



UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO

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

Evaluación Geomecánica para la Recuperación de Pilares de una
Labor del Nv. 2670 – UP Santa María, Compañía Minera Poderosa –
Empresa “HUCATI”

**TESIS PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

AUTOR:

Bach. Tarrillo Rojas, Víctor Jordan (ORCID: 0000-0002-0985-3531)

ASESORES:

Mg. Gonzales Torres Jorge Omar (ORCID:0000-0002-4870-2402)

Mg. Castro Zavaleta Liliana (ORCID:0000-0002-1973-4245)

LÍNEA DE INVESTIGACIÓN:

Estabilidad de Taludes

CHICLAYO - PERÚ

(2021)

Dedicatoria

El presente proyecto de tesis se lo dedico a mi padre Juan José Tarrillo Heredia por haberme brindando su sabiduría y conocimientos en mi infancia logrando superarme en lo personal como profesional y que, por motivos del destino batallo el cáncer, sucumbió como heroína partiendo al más allá, a mi madre Elvira Elizabeth Rojas Ruiz por su valentía el de sacarnos adelante mientras las circunstancias estaban en nuestra contra, por brindarme el apoyo moral, económico, por ayudarme a ver la luz donde yo encontraba oscuridad, a mis hermanos por sus consejos, la aprensión, la comprensión y la buena vibra.

El autor

Agradecimientos

Agradecer al dios incognoscible quien llena al espíritu con la fuerza y voluntad para seguir la senda y para que ningún maligno logré quebrantarnos.

Agradezco infinitamente a mis profesores de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Cesar Vallejo ya que estuvieron allí brindándonos tan valiosos conocimientos teóricos y prácticos que servirán para edificar nuestros proyectos a futuro.

También a la contrata "HUCATI" quien me acogió y me brindo las facilidades para realizar este proyecto de tesis, si no es de haber sido por ayuda de mi gran amigo y colega ingeniero Moisés Bazán Isidoro quien hizo la recomendación para que yo laborara en el cargo de Supervisor de Operaciones Mina, gracias, gracias, gracias...

El autor

Índice de contenidos

Dedicatoria.....	ii
Agradecimientos	iii
Índice de contenidos	vi
Índice de Tablas	vii
Índice de Ilustraciones	viii
Abstract	xii
I. INTRODUCCIÓN.....	1
II. MARCO TEÓRICO	6
III. METODOLOGÍA.....	28
<u>3.1.</u> Tipo y Diseño de la Investigación	28
<u>3.2.</u> Operacionalización de las Variables	29
<u>3.3.</u> Población, Muestra y Muestreo	29
<u>3.4.</u> Técnicas e instrumentos para la recolección de datos, Validez y confiabilidad	30
<u>3.5.</u> Método de Análisis de datos	30
<u>3.6.</u> Aspectos éticos	31
IV. RESULTADOS	32
V. DISCUSIÓN	67
VI. CONCLUSIONES.....	68
VII. RECOMENDACIONES.....	70
REFERENCIAS	71
ANEXOS.....	77

Índice de Tablas

Tabla 1. Geología Local de Patáz.....	16
Tabla 2. Línea base de la mina	36
Tabla 3. Ensayos de laboratorio UP Santa María	37
Tabla 4. Sostenimiento de la labor mediante la clasificación Geomecánica GSI, Bieniawski RMR.....	38
Tabla 5. Caracterizando las propiedades del macizo rocoso RMR	39
Tabla 6. Resultados RQD - RMR.....	40
Tabla 7. Pedido de maderas para sostenimiento en Santa María en el área de Acopio.....	41
Tabla 8. Herramientas Convencionales.....	42
Tabla 9. Tareas realizadas de la primera semana a la cuarta en la labor de trabajo, desde 20/08/2019 hasta 22/09/2019	42
Tabla 10. Personal de la empresa “HUCATI”	44
Tabla 11. Costo por uso de herramientas	47
Tabla 12. Costo por uso de materiales de perforación y voladura	48
Tabla 13. Datos para el cálculo del número de taladros	49
Tabla 14. Frente para los tipos de clases de roca	52
Tabla 15. Datos de la perforadora	52
Tabla 16. Tiempos de perforación	53
Tabla 17. Tiempo total de taladros perforados por semana y día	54
Tabla 18. Reporte de Explosivo de una labor del NV. 2670.....	55
Tabla 19. Reporte de masas cargadas semanalmente.....	56
Tabla 20. Costos de perforación y voladura semanal	57
Tabla 21. Costos Unitarios de Mano de Obra	58
Tabla 22. Costos de Mano de Obra semanal.....	59
Tabla 23. Costo Unitario de los equipos de protección personal EPP's	60
Tabla 24. Costos de EPP's y Lámparas semanal	61
Tabla 25. Costos de Sostenimiento con Maderas semanal	62
Tabla 26. Utilización de sostenimiento total	62
Tabla 28. Costo total de la empresa “HUCATI”.....	64
Tabla 29. Cantidad de mineral extraído en las etapas de minado	66
Tabla 30. Operacionalización de las Variables	77

Índice de Ilustraciones

Figura 1. Vista del lugar de estudio desde el Google Earth Pro.	11
Figura 2. Plano de ubicación UP Santa María - Poderosa, distrito de Patáz, La Libertad.....	13
Figura 3. Unidades estratigráficas de la Geología Regional de Patáz (INGEMMET,2020).	15
Figura 4. La clasificación RQD mediante testigos.	19
Figura 5. Plano de orientación de la excavación	22
Figura 6. Longitudes sin sostenimiento y tiempos estable sin Sostenimiento (Bieniawski, 1989).....	23
Figura 7. Correlaciones Geomecánicas.	23
Figura 8. A la izquierda Sostenimiento de una cuña, a la derecha sostenimiento de un macizo rocoso estratificado.	24
Figura 9. Malla electro-soldada 4"x 4".....	25
Figura 10. Puntales de madera (8"x5.5') con pre-tensionado Jack-pot.	26
Figura 11. Paquete de madera con relleno estéril (6"x7"x3.3').	27
Figura 12. Tipos de cuadros de madera a la izquierda rectos, centro cónico, derecha cojos.	27
Figura 13. Plano Geomorfológico de la zona de estudio Patáz, La Libertad.	33
Figura 14. Carta geológica regional del cuadrante 16h de Patáz.	34
Figura 15. Carta geológica local de la provincia de Patáz.	35
Figura 16. Reporte de incidentes y accidentes en dos meses.....	43
Figura 17. Las cinco "S" japonesas.	44
Figura 18. Almacén de residuos sólidos y de madera.	45
Figura 19. En el mismo punto del Almacén de Madera: hacia adelante(izquierda) vista hacia la rampa MAROSE, hacia atrás (derecha) vista del sostenimiento subida hacia la labor donde se encuentran los frentes de la veta Samy.	46
Figura 20. Malla de perforación para la veta clase II y III, RMR.	51
Figura 21. Malla de perforación para la veta de clase III y IV, RMR.	51
Figura 22. Tiempos de perforación por semanas y acumuladas.	54
Figura 23. Cantidad de explosivos y conectores a utilizar por semana.	55
Figura 24. Reporte de masas utilizados en los frentes por semana (Kg).....	56

Figura 25. Reporte de Perforación y Voladura semanal.....	57
Figura 27. Reporte de Costos EPP's.	61
Figura 28. Costo sostenimiento semanal.	62
Figura 29. Reporte de los Costos Totales por semana.	65
Figura 30. Mineral recuperado en la cuarta hasta la séptima semana.	66
Figura 31. Clasificación del macizo rocoso según el índice RMR.....	79
Figura 32. Significado de la clase de macizos rocosos según el índice RMR. .	79
Figura 33. Plantilla del cálculo para el RMR.....	80
Figura 34. Sostenimientos a partir del índice RMR.	81
Figura 35. GSI (Hoek, Marinos 2000).....	82
Figura 36. Tipo de Sostenimiento (Hoek, Marinos 2000).	82
Figura 37. Mineral del frente primario de baja ley de la veta Samy	83
Figura 38. Mineral de alta ley del segundo frente de la veta Samy.	83
Figura 39. Sostenimiento de la labor, vista directa hacia el almacén de madera ubicada cerca a la rampa MAROSE NV 2670.....	84
Figura 40. Sostenimiento en la labor mediante paquetes de madera o woodpacks con relleno y puntales de madera, vista directa hacia la salida principal frontera a la labor de la contrata ARIANA.	84
Figura 41. Paquetes de madera o woodpacks y puntales en Almacén.	85
Figura 42. Izquierda Supervisor de operación mina (quien sustenta este proyecto), en medio Ayudante de Mina Mostacero y a la derecha Maestro Perforista Luján.....	85
Figura 43. Recojo y llenado de sacos SacMin.....	86
Figura 44. SacMin, acumulación de mineral.....	86
Figura 45. Entrega de mineral en la Tolva central de la bocamina NV 2670. ...	87
Figura 46. Carta poder para el permiso para recoger la dotación de explosivo a la bocamina NV 2670.....	88
Figura 47. Carnet para ingreso y salida de las instalaciones, bocaminas de la Compañía Minera Poderosa S.A.....	89
Figura 48. PETS realizados por la Compañía Minera Poderosa S.A.....	90
Figura 49. Plano topográfico de la UEA SANTA MARIA, Compañía minera PODEROSA, mostrando las diferentes vetas que se vienen explotando (Coba,2017).....	91

Figura 50. Veta SAMY, **A.-** Sistema de vetas NV. 2670 al NE UP Santa María;
B.- Detalle Geológico de La GL NW 1 Nv 2670 Veta Samy, **C.-** Muestra de la
Veta Samy (Coba,2017).....92
Figura 51. Labor HUCATI, Recuperación de pilares93

Resumen

Éste trabajo de investigación se centra en la minería subterránea de la compañía Poderosa, se presenta una labor que ha sido desarrollada por el método de explotación de cámaras y pilares mediante el uso de equipos mecanizados, llegando a cumplir su etapa de extracción se dejó abandonada. Por ser una labor de altas concentraciones de oro y tener pilares con dicho mineral, se ha determinado desarrollar la etapa de recuperación de pilares naturales mediante el uso de equipos convencionales, siendo comúnmente conocido como minería artesanal, desarrollado por la contrata "HUCATI".

Para lograr nuestro objetivo realizaremos una evaluación geomecánica del macizo rocoso para reemplazar el sostenimiento de pilares naturales, haciendo uso de herramientas e instrumentos como las cartillas geomecánicas (RMR & GSI) con ello caracterizaremos a la roca y aplicaremos sostenimiento.

Se realizará un mapeo del lugar, Además se realizarán cálculos para determinar los costos totales de la operación y conseguir el beneficio costo, acreditando que el proyecto sea factible.

El diseño de la investigación es cuasiexperimental, tipo descriptiva, se describirá los fenómenos que ocurren en la mina y aplicativa, ya que datos servirán para aplicar sostenimiento en el tajo. Las técnicas que se presentarán serán tanto documentales como de campo.

Palabras claves: Recuperación de pilares, evaluación geomecánica, compañía poderosa

Abstract

This research work focuses on the underground mining of the Powerful company, a work is presented that has been developed by the method of exploitation of chambers and pillars through the use of mechanized equipment, reaching its extraction stage, it was left abandoned. Because it is a work with high concentrations of gold and has pillars with said mineral, it has been determined to develop the stage of recovery of natural pillars through the use of conventional equipment, being commonly known as artisanal mining, developed by the "HUCATI" contract.

To achieve our objective, we will carry out a geomechanical evaluation of the rock mass to replace the support of natural pillars, making use of tools and instruments such as geomechanical primers (RMR & GSI), with this we will characterize the rock and apply support.

A mapping of the place will be carried out. In addition, calculations will be carried out to determine the total costs of the operation and achieve the cost benefit, proving that the project is feasible.

The research design is quasi-experimental, descriptive type, the phenomena that occur in the mine and applicative will be described, since data served to apply support in the pit. The techniques that will be presented will be both documentary and field.

Keywords: Abutment recovery, geomechanical evaluation, powerful company

I. INTRODUCCIÓN

Este apartado absorbe la **Realidad Problemática**, uno de los problemas primarios de la minería subterránea son los accidentes debido al desprendimiento de roca, estos desprendimientos pueden causar daños irreparables a nuestro personal, procesos, equipos o incluso al ambiente mismo donde labora, perjudicando a la empresa contratista y a la compañía Poderosa.

Una de las causas son **las labores abandonadas**, éstas se dejan por leyes bajas o porque son parte de los pilares naturales de sostenimiento de la labor, estando un largo tiempo expuestas a la zona y atacadas por el cambio de temperatura, por la humedad, por esfuerzos de la roca que tratan de encontrar equilibrio; como evidencia a Rojas Carrillo (2016) nos dice que la caída de rocas es causa de labores mineras que están expuestas por mucho tiempo y la selección inadecuada del sistema de sostenimiento. obteniendo como conclusión de su investigación en el mejoramiento de soportes en la unidad minera El Porvenir de la empresa Milpo, encontró que la calidad del macizo rocoso en el nivel de observación 80 m.s.n.m. es de regular a mala, esto es fácil de comprobar haciendo una prueba de campo.

Por consiguiente, a nivel **internacional** el Ministerio de Industria, Energía y Turismo de España (2015) menciona los factores que se ven inmiscuidas en una labor abandonada: Corrosión en los elementos de sostenimiento, aumento o disminución del pH, presencia de agentes químicos en el agua que se filtra por las discontinuidades o la porosidad de la roca, los cambios de temperatura, la humedad, son factores que apoyan a debilitar la roca.

Uno de los causantes de la caída rocas es, la mala calidad del macizo rocoso presentando diversas discontinuidades como fallas, pliegues, etc. y la presencia de humedad crean condiciones sub estándar que al no darle mayor atención pueden causar incluso la muerte de nuestros trabajadores, es así que será necesario brindar la seguridad adecuada, debiendo realizarse un estudio para la identificación y clasificación de la estructura circundante a la labor minera, dando consigo el tipo

y el diseño de sostenimiento para evitar posibles accidentes de trabajo, una de las causas de tales accidentes son los Efectos de perforación y Tronadura.

Según Osinergmin (2017) El desarrollo de **perforación y voladura** causa daños en la roca si este no es realizado de manera correcta, afectando principalmente al perímetro de la excavación ya que una voladura deficiente produce un fracturamiento y sobre excavación causando (entre otros) problemas de estabilidad en el macizo rocoso, dilución del mineral, mayor sostenimiento, daños en equipos y, en el peor escenario, pérdidas de vidas humanas. Como es el caso ocurrido en la Mina El Porvenir, empresa MILPO, La operación misma del minado subterráneo, genera condiciones subestándares en toda la mina (3 zonas: alta, intermedia y baja), éstas provocan que las labores mineras subterráneas sean inestables, para tal efecto es necesario evaluar las características geomecánicas y operacionales para el diseño de sostenimiento en la labor con la finalidad de garantizar la seguridad (Rojas Carrillo 2016).

Otra causa es cuando no se **caracteriza el macizo rocoso** debidamente a falta de conocimiento según Cornejo (1995) menciona: el propósito de la clasificación geomecánica es, caracterizar el macizo rocoso asignándole cierto valor respecto a una sucesión de parámetros, llegando a medir el índice lograremos obtener un número que nos indicará la calidad de la roca, hay que tener en cuenta que para utilizar estos instrumentos se requiere tener experiencia y conocimientos para quien hace uso de la misma, mas si no se usa correctamente los instrumentos, se procederá a sostener la roca de manera deficiente, existiendo un peligro inminente; evidencia de ello es

A nivel nacional la estadística de los accidentes mortales en la minería peruana por desprendimiento de rocas es el 29% siendo el total de 21 accidentes fatales hasta el mes de julio (Ministerio de Energía y Minas del Perú 2019)

A nivel Local según Peru21 (2017) informa que una roca sepulta a ingeniero en medio de huaico. Le cayó una enorme roca de un cerro en la vía Cajamarca-Chiclayo por un deslizamiento que ocurrió en la zona.

El temporal causó una nueva muerte en el norte. Un ingeniero electrónico falleció al caerle una enorme roca que se desprendió de un cerro en la vía Santa Cruz (Cajamarca)-Chiclayo, debido a un huaico que se registró en la zona por las intensas lluvias.

Otra causa ocurrida es por **falta o falla de sostenimiento**; En lugares con humedad el rendimiento de la madera tiende a disminuir, quiere decir que los puntales se pandean y es necesario el reemplazo inmediato con un nuevo puntal para evitar deslizamientos. (Escalante Guerra 2017); a veces ocurre que a pesar del cambio de sostenimiento, se sigue desprendiendo la roca del techo dado que no se ha realizado correctamente el diseño de sostenimiento como nos menciona (COMPUMET 2006) Otro factor de inestabilidad a parte de las excavaciones es cuando se dispone erróneamente el sostenimiento, causando condiciones inseguras y peligrosas, porque se piensa equivocadamente que la labor es segura cuando en verdad existe un peligro potencial, por no existir un control adherido y supervisión necesaria cuando se colocó el sostenimiento.

Hoy en día se tiene muchos problemas con el abastecimiento y transporte de madera a la labor, demandando un tiempo extra en el ciclo de minado.

Oyarzun (2011) Señala la importancia del problema y lo importante cuando se planifica una explotación por este método. La estabilidad del tajo incidirá en el alcance y la dimensión de los pilares y la anchura del caserón (naturalmente influenciado por el poder del depósito). A su vez, la densidad de los pilares influirá fuertemente en la recuperación del depósito.

En cuanto a la **formulación al problema**, esta queda establecido de la siguiente manera:

¿Cómo se reemplazará el diseño del sostenimiento para la recuperación de pilares de una labor del Nv.2670 – Empresa HUCATI - Compañía Minera Poderosa?

Las razones que animan a la concretización de este trabajo de investigación son académicas y personales.

En lo académico porque el trabajo podrá servir como referencia de trabajos futuros para evaluar condiciones similares en distintas minas en las que tengan cierta deficiencia o incredulidad en el uso de la geomecánica para estabilizar y sostener las labores mineras subterráneas, utilizaremos metodologías, técnicas e instrumentos como el sistema de clasificación geomecánica que servirá para reconocer a profundidad la problemática, así mismo personal ya que los temas de estudio que tratan en la presente investigación servirá a futuros profesionales de la facultad de Ingeniería de Minas.

La importancia de este trabajo de investigación es que se orienta a evaluar las condiciones geomecánicas en las que se pretende laborar, sabiendo la calidad de la roca se logra utilizar cierto tipo de sostenimiento que evitará en lo posible el desprendimiento de ella y así, evitar posibles daños a los trabajadores, equipos o procesos.

Asumiendo un mejor control y que se acaten todos los procedimientos para lograr un trabajo seguro.

En la **hipótesis general** se tiene:

Si se realiza una evaluación geomecánica del macizo rocoso que determine el diseño del sostenimiento, entonces lograremos recuperar los pilares naturales de una labor del Nv.2670 – Empresa “HUCATI” Compañía “PODEROSA”.

Entre **los objetivos** propuestos tenemos:

Objetivo General

- ✓ Realizar una evaluación Geomecánica del macizo rocoso para reemplazar el sostenimiento de pilares naturales de una labor del Nv.2670 - Compañía Minera Poderosa.

Objetivos Específicos

- Elaborar un mapa geomorfológico, geológico a nivel regional y local del cuadrante de Patáz.
- Diagnosticar una línea base para las condiciones de una labor del Nv.2670, Compañía Poderosa.
- Determinar los parámetros geomecánicos mediante el RMR correlacionado a GSI.
- Recuperación de pilares naturales de una labor del Nv.2670, Compañía Poderosa.

II. MARCO TEÓRICO

Entre los **Trabajos Previos**, que sostienen el proyecto se encuentran:

En los **Antecedentes Internacionales** tenemos a RINCÓN, Silva (2016) proyecto de modalidad monografía de título “**Caracterización Geomecánica del Macizo Rocoso del Área del Contrato 01-068-96 - Cooperativa Cooprocabon Sugamuxi - Municipio de Gámeza Boyacá**” – Colombia en donde el objetivo es realizar la clasificación geomecánica del macizo rocoso del área mencionando la conclusión siguiente:

Se Clasificó a la roca como una clase III de calidad regular con una evaluación numérica al rango 60-41 (RMR), cohesión aproximada de 2 a 3 kg / cm², y una pendiente de fricción de 25° a 35°.

Señalando que es moderadamente estable, pero si existe cierta alteración en cualquiera de las condiciones tratadas, Existe la probabilidad de fallar: Arcillolite 45 III Medium, Sandstone 56 III Medium, coal 48 III Medium. Además, gracias a la ayuda del programa DIPS, se pudieron encontrar dos familias de discontinuidades.

También tenemos a KUSNIR, Erick (2019) proyecto de tesis con el título “**Caracterización de un macizo rocoso para definir el revestimiento de un túnel**” teniendo como objetivo realizar una revisión bibliográfica de casos prácticos y teóricos sobre la construcción de túneles mediante parámetros que sirven en la caracterización de la roca y por consiguiente nos ayudará a determinar a través de métodos analíticos y empíricos el tipo de sostenimiento en un túnel radial, llegando a la siguiente conclusión:

Se realizado un estudio de los métodos modernos que sirven para brindar sostenimiento en el túnel tanto teórico como practico, también se analizó variedad de casos sobre construcción de túneles, llegando a obtener una suma de conocimientos aplicados satisfactoriamente a un ejemplo actual de un túnel radial en el occidente mexicano.

La comparación de los métodos analíticos y empíricos nos ayudarán a la mejora de la interpretación final, se recomienda utilizar más de un método en el cálculo de sostenimiento del túnel, adquiriendo así un mejor campo visual y ajuste al momento del diseño de éste.

En el planteamiento teórico tiene mayor peso los métodos analíticos como Hoek-Brown. Pero los métodos empíricos son un gran complemento cuando los costos son limitados y no se tiene la data completa, ni los cálculos indispensables al momento de diseñar el recubrimiento de manera efectiva, con la utilización de estos dos métodos lograremos un diseño exitoso.

Los métodos empíricos logran ser una versión genérica y conservadora al momento de obtener el resultado final, si se utiliza este método no generara fallas de peligro potencial. La desventaja del método empírico es que no hay exactitud y puede haber cierto sobre gasto por su postura conservadora.

Antecedentes Nacionales tenemos según LOARTE Trujillo (2018) en la tesis **“Geomecánica para el Diseño del Sostenimiento de las Labores Mineras en la Corporación Minera Toma la Mano – Cormitoma s.a. – Año 2018”** nos dice que la causa principal fijar el sistema de sostenimiento de acuerdo al reconocimiento de la resistencia a la compresión simple en la mina Ricotna 2016, llegando a la conclusión siguiente:

En este caso el soporte es esporádico, ya que el levantamiento litológico estructural se realizó en la zona mineralizada. Conjunto dividido de 5 y 7 pies espaciados cada uno 1.2 x 1.2 metros. Distribuido en forma de tres bobinas + malla soldada en terrenos muy fracturados o marcos de madera donde sea necesario. Los puntales de seguridad, en las partes donde se requiere, hacen un buen control de perforación y voladura. Apoyo si es necesario, por el proceso de meteorización de rocas; Realización de control preventivo.

Los resultados de la clasificación mediante Bieniawski son: Estación 1- Mineral RMR - 59 (III), estación 2 - Zona de contacto RMR - 66 (II), estación 3 - Pizarra

RMR - 58 (III), estación 4 - Cuarcita RMR - 71 (II), y Estación 5 - Granodiorita RMR - 85 (I).

También ROJAS Carrillo (2016) en la tesis **“Geomecánica en el Diseño de Sostenimiento para Mejorar la Estabilidad de las Labores Mineras de la Unidad Minera el Porvenir de la Empresa Minera Milpo - Año 2016”** que tiene por objetivo determinar la importancia de la aplicación de la geomecánica en el diseño del soporte en zona alta de la mina el porvenir de la Empresa Milpo, concluye:

La geomecánica si se aplica y es de gran importancia para diseñar el sistema de soporte para el trabajo de minería subterránea.

La caracterización del macizo rocoso para el diseño del elemento o sistema de soporte aplicado en la Zona Superior.

El diseño del sistema de sostenimiento aplicado en el trabajo subterráneo devuelve el equilibrio al macizo rocoso que garantizó la estabilidad de las excavaciones subterráneas en la Zona Superior.

