

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA PARA LA APLICACIÓN
DE PERNOS HYDRABOLT Y SHOTCRETE EN EL
SOSTENIMIENTO DE LABORES MINA ANIMÓN, 2022**

**TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS**

PRESENTADO POR:

Bach. VEGA ARONES, Jhimy Antony

ASESOR:

Ing. GUTIÉRREZ PALOMINO, Roberto Juan

AYACUCHO - PERÚ

2022



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

“Año del Fortalecimiento de la Soberanía Nacional”

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

ACTA N° 059-2022-FIMGC

En la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal N° 229-2022-FIMGC-D**, siendo los veintidós días del mes de agosto del 2022, a horas 9:30 a.m.; se reunieron los jurados del acto de sustentación, en el Auditorium virtual google meet del Campus Universitario de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Siendo el Jurado de la sustentación de tesis compuesto por el presidente el **Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES**, Jurado el **MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS**, Jurado el **Mg. Ing. José Agustín ESPARTA SANCHEZ**, Jurado Asesor el **Mg. Ing. Roberto Juan GUTIÉRREZ PALOMINO** y secretario del proceso el **Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**, con el objetivo de recepcionar la sustentación de la tesis denominada “**CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA PARA LA APLICACIÓN DE PERNOS HYDRABOLT Y SHOTCRETE EN EL SOSTENIMIENTO DE LABORES MINA ANIMON, 2022**”, sustentado por el Señor **Jhimy Antony VEGA ARONES**, Bachiller en **Ciencias de la Ingeniería Minas**.

El Jurado luego de haber recepcionado la sustentación de la tesis y realizado las preguntas, el sustentante al haber dado respuesta a las preguntas, y el Jurado haber deliberado; califica con la nota aprobatoria de **16 (dieciséis)**.

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



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
GEOLOGÍA Y CIVIL

Dr. Efraín Elías Porras Flores
DECANO

Firmado digitalmente
por Dr. Efraín Elías Porras
Flores

Fecha: 2022.08.30
18:43:14 -09'00'

Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES
Presidente

Mg. Ing. José Agustín ESPARTA SANCHEZ
Jurado

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

Mg. Ing. Roberto Juan GUTIÉRREZ PALOMINO
Jurado - Asesor

Firmado digitalmente
por Mg. Ing. Ccatamayo
Barrios Johnny Henry
Fecha: 2022.08.29
05:34:56 -05'00'

MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS
Jurado

Firmado
digitalmente por
LEZAMA CUELLAR
CHRISTIAN

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Secretario del Proceso

c.c.:
Bach. Jhimy Antony VEGA ARONES
Jurados (4)
Archivo

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

DEDICATORIA

A mis padres por su amor, trabajo y sacrificio en todos estos años que gracias a ellos he logrado dar un paso más en mi futuro profesional y convertirme en lo que soy, ha sido un privilegio ser su hijo, son los mejores padres.

AGRADECIMIENTO

El mayor de los agradecimientos a mi familia por ser mi soporte, fortaleza y pilar en mi vida.

A la escuela de ingeniería de minas, por formar en mi un profesional con todas las herramientas para llevar el nombre de la universidad en alto.

ÍNDICE

	Pág.
Dedicatoria.....	ii
Agradecimiento.....	iii
Índice	iv
Índice de tablas	vi
Índice de figuras.....	vii
Resumen.....	viii
Abstract.....	ix
Introducción	x
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	1
1.1. Descripción de la realidad problemática.....	1
1.2. Formulación del problema	1
1.3. Planteamiento de hipótesis.....	2
1.4. Objetivo.....	2
1.5. Justificación	2
1.6. Importancia	3
1.7. Variables de investigación	3
1.8. Matriz de consistencia.....	4
1.9. Carta Gantt	5
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....	6
2.1. Antecedentes	6
2.2. Bases teóricas	11
2.3. Definición de términos.....	40
CAPÍTULO III METODOLOGÍA	41
3.1. Metodología de investigación	41
3.2. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	43
3.3. Análisis de datos	43
3.4. Metodología de trabajo	43

CAPÍTULO IV PROCESAMIENTO DE LA INFORMACIÓN	45
4.1. Método de trabajo	45
4.2. Organización de la empresa	45
4.3. Calificación de las leyes de muestreo	47
4.4. Dimensionamiento de bloques	47
4.5. Descripción del cálculo	47
4.6. Sistema de minado	48
4.7. Labores mineras	48
4.8. Chimeneas verticales.....	49
4.9. Método de corte relleno ascendente.....	50
4.10. Mapeo geomecánico subterráneo.....	53
4.11. Modelo geológico y geomecánico	54
4.12. Sistemas de evaluación geomecánico aplicado a tajeos.....	54
4.13. Índice de resistencia geológica (GSI)	61
4.14. Relaciones entre índices de clasificaciones geomecánicas q, RMR y GSI.....	65
4.15. Evaluación geomecánica de la rampa MIRKO (progresiva 0+350 – 0+550).....	66
4.16. Prueba de hipótesis.....	68
CAPÍTULO V RESULTADOS Y DISCUSIÓN	70
5.1. Aplicación de Shotcrete y pernos Hydrobolt en el sostenimiento del tajeo.....	70
5.2. Principios de acción del Shotcrete aplicado a excavaciones rocosas.....	77
5.3. Aplicación del perno Hydrabolt.....	79
5.4. Simulación	82
5.5. Simulación de esfuerzos y deformaciones con pernos Hydrabolt y Shotcrete ...	86
CONCLUSIONES	88
RECOMENDACIONES	91
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	92

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 2.1. Valores del RQD y condición de roca	25
Tabla 2.2. Rango de RQD	26
Tabla 2.3. Porcentaje de peso pasante	34
Tabla 4.1. Valores del RQD y condición de roca	55
Tabla 4.2. Parámetros de Q de Barton	56
Tabla 4.3. Prueba de normalidad de la variable factor de seguridad Vs esfuerzo	68
Tabla 4.4. Estadísticos de prueba	69
Tabla 4.5. Prueba de hipótesis	69
Tabla 5.1. Límites de gradación para agregados combinados.....	74

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 2.1. Estratigrafía.....	14
Figura 2.2. GSI.....	28
Figura 2.3. Shotcrete lanzado vía seca	35
Figura 2.4. Proceso de shotcrete lanzado vía húmeda.....	35
Figura 2.5. Equipo shotcrete vía seca.....	36
Figura 2.6. Equipo shotcrete vía húmeda.....	37
Figura 3.1. Flujograma de investigación	44
Figura 4.1. Organigrama empresa administrada Chungar Mina Animón	46
Figura 5.1. Ajustes generales del proyecto.....	82
Figura 5.2. Propiedades del campo de tensión.	83
Figura 5.3. Propiedades de la roca mineral	83
Figura 5.4. Configuración de la malla.	84
Figura 5.5. Modelo con malla triangular graduada	84
Figura 5.6. Sigma 1, simulación sin sostenimiento.....	85
Figura 5.7. Factor de seguridad, simulación sin sostenimiento.....	85
Figura 5.8. Sigma 1, simulación con sostenimiento.....	86
Figura 5.9. Factor de seguridad, simulación con sostenimiento.	87

RESUMEN

El presente trabajo de investigación denominado “CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA PARA LA APLICACIÓN DE PERNOS HYDRABOLT Y Shotcrete EN EL SOSTENIMIENTO DE LABORES MINA ANIMON, 2022”, cuyo objetivo fue Explicar de manera se determinará la caracterización geomecánica para el análisis del shotcrete e hydrabolt en el sostenimiento de tajeos de Chungar mina Animón, 2022, estableciendo un factor de seguridad para medir la contribución de la estabilidad del macizo rocoso. La metodología Es de tipo aplicativo ya que en la presente investigación se busca realizar una caracterización geomecánica para la aplicación del shotcrete e hydrabolt en el sostenimiento de la mina Animón. La población de esta investigación son las 20 vetas de la mina Animón. La muestra de la presente investigación son las vetas Maria Rosa, Lorena, Karina, Principal, Ramal 85, finalmente se concluye que a través de las herramientas de logeo y mapeo geomecanico se han determinado las características del macizo rocoso circundante a las labores de interés, obteniendo como principales resultados: Progressiva 0+350 a 0+385 GSI (F/R) RMR (55-65) Q (5 - 12), Progressiva 0+385 a 0+400 GSI (MF/R) RMR (45-55) Q (1 – 5), Progressiva 0+400 a 0+500 GSI (F/R) RMR (55-65) Q (5 - 12) Progressiva 0+500 a 0+535, GSI (MF/R) RMR (45-55) Q (1 – 5), Progressiva 0+535 a 0+550 GSI (IF/R) RMR (35-45) Q (0.4-1.0).

Palabras clave: Estabilidad, Pernos Hydrabolt, Shotcrete

ABSTRACT

The present research work called "GEOMECHANICAL CHARACTERIZATION FOR THE APPLICATION OF HYDRABOLT AND SHOTCRET BOLTS IN THE SUPPORT OF ANIMON MINE TAGES, 2022", whose objective was to explain how the geomechanical characterization will be determined for the analysis of shotcrete and hydrabolt in the support of Chungar tajeos Animon mine, 2022, establishing a safety factor to measure the contribution of the stability of the rock massif. The methodology is of an applicative type since this research seeks to carry out a geomechanical characterization for the application of shotcrete and hydrabolt in the support of the Animón mine. The population of this research is the 20 veins of the Animon mine. The sample of the present investigation are the veins Maria Rosa, Lorena, Karina, Principal, Ramal 85, finally it is concluded that through the tools of logging and geomechanical mapping the characteristics of the rock mass surrounding the workings of interest have been determined, obtaining as main results: Progressive 0+350 to 0+385 GSI (F/R) RMR (55-65) Q (5 - 12), Progressive 0+385 to 0+400 GSI (MF/R) RMR (45-55) Q (1 - 5), Progressive 0+400 to 0+500 GSI (F/R) RMR (55-65) Q (5 - 12) Progressive 0+500 to 0+535, GSI (MF/R) RMR (45-55) Q (1 - 5), Progressive 0+535 to 0+550 GSI (IF/R) RMR (35-45) Q (0. 4-1.0).

Keywords: Stability, Hydrabolt, Shotcrete

INTRODUCCIÓN

La mina Animón es un yacimiento polimetálico de zinc, plomo y cobre, propiedad de Empresa Administradora Chungar S.A.C (Volcan), está ubicada al sur-este de la ciudad de Cerro de Pasco; que produce concentrados de zinc, plomo, cobre y plata. Los depósitos minerales están constituidos por vetas, bolsonadas, vetas mantos, cuerpos y mantos, donde el mayor volumen de mineral está contenido en las vetas, las cuales se distribuyen en dos sistemas convergentes: ambos con dirección Este-Oeste pero con buzamiento al norte y el otro con buzamiento al Sur. La formación de este yacimiento es de origen hidrotermal, por la formación de las vetas y las características geomecánicas del mineral y cajas se seleccionó el método de corte y relleno ascendente.

Durante la explotación se presenta problemas en la estabilidad del tajeo lo que constituye un peligro al personal y equipo, debiéndose aplicar sostenimiento con pernos tipo split set que tampoco han dado resultados satisfactorios, motivo por el cual se ha cambiado por pernos hydrabolt más la aplicación de shotcrete, lográndose controlar tanto las cajas como el techo del tajeo, aumentándose el ancho de minado en el caso de cuerpos y disminuyendo el tiempo de minado y mejorando la producción.

La aplicación del shotcrete y pernos hydrabolt es factible desde el punto de vista técnico, por lo que debe aplicarse en otros tajeos que presentan igual problema de sostenimiento.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA

La estabilidad de la roca circundante dentro de estructuras subterráneas como bancos, túneles y cruces depende de las tensiones y condiciones estructurales de la roca detrás del borde de la abertura. La inestabilidad local está controlada por las variaciones de esfuerzos locales, la presencia de características estructurales y el grado de daño al macizo rocoso por la voladura. Actualmente, la mina Animon está experimentando problemas de inestabilidad del lecho rocoso en las operaciones subterráneas.

Estos efectos se deben, por un lado, a la mala calidad de los macizos rocosos y de las estructuras mineralizadas, al colapso, a las propiedades de 'expansión' y 'altamente deformables' de las rocas, ya la presencia de agua. Por un lado, los costos relacionados con la minería son relativamente pequeños, pero superan la muy baja resistencia de la roca. Este estudio describe los hallazgos, su aplicación, documentación de control y medición del uso de pernos de anclaje Hydrabolt como soporte activo y hormigón proyectado como soporte pasivo en minería subterránea. MÉTODOS EFECTIVOS Buenas medidas de control en caso de problemas de tensiones elevadas o de desgaste de los tornillos por efectos de factores de carga que se oponen a la capacidad portante. En las minas de Animon, el uso de pernos Hydrabolt es una alternativa de soporte que garantiza la estabilidad del trabajo.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Formulación del problema general

¿De qué manera se determinará la caracterización geomecánica para el análisis del shotcrete e hydrabolt en el sostenimiento de tajeos de Chungar mina Animón, 2022?

1.2.2. Formulación del problema específico

1. ¿Cómo se realizará la caracterización geomecánica de la mina Animón?
2. ¿Cuál es el comportamiento geomecánico de la mina Animón?
3. ¿Cómo se analizará los pernos hydrabolt y el shotcrete en el sostenimiento de la mina Animón?

1.3. PLANTEAMIENTO DE HIPÓTESIS

1.3.1. Formulación de hipótesis general

La caracterización geomecánica será óptima para el análisis del shotcrete e hydrabolt en el sostenimiento de tajeos de Chungar mina Animón, 2022.

1.3.2. Formulación de hipótesis específicas

1. La caracterización geomecánica se realizará siguiendo los parámetros óptimos de la mina Animón.
2. El comportamiento geomecánico se encuentra dentro del índice GSI MF/R - R en la misma estructura y en las cajas MF/P – MP.
3. El análisis de los pernos hydrabolt y el shotcrete influirá significativamente en el sostenimiento de la mina Animón.

1.4. OBJETIVO

1.4.1. Objetivos generales

Explicar de manera se determinará la caracterización geomecánica para el análisis del shotcrete e hydrabolt en el sostenimiento de tajeos de Chungar mina Animón, 2022.

1.4.2. Objetivos específicos

1. Determinar cómo se realizará la caracterización geomecánica de la mina Animón.
2. Identificar cuál es el comportamiento geomecánico de la mina Animón.
3. Analizará los pernos hydrabolt y el shotcrete en el sostenimiento de la mina Animón.

1.5. JUSTIFICACIÓN

La minería moderna debe generar estándares de seguridad y condiciones favorables para que el trabajador se desempeñe con mayor confianza y motivación. Así, como también deben buscar la rentabilidad de la producción, ya que ello permite mejoras en el minado

de las labores. Es a razón de ello, que el presente trabajo de investigación pretende proponer el uso del shotcrete y los pernos hydrabolt, en el sostenimiento con la finalidad de explotación y la seguridad de los trabajadores.

1.6. IMPORTANCIA

La importancia de esta investigación radica en que propondrá el empleo del shotcrete y los pernos hydrabolt, que contribuirán en el cumplimiento de los estándares de seguridad. Asimismo, este trabajo servirá como fuente de referencia para otras investigaciones y proyectos semejantes.

1.7. VARIABLES DE INVESTIGACIÓN

1.7.1. Variable independiente

Caracterización Geomecánica

Indicadores

- Caracterización Geomecánica
- Comportamiento geomecánico

1.7.2. Variable dependiente

Aplicación del shotcrete e hydrabolt

Indicadores

- Características del perno Hydrabolt
- Instalación del perno Hydrabolt
- Técnicas de aplicación del Shotcrete

1.8. MATRIZ DE CONSISTENCIA

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	INDICADORES
PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPÓTESIS GENERAL	V. INDEPENDIENTE	
<ul style="list-style-type: none"> ¿De qué manera se determinará la caracterización geomecánica para el análisis del shotcrete e hydrabolt en el sostenimiento de tajeos de Chungar mina Animón, 2022? 	<ul style="list-style-type: none"> Explicar de manera se determinará la caracterización geomecánica para el análisis del shotcrete e hydrabolt en el sostenimiento de tajeos de Chungar mina Animón, 2022. 	<ul style="list-style-type: none"> La caracterización geomecánica será óptima para el análisis del shotcrete e hydrabolt en el sostenimiento de tajeos de Chungar mina Animón, 2022. 	Caracterización geomecánica	Caracterización geomecánica Comportamiento geomecánico
PROBLEMAS ESPECÍFICOS	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	HIPÓTESIS ESPECÍFICOS	V. DEPENDIENTE	
<ul style="list-style-type: none"> ¿Cómo se realizará la caracterización geomecánica de la mina Animón? 	<ul style="list-style-type: none"> Determinar cómo se realizará la caracterización geomecánica de la mina Animón. 	<ul style="list-style-type: none"> La caracterización geomecánica se realizará siguiendo los parámetros óptimos de la mina Animón. 		Características del perno Hydrabolt
<ul style="list-style-type: none"> ¿Cuál es el comportamiento geomecánico de la mina Animón? 	<ul style="list-style-type: none"> Identificar cuál es el comportamiento geomecánico de la mina Animón. 	<ul style="list-style-type: none"> El comportamiento geomecánico se encuentra dentro del índice GSI MF/R - R en la misma estructura y en las cajas MF/P – MP. 	Aplicación de pernos hydrabolt y shotcret en el sostenimiento	Instalación del perno Hydrabolt
<ul style="list-style-type: none"> ¿Cómo se analizará los pernos hydrabolt y el shotcrete en el sostenimiento de la mina Animón? 	<ul style="list-style-type: none"> Analizar los pernos hydrabolt y el shotcrete en el sostenimiento de la mina Animón. 	<ul style="list-style-type: none"> El análisis de los pernos hydrabolt y el shotcrete influirá significativamente en el sostenimiento de la mina Animón. 		Técnicas de aplicación del Shotcrete

1.9. CARTA GANTT

ACTIVIDADES	2022															
	FEBRERO				MARZO				ABRIL				MAYO			
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	S16
CAPITULO DE RESULTADOS																
Recolección de datos <i>in situ</i>	■	■														
Caracterización del macizo rocoso	■	■	■	■												
Diseño de sostenimiento					■	■										
Caracterización de materiales						■	■	■								
Análisis técnico							■	■	■	■						
Simulación							■	■	■	■						
Discusión																
Recopilación de datos, análisis y comparación resultados											■	■				
Conclusiones y recomendaciones												■	■			
Revisión final de la tesis															■	
Sustentación de la tesis																■

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES

Cuba (2017), en su tesis “Análisis comparativo entre los pernos cementados e hydrabolt en el sostenimiento para labores de 3x3 de seccion de la mina Azulcocha Mining S.A. Concepción – Junín 2017”, tuvo como objetivo realizar un analisis comparativo entre pernos cementados e hydrabolt, para ello se utilizo la investigacion comparativa con el metodo descriptivo, en donde se compararon los tiempos de instalación y como resultado se obtuvo que la instalación del perno cementado el promedio es 6.92 horas y el perno hydrabolt 3.54 horas, teniendo una diferencia de 3.38 horas. Concluyendose que los pernos hydrabolt supera los criterios comparados en gran medida.

Castañeda (2012), en su tesis “Estudio Comparativo Entre El Perno Helicoidal Y El Perno Hydrabolt Para Sostenimiento Y Seguridad En La Rampa 690s Del Consorcio Minero Horizonte”, tuvo como objetivo comparar los pernos de anclaje helicoidal con el perno hydrabolt aplicados al sostenimiento de la rampa 690S, determinando el factor de seguridad y de soporte del macizo rocoso, para lograrlo se uso pruebas pull-test de los pernos en comparación. Llegando a conclusion que la capacidad de soporte de los pernos hydrabolt rondan entre 7 y 11 toneladas, en cambio el perno helicoidal supera 18 a 30 toneladas. En cuanto al factor de seguridad el perno hydrabolt varia entre 1.2 y 1.97 en comparacion a los pernos helicoidales que varian entre 3.17 a 5.28, por lo que la capacidad de soporte del perno helicoidal es de 2 a 3 veces mayor que la capacidad de soporte del perno hydrabolt.

Maldonado (2012), en su estudio “Sostenimiento subterráneo con pernos de anclaje Hydrabolt”; considera, Los pernos Hydrabolt se han desempeñado muy bien desde que se adoptó. De hecho, constantemente se realiza ensayos de arranque en pernos y también a los dos o tres años después de la instalación, y se observa que mantienen la

misma resistencia. Estamos más que satisfechos con ellos. Asimismo, los pernos de anclaje Hydrabolt son de alta tecnología, de gran trabajabilidad y considero que son los anclajes de última generación; aportan dos ventajas: más seguridad e incremento de la productividad.

Garrido (2003) en su tesis "Evaluación De Coeficiente De Seguridad Del Sostenimiento De Galerías Y Túneles En Función De Su Rigidez Y Distancia Al Frente En Diferentes Macizos Rocosos Y Caracterización Mediante El Método De Impacto - Eco". Llega a la conclusión: En esta tesis doctoral se examina el comportamiento de un macizo rocoso donde se plantea la ejecución de una excavación circular sometida a un campo de esfuerzos hídrostáticos, viendo tanto la respuesta del macizo rocoso como la del sostenimiento. Se supone un comportamiento elastoplástico del macizo siguiendo el criterio de rotura de Hoek - Brown pues es el que más se asemeja al comportamiento real del macizo. Y se llega a las siguientes conclusiones; Al realizar una simulación tridimensional del avance del frente de una excavación, se puede obtener el valor de las curvas de convergencia - confinamiento y con ello la relajación necesaria que debe sufrir el macizo rocoso antes de la colocación del sostenimiento. En función del paso de excavación elegido, se comprueba que a mayor paso de excavación mayor es el desplazamiento de la zona sin sostener y como la zona de influencia del frente por delante de él, es decir en la zona de macizo rocoso sin excavar inmediatamente posterior, es mayor. Es importante considerar este factor, en la ejecución de excavación en macizos rocosos fracturados o donde se deban atravesar zonas de materiales de peor calidad, ya que de esta forma se pueden tomar medidas para evitar el colapso de la excavación en el instante de su ejecución.

Giraldo (2013), en su estudio de investigación: "Variabilidad de la capacidad de sostenimiento de un macizo rocoso Vs longitud de pernos de roca"; de acuerdo al estudio, los resultados de las 51 pruebas realizadas (11 Split Set, 17 Barras Helicoidales, 12 Hydrabolts y 11 Swellex), demuestran que la capacidad de anclaje de los pernos no guarda una relación lineal con sus longitudes, es decir, al duplicar la longitud de un perno, su capacidad de anclaje no necesariamente será el doble. Asimismo, La elongación de los pernos, tiende a guardar una relación lineal con la carga aplicada.

Los pernos Split Set, Hydrabolt y Swellex muestran un anclaje uniforme al variar las longitudes efectivas de anclaje; mientras que el comportamiento de las Barras Helicoidales es irregular, sobre todo cuando se instalan con cemento. Los pernos de mayor y menor capacidad son respectivamente, los Hydrabolts y los Split Sets, así, para 2 pies de longitud efectiva de anclaje sus capacidades son 15,75 ton y 3,75 ton, respectivamente. Los pernos que muestran menor y mayor elongación son los Hydrabolts y el Split Sets, respectivamente. Asimismo, el costo por metro cuadrado sostenido del más bajo al más alto es respectivamente: Hydrabolt (10,95 \$/ m²) y la barra Helicoidal con resina (50,67 \$/ m²), según análisis de costos al mes de Abril del 2011, y las condiciones y realidades.

