS	UNIDAD	PRECIO	CANTIDAD	SUB TOTAL
		S/.		S/. x Un
a. MANO DE OBRA				
Maestro Perforista	H-H	8.94	12.00	4.29
Ayudante Perforista	H-H	8.36	12.00	4.01
Ayudante	H-H			
SUB TOTAL MANO DE OBRA			24.00	8.30
b. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD				
Implementos Perforistas	Hora	0.64	24.00	0.62
Implementos Otros	Hora	0.60	0.00	0.00
SUB TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD				0.62
c. MATERIALES Y HERRAMIENTAS				
Herramientas	Gdia	4.74	1.50	0.28
Costo de Perforadora	pp	0.29	150.00	1.76
Costo Aceros e insumos	pp	0.34	150.00	2.04
Split Set	pza	15.10	25.00	15.10
Adaptador split set	pp	0.17	150.00	1.02
SUB TOTAL MATERIALES Y HERRAMIENTAS				20.20
e. EQUIPOS				
Scoop Tramp (2.5yd3)	Hr	0.00	0.00	0.00
SUB TOTAL EQUIPOS				0.00
TOTAL COSTO DIRECTO			S/ x Metro	29.12
GASTOS GENERALES				
	15.50%			4.51
UTILIDADES				
	10.00%			2.91
COSTO POR PERNO INSTALADO			S/. x perno	36.54
			US\$ x perno	11.24

Fuente: elaboración propia.

4.6.1.2. Costo de malla 3”:

<u>PARTIDA N°</u>	
<u>CODIGO DE PRECIO</u>	A001
<u>DESCRIPCIÓN</u>	INSTALACIÓN DE MALLA ELECTROSOLDADA

PARÀMETROS PRINCIPALES

Tipo de Roca	Buena		
Tiempo de Colocado Split Set	25.00	Split Set/ gdia	12 hrs
Rendimiento	32.00	m2	32.00 m2

SUB-PARTIDAS	UNIDAD	PRECIO	CANTIDAD	SUB TOTAL
		S/.		S/ x Un
a. MANO DE OBRA				
Maestro Perforista	H-H	8.94	8.00	2.24
Ayudante Perforista	H-H	8.36	8.00	2.09
Ayudante	H-H			
SUB TOTAL MANO DE OBRA			16.00	4.32
b. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD				
Implementos Perforistas	Hora	0.64	16.00	0.32
Implementos Otros	Hora	0.60	0.00	0.00
SUB TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD				0.32
c. MATERIALES Y HERRAMIENTAS				
Herramientas	Gdia	4.74	1.50	0.22
Costo de Perforadora	pp	0.29		0.00
Costo Aceros e insumos	pp	0.34		0.00
Malla Electrosoldada 3" x 3" No 8	pza	16.50	32.00	16.50
Adaptador split set	pp	0.17		0.00
SUB TOTAL MATERIALES Y HERRAMIENTAS				16.72
e. EQUIPOS				
Scoop Tramp (2.5yd3)	Hr	0.00	0.00	0.00
SUB TOTAL EQUIPOS				0.00
TOTAL COSTO DIRECTO			S/.x Metro	21.37
GASTOS GENERALES	15.50%			3.31
UTILIDADES	10.00%			2.14
COSTO POR METRO CUADRADO DE MALLA			S/.x m2	26.82
			US\$ x m2	8.25

Fuente: elaboración propia.

4.6.1.3. Costo de lanzamiento de concreto o shotcrete:

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS					
Transporte y Lanzado de Shotcrete					
Rendimiento Mes	4,500 m3			1 gal	3.7854 litros
	43,458 m2				
Transporte				Lanzado	
Rendimiento Mixer	1.76 m3/hr			Rendimiento Lanzador	4.98 m3/hr
N° Mixer	5			N° Lanzador	2