Antecedentes Locales tenemos a BAZÁN, Moisés (2017) en su proyecto de tesis con título **“Estudio Geomecánico del macizo rocoso para la proyección del túnel transvase Totoras(Huallabamba – Inkawasi y Kañaris)”** en el cual su objetivo fue el de realizar un estudio geomecánico del macizo rocoso en el lugar mencionado, concluyendo de manera siguiente:

En el punto de entrada se encontró la presencia de discontinuidades como dacita y andesita regularmente fracturada, competente con alta resistencia, además se clasifico geomecánicamente siendo ésta de clase II RMR-70, Roca Buena, se encontró poco o nada en la filtración de aguas freáticas, pero no se descarta su percolación.

En el punto final de la proyección del túnel se deslumbra la granodiorita fuertemente meteorizada, con la clase IV dónde se menciona que es una roca de pésimas condiciones lo cual acarreará problemas a la hora de la excavación.

En la resistencia a la compresión axial se observó en el punto de salida que, la roca tiene una resistencia de 0.221 Mpa (Mega-Pascales) y tan solo 3.0 segundos para su rotura.

Por último CHUYES, Franco (2019) en la tesis de título **“Aplicación de la clasificación geomecánica del Q de Barton para la elección del sostenimiento en mina Santa Clotilde 7- Chongoyape”** con el objetivo de aplicar la clasificación geomecánica del “Q” de Barton correlacionado al “GSI” para la elección del sostenimiento en dicho lugar, concluye que:

Se determino que existen deficiencias en las operaciones mineras, existiendo bloqueo de acceso por el movimiento maquinaria que impiden el paso de personal, material, etcétera. Además de existir problemas en los puntales ya que no están distribuidos correctamente y la falta de mantenimiento, encontrándose puntales en estado de descomposición.

Hay cinco lugares donde es necesario el sostenimiento, el tramo 1(F/P),2(MF/R),3(MF/R),4(MF/R) y 6(F/R), los demás tramos contienen una dimensión inferior, lo que da un mejor equilibrio a los esfuerzos estructurales, sin embargo, la orientación subvertical es un factor a considerar.

Se logro una gran aproximación en la característica del macizo rocoso gracias a los criterios de rotura, afirmando que la calidad del macizo rocoso mejora constantemente a medida que se avanza en la excavación, también aplica en la cohesión y el ángulo de fricción.

En las **Teorías Relacionadas** tenemos a la empresa HURTADO CARDENAS TITO “HUCATI” se inició con el apoyo de la empresa hermana HURTADO VERDE SINFORONIO “HUVESI” siendo la última la que tiene mayor trayectoria en el sector minero, entonces la empresa “HUCATI” se le ha asignado una labor que ha estado laborando por dos años por la empresa “ARCASAC” que cumpliendo con su objetivo de extraer mineral de las cámaras y dejar los pilares intactos, paso la labor a dejarse en abandono, por tanto nosotros estamos encargados de la recuperación de los pilares siendo éste un trabajo de alto riesgo, debido a los espacios confiando y los esfuerzos tensionales que se crearán a lo largo del proceso extracción en los que se trabaja con el uso de equipos convencionales. Se debió evaluar con anticipación la identificación de peligros, evaluación de riesgos y medidas de control (IPERC).

En la **fisiografía** contamos con la ubicación de la compañía Poderosa se encuentra a la diestra del río Marañón a una altitud entre 1467 m.s.n.m. a 3180 m.s.n.m., el estudio realizado se ubica en una labor del nivel 2670m.s.n.m a 15 minutos específicamente en la Unidad de Producción Santa María del distrito de Pataz, provincia de Pataz, departamento de la Libertad, uno de los doce departamentos de la Libertad al norte del Perú. Limitado por el norte con la región de Bolívar; hacia el este con el departamento de San Martín; hacia el sur con la región de Marañón en el departamento de Huánuco; hacia el sur y el oeste con la región de Pallasca y la comarca de Sihuas en el departamento de Ancash; hacia el oeste con la región de Santiago de Chuco y la comarca de Sánchez Carrión, coordenadas UTM 18 SUR del cuadrante de Pataz.

La accesibilidad: Provincia de Trujillo – Compañía. Poderosa = 360 kilómetros

Modo Terrestre. Para llegar a la Mina Poderosa se hace el uso de Ómnibus aproximadamente en 15 horas o de una camioneta 4x4 todo terreno que se llega en 9 horas, la carretera se encuentra asfaltada en un 70%, el otro 30% muestra una carretera afirmada.

Modo Aéreo. El viaje se realiza desde la ciudad de Trujillo a la ciudad de Vijus en el aeródromo de nombre Chahual, a la derecha del río Marañón parte baja con respecto a UP Santa María.

El **clima** circundante a la UP Santa María presenta tres tipos:

- ✓ Cálido en el valle río Marañón (27°).
- ✓ Templado en la zona Sur a una altura de 2500ms.n.m. (20°C).
- ✓ Frío dirección mucho más al sur, en la zona Suyubamba, a una altura de 3000 m.s.n.m. (12°C).

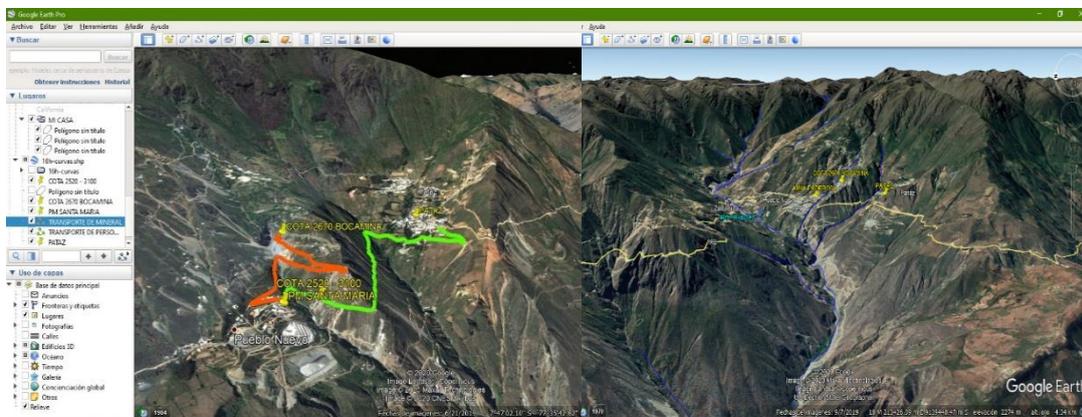


Figura 1. Vista del lugar de estudio desde el Google Earth Pro.

La **mineralización** de la veta SAMY se encuentra en la parte este, con rumbo 280 ° - 290 ° N; y una inmersión de 35 ° - 40 ° NE, su mayor desarrollo se encuentra en NV 2670 con 500 m de continuidad en la galería a ese nivel, y 800 metros de continuidad de acuerdo con perforaciones con diamantina, se han desarrollado chimeneas verticales y un nivel intermedio llamado 2727, en el que ya se ha desarrollado 100 m. Esta estructura se limita al oeste debido a una falla transversal que desplaza a Julie y Guadalupe, el este aún se está explorando, así como su continuidad en los niveles más bajos, debe tenerse en cuenta que Samy ha tenido las mejores leyes y poder hasta ahora y es a del trabajo prioritario de exploración y desarrollo. En el nivel 2670, la veta tiene una potencia significativa hasta los 3 metros en el GL Noroeste del nivel 2670, esta potencia es el resultado de la superposición de la veta siendo de 0.8 metros la potencia promedio, con una ley promediada de 40.35 gramos de Oro por tonelada métrica (Au / TM).

Su mineralogía de la vena se compone de 25% de cuarzo blanco, inyecciones de sílice gris con bandas y parches de sulfuros (Py +++, Gn ++ Esf +), su textura es de tipo violado con clastos sub angulares de alteración Box Rock en Matrix.

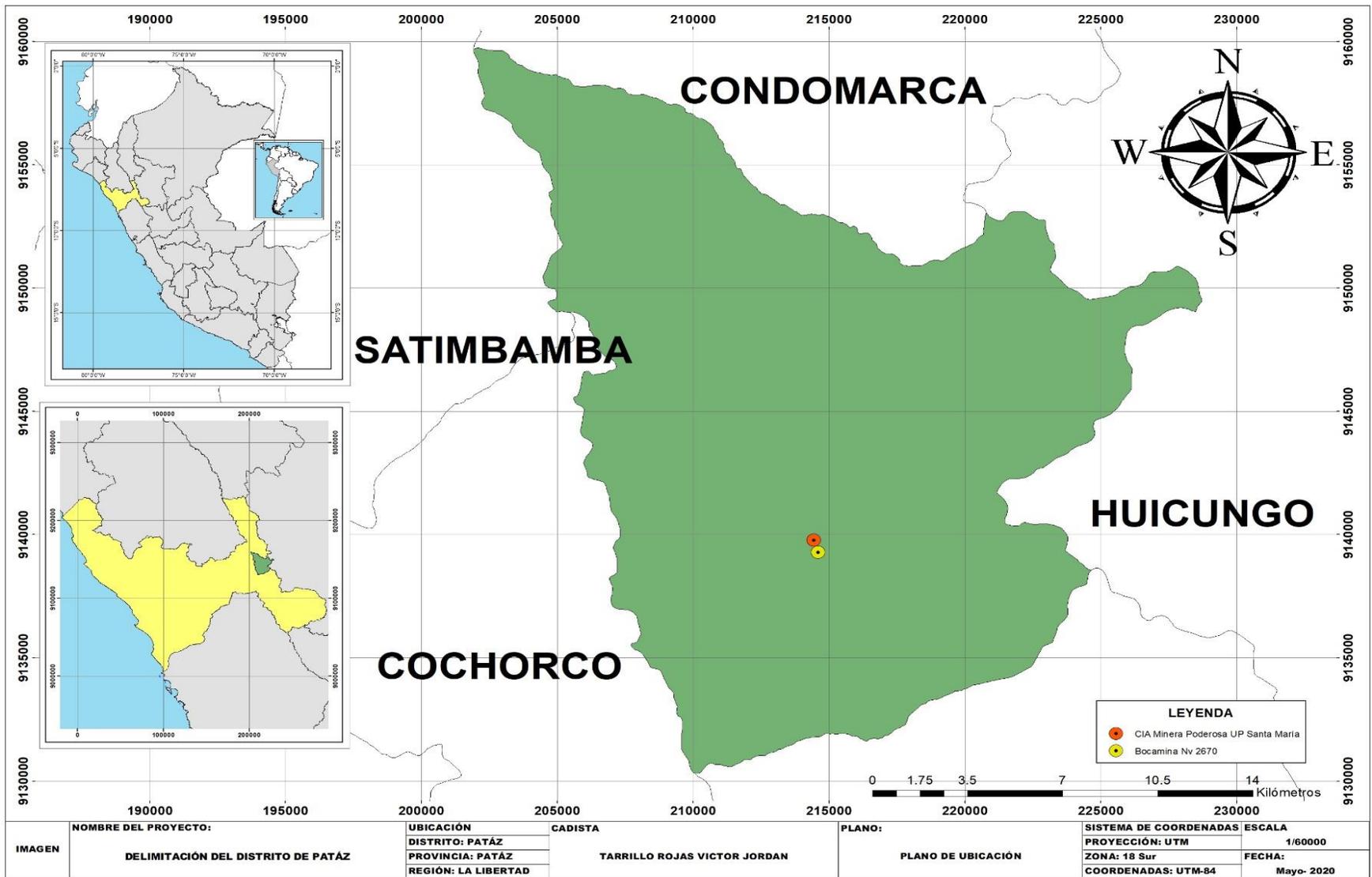


Figura 2. Plano de ubicación UP Santa María - Poderosa, distrito de Patáz, La Libertad.

En la **geomorfología** se halla en el flanco occidental de la cordillera oriental, la zona suele estar muy accidentada debido a emplazamientos y deposiciones, un ejemplo es la falla regional ubicada en el río Marañón mostrando las siguientes características:

- ✓ Roca tipo Granodiorita
- ✓ Fluido de tipo dendrítico
- ✓ Oscila pendientes hasta 90°
- ✓ Fluido anastomosado
- ✓ Mesetas debido a la tectónica regional
- ✓ Montaña en roca metamórfica

Según Wilson (1964) el lugar presenta valles escarpados, es decir que ha ocurrido una erosión debido a efectos geológicos tanto fluviales como glaciales que han erosionado a los valles, estos fluidos del río Marañón desembocan en el océano Atlántico.

La vegetación es muy abundante debido a las lluvias que se precipitan cada 8 meses esto le da un aspecto a ceja de selva, teniendo una temperatura promedio de 13,9 °C.

Los recursos naturales que encontramos son:

Agrícola. Se hace uso de ella para dar alimento al ganado, y otros como el eucalipto se utiliza para dar sostenimiento a la mina Poderosa

Hidrología. Se hace uso del río Marañón para el uso de la ganadería y la agricultura, además de brindar energía hidroeléctrica a la mina y comunidades.

Minera. Gracias a la minería se ha dado desarrollo económico en la región brindado servicios como educación de calidad, postas en lugares poco accesibles, trabajo para los mismos pobladores, etcétera. Ver mapa geomorfológico en Resultados (Figura 13).

Tabla 1. Geología Local de Patáz

CRONOESTATOGRAFÍA			LITOESTATIGRAFÍA	MORFOESTRUCTURAS VOLCÁNICAS	ROCAS INTRUSIVAS O SUBVOLCÁNICAS
ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD ESTATIGRAFICA		
CENOZOICO	CUATERNARIO		Depósitos aluviales, coluviales y glaciares	Q	
	PALEÓGENO	OLIGOCENO		P-da	Dacita PN-gd,mgr Granodiorita Monzogranito
MESOZOICO	CRETÁCICO	SUPERIOR	Formación Chota	KSP-ch	
		INFERIOR	Formación Crisnejas	Ksp-c	
	JURÁSICO	INFERIOR	Formación Goyllarisquiza	Jig	
	TRIÁSICO	SUPERIOR	Grupo Pucará	Tsp-p	
PALEOZOICO	PÉRMICO	LOPINGIANO	Grupo Mitu	PE-Tm	Dacitas y Riolitas
	CARBONÍFERO	MISSISSIPPIANO	Grupo Ambo	Cm-a	C-da,ri Batolito de Patáz
	ORDOVÍCICO	MEDIO	Formación Contaya	Om-c	Sdltngomgr
PRECAMBRI CO			Complejo Marañón	NP-cm-esq,gn	

Fuente: elaboración propia.

Ver mapa geológico Local en Resultados (Figura 15).

En el **Precámbrico** tenemos al *Complejo Marañón (Pe-cm)*. Se muestra a lo extenso de la cañada Río Marañón y en la diestra del Río Llacumbamba-Parcoy. Es una continuación polimetamórfica con otras formas de estructuras con tres características polifásicas en el orden de edades.

- ✓ Mica esquistos
- ✓ Meta Volcánicos.
- ✓ Filitas de naturaleza turnidita (Wilson y Reyes 1964)

Paleozoico inferior está *Formación Contaya (O-c)*. De época Ordovícico, se encuentra el complejo Marañón entre 200 y 600m. de espesor con una naturaleza de sílice - clástico (cuarcitas masivas, areniscas opacas, lutitas y calizas) la existencia de graptolites indicaría que existió una sedimentación profunda, las características del paleozoico inferior son: por reducido grado de metamorfismo regional aflorándose en la quebrada de Castillas.

Al Este del Batolito se encuentra afloramientos de piroclastos y expulsiones volcánicas de formación riolítico a andesítico, de época Carbonífero - Pérmico.

Triásico – Jurásico se ve inmiscuido al *Grupo Pucará (TR/Ji-P)*. Se produce por sedimentación marina, compuesta por grises y carbonosas, con aspecto de nódulos de chert, calizas intercaladas con lutitas, dolomitas, margas y areniscas calcáreas en las que la conforman 3 formaciones:

Formación de Chambará (Tr-ch). Es de orden inferior perteneciente al conjunto Pucará, se conforma de calizas grisáceas opacas intercalada con calizas dolomíticas y calizas bituminosas.

Formación Aramachay y Condorsinga (Ji-ar-c). Presenta niveles de Chert en la zona superior de la formación. En la región de Patáz se realizaron muchas expediciones de exploración en la indagación de Pórfidos o cuerpos reemplazables.

Cretáceo se encuentra el *Grupo Goyllarisquizga (Ki-g)*. Afloramientos no tan reconocidos, sus ejes de plegamiento se sitúan en un método simple al procedimiento Andino que se compone por cuatro formaciones diferentes en su litología y orden disposicional, Carhuaz, Farrat, Chimú y Santa.

Formación Crisnejas (Ki - cr). Presenta una secuencia de areniscas calcáreas, calizas, y margas. La relación de piso y techo están en discordancia erosional a las areniscas del grupo Goyllarisquizga y sedimentos clásticos de la Formación Chota. Asignado a la época de Albiano medio, con afloramiento extenso en la región Pampa Espino, Cerro Piletas al NE y SW del lugar de investigación.

Formación Chota (KsP - ch). Aflora en el sector Este, Contiene estratos rojizos mezclados por conglomerados, areniscas, lutitas y limonitas de color rojo intenso, se encuentra en discordancia erosional a la Formación Crisnejas. Se le añade a una época Albiano medio, con afloramiento extensivo en la región Pampa Espino, en el cerro Piletas al NE y SW del lugar de investigación.

Depósitos Cuaternarios (Qr-al). Principalmente eluviales-coluviales (degradación de las rocas in-situ de la formación Chota) y aluviales.

Caracterización del Macizo Rocoso, Hoy en día es un instrumento para el uso de proyectos y construcción de túneles, ya que dan un acercamiento en mejora del conocimiento, interpretación y aplicación de los datos geológicos, geotécnicos y lograr conocer el comportamiento geomecánico del macizo rocoso con ello tener una aproximación para los parámetros del diseño y la aplicación de soporte, estabilización y reforzamiento adecuado para el túnel.

La primera clasificación del macizo rocoso fue realizada (Proctor, Thomas Lester y Terzaghi 1977) realizada en la construcción de túneles y su aplicación del sostenimiento proyectado con el uso de cerchas metálicas. Ya a partir de los años cincuenta se empezó a utilizar bulonado y el hormigón proyectado para la construcción de túneles aplicado a la ingeniería civil.

Lauffer (1958) va evolucionando el sistema combinando el uso de cerchas, bulonado y hormigón proyectado en la construcción de túneles de roca. Luego el método austriaco toma parte de ello para su nuevo sistema Austriaco NATM (Özdemir 2004) en el centro Europa siendo el sistema basada en el conocimiento directo en campo y poco práctico en las etapas del proyecto.

Actualmente las clasificaciones geomecánicas más utilizadas en la construcción de túneles son el Rock Mass Rating (Bieniawski 1989), el "Q" de Barton por Lien y Lunde (1974), basándose los dos en los datos de recuperación de núcleos (RQD. Deere - 1996). Y el Geological Strength Index (GSI) por Hoek (1985), dejando el GSI de lado para este proyecto de investigación.

En la **resistencia a la compresión simple** de la roca el objetivo es determinar la resistencia máxima a la compresión de un testigo cilíndrico siendo de ayuda una compresora axial, éste gradualmente irá incrementando su fuerza hasta que el testigo se fracture o presente rotura, se observará en el marcador computarizado los Mega pascales que está soporto al momento de fallar. Ver en tabla 4 (pag.49).

existen además otros instrumentos como el ensayo de carga puntual o mediante el uso del esclerómetro conocido comúnmente como el martillo de Schmidt.

la clasificación de Deere (1963-1967) índice de la calidad de la roca o RQD por sus siglas en inglés (Rock Quality Designation). Su base fundamental es el grado en que el macizo rocoso se fractura, para ello se necesitarán de perforaciones con un diámetro mínimo de 5,4 cm y una longitud mayor a 10 cm, estos testigos serán analizados, medidos y contabilizados para su determinación.

cabe recalcar que debemos tener precaución en la influencia que tienen la manera en que se ejecuta el sondaje, ya que pueden provocaran roturas considerables en el testigo, obteniéndose valores incorrectos, su fórmula es la siguiente:

$$RQD = \frac{\text{Longitud recuperada en piezas} \geq 0.1m}{\text{Longitud del sondeo}} \times 100$$

Por ejemplo:

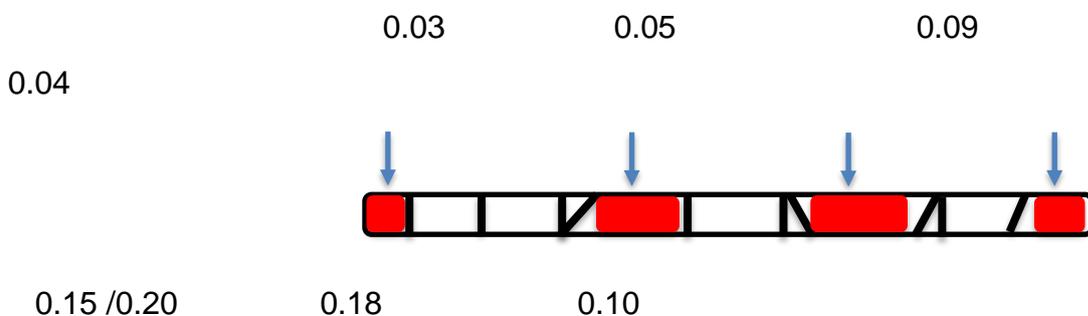


Figura 4. La clasificación RQD mediante testigos.

- ✓ Longitud del taladro: 84cm
- ✓ Longitud del testigo rescatado: 63 cm

Entonces:

$$RQD \frac{63cm}{84} \times 100 = 75\%$$

si no se cuenta con el uso de sondajes, se reemplaza el RQD por la formula dada por Palmstrom (1975):

$$RQD = 115 - 3.3 \times Jv$$

Quedaría:

$$RQD = 115 - 3.3 (12)$$

$$RQD = 75\% (Regular)$$

- ✓ Jv = Número de Juntas

Las cualidades RQD se encuentra en anexos N°4.

Rock Mass Rating (por Bieniawski en 1973, Actualizados hasta el 2014 por Bieniawski y otros colaboradores) esta herramienta desarrollada en Sudáfrica, nos ayuda para la caracterización del sólido rocoso, obtendremos una estimación de la calidad de la roca de acuerdo con el índice obtenido. Los parámetros son:

- ✓ Resistencia a la compresión simple de la roca.
- ✓ RQD (%).
- ✓ Condición de las discontinuidades.
- ✓ Separación entre discontinuidades.
- ✓ Presencia de agua.
- ✓ Corrección de la orientación de las juntas.

Los objetivos de la clasificación es estimar y comprender la calidad de la roca, agilizar la planificación y el diseño obteniendo datos cuantitativos para los problemas de la ingeniería estructural, además dividir categóricamente la calidad de la misma.

La clasificación de la roca de estos parámetros se tomarán unos valores numéricos según corresponda, estas serán sumadas en su totalidad en la que brindará un índice de la calidad del sólido rocoso RMR que se sitúa de 0 a 100, ésta se clasifica de la siguiente manera:

R.M.R. menor de 20, clase de roca V se sugiere una calidad muy mala, R.M.R. de 21-40 es considerado de clase IV siendo esta una roca de calidad mala, R.M.R. 41-60 adopta una clase III y se describe como roca media o regular, R.M.R. de 61-80 de clase II considerada una calidad de roca buena y por ultimo R.M.R de 81-100 de clase I resultando una calidad de roca muy buena por ende es preferible para las operaciones de avance, evitando así la inestabilidad del macizo rocoso, y el posible fracturamiento o debilitamiento de roca, además de optimizar los recursos, evitando gastos en sostenimiento y mantenimiento del tajo (Anexos N.º 4).