Unsihuay (2018), en su tesis “Implementación del shotcrete reforzado con fibra de acero, comparado con el sostenimiento estructural en labores mineras subterráneas, UP – San Cristóbal, Volcan Cia. Minera SAA”, tuvo como objetivo determinar los procedimientos para la implementación del shotcrete reforzado con fibra de acero en la Unidad Minera San Cristóbal, U.E.A. Yauli, Volcan Cia Minera SAA.- 2015. Para ello, empleó una investigación experimental de nivel descriptivo – experimental. Asimismo, las técnicas de procesamiento de datos aplicado fue ensayos en laboratorio, ensayo de absorción de energía para muestra de shotcrete reforzado con fibra de acero, ensayo de absorción de energía para muestra de sostenimiento estructural, evaluación de resultados y selección de labores piloto. Concluyendo que las ventajas del nuevo diseño de shotcrete reforzado con fibras de acero, en comparación con el sostenimiento estructural (Shotcrete - Malla - Shotcrete), en tareas mineras de roca de tipo IVA - IVB, en la Unidad Minera San Cristóbal, U.E.A. Yauli, Volcan Cia Minera SAA., son los siguientes: supera los valores de capacidad de absorción de energía y tenacidad, mayor resistencia a la compresión, y genera valores de VAN y TIR positivos.

Blanco (2018), en su tesis “Caracterización geomecánica para el análisis de pernos hydrabolt en el sostenimiento de labores subterráneas compañía minera Casapalca”, tuvo como objetivo determinación de propiedades geomecánicas de rocas para análisis de pernos Hydrabolt que soportan operaciones subterráneas en Minera Casapalca. Para ello se utilizó una metodología aplicada y descriptiva. En resumen, los pernos Split Set, Hydrabolt y Swellex brindan una fijación consistente al variar la longitud de fijación

efectiva. El comportamiento de la varilla espiral es errático, especialmente cuando se monta con cemento.

Pérez (2021), en su tesis “Análisis de variables operacionales en la dosificación del shotcrete en la rampa 4025, nivel 4000 para la shotcrete explotación de la veta Guisela en la Unidad Minera Chungar - 2021”, tuvo como objetivo determinar en qué medida influye el análisis de variables operacionales en el uso de shotcrete en la rampa 4025, nivel 4000 para la explotación de la veta Guisela en la unidad minera Chungar - 2021. Para ello, se empleó una investigación descriptivo longitudinal, donde se realizó el análisis y observación de la información de shotcrete recolectada, revisión de la información bibliográfica referente al tema de investigación, y recopilación de información de campo.

Carhuancho, M. (2020), en su tesis “Optimización del consumo de shotcrete de labores permanentes para labores tipo IIIB – IVA; RMR 31-50 Carahuacra Volcan Compañía Minera S.A.A.” tuvo como objetivo determinar en qué medida la optimización del consumo de Shotcrete en labores permanentes tipo IIIB – IVA de RMR 31-50 influye en reducir los costos de sostenimiento en la Mina Carahuacra - Volcan Compañía Minera S.A.A. Para ello, se empleó una investigación aplicada de nivel descriptivo y explicativo. Concluyendo que el sostenimiento con shotcrete de gradiente a gradiente favorece la operación en mina ya que al reducir los dos metros de gradiente se logra una mejora en el tiempo del proceso de sostenimiento.

Ojeda (2020), en su tesis “Aplicación de modificador reológico para reducir el rebote de shotcrete en minería subterránea”, que tuvo como objetivo aplicar un modificador reológico para reducir el rebote de shotcrete en minería subterránea. Para ello, se empleó una metodología de tipo experimental con un diseño explicativo, y como técnicas de recolección de datos se empleó la revisión bibliográfica, observación directa y prueba de campo. Concluyendo que para lograr una exitosa y eficiente aplicación del shotcrete existen 3 diferentes elementos y condiciones que se pueden agrupar en 3 categorías: técnicas y equipos, entorno y materiales.

2.1.1. Antecedentes de la mina ANIMON

Por el año 1913 el Sr. Mateo Galjuf observa un afloramiento oxidado potente al borde este de la laguna Naticocha que viene a ser la continuación de la Veta Restauradora que es propiedad de Huarón y se prolonga hacia el oeste por debajo de la laguna Naticocha; al encontrarse libre esta área la denuncia y toma posesión de la concesión el mismo año, con el nombre de Montenegro.

“Por el año 1936 el Sr. Galjuf inicia una labor de reconocimiento de 50 metros al este sobre la cota 4,610 m.s.n.m. sobre este afloramiento al que denomina como veta Principal. Desde el año 1939 a 1947 existieron problemas limítrofes hacia el este con la concesión Restauradora propiedad de Cía. Minera Huarón, durante ese lapso Huarón sustrajo ilícitamente por el sistema de “glory hole” aproximadamente 50,000 T.M.S. desde el Nv. 400 hasta el Nv. 605, en un tramo de 50 metros al Oeste del límite de Restauradora. Desde 1947 a 1956 existió un litigio administrativo y judicial por la sustracción indebida por parte de Huarón”.

A partir de 1960 se inicia la construcción del pique Montenegro que profundiza hasta el año 1966 al nivel 420, a partir de este año se inicia un desarrollo agresivo de la veta Principal en los niveles 575, 540, 500 y 465 hasta el año 1970; a partir de ese año hasta el año 1982 se trabaja un 30% la zona de Montenegro y un 70% áreas arrendadas de Huarón y Centromin en las concesiones de Bellavista, Demasia Elena, CPH 18, CPH19 y CPH 58.

A partir de 1983 se dio mayor impulso al desarrollo, exploración, preparación y explotación de la Veta Principal y otras estructuras menores: habiéndose extraído a la fecha desde el Nv. 310 a Nv. 540 aproximadamente 1'500,000 TMS de mineral.

“La producción diaria de la mina antes del desastre natural del 23 de abril de 1998 fue de 400 TMS diarias. A mediados del año 1997 se compraron las concesiones de Centromín C.P.H. 18, 19, 58 y Ranita; y en setiembre. Del 2000 se compraron concesiones de Huarón que han permitido aumentar el potencial y vida de Animón”.

En la actualidad la producción del mineral es de 2,500 TMD, que luego de la mecanización total de la explotación, se tiene proyectado alcanzar una producción de 3,000 TMD.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. Ubicación y Accesibilidad

La mina Animón es propiedad de Empresa Administradora Chungar S.A.C. y está ubicada en el flanco oriental de la cordillera occidental. Políticamente se ubica en el distrito de Huayllay provincia y departamento de Pasco, entre las coordenadas geográficas:

Longitud : 76° 20' 07" Oeste.

Latitud : 11° 01' 31" Sur.

Las coordenadas U.T.M es:

Norte : Este

: 8'780,728344,654

A una altura de 4,600 m.s.n.m., La mina es accesible por tres vías:

Lima	Oroya	C. de Pasco	Animón	⇒	304 Km.	⇒	6 hrs.
Lima	Huaral	Animón		⇒	225 Km.	⇒	4 hrs.
Lima	Canta	Animón		⇒	219 Km.	⇒	4 hrs.

2.2.2. Clima y vegetación

La zona presenta un clima frígido y seco, típica puna, con temperaturas de: 3° – 4° C bajo cero. Entre los meses de enero y marzo se presentan precipitaciones pluviales y el resto del año es seco con presencia de heladas entre mayo – agosto. La vegetación es escasa y está conformado por ichu, y gramas.

2.2.3. Geología regional

“Las Unidades litoestratigráficas que afloran en la región minera de Animón-Huarón están constituidos por sedimentitas de ambiente terrestre de tipo molasico conocidos como Capas Rojas, rocas volcánicas andesíticas y dacíticas con plutones hipabisales”.

“En la región abunda las Capas Rojas pertenecientes al Grupo Casapalca que se encuentra ampliamente distribuida a lo largo de la Cordillera Occidental desde la divisoria continental hacia el este y está constituido por areniscas arcillitas y margas de coloración rojiza ó verde en estratos delgados con algunos lechos de conglomerados y esporádicos horizontes lenticulares de calizas grises, se estima un grosor de 2,385 metros datan al cretáceo superior terciario inferior (Eoceno)”.

“En forma discordante a las Capas Rojas y otras unidades litológicas del cretáceo se tiene una secuencia de rocas volcánicas con grosores variables constituido por una serie de derrames lávicos y piroclastos mayormente andesíticos, dacíticos y riolíticos pertenecientes al Grupo Calipuy que a menudo muestran una pseudoestratificación subhorizontal en forma de bancos medianos a gruesos con colores variados de gris, verde y morados. Localmente tienen intercalaciones de areniscas, lutitas y calizas muy silicificadas que podrían corresponder a una interdigitación con algunos horizontes del Grupo Casapalca. Datan al cretáceo superior-terciario inferior (Mioceno) y se le ubica al Suroeste de la mina Animón”.

Regionalmente ocurre una peneplanización y depósitos de rocas volcánicas ácidas tipo “ignimbritas” tobas y aglomerados de composición riolítica que posteriormente han dado lugar a figuras “caprichosas” producto de una “meteorización diferencial” conocida como “Bosque de Rocas” datan al plioceno.

Completan el Marco Geológico-geomorfológico una posterior erosión glacial en el pleistoceno que fue muy importante en la región siendo el rasgo más característico de la actividad glacial la formación numerosas lagunas.

a) Estratigrafía

La secuencia estratigráfica aflorante en el área lo constituyen rocas sedimentarias clásticas-carbonatadas, rocas volcánicas e intrusivas y depósitos recientes, las que van en edad desde el Cretácico superior hasta el cuaternario reciente (Figura N°1).

El grupo Casapalca del cretácico superior-terciario inferior aflora en gran parte del área, está constituido litologicamente por una alternancia de limolitas, areniscas y margas rojizas a gris verdosas, con algunos lechos de conglomerados polimícticos de matriz calcárea y esporádicos horizontes lenticulares de calizas grises que afloran en el sector oeste (Quimacocha). En forma discordante a las Capas Rojas y en el sector oeste de la propiedad se encuentran una secuencia de rocas volcánicas con grosores variables, constituidos por una serie de derrames lávicos y piroclastos mayormente andesíticos, dacíticos y riolíticos pertenecientes al grupo Calipuy del terciario. Al este de la propiedad aflora un Stock intrusivo de forma tabular paralela a la estratificación (N 10° a 20° W), de composición cuarzo monzonítica, emplazado en el flanco este del

anticlinal Animon-Huaron, este stock no ha originado ningún tipo de alteración en el contacto con las margas, areniscas y conglomerados aflorantes en el sector; sin embargo existen estructuras que cortan a este.

Los sedimentos cuaternarios constituyen todos los depósitos de cobertura, generalmente no consolidados y distribuidos irregularmente por toda el área, estos son depósitos morrenicos, fluvio-glaciares, bofedales y coluviales.

Localmente en el área y gracias a la información obtenida del levantamiento de columnas estratigráficas en los sectores de Quimacocha, Esperanza, Montenegro, Sagacancha y Cruzada, se ha podido diferenciar 03 secuencias sedimentarias que se describen a continuación:

- **Miembro Bernabé (Miembro inferior)**

Secuencia sedimentaria constituido por conglomerados polimígticos en la base (clastos de caliza, limolitas, areniscas y cuarcitas con matriz calcárea), seguida de una alternancia de limonitas calcáreas gris verdosas y pardo rojizas con algunos niveles de areniscas gris verdosas hacia el tope.

- **Miembro San Pedro (Miembro medio)**

Secuencia sedimentaria con conglomerados polimígticos en la base (clastos de cuarcitas 70%, Caliza, limolitas y areniscas 30%, con matriz calcárea), a continuación margas rojizas a gris verdosas, con algunos lechos de conglomerados polimígticos (clastos de cuarcita 65%, calizas, margas y areniscas 35%) con matriz calcárea y hacia el tope areniscas verdosas, margas pardos rojizas con esporádicos horizontes lenticulares de calizas grises.

- **Miembro Quimacocha (Miembro Superior)**

Con calizas gris a gris oscuras estratificado en bancos (2m.) y capas (0.50 m.) en la base, seguida de limonitas gris verdosa y pardo rojizas con algunos niveles de areniscas gris verdosas, en el tope margas y limolitas pardo rojizas con alternancia de areniscas gris verdosas y calizas gris claras estratificadas en capas de 0.50 m.

UNIDADES CRONOESTRATIGRAFICAS		UNIDADES LITO ESTRATIGRAFICAS					SUCESO GEOLOGICO	MILLONES AÑOS	ROCAS INTRUSIVAS				
FRATEMA	SISTEMA	SERIE	EDAD	GRUPO	FORMACION	UNIDAD				LITOLOGIA	SIMBOLO	GROSOR mts.	DESCRIPCION
MESOZOICO	JURASICO	CRETACEO	SUPERIOR	PALEOCENO	C A S A P A L C A	SUPERIOR		Jm.Pu	550	Calizas masivas de colores claros y oscuros.	PLEICENO ANTICLINAL DE HUARON FORMACION DE LOS ANDES	90	185
									800	Areniscas calcareas, limolitas y margas rojizas.			
									40	Conglomerados Bemabé con clastos de caliza.			
		420	Areniscas calcareas y margas rojizas.										
		25	Chert calcáreo volcáico.										
		300	Margas limolíticas rojizas con delgados nvs. de areniscas rojizas.										
	MEDIOS	SUPERIOR	EOCENO	CALIPUY	MEDIOS	SUPERIOR		Ki-ca	>50	Margas limolíticas rojizas con Nvs. areniscas, lodolitas, limolitas y clz.	PLEICENO ANTICLINAL DE HUARON FORMACION DE LOS ANDES	13	1
									175	Calizas finas con chert irregular.			
									200	Margas limolíticas rojizas.			
		400	Conglom. heterolítico "San Pedro"										
		1000	Volcanicos, piroclásticos, lavas de andesitas y dacitas porfíricas.										
		1000	Margas limolíticas rojizas con Nvs. areniscas, lodolitas, limolitas y clz.										
MEDIOS	INFERIOR	EOCENO	CALIPUY	MEDIOS	INFERIOR		Ts-Fm-H	200	tobas ignimbritas riolitas y andesitas	PLEICENO ANTICLINAL DE HUARON FORMACION DE LOS ANDES	25	36	
								20	morenas con clastos angulosos a subredondeados en matriz arenosa.				
								10	Depósitos fluvio-glaciares Limo-Arcilla-gravoso				
MEDIOS	INFERIOR	EOCENO	CALIPUY	MEDIOS	INFERIOR		Q-Dep-R	10	Depósitos fluvio-glaciares Limo-Arcilla-gravoso	PLEICENO ANTICLINAL DE HUARON FORMACION DE LOS ANDES	25	36	
								20	morenas con clastos angulosos a subredondeados en matriz arenosa.				
								10	Depósitos fluvio-glaciares Limo-Arcilla-gravoso				

Figura 2.1. Estratigrafía

Fuente: Mina Animon

2.2.4. Geología estructural

a) Plegamiento

Por acción de la Orogénesis Incaica, por esfuerzos compresivos Este-Oeste, los sedimentos preterciarios y terciarios han sido fuertemente plegados en estructuras que se orientan en forma regional al N 25° W. La manifestación tectónica principal de la zona es el anticlinal de Huarón, cuyas características son las siguientes:

- a) Es un pliegue asimétrico, con el flanco oriental de mayor buzamiento 50°-60°E que el occidental 35°-42°W.
- b) El plano axial se orienta al N 20°-30°W y se inclina al oeste.
- c) El plano axial presenta en la parte central del distrito una suave convexidad hacia el este.
- d) El eje del anticlinal presenta doble hundimiento; la parte norte se hunde 15°-20° al Norte y la parte Sur 5° a 8° al Sur.
- e) Las dimensiones de la estructura son de 20Km. a lo largo de la zona axial longitudinal y 6Km. a lo largo de la zona axial transversal (se toma como horizonte guía el techo del chert Córdova). A 3.5Km. al oeste del anticlinal de Huarón se ubica el sinclinal de Quimacocha cuyo plano axial es paralelo al anticlinal de Huarón. La geometría del anticlinal de doble hundimiento implica que la estructura ha sido originada por una deformación dómica en respuesta a fuerzas tectónicas dirigidas hacia el Este y hacia arriba, la resultante mayor orientada a N65°E fue aplicada en la parte central del distrito y la resultante intermedia fue dirigida hacia arriba.

La ausencia de fracturas pre-intrusivas tensionales y de cizallamiento indican que la deformación del anticlinal se efectuó dentro de los límites elásticos específicos que caracterizan a las unidades litológicas, por lo tanto la acumulación de una enorme energía, en estado latente dentro de la estructura fue el efecto concomitante a la acción de los esfuerzos de compresión en épocas preintrusivas. Posterior al depósito de los piroclastos de Huayllay y en épocas post-minerales se registró un plegamiento adicional de poca intensidad (plegamiento Quichuano) que ha producido suaves ondulaciones en la formación Huayllay.

b) Intrusión

El relajamiento de las fuerzas tectónicas compresionales preintrusivas y la acción del rebote elástico concentrado a lo largo de la zona axial longitudinal y de la zona axial transversal (parte convexa del anticlinal flexionado) originaron zonas de tensión ó de debilidad a lo largo de los cuales se produjeron rupturas en el anticlinal. Estas fracturas sirvieron posteriormente de canales de circulación y de precipitación de los fluidos ígneos de composición monzonítica cuarcífera y se formaron los diques axiales longitudinales y transversales. Los diques axiales longitudinales se presentan como un enjambre de 6 diques dentro de un cuerpo lenticular, cuya parte más ancha tiene 1.4 km. y se orienta al N 25° w. Esta parte se adelgaza progresivamente en su recorrido de 3 Km. al norte y de 5 Km. hacia el Sur. Los diques axiales longitudinales muestran una duplicación en los afloramientos debido a la acción de fallas normales de edad post intrusiva y premineral, las cuales se originaron durante el movimiento de ascensión de la parte central del anticlinal de doble hundimiento.

El ancho de los diques longitudinales en superficie y en la parte central alcanza hasta 350 metros, en profundidad tienden a adelgazarse y a buzarse 85°- 88° al oeste.

Los diques axiales transversales intruyen la parte oriental del anticlinal. En esta zona se observan 3 diques orientados en dirección E-W y N 85°W distribuidos en una zona de 300 metros de ancho.

Hacia el este los diques se adelgazan y se extienden por 350-400 metros de longitud. En la zona central del anticlinal los diques axiales longitudinales y los diques axiales transversales se unen, adquieren su mayor potencia y son más abundantes.

Los diques longitudinales y transversales han desplazado muy pocos metros a los horizontes litológicos y no han producido metamorfismo de contacto en las rocas encajonantes.

La acción de las soluciones hidrotermales post intrusivas ha producido seritización, caolinización y fuerte piritización en los diques, por los cuales las texturas y la composición modal de los intrusivos son difíciles de visualizar.

c) **Fracturamiento**

En épocas posteriores el emplazamiento de los diques axiales, el anticlinal de Huarón fue nuevamente comprimido por fuerzas dómicas cuya principal resultante fue orientada al S 80° E y hacia arriba. Estas fuerzas sobrepasaron el límite elástico de las formaciones litológicas y dieron origen al fracturamiento transversal y longitudinal del anticlinal y al desplazamiento ascensional de la parte central del distrito.

El fracturamiento se realizó mediante dos conjuntos de fracturas preminerales: El conjunto transversal orientada en dirección E-W: y el conjunto longitudinal orientada en la dirección N-S. El primer conjunto se caracteriza por presentar 2 sistemas de fracturas que tienden a converger en profundidad. Al primer sistema que buza 70°-80° al norte y se localiza en la parte media y sur del distrito, pertenecen una gran cantidad de fracturas, entre las que se encuentran las fracturas inversas mineralizadas de Andalucía, Restauradora (Principal), Cometa, Elena, Yanamina, Travieso, Alianza y Yanacrestón.

Al segundo sistema que buza 80°-90° al sur y se localiza en la parte norte pertenecen pocas fracturas entre los que se encuentran las fracturas inversas mineralizadas a Shiusha Norte, Mechita, Shiusha Sur, Pozo D y Patrik; en cambio hacia la parte suroeste (Quimacocha) se tiene mayor número de fracturas inversas mineralizadas que buza 55°-65° al sur como: Precaución, Cabrillas, Veta 15, Veta 16. Mayormente debido a que las fuerzas de compresión Este-Oeste formadores del anticlinal de Huarón ocasionarán fallas longitudinales al eje del anticlinal y luego una gran ruptura en (x) equis de cizalla, con dos fallas Naticocha-Llacsacocha y Cometa-Huaychao en diferentes edades cada uno que han dividido en cuatro partes el anticlinal de Huarón cada uno con minerales característicos.

El conjunto de fracturas orientados en dirección Norte-Sur que buzan 40°-55° al oeste y se localizan en la parte W del distrito, se caracterizan por ser fracturas preminerales concordantes con la estratificación. Entre estos se tienen a las fracturas mineralizadas de Fastidiosa, San Narciso y Constancia. El bloque central del distrito, limitado por las fracturas extremas Pozo D. Shiusha, Fastidiosa y Restauradora, ha sido elevado por desplazamientos horsticos unos 600-700 metros con referencia a la parte estable de la zona Norte. Aunque el desplazamiento total se distribuye en varias fracturas, el desplazamiento relativo entre las paredes de cada fractura es de bastante magnitud; lo

cual produce una situación de favorabilidad para la extensión y persistencia tanto lateral como en profundidad del fracturamiento pre-mineral.

Los fracturamientos post-minerales han sido de mucho menor magnitud que los pre-minerales y generalmente se han efectuado en forma concordante con los fracturamientos pre-minerales.

2.2.5. Geología local

“El yacimiento de Animón litológicamente está conformado por sedimentitas que reflejan un periodo de emersión y una intensa denudación. Las “Capas Rojas” del Grupo Casapalca presentan dos ciclos de sedimentación: El ciclo más antiguo es el más potente con 1,400 a 1,500 metros de grosor y el ciclo más joven tiene una potencia de 800 a 900 metros. Cada ciclo en su parte inferior se caracteriza por la abundancia de conglomerados y areniscas, en su parte superior contienen horizontes de chert, yeso y piroclásticos. La gradación de los clastos y su orientación indican que los materiales han venido del Este, probablemente de la zona actualmente ocupada por la Cordillera Oriental de los Andes”.

2.2.6. Geología económica

a) Génesis y paragénesis

La secuencia paragenética en cada ciclo sigue el orden siguiente: en el primer ciclo se precipitan minerales de alta temperatura (cuarzo lechoso, pirita, enargita, tetraedrita, tenantita; en el segundo ciclo minerales de mediana temperatura (cuarzo lechoso, pirita marmatita y galena) y en el tercer ciclo minerales de baja temperatura (siderita, baritina, esfalerita rubia, galena, freybergita, polibasita, chalcopirita, rodocrosita, cuarzo hialino y calcita.