						US\$/M3	61.73
Descripcion	Unidad	Cantidad	Costo Unitario	Incidencia	Costo/Disparo	Costo/m	
TRANSPORTE							
PERSONAL							
Operador de Mixer	Tarea	15.00	1,755.39	123%	32,492.82		
Supervisor técnico	Tarea	6.00	1,832.73	50%	5,498.18		
					37,991.00		8.44
MAQUINARIA Y EQUIPO							
Mixer- Operación	hora-m	1.00	24.91	2,556.03 hora	63,665.61		
Mixer- Propiedad	hora-m	1.00	24.10	2,556.03 hora	50,084.47		
					113,750.09		25.28
HERRAMIENTAS							
% M.O.	Gdia	4%	37,991.00		1,519.64		
					1,519.64		0.34
IMPLEMENTOS							
GlobalxGuardia	Gdia	6%	37991.00		2,279.46		
					2,279.46		0.51
SUB-TOTAL							34.56
GASTOS GENERALES						65,955	14.66
UTILIDAD						18.00%	7.59
PRECIO UNITARIO / M3							56.81

COMBUSTIBLE						Gal/Hr		
Mixer- Operación	hora-m	2,556.03	3.0	2.9		22168.44		
						22,168.44		4.93

						US\$/M3	73.12
Descripcion	Unidad	Cantidad	Costo Unitario	Incidencia	Costo/Disparo	Costo/m	
LANZADO							
PERSONAL							
Operador de Lanzador	Tarea	6.00	2,240.92	123%	16,592.08		
Ayudante de Lanzador	Tarea	6.00	1,288.53	123%	9,540.45		
Supervisor técnico	Tarea	6.00	1,832.73	50%	5,498.18		
					31,630.71		7.03
MAQUINARIA Y EQUIPO							
Lanzador- Operación	hora-m	1.00	37.75	903.59 hora	34,114.34		
Lanzador- Propiedad	hora-m	1.00	33.05	903.59 hora	20,341.74		
					54,456.08		12.10
MATERIALES							
Cemento	Bls	0.00	6.98		0.00		
Agregado	m3	0.00	24.00		0.00		
Fibra	Kg	0.00	1.61		0.00		
Aditivo MASTEROC S160 (Cilindro = 200 Kg)	Lit	103,500.00	1.10		114,108.75		
Plastificante	Gl	0.00	10.00		0.00		
Calibrador	Unid	43,457.50	0.14		6,086.64		
Analisis Muestra Shotcrete	Unid	0.00	440.00		0.00		
					120,195.39		26.71
HERRAMIENTAS							
% M.O.	Gdia	4%	31,630.71		1,265.23		
					1,265.23		0.28
IMPLEMENTOS							
GlobalxGuardia	Gdia	6%	31630.71		1,897.84		
					1,897.84		0.42
SUB-TOTAL							46.54
GASTOS GENERALES						65,955	14.66
UTILIDAD						18.00%	10.22
PRECIO UNITARIO / M3							71.42

COMBUSTIBLE						Gal/Hr		
Mixer- Operación	hora-m	903.59	2.9	2.9		7,659.70		
						7,659.70		1.70

TOTAL PU						US\$/M3	134.85
----------	--	--	--	--	--	---------	--------

Fuente: cotejo y elaboración propia.

CONCLUSIONES

1. Se concluye que la evaluación geomecánica de tajeo 0337, RP basculante, piso 0, nivel 1170, zona V, cuerpo mascota - Unidad Minera Yauricocha, conforme a la Clasificación de Bieniawski, dieron como resultado que el tipo de sostenimiento aconsejado para la roca que se tomó como muestra (de acuerdo a los ensayos realizados en el laboratorio y con la ayuda del programa Geotable) que la valorización es 74 puntos lo cual clasifica a la unidad de análisis como macizo rocoso bueno clase II. Este resultado permite viabilizar el empleo de pernos Split set localmente de 3 m en la corona, espaciados a 2.5 m con malla electrosoldada y shotcrete ocasionalmente.
2. El macizo rocoso está compuesto de roca ígnea plutónica tipo granodiorita de textura fina compuesto por cuarzo y feldespatos, las propiedades físicas y mecánicas que se analizaron dentro del laboratorio; volumen, densidad, humedad, grado de saturación, porosidad, absorción, entre otros y software de geomecánica y sus parámetros: RQD, resistencia a la comprensión uniaxial, espaciamiento, condición de juntas, filtración de agua, influyen en la determinación de elegir un adecuado sostenimiento, un total de 4 pruebas demuestran que la roca es competente Tipo II: roca buena, y para una explotación de corte y relleno ascendente.
3. Las características de los elementos de sostenimiento dependen mucho de su proveedor y fabricación; a partir de ello, los pernos Split set consiguen efecto de puesta a carga inmediata y permiten un deslizamiento muy importante ante de la rotura, poseen una resistencia inmediata debido a su función de anclaje de la resina y la reducción de costos de la lechada para los elementos de sostenimiento de roca; de igual manera, la malla electrosoldada es un componente muy importante en este tipo de explotación, ya que previene la caída minuciosa de roca reduciendo accidentes, el acero galvanizado es muy resistente ante las rocas cortantes no dejándolas pasar y resistiendo el peso, ambos componentes de sostenimiento se complementan generando una seguridad y estabilidad dentro de la Unidad Minera Yauricocha; por otro lado la importancia y solución que nos brinda el shotcrete es muy necesaria, se lanza en lugares más inestables, donde se encuentra con un macizo rocoso inestable, lanzando y previendo deslizamientos y caídas de rocas de gran tamaño.