El Significado de las clases de macizos rocosos como muestra la siguiente tabla geomecánica nos muestra las relaciones existentes de la clasificación de roca respecto al: tiempo de manteniendo, la cohesión en kilo Pascales “kPa” y el ángulo de fricción del macizo rocoso. Clasificado de la siguiente manera:

La **clase V**, siendo una roca de pésimas condiciones nos indica un tiempo de conservación de 10 minutos para 0,5m con una cohesión menor a 100 kPa y un ángulo inferior a 30 grados, **clase IV** perteneciendo a una roca mala, resultando un mantenimiento de 5 horas por cada 1,5 m adquiriendo una cohesión de 100 a 150 kPa y un ángulo de 30 a 35 grados, **clase III** relacionado a roca media, obtiene un tiempo de conservación de 1 semana para 3m con una cohesión de 150 a 200 kPa y un ángulo de fricción de 35 a 40 grados, **clase II** tiempo de cuidado de 6 meses para 4m con una cohesión de 200 a 300 kPa y un ángulo de fricción de 40 a 45

grados, **clase I** corresponde una roca muy buena, la tabla indica un tiempo de conservación de 10 años para 5m, una cohesión mayor a 300 kPa y un ángulo de fricción mayor a 45 grados. (Anexos N.º 4).

- ✓ Separación entre diaclasas(m)
- ✓ Longitud entre la discontinuidad(m)
- ✓ Presencia de agua
- ✓ Corrección de la orientación de las juntas

Orientación de las discontinuidades en el túnel. (Anexos N.º 4).

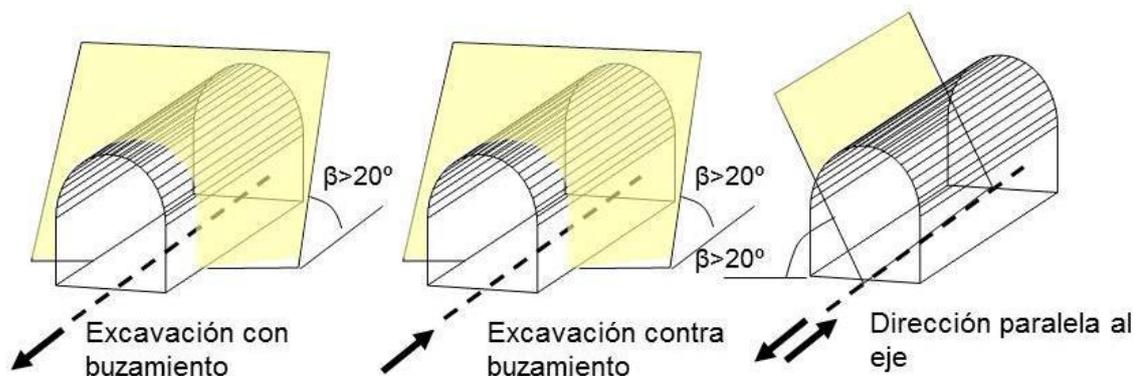


Figura 5. Plano de orientación de la excavación.

El sostenimiento del macizo rocoso a partir de RMR – Bieniawski en esta sección se muestra el avance de la excavación respecto a la calidad del macizo rocoso, aplicando consigo mayor sostenimiento en las rocas de peor calidad, haciendo uso de bulonado sistemático, Gunita, mallas de contención, cerchas metálicas, y otros (Anexos N.º 4).

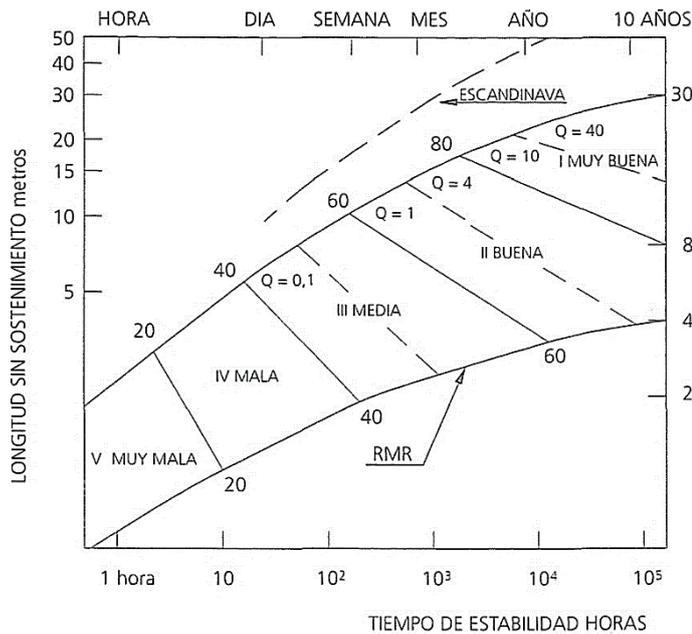


Figura 6. Longitudes sin sostenimiento y tiempos estable sin Sostenimiento (Bieniawski, 1989).

La clasificación del **Índice de Resistencia Geológica GSI (Hoek)** nos sirve para aplicar sostenimiento en base a observaciones geológicas en el campo. la escala varía entre 0 a 100, mientras menor sea el valor, presentará rocas muy fracturadas con condiciones muy pobres y mientras se acerca a la escala de 100 se mostrará estructuras poco alteradas en condiciones muy buenas (Anexos N.º 5).

Correlaciones de los sistemas geomecánicos

Sistema	Correlación	Información
RMR =	$9 \ln Q + 44$	Bieniawski, 1976, para túneles civiles
RMR =	$10 \ln Q + 42$	Abad, 983, para galerías en minas de carbón españolas
RMR =	$13,5 \ln Q + 43$	Rutledge, 1978
RMR =	$15 \log Q + 50$	Brady & Brown, 2004
GSI =	RMR 76	para macizos rocosos secos y sin considerar la orientación de la excavación
GSI =	RMR 89 - 5	para macizos rocosos secos y sin considerar la orientación de la excavación

Figura 7. Correlaciones Geomecánicas.

En los tipos de sostenimiento convencional tenemos al **Bulonado Sistemático**, es un tipo de sostenimiento en el cual se introduce una barra de acero resistente a la tracción, sujeto a la roca que evita la deformidad del macizo rocoso con presencia de discontinuidad.

El bulonado sistemático confiere al macizo nuevas propiedades, logrando con ello aumentar la cohesión. En la actualidad se maneja el uso de anclaje o bulonado por Adherencia o Fricción.

El bulonado o pernos de anclaje ayudan a disminuir las deformaciones inducidas por el peso del bloque, como también las que se distribuyen debido a los esfuerzos tensionales circundantes a la excavación, evitando consigo que ocurra caída o algún desplazamiento. Se muestra las siguientes imágenes en la muestran un ejemplo del uso del bulonado para cuñas

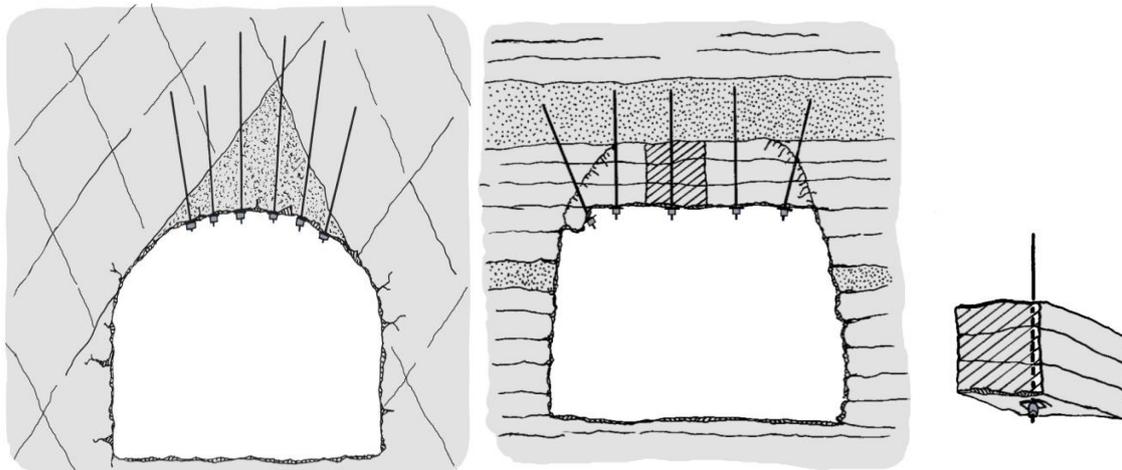


Figura 8. A la izquierda Sostenimiento de una cuña, a la derecha sostenimiento de un macizo rocoso estratificado.

La **Gunita** es un mortero que proyecta arena y cemento, se utiliza comúnmente para sellado de filtraciones de agua, así también para zonas donde exista rocas anhidríticas, esquistos, yeso, y otros, ya que servirá en la filtración, produciendo se un intercambio molecular en el momento de la proyección, dando así un mejor acabado y un sostenimiento activo óptimo.

La **malla metálica** se utiliza para prevenir la caída de rocas circundantes con los pernos de anclaje, siendo el sostenimiento adecuado cuando existe roca muy fracturada, además de ello se puede aplicar Gutina o Shotcrete para reforzar el sostenimiento del macizo rocoso, se recomienda utilizar malla electro-soldada. Los tipos de malla metálica existentes son: los de malla eslabonada o tejida, y la malla electro-soldada.

este sostenimiento con ayuda de otros sistemas puede soportar cargas estáticas y dinámicas del macizo rocoso.



Figura 9. Malla electro-soldada 4"x 4".

Las **cerchas o cimbras metálicas** es un tipo de sostenimiento pasivo, es aplicado para rocas de muy mala calidad, rocas fracturadas que se encuentran sometidos a grandes esfuerzos y necesitan de sostenimiento con estructuras de acero para contener los desplazamientos existentes.

Las estructuras tienen forma de baúl, circular o de herradura que sostienen el techo y las paredes laterales del túnel, confiriendo una gran resistencia a compresión y tracción. Estas cimbras o cerchas se dividen en dos tipos: Rígidas y Deslizantes.

Los **puntales de madera** son postes de madera que se instalan perpendicularmente a la caja, previendo con ello a que la roca falle, las ventajas del sostenimiento radican en su fácil transporte y manejo a la hora de la instalación, utilizado con mayor frecuencia cuando las labores que se realizan son temporales.

Los puntales funcionan a compresión logrando resistir de 7 a 10Mpa (Mega-Pascales), tienen una longitud aproximada de 3 metros con un diámetro variable entre 5" a 10" pulgadas, cabe mencionar que mientras más pequeña la labor, menor es la longitud del puntal, aportando así mejores resistencias compresivas



Figura 10. Puntales de madera (8"x5.5') con pre-tensionado Jack-pot.

Se hace uso de Paquetes de maderas, cuando los puntales no son suficientes para soportar el techo de la excavación, generalmente es utilizado en el método corte y relleno y en cámaras de pilares actuando conjuntamente con pilares naturales e incluso para su recuperación.

Los paquetes de madera, conocidos también como woodpack o cribbing, consisten en cuadrados que se unen entre ellas formando un armazón de dimensión superior, logrando soportar el peso muerto de fallas muy significativas.



Figura 11. Paquete de madera con relleno estéril (6"x7"x3.3').

Los **cuadros de madera** se utilizan para el sostenimiento de galerías, transporte, y otras labores de desarrollo, comúnmente utilizado en macizo rocoso muy fracturado y de mala calidad, dependiendo de los esfuerzos y las presiones por parte del techo o laterales, se utilizan distintos tipos como los cuadros rectos, cónicos y los cuadros cojos, los que se unen mediante destajo o algún material exterior.

Para tener un sostenimiento óptimo se recomienda rellenar los postes con material estéril y en la parte superior, si está hueco colocar redondos, en este trabajo de investigación no se aplicará cuadros de madera por tanto esta información es referencial a métodos convencionales.



Figura 12. Tipos de cuadros de madera a la izquierda rectos, centro cónico, derecha cojos.

III. METODOLOGÍA

3.1. Tipo y Diseño de la Investigación

El diseño es **Cuasi-Experimental** ya que tiene una conexión entre la investigación experimental y observacional, estudiará el efecto de la variable independiente sobre otra variable dependiente.

Se tomarán datos de forma no aleatoria lo que con lleva a que la información recolectada no tenga características similares, por ello este tipo de investigación no se lleva a laboratorios si no a aplicaciones de campo.

La **investigación tipo Descriptiva – Aplicativa**, descriptiva porque busca describir la realidad del fenómeno estudiado, personas, lugares, condiciones, etcétera.

Este tipo investigación busca focalizar los hechos más relevantes, además buscará no solo recolectar y procesar datos si no que, el investigador realice un análisis y los procesos en lo que se está involucrado él mismo.

Aplicativa porque busca que todos los conocimientos obtenidos sean llevados a la práctica, siendo provechoso para la sociedad, ya que busca mejorar las condiciones del sujeto en cuestión.

3.2. Operacionalización de las Variables

Identificación de Variables

Variable independiente

Evaluación Geomecánica del macizo rocoso.

Variable dependiente

Recuperación de Pilares.

3.3. Población, Muestra y Muestreo

Población

Está compuesta por el macizo rocoso de una labor del NV 2670 – Empresa HUCATI - Compañía Minera Poderosa.

Muestra

Una labor del Nv. 2670 – Empresa HUCATI - Compañía Minera Poderosa.

Criterio de Inclusión

- Bloques del macizo rocoso con presencia de discontinuidades.
- Zona de avance producto de la perforación y voladura.
- Humedad o filtraciones de agua en la labor.

Criterio de Exclusión

- Rampa y Túnel que conecta a la labor de estudio.
- Labor de la empresa Ariana S.A. circundante la labor de trabajo.
- Personal que labora en la zona de investigación.

3.4. Técnicas e instrumentos para la recolección de datos, Validez y confiabilidad

Se estudiarán dos tipos de **técnicas de investigación**: la técnica documental y de campo.

La **Técnica Documental** contribuye a la obtención de conocimientos para dar a conocer el suceso de los acontecimientos o para dar respuesta a las preguntas planteadas por el investigador, el análisis se realiza mediante fenómenos sean estos históricos, sociales, etcétera.

La **Técnica de Campo** permite recolectar información directamente del lugar de estudio pudiéndose manipular los fenómenos de la realidad y lograr confrontar la teoría con la práctica, como también puede encontrarse con información que aún no ha sido documentada.

Los **Instrumentos de Investigación** serán los siguientes:

Índice de la calidad de roca **RQD**, mediante la utilización de sondajes o aplicando la fórmula de Plamstrom, se medirán el índice de fracturamiento de la roca (ver página 24 y 25).

También se hará uso del manejo de tablas Geomecánicas de **Bieniawski RMR**, se medirán distintos parámetros que sumarán un total en valores numéricos, éste nos indicará la calidad de roca (ver Anexo N°4), igualmente para Geological Strength Index **GSI** (ver Anexo N°7).

3.5. Método de Análisis de datos

- ✓ Se utilizará el programa ARCGIS para la delimitación del lugar de estudio.
- ✓ Se tomarán datos de INGEMMET para obtener geología y metalogénica y se procesará al programa ARCGIS.
- ✓ Se aplicará la fórmula del RQD para analizar el grado de fracturamiento del macizo rocoso.
- ✓ Manejo del mapeo geomecánico por Bieniawski (**RMR**) y Geological Strength

Index **GSI**.

- ✓ Procesos para la Recuperación de Pilares

La información obtenida, nos ayuda a ordenar, procesar, analizar e interpretar las características de las muestras que representarán a la totalidad de población.

3.6. Aspectos éticos

En base a nuestros principios y la naturaleza de investigación desarrollado por la Universidad César Vallejo Filial Chiclayo, los aspectos que considero en este proyecto de investigación son los que menciona a continuación:

Justicia, debido al carácter legal que tiene el proyecto.

Respeto, ya que se respetarán trabajos de otros investigadores y se citará en caso que se requiera.

Libertad, ya que es la manera de elegir el cómo vamos actuar responsablemente en la sociedad.

Verdad, nos basaremos en fenómenos o hechos que han sucedido en realidad.

Innovación, ya que serán nuevos métodos de aplicar sostenimiento en la empresa minera artesanal.

IV. RESULTADOS

Mapa geomorfológico, geológico a nivel regional y local del cuadrante de Patáz.

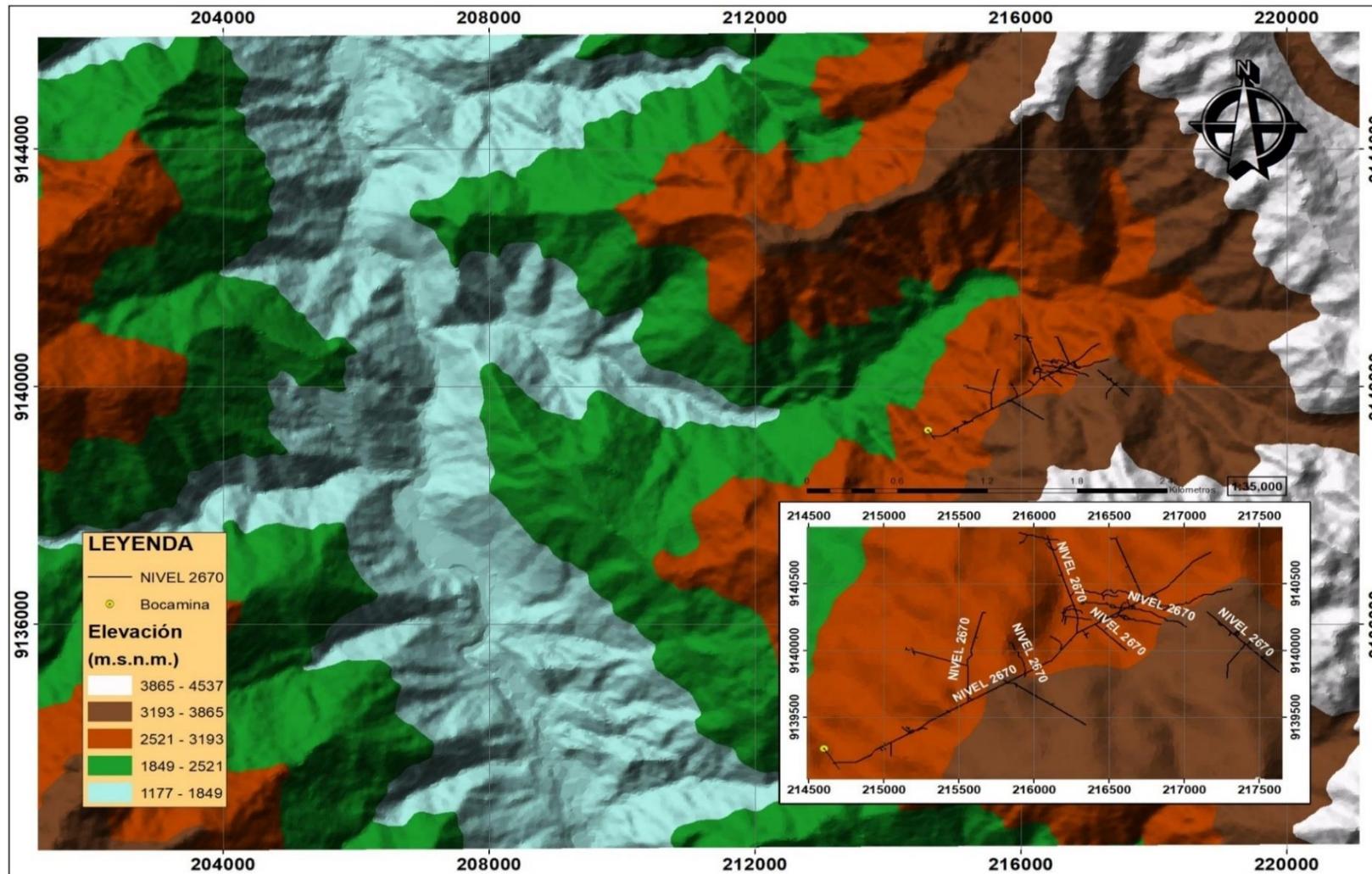


Figura 13. Plano Geomorfológico de la zona de estudio Patáz, La Libertad.

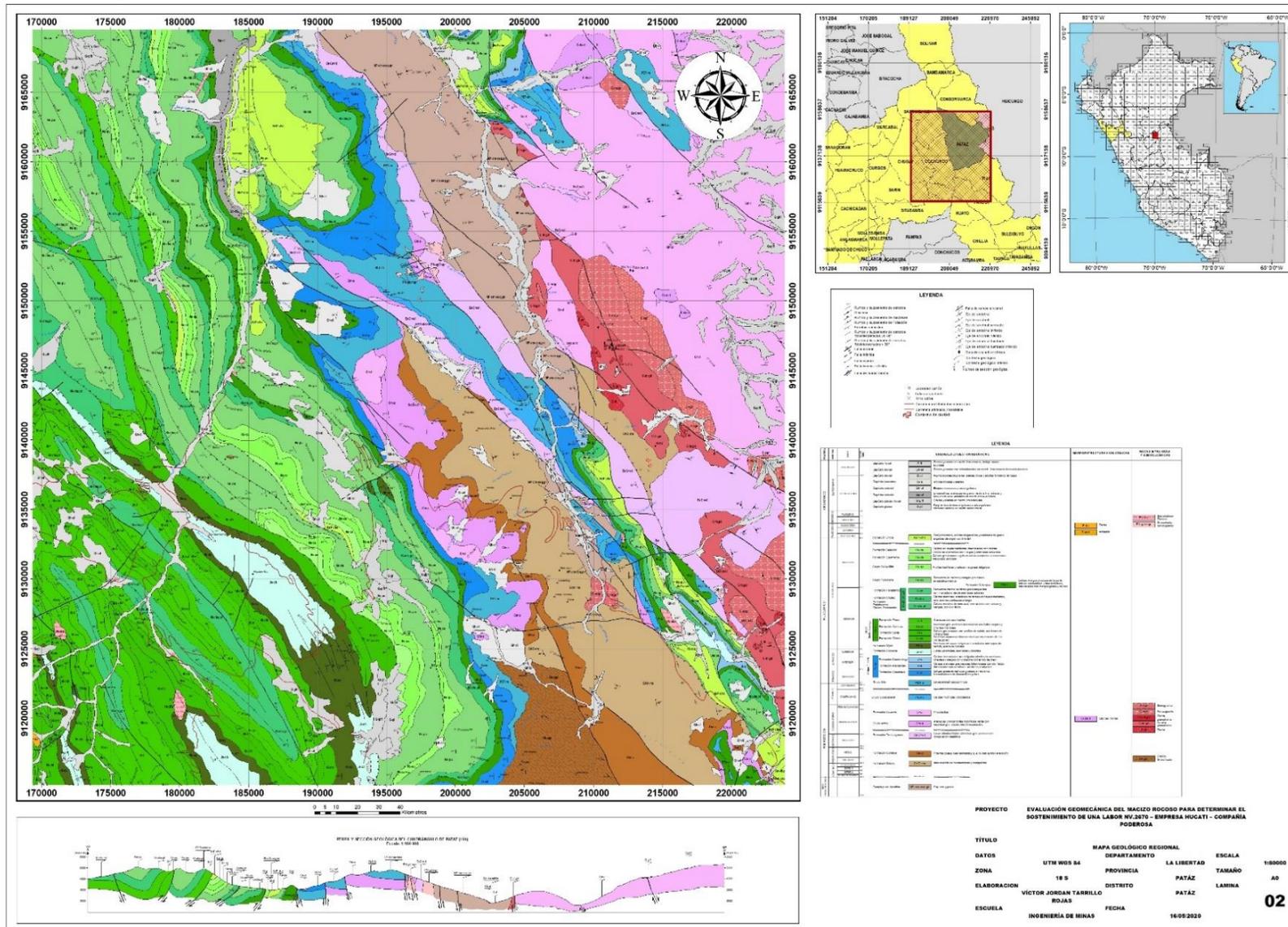


Figura 14. Carta geológica regional del cuadrante 16h de Patate.

Diagnosticar línea base de la mina

Tabla 2. Línea base de la mina

ÍTEMS	DESCRIPCIÓN	REFERENCIA	CONDICIÓN
Acceso	Bocamina Nv.2670, AL NV 2635. A la izquierda con la rampa MAROSE, a la derecha con la labor de Ariana	3,3 km desde la bocamina, la caminata se realiza alrededor de 40 minutos para llegar a nuestro destino	Muy estable
Clima	El clima adentro de la mina muestra temperaturas que oscilan los 28° a 30°C, ambiente húmedo.		Estable
Labor	Se encontraron materiales con los cuales se había trabajado anteriormente, mangueras, cables, madera en estado de descomposición y un sostenimiento precario.	Área 20x20 Altura (1.2-1.9) m	Inestable
Antecedentes de la labor de estudio	Es una labor abandonada, desarrollada anteriormente por la contrata ARCASAC utilizando sistema semi mecanizado, por método de explotación de cámaras y pilares.		
Sostenimiento	Puntales	Aprox: 10	Inestable
	Woodpack	1	Inestable

Fuente: elaboración propia.