Los precipitados de los diferentes ciclos de mineralización presenta un Zoneamiento concéntrico tridimensional asimétrico: la zona de cobre, conformada por las asociaciones minerales de alta temperatura que acompañan tanto a la enargita que se ubica en la parte central o núcleo como a la tetraedrita que se sitúa en la periferia; zona de zinc-plomo constituidos por los minerales de mediana temperatura, el mineral característico es la marmatita acompañado con cristales de pirita triglifa y poca galena, se ubica en la parte intermedia; y la zona de zinc-plomo y plata constituido por

minerales de baja temperatura que se han precipitado en las fracturas más jóvenes de la periferia del distrito, estos conforman la zona exterior de mineralización, los minerales típicos son: esfalerita rubia, esfalerita rubia rojiza, mega cristales de galena y gangas botroidales de siderita, dolomita, baritina, rodocrosita y calcita. Debido a las reaperturas de las fracturas, los precipitados del tercer ciclo han traslapado a las zonas ocupadas por los precipitados anteriores. La veta Principal, Maria Rosa, Cabrillas, Marthita y otras vetas menores pertenecen a esta zona exterior. Debido a la renovación de la actividad tectónica posterior al segundo ciclo de mineralización, las fracturas preexistentes de las vetas Principal y Maria Rosa se alargan y profundizan más, en consecuencia la profundidad de la mineralización llegarán más o menos 600 metros por debajo de la superficie que se confirmará con la ejecución de sondajes diamantinos en el nivel 310.

b) Mineralización

“Inmediatamente después de la formación de las primeras fracturas pre-minerales los cuales se iniciaron en la parte central del distrito, las soluciones hidrotermales primitivas las invadieron y circularon a lo largo de ellos a temperaturas relativamente altas. Los compuestos llevados en solución fueron precipitados en el siguiente orden paragenético: cuarzo lechoso, pirita, enargita y tetraedrita. La enargita es abundante en las partes centrales del distrito y la tetraedrita (con poco contenido de plata) lo es en las partes exteriores del área de enargita. A este primer ciclo de precipitación mineral pertenecen las vetas Travieso, Alianza, Veta 4, Tapada, la parte sur de la Veta Fastidiosa y la parte norte de la Veta San Narciso. La precipitación se realizó en un tiempo relativamente prolongado, lo que permitió la formación de cristales de diámetros medianos. En respuesta a pulsaciones tectónicas adicionales que hicieron progresar el movimiento hórstico y permitieron la reapertura y ampliación de las fracturas existentes y la formación de nuevas fracturas adyacentes, se produjo una nueva actividad magmática con la consecuente inyección de un segundo ciclo de mineralización a mediana temperatura. El movimiento diferencial de las cajas permitió que los precipitados del primer ciclo fueron brechados, intruidos y cementados por los minerales de la segunda etapa de mineralización, cuyo orden paragenético es el siguiente: cuarzo lechoso, pirita, esfalerita y galena. El tiempo de precipitación del segundo ciclo fue más prolongado que en el primer ciclo y el enfriamiento fue más lento, por lo cual se tienen cristales de mayor diámetro. Al segundo ciclo de mineralización pertenecen la Vetos: Santa Rita, Cometa, Providencia, Elena, parte oeste

de Tapada, extremo oeste de Alianza, Veta 4, Yanacrestón, Patrik, Veta 17, Shiusha, Veta Pozo D y las bolsonadas de Bernabé y Sevilla. Este tipo de mineralización ha contribuido con el 50-60% del volumen total de los precipitados minerales”.

“La renovación de la actividad tectónica en una época posterior a la consolidación de los precipitados del segundo ciclo permitió que la parte central se elevara aun más y que las fracturas preexistentes se alargaran y profundizaran en forma adicional y que se formaran otras nuevas estructuras. El brechamiento y el consecuente aumento en la permeabilidad de los minerales depositados facilitaron la circulación de nuevas soluciones hidrotermales de baja temperatura. Los precipitados respectivos presentan texturas colomorfas y botroidales y una cristalización fina; lo cual implica una precipitación rápida en un tiempo relativamente corto. Lo característico de este ciclo es la precipitación abundante y continua de carbonatos; las cuales se inician con la siderita y evolucionan gradualmente a dolomita, rodocrosita y calcita. Pertenecen a este ciclo además de los carbonatos, la baritina, esfalerita rubia clara, esfalerita rubia rojiza, galena, tetraedrita argentífera (freybergita), polibasita y esfalerita, contienen este tipo de precipitados las bolsonadas Lourdes, la parte este de las vetas Elena, Providencia y Cometa; Veta Restauradora (Principal), Marthita, Nor Este, Andalucía y Precaución; la parte Norte de la Veta Fastidiosa y la parte sur de la Veta San Narciso”.

Posterior a la precipitación de la esfalerita y galena de la tercera fase de mineralización se inició una débil lixiviación hipógena que produjo una disolución parcial en los cristales y en las paredes de pequeñas fracturas.

Los principales minerales de mena predominantes en el sector son: esfalerita (SZn), galena (SPb), calcopirita (S₂Fe,Cu) y tetraedrita {Sb₄S₁₃(Cu,Fe,Zn,Ag)₁₂} que son los minerales que aportan Zn, Pb, Cu, y Ag. Como ganga se presenta principalmente calcita (CO₃Ca), cuarzo (SiO₂), rodocrosita (CO₃Mg), baritina (SO₄Ba) y algo de pirita (S₂Fe).

c) Zoneamiento

“En el distrito minero Animón-Huarón, los precipitados de los diferentes ciclos de mineralización se han distribuido en zonas concéntricas tridimensionales asimétricas.

Los minerales de mayor temperatura, correspondientes al primer ciclo de mineralización, se ubican en la parte central y se caracterizan por estar distribuidos en dos subzonas: Una en la parte central ó núcleo compuesta esencialmente de pirita-enargita y otra que rodea a la anterior compuesta de abundante pirita-tetraedrita”.

Los minerales de mediana temperatura, correspondientes al segundo ciclo de mineralización, se ubican en la zona intermedia. Estos precipitados intruyen y traslapan a los minerales del primer ciclo y originan las asociaciones de minerales de cobre-zinc y plomo ó minerales triples. El mineral característico es la esfalerita acompañada de cristales triglifos de pirita y de poca galena. En esta zona se ubican la mayor cantidad de depósitos minerales del distrito. Los minerales de baja temperatura que han sido originados durante el tercer ciclo de mineralización. Se han precipitado en las fracturas más jóvenes de la periferia del distrito. Estos precipitados conforman la zona exterior de mineralización, los minerales típicos son: esfalerita rubia clara y esfalerita rubia rojiza, galena en megacristales y ganga botroidales de siderita, baritina y rodocrosita. Debido a las reaperturas de las fracturas, los precipitados del tercer ciclo han traslapado a las zonas ocupadas por los precipitados anteriores.

d) Alteraciones

La alteración se circunscribe al contacto entre estructura y caja, en las que se pueden observar zonas de silicificación, argilización, cloritización y dolomitización, con presencia de venilleo de pirita-cuarzo en ciertos casos, esta alteración alcanza una potencia promedio de 50 cm. al contacto con estructuras de potencias anchas definidas. En el caso de ramificaciones, estas alteraciones se hacen más potentes dentro de ellas. En superficie, las alteraciones se restringen al afloramiento de estructuras, en el caso del pequeño tajo Quimacocha, se observa una moderada a fuerte dolomitización a manera de cuerpo, pero siempre relacionado a la existencia de fracturamiento. Es importante mencionar que los óxidos de Mn y Fe presentes en las estructuras en superficie (valores altos de Manganeso), podrían indicar una relación directa entre la alteración y la veta.

2.2.7. Sistema de minado

Está definido por laboreos subterráneos por las características mismas de yacimiento y la estructura mineralizada (filones de tipo rosario, lazos simoides) como también influyo el buzamiento, la mineralización y la parte geomecánica de la estructura y de las

cajas permitieron definir el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado a continuación se detalla los laboreos subterráneos.

2.2.8. Método de corte y relleno ascendente

Como es común el “Corte Relleno ascendente” se caracteriza en hacer rebanadas horizontales en una longitud de 150m, con altura de corte de 3.0m. Luego de volado y limpiado el mineral entra a la etapa del relleno, que puede ser con relleno detrítico o hidráulico, hasta dejar una luz de 0.50m entre el relleno y el techo del tajo, que servirá de cara libre para el corte superior.

a) Condiciones de aplicación

Considerando las condiciones geológicas, como el tipo de yacimiento en vetas con tramos mineralizados y estériles (rosario) y mantos en menor escala, la distribución irregular de leyes y características geomecánicas del yacimiento, se seleccionó el método de Corte Relleno Ascendente Mecanizado, el cual permite controlar la estabilidad del tajo y poder extraer el mineral con seguridad y eficiencia.

- **Condiciones geológicas**

Con todos los trabajos de exploración e interpretación geológica, se ha encontrado vetas con rumbo E-W como la María Rosa, Veta Principal, Ramal 85, Paola y la veta Lorena. Cuerpos de reemplazamiento tanto en conglomerados areniscas y calizas de las secuencias superiores de la Formación Casapalca.

- **Geometría del yacimiento y la distribución de leyes**

Siendo la estructura mineralizada en forma de vetas de tipo rosario, bolsonadas, vetas manto, lazos simoides tanto en horizontal y vertical, el buzamiento vario desde 40° - 60°, la potencia promedio de la veta es de 14 m. La mineralización es esfalerita, galena, calcopirita, pirita, carbonatos. Las leyes se mantienen informa gradual en los diferentes niveles. Ese yacimiento se ubica en una profundidad intermedia.

- **Características geomecánicas del yacimiento**

Pues las resistencias del mineral, del macizo rocoso y de las cajas son características físicas que se consideraron para determinar el sistema de arranque y para dimensionar las labores. De igual modo para determinar el tiempo de auto soporte de las estructuras y de las cajas.

- ✓ Estructura con RMR entre 40 a 55 con cajas entre 35 a 50.
- ✓ Aberturas en la estructura hasta 5m. con un tiempo máximo de auto soporte de 8 días.
- ✓ Las cajas con una abertura de 3.5 m, con un tiempo de 3 días como máximo.

2.2.9. Mapeo geomecánico subterráneo

Es la actividad conducente en determinar con técnicas adecuadas y representar un rasgo estructural para representarlo esquemáticamente, cuya representación sirva para el diseño de las labores subterráneas como también del tipo de sostenimiento si el caso requiere. Esta actividad consta de una serie de procedimientos, que incluyen básicamente, obtención de datos *in-situ*. (Unsihuay, D., 2018)

a) Determinación de dominios estructurales

El análisis detallado de las estructuras geológicas, debe comprender el uso de las proyecciones esteriográficas, diagramas de puntos, y frecuencias, que nos permitan representar la posición y la dirección preferencial del fracturamiento que presenta el macizo rocoso, es recomendable, preparar este tipo de proyecciones para cada tipo de roca; así, también, el hecho que varían las discontinuidades implica necesariamente separar las proyecciones en áreas específicas.

El objeto de este trabajo previo es para dividir el macizo rocoso a lo largo de la galería en “DOMINIOS ESTRUCTURALES” los cuales presentan discontinuidades con condiciones similares.

“La variación en la población de discontinuidades puede ser usada para evaluar las estructuras pliegues o plegamientos asociados con fallas, la variación de las familias de discontinuidades nos ayuda a determinar el número de estas familias, su orientación, para luego asociarlo a un rango regional después vaciado”. (Unsihuay, D., 2018)

b) Mapeo por línea de detalle

Este método consiste en colocar una wincha en la cara de la excavación de preferencia en posición horizontal a una altura determinada con respecto al piso, o proyectando el astial y marcando a escala de un metro para cada discontinuidad que interseca a la proyección de la cinta se toma los siguientes datos. (Aguirre A., 2018)

- Posición con respecto al origen de la cinta cota, coordenada.
- Buzamiento, dirección del buzamiento, discontinuidades.
- Trazo de discontinuidades.
- Tipo de terminología.
- Dimensión de la abertura.
- Tipo de relleno.
- Gradación de discontinuidades.
- Rugosidad.
- Ondulación.

2.2.10. Modelos geológicos y geomecánicas

La información de campo que consiste en la aplicación del sistema de información geomecánica, mediante el levantamiento litológico-estructural en labores mineras subterráneas existentes, ensayos *in-situ* de resistencia, acopio de muestras rocosas, son completadas con ensayos de laboratorio y trabajos de gabinete son llevados a un modelo geomecánico, el cual es plasmado en un plano geomecánico. (Aguirre A., 2018)

2.2.11. Sistemas de evaluación geomecánicos aplicados a tajeos

a) RQD (Rock Quality Designation)

Deere, D. U., y Deere, D. W. (1989) propuso este índice cualitativo que hace una descripción de la condición de un macizo rocoso, así mismo señala la importancia en la recuperación que se realice con sondajes. Su uso está muy difundido en la elección de soportes en una excavación, el RQD está definida como el porcentaje de núcleos obtenidos por piezas enteras de 100mm de longitud entre la longitud total del barreno perforado.

El RQD es uno de los parámetros, que tiene mayor incidencia en las clasificaciones geomecánicas.

$$RQD = \frac{\text{Longitud de los núcleos mayor de 100mm}}{\text{Longitud del barreno}} \times 100$$

Criterio De Estimación del RQD

Existen criterios para estimar el RQD planteados desde premisas de fallas o número de familias que presentan los macizos rocosos básicamente existen tres criterios planteados.

Según PRIEST Y HUTSON 1976.

$$RQD = 100 e^{-0.1N+1}$$

Donde: N = Número de discontinuidad / Metro lineal

Para N = En el rango de 6-16 discontinuidad / metro lineal

$$RQD = -368N+110.4$$

Según PALMSSTRON (1982)

$$RQD = 115 - 3.3JV$$

Donde: JV = Número de discontinuidades / m³

Tabla 2.1. Valores del RQD y condición de roca

RQD	CONDICION DE ROCA	RADIO
91-100	Excelente	20
76-90	Buena	17
51-75	Regular	13
25-50	Mala	8
1-25	Muy mala	3
0-1	Extremadamente mala	

Fuente: Deere, D. U., y Deere, D. W. (1989)

b) Clasificación RMR de Bieniawski (Rock Mass Rating)

Esta clasificación fue desarrollada en Sudáfrica por Bieniawski en los años de 1973, así mismo fue revisada en 1976-1979 por el autor basado en experiencias de tonelería.

La secuencia constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que relaciona índices de calidad clasificados con parámetros de diseño y de sostenimiento, dentro de su estructura de clasificación tiene en cuenta los siguientes parámetros:

- Resistencia uní axial de la masa rocosa
- Grado de fracturación RQD
- Espacios de las discontinuidades
- Condiciones de las discontinuidades
- Condiciones hidrológicas
- Orientación de las discontinuidades versus la excavación.

La incidencia de estos parámetros se expresa en un índice de calidad llamado RMR (Rock Mass Rating), que cuyo rango varía de 0 a 100.

c) Q (System Quality)

Esta clasificación fue desarrollada en Escandinavia por Barton, Lien y Lunde en 1974, tomando como muestra doscientos casos de excavaciones, dentro de su importancia de clasificación del macizo nos permite establecer sistemas de sostenimiento para túneles subterráneos.

El sistema Q está basado en una evaluación numérica de seis parámetros que definen el índice Q. Que, está representado con la relación siguiente:

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

Donde

J_n = Índice de diaclasado que indica la cuantía de la fracturación.

J_a = Índice de alteración que indica la alteración de las juntas.

J_w = Coeficiente reductor por la presencia de agua.

SRF = Es un coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional en el macizo rocoso.

El rango de variación de los parámetros mencionados es el siguiente

Tabla 2.2. Rango de RQD

RQD	0 a 100
J _n	0.50 a 20
J _r	0.50 a 4
J _a	0.75 a 20
J _w	0.05 a 1
SRF	0.50 a 20

Fuente: Barton, et al. (1974)

d) Índice de resistencia geológica (GSI)

Paul Marinos, profesor de Ingeniería Geológica de la Universidad Nacional Técnica de Atenas-Grecia y Evert Hoek, ingeniero consultor de Vancouver B.C de Canadá, desarrollaron el GSI (Geological Strength Index), con la finalidad de estimar la resistencia del macizo rocoso. El sistema de clasificación GSI toma en cuenta las restricciones geológicas que ocurren en la naturaleza y están reflejadas en la información geológica.

Este índice ha sido introducido como un equivalente del RMR para que sirva como un medio de incluir la información geológica en la aplicación del criterio de falla generalizada de Hoek - Brown, especialmente para rocas de mala a muy mala calidad (muy alterada y con elevado contenido de finos).

En la determinación del G.S.I. el primer paso a seguir es, definir en forma empírica la resistencia y deformabilidad de la masa rocosa, basándose en las condiciones estructurales (grado de fracturamiento) y de superficie (alteración, forma de fracturas, relleno), según apreciaciones de campo.

La clasificación según su estructura varía de:

- Levemente fracturado (LF)
- Fracturado (F)
- Muy fracturado (MF)
- Intensamente fracturado (IF)
- Triturado (T)

La clasificación según sus condiciones superficiales varía de:

- Muy buena (MB)
- Buena (B)
- Regular (R)
- Pobre (P)
- Muy pobre (MP)

Su aplicación permite obtener una clasificación geológica muy simple como, por ejemplo: fracturada, regular (F/R) o muy fracturada, muy pobre (MF/MP) y mediante la tabla de Abacos del G.S.I. relacionar a esa descripción con los valores aproximados de los Índices RMR, por ejemplo, a una descripción MF/MP, el valor del Índice RMR sería equivalente a 30 y el Índice Q a 0.2; para un F/R, el valor del Índice RMR sería 7 y el Índice Q = 60.


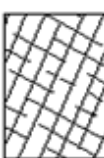



 MINA CHUNGAR SOSTENIMIENTO SEGUN GSI MODIFICADO LABDRES MINERAS DE DESARROLLO Y EXPLOTACION (2.5 A 4.5 m. de luz)					
A SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL (CONTROL DE BLOQUES INESTABLES)					
B PERNO SISTEMATICO (1.5 x 1.5 m.) CINTA METALICA O MALLA OCASIONAL					
B1 PERNO SISTEMATICO (1.0 x 1.0 m.) CINTA METALICA O MALLA OCASIONAL					
C PERNO SISTEMATICO (1.0 x 1.0 m.) MALLA OBLIGATORIA (0.05 x 0.05 m.)					
D PERNO SISTEMATICO (1.0 x 1.0 m.) SHOTCRETE SIN FIBRA (0.05 m.)					
D1 PERNO SISTEMATICO (1.0 x 1.0 m.) SHOTCRETE CON FIBRA (0.10 m.)					
E CIMBRA METALICA O CUADRO DE MADERA					
ESTRUCTURA		CONDICION SUPERFICIAL			
 MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCON- TINUIDADES ORTOGONALES. (ROD 50 - 75) (8 A 12 FRACT. POR METRO)	A F/B	A F/R	A F/P	-	
 MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCON- TINUIDADES. (ROD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)	A MF/B	A MF/R	B1 MF/P	E MF/MP	D1
 INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCON- TINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (ROD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)	B1 IF/B	C IF/R	C IF/P	E IF/MP	
 TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISCREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN ROD)	-	-	E T/P	E T/MP	
	BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUCOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)		REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUCOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)		POBRE (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 25 A 50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA)
	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRICIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 5 A 25 MPa) - (SE INDENTA MAS DE 5 mm)				

Figura 2.2. GSI

Fuente: Cai, M. et al. (2007)

e) Relación entre Q, RMR y GSI

En la actualidad no existe aún una relación exacta que correlacione los valores numéricos de las diferentes clasificaciones existentes, debido a que estas, así como,

tienen parámetros similares también tienen parámetros diferentes, sin embargo, a continuación se dan las relaciones más utilizadas, indicando correcciones que se deben tomar en cuenta para una correcta correlación entre ellas:

- $RMR = 9 \ln Q + 44$.
- $G.S.I. = RMR (\text{seco}) - 5$.

En base a estas relaciones de condiciones hipotéticas se han elaborado los ábacos correspondientes del G.S.I. con los índices RMR y Q indicados, mencionando que en el G.S.I. no se está considerando los parámetros tensionales ($SRF = 1$) ni los parámetros hidrogeológicos ($J_w = 0$, o condiciones secas = 15), ni tampoco la corrección por orientación de fracturas (se asume valor de corrección = -5).

De acuerdo a lo indicado en el párrafo anterior, si por ejemplo, un macizo rocoso, Muy fracturado / Regular (MF / R) que según los ábacos correspondería a un índice $Q = 3$ y a un índice $RMR = 50$, en condiciones de pequeña cobertura ($SRF = 2.5$), el verdadero valor del índice Q sería $3 / 2.5 = 1.2$, el RMR continuaría igual ya que no se incluye en su valuación el parámetro de condiciones tensionales.

Si el mismo macizo rocoso (MF / R) $Q = 3$ y $RMR = 50$ se encuentran en condiciones húmedas con flujos de 10 a 15 litros / minuto con diaclasas limpias, los valores de Q corregido serían $(3 \times 0.66) = 1.98$ y de RMR $(50 - 8) = 42$.

Si se presentaran ambas condiciones en el macizo rocoso (MF / R) el Q corregido sería $(3 / 2.5 \times 0.66) = 0.79$ y el RMR $(50 - 8) = 42$, correspondiendo a un G.S.I. efectivo equivalente a IF / R o MF / P.

Con respecto a la corrección por orientación de discontinuidades, considerada en el sistema RMR y no en los sistemas Q y G.S.I., se aplica el criterio de colocar empernado sistemático en las paredes que presenten sistemas de fracturas subparalelas y subverticales al eje de la labor, siempre y cuando ocurra lajamiento, o pernos sistemáticos en el techo cuando las fracturas son sub-horizontales para evitar caída de rocas. Asimismo, se aplicarán estos soportes en los tramos de curva de las rampas cuando se presenten sistemas de fracturas tangenciales.

2.2.12. Shotcrete

Concreto lanzado (shotcrete) es el nombre genérico del concreto cuyos materiales componentes son: cemento, agregados, agua, aditivos y elementos de refuerzo, los cuales son aplicados reumáticamente y compactados dinámicamente a alta velocidad sobre una superficie. La tecnología del shotcrete comprende los procesos de mezcla seca y de mezcla húmeda. En el proceso de mezcla seca, los componentes del shotcrete seco o ligeramente pre-humedecidos, son alimentados a una tolva con agitación continua. El aire comprimido es introducido a través de un tambor giratorio o caja de alimentación para transportar los materiales en un flujo continuo hacia la manguera de suministro. El agua es adicionada a la mezcla en la boquilla.

En el proceso de mezcla húmeda, los componentes del shotcrete y el agua son mezclados antes de la entrega a una unidad de bombeo de desplazamiento positivo, la cual luego suministra la mezcla hidráulicamente hacia la boquilla, donde es añadido el aire para proyectar el material sobre la superficie rocosa.

El producto final de los procesos de shotcrete ya sea seco o húmedo es similar. El sistema de mezcla seca tiende a ser más utilizado en la minería subterránea, debido a que generalmente usa equipos pequeños y compactos, los mismos que pueden ser movilizadas en forma relativamente fácil en la mina. El sistema de mezcla húmeda es ideal para aplicaciones de alta producción, como en piques profundos o labores de avance de gran longitud y donde los accesos permiten operar al equipo de aplicación de shotcrete sobre una base más o menos continua. Las decisiones para usar procesos de shotcrete seco o húmedo, son usualmente adoptadas para cada sitio en particular.

Adecuadamente aplicado, el shotcrete es un material de construcción estructuralmente sólido y durable, con buenas características de adhesión con la roca y alta resistencia. Estas propiedades favorables se consiguen con buenas especificaciones y materiales, preparación adecuada de la superficie, buenas prácticas de mezclado, aplicación del shotcrete y supervisión.

El agua de la mezcla debe ser limpia y libre de sustancias que puedan dañar al concreto o al acero. Se recomienda agua potable, en caso contrario el agua debe ser ensayada, de tal manera de asegurar que la resistencia de los cubos de mortero sea como mínimo el

90% de la resistencia de cubos de mortero hechos con agua destilada. El agua de curado deberá estar libre de sustancias que puedan dañar el concreto.