4. Los costos para el sostenimiento desempeñan un rol muy importante en la elección del tipo de sostenimiento en las labores de preparación desarrollo y explotación en la Unidad Minera Yauricocha, por lo cual se debe dar prioridad el sostenimiento adecuado por el Departamento de Geomecánica conjuntamente con planeamiento de la Unidad Minera Yauricocha con el objetivo de minimizar accidentes por caída de rocas. Los costos inmersión de acuerdo al estudio geomecánico son los precios unitarios de Split set, malla electrosoldada y shotcrete.

Resumen de precios unitarios

TIPO DE SOSTENIMIENTO	PRECIO	RENDIMIENTO
Split set	11.24 US\$/unid.	25 Unid./Guardia
Malla Electrosoldada	8 US\$/m ²	32 m ² en 25 Unid. de Split set
Shotcrete	134.85 US\$/m ³	4.98 m ³ /hora

RECOMENDACIONES

1. Realizar las evaluaciones geomecánicas constantemente del macizo rocoso y del sistema de sostenimiento instalado mediante pruebas como Pulsts test y cargas puntuales para cumplir los estándares de la Unidad Minera Yauricocha, implementar medidas efectivas de drenaje a fin de minimizar los efectos negativos del agua que podrían complicar más el problema de la inestabilidad de la masa rocosa. Asimismo, se recomienda utilizar el Índice Geológico de Resistencia GSI de Hoek – Brown ya que se utiliza en labores temporales y métodos de explotación como corte y relleno, estimando un sostenimiento en base a descripciones geológicas.
2. La Unidad Minera Yauricocha es una de las minas con mayor índice de accidentabilidad del Perú, para lo cual se recomienda un estudio amplio sobre el macizo rocoso en labores de profundización, ya que existe mayor presión de los cuerpos así como mayor temperatura para así poder cambiar el método de explotación y conjuntamente el tipo de sostenimiento.
3. Es recomendable utilizar los tres tipos de sostenimiento, la recomendación geomecánica nos indica, Split set más la malla electrosoldada en toda zona de trabajo “metro avanzado es metro sostenido” y shotcrete en zonas donde hay cruce de labores, ya que es ahí donde los esfuerzos tanto verticales como horizontales se aumentan generando mayor inestabilidad.
4. Los costos en la minería es un tema muy importante, para el tema de sostenimiento debemos de instalar 26 - 28 pernos Split set/guardia, porque así podemos optimizar tiempos, mano de obra, materiales y herramientas.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. CARHUAMACA, J. *Evaluación y optimización del sostenimiento con cimbras en minería subterránea*. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería, 2009.
2. MARTINEZ, H. *Aspectos de evaluación y optimización del proceso de minado en la Unidad de negocios de Yauricocha*. Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú, 2016.
3. DEL CASTILLO, H. *Estudio geológico de la zona 1, mina Yauricocha*. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería, 2006.
4. TUMIALÁN, P. *Apuntes del curso sostenimiento de minas*. Lima: Pontificia Universidad Católica del Perú - Sección Ingeniería de Minas, 2002.
5. DEL RÍO, M. *Apuntes del curso Minería Subterránea*. Lima: Pontificia Universidad Católica del Perú, 2002.
6. QUISPE, C. *Sostenimiento en Minería Subterránea. Grupo Geco: Minería Artesanal Legal*. [En línea] GrupoGeco, 12 de Junio de 2012. [Citado el: 22 de Enero de 2019.] http://geco.mineroartesanal.com/tiki-download_wiki_attachment.php?attId=1201.
7. QUILCA, M. *El sostenimiento en minería subterránea. Apuntes*. Lima: COSUDE - Proyecto Gama, 2009.
8. BELTRÁN, R. *Sostenimiento en rocas expansivas y deformables*. Trujillo: Anotaciones 6to Congreso Nacional de Minería, 2006, 1.
9. CARRIÓN, A. *3 técnicas de sostenimiento en minería subterránea. Portal Web: Seguridad Minera*. [En línea] Seguridadminera.com, 22 de Noviembre de 2017. [Citado el: 23 de Enero de 2019.] <http://www.revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/tecnicas-de-sostenimiento-en-mineria-subterranea/>.
10. HOEK, E. *Rock engineering Course notes: Tunnels in weak rock*. Canada: North Vancouver B.C., 2002.