Evaluación geomecánica del macizo rocoso

Tabla 3. *Ensayos de laboratorio UP Santa María*

MUESTRA Diorita	Resistencia a la compresión simple (Mpa)	Cohesión (Kp/cm ³)	Ángulo de Fricción (Mpa)	Peso Específico (g/cm ³)
M1	87.02	15.40	52.23	2.71
M2	85.07	15.20	52.18	2.68
M3	87.64	15.52	52.30	2.75
PROMEDIO	87	15.3	52.2	2.71

Fuente: elaboración propia.

En los ensayos de laboratorio se tomaron testigos de roca in-situ para determinar su resistencia a la compresión encontrando un promedio de 87 Mpa, una cohesión de 15.3 kp/cm³, ángulo de fricción de 52.2 Mpa y un peso específico de 2.71 g/cm³, estos nos servirán para aplicar las cartillas geomecánicas RMR y el GSI.

Tabla 4. Sostenimiento de la labor mediante la clasificación Geomecánica GSI, Bieniawski RMR

Tipo	Responsables	RSDA	Veta	Nivel	Labor	Block	Evaluación GSI			Evaluación Bieniawski		Tiempo de autosoporte	Tipo de sostenimiento	Observaciones
							Mineral	Caja Techo	Calidad del techo (factores que influyen)	R M R	Calidad del Techo			
EXPLOTACIÓN	Supervisor Tarrillo Rojas Víctor Jordan	HUCATI	SAM Y	2670	TJ1	1	MF/R	F/R	MEDIA		52	1 semana	Puntales con Jackpot sistemático espaciado 1.30m en las cajas + Split set espaciado 1.50m en zona mineralizada	Recuperación de Pilares
						2	F/P	F/P	MEDIA		44	1 semana	Puntales con Jackpot sistemático espaciado 1.0m con guarda cabeza	Recuperación de Pilares
						3	MF/P	IF/P	MALA		30	inmediato	Cuadros de madera espaciados cada 1.50 metros	Labor abandonada
						4	F/R	F/B	BUENA		66	6 meses	Puntales con Jackpot sistemático espaciado 1.50m en las cajas + Split set espaciado 1.50m en zona mineralizada	Labor abandonada
						5	MF/R	F/R	MEDIA		50	1 semana	Puntales con Jackpot sistemático espaciado 1.0m con guarda cabeza	Labor abandonada
						6	F/P	F/P	MEDIA		48	1 semana	Puntales con Jackpot sistemático espaciado 1.0m con guarda cabeza	Recuperación de Pilares
						7	F/P	F/P	MEDIA		49	1 semana	Puntales con Jackpot sistemático espaciado 1.0m con guarda cabeza	Recuperación de Pilares
						8	F/P	F/P	MEDIA		49	1 semana	Puntales con Jackpot sistemático espaciado 1.0m con guarda cabeza	Recuperación de Pilares
						9	MF/R	F/R	MEDIA		52	1 semana	Puntales con Jackpot sistemático espaciado 1.30m en las cajas + Split set espaciado 1.50m en zona mineralizada	Recuperación de Pilares
						10	MF/R	F/P	MEDIA		50	1 semana	Puntales con Jackpot sistemático espaciado 1.30m en las cajas + Split set espaciado 1.50m en zona mineralizada	Recuperación de Pilares

Fuente: elaboración propia.

Muestra Rock Mass Rating (BIENIAWSKI)

Tabla 5. Caracterizando las propiedades del macizo rocoso RMR

Ítems		Ítems 2	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
		Compresión simple	87Mpa	87Mpa	87Mpa	87Mpa	87Mpa	87Mpa	87Mpa	87Mpa	87Mpa	87Mpa
	Puntuación		7	7	7	7	7	7	7	7	7	7
2	$RQD = 115 - 3.3 \times Jv$		49	16	32.5	65.5	55.6	32.5	19.9	15	47	60
	Puntuación		8	5	8	10	8	8	5	5	8	10
3	Separación entre diaclasas (m)		200-600mm	<60mm	60-200mm	0.6-2m	60-200mm	60-200mm	60-200mm	60-200mm	60-200mm	60-200mm
	Puntuación		10	5	8	15	8	8	8	8	8	8
4	Longitud de la discontinuidad (m)		1-3m	1-3m	1-3m	3-10m	3-10m	1-3m	1-3m	1-3m	1-3m	1-3m
	Puntuación		4	4	4	2	2	4	4	4	4	4
	Abertura (mm)		0.1-1mm	1-5mm	1-5mm	<0.1mm	0.1-1mm	1-5mm	0.1-1mm	0.1-1mm	1-5mm	1-5mm
	Puntuación		3	1	1	5	3	1	3	3	1	1
	Rugosidad		Rugoso	Rugoso	Rugoso	Rugoso	Rugoso	Rugoso	Rugoso	Rugoso	Rugoso	Rugoso
	Puntuación		5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
	Relleno (mm)		Ninguno	Ninguno	Ninguno	Ninguno	Ninguno	Ninguno	Ninguno	Ninguno	Ninguno	Ninguno
	Puntuación		6	6	6	6	6	6	6	6	6	6
	Alteración		Muy alterado	muy alterado	Moderadamente alterado	ligeramente alterado	Moderadamente alterado	Muy alterado	Muy alterado	Muy alterado	Muy alterado	Muy alterado
Puntuación		1	1	3	5	3	1	1	1	1	1	
5	Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	<10	<10	25-125	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10
		Relación presión agua / tensión	<0.1	<0.1	0.2-0.5	<0.1	<0.1	<0.1	<0.1	<0.1	<0.1	<0.1
		Estado general	Ligeramente húmedo	Ligeramente húmedo	Goteando	Ligeramente húmedo	Ligeramente húmedo	Ligeramente húmedo	Ligeramente húmedo	Ligeramente húmedo	Ligeramente húmedo	Ligeramente húmedo
	Puntuación		10	10	4	10	10	10	10	10	10	10
Corrección por la orientación de las discontinuidades												
Dirección y buzamiento			Favorable	Muy favorable	Desfavorable	Favorable	Favorable	Favorable	Favorable	Muy favorable	Muy favorable	Favorable

Puntuación		Túneles	-2	0	-10	-2	-2	-2	0	0	2	-2
Orientación de las discontinuidades en el túnel												
Dirección perpendicular al eje del túnel	Excavación con buzamiento	20-45 ^a	45-90 ^a	-	20-45 ^a	45-90 ^a	20-45 ^a					
	Excavación contra el buzamiento			20-45 ^a								
Dirección paralela al eje del túnel		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Buzamiento 0°- 20° cualquier dirección		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

Fuente: elaboración propia.

Tabla 6. Resultados RQD - RMR

Clasificación Geomecánica RMR					
Estación	RQD	Puntuación	Macizo Rocosos	Clase	Calidad
1	49	52	Diorita	III	MEDIA
2	16	44	Diorita	III	MEDIA
3	32.5	30	Diorita	IV	MALA
4	65.5	66	Diorita	II	BUENA
5	55.6	50	Diorita	III	MEDIA
6	32.5	48	Diorita	III	MEDIA
7	19.9	49	Diorita	III	MEDIA
8	15	49	Diorita	III	MEDIA
9	47	52	Diorita	III	MEDIA
10	60	50	Diorita	III	MEDIA

Fuente: elaboración propia con datos de campo.

Requerimiento de madera

Tabla 7. *Pedido de maderas para sostenimiento en Santa María en el área de Acopio*

Cantidad/Tipo De Madera	Durmiente de eucalipto (6"x7"x3.3')	Tablas de madera (2"x11"x10')	Puntales de madera (8"x10')
Semana 2	100 unidades	25 unidades	50 unidades
Semana 4	200 unidades	25 unidades	50 unidades
TOTAL	300 unidades	50 unidades	100 unidades

Fuente: elaboración propia.

Para realizar el pedido de madera en UP Santa María, compañía Poderosa, se procede las coordinaciones con los ingenieros de Acopio, Mina y Almacén luego de ello se requiere el permiso para el apoyo de una máquina excavadora y un camión volquete para seguir el proceso de cargado y el traslado hacia bocamina NV. 2670.

Para aplicar el sostenimiento mediante puntales de seguridad, se debe cortar a la altura correspondiente y un par de centímetros extras, luego se tendrá que hacer una circunferencia en el piso mediante el uso de cincel y comba dejando 1/3 extra del diámetro del puntal, el soporte se realiza con dos personas.

En la utilización de durmientes se realiza en cada esquina el destajo para que esta no se resbale y se mantenga asegurado, además se rellena el interior con el material desmonte.

Herramientas utilizadas en la labor

Tabla 8. Herramientas Convencionales

Herramientas	Cantidad	Herramientas	Cantidad
Jackpot	S/N	Barretas	3
Combo	2	Arco sierra	1
Cinzel con punta con diamante	1	Pico	1
Curvina	1	Azuela	2
Lampa	2	Wincha	1
Lampas pequeñas	2	TOTAL	16

Fuente: elaboración propia.

Reporte de sostenimiento

Tabla 9. Tareas realizadas de la primera semana a la cuarta en la labor de trabajo, desde 20/08/2019 hasta 22/09/2019

TAREA/Semana	Semana 1	Semana 2	Semana 3	Semana 4	Semana 5	Semana 6	Semana 7
Método colpa	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓
Requerimiento de madera		✓		✓			
Pedido de herramientas		✓	✓				
Sostenimiento de la labor			✓	✓	✓	✓	✓

Fuente: elaboración propia.

Reporte de incidentes y accidentes en la labor

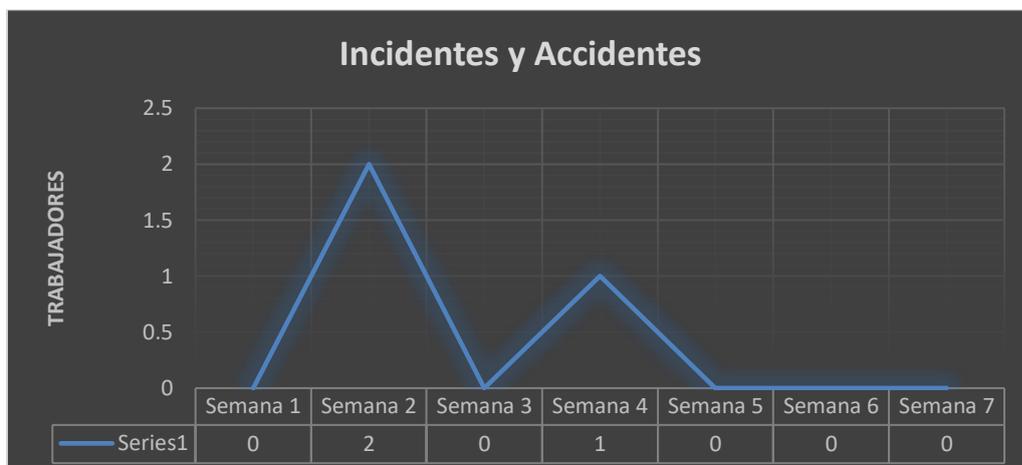


Figura 16. Reporte de incidentes y accidentes en dos meses.

En la segunda semana, se reportó un incidente donde el encargado de la perforación se encontraba realizando trabajos y un bloque no desatado estaba a punto de colapsar, se logró desatar la roca sin que ocurran daños, además se reportó un accidente leve donde el trabajador ayudante de mina se encontró realizando sostenimiento sin utilizar los guantes de seguridad, en tal caso se aflojo roca de la caja techo donde se estaba ejerciendo presión y lesiono la mano de nuestro trabajador, la cuarta semana se reportó un accidente incapacitante por parte del perforista que se encontraba realizando sostenimiento, cuando un bloque se colapsa fracturando la pierna de este inmovilizando, gracias a las charlas se logró evacuar y brindar los primeros auxilios correspondientes.

Recuperación de pilares

Personal HUCATI

Siendo una empresa nueva, esta se encuentra en busca de personal calificado para el avance en la recuperación de pilares encomendada por la Unidad de Producción Santa María, Compañía Poderosa. La compañía es la encargada de afiliar a los trabajadores que deseen laborar con las empresas contratistas.

Tabla 10. Personal de la empresa “HUCATI”

Cargo	Personal
Supervisor	1
Maestro perforista	1
Ayudante perforista	1
Ayudantes de mina	2
Proceso de afiliación	1
Total	5

Fuente: elaboración propia.

Limpieza y el sostenimiento de la labor.

COLPA

La aplicación de esta estrategia, se torna importante, por ser un principio básico con el cual buscamos mejorar nuestra calidad de vida, llamada también estrategia de las 5S porque representan acciones en base a principios expresados con cinco palabras japonesas que comienzan con S. Cada palabra tiene un significado importante para la creación de un lugar digno y seguro donde trabajar o estudiar.



Figura 17. Las cinco “S” japonesas.

Se realiza la clasificación según los materiales encontrados para evitar que algún residuo punzocortante cause lesiones a nuestro personal, en el nivel inferior de la labor exactamente la parte superior del almacenamiento de madera como se muestra en la figura 18, se encuentra un espacio con pendiente aproximada de 45° con una sección de 3.70x10.80m donde almacenaremos dichos residuos.

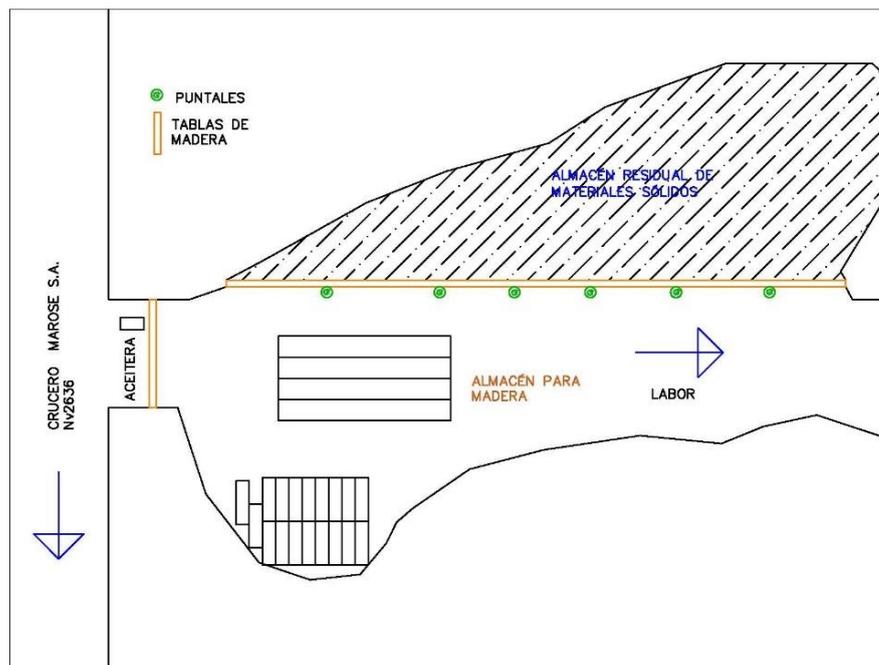


Figura 18. Almacén de residuos sólidos y de madera.



Figura 19. En el mismo punto del Almacén de Madera: hacia adelante(izquierda) vista hacia la rampa MAROSE, hacia atrás (derecha) vista del sostenimiento subida hacia la labor donde se encuentran los frentes de la veta Samy.

Procedimiento Perforación y Voladura

Para cumplir con las normas RSSO, ACOPIO nos brindó un túnel abandonado al frente de nuestra labor, en donde hicimos un polvorín blindándolo con un portón, puerta y candado. Se crearon dos baúles para que dispongan el CARMEX con la Mecha rápida y otra con las masas teniendo una distancia de 15m como indica el reglamento.

En la tabla 13 se muestra la cantidad de explosivo y de iniciadores utilizados para el proceso de Perforación y Voladura

Tabla 11. Costo por uso de herramientas

COSTO POR USO DE HERRAMIENTAS									
Ítem	Descripción	Unidad	Precio Unitario Dólar	Vida Útil	Cantidad Requerida	Costo Por Disparo U\$\$/.	Costo Herramientas Perforación y Voladura U\$\$/.	Costo Herramientas Sostenimiento U\$\$/.	
1.00 PERFORACION Y SOSTENIMIENTO									
1.01	Llave Stilson de 24"	pza	24.00	90.00	1.00	0.27	0.27		
1.02	Llave Stilson de 18"	pza	18.00	90.00	1.00	0.20			
1.03	Barretillas de aluminio 4"	pza	19.13	60.00	2.00	0.64	0.64	0.64	
1.04	Barretillas de aluminio 6"	pza	24.13	60.00	2.00	0.80	0.80	0.80	
1.05	Pico de punta y pala	pza	7.00	90.00	2.00	0.16	0.16	0.16	
1.06	Lampa	pza	7.00	60.00	4.00	0.47	0.47	0.47	
1.07	Comba 6 lbs	pza	12.00	90.00	2.00	0.27	0.27	0.27	
1.08	Arco de sierra	pza	6.00	60.00	1.00	0.10	0.10	0.10	
1.09	Pintura spray	pza	4.00	4.00	1.00	1.00	1.00	1.00	
1.10	Hoja de sierra	pza	3.00	3.00	1.00	1.00	1.00	1.00	
1.11	Atacador	pza	3.00	15.00	2.00	0.40	0.40		
1.12	Cinta bandit 3/8	mts	0.97	1.00	2.00	1.94	1.94	1.94	
1.13	Mochila para explosivos	pza	27.00	60.00	1.00	0.45	0.45	0.45	
1.14	Guiador de madera 7/8 x 1.50 mts	pza	2.28	30.00	1.00	0.08	0.08		
1.15	Guiador de madera 1 1/4 x 3.00 mts	pza	2.54	30.00	1.00	0.08	0.08		
1.16	Corvina de 36	pza	83.13	180.00	1.00	0.46		0.46	
1.17	Azuela	pza	16.37	180.00	2.00	0.18		0.18	
1.18	Sacabarreno	pza	20.99	150.00	1.00	0.14	0.14	0.14	
2.00	PERF. Y VOL. JACK LEG							7.79	
3.00	HERRAMIENTA SOSTENIMIENTO								7.61

Fuente: elaboración propia.

Tabla 12. Costo por uso de materiales de perforación y voladura

RELACIÓN DE PRECIOS DE MATERIALES Y ACEROS PERFORACIÓN					
ÍTE M	DESCRIPCIÓN	Unidad	Precio Unitario \$	Vida Útil Mts	Precio por DISPARO
1.00	Perforación Manual	Unidad	Precio\$.	Vida Útil	Precio UnitarioU\$\$ /.
1.01	BARRA CONICA 78766112-11 G.11°, 108 X 22 X 4	pza	94.00	1000.00	0.09
1.02	BARRA CONICA 78766118-11 G.11°, 108 X 22 X 6	pza	105.00	1000.00	0.11
1.03	BROCAS DESCART. 77764440-B45 33MM. 11°	pza	12.00	120	0.10
1.04	ACEITE SHELL TORCULA 100	gln	12.40	-	0.16
2.00	Sostenimiento	Unidad	Precio\$.	Vida Útil	Precio UnitarioU\$\$ /.
2.01	PUNTALES DE MADERA 8" X 10 PIES	PZA	12.43	1	12.43
2.02	TABLAS DE MADERA 2"x 8" x 10 pies	PZA	5.2	1	5.20
2.03	DURMIENTES	PZA	3.8	1	3.80
2.04	JACK POT	PZA	-	-	0.00
3.00	Materiales de Perforación	Unidad	Precio\$.	Vida Útil	Precio UnitarioU\$\$ /.
3.01	Tubos PVC de 1.1/2" entero	pza	0.95	1	0.95
3.02	Tubos PVC de 1.1/2" Mediacaña	pza	0.64	1	0.64
3.03	Clavos	KG	1.70	1	1.70
3.04	Alambre No.8	kg	1.79	1	1.79
3.05	Alambre No.16	kg	1.79	1	1.79
3.06	Manguera de 1" (50 m)	m.	3.24	120	0.03
3.07	Manguera jebe y lona 1" 300 psi	Mts	4.80	120	0.04
3.08	Manguera jebe y lona 1/2" 300 psi	Mts	2.50	120	0.02
3.09	Tubo PVC ENBONE 1 1/2" x 3mt	pza	2.50	1	2.50
3.10	Manga de ventilación 32"	Mts	0.00	1	0.00

4.00	Voladura	Unidad	Precio\$	Vida Útil	Precio UnitarioU\$\$ /.
4.10	FAMESA 45 7/8 x 7"	Unid.	0.17	-	0.17
4.20	Mecha Rápida z19	Mts	0.31	-	0.31
4.30	Carmex 2.4m	MTS	0.56	-	0.56

Fuente: elaboración propia.

Número de taladros para el frente

Tabla 13. Datos para el cálculo del número de taladros

CÁLCULO DE NÚMERO DE TALADROS				
	CANTIDAD		UNIDAD	
Altura	1.20		m	
Ancho	2.40		m	
Tipo de mineral:	Intermedia		-	
Distancia entre taladros	0.4		m	
Área	2.88		m ²	
Longitud del barreno	1.22	4	m	ft
Eficiencia de perforación	95		%	
Avance por disparo	1.16		m	
Volumen	3.4		m ³	
Número de taladros	15		-	
Diámetro de la broca	33		mm	

Fuente: elaboración propia.

Tonelaje por disparo

$$Tnd = \text{Volúmen} \times \text{Sobrerotura} \times \text{Densidad del mineral}$$

$$Tnd = 3.4 \times 1.10 \times 2.8 = 10.47 \text{ ton/disparo}$$

Tonelaje total

$$TT = 10.47 \times \text{Total frentes}$$

$$TT = 10.47 \times 12 = 125.64 \text{ ton mineral con estéril}$$

Si obtenemos 28.8 toneladas de mineral, entonces:

$$\text{Estéril} = 125.65 - 28.8 = 96.85 \text{ ton}$$

El estéril será acumulado en el los woodpacks, y en la frontera que de la labor aladaña que servirá de pared artificial, este servirá para ayudar a sostener el techo de la labor y para cercar nuestra sección.

Número de taladros

$$Nt = 10\sqrt{2.4 \times 1.2} = 16 - 1 = 15 \text{ taladros}$$

Diseño de la Malla de Perforación

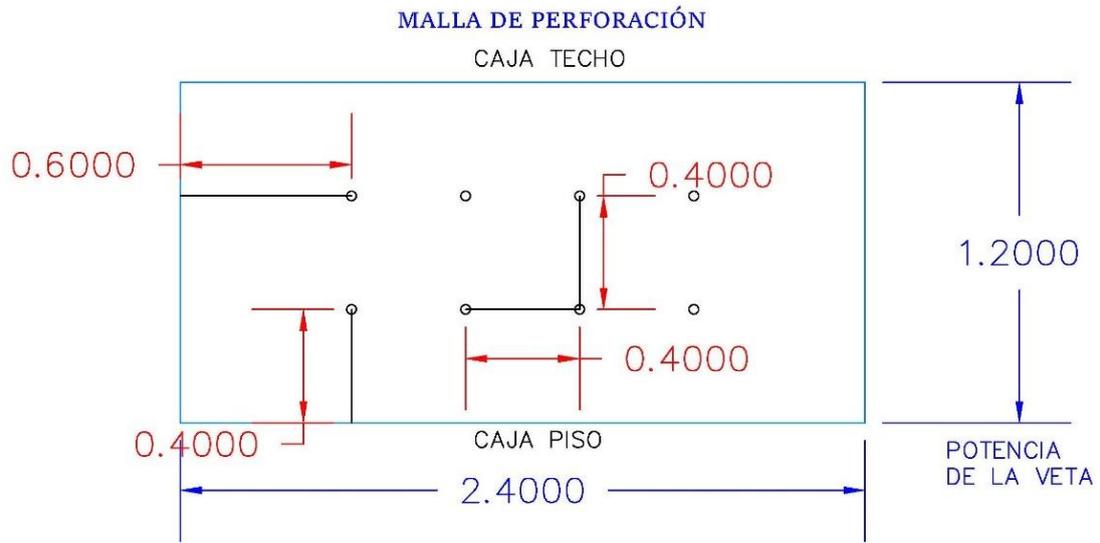


Figura 20. Malla de perforación para la veta clase II y III, RMR.