Se usan aditivos para mejorar las propiedades del shotcrete, éstos pueden ser: los acelerantes de fragua, que no deberán ser usados en más del 2% en peso del cemento; los reductores de agua; y los retardantes. Recientemente se ha introducido la microsíllica como un añadido cementante, ésta es una puzolana extremadamente fina que utilizada en cantidades del 8 al 13 % por peso del cemento, permite duplicar y hasta triplicar la resistencia del shotcrete, además reduce el rebote, mejora la adhesión a la superficie de la roca y permite colocar agua y aditivos.

a) Propiedades del shotcrete

- **Aspecto**

Superficie natural del hormigón proyectado es rugosa. Esta rugosidad depende sobre todo del tamaño del árido grueso utilizado y de la técnica de proyección, o sea del operador.

- **Coloración**

Sobre todo, en la vía seca, donde las variaciones dependen de la distribución del agua en la superficie, y sobre todo cuando se utilizan acelerantes o cuando se ejecuta el tratamiento en varias fases.

- **Adherencia**

La adherencia está en función a condiciones en que la roca sea sólida, limpia y exenta de partes sueltas. La mezcla choca a la superficie del terreno a una velocidad elevada, y sella las irregularidades, las fisuras y los poros con la ayuda de las partículas más finas. A la vez, sobre el soporte se forma una fina capa de pasta de cemento, a la cual se incrustan los granos de áridos gruesos, efectuándose un puente o arco de adherencia. Su resistencia al desprendimiento viene dada por la variación de la naturaleza de la superficie de aplicación. Se admite que la adherencia del shotcrete con la roca permite la absorción de los esfuerzos de flexión el cual se mejora con la adición de fibras. La unión del shotcrete con la roca debe ser lo más fuerte para evitar el proceso de aflojamiento y descompresión.

- **Porosidad**

“El hormigón proyectado generalmente contiene más cantidad de áridos finos y más cantidad de cemento que el hormigón tradicional; por lo que, la porosidad es menor; además, la relación agua/cemento es menor y la compacidad alta, se crean poros bajo forma de inclusiones de aire que no se comunican entre si. Las porosidades son creadas por el aire encerrado durante el proceso de la operación”.

- **Densidad aparente**

“Varían entre 2.0 a 2.5kg/dm³ que dependen del contenido del cemento y la porosidad. La experiencia demuestra que densidades menores a 2.2 Kg./dm³, conducen a la obtención de resistencias menores a 250 Kg./cm², mientras que densidades superiores a 2.25 kg/dm³ permiten obtener resistencias superiores a 250 Kg./cm²”.

- **Resistencia a la compresión**

En la mayor de las veces es ligeramente inferior a la de un hormigón normal de granulometría 30mm, debido a la finura del hormigón proyectado.

Como dato estándar alcanza resistencias a compresión no inferiores a 300 kg/cm² a los 28 días. Sin embargo, una característica fundamental del hormigón proyectado es la evolución de resistencias con el tiempo a causa de su contenido elevado de cemento, 500 kg/cm² a los 12 meses y 600 kg/cm² a los 4 años. Algunas veces se ha reportado hasta 700 kg/cm².

Por el uso de acelerantes de fragua se puede conseguir altos valores de resistencia inicial. Así, se puede tener la progresión de resistencias en base a mezcla de concreto prevista para obtener a la compresión de 28 días.

- **Resistencia a tracción**

Varía entre 20 - 30 kg/cm² a los 28 días y 30 - 55 kg/cm² a los 3 años. Esta resistencia mejora con la utilización de la fibra.

- **Permeabilidad**

En el caso del hormigón proyectado alcanza valores entre 10-25x10⁻¹⁰ m/s que es inferior al de un hormigón normal que es de 50x10⁻¹⁰ m/s.

La relación agua/cemento para el concreto lanzado está comprendida entre 0.35 a 0.5 por peso, que es más baja que la mayoría de los valores para las mezclas convencionales.

La contracción por secado depende de las proporciones de mezclas empleadas, pero se encuentran entre 0.06 - 0.10%.

b) Materiales y dosificación del Shotcrete

El cemento que se utiliza normalmente es el Pórtland Estándar Tipo I. Los agregados combinados deben presentar una de las graduaciones mostradas en el Tabla N° 03. Como regla práctica, los agregados más grandes no deberían ser más de 16 mm. La experiencia ha mostrado que con agregados de más de 16 mm se incrementa drásticamente el rebote, aproximadamente el 60-70 % de los agregados sobre 8 mm están contenidos en el rebote. Por otro lado, debe haber suficiente cantidad de finos, menores de 0.2 mm, para formar una capa inicial sobre la superficie de la roca.

La práctica y experiencia indica que las proporciones más adecuadas son:

- Cemento 20%.
- Para mezcla seca 320 - 460 Kg/m (menos para shotcrete grueso y más para el fino)
- Agregados gruesos 15% al 20%
- Agregados finos 60% al 65%
- Relación agua cemento (mezcla seca): 0.30 - 0.50
- Relación agua cemento (mezcla húmeda): 0.40 - 0.55

En mezclas húmedas el contenido de agua usualmente produce un slump de más de 50 mm. Cuando los slumps son mayores de 150 - 175 mm, se pierde la cohesión y los agregados gruesos tienden a separarse. El slump recomendado es de 38 a 75 mm.

Con las relaciones agua-cemento indicadas, se logran resistencias de 20 - 31MPa a 20 días. En mezclas secas pueden sobrepasar los 21MPa. La acción conjunta del shotcrete y la roca, impide que éstos se deformen independientemente.

La interacción induce la formación de un esfuerzo radial de confinamiento, que controla las deformaciones y que aplicado sobre la periferia de la excavación, ayuda a la

formación de un arco de sustentación. El shotcrete mantiene el entrabe de las posibles cuñas o bloques rocosos, sellando las discontinuidades o grietas producidas por la voladura.

Evita la alteración de minerales inestables presentes en el macizo rocoso excavado, por efecto del intemperismo. Cuando cumplen las especificaciones de la norma ASTM C33, con las gradaciones que se dan en la siguiente tabla.

Tabla 2.3. Porcentaje de peso pasante

MALLA	Porcentaje de peso que pasa		
	Gradación Nº 1	Gradación Nº 2	Gradación Nº 3
¾" (19 mm)	-	-	100
½" (12 mm)	-	100	80 -95
3/8" (10 mm)	100	90 - 100	70 -90
Nº 4 (4.75 mm)	95 - 100	70 - 85	50 -70
Nº 8 (2.4 mm)	80 - 100	50 - 70	35 -55
Nº 16 (1.2 mm)	50 - 85	35 - 55	20 -40
Nº 30 (600 Um)	25 - 60	20 - 35	10 -30
Nº 50 (300 Um)	10 - 30	8 - 20	5 - 17
Nº 100 (150 Um)	2 - 10	2 - 10	2 -10

Fuente: ASTM C33

c) Dosificación

La proporción aproximada del cemento con relación a los agregados debe estar en la relación de 1:4 a 1:5 sobre la base de pesos secos, para agregados que cuentan con gravedad específica de 2.5 +/- 0.05.

La proporción de aditivos será según las pruebas que se realicen, teniendo como base a las especificaciones del fabricante, previa verificación de geomecánica.

d) Shotcrete vía seca

Los componentes del shotcrete vía seca pueden ser ligeramente pre-humedecidos, son alimentados a una tolva con agitación continua. (Osinermin, 2017)

El aire comprimido es introducido a través de un tambor giratorio o caja de alimentación para transportar los materiales en un flujo continuo hacia la manguera de suministro. El agua es adicionada a la mezcla en la tobera o boquilla.

La Gunita, un nombre patentado para el mortero rociado seco, usado a principios de 1990, actualmente no se usa, ya que el término ‘shotcrete’ se ha generalizado.



Figura 2.3. Shotcrete Lanzado Vía Seca

Fuente: Mina Animon

e) **Shotcrete vía húmeda**

En este caso los componentes del shotcrete y el agua son mezclados (usualmente en un mezclador montado) antes de la entrega a una unidad de bombeo de desplazamiento positivo, el cual luego suministra la mezcla hidráulicamente hacia la boquilla, donde es añadido el aire para proyectar el material sobre la superficie rocosa, actualmente el equipo proyector es robotizado. (Osinergmin, 2017)



Figura 2.4. Proceso de Shotcrete Lanzado Vía Húmeda

Fuente: Mina Animon

f) Aplicación de Shotcrete

El método de concreto lanzado requiere añadir aditivos acelerantes de fragua en la boquilla los cuales reducen el asentamiento en el momento de proyección pasando de un estado plástico a un estado pastoso todo esto mientras la mezcla de concreto está aún en el aire de manera que el concreto se adhiera en la superficie cuando aumenta el espesor de la capa; el uso de acelerante de fragua posibilita la eficaz colocación de concreto en superficies verticales y en la bóveda. El rápido fraguado de la mezcla de concreto permite que el shotcrete funcione como soporte inicial en zonas donde la roca se encuentre perturbada debido a las diferentes técnicas de excavación que se utilice y por propia naturaleza de la formación de la roca, su aplicación es indispensable en las labores de preparación y desarrollo principalmente en los tajeos.

El shotcrete se efectúa con equipos robotizados a control remoto siendo el rendimiento horario de 8m³, todas las labores de secciones mayores de 3m x 3m es sostenido por estos equipos y las labores menores de sección de 3m x 3m es por medio mecánico con Alivas los equipos robotizados son los que dan mayor seguridad al personal por lo que se opera a control remoto.



Figura 2.5. Equipo Shotcrete vía seca

Fuente: Mina Animon



Figura 2.6. Equipo Shotcrete vía húmeda

Fuente: Mina Animon

g) Comparación de los procesos secos y húmedos

Mezcla seca

- El control instantáneo sobre el agua y la consistencia de la mezcla en la boquilla, presenta variadas condiciones de campo.
- Se adecua mejor para la colocación de mezclas que contienen agregados ligeros, materiales refractarios y shotcrete que requiere propiedades tempranas de resistencia.
- Es posible su transporte a distancias más largas.
- Las características de colocación inicial y final son mejores con mínimo desmonte y mayor flexibilidad en la colocación.
- Es capaz de producir resistencias más altas.

Mezcla húmeda

- El agua es controlada en el equipo de shotcreteo y puede ser medida con precisión.
- Se asegura mejor la mezcla del agua con los otros ingredientes.
- Acompañan a la operación menos polvo y pérdida de cemento.
- Normalmente tiene menor rebote, lo cual resulta en menor material de desmonte
- Es capaz de generar mayores volúmenes de producción.

2.2.13. Pernos Hydrabolt

Actualmente hay disponibles diferentes tipos de pernos de roca. Varios tipos de pernos muestran solo diferencias menores en su diseño y son básicamente variedades de un mismo concepto. Según las técnicas de anclaje que se utilizan, podemos agruparlos de la siguiente manera: pernos anclados mecánicamente, pernos de varillas cementados o con resina y pernos anclados por fricción. Aquí presentamos los pernos representativos de cada grupo, que son los más utilizados en la industria minera. Para el caso de los pernos cementados o con resina consideramos a las varillas de fierro corrugadas y las barras helicoidales, para el caso de los pernos anclados por fricción consideramos a los split sets y los swellex. (Osinergmin, 2017)

También es un perno de anclaje por fricción, pero en este caso la resistencia friccional al deslizamiento se combina con el ajuste, es decir, el mecanismo de anclaje es por fricción y por ajuste mecánico, el cual funciona como un anclaje repartido.

El perno Hydrobolt está formado por un tubo de diámetro original de 41mm y puede tener de 0.9 a 2.7m de longitud o más (en piezas conectables), el cual es plegado durante su fabricación para crear una unidad de 25 a 28mm de diámetro.

Éste es insertado en un taladro de 32 a 39mm de diámetro. No se requiere ninguna fuerza de empuje durante su inserción. La varilla es activada por inyección de agua a alta presión (aproximadamente 30 MPa ó 300 bar) al interior del tubo plegado, el cual infla al mismo y lo pone en contacto con las paredes del taladro, adaptándose a las irregularidades de la superficie del taladro, así se consigue el anclaje

a) Mecanismos de anclaje del Hydrabolt

Una vez perforado el taladro, se introduce el tubo en la boquilla del brazo de instalación por el casquillo de inflado. Luego se introduce el tubo en el taladro.

Hecho esto, mediante la bomba se aplica agua a alta presión para inflar el tubo, proceso que dura unos pocos segundos. Cuando la presión del agua llega a 30 MPa, la bomba se para automáticamente, quedando el hydrabolt expandido en toda su longitud dentro del taladro. Debido al proceso de inflado, la longitud del perno se reduce por contracción, lo cual produce un empuje de placa de reparto contra la roca con una tensión axial 20 KN.

b) Características del perno Hydrabolt

- Colocación : excelente
- Capacidad : 10 Tn
- Diámetro original : 41 mm
- Diámetro perforación : 32 – 38 mm
- Presión inflada : 25 Mpa
- Garantía anclaje : muy buena
- Eficacia : inmediata
- Aplicaciones : rocas y suelos

c) Métodos de control

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

En la Instalación

- Verificar las condiciones de seguridad previas a la instalación, asegurando que el área presente buen desatado de las rocas sueltas y ventilación adecuada.
- Si durante el desatado, la caída de fragmentos rocosos fuera continua, se debe asegurar el techo con malla, sujeta con puntales o gatas, de otro modo colocar una capa de shotcrete de 2” de espesor.
- Se debe señalar la ubicación adecuada de los pernos a colocar. Prever todos los materiales, equipos y herramientas que se deberán utilizar para la instalación de los pernos, verificando su estado, calidad y cantidad adecuada, así como los requerimientos de aire y agua que sean necesarios.
- Perforar los taladros con el diámetro, longitud, orientación y distribución adecuados, limpiando los mismos antes de colocar los pernos.

Después de la instalación

El control de calidad de reforzamiento con pernos de roca debe estar orientado a lo siguiente:

- Verificación de la orientación de los pernos.
- Verificación de la presión de las platinas.

- Verificación de la capacidad de anclaje de los pernos mediante pruebas de arranque, utilizando un ensayador de pernos con diferentes cabezales según el tipo de perno.
- Verificación del comportamiento de la masa rocosa de la excavación reforzada con pernos, mediante observaciones visuales o mediciones de convergencia.
- Nunca dejar un taladro perforado sin haber colocado de inmediato el perno. Similar al desatado, instalar los pernos comenzando de la zona ya sostenida o bien desatada, avanzando en el sostenimiento hacia la zona por sostener.
- En lo posible, los pernos deben ser colocados perpendicularmente a la superficie del contorno de la excavación, tratando de que éstos amarren a los bloques rocosos.
- No se deben instalar los pernos alineados en forma paralela a las discontinuidades o en las discontinuidades, porque éstos perderán su eficacia.
- El personal encargado de la instalación de los pernos debe estar bien entrenado y capacitado.

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

2.3.1. Roca intacta

Conocido también como matriz rocosa, se refiere también a “un elemento (trozo, bloque, probeta) de roca que no presenta discontinuidades observables”

2.3.2. Macizo rocoso

Se define macizo rocoso como la “forma en la que se presentan las rocas en el medio natural. Los macizos rocosos son por tanto discontinuos y pueden presentar propiedades heterogéneas y/o anisótropas” (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004), así también el macizo rocoso “es el medio *in-situ* que contiene diferentes tipos de discontinuidades como diaclasas, estratos, fallas y otros rasgos estructurales” (SNMPE, 2004).

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

En este capítulo se relatará el conjunto de estrategias que se seleccionaron para recoger la información necesaria para la comprobación de las hipótesis específicas.

3.1. METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN

3.1.1. Enfoque

Es tipo de investigación aplicativo que “tiene por objetivo la generación de conocimiento con aplicación directa y a mediano plazo en la sociedad o en el sector productivo” (Lozada, 2014, p. 35). Y presenta un gran valor agregado, ya que emplea el conocimiento obtenido en la investigación básica. Es así, que en la presente investigación se busca realizar una caracterización geomecánica para la aplicación del shotcrete e hydrabolt en el sostenimiento de la mina Animón.

“De acuerdo a la intervención del investigador es de tipo experimental, ya que manipula la variable. Por otro lado, la planificación de la toma de datos es prospectiva, ya que el investigador analizará datos *in situ*. Por último, en relación al número de variables la investigación es analítica, ya que presenta más de una variable, en este caso dos”.

3.1.2. Alcance

“El alcance de la investigación es correlacional porque tiene la finalidad de conocer la relación o grado de asociación entre las variables independiente y dependiente, asimismo, miden cada una de ellas y después cuantifican y analizan la vinculación”.

3.1.3. Nivel de Investigación

El nivel de investigación es explicativo, ya que “intenta ir más allá de la investigación exploratoria y descriptiva para identificar las causas reales de un problema” (Abreu, 2012, p. 194). En ese sentido, en esta investigación se trata de explicar de qué manera

influye la caracterización geomecánica para la aplicación del shotcrete e hydrabolt en el sostenimiento de la mina Animón.

3.1.4. Diseño

El término diseño se refiere al plan o estrategia concebida para obtener la información que se desea con el fin de responder al planteamiento del problema (Wentz, 2014; McLaren, 2014; Creswell, 2013a, Hernández-Sampieri et al., 2013 y Kalaian, 2008).

Es una investigación experimental de tipo cuasi experimental, que tiene como objetivo “poner a prueba una hipótesis causal manipulando (al menos) una variable independiente donde por razones logísticas o éticas no se puede asignar las unidades de investigación aleatoriamente a los grupos” (Fernández et al., 2014, p. 756). Es así, que en esta investigación la caracterización geomecánica va generar efectos en la aplicación del shotcrete e hydrabolt en la mina Animón.

3.1.5. Población

La población de estudio “es un conjunto de casos, definido, limitado y accesible, que formará el referente para la elección de la muestra que cumple con una serie de criterios predeterminados” (Arias et al., 2016, p. 201). Siendo así, la población de esta investigación son las 20 vetas de la mina Animón.

3.1.6. Muestra

La muestra es “un subconjunto o parte del universo o población en que se llevará a cabo la investigación” (López, 2004, p. 69). Así, la muestra de la presente investigación son las vetas Maria Rosa, Lorena, Karina, Principal, Ramal 85.

3.1.7. Muestreo

El tipo de muestreo es no probabilístico, es decir el muestreo realizado fue de forma intencional dentro de la Mina Animon de Chungar.

3.1.8. Lugar de análisis

Distrito : Santa Cruz de Andamarca
Provincia : La Oroya
Región : Cerro de Pasco

3.1.9. Unidad de Análisis

La unidad de análisis es la caracterización del macizo rocoso realizada en el ámbito de la muestra, en la mina Animon 2022.

3.2. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.2.1. Observación

Esta técnica se empleó para describir los procesos operativos de la mina Animon, características geomecánicas tomando como punto de partida los indicadores establecidos. Para ello se empleó como instrumentos, el cuaderno de campo, fichas de logeo geomecánico y laptop personal.

3.2.2. Registro de datos de campo

Al tener la muestra seleccionada se toman datos de campo usando fichas de bases de datos, instrumentos como martillo de geólogo, martillo Schmidt y brújula.

3.3. ANÁLISIS DE DATOS

En este trabajo de investigación, se utilizará un estadístico descriptivo, porque los resultados de nuestras dimensiones nos indican que responden a una escala de intervalo y de razón.

Se presentarán los datos del análisis del macizo rocoso y la aplicación de shotcrete y pernos hydrabolt, según los parámetros establecidos en la normativa. Verificando si se cumple con estar dentro del rango. Asimismo, los otros ensayos realizados en laboratorio, se analizarán los datos obtenidos para realizar la contrastación de las hipótesis específicas.

3.4. METODOLOGÍA DE TRABAJO

Este trabajo de investigación se llevó a cabo a través de tres fases: recopilación de datos y planeación del trabajo de campo; fase de campo y fase posterior al trabajo de campo.

3.4.1. Recopilación de datos y planeación del trabajo de campo

Inicialmente, se llevó a cabo una revisión bibliográfica de la información necesaria para obtener las bases de lo que buscamos investigar, por ello se recurrieron a motores o

bases de datos que nos brindaron artículos, tesis, libros, papers, etc. Con ello fue posible elaborar nuestro marco teórico siendo la base conceptual de la presente tesis.

3.4.2. Fase de campo

Para llevar a cabo el estudio, se han analizado tanto aspectos sobre la geología del terreno donde se realizó la investigación como análisis al macizo rocoso presente en el área de influencia. Todos estos datos se han recogido de acuerdo a la importancia que significan estos factores en el análisis mecánico del macizo rocoso circundante en las labores analizadas.

3.4.3. Fase posterior al trabajo de campo

En esta fase se realizó la evaluación de los datos obtenidos en el trabajo de campo. Es así, que en esta etapa se evaluaron los resultados de la propuesta de cambio de explosivo, a partir de los resultados se construyeron las conclusiones del trabajo de investigación.

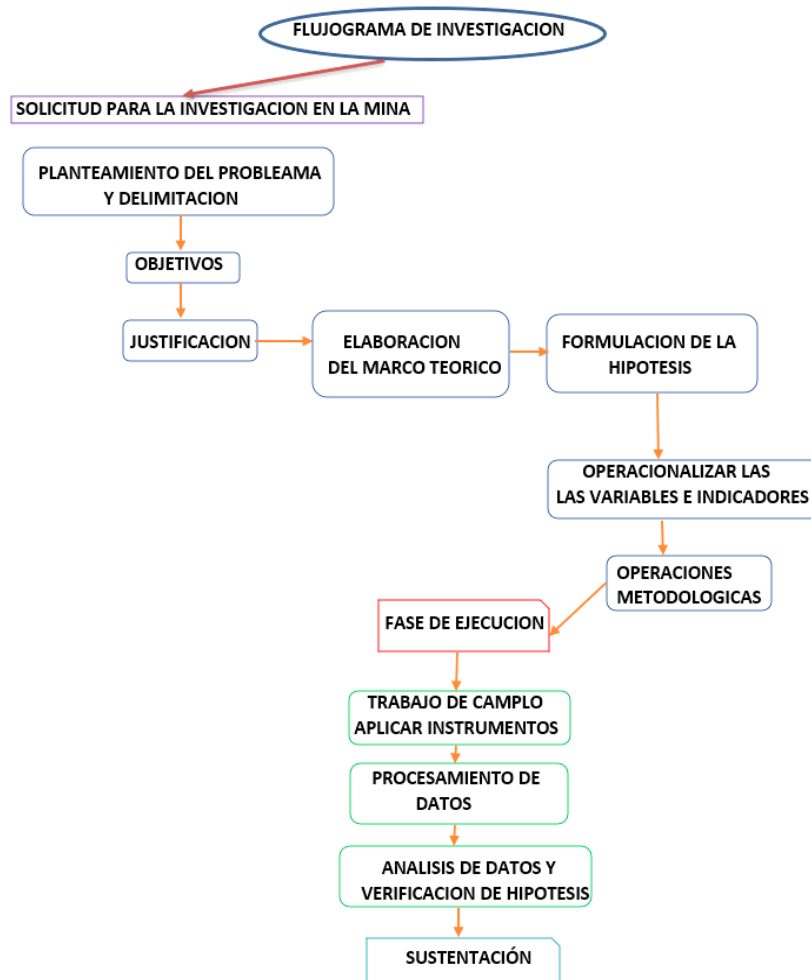


Figura 3.1. Flujograma de investigación

CAPÍTULO IV

PROCESAMIENTO DE LA INFORMACIÓN

4.1. MÉTODO DE TRABAJO

El desarrollo del presente trabajo comprenderá dos etapas:

4.1.1. Recopilación de información básica

Que comprende el levantamiento geotécnico de los tajeos de la mina, toma de muestras rocosas, toma de muestras de shotcrete aplicado en los tajeos Y otros datos relacionados al tema a desarrollarse.

4.1.2. Trabajos de gabinete

Ensayos de laboratorio de propiedades físicas y mecánicas de la muestra tomadas, procesamiento de datos obtenidos, elaboración de planos y cuadros geotécnicos por tajeo y finalmente la redacción de tesis.