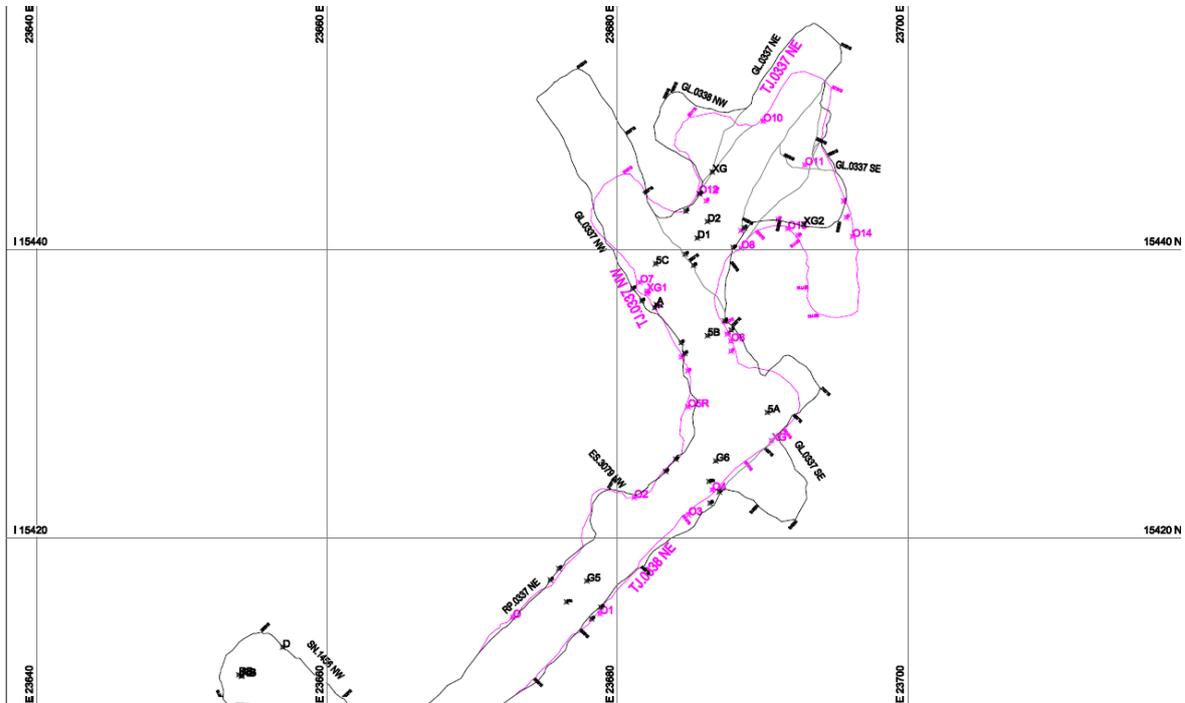
11. ARROYO, A. Explotación de Minas. Métodos para la extracción de Minerales. *Instituto de Ingenieros de minas del Perú*. [En línea] Marzo de 2011. <https://www.convencionminera.com/perumin31/images/perumin/recursos/Mineria%20IIMP%20Explotacion%20de%20minas.pdf>.
12. BARRERA, J. RQD, designación de la calidad de la roca. *Blog: Geología y ciencias de la tierra*. [En línea] Blog: Geología y ciencias de la tierra, 28 de Marzo de 2018. [Citado el: 23 de Enero de 2019.] <https://geologiaweb.com/ingenieria-geologica/estudios-geotecnicos/rqd/>.
13. BELANDRÍA, N. *Clasificaciones geomecánicas de de los macizos rocosos según Bieniawski y otros*. Mérida: Universidad de Merida, 2015.
14. SALCEDO, M. *Metodología de la investigación*. Lima: Universidad Nacional Mayor de San Marcos, 2001.
15. PONCE, L. *Metodología de la investigación*. Lima: Raguel, 2014.
16. DÍAZ, N. *Metodología de la investigación científica y bioestadística*. Santiago de Chile: Universidad Finis Terrae, 2011.
17. TAMAYO, M. *El proceso de la investigación científica*. México: Noriega Editores, 2003.
18. LAREDA, J. *Metodología de la ciencia*. Lima: Rhem, 1990.
19. SOTA, M. *Ciencia e investigación*. Bogotá: Nueva Época, 1991.
20. COSTA, W. *Técnicas de investigación*. Lima: Universidad Tecnológica del Perú, 1992.