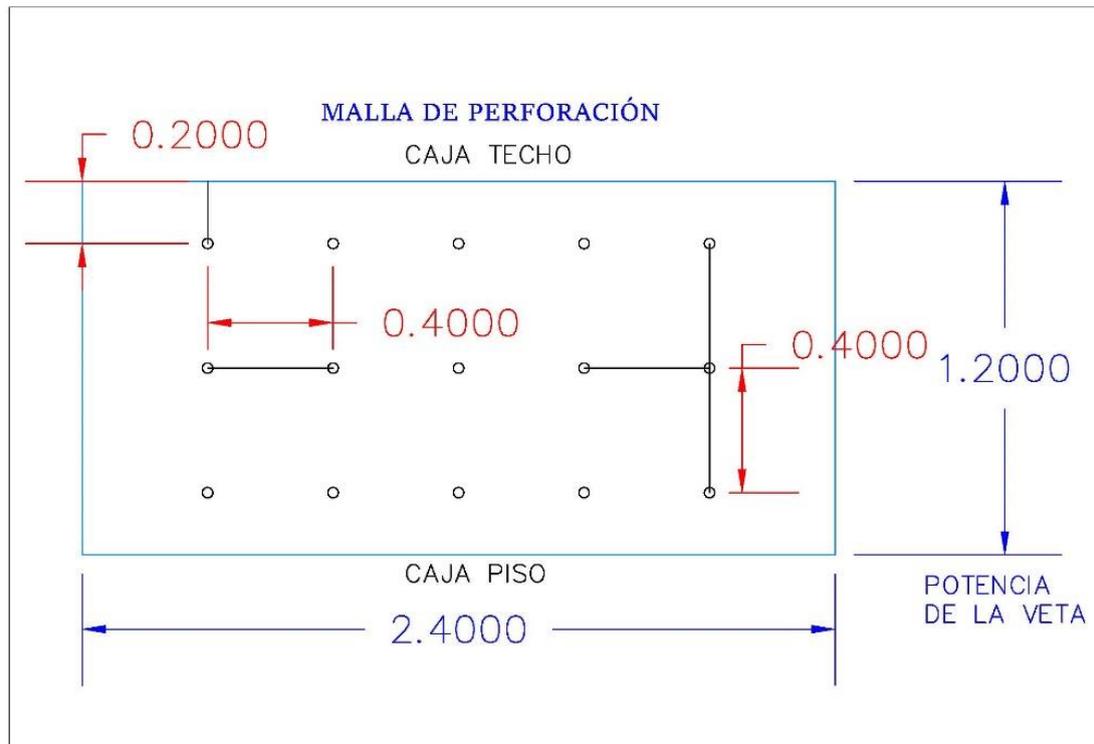


Figura 21. Malla de perforación para la veta de clase III y IV, RMR.

Tabla 14. Frente para los tipos de clases de roca

DISEÑO DE MALLA 1 Y 2	Taladros	Semana 4	Semana 5	Semana 6	Semana 7	Mes
Taladros perforados		53	30	23	39	145
Malla de RMR II, III	15	3	2	1	1	7
Malla de RMR III, IV	8	1		1	3	5
FRENTE TOTAL		4	2	2	4	12

Fuente: elaboración propia.

En la semana cuatro se realizaron 53 taladros realizando un total de 4 frentes, siendo 3 mallas de 15 taladros para roca buena a regular y 1 malla de regular a mala, en la semana 5 se obtuvo 30 taladros perforando 2 mallas para roca buena a regular, en la semana 6 se realizaron 23 taladros, proyectando 1 malla para roca buena a regular y otra malla para regular a mala y en la semana 7 hicieron 39 taladros una malla para roca buena a regular y 3 mallas para roca regular a mala.

Perforación del frente

Tabla 15. Datos de la perforadora

DATOS DE PERFORADORA		
a. Velocidad de Perforación Real	0.65	m/min
b. Lavado de frente	8.00	min
c. Desatado de roca	15	min
d. Instalación del equipo	12	min
e. Prueba al vacío	5.00	min
Sumatoria 1 (a+b+c+d+e)	40.00	min
Avance por disparo	1.16	m

Fuente: elaboración propia.

f. Tiempo de Perforación / Taladro

$$T_p = \frac{\text{Avance por disparo}}{\text{Velocidad de prf. real (a)}}$$

$$T_p = 1.78 \text{ min}$$

g. Tiempo de empate: 5 segundos = 0.083 min

h. Tiempo del barrido del detritus: 1 segundo = 0.016 min

$$Sumatoria\ 2 = \frac{f + g + h}{60}$$

$$Sumatoria\ 2 = 1.78 + 0.083 + 0.016 = 1.88\ min$$

Tiempo total de perforación por taladro

$$T_{ttt} = \frac{Sumatoria\ 1}{N_{tal}} + Sumatoria\ 2$$

$$T_{ttt} = \frac{40}{15} + 1.88 = 4.55\ min$$

Tiempo total de perforación por frente

Tabla 16. Tiempos de perforación

DISEÑO DE MALLA 1 Y 2	Nº taladros	Semana 4	Semana 5	Semana 6	Semana 7	Tiempo por Tipo de Roca	Unidad
RMR II, III	15	3.41	2.27	1.14	1.14	7.96	Horas
RMR III, IV	8	0.93	0	0.93	2.79	4.65	Horas
Horas totales		4.34	2.27	2.07	3.92	12.61	Horas

Fuente: elaboración propia.

Tabla 17. *Tiempo total de taladros perforados por semana y día*

Semanas	Taladros perforados	Tiempo perforación total por N.º de taladros	Tiempo de perforación total por día	Unidad
Semana 4	53	4.02	0.57	horas
Semana 5	30	2.28	0.33	horas
Semana 6	23	1.74	0.25	horas
Semana 7	39	2.96	0.42	horas
Total	145	11.0	-	horas

Fuente: elaboración propia.

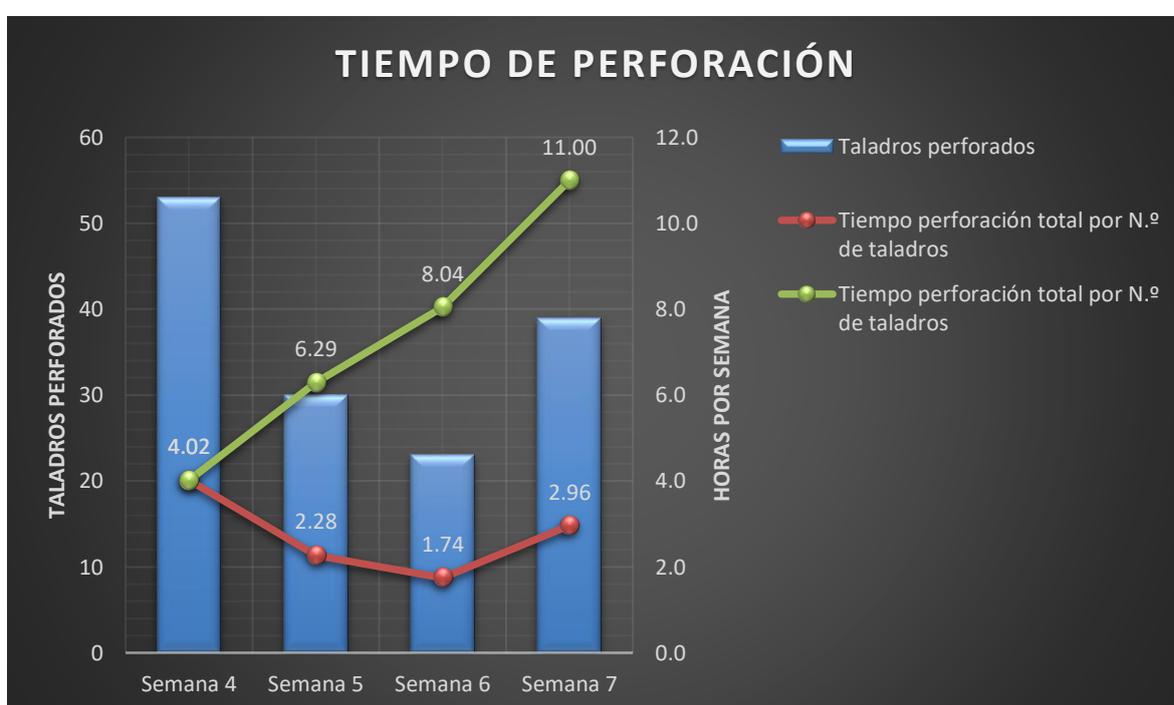


Figura 22. *Tiempos de perforación por semanas y acumuladas.*

Los tiempos varían según el número de taladros perforados, en la figura 22 se observa que en la cuarta semana se obtuvo 4 horas, en la semana 5 se perforó durante 2 horas, en la semana 7 aproximadamente 3 horas siendo un total de 11 horas durante la cuarta semana y la séptima.

Reporte de Explosivos

Tabla 18. Reporte de Explosivo de una labor del NV. 2670

Reporte de explosivo		
Explosivos	Carmex 1.8m / taladros perforados	Cartuchos dinamita (semigelatina Famesa 45)
Semana 4	53	212
Semana 5	30	120
Semana 6	23	92
Semana 7	39	156
TOTAL	145	580

Fuente: elaboración propia.

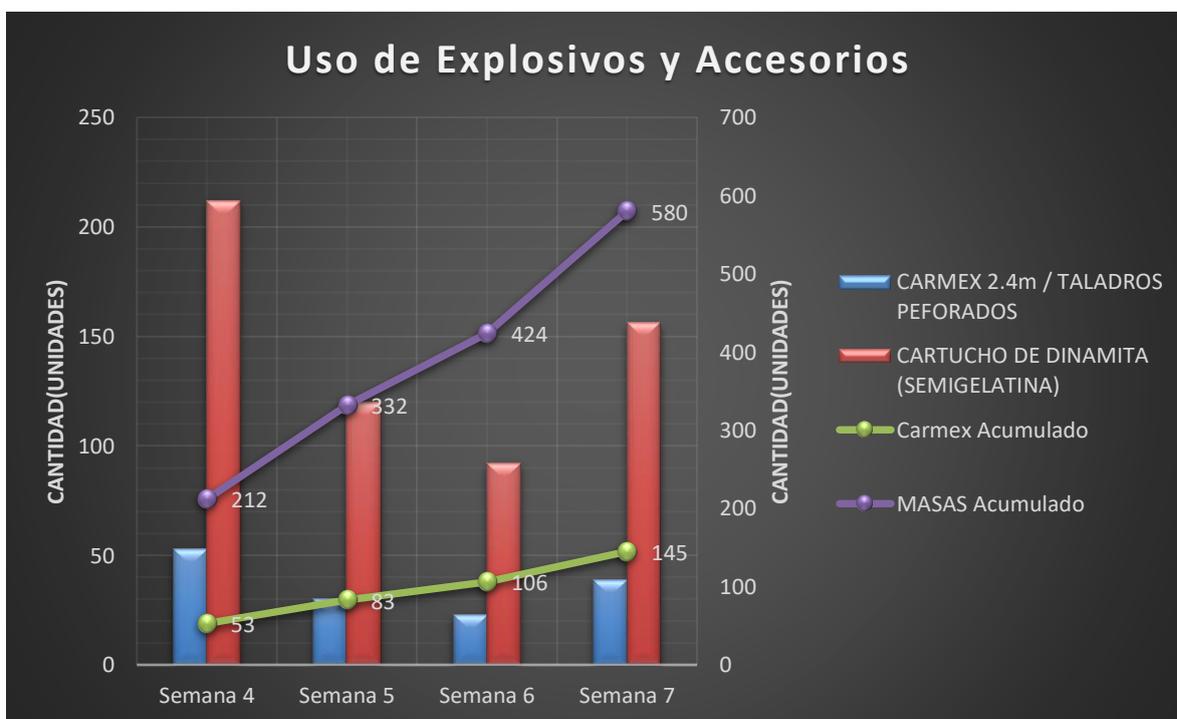


Figura 23. Cantidad de explosivos y conectores a utilizar por semana.

Para la voladura se hizo el uso de 580 cartuchos de dinamita acumulada y 145 unidades de Carmex (2.4m) acumulado en el periodo de un mes que es equivalente desde la cuarta hasta la séptima semana, también se hizo uso de la mecha rápida z19 por el equivalente de un rollo. Se puede observar además que la distribución de taladros no es equitativa, por lo tanto, la malla de perforación es estándar y no

siempre se cumple ya que las condiciones del macizo rocoso varían a medida que se avanza en el frente.

Tabla 19. Reporte de masas cargadas semanalmente

Semanas	Carga	Carga acumulada	Unidad
Semana 4	25.02	25.02	kg
Semana 5	14.16	39.18	kg
Semana 6	10.86	50.03	kg
Semana 7	18.41	68.44	kg
mes	-	68.44	kg

Fuente: elaboración propia.

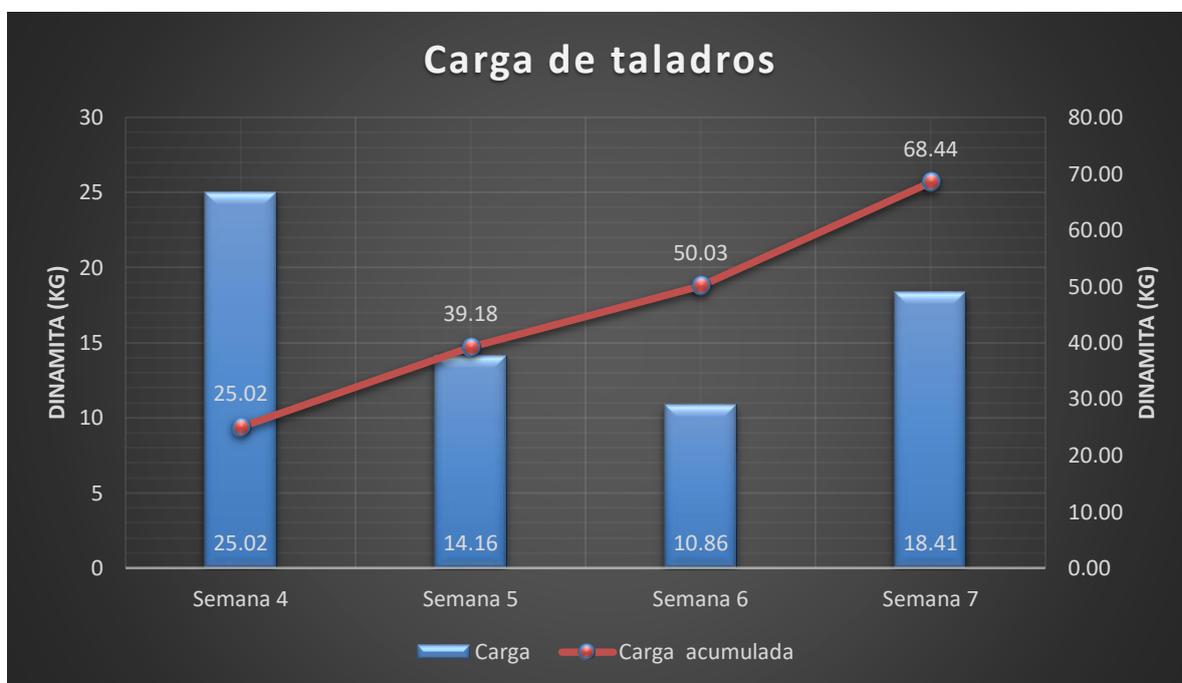


Figura 24. Reporte de masas utilizados en los frentes por semana (Kg).

Se realizaron reportes de dinamita en los frentes por semana como se muestra en la figura 24, un incremento de carga de dinamita en la semana cuatro, debido a las facilidades o condiciones que presenta el macizo rocoso en este caso 25.5 kg de dinamita y las demás semanas varían entre 14,16 – 10.85 – 14.4 siendo un total de carga acumulada de 68,44 kg de dinamita para la primera entrega de mineral a la Unidad de Producción Santa María.

Costo Total de Operación

Costos de Perforación y Voladura

Tabla 20. Costos de perforación y voladura semanal

COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA					
Ítems/Semanas	Semana 4	Semana 5	Semana 6	Semana 7	MES
Herramientas PyV	31.16	15.58	15.58	15.58	77.90
Materiales PyV	5.31	2.65	2.65	5.31	15.92
Carmex	29.68	16.8	12.88	21.84	81.20
Dinamita	36.04	20.4	15.64	26.52	98.60
Mecha rápida	3.91	1.95	1.95	3.91	11.72
TOTAL	106.09	57.39	48.71	73.15	285.34
TOTAL, ACUMULADO	106.09	163.48	212.18	285.34	

Fuente: elaboración propia.

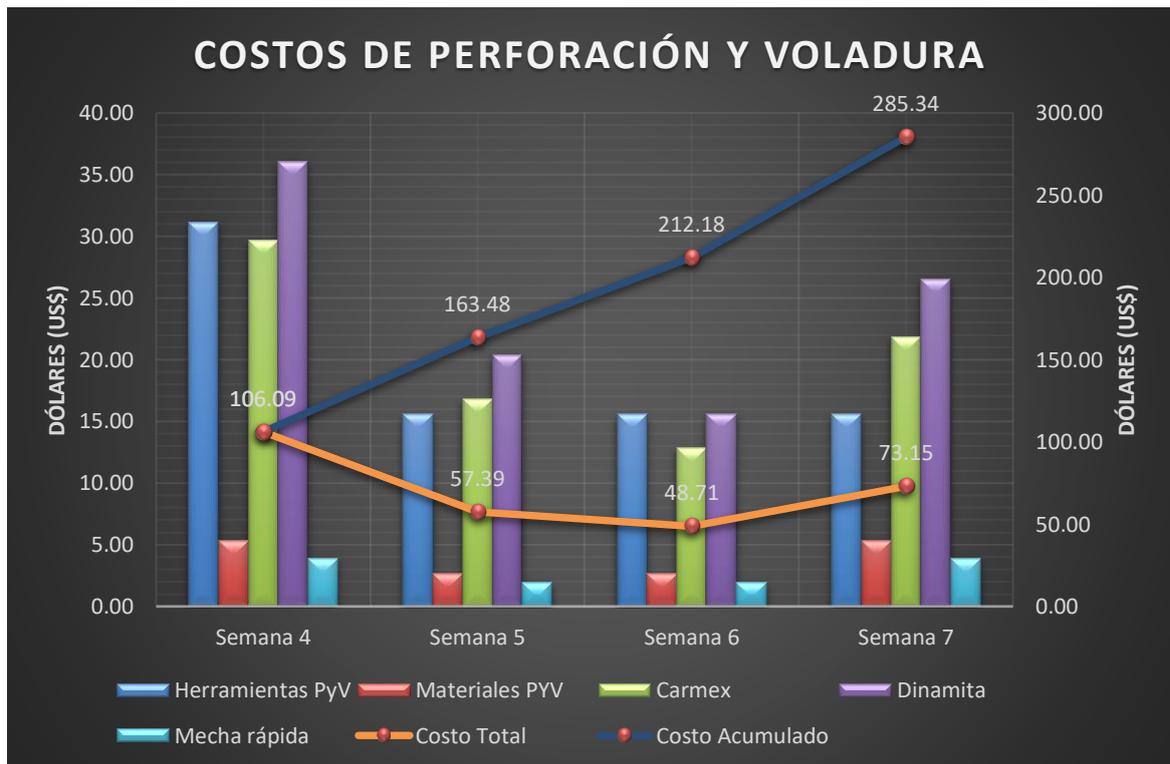


Figura 25. Reporte de Perforación y Voladura semanal.

Costos de Mano de Obra

Tabla 21. Costos Unitarios de Mano de Obra

DETERMINACION DEL COSTO UNITARIO DE LA MANO DE OBRA - OBREROS							
OCUPACION	CONDICION	JORNAL	TOTAL (S/.)	COSTO/TAREA (U\$)	COSTO/HORA (U\$)	COSTO/SEMANA (U\$)	COSTO/MES (U\$/.)
OPERADORES							
Chofer Camioneta	Contratista	40.00	40.00	11.83	1.48	82.84	331.36
MAESTROS							
Perforista	Obrero - Mina	80.00	82.83	24.51	3.06	171.54	686.17
AYUDANTES							
Ayudante Perforista	Obrero - Mina	60.00	60.00	17.75	2.22	124.26	497.04
Ayudante Mina	Obrero - Mina	60.00	60.00	17.75	2.22	124.26	497.04
SUPERVISION	CONDICION	SUELDOS	TOTAL		COSTO/DIA	COSTO/DIA	
Supervisor de Operaciones Mina	Empleado - Mina	100.00	100.00	29.59	3.70	207.10	828.40
TOTAL			342.83	101.43	12.68	710.00	2,840.01

Fuente: elaboración propia.

Tabla 22. Costos de Mano de Obra semanal

Ítems/Semanas	Semana 1	Semana 2	Semana 3	Semana 4	Semana 5	Semana 6	Semana 7
Chofer Camioneta	82.84	82.84	82.84	82.84	82.84	82.84	82.84
Perforista	171.54	171.54	171.54	171.54	171.54	171.54	171.54
Ayudante Perforista	124.26	124.26	124.26	124.26	124.26	124.26	124.26
Ayudante Mina	124.26	124.26	124.26	124.26	124.26	124.26	124.26
Supervisor de Operaciones Mina	207.10	207.10	207.10	207.10	207.10	207.10	207.10
TOTAL	710.00	710.00	710.00	710.00	710.00	710.00	710.00
TOTAL, ACUMULADOS	710.00	1,420.00	2,130.00	2,840.00	3,550.00	4,260.00	4,970.00

Fuente: elaboración propia.

En la contrata HUCATI se ha creado recientemente, y por ahora se encuentra como pequeña minera en proceso de formalización, es así que, por ahora no cubre los beneficios sociales de los trabajadores, realizando así un contrato por locación de servicios, Artículo 1764 del código civil y normas complementarias, Ministerio de Trabajo y Promoción de Empleo.

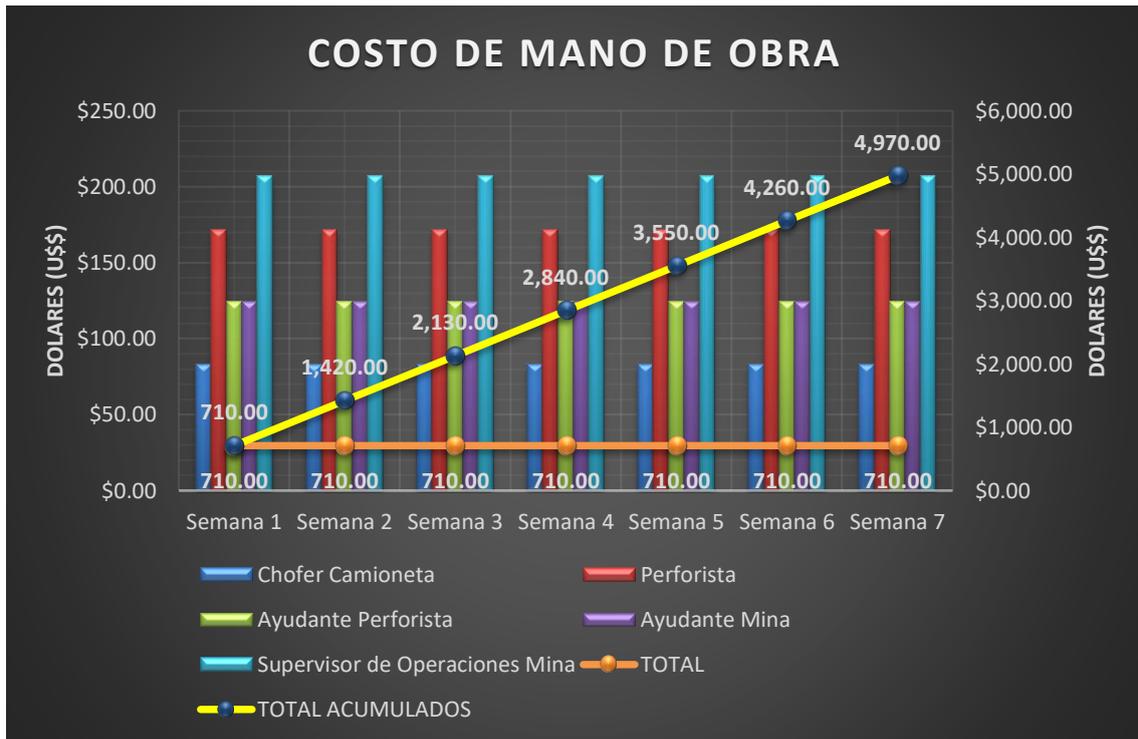


Figura 26. Reporte del Costo de mano de Obra semanal.