4.2. ORGANIZACIÓN DE LA EMPRESA

La organización de la empresa está representada por un gerente de operaciones, que está por debajo del gerente general de corporación, quien es responsable de las operaciones en la unidad, supervisa y coordina con los superintendentes de cada área para efectuar el trabajo de mina, la organización es jerárquico como indica en el organigrama.

La unidad ÉACH la organización está dada por orden jerárquica como se muestra en grafico siguiente (ver figura 4.1).

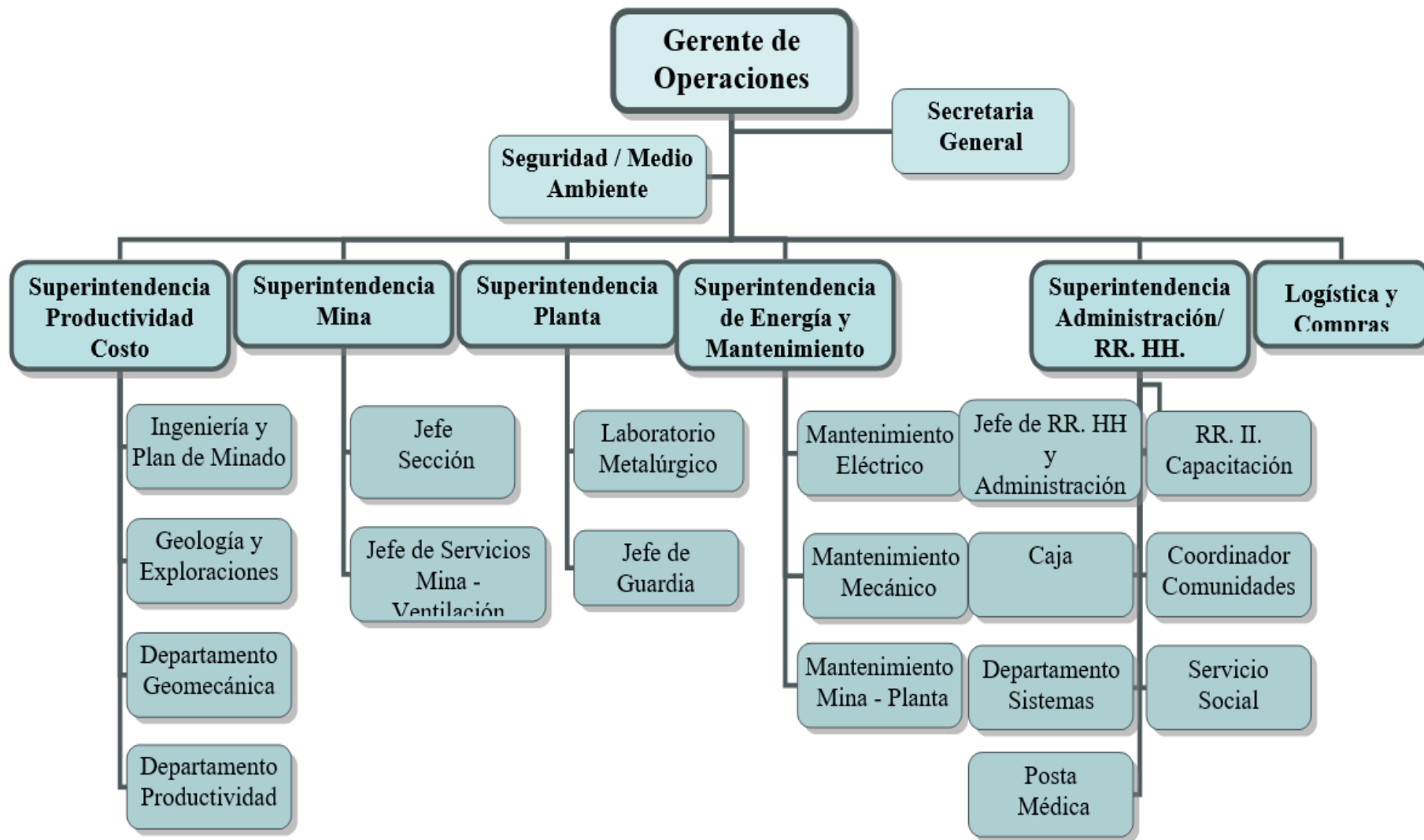


Figura 4.1. Organigrama empresa administrada Chungar Mina Animón

4.3. CALIFICACIÓN DE LAS LEYES DE MUESTREO

4.3.1. Veta principal – Veta Maria Rosa

En este caso se toma en cuenta el plano de muestreo de la galería superior e inferior, donde se hará una separación en tramos de las muestras que estén por encima del costo de operación, incluyendo muestras intermedias más pobres pero de modo que el promedio se mantenga por encima de este límite. No se toma en cuenta el plano de muestreo de las chimeneas dado que la sección es 1.20 m x 1.20m. y la potencia de la veta Principal y María Rosa varía de 1.20 a 2.50 m. También se toma en cuenta el plano de muestreo de los tajos.

4.3.2. Veta Marthita, Nor este, Ramal Piso, Ramal Techo, Aurea, Elva, Paola

Para este caso debido a que la potencia de la veta varía de 0.50 a 1.50 metros. Se toma en cuenta los planos de muestreo de las galerías, chimeneas y tajos. También se tendrá en cuenta que los resultados del muestreo estén en concordancia con el cartografiado geológico de interior mina y superficie. Los tramos separados analíticamente deberán tener como mínimo 5 a 10 metros. en su mayor dimensión exhibida, considerándose en caso contrario como “ojos erráticos”. Para el caso de plomo y zinc se considera errático si su valor es cuatro veces mayor del promedio de las tres leyes adyacentes, en este caso “las leyes erráticas” serán reemplazadas por el promedio pesado de las tres leyes adyacentes.

4.4. DIMENSIONAMIENTO DE BLOQUES

Debido a que la mineralización en Animón es bastante uniforme en potencia y continuidad mineralógica. La delimitación de los bloques se realiza en tramos de mineral económico cada 50 metros de longitud horizontal y/o tramos de mineral marginal ó submarginal; teniendo en cuenta las características mineralógicas (cociente metálicos, Curva de Isovalores etc.), controles estructurales (fallas, contactos, zonas de brecha, diques y pliegues) y los controles litológicos deben ser contemplados para dimensionar los bloques de mineral. La altura de bloques en Animón se tiene en cuenta.

4.5. DESCRIPCIÓN DEL CÁLCULO

4.5.1. Cálculo del ancho promedio y ley media

Los datos se obtienen del plano de muestreo, se colocan las leyes y anchos promedios para cada labor en las tarjetas de cubicación y al final se saca el promedio del bloque.

También se considera la longitud del tramo muestreado en el caso de tener dos ó más labores. A la ley promedio de cada bloque se le castiga el -10% por error de muestreo, para todos los valores resultantes de Zn, Pb, Cu.

4.5.2. Dilución de leyes

La dilución para calcular el ancho de minado varía de acuerdo a la naturaleza de las cajas, el sistema de explotación y equipo de limpieza a usarse.

4.5.3. Calculo de áreas

El área de los bloques se determinará por procedimientos geométricos según fórmulas ya conocidas de acuerdo a la figura que se observa en las Secciones Longitudinales, en caso de figuras irregulares ó los límites de los bloques son complicados se puede acudir al uso del planímetro ó caso contrario se le halla con el uso del Programa AutoCAD.

4.5.4. Factor de buzamiento

El área encontrada es afectada por el factor de buzamiento de la estructura mineralizada que se halla:

$$F.B. = \frac{1}{\text{sen. Buz. Estruct. Mineral}}$$

Este Factor se multiplica por el área calculada y/o la altura vertical corregida expresada en metros cuadrados y sin considerar decimales.

4.6. SISTEMA DE MINADO

Está definido por laboreos subterráneos por las características mismas de yacimiento y la estructura mineralizada (filones de tipo rosario, lazos simoides) como también influyo el buzamiento, la mineralización y la parte geomecánica de la estructura y de las cajas permitieron definir el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado a continuación se detalla los laboreos subterráneos.

4.7. LABORES MINERAS

Dentro de este grupo se tiene las diferentes labores, diferenciándose básicamente por la función que cumplen cada uno de ellos.

- **Rampas en “Z”.**

Siendo una labor principal, que sirve como acceso principal y de extracción, se ejecuta con una sección de 4m. x 4m, gradientes de 12% y 10% en las curvas, siguiendo una dirección fijada en el proyecto, como es caso de rampa Mirko. Las rampas secundarias se construyen para acceso hacia los tajos en un lado de la caja techo, nacen de los cruceros y/o de las Rampas principales, siendo la sección de 3.5m x 3.0m con pendientes de 12%, desde este punto se da acceso al tajo con pendiente máximo de equipo, para iniciar el sub nivel.

- **Sub nivel**

Una vez cortado la veta, se corren el sub nivel forma horizontal siguiendo el rumbo de la estructura mineralizada en contacto con la caja piso siendo su sección de 3m x3m.

- **Cruceros**

Labor que nace desde un acceso principal para interceptar una estructura mineralizada y/o para dar cabeza o pie a las chimeneas de servicio y de ventilación, la sección es de 3m. x 3m.

- **Galería**

Labor que avanza a lo largo de la estructura mineralizada con fines de exploración y desarrollo, con gradiente de 1/1000 positivo.

- **By Pass**

Labor que comunica a dos labores para dar eficiencia al servicio, también se ejecuta, desviar de una zona de derrumbes a gran escala. Cuya sección es de 3m. x 3m.

4.8. CHIMENEAS VERTICALES

4.8.1. Chimeneas con Raise Borer

Labor que se construye mediante el Raise Borer. Tiene un diámetro 1.5m, cuya función es netamente de ventilación, la limpieza del material (producto del rimado), es extraído por la parte inferior.

4.8.2. Chimeneas convencionales

Se ejecutan con secciones de 1.5m x1.5m en un punto estratégico próximo al tajo, estas serán usados como orepass y fillpass, en ocasiones como servicio auxiliar.

4.8.3. Chimeneas inclinadas

Se construye en la estructura mineralizada siguiendo el buzamiento, de acuerdo a la longitud se construye en “H”, cuya función será de ventilación, echadero de mineral y de servicio auxiliar., siendo la sección de 1.5m x 1.5m y/o 1.2m x 1.2m de acuerdo al proyecto.

4.9. MÉTODO DE CORTE RELLENO ASCENDENTE

Como es común el “Corte Relleno ascendente” se caracteriza en hacer rebanadas horizontales en una longitud de 150m, con altura de corte de 3.0m. Luego de volado y limpiado el mineral entra a la etapa del relleno, que puede ser con relleno detrítico o hidráulico, hasta dejar una luz de 0.50m entre el relleno y el techo del tajo, que servirá de cara libre para el corte superior.

4.9.1. Condiciones de aplicación

Considerando las condiciones geológicas, como el tipo de yacimiento en vetas con tramos mineralizados y estériles (rosario) y mantos en menor escala, la distribución irregular de leyes y características geomecánicas del yacimiento, se seleccionó el método de Corte Relleno Ascendente Mecanizado, el cual permite controlar la estabilidad del tajo y poder extraer el mineral con seguridad y eficiencia.

a) Condiciones geológicas

Con todos los trabajos de exploración e interpretación geológica, se ha encontrado vetas con rumbo E-W como la María Rosa, Veta Principal, Ramal 85, Paola y la veta Lorena. Cuerpos de reemplazamiento tanto en conglomerados areniscas y calizas de las secuencias superiores de la Formación Casapalca.

b) Geometría del yacimiento y la distribución de leyes

Siendo la estructura mineralizada en forma de vetas de tipo rosario, bolsonadas, vetas manto, lazos simoides tanto en horizontal y vertical, el buzamiento varía desde 40° - 60°, la potencia promedio de la veta es de 14 m. La mineralización es esfalerita, galena,

calcopirita, pirita, carbonatos. Las leyes se mantienen informada gradual en los diferentes niveles. Ese yacimiento se ubica en una profundidad intermedia.

c) Características geomecánicas del yacimiento

Pues las resistencias del mineral, del macizo rocoso y de las cajas son características físicas que se consideraron para determinar el sistema de arranque y para dimensionar las labores. De igual modo para determinar el tiempo de auto soporte de las estructura y de las cajas.

- Estructura con RMR entre 40 a 55 con cajas entre 35 a 50.
- Aberturas en la estructura hasta 5m. con un tiempo máximo de auto soporte de 8 días.
- Las cajas con una abertura de 3.5 m, con un tiempo de 3 días como máximo.

4.9.2. Preparación

“Una vez seleccionado el método de explotación se dimensionan los tajos de longitudes de 150 m. con una altura de bloques de 60 m. y un ancho de 3 m. a 12 m. En función a estas dimensiones se procede a construir las rampas de acceso con pendientes máximas de equipo LHD y las chimeneas y/o Orepass”,

- Rampa de Acceso en “Z” (3.5 x 3.0m.).
- 01 Chimenea para echadero de mineral (1.5 x 1.5 m.).
- 02 Chimeneas de Servicio (1.2 x 1.2m.).
- 02 Acceso de la Rampa hacia la Veta (3.5 x 3. m).
- By Pass con sección de (3.5 x 3.0 m).

4.9.3. Ciclo de explotación

“Son las operaciones unitarias que han sido establecidos de tal forma que la utilización del equipo alcance rendimientos óptimos. Comprende: perforación, voladura, desate mecanizado, sostenimiento, limpieza y relleno”.

a) Perforación

“Se efectúa en los frentes de ataque del tajeo con perforación horizontal (breasting) con altura de corte de 3.0m. Los equipos utilizados para este fin son: el jumbo hidráulicos Boomer H121E, Quasar y Axera de 12 y 16 pies de longitud, con brocas de 2” y 4” de diámetro”.

b) Voladura

“En la voladura se utiliza explosivos de baja potencia como son: semexsa de 65% y 45%, exadit 45% y los accesorios como es el exel y tecnel no eléctricos, cordón detonante 3P, mecha de seguridad y mecha rápida al mismo tiempo pues se realiza voladuras especiales (controlados) para minimizar el efecto secundario del explosivo y como tal reducir los costos”.

c) Desate mecanizado

“Después de cada voladura se realiza el desatado de rocas con el equipo Scaler en los tajos de alto riesgo, donde el desatado manual ya no es posible debido a la altura y para no exponer al trabajador al peligro, el mecanismo de desatado es por medio de percusión y golpes sobre los bancos de roca suelta”.

d) Limpieza

Se realizan con scooptram eléctrico y/o Diesel de 3.5 yd³ lo cual ofrece un rendimiento adecuado en la limpieza de los tajeos hacia los echaderos y cámaras de almacenamiento.

e) Sostenimiento

“Se realiza con equipos mecanizados y robotizados para el concreto lanzado (shotcrete) por vía seca y húmeda, con espesor de 2”. Sobre ello se instala los pernos hydrobolt de 5’ y de 7’ espaciados a 1.2 m x 1.2 m. en forma sistemático”.

f) Relleno

- **Relleno detrítico.** Las rocas provienen de las labores de preparación y desarrollo seleccionados por su dureza y menos higroscópico como las margas rojas, el cual conforma el 50% del relleno.
- **Relleno hidráulico.** El relleno se bombea desde la planta ubicado muy cerca de la planta concentradora hacia el silo N° 03 que está ubicado en la bocamina Rpmirko a una distancia de 2.5 Km con una densidad de 1,950 gr./lt, el cual es distribuido a través de tuberías de 3” hacia los tajeos programados para el relleno; también se emplean rellenos en pasta con una densidad de 1800gr/lt. Este significa dosificar con 2 bolsas de cemento tipo I por minuto.

4.10. MAPEO GEOMECÁNICO SUBTERRÁNEO

Es la actividad conducente en determinar con técnicas adecuadas y representar un rasgo estructural para representarlo esquemáticamente, cuya representación sirva para el diseño de las labores subterráneas como también del tipo de sostenimiento si el caso requiere. Esta actividad consta de una serie de procedimientos, que incluyen básicamente, obtención de datos *in-situ*.

4.10.1. Determinación de dominios estructurales

“El análisis detallado de las estructuras geológicas, debe comprender el uso de las proyecciones esteriográficas, diagramas de puntos, y frecuencias, que nos permitan representar la posición y la dirección preferencial del fracturamiento que presenta el macizo rocoso, es recomendable, preparar este tipo de proyecciones para cada tipo de roca; así, también, el hecho que varían las discontinuidades implica necesariamente separar las proyecciones en áreas específicas”.

El objeto de este trabajo previo es para dividir el macizo rocoso a lo largo de la galería en “DOMINIOS ESTRUCTURALES” los cuales presentan discontinuidades con condiciones similares.

La variación en la población de discontinuidades puede ser usada para evaluar las estructuras pliegues o plegamientos asociados con fallas, la variación de las familias de discontinuidades nos ayuda a determinar el número de estas familias, su orientación, para luego asociarlo a un rango regional después vaciado.

4.10.2. Mapeo por línea de detalle

Este método consiste en colocar una wincha en la cara de la excavación de preferencia en posición horizontal a una altura determinada con respecto al piso, o proyectando el hastial y marcando a escala de un metro para cada discontinuidad que interseca a la proyección de la cinta se toma los siguientes datos.

- Posición con respecto al origen de la cinta cota, coordenada.
- Buzamiento, dirección del buzamiento, discontinuidades.
- Trazo de discontinuidades.
- Tipo de terminología.
- Dimensión de la abertura.

- Tipo de relleno.
- Gradación de discontinuidades.
- Rugosidad.
- Ondulación.

4.11. MODELO GEOLÓGICO Y GEOMECÁNICO

La información de campo que consiste en la aplicación del sistema de información geomecánica, mediante el levantamiento litológico-estructural en labores mineras subterráneas existentes, ensayos *in-situ* de resistencia, acopio de muestras rocosas, son completadas con ensayos de laboratorio y trabajos de gabinete son llevados a un modelo geomecánico, el cual es plasmado en un plano geomecánico.

4.12. SISTEMAS DE EVALUACIÓN GEOMECÁNICO APLICADO A TAJEOS

4.12.1. RQD (rock quality designation)

DEERE, propuso este índice cualitativo que hace una descripción de la condición de un macizo rocoso, así mismo señala la importancia en la recuperación que se realice con sondajes. Su uso está muy difundida en la elección de soportes en una excavación, el RQD está definida como el porcentaje de núcleos obtenidos por piezas enteras de 100mm de longitud entre la longitud total del barreno perforado. El RQD es uno de los parámetros, que tiene mayor incidencia en las clasificaciones geomecánicas.

$$RQD = \frac{\text{Longitud de los núcleos mayor de 100mm}}{\text{Longitud del barreno}} \times 100$$

Criterio de estimación del RQD

Existen criterios para estimar el RQD planteados desde premisas de fallas o número de familias que presentan los macizos rocosos básicamente existen 3 criterios planteados. Según PRIEST Y HUTSON 1976.

$$RQD = 100 e^{-0.1N+1}$$

Dónde:

N = Número de discontinuidad / Metro lineal

Para $N = 6-16$ discontinuidad / metro lineal

$$RQD = -368N+110.4$$

Según PALMSSTRON (1982)

$$RQD = 115 - 3.3JV$$

Dónde:

JV = Número de discontinuidades / m³

Tabla 4.1. Valores del RQD y condición de roca

RQD	CONDICION DE ROCA	RADIO
91-100	Excelente	20
76-90	Buena	17
51-75	Regular	13
25-50	Mala	8
1-25	Muy mala	3
0-1	Extremadamente mala	

*Fuente: Bienaski

4.12.2. Clasificación geomecánica RMR de Bieniawski (Rock Mass Rating)

Esta clasificación fue desarrollada en Sudáfrica por Bieniawski en los años de 1973, así mismo fue revisada en 1976, 1979 por el mismo autor basado en más experiencias de tonelería.

La secuencia constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que relaciona índices de calidad clasificados con parámetros de diseño y de sostenimiento, dentro de su estructura de clasificación tiene en cuenta los siguientes parámetros:

- Resistencia uní axial de la masa rocosa
- Grado de fracturación RQD
- Espacios de las discontinuidades
- Condiciones de las discontinuidades
- Condiciones hidrológicas
- Orientación de las discontinuidades versus la excavación.

La incidencia de estos parámetros se expresa en un índice de calidad llamado RMR (Rock Mass Rating), que cuyo rango varía de 0 a 100.

4.12.3. Q (SYSTEM QUALITY)

Esta clasificación fue desarrollada en Escandinavia por Barton, Lien y Lunde en 1974, tomando como muestra doscientos casos de excavaciones, dentro de su importancia de

clasificación del macizo nos permite establecer sistemas de sostenimiento para túneles subterráneos.

El sistema Q está basado en una evaluación numérica de seis parámetros que definen el índice Q. Que, está representado con la relación siguiente:

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

Donde

- J_n = Índice de diaclasado que indica la cuantía de la fracturación.
- J_a = Índice de alteración que indica la alteración de las juntas.
- J_w = Coeficiente reductor por la presencia de agua.
- SRF = Es un coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional en el macizo rocoso.

Los tres grupos formados en la relación representan lo siguiente:

$\frac{RQD}{J_n}$ = Representa el tamaño de los bloques delimitado por las juntas.

$\frac{J_r}{J_a}$ = Representa la resistencia al corte entre los bloques a lo largo de la superficie de la junta.

$\frac{J_w}{SRF}$ = Representa la influencia del estado tensional actuante *in-situ*.

El rango de variación de los parámetros mencionados es el siguiente.

Tabla 4.2. Parámetros de Q de Barton

RQD	0 a 100
J _n	0.50 a 20
J _r	0.50 a 4
J _a	0.75 a 20
J _w	0.05 a 1
SRF	0.50 a 20

4.12.4. Clasificación Geomecánica Galería 885 Veta María Rosa Nivel 390

Debido a que el sostenimiento actual no permitía realizar la clasificación geomecánica del macizo rocoso con facilidad y hasta lo imposibilitaba (en el caso de las cimbras ya

que se encontraba completamente cubierto), sólo se analizó dos sectores donde se anotaron los datos necesarios para esta labor. La clasificación del macizo rocoso sigue el modelo Q.

Cálculo del RQD.

Debido a que no se contaba con sondeos diamantinos se procedieron a mapear las familias de discontinuidades para poder utilizar la fórmula:

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

Dónde:

J_v: número de discontinuidades en 1 m³ de roca.

Para roca fractura y alterada

Familia	Dirección dir/buz	Espaciamiento cm.	Rugosidad	Relleno	Alteración	Condición de agua
1	115°/79°	7,5	Lisa y plana	NO	Alta	Seco
2	45°/79°	4,7	Lisa y plana	NO	Alta	Seco
3	157°/60°	4,3	Rugosa y plana	NO	Alta	Seco
4	72°/43	3,5	Rugosa y plana	NO	Alta	Seco

$$J_v = \frac{100}{7.5} + \frac{100}{4.7} + \frac{100}{4.3} + \frac{100}{3.5} = 86.5 \Rightarrow RQD < 0 \text{ por lo que se usa el valor de } RQD = 10\%$$

Número de familias (J_n):

$$J_n = 15$$

Rugosidad (J_r)

$$J_{r1} = 1$$

$$J_{r2} = 1$$

$$J_{r3} = 1.5$$

$$J_{r4} = 1.5$$

Alteración (J_a)

$$J_{a1} = 3$$

$$J_{a2} = 3$$

$$J_{a3} = 3$$

$$J_{a4} = 3$$

Condición de agua (J_w)

$$J_w = 1$$

SRF=10 → múltiples zonas de debilidad que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada, roca circundante muy suelta (a cualquier profundidad)

* Se asignó este valor por no contar con información sobre los esfuerzos principales.

$$\text{Entonces : } Q = \frac{10}{15} \times \frac{1}{3} \times \frac{1}{10} = 0.022$$

Por lo tanto, esta roca es de calidad extremadamente mala.