ANEXOS

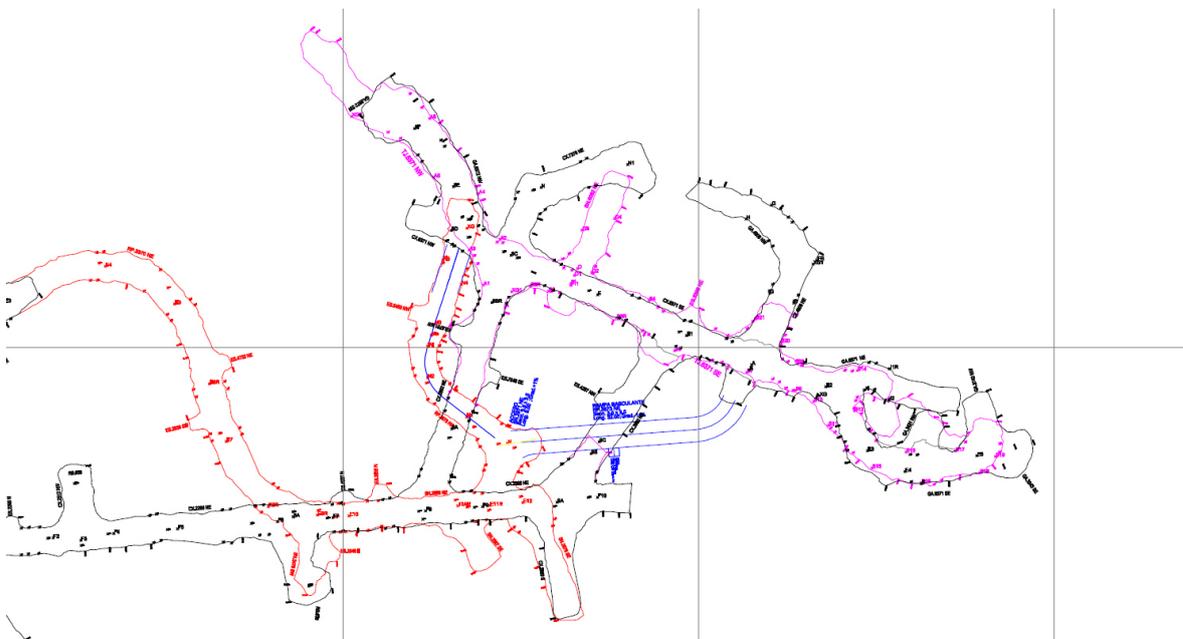
Anexo 01. Matriz de consistencia.