Costos de EPP's

Tabla 23. Costo Unitario de los equipos de protección personal EPP's

COSTO DEL USO DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD			
ÍTEM	Costo de Implemento de Seguridad	Precio Soles	Precio Dólar
1	Casco tipo sombrero c/porta lampara.	39.72	11.75
2	Tafilete de protección	16.60	4.91
3	Barbiquejo	1.22	0.36
4	Tapón de oídos	4.39	1.30
5	Lentes de seguridad	8.52	2.52
6	Respirador Silicona 3M	69.76	20.64
7	Filtro para respirador 3M	18.35	5.43
8	Guantes de Cuero Volteado	10.21	3.02
9	Mameluco de trabajo	87.88	26.00
10	Guantes de Neopreno	19.84	5.87
11	Correa de seguridad	7.17	2.12
12	Botas de jebe	71.15	21.05

Fuente: elaboración propia

Tabla 24. Costos de EPP's y Lámparas semanal

COSTOS DE EPPs + LÁMPARAS CON CARGADOR							
Ítems/Semanas	Semana 1	Semana 2	Semana 3	Semana 4	Semana 5	Semana 6	Semana 7
EPP	74.98	74.98	74.98	74.98	74.98	74.98	74.98
Lámpara minera + cargador	101.79	101.79	101.79	101.79	101.79	101.79	101.79
TOTAL	176.76	176.76	176.76	176.76	176.76	176.76	176.76
TOTAL, ACUMULADOS	176.76	353.53	530.29	707.06	883.82	1060.59	1237.35

Fuente: elaboración propia

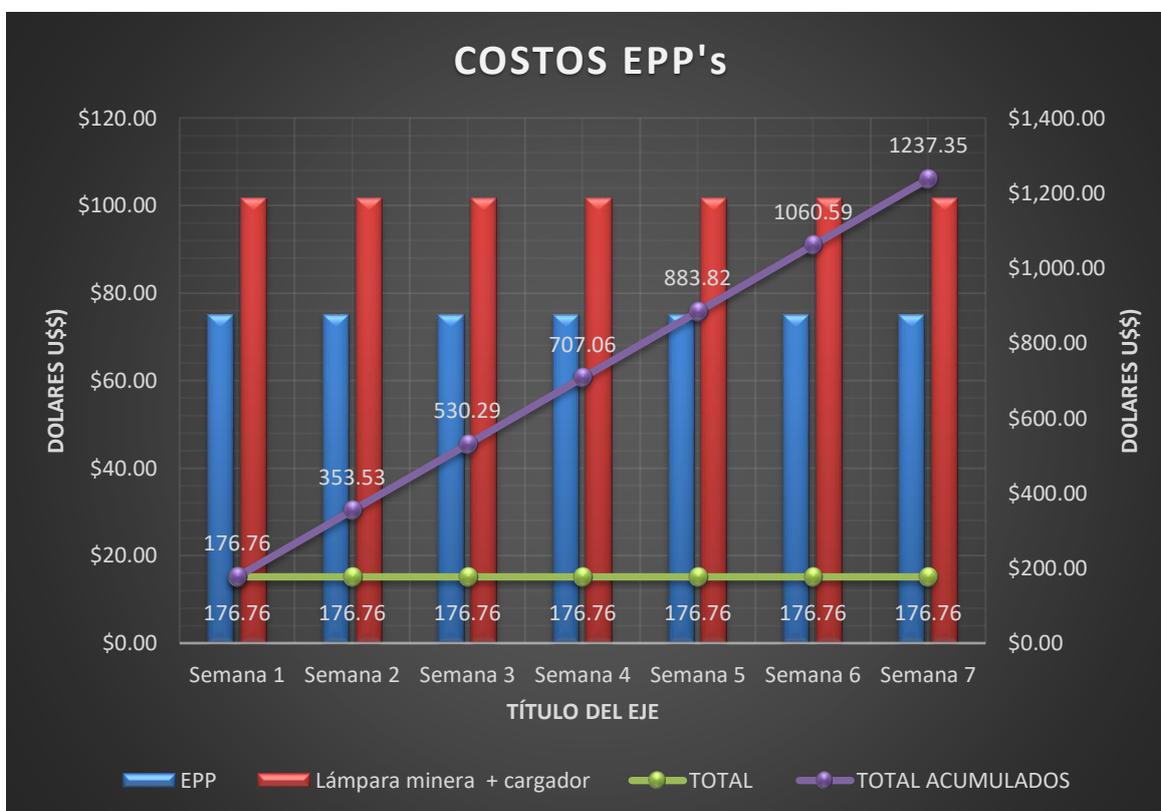


Figura 27. Reporte de Costos EPP's.

Costos del Sostenimiento

Tabla 25. Costos de Sostenimiento con Maderas semanal

Semanas	Semana 4	Semana 5	Semana 6	Semana 7	MES
Herramientas sostenimiento	30.4	15.2	15.2	30.4	91.3
Puntales	310.75	310.75	310.75	310.75	1243.0
Tablas	65	65	65	65	260.0
Durmientes	315	315	315	315	1260.0
TOTAL	721.2	706.0	706.0	721.2	2854.3
TOTAL, ACUMULADO	721.2	1427.1	2133.1	2854.3	

Fuente: elaboración propia

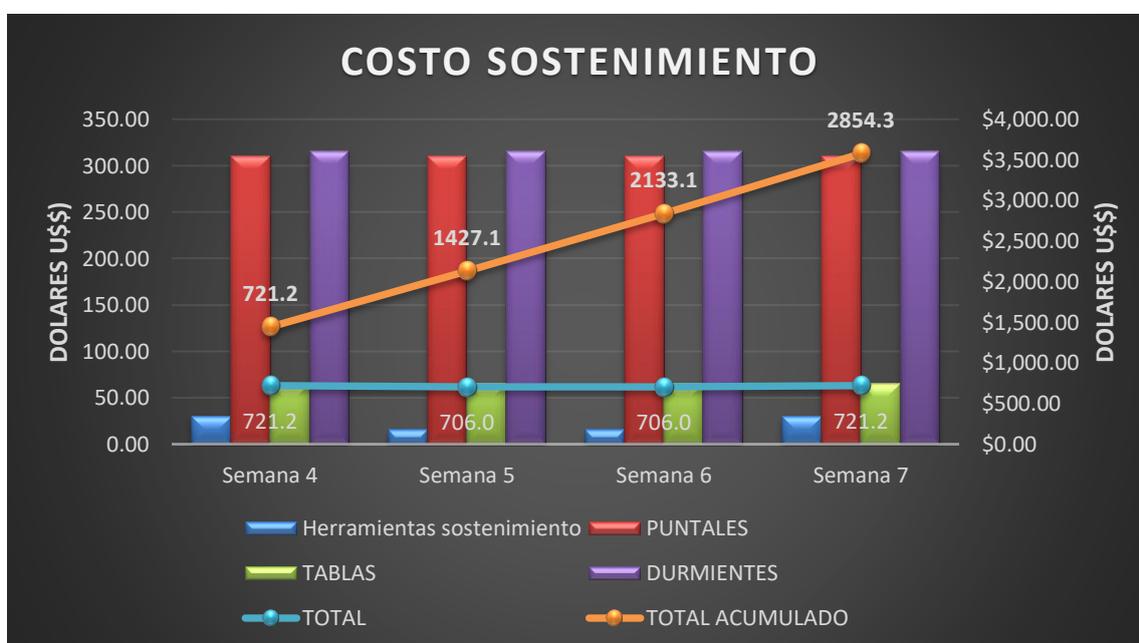


Figura 28. Costo sostenimiento semanal.

Tabla 26. Utilización de sostenimiento total

ÍTEMS	REQUERIMIENTO	UTILIZADO	RESTANTE
Puntales	100	80	20
Tablas	50	20	30
Durmientes	300	204	96

Fuente: elaboración propia

Costos Generales del Personal

Tabla 27. Gastos generales del personal "HUCATI"

<u>COSTOS GENERALES DEL PERSONAL</u>										
HUCATI										
PROYECTO: OPERACIONES MINERAS										
Incidencia		50%		T.C.		3.38				
MONEDA		DÓLAR								
GASTOS GENERALES						Costo Unitario	Leyes Sociales	Costo Parcial	Costo Total	
Ítem	Descripción	Ubicación	Unidad	Cantidad	Incidencia	US\$		US\$	US\$	
1.00	GASTOS OPERATIVOS PATÁZ - MINA								1,991.90	
1.01	Alquiler Oficina y Almacén	Patáz	Global	1.0	1.00	221.89		221.89		
	Alimentación y Examen Médico								1,148.71	
1.02	Examen Ingreso	Mina	Global	5.0	0.08	63.61		26.50		
1.03	Examen Médico Periodo Anual	Mina	Global	5.0	0.08	63.61		26.50		
1.04	Examen Retiro	Mina	Global	0.0	1.00	63.61		0.00		
1.05	Botiquín	Mina	Global	1.0	1.00	88.76		88.76		
1.06	Juegos de Táper Alimentos Interior Mina	Mina	Unidad	5.0	0.25	10.36		12.94		
1.07	Alimentación	Mina	Unidad	5.0	1.00	7.10		994.00		
	Vehículos Livianos								355.03	
1.08	Camioneta de Operaciones	Patáz - Mina	Global	1.0	1.00	11.83		355.03		
	Taller de Mantenimiento								29.59	
1.09	Herramientas e instrumentos de taller	Patáz	Global	1.0	1.00	29.59		29.59		
	Administrativos Varios								236.69	
1.10	Pasajes Terrestres Empleado Mina Trujillo Patáz	Patáz	Global	5.0	1.00	47.34		236.69		
TOTAL, GASTO GENERAL (US\$)									1,991.90	

Fuente: elaboración propia

Costos Total

Tabla 28. Costo total de la empresa "HUCATI"

Ítems/Semanas	Semana 1	Semana 2	Semana 3	Semana 4	Semana 5	Semana 6	Semana 7	Costo/Ítem total
Costo Total PyV				106.09	57.39	48.71	73.15	285.34
Costo Total Sostenimiento y Limpieza				721.17	705.96	705.96	721.17	2854.27
Costo Total EPP's	176.76	176.76	176.76	176.76	176.76	176.76	176.76	1237.35
Costo Total Mano de Obra	710.00	710.00	710.00	710.00	710.00	710.00	710.00	4970.00
Gastos Generales Personal	284.56	284.56	284.56	284.56	284.56	284.56	284.56	1,991.90
Costo Total	1171.32	1171.32	1171.32	1998.59	1934.67	1925.99	1965.65	11338.87
Costo Total Acumulado	1171.32	2342.64	3513.97	5512.55	7447.23	9373.22	11338.87	

Fuente: elaboración propia

Costo de Operación: US\$ 11338.87

Venta de mineral: 69334.6 en 28.8 toneladas de mineral

Costo de Operación por tonelada de mineral

$$C.O = \frac{C.O}{Tn Au}$$

$$C.O = \frac{11338.9}{28.8} = \$395/tn$$

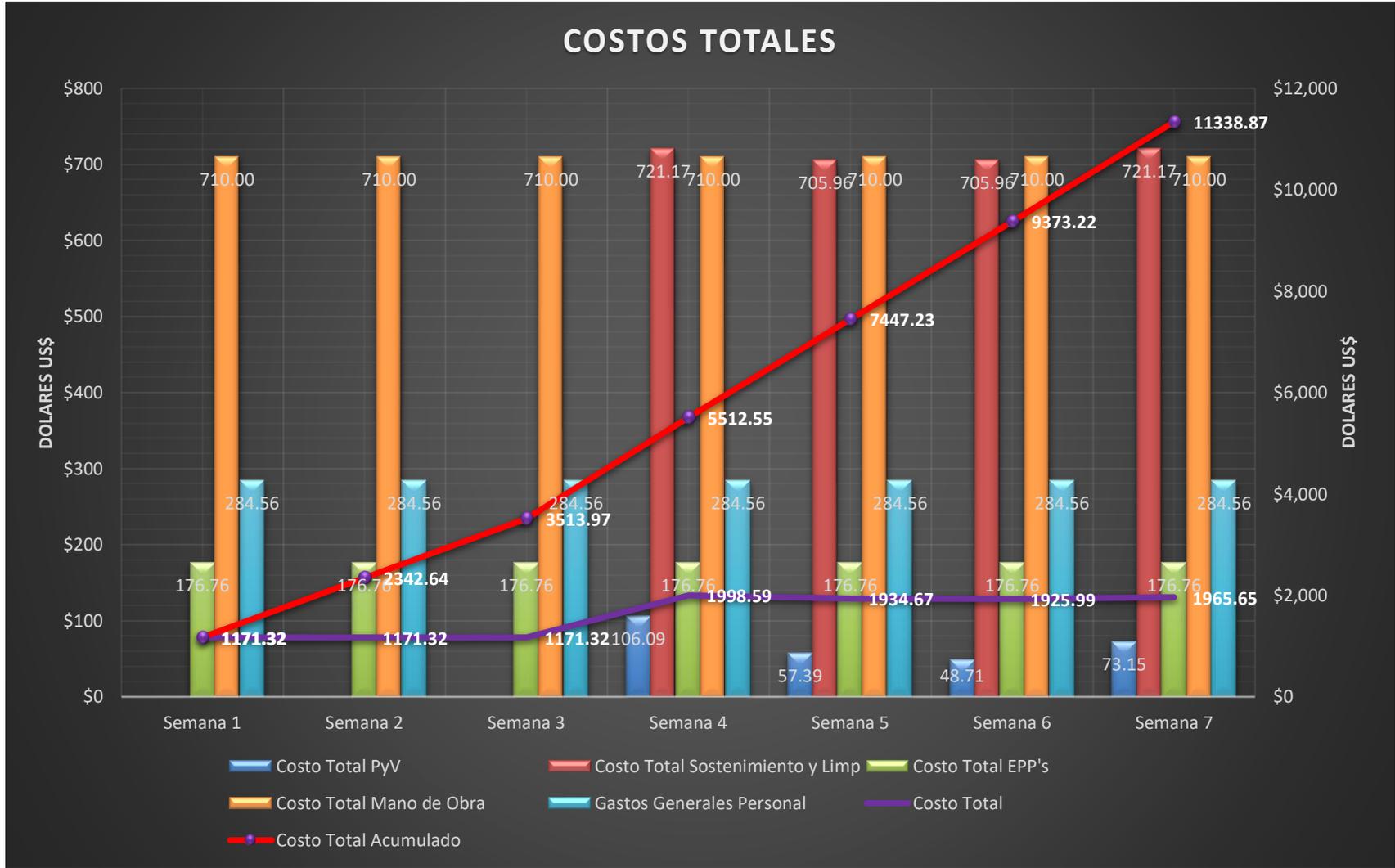


Figura 29. Reporte de los Costos Totales por semana.

Entrega de mineral

En la semana 7, se hace la entrega de mineral a la planta minera de la Unidad Santa María perteneciente a la compañía Poderosa, cabe mencionar que en la séptima semana se sigue juntando mineral para completar otra doble (360 sacos de mineral), culminando la segunda entrega a partir de la semana 8.

Se deja en etapa de planificación una chimenea que puede utilizarse para traspaso de materiales, madera o incluso mineral en la labor NV 2670 camino AL NV 2636.

Tabla 29. Cantidad de mineral extraído en las etapas de minado

TONELAJE RECUPERADO US\$					
Semanas	Toneladas	Toneladas Acumuladas	gramos de Au	Onza	DÓLARES
Semana 4	9.6	9.6	374.4	13.21	23111.5
Semana 5	3.6	13.2	140.4	4.95	8666.8
Semana 6	8	21.2	312.0	11.01	19259.6
Semana 7	7.6	28.8	296.4	10.46	18296.6
TOTAL	28.8 Ton		1123.2	39.62	69334.6

Fuente: elaboración propia



Figura 30. Mineral recuperado en la cuarta hasta la séptima semana.

V. DISCUSIÓN

En interpretación de la geología del área estudiada se puede encontrar similitud del cuadrángulo de Patáz con las cartillas informáticas de INGEMMET y el campo, además de los estudios realizados por Wilson y Reyes, 1964.

En la línea base se puede apreciar que la labor se estuvo explotando mediante el método de cámaras y pilares por la empresa contratista ARCASAC, concluyendo su trabajo y dejando la labor abandonada, y con el pasar del tiempo, la roca circundante se ha relajado, mostrando cierto grado de inestabilidad, además se pudo observar que no se había aplicado COLPA (Clasificar, Ordenar, Prevenir y Autodisciplina), que es uno de los principales requisitos para empezar y culminar la jornada en cualquier labor.

Se determinó la calidad de la roca mediante la evaluación geomecánica del macizo rocoso, obteniendo la mayor parte de datos en el campo y haciendo uso de tablillas geomecánicas RMR (Bieniaswky) correlacionado al GSI (Hoek y Brown), así se llegó a aplicar sostenimiento en las zonas de menor calidad, dándose estabilidad y seguridad en la labor desarrollada.

Los datos obtenidos en laboratorio fueron de vital importancia a la hora de obtener su resistencia a la compresión simple de la roca, esto fue gracias a muestras tomadas en el campo, aportando información relevante en la clasificación de la roca mediante el uso de tablillas geomecánicas.

En los procedimientos de perforación y voladura etapa de recuperación de pilares, se realizó el diseño de malla mediante la fórmula empírica ya que el método de los perímetros a pesar de tener coeficientes de la roca "K" (dura, intermedia y suave) al igual que la distancia entre taladros "E" nos brinda demasiados taladros, esto se debe también a las condiciones de la roca y el poder rompedor de la dinamita que se tiene a la mano, es por ello que la fórmula empírica es la más adecuada para nuestro tajo.

VI. CONCLUSIONES

Se elaboró un mapa geomorfológico caracterizando roca granodiorita con fluidos de tipo dendrítico (anastomosado) con pendientes que oscilan los 90°, la montaña está compuesta por roca metamórfica. Un mapa geológico a nivel regional y local del cuadrante de Patáz, que describe al batolito de Patáz donde se encuentra afloramientos de piroclastos y expulsiones volcánicas de formación riolítica andesítico, de época del carbonífero – Pérmico (Diorita, granodiorita, tonalita, Monzogranito, sienogranito).

Se diagnosticó la línea base de las condiciones para una labor del Nv.2670 – Poderosa, la labor fue ejecutada con anterioridad por la empresa ARCASAC dejando una cámara de 20x20m. y una altura oscilante de 1.2 a 1.9m. Se encontró bastante material residual, sostenimiento descompuesto inestable y con temperaturas de 28 a 30°C.

Se determinó los parámetros geomecánicos mediante el RMR correlacionado al GSI, obteniéndose las clasificaciones que oscilan entre roca buena II, media o regular III y mala IV, siendo la roca media o regular la que predomina sobre la caja techo de la veta.

Se realizó la recuperación de pilares naturales de una labor del Nv.2670 – Poderosa, la primera etapa comprendida en cuatro semanas para habilitar dicha labor aplicar COLPA, habilitar un crucero abandonado para guardar los explosivos con sus respectivos accesorios, aplicar sostenimiento al tajo para reducir parcialmente los accidentes e incidentes de trabajo como se muestra en la siguiente Línea gráfica:



en la segunda etapa, semana cuatro a la séptima se realizó la perforación y voladura, obteniéndose el costo operacional de US\$394/tn de mineral.

COSTO OPERACIONAL	Cantidad	Unidad
Costo Total	11338.87	US\$
Toneladas de Mineral	28.8	TON
Costo/Tonelada de mineral	394	US\$/TON

y costo total de tonelaje roto promedio de US\$90/tn rotas de desmonte más mineral

COSTO POR TONELADAS ROTAS	Cantidad	Unidad
Costo Total	11338.87	US\$
Tonelaje (M+D)	125.65	TON
Costo/Tonelada rotas	90.24	US\$/TON

Se cumplió una doble en nuestra primera entrega y calculando una segunda entrega para la semana nueve.

Se concluye que el Beneficio/Costo $B/C \geq 6$. Los beneficios obtenidos son mayores a los costos, en consecuencia, el proyecto es viable tanto para la Compañía Poderosa como para la contrata "HUCATI" y debe ser considerado.

$$\frac{B}{C} = \frac{69334.6}{11338.9} = 6.1$$

VII. RECOMENDACIONES

Es factible que, culminada la etapa de explotación por cámaras y pilares, sea recuperado los pilares inmediatamente, evitando costos y tiempo en preparar la labor de minado, debido a la descomposición del material de sostenimiento y el relajo del macizo rocoso circundante a la labor.

Se recomienda utilizar la cartilla geomecánica cada vez que se realiza voladura ya que siempre se encuentra nuevas condiciones y características del macizo rocoso, para aplicar un correcto sostenimiento y el uso adecuado de explosivo evitando sobre rotura o deficiente avance de la labor.

Adquirir instrumentos principales para mecánica de roca como flexómetro, wincha para realizar siempre una evaluación geomecánica de la roca. Además, contar con detector de gases y medidor de oxígeno para evitar posibles contaminaciones a nuestro personal.

Utilizar membranas recicladas de aire como manta para depositar el mineral extraído y reducir su granulometría a punta de comba, evitando que se diluya con el material estéril.

El material estéril pasará a ser parte de los paquetes de madera o woodpacks y como pared artificial en la frontera que está limitada por una línea imaginaria con la labor de la empresa "ARIANA", con ello nos facilitará el tener que trasladar el estéril a otra labor y reforzará nuestro sistema de sostenimiento.

Realizar un chute o tolva en el lugar encomendado para su directo depósito de mineral extraído a los carros mineros, y así evitar tiempo innecesario en el traslado de los sacos al hombro por personal a 20 metros de distancia, evitando riesgos ergonómicos.

REFERENCIAS

- AETOS. “Diccionario Glosario Técnico de Túneles y Obras Subterráneas”. Inglés-español. AETOS, Asociación Española de Túneles y Obras Subterráneas, 1989.
- BAZÁN CRUZADO, Moisés Isidoro, Estudio Geomecánico del macizo rocoso para la proyección del túnel transvase Totoras (Huallabamba – Inkawasi y Kañaris). S.I. 2017. : Universidad Cesar Vallejo. 2017.
- BIENIAWSKI, Z. T., “Engineering Classification of Jointed Rock Masses”, Transactions of the South African Institution of Civil Engineering, Vol. 15, No. 12, 1973, p. 335-344.
- BIENIAWSKI, Z. T., “Geomechanics Classification of Jointed Rock Masses and its Application in Tunneling”, in Proceedings, Third International Congress on Rock Mechanics, ISRM, Vol. IIA, Denver, 1974, p. 27-32.
- BIENIAWSKI, Z. T., “Determining Rock Mass Deformability Experience from Case Histories”, Intr. J. Rock Mech. Min. Sci. 15, 1978, p. 237-247.
- BIENIAWSKI, Z. T., Rock Mechanics Design in Mining and Tunelling, A.A. Balkema, Rotterdam, 1984, p. 97-133.
- BIENIAWSKI, Z.T., Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering. S.I. 1989. : Wiley-Interscience. 1989. ISBN 0471601721.
- CARRASCO, SALVADOR NAVARRO, GÓMEZ, RAÚL PRIMITIVO ORTIZ y MARÍN, JUAN ANTONIO RUIZ, Geotécnia Aplicada a la Construcción de Túneles. [en línea]. 2003. Disponible en: <http://es.scribd.com/doc/183713450/GEOTECNIA-APLICADA-A-LA-CONSTRUCCION-DE-TUNELES-pdf>.