Mediante la utilización de la gráfica De (luz máxima/ESR) vs Q puede determinar el sostenimiento adecuado (sabiendo ya las limitaciones del análisis).

Dónde:

$$\text{Luz máxima} = 2.5\text{m}$$

$$\text{ESR} = 1.6$$

Por lo tanto, se recomienda utilizar shotcrete reforzado con fibra (por ejemplo:dramix) de 2” a 2.5” con pernos de roca (de preferencia suellex o hydrabolt) sistemáticos espaciados entre 2.3m a 2.5m.

Para zona mineralizada

Familia	DIRECCIÓN DIR/BUZ	ESPACIAMIENTO cm	RUGOSIDAD	RELLENO	ALTERACIÓN	CONDICIÓN DE AGUA
1	180°/88°	14,2	rugoso	cuarzo	Manchas de óxido	Seco
2	90°/48°	14	rugoso	Cuarzo y arcilla	Manchas de óxido	Seco

* Se considera una familia aleatoria

$$J_v = \frac{100}{14.2} + \frac{100}{14} = 14.19 \Rightarrow RQD = 68\%$$

Número de familias (J_n):

$$J_n = 6$$

Rugosidad(J_r)

$$J_{r1} = 3$$

$$J_{r2} = 3$$

Alteración(J_a)

$$J_{a1} = 0.75$$

$$J_{a2} = 0.75$$

Condición de agua(J_w)

$$J_w = 1$$

SRF=10 → múltiples zonas de debilidad que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada, roca circundante muy suelta (a cualquier profundidad).

* Se asignó este valor por no contar con información sobre los esfuerzos principales.

$$\text{Entonces : } Q = \frac{68}{6} \times \frac{3}{0.75} \times \frac{1}{10} = 4.53$$

Por lo tanto, esta roca es de calidad media.

Mediante la utilización de la gráfica de (luz máxima/ESR) vs Q puede determinar el sostenimiento adecuado (sabiendo ya las limitaciones del análisis), donde:

Luz máxima = 2.5m

ESR = 1.6

Por lo tanto, se obtiene que el macizo rocoso, en este caso el mineral (en la zona mapeada), no requiera sostenimiento, aunque se recomienda soportarlo con pernos de roca puntuales. Este resultado no se puede generalizar en toda la zona mineralizada ya que se indicó que sólo se analizó esta zona gracias a que la veta estaba expuesta, además, las cajas son de menor calidad que la zona mineralizada y por esto se debe sostener al conjunto para evitar el colapso del mismo.

Clasificación Geomecánica: Crucero 912NW Nivel 465.

Familia	Dirección dir/buz	Espaciamiento cm.	Rugosidad	Relleno	Alteración	Condición de agua
1	44°/83°	6,7	Lisa y plana	NO	Media	Seco
2	115°/68°	15	Lisa y plana	NO	Media	Seco
3	130°/79°	8,8	Lisa y plana	NO	Media	Seco

$$J_v = \frac{100}{6.7} + \frac{100}{15} + \frac{100}{8.8} = 32.96 \Rightarrow RQD = 6.3\% < 10\% \Rightarrow RQD = 10\%$$

Número de familias (J_n):

$$J_n = 9$$

Rugosidad (J_r)

$$J_{r1} = 1$$

$$J_{r2} = 1$$

$$J_{r3} = 1$$

SRF=10 → múltiples zonas de debilidad que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada, roca circundante muy suelta (a cualquier profundidad)

* Se asignó este valor por no contar con información sobre los esfuerzos principales.

$$\text{Entonces : } Q = \frac{10}{9} \times \frac{1}{2} \times \frac{1}{10} = 0.056$$

Mediante la utilización de la gráfica De (luz máxima/ESR) vs Q puede determinar el sostenimiento adecuado (sabiendo ya las limitaciones del análisis), donde:

Luz máxima = 2.5m

ESR = 1.6

Por lo tanto, se recomienda utilizar shotcrete reforzado con fibra (por ejemplo: dramix) de 2'' a 2.5'' con pernos de roca (de preferencia suellex o hydrabolt) sistemáticos espaciados entre 2.3m a 2.5m.

Galería 945W Nivel 465.

Familia	Dirección dir/buz	Espaciamiento cm.	Rugosidad	Relleno	Alteración	Condición de agua
1	180°/87°	4	Lisa y plana	NO	Media	Seco
2	77°/80°	4,5	Lisa y plana	NO	Media	Seco
3	160°/76°	4,3	Lisa y plana	NO	Media	Seco

$$J_v = \frac{100}{4} + \frac{100}{4.5} + \frac{100}{4.3} = 70.75 \quad RQD < 0 \Rightarrow RQD = 10\%$$

Número de familias (J_n):

$$J_n = 9$$

Rugosidad (J_r):

$$J_{r1} = 3$$

$$J_{r2} = 1.5$$

$$J_{r3} = 1.5$$

Alteración (J_a):

$$J_{a1} = 2$$

$$J_{a2} = 2$$

$$J_{a3} = 2$$

Condición de agua (J_w):

$$J_w = 1$$

SRF=10 → múltiples zonas de debilidad que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada, roca circundante muy suelta (a cualquier profundidad)

* Se asignó este valor por no contar con información sobre los esfuerzos principales.

$$\text{Entonces : } Q = \frac{10}{9} \times \frac{1.5}{2} \times \frac{1}{10} = 0.083$$

Mediante la utilización de la gráfica De (luz máxima/ESR) vs Q puede determinar el sostenimiento adecuado (sabiendo ya las limitaciones del análisis), donde:

Luz máxima = 2.5m

ESR = 1.6

Por lo tanto, se recomienda utilizar shotcrete reforzado con fibra (por ejemplo: dramix) de 2" a 2.5" con pernos de roca (de preferencia suellex o hydrabolt) sistemáticos espaciados entre 2.3m a 2.5m

4.13. ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI)

Paul Marinos, profesor de Ingeniería Geológica de la Universidad Nacional Técnica de Atenas-Grecia y Evert Hoek, ingeniero consultor de Vancouver B.C de Canadá, desarrollaron el GSI (Geological Strength Index), con la finalidad de estimar la resistencia del macizo rocoso.

El sistema de clasificación GSI toma en cuenta las restricciones geológicas que ocurren en la naturaleza y están reflejadas en la información geológica.

Este índice ha sido introducido como un equivalente del RMR para que sirva como un medio de incluir la información geológica en la aplicación del criterio de falla generalizada de Hoek - Brown, especialmente para rocas de mala a muy mala calidad (muy alterada y con elevado contenido de finos).

En la determinación del G.S.I. el primer paso a seguir es, definir en forma empírica la resistencia y deformabilidad de la masa rocosa, basándose en las condiciones estructurales (grado de fracturamiento) y de superficie (alteración, forma de fracturas, relleno), según apreciaciones de campo.

La clasificación según su estructura varía de:

Levemente fracturada.	(LF)
Fracturada	(F)
Muy fracturada.	(MF)
Intensamente fracturada.	(IF)
Triturada	(T)

La clasificación según sus condiciones superficiales varía de:

Muy buena	(MB)
Buena	(B)
Regular	(R)
Pobre	(P)
Muy pobre	(MP)

Su aplicación permite obtener una clasificación geológica muy simple como, por ejemplo: fracturada, regular (F/R) o muy fracturada, muy pobre (MF/MP) y mediante la tabla de Abacos del G.S.I. relacionar a esa descripción con los valores aproximados de los Índices RMR (ver la tabla geomecánica), por ejemplo a una descripción MF/MP, el valor del Índice RMR sería equivalente a 30 y el Índice Q a 0.2; para un F/R, el valor del Índice RMR sería 7 y el Índice Q = 60.

4.13.1. Tabla de clasificación G.S.I. para la mina Chungar, metodología y ejemplos prácticos.

En la elaboración de la tabla G.S.I. para definir las clasificaciones de los macizos rocosos y los sostenimientos a ser utilizados en la mina Chungar se tomó en cuenta las siguientes condiciones:

Condiciones litológicas, determinándose *in situ* las características físicas y elásticas de los diferentes macizos rocosos que constituyen la formación Casapalca en la cual se emplaza este yacimiento, estas propiedades fueron definidas en base al criterio generalizado de falla de Hoek - Brown (1994):

Características físicas

Zona mineralizada

- Peso unitario. (W) = 3.8 Ton/m³
- Resistencia a la compresión simple (σ_c) = 50 MPa.
- Resistencia a la tracción (σ_t) = 6.0 MPa.
- Angulo de fricción interna (ϕ) = 27°
- Cohesión (c) = 165 kPa
- Módulo de Young (E) = 8,000 MPa
- Relación de Poison (ν) = 0.25

Lutitas y margas grises

- Peso unitario. (W) = 2.5 Ton/m³
- Resistencia a la compresión simple (σ_c) = 30 MPa.
- Resistencia a la tracción (σ_t) = 3.6 MPa.
- Angulo de fricción interna (ϕ) = 22°
- Cohesión (c) = 100 kPa
- Módulo de Young (E) = 3,000 MPa
- Relación de Poison (ν) = 0.3

Calizas y margas rojizas

- Peso unitario. (W) = 2.7 Ton/m³
- Resistencia a la compresión simple (σ_c) = 60 MPa.
- Resistencia a la tracción (σ_t) = 7.2 MPa.
- Angulo de fricción interna (ϕ) = 30°
- Cohesión (c) = 150 kPa
- Módulo de Young (E) = 18,000 MPa
- Relación de Poison (ν) = 0.25

Areniscas y conglomerados

- Peso unitario. (W) = 2.7 Ton/m³
- Resistencia a la compresión simple (σ_c) = 120 MPa.
- Resistencia a la tracción (σ_t) = 14.4 MPa.
- Angulo de fricción interna (ϕ) = 35°

- Cohesión (c) = 180 kPa
- Módulo de Young (E) = 35,000 MPa
- Relación de Poison (v) = 0.25

Rocas ígneas

- Peso unitario. (W) = 2.7 Ton/m³
- Resistencia a la compresión simple (σ_c) = 120 MPa.
- Resistencia a la tracción (σ_t) = 14.4 MPa.
- Angulo de fricción interna (ϕ) = 35°
- Cohesión (c) = 180 kPa
- Módulo de Young (E) = 35,000 MPa
- Relación de Poison (v) = 0.25

Condiciones tectónicas y estructurales determinadas mediante el mapeo superficial de estructuras regionales y locales con el objeto de identificar y definir los sistemas de pliegues y fallas y la incidencia de estos en las condiciones de la roca estableciendo los dominios estructurales que se dan a continuación, asimismo se establecieron estaciones para la medición de líneas de detalle en diferentes labores de la mina que nos permitieron identificar los sistemas de discontinuidades en cada tramo y su posterior análisis estereográfico para asociar estas discontinuidades con los esfuerzos compresivos, de cizalla y tensionales a los cuales están asociados.

4.13.2. Dominios estructurales

Distribución de tensiones insitu, clasificándolas como tensiones de relajamiento en áreas con cobertura litológica menor de 100.0m, tensiones moderadas, en áreas con cobertura litológica entre 100 y 500 m. y tensiones altas en áreas bajo influencia de zonas de falla, ejes de pliegues y coberturas litológicas mayores de 500m.

4.13.3. Condiciones de las operaciones mineras considerándose entre ellas

- Los tipos de minado para optimizar la explotación.
- Los anchos y tiempo de las aberturas sin relleno.
- El tipo uso de cada labor (desarrollo o explotación).
- Las facilidades de acceso a las diferentes labores que compromete el abastecimiento

de los elementos de soporte.

- La experiencia y cantidad del personal relacionado con el sostenimiento.
- El equipamiento utilizado tanto en la explotación minera como en la colocación del soporte.
- La incidencia en el costo de explotación de esta actividad.

Todos estos criterios, geológicos, geomecánicos, operativos y económicos han servido para elaborar la tabla G.S.I. que se presenta a continuación (Ver la tabla geomecánico) y para lo cual se ha tomado en cuenta principalmente el hacerla muy sencilla y de fácil aplicación en el terreno, por lo que únicamente se definen dos parámetros:

- *Parámetro de condición estructural:*
Definido por la cantidad de discontinuidades por metro lineal medidas con un flexómetro.
- *Parámetro de condición superficial:*
Definido por la cantidad de golpes de picota para romper una muestra o la facilidad de disgregarse o indentarse con esta.

Asimismo, en el cuadro N° 01 se incluye un resumen de la metodología de aplicación en la cual se indica la relación existente en condiciones ideales de los tres sistemas de clasificación utilizados, el tipo de soporte a utilizar y el tiempo oportuno de la colocación de este soporte, se dan también recomendaciones sobre la incidencia de la orientación de los sistemas de fracturas en la inestabilidad de las labores.

4.14. RELACIONES ENTRE ÍNDICES DE CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS Q, RMR Y GSI

En la actualidad no existe aún una relación exacta que correlacione los valores numéricos de las diferentes clasificaciones existentes, debido a que estas, así como, tienen parámetros similares también tienen parámetros diferentes, sin embargo, a continuación se dan las relaciones más utilizadas, indicando correcciones que se deben tomar en cuenta para una correcta correlación entre ellas:

- $RMR = 9 \ln Q + 44.$
- $G.S.I. = RMR (seco) - 5.$

En base a estas relaciones de condiciones hipotéticas se han elaborado los ábacos correspondientes del G.S.I. con los índices RMR y Q indicados en el cuadro N° 02 (ver

en anexo N° 02), mencionando que en el G.S.I. no se está considerando los parámetros tensionales ($SRF = 1$) ni los parámetros hidrogeológicos ($J_w = 0$, o condiciones secas = 15), ni tampoco la corrección por orientación de fracturas (se asume valor de corrección = -5).

De acuerdo a lo indicado en el párrafo anterior, si por ejemplo, un macizo rocoso, Muy fracturado / Regular (MF / R) que según los ábacos correspondería a un índice $Q = 3$ y a un índice $RMR = 50$, en condiciones de pequeña cobertura ($SRF = 2.5$), el verdadero valor del índice Q sería $3 / 2.5 = 1.2$, el RMR continuaría igual ya que no se incluye en su valuación el parámetro de condiciones tensionales.

Si el mismo macizo rocoso (MF / R) $Q = 3$ y $RMR = 50$ se encuentran en condiciones húmedas con flujos de 10 a 15 litros / minuto con diaclasas limpias, los valores de Q corregido serían $(3 \times 0.66) = 1.98$ y de $RMR (50 - 8) = 42$.

Si se presentaran ambas condiciones en el macizo rocoso (MF / R) el Q corregido sería $(3 / 2.5 \times 0.66) = 0.79$ y el $RMR (50 - 8) = 42$, correspondiendo a un G.S.I. efectivo equivalente a IF / R o MF / P.

Con respecto a la corrección por orientación de discontinuidades, considerada en el sistema RMR y no en los sistemas Q y G.S.I., se aplica el criterio de colocar empernado sistemático en las paredes que presenten sistemas de fracturas subparalelas y subverticales al eje de la labor, siempre y cuando ocurra lajamiento, o pernos sistemáticos en el techo cuando las fracturas son sub-horizontales para evitar caída de rocas. Asimismo se aplicaran estos soportes en los tramos de curva de las rampas cuando se presenten sistemas de fracturas tangenciales.

4.15. EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DE LA RAMPA MIRKO (PROGRESIVA 0+350 – 0+550)

La mencionada rampa tiene una sección tipo baúl de 4.0 m. de ancho y 4.50 m. de altura con una pendiente de -12%, atravesándose lo largo de su excavación unidades litológicas consistentes en intercalaciones de margas grises, rojizas, areniscas y conglomerados. Esta rampa tendrá una vida útil mayor de 10 años por lo que el sostenimiento tendrá carácter de permanente.

La evaluación se realiza siguiendo los pasos (a, b y c), y tomando el tipo de soporte y tiempo de colocación recomendado para las aberturas mayores de 3.0 m. el mapeo geomecánico se realiza tomando en cuenta íntegramente la sección o utilizando el sistema de arco rebatido que sería un poco más completo pero más lento.

Parámetro de estructuras

- Progresiva 0+350 a 0+385 : 10 frac/m. (F)
- Progresiva 0+385 a 0+400 : 15 frac/m. (MF)
- Progresiva 0+400 a 0+500 : 8 frac/m. (F)
- Progresiva 0+500 a 0+535 : 14 frac/m. (MF)
- Progresiva 0+535 a 0+550 : 22 frac/m. (IF)

Parámetro de condiciones

- Progresiva 0+350 a 0+385 : se rompe con dos golpes (R)
- Progresiva 0+385 a 0+400 : se rompe con un golpe (R)
- Progresiva 0+400 a 0+500 : se rompe con dos golpes (R)
- Progresiva 0+500 a 0+535 : se rompe con dos golpes (R)
- Progresiva 0+535 a 0+550 : se rompe con un golpe (R)

Clasificación geomecánica

- Progresiva 0+350 a 0+385 : GSI (F/R) RMR (55-65) Q (5 - 12)
- Progresiva 0+385 a 0+400 : GSI (MF/R) RMR (45-55) Q (1 - 5)
- Progresiva 0+400 a 0+500 : GSI (F/R) RMR (55-65) Q (5 - 12)
- Progresiva 0+500 a 0+535 : GSI (MF/R) RMR (45-55) Q (1 - 5)
- Progresiva 0+535 a 0+550 : GSI (IF/R) RMR (35-45) Q (0.4-1.0)

Tipo de soporte y tiempo de colocación (abertura mayor de 3.0 m.)

- Progresiva 0+350 a 0+385 : **A** sin soporte o perno ocasional 1 años
- Progresiva 0+385 a 0+400 : **B** ps / 1.5 m. Malla ocasional 15 días
- Progresiva 0+400 a 0+500 : **A** sin soporte o perno ocasional 1 años
- Progresiva 0+500 a 0+535 : **B** ps / 1.5m. Malla ocasional 15 días
- Progresiva 0+535 a 0+550 : **D** ps / 1.0 m. sh / sf de 5.0 cms 2 días

Mapeo geomecánico (ver plano N° 08 en anexo)

- Progresiva 0+350 a 0+385 : color amarillo.
 - Progresiva 0+385 a 0+400 : color verde.
 - Progresiva 0+500 a 0+535 : color verde.
 - Progresiva 0+535 a 0+550 : color negro.
-
- En el plano se incluyen secciones transversales con los colores indicados de acuerdo al tipo de soporte y la distribución de los pernos.
 - Se complementa la información del plano incluyendo la leyenda y las notas que se crea conveniente.

4.16. PRUEBA DE HIPÓTESIS

Prueba de normalidad del Factor de Seguridad Vs Esfuerzo.

Formulación de las hipótesis Nula (H0) y Alternativa (H1)

H0: La distribución de la variable Factor de Seguridad Vs Esfuerzo no difiere de la distribución normal.

H0: $p \geq 0,050$

H1: La distribución de la variable Factor de Seguridad Vs Esfuerzo difiere de la distribución normal.

H1: $p < 0,050$

Tabla 4.3. Prueba de normalidad de la variable Factor de Seguridad Vs Esfuerzo

	Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.
Esfuerzo Sigma	0,925	8	0,468
F.S. Software	0,966	8	0,862
F.S.Mina	.	8	.

“Conclusión: Como el nivel de significancia asintótica bilateral obtenido (0,468 y 0,862) es mayor al nivel de significación ($\alpha=0,050$) entonces no se rechaza H0, es decir se acepta que: La distribución de la variable Factor de Seguridad Vs Esfuerzo no difiere de la distribución normal, por lo que se debe utilizar una prueba paramétrica en la comprobación de la hipótesis”.

a) **Pruebe la hipótesis de que el Factor de Seguridad medio poblacional aceptable en la mina es menor igual a 1,2 para una significancia $\alpha=0,05$**

Solución

Paso 1:

H_0 : El Factor de seguridad medio poblacional para asegurar el sosteniente del macizo rocoso con el uso del software en la mina es menor igual a 1,2

(Si el p-valor $\geq 0,05$)

$H_0: \mu \leq 1,2$

H_1 : El Factor de seguridad poblacional para asegurar el sosteniente del macizo rocoso en la mina es mayor de 1,2 puntos (Si el p-valor $< 0,05$)

$H_1: \mu > 1,2$

Paso 2: $\alpha = 0,05$

Paso 3: Se utiliza la prueba t de Student para una muestra, ya que los datos del pos-test provienen de una distribución normal.

Paso 4: Regla de decisión

Se rechaza H_0 si el p-valor $< 0,050$

Tabla 4.4. Estadísticos de prueba

Estadísticas para una muestra				
	N	Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio
Software	8	1,3800	0,34797	0,12303

Tabla 4.5. Prueba de hipótesis

Valor de prueba = 1.2						
	t	gl	Sig. (bilateral)	Diferencia de medias	95% de intervalo de confianza de la diferencia	
					Inferior	Superior
Software	-0,488	7	0,641	-0,06000	-0,3509	0,2309

“Para un 95% de confianza se rechaza H_0 , es decir se acepta que: **El Factor de seguridad poblacional para asegurar el sosteniente del macizo rocoso en la mina debe ser mayor de 1,2.**”

CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

5.1. APLICACIÓN DE SHOTCRETE Y PERNOS HYDROBOLT EN EL SOSTENIMIENTO DEL TAJEO

5.1.1. Shotcrete

“Concreto lanzado (shotcrete) es el nombre genérico del concreto cuyos materiales componentes son: cemento, agregados, agua, aditivos y elementos de refuerzo, los cuales son aplicados neumáticamente y compactados dinámicamente a alta velocidad sobre una superficie.

La tecnología del shotcrete comprende los procesos de mezcla seca y de mezcla húmeda. En el proceso de mezcla seca, los componentes del shotcrete seco o ligeramente pre-humedecidos, son alimentados a una tolva con agitación continua. El aire comprimido es introducido a través de un tambor giratorio o caja de alimentación para transportar los materiales en un flujo continuo hacia la manguera de suministro. El agua es adicionada a la mezcla en la boquilla”.

“En el proceso de mezcla húmeda, los componentes del shotcrete y el agua son mezclados antes de la entrega a una unidad de bombeo de desplazamiento positivo, la cual luego suministra la mezcla hidráulicamente hacia la boquilla, donde es añadido el aire para proyectar el material sobre la superficie rocosa”.

“El producto final de los procesos de shotcrete ya sea seco o húmedo es similar. El sistema de mezcla seca tiende a ser más utilizado en la minería subterránea, debido a que generalmente usa equipos pequeños y compactos, los mismos que pueden ser movilizadas en forma relativamente fácil en la mina. El sistema de mezcla húmeda es ideal para aplicaciones de alta producción, como en piques profundos o labores de avance de gran longitud y donde los accesos permiten operar al equipo de aplicación de

shotcrete sobre una base más o menos continua. Las decisiones para usar procesos de shotcrete seco o húmedo, son usualmente adoptadas para cada sitio en particular”.

Adecuadamente aplicado, el shotcrete es un material de construcción estructuralmente sólido y durable, con buenas características de adhesión con la roca y alta resistencia. Estas propiedades favorables se consiguen con buenas especificaciones y materiales, preparación adecuada de la superficie, buenas prácticas de mezclado, aplicación del shotcrete y supervisión.

“El agua de la mezcla debe ser limpia y libre de sustancias que puedan dañar al concreto o al acero. Se recomienda agua potable, en caso contrario el agua debe ser ensayada, de tal manera de asegurar que la resistencia de los cubos de mortero sea como mínimo el 90% de la resistencia de cubos de mortero hechos con agua destilada. El agua de curado deberá estar libre de sustancias que puedan dañar el concreto”.