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	VARIABLE
<p>PROBLEMA GENERAL</p> <p>¿Cómo influye la evaluación geomecánica para determinar el tipo de sostenimiento en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente, tajeo 0337, RP basculante, piso 0, nivel 1170, zona V, cuerpo mascota - Unidad Minera Yauricocha, 2018?</p>	<p>OBJETIVO GENERAL</p> <p>Determinar cómo influye la evaluación geomecánica para determinar el tipo de sostenimiento en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente, tajeo 0337, RP basculante, piso 0, nivel 1170, zona V, cuerpo mascota - Unidad Minera Yauricocha, 2018.</p>	<p>HIPOTESIS GENERAL</p> <p>La evaluación geomecánica influye positivamente para determinar el tipo de sostenimiento en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente, tajeo 0337, RP basculante, piso 0, nivel 1170, zona V, cuerpo mascota - Unidad Minera Yauricocha, 2018.</p>	<p>VARIABLE INDEPENDIENTE</p> <p>Evaluación geomecánica</p>
<p>PROBLEMAS ESPECÍFICO</p> <p>a) ¿Cómo influyen las propiedades del macizo rocoso para determinar el tipo de sostenimiento en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente?</p> <p>b) ¿Cuáles son las características de los elementos de sostenimiento a emplear en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente?</p> <p>c) ¿Determinar los costos del sostenimiento a emplear en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente?</p>	<p>OBJETIVOS ESPECÍFICOS</p> <p>a) Determinar la influencia de las propiedades del macizo rocoso para determinar el tipo de sostenimiento en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente.</p> <p>b) Determinar las características de los elementos de sostenimiento a emplear en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente.</p> <p>c) Determinar los costos del sostenimiento a emplear en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente.</p>	<p>HIPÓTESIS ESPECÍFICAS</p> <p>a) Las propiedades del macizo rocoso priman para determinar el tipo de sostenimiento en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente.</p> <p>b) Las características de los elementos de sostenimiento determinarán la estabilidad de los hastiales de tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente.</p> <p>c) Los costos del sostenimiento a emplear en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente permiten determinar la rentabilidad.</p>	<p>VARIABLE DEPENDIENTE</p> <p>Tipo de sostenimiento.</p>

Anexo 02. Distribución de los diseños de los tajos 0337 y 6371 de la Unidad Minera Yauricocha del nivel 1170.



Diseño del tajo 0337 U.M. Yauricocha - Nivel 1170.



Diseño del tajo 6371 U.M. Yauricocha - Nivel 1170.

Anexo 03. Panel fotográfico.



Fotografía 01. Estandarización y medición de pernos y Split set.



Fotografía 02. Malla electrosoldada 3”.



Fotografía 03. Estandarización y medición de pernos en otros niveles.



Fotografía 04. Malla electrosoldada 3" y Pernos Split set – Nivel 1170.



Fotografía 05. Sostenimiento Split set + Malla electrosoldada 3".



Fotografía 06. Resultado de sostenimiento Split set + malla.



Fotografía 07. Filtración de agua - U.M. Yauricocha.

Índice de Resistencia Geológica (GSI)
CARTILLA GEOMECANICA

SMCSA
UNIDAD YAURICOCHA

Tipo Roca	RMR
I	81 - 100
II	61 - 80
III - A	51 - 60
III - B	41 - 50
IV - A	31 - 40
IV - B	21 - 30
V	0 - 20

CLASIFICACION GSI/RMR

Tiempo de Autososte
CERO

Sostenimiento
Inmediato

Metro Avanzado
Metro Sostenido

CONDICION ESTRUCTURA

CONDICION ESTRUCTURA	(B)	(R)	(P)	(MP)
(LF) LEVEMENTE FRACTURADA TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO)	LF/B	LF/R		
(F) MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75) (7 A 12 FRACT. POR METRO)	F/B	F/R	F/P	F/M/P
(MF) MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) (13 A 20 FRACT. POR METRO)	MF/B	MF/R	MF/P	MF/M/P
(IF) INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)	IF/B	IF/R	IF/P	IF/M/P
(T) TRITURADA O RELLENO LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)			T/P	T/M/P