- CHURA LOPE, Wilberth, Caracterización Geomecánica del Macizo Rocoso y su Aplicación en el Diseño de Sostenimiento en Labores de Desarrollo de la Unidad Económica Administrativa Ana María - La Rinconada. S.I.2016. : Universidad Nacional del Altiplano. 2016.
- CHUYES BENEL, Franco Pierre, Aplicación de la clasificación geomecánica del Q de Barton para la elección del sostenimiento en mina Santa Clotilde 7-Chongoyape. S.I.2019. : Universidad César Vallejo. 2019.
- COLEGIO Oficial de Ingenieros Industriales de Madrid. "Construcción: Primeros túneles". UPC, E.T.S.E.C.C.P.B. Madrid, Edición 2002.
- COMPUMET, ESTALLIDOS DE ROCA, DERRUMBES Y SOSTENIMIENTO DE LABORES. 2006. Lima2006. : s.n. 2006.
- CORDING, E.J., and D.U. Deere, "Rock Tunnel Supports and Field Measurements", Proc. Rapid Excav. Tunnel Conf., AIME, New York, 1972, p. 601-622.
- CORNEJO, Laureano, Excavación Mecánica de Túneles. Rueda. Madrid1995. : s.n. 1995. ISBN 84-7207-050-6.
- DEERE, D.U., "Technical Description of Rock Cores for Engineering Purposes", Rock Mech. Eng. Geol., 1, 1963, p. 16-22.
- ESCALANTE GUERRA, Hernán Amador, Mejoramiento del Sistema de Sostenimiento, con Madera, Mediante Pernos Split Set y Malla Electrosoldada en Labores de Explotación de la Empresa "Macdesa" - Arequipa - Año 2016. S.I.2017. : Universidad Nacional del Altiplano. 2017.
- ESPINOZA, Nerio H. Robles, Excavación y Sostenimiento en Túneles en Roca. PERÚ1994. : CONCYTEC. 1994.
- HOEK, E., and E.T. Brown. "Empirical Strength Criterion for Rock Masses", J. Geotech. Eng. 106 (GT9), 1980, p. 1030-1035.

HOEK, E., and E.T. Brown. "The Hoek-Brown Failure criterion-a 1988 Update"
Proc. 15th Can. Rock Mech. Symp., University of Toronto, Oct. 1988.

JUNCA Ubierna, J. A. (1997). Capítulo 1, Historia de los túneles y su evolución
tecnológica.

KUSNIR LEVY, ERICK SALOMÓN, Caracterización de un macizo rocoso para
definir el revestimiento de un túnel. S.I.2019. : Universidad Nacional Autónoma
de México. 2019.

LAUFFER, H., "Gebirgsklassifizierung für den Stollenbau", Geologie und
Bauwesen, Vol. 24, 1958, p. 46-51.

LOARTE TRUJILLO, Oscar Junior, Geomecánica para el Diseño del Sostenimiento
de las Labores Mineras en la Corporación Minera Toma La Mano – Cormitoma
s.a. – Año 2018. S.I.2018. : Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo.
2018.

LOPEZ JIMENO, C., Manual de Túneles y Obras Subterráneas. Madrid1997. : s.n.
1997.

MANUAL de Túneles y Obras Subterráneas. Editor: Carlos López Jimeno et al.
Madrid: Gráficas Arias Montano (1082p.) 1ª edición. 1997.

MANUAL de campo para la descripción y caracterización de macizos rocosos en
afloramientos/ Luis I. González de Vallejo, dir. téc., Ferrar Gijón, M., superv.
téc. - 2 ed. - Madrid: Instituto Geológico y Minero de España, 2007.134 pgs.;;
24 cm. ISBN: 84-7840-708-1 - {Guías y Manuales; 4)

MILIARIUM.COM Ingeniería Civil y Medio Ambiente. "Historia y Grandes Hitos de
la Ingeniería de Túneles"

MINISTERIO DE ENERGÍA Y MINAS DEL PERÚ, ESTADÍSTICA DE ACCIDENTES MORTALES EN EL SECTOR MINERO. [en línea]. 2019. Disponible en: http://www.minem.gob.pe/_estadistica.php?idSector=1&idEstadistica=12464.

MINISTERIO DE INDUSTRIA, Energía y Turismo de España, Guía sobre Control Geotécnico en Minería Subterránea [en línea]. 2015. España2015. : s.n. 2015. Disponible en: <https://energia.gob.es/mineria/Seguridad/Guias/Guías/Guia-control-geotecnico-mineria-subterranea.pdf>.

ORÉ SÁNCHEZ, Carlos, Caractérisation et rôle des failles (E-W) sécantes dans le contrôle de la minéralisation aurifère à la mine Poderosa, Pataz, Pérou = [en línea]. Junin2006. : Université du Québec à Chicoutimi (UQAC). 2006. Disponible en: <https://www.yumpu.com/es/document/read/15505217/universite-du-quebec-a-chicoutimi-uqac>.

OSINERGMIN, Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas [en línea]. 1. PERÚ2017. : INVERSIONES IAKOB S.A.C. 2017. Disponible en: https://www.osinergmin.gob.pe/seccion/centro_documental/mineria/Documents/Publicaciones/Guia-Criterios-Geomecanicos.pdf.

OYARZUN, Roberto, Introducción a la Geología de Minas [en línea]. Madrid2011. : GEMM. 2011. Disponible en: https://eprints.ucm.es/13269/1/Libro_Geologia_Minas.pdf.

ÖZDEMİR, Levent, North American Tunneling 2004. Taylor & F. Washington, DC2004. : s.n. 2004. ISBN 0-415-40128-3.

PALMSTRÖM A. (2001): Chapter 2 of the book: In-Situ Characterization of Rocks

PERU21, Roca Sepulta a Ingeniero en Medio de Huaico. [en línea].

Lambayeque2017. , 2017. 2017. Disponible en:
<https://peru21.pe/lima/lambayeque-roca-sepulta-ingeniero-medio-huaico-71229-noticia/>.

PROCTOR, Robert Videtto, THOMAS LESTER, White y TERZAGHI, Karl, Rock tunneling with steel supports. Commercial Shearing. , pp. 282. 1977.

RAMOS VÁSQUEZ, Abel Antonio, Análisis de Estabilidad de Taludes en Rocas. Simulación con IS-DYNA y Comparación con Slide. S.I.2017. : Universidad Politécnica de Madrid. 2017.

RINCÓN SILVA, Bertha Celilia, Caracterización Geomecánica del Macizo Rocoso del área del Contrato 01-068-96 “Cooperativa Cooprocabon Sugamuxi” Municipio de Gámeza Boyacá. Sugamuxi2016. : Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia. 2016.

ROBLES Espinoza, Nerio H. EXCAVACIÓN Y SOSTENIMIENTO DE TUNELES DE ROCA, CONCYTEC, Perú 1994

ROJAS CARRILLO, Timoteo, Geomecánica En El Diseño De Sostenimiento Para Mejorar La Estabilidad De Las Labores Mineras De La Unidad Minera El Porvenir De La Empresa Minera Milpo - Año 2016. S.I.2016. : Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo. 2016.

SECRETARÍA DE COMUNICACIONES Y TRANSPORTES, Manual de diseño y construcción de túneles de carretera de México. [en línea]. 2016. Disponible en: www.dgst.sct.gob.mx.

TACURI GAMBOA, Almicar, Evaluación Geomecánica del Macizo Rocoso para la Aplicación del Sostenimiento en la Mina Hércules – CIA Minera Lincuna S.A. S.I.2017. : Universidad Nacional de San Cristobal de Huamanga. 2017.

TERZAGHI, K., "Rock Defects and Loads on Tunneling Supports", in Rock Tunneling with Steel Supports, R.V. Proctor and T. White. Eds., Commercial Shearing Co., Youngstown, Ohio. 1946, p. 15-99.

WILSON, J. y REYES, L., Geología del Cuadrángulo de Pataz [en línea]. 1964. Patáz1964. : Comisión de la Carta Geológica Nacional. 1964. Disponible en: <https://repositorio.ingemmet.gob.pe/handle/20.500.12544/169#files>.

ANEXOS
ANEXO N°1

Tabla 30. Operacionalización de las Variables

VARIABLES	DIMENSIÓN	INDICADORES	INSTRUMENTOS
VARIABLE INDEPENDIENTE Evaluación Geomecánica del macizo rocoso.	Caracterización del macizo rocoso	El sistema de clasificación RMR de Bieniawski (1976-1989)	Modelo geomecánico RMR de Bieniawski.
		Sistema de clasificación GSI	Modelo geomecánico GSI
		Calidad de roca RQD	Modelo geomecánico RQD
VARIABLE DEPENDIENTE Recuperación de Pilares.	Aplicar sostenimiento	Tiempos	Tablas y Ábacos
	Autosoporte		Tablas y análisis estadístico
	COSTOS	Costo/ Toneladas rotas	
		Análisis Beneficio/Costo	

Fuente: elaboración propia.

ANEXO N°5 - MATRIZ DE CONSISTENCIA

ANEXO N°4		MATRIZ DE CONSISTENCIA			
Evaluación Geomecánica para la recuperación de pilares de una labor del Nv.2670 – UP Santa María, Compañía Minera Poderosa – Empresa “HUCATI”					
PROBLEMA	OBJETIVO	HIPÓTESIS	VARIABLE	POBLACIÓN	TIPO DE INVESTIGACIÓN
<p>Problema General</p> <p>¿Cómo se reemplazará el diseño del sostenimiento para la recuperación de pilares de una labor del Nv.2670 – Empresa HUCATI - Compañía Minera Poderosa?</p>	<p>Objetivos Generales</p> <p>Realizar una evaluación Geomecánica del macizo rocoso para reemplazar el sostenimiento de pilares naturales de una labor del Nv.2670 - Compañía Minera Poderosa.</p>	<p>Hipótesis General</p> <p>Si se realiza una evaluación geomecánica del macizo rocoso que determine el diseño del sostenimiento, entonces lograremos recuperar los pilares naturales de una labor del Nv.2670 – Empresa “HUCATI” Compañía “PODEROSA”.</p>	<p>Variable independiente</p> <p>Evaluación Geomecánica del macizo rocoso.</p>	<p>Población</p> <p>Está compuesta por el macizo rocoso de una labor del NV 2670 – Empresa HUCATI - Compañía Minera Poderosa.</p>	<p>Diseño Cuasi-Experimental</p> <p>ya que tiene una conexión causal, no solo tratando de describir o abordar un problema, sino tratando de encontrar la causa raíz. Puede usar diseños experimentales y no experimentales.</p>
	<p>Objetivos Específicos</p> <p>Elaborar un mapa geomorfológico, geológico a nivel regional y local del cuadrante de Patáz.</p> <p>Diagnosticar Línea base de las condiciones de una labor Nv2670, Compañía Poderosa.</p> <p>Determinar los parámetros geomecánicos mediante el RMR correlacionado al GSI.</p> <p>Recuperación de pilares naturales de una labor Nv2670, Compañía Poderosa.</p>		<p>Variable dependiente</p> <p>Recuperación de Pilares</p>	<p>Muestra</p> <p>Una labor del Nv. 2670 – Empresa HUCATI - Compañía Minera Poderosa.</p>	

Fuente: elaboración propia.

ANEXO N°2

Clasificación geomecánica RMR – Bieniawski

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

Figura 31. Clasificación del macizo rocoso según el índice RMR.

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

Figura 32. Significado de la clase de macizos rocosos según el índice RMR.

1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	>10	10-4	4-2	2-1	Compresión simple		
		Compresión simple	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD (%)		90-100	75-90	50-75	25-50	<25		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
3	Separación entre diaclasas (m)		>2	0,6-2	0,2-0,6	0,06-0,2	<0,06		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Longitud de la discontinuidad (m)		<1	1-3	3-10	10-20	>20		
	Puntuación		6	4	2	1	0		
	Abertura (mm)		Nada	<0,1	0,1-1,0	1,0-5,0	>5,0		
	Puntuación		6	5	3	1	0		
	Rugosidad		Muy rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Ondulada	Suave		
	Puntuación		6	5	3	1	0		
	Relleno (mm)		Ninguno	Duro <5	Duro >5	Blando <5	Blando >5		
	Puntuación		6	4	2	2	0		
	Alteración		Inalterada	Lig. alterada	Mod. alterada	Muy alterada	Descompuesta		
	Puntuación		6	5	3	1	0		
		Caudal por 10 m de túnel	Nulo	<10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	>125 l/min		
5	Agua freática	Relación presión de agua / tensión principal mayor	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
	Puntuación		15	10	7	4	0		
Corrección por la orientación de las discontinuidades									
Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables			
Puntuación	Túneles	0	-2	-5	-10	-12			
Orientación de las discontinuidades en el túnel									
Dirección perpendicular al eje del túnel				Dirección paralela al eje del túnel		Buzamiento 0°-20° cualquier dirección			
Excavación con buzamiento		Excavación contra buzamiento							
Buz. 45-90	Buz. 20-45	Buz. 45-90	Buz. 20-45	Buz. 45-90	Buz. 20-45				
Muy favorable	favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	Media	Desfavorable			

Figura 33. Plantilla del cálculo para el RMR.

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

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

Figura 34. Sostenimientos a partir del índice RMR.

ANEXO N°3

Clasificación GSI

CARTILLA GEOMECÁNICA				
PODEROSA		Rev. 02		
LABORES DE EXPLOTACIÓN Y AVANCES				
Índice de Resistencia Geológica (GSI)	Condición Superficial (Golpes de picota)			
	Se Rompe	Se Rompe	Se Rompe	Se Indenta
ESTRUCTURA Grado de fracturamiento	Con 3 o mas Golpes de Picota	Con 1 o 2 Golpes de Picota	Superficialmente con golpes de Picota	Mas de 5 mm.
Se basa en la cantidad de fracturas por metro cuadrado, medidos insitu con flexometro.	B	R	P	MP
	Buena	Regular	Pobre	Muy Pobre
Condición Estructural - Fracturas/m ²	2 a 5 LF Levemente Fracturada	A LF/B	B LF/R	-
	6 a 11 F Moderadamente Fracturada	B F/B	B F/R	C F/P
	12 a 20 MF Muy Fracturada	B MF/B	C MF/R	D MF/P
	>20 IF Intensamente Fracturada	-	D IF/R	E IF/P

Figura 35. GSI (Hoek, Marinos 2000).

TIPOS DE SOSTENIMIENTOS LABORES DE EXPLOTACION (TEMPORAL) U.P. SANTA MARIA			
Parámetros Geomecánicos		ANCHO DE MINADO > 2.40 M	ANCHO DE MINADO < 2.40 M
CALIDAD	RMR		
A	81 - 100	Split set y/o RS Bolt sistemático espaciados a 1.80 m	Puntal con Jackpot sistemático espaciado a 1.80 m en las cajas + split set espaciado a 1.80 m en zona mineralizada
B	61 - 80	Split set y/o RS Bolt sistemático espaciados a 1.50 m	Puntal con Jackpot sistemático espaciado a 1.50 m en las cajas + split set espaciado a 1.50 m en zona mineralizada
C	51 - 60	Split set y/o RS Bolt sistemático espaciados a 1.50 m.	Puntal con Jackpot sistemático espaciado a 1.30 m en las cajas + split set espaciado a 1.50 m en zona mineralizada
D	41 - 50	RS Bolt sistemático espaciado a 1.20 m + malla electrosoldada	Puntal con Jackpot sistemático espaciado a 1.00 m en las cajas con guarda cabeza
E	21 - 40	Cuadros de madera espaciados a 1.50 m guarda cabeza en dirección al minado	Cuadros de madera espaciados a 1.50 m guarda cabeza en dirección al minado
F	<20	Cuadros de madera espaciados a 1.20 m guarda cabeza	Cuadros de madera espaciados a 1.20 m guarda cabeza en dirección al minado

Figura 36. Tipo de Sostenimiento (Hoek, Marinos 2000).

ANEXO N°4



Figura 37. Mineral del frente primario de baja ley de la veta Samy.



Figura 38. Mineral de alta ley del segundo frente de la veta Samy.



Figura 39. Sostenimiento de la labor, vista directa hacia el almacén de madera ubicada cerca a la rampa MAROSE NV 2670.



Figura 40. Sostenimiento en la labor mediante paquetes de madera o woodpacks con relleno y puntales de madera, vista directa hacia la salida principal frontera a la labor de la contrata ARIANA.



Figura 41. Paquetes de madera o woodpacks y puntales en Almacén.



Figura 42. Izquierda Supervisor de operación mina (quien sustenta este proyecto), en medio Ayudante de Mina Mostacero y a la derecha Maestro Perforista Luján.



Figura 43. Recojo y llenado de sacos SacMin.



Figura 44. SacMin, acumulación de mineral.



Figura 45. Entrega de mineral en la Tolva central de la bocamina NV 2670.

CARTA PODER



YO TITO HURTADO CARDENAS identificado con DNI N° 18178788 con domicilio actual en la calle San Pedro S/N del Distrito Pataz Provincia. Pataz Departamento. LA LIBERTAD. Por la presente y en mi condición de Minero Artesanal otorgo PODER al señor TARRILLO ROJAS VICTOR JORDAN identificado con DNI N° 73352082. Para que en mi nombre y representación se apersona y puedan RECOGER la dotación de explosivos (fulminantes, carmex, etc.) este poder que otorgo tendrá una duración de un (01) año, empezando a partir de la fecha de suscripción de la presente carta.

Por otro lado, hago de conocimiento que la entrega de los explosivos al apoderado antes mencionados, mi persona es la única responsable ante cualquier acción dólora, mal uso de los mismos, pérdida, entre otros por lo que me someto a cualquier acción legal y /o administrativa que tome las autoridades competentes, por los actos antes mencionados.

DOY FE
Que la firma que antecede
pertenece al suscrito.

Pataz, 05 de septiembre del 2019.


TITO HURTADO CARDENAS
DNI N° 18178788


Rafael D. Baltodano Palomino
JUEZ DE PAZ
PRIMERA NOMINACIÓN
DISTRITAL PATAZ



Figura 46. Carta poder para el permiso para recoger la dotación de explosivo a la bocamina NV 2670.



Figura 47. Carnet para ingreso y salida de las instalaciones, bocaminas de la Compañía Minera Poderosa S.A.

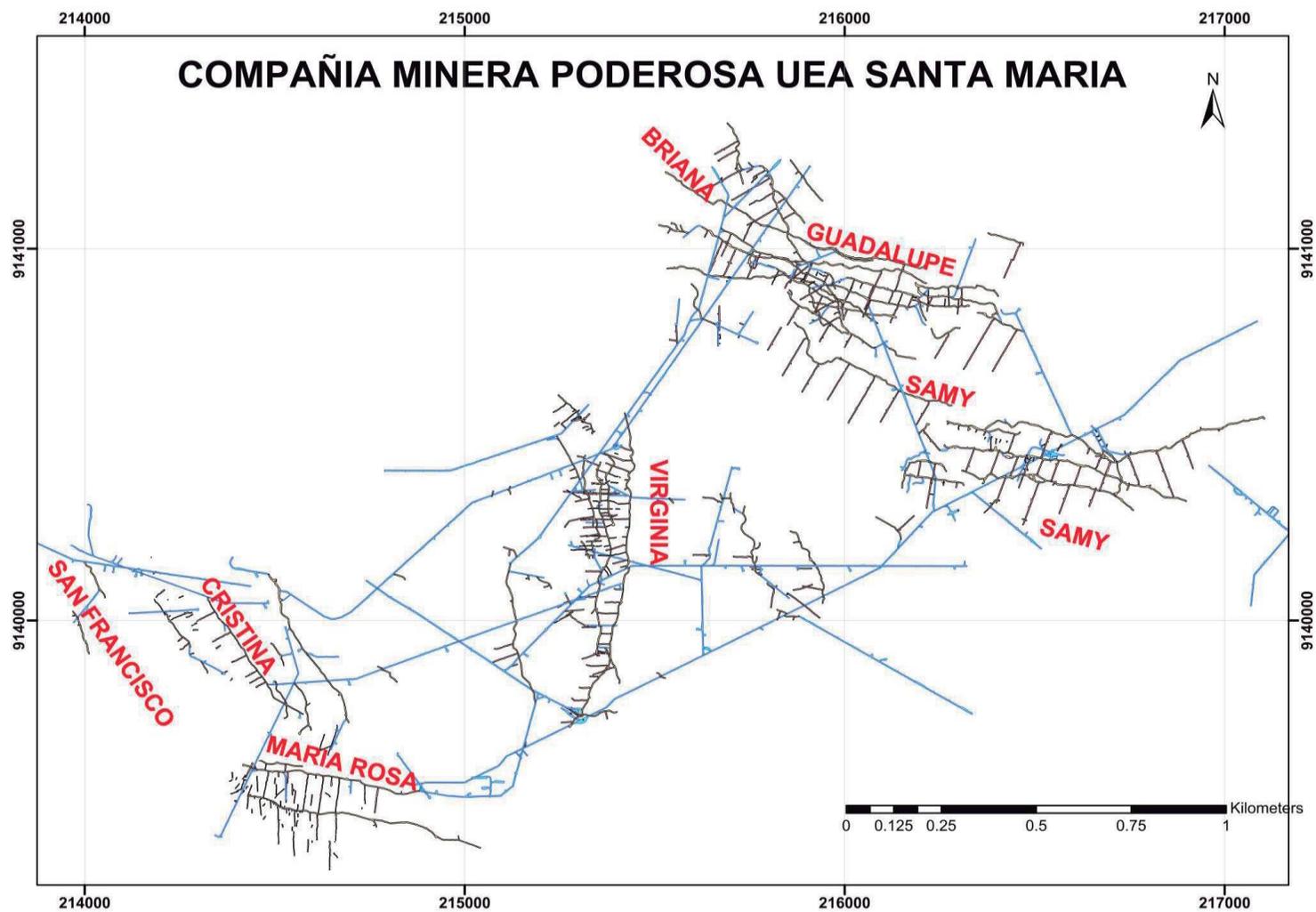


Figura 49. Plano topográfico de la UEA SANTA MARIA, Compañía minera PODEROSA, mostrando las diferentes vetas que se vienen explotando (Coba,2017).

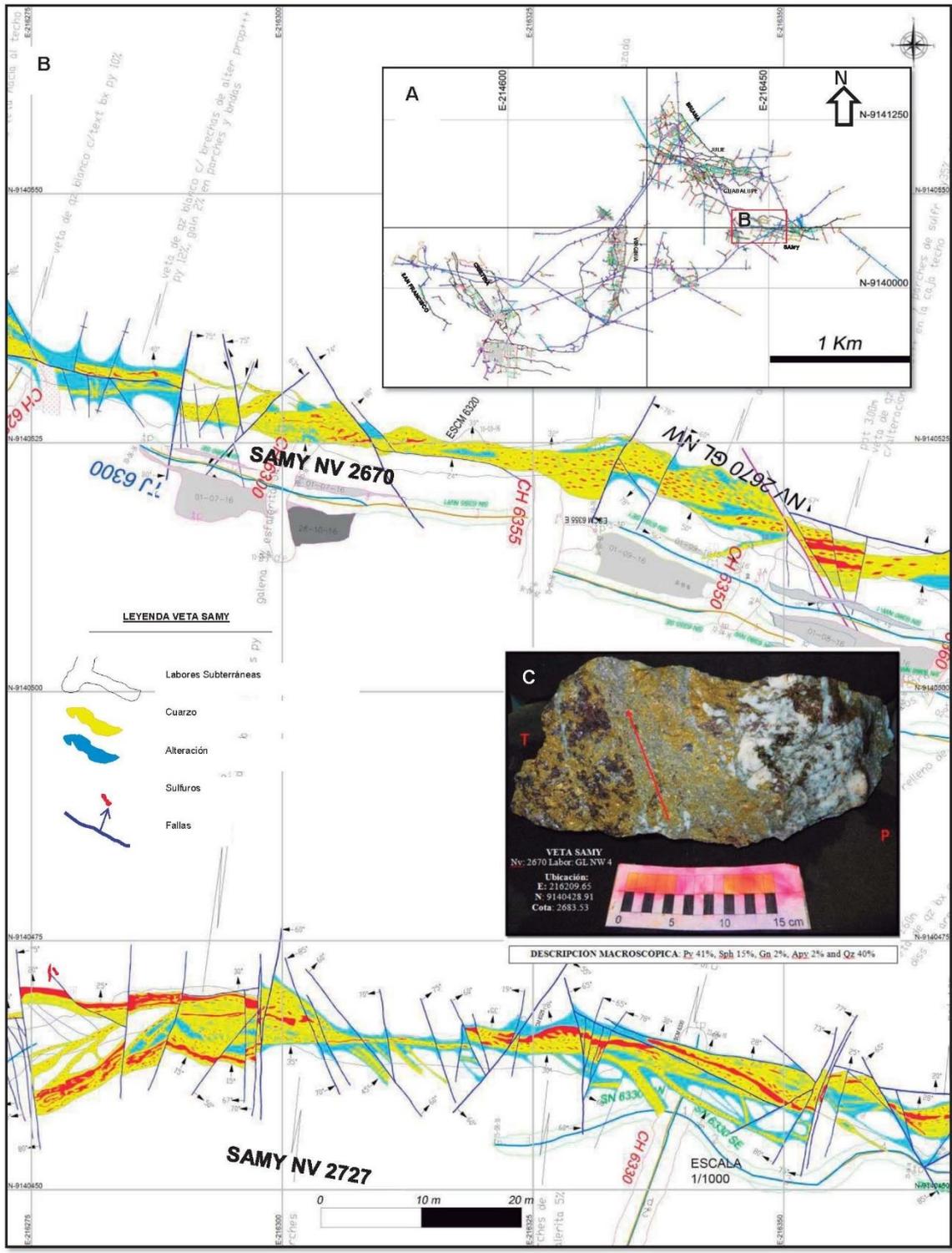


Figura 50. Veta SAMY, **A.-** Sistema de vetas NV. 2670 al NE UP Santa María; **B.-** Detalle Geológico de La GL NW 1 Nv 2670 Veta Samy, **C.-** Muestra de la Veta Samy (Coba,2017).