“Se usan aditivos para mejorar las propiedades del shotcrete, éstos pueden ser: los acelerantes de fragua, que no deberán ser usados en más del 2% en peso del cemento; los reductores de agua; y los retardantes. Recientemente se ha introducido la microsíllica como un añadido cementante, ésta es una puzolana extremadamente fina que utilizada en cantidades del 8 al 13% por peso del cemento, permite duplicar y hasta triplicar la resistencia del shotcrete, además reduce el rebote, mejora la adhesión a la superficie de la roca y permite colocar agua y aditivos”.

5.1.2. Propiedades del shotcrete

a) Aspecto

Superficie natural del hormigón proyectado es rugosa. Esta rugosidad depende sobre todo del tamaño del árido grueso utilizado y de la técnica de proyección, o sea del operador.

b) Coloración

Sobre todo en la vía seca, donde las variaciones dependen de la distribución del agua en la superficie, y sobre todo cuando se utilizan acelerantes o cuando se ejecuta el tratamiento en varias fases.

c) Adherencia

“La adherencia está en función a condiciones en que la roca sea sólida, limpia y exenta de partes sueltas. La mezcla choca a la superficie del terreno a una velocidad elevada, y sella las irregularidades, las fisuras y los poros con la ayuda de las partículas más finas. A la vez, sobre el soporte se forma una fina capa de pasta de cemento, a la cual se incrustan los granos de áridos gruesos, efectuándose un puente o arco de adherencia. Su resistencia al desprendimiento viene dada por la variación de la naturaleza de la superficie de aplicación. Se admite que la adherencia del shotcrete con la roca permite la absorción de los esfuerzos de flexión el cual se mejora con la adición de fibras. La unión del shotcrete con la roca debe ser lo más fuerte para evitar el proceso de aflojamiento y descompresión”.

d) Porosidad

“El hormigón proyectado generalmente contiene más cantidad de áridos finos y más cantidad de cemento que el hormigón tradicional; por lo que, la porosidad es menor; además, la relación agua/cemento es menor y la compacidad alta, se crean poros bajo forma de inclusiones de aire que no se comunican entre si. Las porosidades son creadas por el aire encerrado durante el proceso de la operación”.

e) Densidad aparente

“Varían entre 2.0 a 2.5kg/dm³ que dependen del contenido del cemento y la porosidad. La experiencia demuestra que densidades menores a 2.2 Kg/dm³, conducen a la obtención de resistencias menores a 250 Kg./cm², mientras que densidades superiores a 2.25 kg/dm³ permiten obtener resistencias superiores a 250 Kg./cm²”.

f) Resistencia a la compresión

“En la mayor de las veces es ligeramente inferior a la de un hormigón normal de granulometría 30mm, debido a la finura del hormigón proyectado”.

“Como dato estándar alcanza resistencias a compresión no inferiores a 300 kg/cm² a los 28 días. Sin embargo, una característica fundamental del hormigón proyectado es la evolución de resistencias con el tiempo a causa de su contenido elevado de cemento, 500 kg/cm² a los 12 meses y 600 kg/cm² a los 4 años. Algunas veces se a reportado hasta 700 kg/cm²”.

Por el uso de acelerantes de fragua se puede conseguir altos valores de resistencia inicial. Así, se puede tener la progresión de resistencias en base a mezcla de concreto prevista para obtener a la compresión de 28 días.

g) Resistencia a tracción

Varía entre 20 - 30 kg/cm² a los 28 días y 30 - 55 kg/cm² a los 3 años. Esta resistencia mejora con la utilización de la fibra.

h) Permeabilidad

En el caso del hormigón proyectado alcanza valores entre 10-25x10⁻¹⁰ m/s que es inferior al de un hormigón normal que es de 50x10⁻¹⁰ m/s.

La relación agua/cemento para el concreto lanzado esta comprendida entre 0.35 a 0.5 por peso, que es más baja que la mayoría de los valores para las mezclas convencionales.

La contracción por secado depende de las proporciones de mezclas empleadas, pero se encuentran entre 0.06 - 0.10%.

5.1.3. Materiales componentes del shotcrete y sus proporciones en la mezcla

El cemento que se utiliza normalmente es el Pórtland Estándar Tipo I.

Los agregados combinados deben presentar una de las gradaciones mostradas en la tabla 5.1. Como regla práctica, los agregados más grandes no deberían ser más de 16 mm. La experiencia ha mostrado que con agregados de más de 16 mm se incrementa drásticamente el rebote, aproximadamente el 60-70 % de los agregados sobre 8 mm están contenidos en el rebote. Por otro lado, debe haber suficiente cantidad de finos, menores de 0.2 mm, para formar una capa inicial sobre la superficie de la roca.

La práctica y experiencia indica que las proporciones más adecuadas son:

- Cemento 2°%
- Para mezcla seca 320 – 460 kg/m (menos para shotcrete grueso y más para el fino)
- Agregados gruesos 15% al 20%.
- Agregados finos 60% al 65%.

- Relación agua cemento (mezcla seca): 0.30 – 0.50
- Relación agua cemento (mezcla húmeda): 0.40 – 0.55
- "En mezclas húmedas el contenido de agua usualmente produce un slump de más de 50 mm.
- Cuando los slumps son mayores de 150 - 175 mm, se pierde la cohesión y los agregados gruesos tienden a separarse. El slump recomendado es de 38 a 75 mm".
- Con las relaciones agua-cemento indicadas, se logran resistencias de 20 - 31MPa a 20 días. En mezclas secas pueden sobrepasar los 21MPa.
- "La acción conjunta del shotcrete y la roca, impide que éstos se deformen independientemente".
- La interacción induce la formación de un esfuerzo radial de confinamiento, que controla las deformaciones y que aplicado sobre la periferia de la excavación, ayuda a la formación de un arco de sustentación".
- El shotcrete mantiene el entrabe de las posibles cuñas o bloques rocosos, sellando las discontinuidades o grietas producidas por la voladura.
- Evita la alteración de minerales inestables presentes en el macizo rocoso excavado, por efecto del intemperismo.
- Cuando cumplen las especificaciones de la norma ASTM C33, con las gradaciones que se dan en la siguiente tabla.

Tabla 5.1. Límites de gradación para agregados combinados

MALLA	Porcentaje de peso que pasa		
	Gradación N° 1	Gradación N° 2	Gradación N° 3
$\frac{3}{4}$ " (19 mm)	-	-	100
$\frac{1}{2}$ " (12 mm)	-	100	80 -95
$\frac{3}{8}$ " (10 mm)	100	90 - 100	70 -90
N° 4 (4.75 mm)	95 - 100	70 - 85	50 -70
N° 8 (2.4 mm)	80 - 100	50 - 70	35 -55
N° 16 (1.2 mm)	50 - 85	35 - 55	20 -40
N° 30 (600 Um)	25 - 60	20 - 35	10 -30
N° 50 (300 Um)	10 - 30	8 - 20	5 - 17
N° 100 (150 Um)	2 – 10	2 - 10	2 -10

- La Gradación N° 1 puede ser utilizada para shotcrete de agregado fino.
- El uso de la Gradación N° 3 exige una buena graduación granulométrica entre agregados gruesos y finos para evitar la segregación.

5.1.4. Dosificación

- La proporción aproximada del cemento con relación a los agregados debe estar en la relación de 1:4 a 1:5 sobre la base de pesos secos, para agregados que cuentan con gravedad específica de 2.5 +/- 0.05.
- La proporción de aditivos será según las pruebas que se realicen, teniendo como base a las especificaciones del fabricante, previa verificación de geomecánica.

a) Shotcrete vía seca.

- Los componentes del shotcrete vía seca pueden ser ligeramente pre-humedecidos, son alimentados a una tolva con agitación continua.
- El aire comprimido es introducido a través de un tambor giratorio o caja de alimentación para transportar los materiales en un flujo continuo hacia la manguera de suministro. El agua es adicionado a la mezcla en la tobera o boquilla.
- La Gunita, un nombre patentado para el mortero rociado seco, usado a principios de 1990, actualmente no se usa, ya que el término 'shotcrete' se ha generalizado (ver fotos en el anexo N° 03).

Dosificación de Shotcrete Vía Seca.

- Shotcrete para 21 Mpa con fibra: (Para una humedad de 5%)
- | INSUMO | CANTIDAD |
|------------------------|-------------|
| Cemento | 400.00 Kg. |
| Arena | 1,775.00 Kg |
| Fibra metálica | 20.00 Kg. |
| Aditivo (Sigunit L-22) | 3.00Gl. |
| Agua | 164.20Lt |

b) Shotcrete vía húmeda

En este caso los componentes del shotcrete y el agua son mezclados (usualmente en un mezclador montado) antes de la entrega a una unidad de bombeo de desplazamiento

positivo, el cual luego suministra la mezcla hidráulicamente hacia la boquilla, donde es añadido el aire para proyectar el material sobre la superficie rocosa, actualmente el equipo proyector es robotizado.

- **Diseño de vía húmeda**

Los diseños de mezclas se realizaron en base a condiciones del concreto fresco para un asentamiento de 5” y en estado endurecido obtener una resistencia a la compresión de 100kg/cm² a las 24 horas y 450Kg/cm² a los 28 días, lo cual se logró con un contenido de cemento de 435 Kg/m³, una relación agua/cemento de 0.37, utilizando microsílíce en un porcentaje de 8% de la cantidad de cemento.

Dosificación de vía húmeda/m³.

- ❖ **Shotcrete de 21 Mpa con fibra**

Insumo	Cantidad
• Cemento	: 360.00 kg
• Arena	: 1670.00 kg
• Rheomac SF 100	: 19.98 kg
• Rheobuild 1000	: 4.18 Lt
• Delvo	: 1.73 Lt
• Meyco S.A 160	: 18.47 Lt
• Fibra S-152 HPP	: 5.00 kg
• Agua	: 159.59 Lt

- ❖ **Shotcrete de 30 Mpa con fibra**

Insumo	Cantidad
• Cemento	: 415.00 kg
• Arena	: 1560.00 kg
• Rheomac SF 100	: 24.41 kg
• Rheobuild 1000	: 4.83 Lt
• Delvo	: 2.00 Lt
• Meyco S.A 160	: 21.36 Lt
• Fibra S-152 HPP	: 6.00 kg
• Agua	: 184.55 Lt

c) Aplicación de shotcrete

El método de concreto lanzado requiere añadir aditivos acelerantes de fragua en la boquilla los cuales reducen el asentamiento en el momento de proyección pasando de un estado plástico a un estado pastoso todo esto mientras la mezcla de concreto está aún en el aire de manera que el concreto se adhiera en la superficie cuando aumenta el espesor de la capa; el uso de acelerante de fragua posibilita la eficaz colocación de concreto en superficies verticales y en la bóveda. El rápido fraguado de la mezcla de concreto permite que el shotcrete funcione como soporte inicial en zonas donde la roca se encuentre perturbada debido a las diferentes técnicas de excavación que se utilice y por propia naturaleza de la formación de la roca, su aplicación es indispensable en las labores de preparación y desarrollo principalmente en los tajeos.

El shotcreteo se efectúa con equipos robotizados a control remoto siendo el rendimiento horario de 8m^3 , todas las labores de secciones mayores de $3\text{m} \times 3\text{m}$ es sostenido por estos equipos y las labores menores de sección de $3\text{m} \times 3\text{m}$ es por medio mecánico con Alivas los equipos robotizados son los que dan mayor seguridad al personal por lo que se opera a control remoto.

5.2. PRINCIPIOS DE ACCIÓN DEL SHOTCRETE APLICADO A EXCAVACIONES ROCOSAS

1. La acción conjunta del shotcrete y la roca producen una fuerza tangencial en la interface, impidiendo que la roca y el shotcrete se deformen independientemente.
2. La interacción induce a la formación de un esfuerzo radial de confinamiento, que controla las deformaciones y que aplicado sobre la periferia de la excavación, ayuda a la formación de un arco de sustentación.
3. El shotcrete mantiene el entrabe de las posibles cuñas o bloques rocosos, sellando las discontinuidades o grietas producidas por la voladura.
4. Evita la alteración de minerales inestables presentes en el macizo rocoso excavado, por efecto del intemperismo.

5.2.1. Técnicas de aplicación del shotcrete

- El movimiento circular de la boquilla permite un menor rebote de la mezcla, obteniendo un trabajo correcto.

- En los casos de que exista presencia de agua de infiltración en las paredes de la labor, se debe previamente realizar una perforación en la zona para poder canalizar el agua mediante un tubo o trozo de manguera el cual no permitirá que el agua fluya por las paredes de la superficie de aplicación lavándola.
- La aplicación sobre rocas meteorizadas, en rocas con descomposición superficial al contacto del aire o la humedad es complicada y no se adhiere y en especial a la tierra, para esto se recomienda el complemento los pernos.
- El espesor de capas aplicadas en el techo no deberá sobrepasar los 2 a 3cm mientras que podría alcanzar hasta 10cm en piso y de 4 a 5cm en los hastiales en una etapa inicial.
- No se debe aplicar shotcrete sobre aluminio porque puede presentarse una corrosión electrolítica.
- En el acero galvanizado, el shotcrete no se adhiere.

5.2.2. Comparación de los procesos seco y húmedo

a) Mezcla seca

1. El control instantáneo sobre el agua y la consistencia de la mezcla en la boquilla, presenta variadas condiciones de campo.
2. Se adecua mejor para la colocación de mezclas que contienen agregados ligeros, materiales refractarios y shotcrete que requiere propiedades tempranas de resistencia.
3. Es posible su transporte a distancias más largas.
4. Las características de colocación inicial y final son mejores con mínimo desmonte y mayor flexibilidad en la colocación.
5. Es capaz de producir resistencias más altas.

b) Mezcla húmeda

1. El agua es controlado en el equipo de shotcreteo y puede ser medida con precisión.
2. Se asegura mejor la mezcla del agua con los otros ingredientes.
3. Acompañan a la operación menos polvo y pérdida de cemento.
4. Normalmente tiene menor rebote, lo cual resulta en menor material de desmonte
5. Es capaz de generar mayores volúmenes de producción.

5.3. APLICACIÓN DEL PERNO HYDRABOLT

“Actualmente hay disponibles diferentes tipos de pernos de roca. Varios tipos de pernos muestran solo diferencias menores en su diseño y son básicamente variedades de un mismo concepto. Según las técnicas de anclaje que se utilizan, podemos agruparlos de la siguiente manera: pernos anclados mecánicamente, pernos de varillas cementados o con resina y pernos anclados por fricción. Aquí presentamos los pernos representativos de cada grupo, que son los más utilizados en la industria minera. Para el caso de los pernos cementados o con resina consideramos a las varillas de fierro corrugadas y las barras helicoidales, para el caso de los pernos anclados por fricción consideramos a los split sets y los swlle”x

También es un perno de anclaje por fricción, pero en este caso la resistencia friccional al deslizamiento se combina con el ajuste, es decir, el mecanismo de anclaje es por fricción y por ajuste mecánico, el cual funciona como un anclaje repartido.

El perno Hydrobolt está formado por un tubo de diámetro original de 41mm y puede tener de 0.9 a 2.7m de longitud o más (en piezas conectables), el cual es plegado durante su fabricación para crear una unidad de 25 a 28mm de diámetro.

Éste es insertado en un taladro de 32 a 39mm de diámetro. No se requiere ninguna fuerza de empuje durante su inserción. La varilla es activada por inyección de agua a alta presión (aproximadamente 30 MPa ó 300 bar) al interior del tubo plegado, el cual infla al mismo y lo pone en contacto con las paredes del taladro, adaptándose a las irregularidades de la superficie del taladro, así se consigue el anclaje.

5.3.1. Descripción del perno hydrabolt

- Tubo de acero expandido
- Placa con domo, Taladro.
- Tubo SWELLEX plegado
- Tubo SWELLEX instalado

Constituyen un sistema alternativo a los split sets, pero de mejor rendimiento en terreno de menor calidad, para el refuerzo temporal.

“Debido a la existencia de distintos tipos de hidrobolt, cubren un amplio rango de aplicación desde rocas duras a suaves y en terrenos muy fracturados”.

“Tienen buena respuesta a los efectos cortantes de la roca. En roca dura, 0.5m. De longitud del perno, proporciona una resistencia a la tracción igual a su carga de rotura. Dada su gran flexibilidad, éstos pueden instalarse en longitudes de hasta 3 veces la altura de la labor”.

Es de instalación sencilla y rápida, el efecto de refuerzo es inmediato y está provisto de arandelas para colocar la malla en cualquier momento.

El principal problema es la corrosión, aunque las nuevas versiones vienen cubiertas con una capa elástica protectora o son de acero inoxidable. Son más costosos que los split sets.

5.3.2. Mecanismo de anclaje del hydrabolt.

Una vez perforado el taladro, se introduce el tubo en la boquilla del brazo de instalación por el casquillo de inflado. Luego se introduce el tubo en el taladro.

Hecho esto, mediante la bomba se aplica agua a alta presión para inflar el tubo, proceso que dura unos pocos segundos. Cuando la presión del agua llega a 30 MPa, la bomba se para automáticamente, quedando el hidrobolt expandido en toda su longitud dentro del taladro. Debido al proceso de inflado, la longitud del perno se reduce por contracción, lo cual produce un empuje de la placa de reparto contra la roca con una tensión axial de 20 KN.

5.3.3. Métodos de control.

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

a) Control en la instalación de los pernos hydrabolt.

Verificar las condiciones de seguridad previas a la instalación, asegurando que el área presente buen desatado de las rocas sueltas y ventilación adecuada.

Si durante el desatado, la caída de fragmentos rocosos fuera continua, se debe asegurar el techo con malla, sujeta con puntales o gatas, de otro modo colocar una capa de shotcrete de 2" de espesor. Se debe señalar la ubicación adecuada de los pernos a colocar.

Prever todos los materiales, equipos y herramientas que se deberán utilizar para la instalación de los pernos, verificando su estado, calidad y cantidad adecuada, así como los requerimientos de aire y agua que sean necesarios.

Perforar los taladros con el diámetro, longitud, orientación y distribución adecuados, limpiando los mismos antes de colocar los pernos.

b) Control de calidad después de la instalación

El control de calidad de reforzamiento con pernos de roca debe estar orientado a lo siguiente:

- Verificación de la orientación de los pernos.
- Verificación de la presión de las platinas.
- Verificación de la capacidad de anclaje de los pernos mediante pruebas de arranque, utilizando un ensayador de pernos con diferentes cabezales según el tipo de perno.
- Verificación del comportamiento de la masa rocosa de la excavación reforzada con pernos, mediante observaciones visuales o mediciones de convergencia.

Nunca dejar un taladro perforado sin haber colocado de inmediato el perno. Similar al desatado, instalar los pernos comenzando de la zona ya sostenida o bien desatada, avanzando en el sostenimiento hacia la zona por sostener.

"En lo posible, los pernos deben ser colocados perpendicularmente a la superficie del contorno de la excavación, tratando de que éstos amarren a los bloques rocosos.

No se deben instalar los pernos alineados en forma paralela a las discontinuidades o en las discontinuidades, porque éstos perderán su eficacia. El personal encargado de la instalación de los pernos debe estar bien entrenado y capacitado.

c) Características del perno hydrabolt

- Colocación : excelente.
- Capacidad : 10 Tn.
- Diámetro Original : 41mm.
- Diámetro Perforación : 32 - 38mm.
- Presión inflada : 25 Mpa.
- Garantía anclaje : muy buena.
- Eficacia : inmediata.
- Aplicaciones : roca y suelos.

5.4. SIMULACIÓN

5.4.1. Importación del modelo en AutoCAD al software Phase2

“El software Phase2 también tiene la capacidad de realizar el modelamiento de una excavación, pero sus funciones son limitadas. Por lo que, recurrimos a importar el modelo de la excavación (en formato dxf) hacia nuestro software Phase2”.

5.4.2. Configuración del software phase2 para el estudio geomecánico

Necesitamos definir cuántas etapas va a tener nuestra excavación, de similar manera definir si el análisis será en un plano 2D o 3D y demás particularidades para un buen desarrollo de nuestro proyecto.

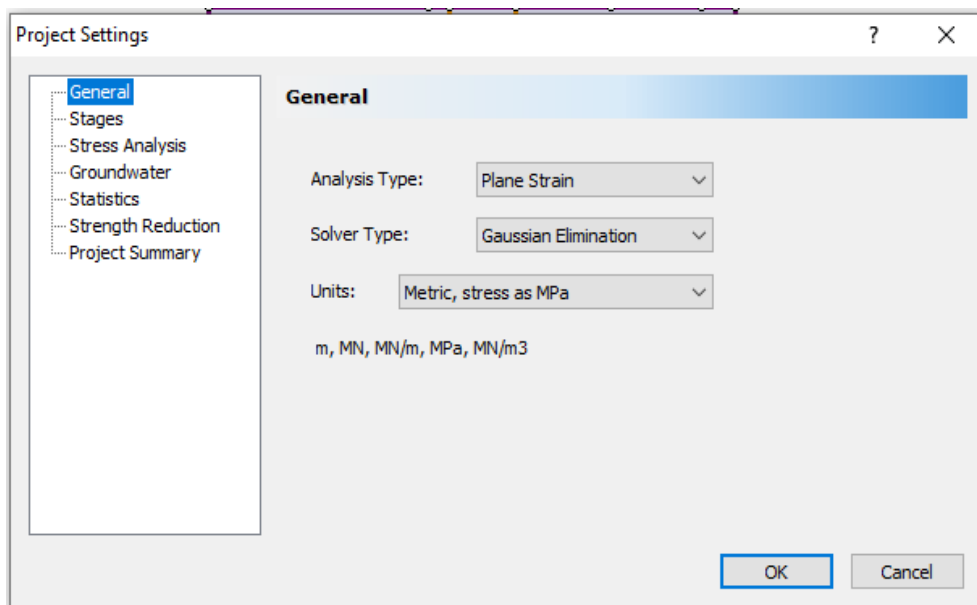


Figura 5.1. Ajustes generales del proyecto

Fuente: Software Phase2

5.4.3. Configuración de los esfuerzos de campo

Vamos al menú, buscamos la opción “Loading” y seleccionamos “Field Stress”. Se desplegará una ventana en donde ingresaremos los datos proporcionados para esta excavación.