MARTILLO DE GEOLOGO

FLEXOMETRO

CONDICION SUPERFICIAL

(B) BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA). DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERA ALTA (Rc > 25 Mpa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE LA PICOTA)

(R) REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA). DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, ALTA (Rc > 25 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE LA PICOTA)

(P) POBRE (MODERADAMENTE RESIST. LEVEMENTE ALT.). SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA PANIZO (Rc 25 a 50Mpa) SE INDENTA SUPERFICIALMENTE

(MP) MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA). SUPERFICIE PULIDA Y ESTRADA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE AROILLAS BLANDAS (Rc < 25 Mpa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)

Labor Permanente		Labor permanente > 3 años		Sección de la Labor (m)			
Tipo Roca	Clasificador GSI	Condicion superficial	Menor a 1.50m	1.50m a 3.50m	3.50m a 4.50m	Mayor a 4.50m	
I	MUY BUENA I	LF/B	Autososte	PO	PO	PO	
II	BUENA II	F/B - LF/R	Autososte	PO	PO	P1	
III - A	REGULAR III - A	F/R - MF/B	SO	P1	P1	P1	
III - B	REGULAR III - B	F/P - MF/R IF/B	SO	P+M	P+M	P+M	
IV - A	MALA IV - A	MF/P - IF/R F/M/P	CM	SH+P	SH+P	SH+P	
IV - B	MALA IV - B	MF/M/P IF/P	CM	CB H4	CB H4	NR	
V	MUY MALA V	IF/M/P - T/M/P T/P	CM	CB H6	NR	NR	

Labor Temporal

Labor Temporal <= 3 años		Sección de la Labor (m)				
Tipo Roca	Clasificador GSI	Condicion Estructura	Menor a 1.50m	1.50m a 3.50m	3.50m a 4.50m	Mayor a 4.50m
I	MUY BUENA I	LF/B	Autososte	SO	SO	SO
II	BUENA II	F/B - LF/R	Autososte	SO	SO	S1
III - A	REGULAR III - A	F/R - MF/B	SO	S1	S1	S1
III - B	REGULAR III - B	F/P - MF/R IF/B	SO	S+M	S+M	S+M
IV - A	MALA IV - A	MF/P - IF/R F/M/P	CM	SH + S	SH + S	SH + S
IV - B	MALA IV - B	MF/M/P IF/P	CM	CB H6/CM	CB H6	NR
V	MUY MALA V	IF/M/P - T/M/P T/P	CM	CB H6/CM	CB H6	NR

Tipo de Sostenimiento

Cod.	Descripción del Sostenimiento
PO	Perno helicoidal ocasional
P1	Perno helic. sistematico 1.2x1.2 - 1.5x1.5 - 2.0x2.0
P+M	Perno helic. sist. + malla 1.0 x 1.0 m o 1.2x1.2 m .
SO	Split set ocasional
S1	Split set o Swellex sist. 1.2x1.2 m a 1.5x1.5 m.
S+M	Split set o Swellex sist. + malla 1.0x1.0 m a 1.2x1.2 m
SH + P	Shotcrete con fibra 2" a 3" + perno helic. sist. 1.0x1.0 - 1.2x1.2
SH + S	Shotcrete con fibra 2" a 3" + Split /swellex, sist. 1.0 - 1.2m o CM
CB H4	Cimbras metálicas H4 espaciados 1.00m a 1.20m.
CB H6	Cimbra metálica H6 espaciado de 0.50 m a 1.0 m.
CM	Cuadros de madera 1.00m a 1.20m.
NR	Excavación No Recomendado

FACTORES INFLUYENTES

FLUJO DE AGUA
ESFUERZOS INDUCIDOS
VOLADURA DEFICIENTE
PRESENCIA DE FALLAS

SIN FACTORES INFLUYENTES

CON FACTORES INFLUYENTES

(B)

(C)

Pernos helicoidales Perno Permanente
Split Set Perno temporal

La longitud de los pernos esta en función a la sección de la excavación.

IMPORTANTE: cualquier modificación o combinación del sostenimiento se realizara bajo evaluacion y recomendación del Area de Geomecánica.

Cartilla Geomecánica – U.M. Yauricocha.