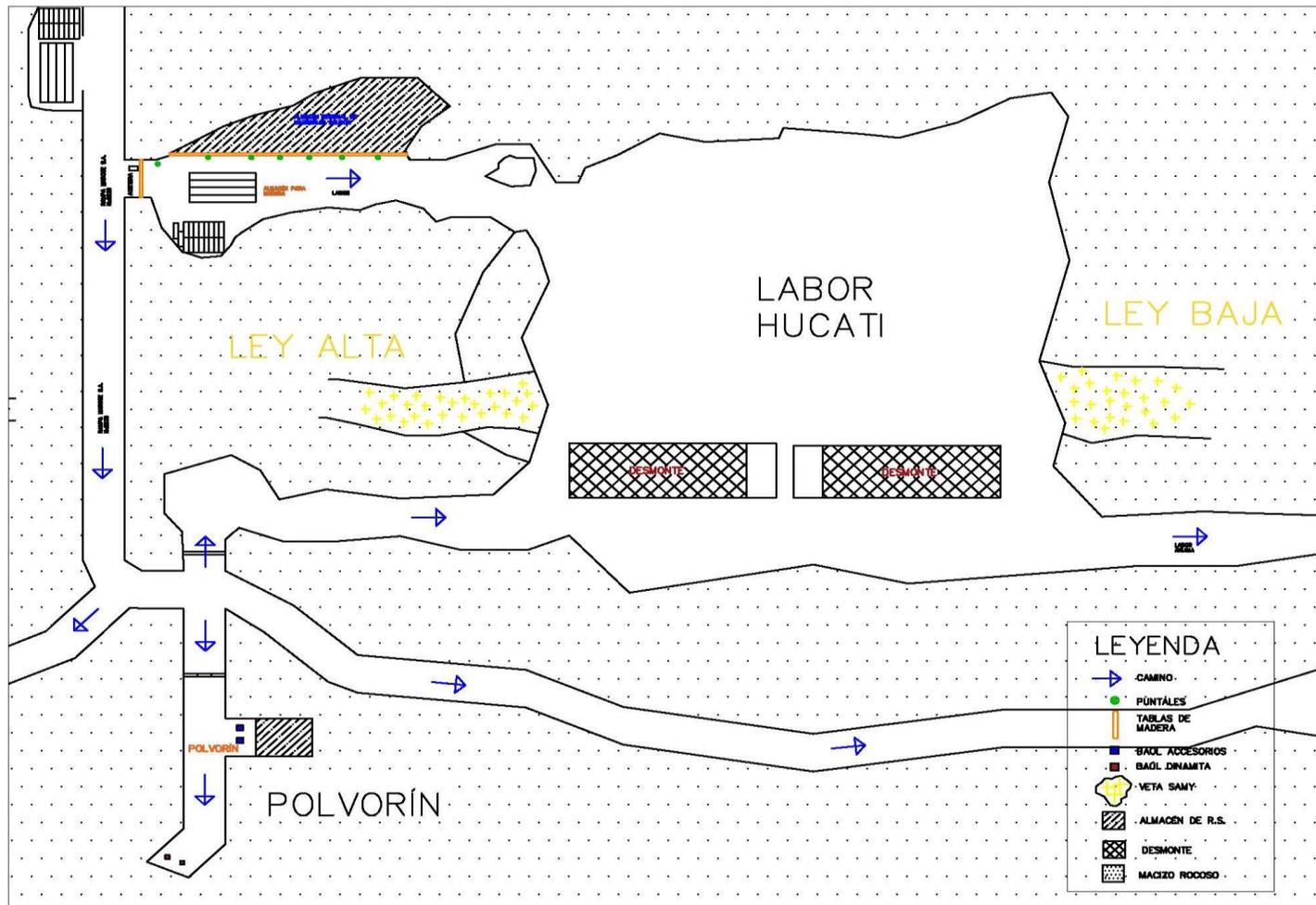


Figura 51. Labor HUCATI, Recuperación de pilares

**GUÍA DE OBSERVACIÓN DE CAMPO
RECONOCIMIENTO DE LA GEOLOGÍA**

**EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA LA RECUPERACIÓN DE PILARES DE UNA
LABOR DEL NV.2670 – UP SANTA MARÍA, COMPAÑÍA MINERA PODEROSA –
EMPRESA “HUCATI”**



**UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO
CHICLAYO 2020**

RECONOCIMIENTO DEL ÁREA		DESCRIPCIÓN	
GEOMORFOLOGÍA	UBICACIÓN		
	CARACTERÍSTICAS		
	RECURSOS NATURALES	AGRÍCOLA	
GEOLOGÍA		HIDROLOGÍA	
		MINERA	
		ERATEMA	
	REGIONAL	SISTEMA	
		SERIE	
		UNIDAD ESTATIGRÁFICA	
		MORFOESTRUCTURA VOLCÁNICA	
		ROCAS INTRUSIVAS O SUBVOLCÁNICAS	
		ERATEMA	
	LOCAL	SISTEMA	
		SERIE	
		UNIDAD ESTATIGRÁFICA	
		MORFOESTRUCTURA VOLCÁNICA	
ROCAS INTRUSIVAS O SUBVOLCÁNICAS			
ERATEMA			
ERATEMA			

GUÍA DE OBSERVACIÓN DE CAMPO PLANTILLA GEOMECÁNICA ROCK MASS RATING

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA LA RECUPERACIÓN DE PILARES DE UNA
LABOR DEL NV.2670 – UP SANTA MARÍA, COMPAÑÍA MINERA PODEROSA –
EMPRESA “HUCATI”



UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO
CHICLAYO 2020

1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga	>10	10-4	4-2	2-1	Compresión simple		
		Compresión	>250	250-100	100-50	50-25	25-	5-1	<1
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD (%)		90-100	75-90	50-75	25-50	<25		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
3	Separación entre diaclasas (m)		>2	0,6-	0,2-0,6	0,06-0,2	<0,06		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Longitud de la discontinuidad (m)		<1	1-3	3-	10-20	>20		
	Puntuación		6	4	2	1	0		
	Abertura (mm)		Nada	<0,1	0,1-1,0	1,0-5,0	>5,0		
	Puntuación		6	5	3	1	0		
	Rugosidad		Muy rugos	Rugosa	Lig.Rugosa	Ondulada	Suave		
	Puntuación		6	5	3	1	0		
	Relleno (mm)		Ninguno	Duro <5	Duro >5	Blando <5	Blando >5		
	Puntuación		6	4	2	2	0		
	Alteración		Inalterada	Lig. alterada	Mod.alterada	Muy alterada	Descompuesta		
	Puntuación		6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	<10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	>125 l/min		
		Relación presión de agua / tensión principal mayor	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
	Puntuación		15	10	7	4	0		

Corrección por la orientación de las discontinuidades						
Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables
Puntuación	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
Orientación de las discontinuidades en el túnel						
Dirección perpendicular al eje del túnel				Dirección paralela al eje del túnel		Buzamiento 0°- 20° cualquier dirección
Excavación con		Excavación contra				
Buz. 45-90	Buz. 20-45	Buz. 45-90	Buz. 20-45	Buz. 45-90	Buz. 20-45	
Muy favorable	favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	Media	Desfavorable
Plano de Orientación de la Excavación						

GUÍA DE OBSERVACIÓN DE CAMPO
CLASIFICACIÓN Y SOSTENIMIENTO GEOMECÁNICO ROCK MASS RATING
EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA LA RECUPERACIÓN DE PILARES DE UNA
LABOR DEL NV.2670 – UP SANTA MARÍA, COMPAÑÍA MINERA PODEROSA –
EMPRESA “HUCATI”

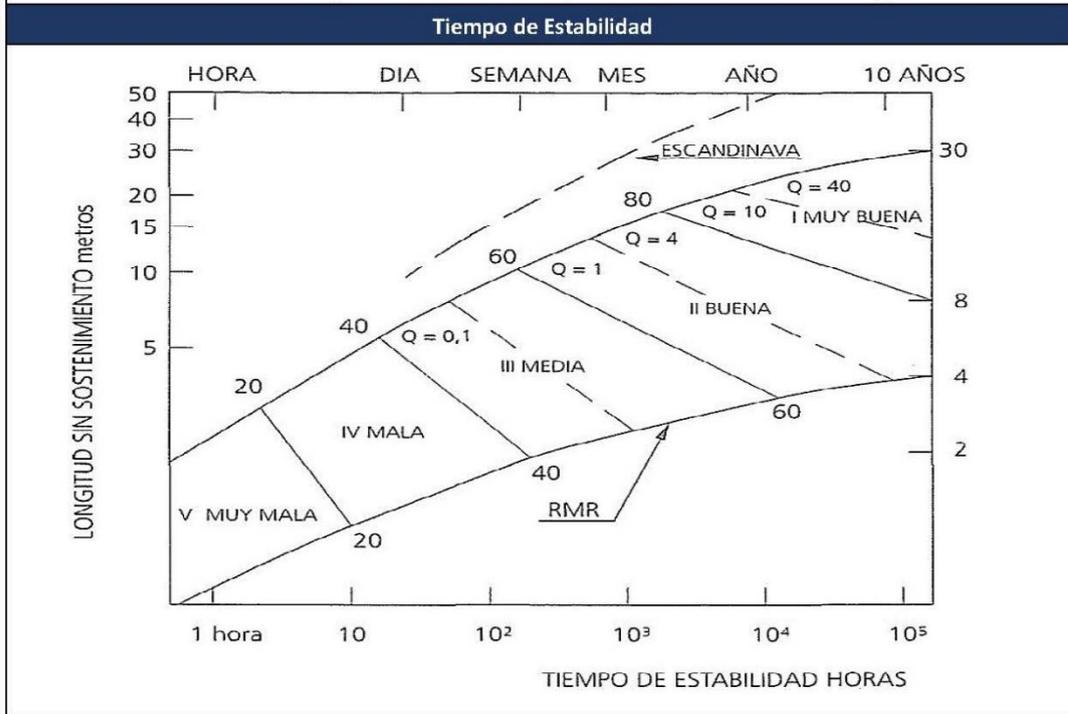


UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO
CHICLAYO 2020

CLASIFICACIÓN DE LA ROCA					
R.M.R.	81 - 100	61 - 80	41 - 60	21 - 40	< 20
CLASE	I	II	III	IV	V
DESCRIPCIÓN	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala
SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE MACIZOS ROCOSOS					
CLASE	I	II	III	IV	V
TIEMPO DE MANTENIMIENTO	10 años para 5 m	6 meses para 4 m	1 semana para 3 m	5 horas para 1,5 m	10 min para 0,5 m
COHESIÓN (kPa)	>300	200-300	150-200	100-150	<100
ANGULO DE FRICCIÓN	> 45º	40º-45º	35º-40º	30º-35º	<30º
SOSTENIMIENTO DEL MACIZO ROCOSO					
Clase RMR	Excavación	Sostenimiento			
		Bulones	Gunita	Cerchas	
I 100-81	Sección completa. Avances de 3 m.	Innecesario, salvo algún bulón ocasional	No	No	
II 80-61	Sección completa. Avances de 1-1,5 m	Bulonado local en clave, con longitudes de 2-3 m y separación de 2-2,5 m eventualmente con mallazo.	5 cm en clave para impermeabilización	No	
III 60-41	Avance y destroza. Avances de 1,5 a 3,0 m. completar sostenimiento a 20 m del frente.	Bulonado sistemático de 3-4 m con separaciones de 1,5 a 2 m en clave y hastiales. Mallazo en clave.	5 a 10 cm en clave y 3 cm en hastiales	No	
IV 40-21	Avance y destroza. Avances de 1,0 a 1,5 m. completar Sostenimiento inmediato del frente, completar	Bulonado sistemático de 4-5 m con separaciones de 1-1,5 m en clave y hastiales con mallazo	10 a 15 cm en clave y 10 cm en hastiales. Aplicación según avanza la excavación.	Cerchas ligeras espaciadas 1,5 m cuando se requieran.	

V ≤20	Fases múltiples. Avances de 0,5 a 1 m. gunitar inmediatamente el frente después de cada avance.	Bulonado sistemático de 5-6 m con separaciones de 1-1,5 m en clave y hastiales con mallazo çç	15-20 cm en clave, 15 cm en hastiales y 5 cm en el frente. Aplicación inmediata después de cada avance.	Cerchas pesadas 0,75 m con blindaje de chapas y cerradas en solera.
------------------------	---	---	---	---

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



Ítems	Ítems 2	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
		Compresión simple	87Mpa	87Mpa	87Mpa	87Mpa	87Mpa	87Mpa	87Mpa	87Mpa	87Mpa	
	Puntuación		7	7	7	7	7	7	7	7	7	
2	$RQD = 115 - 3.3 \times Jv$		49	16	32.5	65.5	55.6	32.5	19.9	15	47	60
	Puntuación		8	5	8	10	8	8	5	5	8	10
3	Separación entre diaclasas (m)		200-600mm	<60mm	60-200mm	0.6-2m	60-200mm	60-200mm	60-200mm	60-200mm	60-200mm	60-200mm
	Puntuación		10	5	8	15	8	8	8	8	8	8
4	Longitud de la discontinuidad (m)		1-3m	1-3m	1-3m	3-10m	3-10m	1-3m	1-3m	1-3m	1-3m	1-3m
	Puntuación		4	4	4	2	2	4	4	4	4	4
	Abertura (mm)		0.1-1mm	1-5mm	1-5mm	<0.1mm	0.1-1mm	1-5mm	0.1-1mm	0.1-1mm	1-5mm	1-5mm
	Puntuación		3	1	1	5	3	1	3	3	1	1
	Rugosidad		Rugoso	Rugoso	Rugoso	Rugoso	Rugoso	Rugoso	Rugoso	Rugoso	Rugoso	Rugoso
	Puntuación		5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
	Relleno (mm)		Ninguno	Ninguno	Ninguno	Ninguno	Ninguno	Ninguno	Ninguno	Ninguno	Ninguno	Ninguno
	Puntuación		6	6	6	6	6	6	6	6	6	6
	Alteración		Muy alterado	muy alterado	Moderadamente alterado	ligeramente alterado	Moderadamente alterado	Muy alterado	Muy alterado	Muy alterado	Muy alterado	Muy alterado
	Puntuación		1	1	3	5	3	1	1	1	1	1
5	Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	<10	<10	25-125	<10	<10	<10	<10	<10	<10	
		Relación presión de agua / tensión	<0.1	<0.1	0.2-0.5	<0.1	<0.1	<0.1	<0.1	<0.1	<0.1	<0.1
		Estado general	Ligeramente húmedo	Ligeramente húmedo	Goteado	Ligeramente húmedo	Ligeramente húmedo	Ligeramente húmedo	Ligeramente húmedo	Ligeramente húmedo	Ligeramente húmedo	Ligeramente húmedo
	Puntuación		10	10	4	10	10	10	10	10	10	10
Corrección por la orientación de las discontinuidades												
Dirección y buzamiento		Favorable	Muy favorable	Desfavorable	Favorable	Favorable	Favorable	Favorable	Muy favorable	Muy favorable	Favorable	
Puntuación	Túneles	-2	0	-10	-2	-2	-2	0	0	2	-2	
Orientación de las discontinuidades en el túnel												
Dirección perpendicular	Excavación con buzamiento	20-45 ^a	45-90 ^a	-	20-45 ^a	20-45 ^a	20-45 ^a	20-45 ^a	20-45 ^a	45-90 ^a	20-45 ^a	

ar al eje del túnel											
	Excavación contra el buzamiento			20-45 ^a							
Dirección paralela al eje del túnel		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Buzamiento 0°- 20° cualquier dirección		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

GUÍA DE OBSERVACIÓN DE CAMPO
CLASIFICACIÓN Y TIPO SOSTENIMIENTO RMR CORRELACIONADO AL
ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI)

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA LA RECUPERACIÓN DE PILARES DE UNA
LABOR DEL NV.2670 – UP SANTA MARÍA, COMPAÑÍA MINERA PODEROSA –
EMPRESA “HUCATI”



UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO
CHICLAYO 2020

CARTILLA GEOMECÁNICA Rev. 02		LABORES DE EXPLOTACIÓN Y AVANCES			
		Condición Superficial (Golpes de picota)			
Índice de Resistencia Geológica (GSI)		Se Rompe	Se Rompe	Se Rompe	Se Indenta
ESTRUCTURA Grado de fracturamiento		Con 3 o mas Golpes de Picota	Con 1 o 2 Golpes de Picota	Superficialmente con golpes de Picota	Mas de 5 mm.
Se basa en la cantidad de fracturas por metro cuadrado, medidos insitu con flexometro.		B	R	P	MP
		Buena	Regular	Pobre	Muy Pobre
Condición Estructural - Fracturas/m ²	2 a 5 LF Levemente Fracturada	A LF/B	B LF/R	-	-
	6 a 11 F Moderadamente Fracturada	B F/B	B F/R	C F/P	-
	12 a 20 MF Muy Fracturada	B MF/B	C MF/R	D MF/P	E MF/MP
	>20 IF Intensamente Fracturada	-	D IF/R	E IF/P	F IF/MP

TIPOS DE SOSTENIMIENTOS LABORES DE EXPLOTACION (TEMPORAL) U.P. SANTA MARIA			
Parámetros Geomecánicos		ANCHO DE MINADO > 2.40 M	ANCHO DE MINADO < 2.40 M
CALIDAD	RMR		
A	81 - 100	Split set y/o RS Bolt sistemático espaciados a 1.80 m	Puntal con Jackpot sistemático espaciado a 1.80 m en las cajas + split set espaciado a 1.80 m en zona mineralizada
B	61 - 80	Split set y/o RS Bolt sistemático espaciados a 1.50 m	Puntal con Jackpot sistemático espaciado a 1.50 m en las cajas + split set espaciado a 1.50 m en zona mineralizada
C	51 - 60	Split set y/o RS Bolt sistemático espaciados a 1.50 m.	Puntal con Jackpot sistemático espaciado a 1.30 m en las cajas + split set espaciado a 1.50 m en zona mineralizada
D	41 - 50	RS Bolt sistemático espaciado a 1.20 m + malla electrosoldada	Puntal con Jackpot sistemático espaciado a 1.00 m en las cajas con guarda cabeza
E	21 - 40	Cuadros de madera espaciados a 1.50 m guarda cabeza en dirección al minado	Cuadros de madera espaciados a 1.50 m guarda cabeza en dirección al minado
F	<20	Cuadros de madera espaciados a 1.20 m guarda cabeza	Cuadros de madera espaciados a 1.20 m guarda cabeza en dirección al minado

**GUÍA DE OBSERVACIÓN DE CAMPO
CARTILLA DE LLENADO Q DE BARTON - RMR**

**EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA LA RECUPERACIÓN DE PILARES DE UNA LABOR DEL NV.2670 – UP SANTA MARÍA, COMPAÑÍA
MINERA PODEROSA – EMPRESA “HUCATI”**



**UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO
CHICLAYO 2020**

Tipo	Responsables	RSDA	Veta	Nivel	Labor	Block	Evaluación GSI			Evaluación Bieniawski		Tiempo de autoaporte	Tipo de sostenimiento	Observaciones
							Mineral	Caja Techo	Calidad del techo (factores que influyen)	R M R	Calidad del Techo			
EXPLOTACIÓN	Supervisor Tarrillo Rojas Víctor Jordan	HUCATI	SAM Y	2670	TJ1	1	MF/R	F/R	MEDIA	52		1 semana	Puntales con Jackpot sistemático espaciado 1.30m en las cajas + Split set espaciado 1.50m en zona mineralizada	Recuperación de Pilares
						2	F/P	F/P	MEDIA	44		1 semana	Puntales con Jackpot sistemático espaciado 1.0m con guarda cabeza	Recuperación de Pilares
						3	MF/P	IF/P	MALA	30		inmediato	Cuadros de madera espaciados cada 1.50 metros	Labor abandonada
						4	F/R	F/B	BUENA	66		6 meses	Puntales con Jackpot sistemático espaciado 1.50m en las cajas + Split set espaciado 1.50m en zona mineralizada	Labor abandonada
						5	MF/R	F/R	MEDIA	50		1 semana	Puntales con Jackpot sistemático espaciado 1.0m con guarda cabeza	Labor abandonada
						6	F/P	F/P	MEDIA	48		1 semana	Puntales con Jackpot sistemático espaciado 1.0m con guarda cabeza	Recuperación de Pilares
						7	F/P	F/P	MEDIA	49		1 semana	Puntales con Jackpot sistemático espaciado 1.0m con guarda cabeza	Recuperación de Pilares
						8	F/P	F/P	MEDIA	49		1 semana	Puntales con Jackpot sistemático espaciado 1.0m con guarda cabeza	Recuperación de Pilares
						9	MF/R	F/R	MEDIA	52		1 semana	Puntales con Jackpot sistemático espaciado 1.30m en las cajas + Split set espaciado 1.50m en zona mineralizada	Recuperación de Pilares
						10	MF/R	F/P	MEDIA	50		1 semana	Puntales con Jackpot sistemático espaciado 1.30m en las cajas + Split set espaciado 1.50m en zona mineralizada	Recuperación de Pilares

GUÍA DE OBSERVACIÓN DE CAMPO
LÍNEA BASE DE LA LABOR DE EXPLOTACIÓN

**EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA LA RECUPERACIÓN DE PILARES DE UNA
 LABOR DEL NV.2670 – UP SANTA MARÍA, COMPAÑÍA MINERA PODEROSA –
 EMPRESA “HUCATI”**



UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO

CHICLAYO 2020

ÍTEMS	DESCRIPCIÓN	REFERENCIA	CONDICIÓN
Acceso	Bocamina Nv.2670, AL NV 2635. A la derecha con la rampa MAROSE, a la derecha con la labor de Ariana	3,3 km desde la bocamina, la caminata se realiza alrededor de 40 minutos para llegar a nuestro destino	Muy estable
Clima	El clima adentro de la mina muestra temperaturas que oscilan los 28° a 30°C, ambiente húmedo.		Estable
Labor	Se encontraron materiales con los cuales se había trabajado anteriormente, mangueras, cables, madera en estado de descomposición y un sostenimiento precario.	Área 20x20 Altura (1.2-1.9) m	Inestable

Antecedentes de la labor de estudio	Es una labor abandonada, desarrollada anteriormente por la contrata ARCASAC utilizando sistema mecanizado, por método de explotación de cámaras y pilares.		
Sostenimiento	Puntales	Aprox: 10	Inestable
	Woodpack	1	Inestable