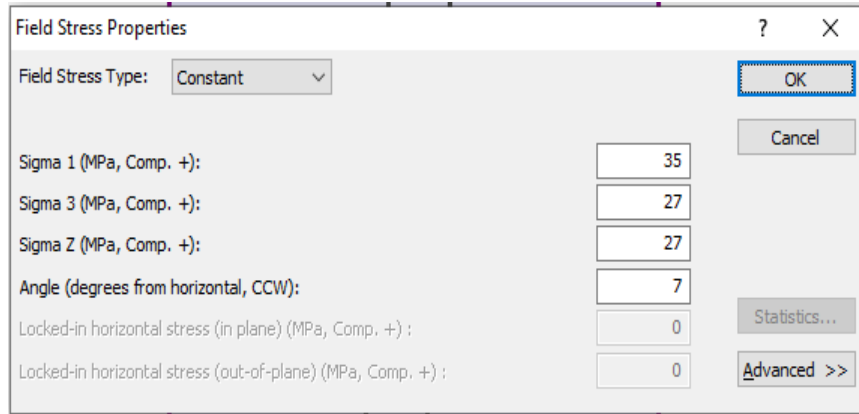


Figura 5.2. Propiedades del campo de tensión

Fuente: Software Phase2

5.4.4. Configuración de los materiales que conforman la zona de la investigación

“Para definir los materiales que conforman la zona de investigación de nuestra excavación, haremos lo siguiente: En el menú superior ubicamos la opción “Properties” y luego seleccionamos “Define material” y se desplegará una ventana en donde añadiremos los materiales que definirán nuestra zona de estudio. Los tipos de materiales son los siguientes: Pared colgante, pared pendiente, roca mineral y relleno hidráulico. Por lo tanto, ingresaremos todos los datos proporcionados para estos materiales”

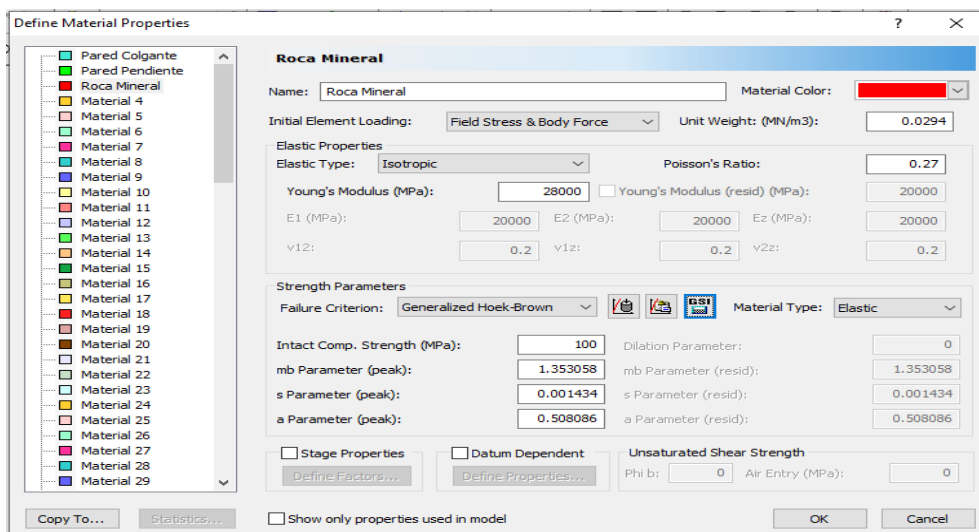


Figura 5.3. Propiedades de la roca mineral

Fuente: Software Phase2

5.4.5. Generación de la malla

“Configuraremos las restricciones de movimiento para nuestra investigación. Para esto, ubicaremos en el menú la opción Mesh y luego seleccionaremos la opción Mesh Setup. Para nuestra investigación seleccionamos una malla graduada de 3 nodos, los demás datos los dejamos por defecto; discretizamos y damos en click en Mesh y finalmente OK”.

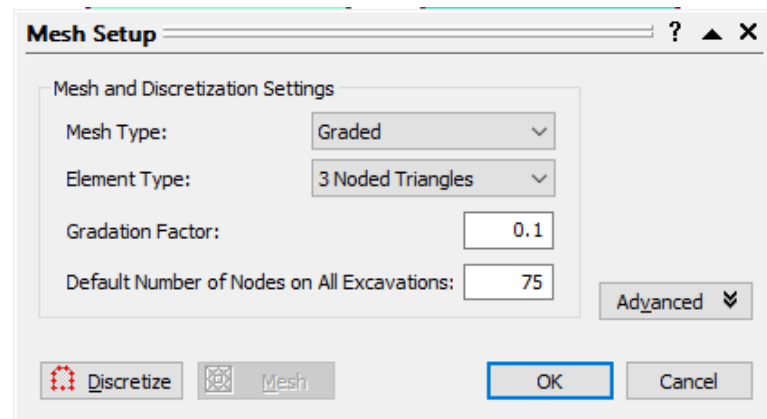


Figura 5.4. Configuración de la malla

Fuente: Software Phase2

Vemos que ya la malla se ha aplicado a nuestro modelo y es de forma graduada; es decir, la densidad de los elementos finitos en la zona de la excavación es mayor.

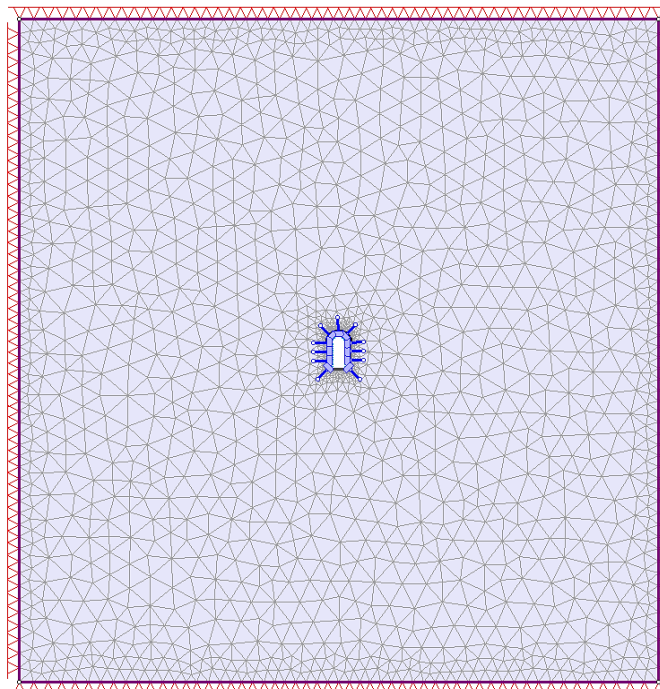


Figura 5.5. Modelo con malla triangular graduada

Fuente: Software Phase2

A. Sigma 1

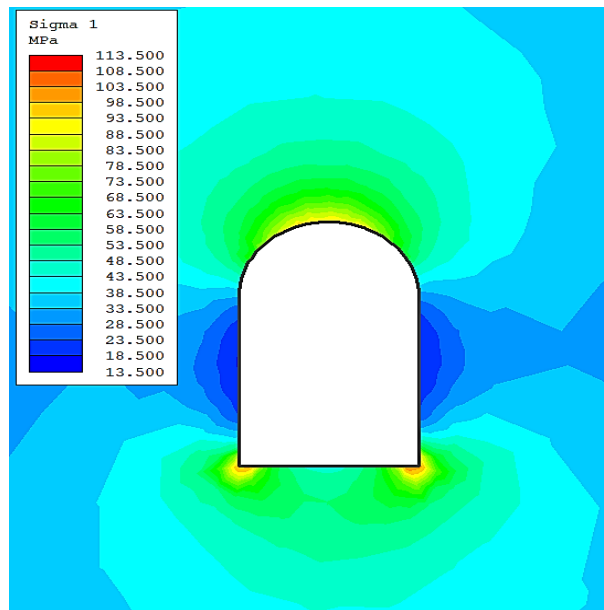


Figura 5.6. Sigma 1, simulación sin sostenimiento

Fuente: Software Phase2

“Observamos en la gráfica proporcionada por el software que existe una concentración de esfuerzos en la parte superior, es decir, en la corona de la labor; así como también en la parte inferior de la sección (piso), lo cual se verá reflejado en la gráfica del factor de seguridad”.

B. Factor de Seguridad

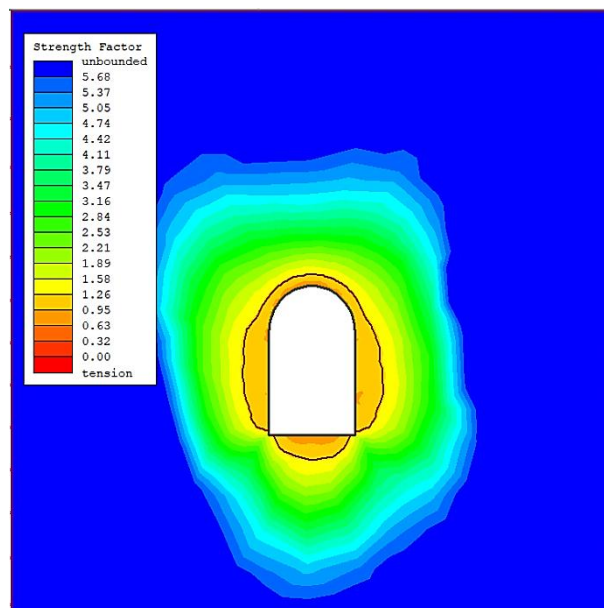


Figura 5.7. Factor de seguridad, simulación sin sostenimiento

Fuente: Software Phase2

“Como podemos ver en la figura de la simulación en la labor de nuestro análisis, toda la sección de la labor se ve afectada por los esfuerzos del macizo rocoso. La línea que resalta de color marrón, enmarca la zona plástica de la excavación de acuerdo al factor de diseño considerado por la mina, siendo el F.S.=1.2”.

5.5. SIMULACIÓN DE ESFUERZOS Y DEFORMACIONES CON PERNOS HYDRABOLT Y SHOTCRETE

A. Sigma 1

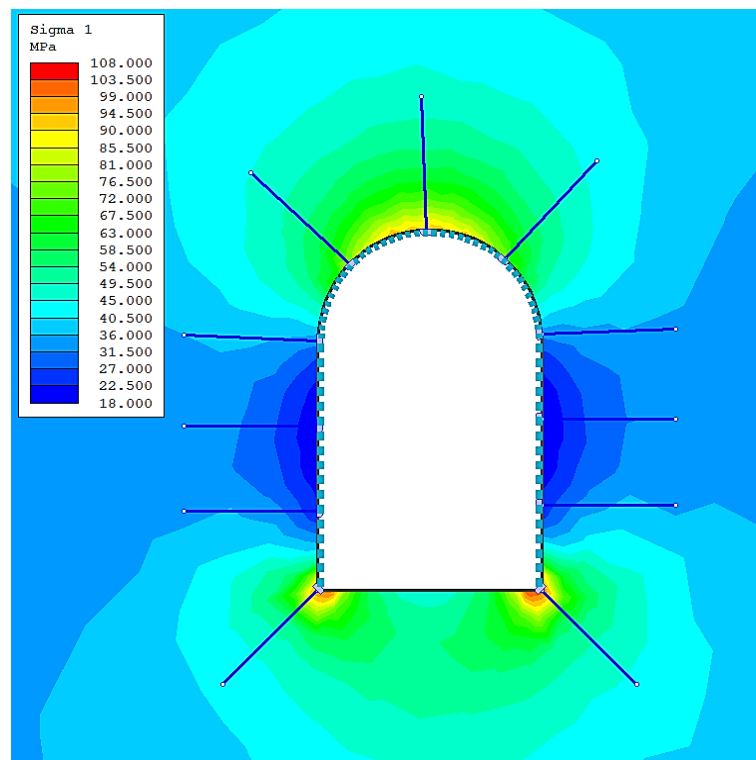


Figura 5.8. Sigma 1, simulación con sostenimiento

Fuente: Software Phase2

“Observamos en la figura que el Sigma 1, analizado en este punto de la labor, posee una menor concentración de esfuerzos en comparación a la labor sin ningún tipo de sostenimiento, esto debido a la acción de los pernos y shotcrete aplicados”.

B. Factor de seguridad

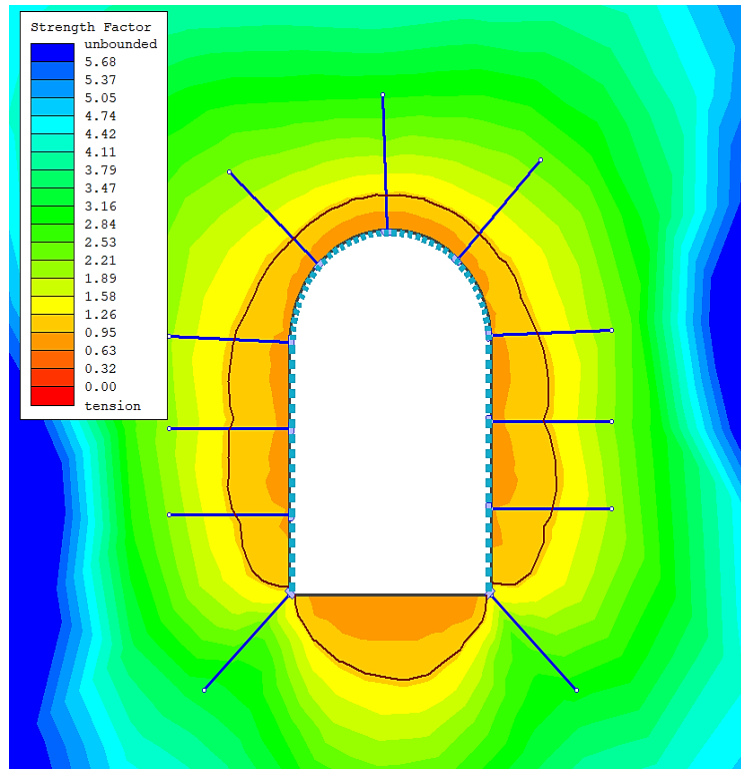


Figura 5.9. Factor de seguridad, simulación con sostenimiento

Fuente: Software Phase2

“Como podemos observar en la figura que analiza los factores de carga, vemos la zona de plasticidad delimitada con una línea de color marrón, los pernos hydrabolt que se utilizan para el sostenimiento deben de sobrepasar esta zona de plasticidad para que el trabajo que realizan sea óptimo”.

“También vemos que la intensidad en la coloración del contorno de la labor se torna menor en comparación a la labor sin sostenimiento, esto debido a la aplicación del shotcrete (línea entrecortada celeste) + Pernos Hydrabolt (líneas azules)”.

CONCLUSIONES

- En concordancia con el objetivo general de la investigación, que busco explicar de manera se determinará la caracterización geomecánica para el análisis del shotcrete e hydrabolt en el sostenimiento de tajeos de Chungar mina Animón, 2022, es posible indicar que a través de las herramientas de logeo y mapeo geomecanico se han determinado las características del macizo rocoso circundante a las labores de interés, obteniendo como principales resultados: Progressiva 0+350 a 0+385 GSI (F/R) RMR (55-65) Q (5 - 12), Progressiva 0+385 a 0+400 GSI (MF/R) RMR (45-55) Q (1 – 5), Progressiva 0+400 a 0+500 GSI (F/R) RMR (55-65) Q (5 - 12) Progressiva 0+500 a 0+535, GSI (MF/R) RMR (45-55) Q (1 – 5), Progressiva 0+535 a 0+550 GSI (IF/R) RMR (35-45) Q (0.4-1.0).
- En concordancia con el objetivo específico número uno, se realizó la caracterización geomecánica de la mina Animón a travez de mampeos y loguos geomecanicos los cuales fueron a su vez verificados a travez de ensayos a la roca los cuales nos brindaron parámetros tales como:

Zona mineralizada

◆ Peso unitario.	(W)	= 3.8 Ton/m ³
◆ Resistencia a la compresión simple	(σc)	= 50 MPa.
◆ Resistencia a la tracción	(σt)	= 6.0 MPa.
◆ Angulo de fricción interna	(φ)	= 27°
◆ Cohesión	(c)	= 165 kPa
◆ Módulo de Young	(E)	= 8,000 MPa
◆ Relación de Poison	(ν)	= 0.25

Lutitas y margas grises

◆ Peso unitario.	(W)	= 2.5 Ton/m ³
◆ Resistencia a la compresión simple	(σc)	= 30 MPa.

◆ Resistencia a la tracción	(σ_t)	= 3.6 MPa.
◆ Angulo de fricción interna	(ϕ)	= 22°
◆ Cohesión	(c)	= 100 kPa
◆ Módulo de Young	(E)	= 3,000 MPa
◆ Relación de Poison	(ν)	= 0.3

Calizas y margas rojizas

◆ Peso unitario.	(W)	= 2.7 Ton/m ³
◆ Resistencia a la compresión simple	(σ_c)	= 60 MPa.
◆ Resistencia a la tracción	(σ_t)	= 7.2 MPa.
◆ Angulo de fricción interna	(ϕ)	= 30°
◆ Cohesión	(c)	= 150 kPa
◆ Módulo de Young	(E)	= 18,000 MPa
◆ Relación de Poison	(ν)	= 0.25

Areniscas y conglomerados

◆ Peso unitario.	(W)	= 2.7 Ton/m ³
◆ Resistencia a la compresión simple	(σ_c)	= 120 MPa.
◆ Resistencia a la tracción	(σ_t)	= 14.4 MPa.
◆ Angulo de fricción interna	(ϕ)	= 35°
◆ Cohesión	(c)	= 180 kPa
◆ Módulo de Young	(E)	= 35,000 MPa
◆ Relación de Poison	(ν)	= 0.25

Rocas ígneas

◆ Peso unitario.	(W)	= 2.7 Ton/m ³
◆ Resistencia a la compresión simple	(σ_c)	= 120 MPa.
◆ Resistencia a la tracción	(σ_t)	= 14.4 MPa.
◆ Angulo de fricción interna	(ϕ)	= 35°
◆ Cohesión	(c)	= 180 kPa
◆ Módulo de Young	(E)	= 35,000 MPa
◆ Relación de Poison	(ν)	= 0.25

- Con respecto al objetivo específico número dos, se identificó que el comportamiento geomecánico de la mina Animón, en una etapa inicial presentaba

inestabilidad en las labores, con la presente investigación, se han propuesto mejoras a nivel de estabilidad por medio de la aplicación de shotcrete y pernos Hydrabolt.

- En respuesta al objetivo específico número tres, los pernos hydrabolt y el shotcrete en el sostenimiento de la mina Animón, han resultado eficientes ya que como se aprecia en la figura 17 los factores de carga, al aplicar los pernos hydrabolt y el shotcrete sobrepasan la zona de plasticidad para que el trabajo que realizan sea óptimo. También vemos que la intensidad en la coloración del contorno de la labor se torna menor en comparación a la labor sin sostenimiento, esto debido a la aplicación del shotcrete (línea entrecortada celeste) + Pernos Hydrabolt (líneas azules).

RECOMENDACIONES

- Para la determinación de los parámetros de las rocas, es recomendable establecer un laboratorio dedicado para que los datos sean más precisos en el momento de la estimación.
- A medida que se recopila más información geomecánica de los afloramientos rocosos en el área de estudio para determinar la zonificación geomecánica del túnel (medición de discontinuidad), el porcentaje de tipo de aplastamiento a lo largo del túnel es el grado de la roca y está asociado con el tipo de relación de tensión.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Álvarez, G. (2008) Inventario de reservas, informe técnico departamento de geología.
- Bustillo, M. (1997) Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras. Entorno Gráfico S.L Madrid.
- Córdova, D. (2011) Mecánica de rocas para minería y obras civiles Curso de Actualización. UNI. Lima.
- De La Sota, G. (1999) Diseño geomecánico de los sistemas de refuerzo en roca. UMSM. Lima - Perú.
- Hoek and Brown (1990) Excavaciones subterráneas en roca. Editorial Mc Graw Hill. New York.
- Instituto Tecnológico (1997) Manual de evaluación técnico –Geominero de España económico de proyectos mineros de Inversión. Madrid.
- Llanque, E. (1995) Explotación subterránea, métodos y casos prácticos. Universidad Nacional del Altiplano Puno.
- López, J. (2000) Diseño de minas y proyectos mineros. España – UPM segunda edición. Madrid.
- Manual de Estándares Método de minado corte Relleno y PETS. (2002) Ascendente Animón Volcán departamento de ingeniería y planeamiento.
- Osinergmin (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Perú.
- Ramírez, P., y Alejano L. (2004). Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes. Madrid, España.
- Rivas, L. (2001) Túneles y Obras Subterráneas. Sika S.A. Primera edición. Madrid.
- Sánchez, P. (2018) Evaluación geomecánica para el dimensionamiento de tajos en el sistema de explotación por taladros largos en la unidad minera ANTUCA Cori Puno S.A. Universidad Nacional del Altiplano, Puno – Perú.
- Soto, A. (2016) Diseño de sostenimiento en el túnel Wayrasencca – Ollachea. Universidad Nacional del Altiplano, Puno – Perú.
- Tom Melbye. Shotcrete para soporte de roca. (2005) Master Builders Technologies MBT. Primera edición suiza.
- Zorrilla, A. (2015) La seguridad en el sostenimiento con criterios geomecánicos en la excavación subterránea de la central hidroeléctrica Cerro del Águila. Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo – Perú.



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

“Año del Fortalecimiento de la Soberanía Nacional”

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

CONSTANCIA N° 056-2022-FIMGC

El que suscribe; responsable verificador de originalidad de trabajos de tesis de pregrado en segunda instancia para las **Escuelas Profesionales** de la **Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil**; en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N° 039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación de la UNSCH y Resolución Decanal N° 158-2021-FIMGC-UNSCH-D, deja constancia que Sr./Srta.

Apellidos y Nombres : VEGA ARONES, Jhimy Antony
Escuela Profesional : INGENIERÍA DE MINAS
Título de la Tesis : “CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA PARA LA APLICACIÓN DE PERNOS HYDRABOLT Y SHOTCRETE EN EL SOSTENIMIENTO DE LABORES MINA ANIMON, 2022”
Evaluación de la Originalidad : 29 % Índice de Similitud
Identificador de la entrega : 1882213978

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

Ayacucho, 15 de agosto del 2022

Firmado digitalmente
por LEZAMA
CUELLAR CHRISTIAN

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Verificador de Originalidad de Trabajos de Tesis de Pregrado
de la FIMGC

Con depósito para Sustentación y Tramite de Titulo

“CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA PARA LA APLICACIÓN DE PERNOS HYDRABOLT Y SHOTCRETE EN EL SOSTENIMIENTO DE LABORES MINA ANIMON, 2022”

por Jhimy Antony Vega Arones

Fecha de entrega: 14-ago-2022 12:11a.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 1882213978

Nombre del archivo: Tesis_VEGA_ARONES_JHIMY_ANTONY_EPIM.pdf (2.35M)

Total de palabras: 25358

Total de caracteres: 143378

"CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA PARA LA APLICACIÓN DE PERNOS HYDRABOLT Y SHOTCRETE EN EL SOSTENIMIENTO DE LABORES MINA ANIMON, 2022"

INFORME DE ORIGINALIDAD

29%

INDICE DE SIMILITUD

26%

FUENTES DE INTERNET

0%

PUBLICACIONES

16%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	5%
2	vsip.info Fuente de Internet	3%
3	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	2%
4	cybertesis.uni.edu.pe Fuente de Internet	2%
5	repositorio.unasam.edu.pe Fuente de Internet	2%
6	safety.pe Fuente de Internet	2%
7	repositorio.undac.edu.pe Fuente de Internet	1%
8	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	1%

9	repositorio.unamba.edu.pe Fuente de Internet	1 %
10	www.scribd.com Fuente de Internet	1 %
11	tesis.pucp.edu.pe Fuente de Internet	1 %
12	repositorio.uap.edu.pe Fuente de Internet	1 %
13	repositorio.unsa.edu.pe Fuente de Internet	1 %
14	hdl.handle.net Fuente de Internet	1 %
15	idoc.pub Fuente de Internet	1 %
16	Repositorio.Unsa.Edu.Pe Fuente de Internet	1 %
17	edoc.pub Fuente de Internet	<1 %
18	Submitted to Universidad Continental Trabajo del estudiante	<1 %
19	1library.co Fuente de Internet	<1 %
20	Submitted to Universidad Cesar Vallejo Trabajo del estudiante	<1 %

21	www.slideshare.net Fuente de Internet	<1 %
22	vdocuments.es Fuente de Internet	<1 %
23	qdoc.tips Fuente de Internet	<1 %
24	transparencia.mtc.gob.pe Fuente de Internet	<1 %
25	cybertesis.unmsm.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
26	www.coursehero.com Fuente de Internet	<1 %
27	mafiadoc.com Fuente de Internet	<1 %
28	www.buenastareas.com Fuente de Internet	<1 %
29	repositorio.unc.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
30	www.doccity.com Fuente de Internet	<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo