

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**EVALUACIÓN TÉCNICO – ECONÓMICO PARA LA APLICACIÓN
DEL SHOTCRETE E HYDRABOLT EN TAJEOS DE CHUNGAR
MINA ANIMON,2022.**

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

PRESENTADO POR:

Bach: NELSON ORE CURO

ASESOR:

Ing, JOHNNY HENRRY CCATAMAYO BARRIOS

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° 042-2022-FIMGC

En la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal N° 179-2022-FIMGC-D**, siendo los catorce días del mes de julio del 2022, a horas 9:00 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 **Mg. Ing. Roberto Juan GUTIÉRREZ PALOMINO**, Jurado el **Dr. Ing. Víctor Félix FLORES MORENO** Jurado Asesor el **MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS** y secretario del proceso el **Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**, con el objetivo de recepcionar la sustentación de la tesis denominada “**EVALUACIÓN TÉCNICO ECONÓMICO PARA LA APLICACIÓN DEL SHOTCRETE E HYDRABOLT EN TAJEOS DE CHUNGAR MINA ANIMON, 2022**”, sustentado por el Señor **Nelson ORE CURO**, 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. Ing. Efraín Elías**
Porras Flores
Fecha: 2022.07.18
08:32:47 -09'00'

Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES
Presidente



Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga
Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

Mg. Ing. Roberto Juan Gutiérrez Palomino

Firmado
digitalmente por
ROBERTO JUAN
GUTIERREZ
PALOMINO

Mg. Ing. Roberto Juan GUTIÉRREZ PALOMINO
Jurado



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

Dr. Ing. Víctor F. Flores Moreno

Dr. Ing. Víctor Félix FLORES MORENO
Jurado



Ccatamayo

Firmado digitalmente
por **Mg. Ing.**
Ccatamayo Barrios
Johnny Henry
Fecha: 2022.07.14
10:52:28 -05'00'

MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS
Jurado - Asesor

Firmado
digitalmente por
LEZAMA CUELLAR
CHRISTIAN

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Secretario del Proceso

c.c.:
Bach. Nelson ORE CURO
Jurados (4)
Archivo

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



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° 039-2022-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 : ORE CURO, Nelson
Escuela Profesional : INGENIERÍA DE MINAS
Título de la Tesis : EVALUACIÓN TÉCNICO – ECONÓMICO PARA LA APLICACIÓN DEL SHOTCRETE E HYDRABOLT EN TAJEOS DE CHUNGAR MINA ANIMON, 2022.
Evaluación de la Originalidad : 27 % Índice de Similitud
Identificador de la entrega : 1869060118

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, 11 de julio 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

(X) Con depósito para Sustentación y Tramite de Titulo

tesis

Por Nelson ore curo

Fecha de entrega: 23-jun-2022 04:28p.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 1861982529

Nombre del archivo: TESIS_54_SHOTCRETE_E_HYDRABOLT_Nelson_Ore_Curo_22-06-2022.docx (555.76K)

Total de palabras: 19507

Total de caracteres: 105262

tesis

INFORME DE ORIGINALIDAD

27%

INDICE DE SIMILITUD

26%

FUENTES DE INTERNET

0%

PUBLICACIONES

15%

TRABAJOS DEL
ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	repositorio.undac.edu.pe Fuente de Internet	2%
2	kupdf.net Fuente de Internet	2%
3	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	2%
4	cybertesis.uni.edu.pe Fuente de Internet	2%
5	cybertesis.unmsm.edu.pe Fuente de Internet	2%
6	repositorio.unsa.edu.pe Fuente de Internet	2%
7	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	2%
8	vsip.info Fuente de Internet	1%
9	tesis.pucp.edu.pe Fuente de Internet	

		1 %
10	repositorio.unamba.edu.pe Fuente de Internet	1 %
11	safety.pe Fuente de Internet	1 %
12	docslide.net Fuente de Internet	1 %
13	repositorio.uap.edu.pe Fuente de Internet	1 %
14	edoc.pub Fuente de Internet	1 %
15	www.clubensayos.com Fuente de Internet	1 %
16	idoc.pub Fuente de Internet	1 %
17	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	1 %
18	www.unsch.edu.pe Fuente de Internet	1 %
19	qdoc.tips Fuente de Internet	1 %
20	pt.scribd.com Fuente de Internet	<1 %

21	docplayer.es Fuente de Internet	<1 %
22	www.scribd.com Fuente de Internet	<1 %
23	repositorio.unasam.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
24	www.authorstream.com Fuente de Internet	<1 %
25	www.slideshare.net Fuente de Internet	<1 %
26	ribuni.uni.edu.ni Fuente de Internet	<1 %
27	repositorio.unh.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
28	Submitted to Pontificia Universidad Catolica del Peru Trabajo del estudiante	<1 %
29	documents.mx Fuente de Internet	<1 %
30	hdl.handle.net Fuente de Internet	<1 %
31	repositorio.unid.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
32	dspace.ups.edu.ec	

Fuente de Internet

<1 %

33

1library.co

Fuente de Internet

<1 %

34

mafiadoc.com

Fuente de Internet

<1 %

35

www.buenastareas.com

Fuente de Internet

<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo

DEDICATORIA

Quiero expresar mi gratitud a Dios, a mi familia y por su apoyo emocional y económico en todo momento. Asimismo, por ser mi fuente de inspiración para lograr esta meta.

AGRADECIMIENTO

A mis queridos docentes de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga (UNSCH), quienes me brindaron los conocimientos y criterios necesarios para realizar trabajos en la industria minera.

A la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la UNSCH por haberme transmitido los conocimientos, experiencias y orientación vocacional para mi formación profesional como Ingeniero de Minas.

A la compañía minera Animón por haberme permitido realizar dentro de sus ambientes este trabajo de investigación.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tuvo por objetivo explicar de qué manera influye la evaluación técnica – económica para la aplicación del shotcrete e hydrabolt en tajeos de Chungar mina Animón, 2022. Para ello, se empleó una metodología aplicativa de nivel explicativo, con un diseño experimental de tipo cuasiexperimental. Así, se obtuvo las siguientes conclusiones: El método de explotación aplicado en la explotación de la mina Animón es el “Corte y relleno ascendente mecanizado”. El comportamiento geomecánico se encuentra dentro del índice GSI MF/R - R en la misma estructura y en las cajas MF/P – MP. El tipo de sostenimiento a aplicarse en los tajeos de la mina Animón es shotcrete y pernos hydrabolt por lo que es adecuado y rápido que cualquier otro tipo de sostenimiento que se conoce. Y la inversión requerida para el proyecto de sostenimiento es de US \$16'508,222.0, que será autofinanciada por la empresa con recursos provenientes de la venta de concentrados.

Palabras claves: evaluación técnico- económico, sostenimiento, shotcrete e hydrabolt.

ABSTRAC

The objective of this research work was to explain how the technical-economic evaluation influences the application of shotcrete and hydrabolt in stopes at Chungar, Animón mine, 2022. For this, an explanatory-level application methodology was used, with an experimental design. quasi-experimental type. Thus, the following conclusions were obtained: The exploitation method applied in the exploitation of the Animón mine is the "Mechanized ascending cut and fill". The geomechanical behavior is within the GSI MF/R - R index in the same structure and in the MF/P – MP boxes. The type of support to be applied in the Animón mine stopes is shotcrete and hydrabolt bolts, which is why it is adequate and quicker than any other known type of support. And the investment required for the support project is US \$16,508,222.0, which will be self-financed by the company with resources from the sale of concentrates.

Key words: Technical-economic evaluation, support, shotcrete and hydrabolt.

ÍNDICE

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTO	iii
RESUMEN	iv
ABSTRAC.....	v
Índice de tablas	xi
Índice de figuras	xii
Introducción.....	1
Capítulo I.....	3
Planteamiento del Problema	3
1.1. Descripción de la realidad problemática	3
1.2. Formulación del problema	4
1.2.1. Problema General	4
1.2.2. Problemas Específicos	4
1.3. Objetivos	5
1.3.1. Objetivo General.....	5
1.3.2. Objetivos Específicos	5
1.4. Justificación.....	5
1.5. Importancia.....	5

1.6.	Hipótesis.....	6
1.6.1.	Hipótesis General.....	6
1.6.2.	Hipótesis Específico	6
1.7.	Variables e Indicadores	6
1.7.1.	Variable Dependiente	6
1.7.2.	Variable Independiente	7
	Capítulo II.....	8
	Marco Teórico	8
2.1.	Datos de la Unidad Minera.....	8
2.1.1.	Ubicación y Acceso	8
2.1.2.	Clima y Vegetación	9
2.1.3.	Geología.....	9
2.2.	Antecedentes de la Investigación	27
2.3.	Bases Teóricas.....	29
2.3.1.	Shotcrete (concreto lanzado).....	29
2.3.2.	Pernos Hydrabolt	33
2.3.3.	Evaluación financiera	34
2.4.	Definiciones conceptuales.....	36
	Capítulo III	37
	Metodología de la investigación.....	37

3.1.	Tipo de Investigación	37
3.2.	Nivel de Investigación.....	37
3.3.	Diseño.....	38
3.4.	Población.....	38
3.5.	Muestra.....	38
3.6.	Muestreo.....	38
3.7.	Metodología de trabajo.....	38
3.8.	Unidad de análisis	39
3.9.	Técnicas e Instrumentos de recolección de datos.....	39
Capítulo IV		40
Recolección de datos y procedimiento experimental		40
4.1.	Estudio técnico-económico para la aplicación del shotcrete y pernos hydrabolt en los tajeos.	40
4.1.1.	Mapeo geomecánico subterráneo.....	40
4.1.2.	Modelo geológico y geomecánico	42
4.1.3.	Sistemas de evaluación geomecánico aplicado a tajeos	42
4.1.4.	Clasificación geomecánica galería 885 veta Maria Rosa nivel 390. ...	46
4.1.5.	Índice de Resistencia Geológica (GSI).....	53
4.1.6.	Relaciones entre los índices de clasificaciones geomecánicas Q, RMR Y GSI	59

4.2.Evaluación geomecánica de la rampa Mirko (progresiva 0+350 – 0+550).....	60
4.3.Aplicación de shotcrete y pernos hydrobolt en el sostenimiento del tajeo.....	62
4.3.1. Shotcrete.	62
4.3.2. Propiedades del shotcrete.....	64
4.3.3. Materiales componentes del shotcrete y sus proporciones en la mezcla	67
4.3.4. Dosificación.	69
4.3.5. Aplicación de shotcrete.....	72
4.3.6. Principios de acción del shotcrete aplicado a excavaciones rocosas ...	73
4.3.7. Técnicas de aplicación del shotcrete.....	73
4.3.8. Comparación de los procesos seco y húmedo.	74
4.3.9. Equipos de vía húmeda – características.	75
4.4.Aplicación del perno hydrabolt	75
4.4.1. Descripción del perno hydrabolt.....	76
4.4.2. Mecanismo de anclaje del hydrabolt	77
4.4.3. Métodos de control	77
4.4.4. Características del perno hydrabolt.....	79
4.4.5. Costo de perno hydrabolt.....	79

4.5.Malla eslabonada o tejida a metálica.....	82
Capítulo V	85
Análisis de Resultados.....	85
5.1.Evaluación económico financiero para el sostenimiento del tajeos de explotación	85
5.1.1. Costo de producción	85
5.1.2. Vida de la mina	86
5.1.3. Depreciación de activos	86
5.1.4. Valor de la producción.....	86
5.1.5. Inversiones	86
5.1.6. Financiamiento.....	88
5.1.7. Estados financieros	89
5.1.8. Tasa interna de retorno (TIR).	91
5.1.9. Periodo de retorno.....	92
5.1.10. Comentarios de la evaluación económica.....	93
Conclusiones.....	97
Recomendaciones	99
Referencia bibliográfica	100

Índice de tablas

Tabla 1. Valores del RQD y condición de roca.....	43
Tabla 2. Rango de variación de parámetros.	45
Tabla 3. Para roca fractura y alterada.	46
Tabla 4. Para zona mineralizada.	48
Tabla 5. Clasificación geomecánica: Crucero 912NW Nivel 465.....	50
Tabla 6. Galería 945W Nivel 465.....	51
Tabla 7. Límites de Gradación para Agregados Combinados.....	69
Tabla 8. Costo de perno de 8' y 6'.	79
Tabla 9. Sostenimiento.	87
Tabla 10. Equipos de sostenimiento.....	87
Tabla 11. Resumen de inversiones.	88
Tabla 12. Cuadro de amortización de préstamo.	88
Tabla 13. Estado de ganancias y pérdidas.	89
Tabla 14. Para una tasa de 100%.....	92
Tabla 15. Periodo de retorno.	93

Índice de figuras

Figura 1. Secuencia Estratigráfica	13
Figura 2. Botón-indicador de carga.	34
Figura 3. Botón de indicador e incorrecta instalación.	34

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. Los cuerpos se ubican en la intersección de las vetas con los horizontes de chert y conglomerados, las vetas son rellenos de fracturas cimoidales”. 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 y económico, por lo que debe aplicarse en otros tajeos que presentan igual problema de sostenimiento.

Es así, que el trabajo para un adecuado estudio y presentación se ha estructurado en cinco capítulos que se describen a continuación:

El capítulo I se realiza la descripción problemática, se formulan los problemas generales y específicos, se plantean los objetivos y las justificaciones del proyecto.

El capítulo II hace una revisión literaria de los antecedentes referentes al tema a tratar, así mismo se detalla la conceptualización de los aspectos generales de los parámetros a utilizar en el desarrollo del proyecto.

El capítulo III explica los aspectos que involucran las metodologías utilizadas en el presente proyecto.

El capítulo IV muestran los procedimientos de cálculo para resolver las condiciones que requiere el proyecto.

El capítulo V muestra los resultados obtenidos.

Finalmente, en “Conclusiones y Recomendaciones” se reseñan las principales conclusiones y recomendaciones logradas en la presente tesis.

Capítulo I

Planteamiento del Problema

1.1. Descripción de la realidad problemática

En el Perú, la minería es una de las principales actividades económicas, y según el Ministerio de Energía y Minas, más del 45% de esta actividad es realizada bajo el método de explotación subterráneo. (Carhuancho, 2020). Asimismo “según estadísticas el 63% de accidentes mortales del 2019 se produjeron en minería subterránea y según el tipo de accidente la mayor cantidad de víctimas mortales ocurrieron por el desprendimiento de rocas, con un 22% del total” (Carhuancho, 2020, p. 16). Es por esta razón, que se debe brindar una especial atención al sostenimiento, que es un proceso unitario fundamental dentro de la minería subterránea, ya que con ello se busca brindar seguridad a los trabajadores y maquinarias durante las explotaciones mineras.

Es así, que la mina Animón también práctica la explotación subterránea y durante ese proceso se ha detectado problemas en la estabilidad del tajeo lo que constituye un peligro para el 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.

El shotcrete y los pernos hydrabolt, son dos de los instrumentos que se emplean para sostener el macizo rocoso, siendo dos alternativas considerados por la mina Animón, para que puedan sostener las vetas durante la explotación correspondiente. Es por ello, que el presente estudio se ejecuta con la finalidad de realizar una evaluación económica y técnica de la aplicación del shotcrete y los pernos hydrabolt, considerando que las empresas mineras también trabajan en función de ganancias económicas y la rentabilidad de la explotación minera.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema General

¿De qué manera influye evaluación técnica – económico para la aplicación del shotcrete e hydrabolt en tajeos de Chungar mina Animón, 2022?

1.2.2. Problemas Específicos

PE1. ¿Cuál es el método de explotación empleado por la mina Animón?

PE2. ¿Cuál es el comportamiento geomecánico de la mina Animón?

PE3. ¿Cuáles son los tipos de sostenimiento empleados en los tajeos de la mina Animón?

PE4. ¿Cuánto es la inversión requerida para el proyecto de sostenimiento en la mina Animón?

1.3.Objetivos

1.3.1. *Objetivo General*

Explicar de qué manera influye la evaluación técnica – económica para la aplicación del shotcrete e hydrabolt en tajeos de Chungar mina Animón, 2022.

1.3.2. *Objetivos Específicos*

OE1. Determinar el método de explotación empleado por la mina Animón.

OE2. Detallar el comportamiento geomecánico de la mina Animón.

OE3. Determinar los tipos de sostenimiento empleados en los tajeos de la mina Animón.

OE4. Determinar la inversión requerida para el proyecto de sostenimiento en la mina Animón.

1.4.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, con la finalidad de buscar la rentabilidad de la explotación y la seguridad de los trabajadores.

1.5.Importancia

La importancia de esta investigación radica en que propondrá el empleo del shotcrete y los pernos hydrabolt, que contribuirán en las ganancias de la empresa y los estándares de

seguridad. Asimismo, este trabajo servirá como fuente de referencia para otras investigaciones y proyectos semejantes.

1.6.Hipótesis

1.6.1. Hipótesis General

La evaluación técnica – económica influye de manera significativa en la aplicación del shotcrete e hydrabolt en tajeos de Chungar mina Animón, 2022.

1.6.2. Hipótesis Específico

HE1. El método de explotación de la mina Animón es el “Corte y relleno ascendente mecanizado”, y como parte de ello se realizará labores como rampas, cruceros, sub niveles, chimeneas y el tajeo.

HE2. El comportamiento geomecánico se encuentra dentro del índice GSI MF/R - R en la misma estructura y en las cajas MF/P – MP.

HE3. Los tipos de sostenimiento a aplicarse en los tajeos de la mina Animón son el shotcrete y los pernos hydrabolt.

HE4. La inversión requerida para el proyecto de sostenimiento es de aproximadamente US \$16’500,000.0.

1.7.VARIABLES e INDICADORES

1.7.1. Variable Dependiente

Aplicación del shotcrete e hydrabolt

Indicadores

Características del perno Hydrabolt

Colocación

Capacidad

Diámetro original

Diámetro de perforación

Presión inflada

Garantía de anclaje

Eficacia

Instalación del perno Hydrabolt

Costo del perno Hidrabolt

Técnicas de aplicación del Shotcrete

Componentes del Shotcrete

Dosificación del shotcrete

1.7.2. Variable Independiente

Evaluación técnica – económico

Indicadores

Método de explotación

Comportamiento geomecánico

Costos de producción

Capítulo II

Marco Teórico

2.1. Datos de la Unidad Minera

2.1.1. Ubicación y Acceso

“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
8'780,728	344,654

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.

2.1.2. 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”.

2.1.3. Geología

2.1.3.1. Geología regional.

Las Unidades lito-estratigráficas 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 pseudo estratificación sub horizontal 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, se adjunta el plano N° 02.

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 (Ver lámina N° 02).

El grupo Casapalca del cretácico superior-terciario inferior aflora en gran parte del área, esta constituido litologicamente por una alternancia de limolitas, areniscas y margas rojizas a gris verdosas, con algunos lechos de conglomerados polimígticos 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 (veta Principal, Marthita y prolongación de Andalucía).

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:

a. 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.

b. 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 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”.

c. 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.

2.1.3.2. Rocas ígneas.

a. Rocas Volcánicas.

En el sector oeste del área existen afloramientos de derrames lávicos y piroclastos de naturaleza dacíticas y riolíticas de color gris blanquecinos, presentan una pseudo estratificación (N 15° W), pertenecen al grupo Calipuy, estas se encuentran discordantes a rocas sedimentarias y carbonatadas de la formación Casapalca extendiéndose mas hacia el oeste (sector de Islay) y la divisoria de aguas de Antajirca (cerca al prospecto Don Miguel) .

b. Rocas Intrusivas.

Al este de la propiedad aflora un Stock intrusivo de composición cuarzo monzonítica, que está emplazado y corta a las rocas clásticas y carbonatada de la formación Casapalca, en afloramiento presenta una forma tabular con dirección paralela a la estratificación (N 10° a 20° W), este stock no ha originado ningún tipo de alteración en el contacto con las margas, areniscas y conglomerados aflorantes en el sector .

2.1.3.3. Geología estructural.

- 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 $N65^{\circ}E$ 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 .

- **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.

- **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.

2.1.3.4. 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 .

En el distrito minero se distinguen dos formaciones bien marcadas: Formación Inferior y Formación Superior.

- Formación inferior.

Está conformado por tres unidades:

a. Unidad Inferior.

Está constituida por margas y areniscas se ubica en la parte central y más profunda del anticlinal de Huarón su grosor debe sobrepasar los 800 mts.

b. Unidad Media.

Aflora en el flanco este del anticlinal y es continuo por varios kilómetros con un grosor de 485 mts. Se distinguen los siguientes horizontes:

Horizonte Base: Conformada por el conglomerado Bernabé que es un “metalotecto” importante de la región con un grosor de 40 metros y esta constituido por clastos de cuarcita de 10 cm. de diámetro y matriz arenosa.

Horizonte Central: Constituido por areniscas y margas rojas tiene una potencia de 420 metros.

Horizonte Techo: Metalotecto” calcáreo chertico de Sevilla y Córdoba de color violáceo y gris claro, masivo, lacustrino con un grosor de 25 metros.

c. Unidad Superior.

En la base tiene 5 niveles de conglomerados que juntos alcanzan un grosor de 80 metros. Sus sedimentos son detríticos provenientes de la erosión de la Unidad media; se tienen grandes bloques de chert “redepositados”, sigue una secuencia de areniscas moradas y niveles calcáreos. En total esta unidad tiene un grosor de 300 metros.

- Formación superior (serie abigarrada).

Tiene un grosor de 800 metros, es la única masa rocosa presente en ambos flancos del anticlinal. En el flanco Este es poco silicificada, se inicia con conglomerados gruesos favorables para la mineralización, es otro de los “metalotectos” importantes de la región conocida como “Conglomerado San Pedro” se tiene clastos grandes de cuarcita y caliza estos últimos son fácilmente reemplazados por sulfuros. El Conglomerado San Pedro tiene un

grosor de 20 a 50m, luego se tiene una alternancia de areniscas con detritos volcánicos, conglomerados intermedios, arcosas, areniscas conglomeraditas, areniscas y niveles calcáreos chérticos de 30 metros y areniscas margosas. Esta “serie abigarrada” se encuentra mayormente en la zona de Quimacocha.

2.1.3.5. Geología económica.

- 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 mas o menos 600 metros por debajo de la superficie que se confirmará con la ejecución de sondajes diamantinos en el nivel 310 .

- **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 Vetas: 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 (S_2Fe,Cu) y tetraedrita $\{Sb_4S_{13}(Cu,Fe,Zn,Ag)_{12}\}$ que son los minerales que aportan Zn, Pb, Cu, y Ag. Como ganga se presenta principalmente calcita (CO_3Ca), cuarzo (SiO_2), rodocrosita (CO_3Mg), baritina (SO_4Ba) y algo de pirita (S_2Fe).

- **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 instruyen 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 .

- **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.

a. **Hidrotermal.**

El primer ciclo de mineralización está asociada a una alteración zonada de las rocas: Alteración sílico-potásico muy cerca de las Vetas y una alteración propolítica en la periferia. El segundo ciclo de mineralización está asociada a una alteración argílica y silicificación con epidotización.

El tercer ciclo de mineralización está asociada a una alteración argilica avanzada a pervasiva.

2.1.3.6. Estructuras mineralizadas.

- **Tipos de estructuras**

Los tipos de estructuras del distrito están constituidos por vetas, bolsonadas ó cuerpos mineralizados y por vetas-manto.

a. Estructuras Vetiformes.

Las vetas son las fracturas preliminares que han sido rellenadas con minerales de Fe, Cu, Zn, Pb y Ag. Las vetas que afloran en todo el distrito son más de 50; pero los más importantes que han sido proyectados y desarrollados en Animón son alrededor de 4 y en Huarón alrededor de 25. Estos depósitos contienen el mayor volumen de la mineralización económica del distrito. La amplitud de los desarrollos horizontales en cada una de las estructuras va desde unas pocas centenas de metros en las vetas de menor importancia como la Veta Nor Este y con 300 metros hasta 1,800 en las Vetas de mayor importancia como: La Veta Principal y Precaución, en general estos depósitos son parcialmente conocidos desde superficie hasta profundidad de 550 metros en Huarón y en Animón hasta 330 metros (Nv 270). La potencia de las Vetas varía desde unas decenas de centímetros hasta 8 a 10 metros. La Veta Principal en el nivel 270 tiene una potencia de 3.20 mts. Las Vetas Este-Oeste tienen buzamientos entre 75° a 90°, las Vetas al cruzar los diques monzoníticos tienden a ramificarse y al ingresar a los conglomerados reemplazan a clastos calcáreos. Muy pocas Vetas han sido disturbadas por fallamiento post-mineral transversal ó concordante, la fuerte alteración hidrotermal de las cajas caolinización y silicificación está relacionada al primer y segundo ciclo de mineralización .

b. Columnas Metalíferas.

Tal vez esfuerzos compresivos formadores del anticlinal de Huarón han actuado de manera diferente de Este-Oeste y viceversa en Animón, con un mayor relajamiento ó movimientos distensivos hacia el Oeste coayudados por la reapertura de fracturas pre existentes. Esto dio lugar a una gran ramificación de grietas y su posterior mineralización en las “mal llamadas” Vetas Luz, Marleny y Zoraida.

c. Cuerpos Mineralizados.

Los cuerpos mineralizados se ubican en la parte Este y Oeste del anticlinal y se han formado en el área de intersección de las Vetas E-W con el conglomerado Bernabé y con el chert Córdova en la zona Este y con el conglomerado San Pedro en la zona de Quimacocha. Estos cuerpos mineralizados tienen contornos horizontales irregulares y elongados en dirección Norte-Sur. La mineralización en los conglomerados se presenta diseminada y reemplazamiento de la matriz calcárea.

d. Vetas Manto

Son estructuras mineralizadas concordantes con la estratificación en el flanco oeste del anticlinal se han desarrollado 2 Vetas mantos en la zona de Huarón, San Narciso y Fastidiosa y en la zona de Quimacocha con cerca al pique del mismo nombre, se observan estratos calcáreos de 0.30m. de grosor con mineralización diseminada, estructuralmente para el caso de Huarón existen evidencias que se trata de fallas inversas que tienen orientación Norte-Sur y buzan 30° a 50° al oeste. En cuanto a su mineralogía es muy irregular y parece estar ligado a su cercanía ó lejanía de las Vetas Este-Oeste, la ganga es cuarzo rodocrosita y el mineral económico y las cajas están fuertemente laminados y triturados, tal como se observa en la galería del Nv 580 de Quimacocha .

2.1.3.7.Cubicación de reservas.

- Criterios de Cubicación

Las Reservas Minerales están constituidas por los bloques de mineral económicamente explotables en las categorías Probado y Probables que sean Accesibles y Eventualmente Accesibles, de acuerdo a estos conceptos se efecto la cubicación .

En cambio el Inventario de minerales es el conjunto discriminado de bloques de mineral Económico, Marginal y Submarginal; ya sean probadas, probables, pudiendo ser accesibles, eventualmente accesibles e inaccesibles y recursos inferidos .

2.2. Antecedentes de la Investigación

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.

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.

Carhuacho, 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.

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 “determinar la caracterización geomecánica de la masa rocosa para el análisis de pernos hydrabolt en el sostenimiento de labores subterráneas en la Compañía Minera Casapalca”. Para ello, se empleó una metodología aplicada y de nivel descriptivo. Concluyendo que 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.

2.3. Bases Teóricas

2.3.1. Shotcrete (concreto lanzado)

El concreto lanzado o shotcrete es un mortero o concreto transportado por algún medio ya sea vía húmeda o vía seca a través de una manguera y lanzado neumáticamente con una presión aproximada 8 bares contra una superficie (Carhuancho, 2020, p. 59). Es así, que la forma de aplicación del concreto lanzado genera que se adhiera a la superficie y se compacte.

2.3.1.1. Composición del shotcrete.

Los componentes del concreto lanzado están elaborados de acuerdo a las propiedades necesarias para el diseño, entre los elementos básicos se encuentran los siguientes:

Cemento: Este es un elemento fundamental del concreto lanzado y está relacionado con la trabajabilidad, resistencia, corrosión del esfuerzo y propiedades del concreto endurecido. Y el tipo de cemento que se emplea es del tipo portland. (Carhuancho, 2020)

Agua: Este elemento debe de estar libre de impurezas que puedan afectar la integridad del concreto. Así, siendo preferible el uso de agua potable.

Áridos: Son materiales que son naturales o producto del chancado de materiales, y pueden ser finos o gruesos. Ello dependerá del espesor del shotcrete requerido.

Aditivos: Son empleados para mejorar uno o más propiedades de la mezcla. Algunos de los más utilizados son: acelerantes, plastificantes, aditivo inhibidor de fragua, humo de sílice, fibras de refuerzo, fibras de acero, fibras sintéticas, etc.

2.3.1.2. Propiedades del shotcrete.

Las propiedades del concreto lanzado son las siguientes:

Densidad: Esta propiedad es un indicador de la calidad del shotcrete.

Resistencia a la compresión: Esta propiedad hace referencia a la resistencia de un material a una fuerza de aplastamiento aplicada axialmente. La resistencia a la compresión no confinada del hormigón endurecido es uno de los muchos indicadores de la calidad del hormigón (García y Ogaz como se citó en Ojeda, 2020, pp. 13-14).

Resistencia temprana: Esta propiedad es “la resistencia a edad temprana es la resistencia del hormigón proyectado requerida a edades menores a las especificadas para hormigones convencionales, normalmente a menos de un día” (García y Ogaz como se citó en Ojeda, 2020, p. 14). Siendo relevante en operaciones subterráneas, ya que garantiza la seguridad de los trabajadores y obtener un mejor rendimiento.

Resistencia a la flexión: Esta propiedad es la resistencia de un elemento sometido a momentos flectores (García y Ogaz como se citó en Ojeda, 2020, p. 14).

Durabilidad: Es la capacidad del hormigón proyectado para resistir las influencias agresivas dentro del entorno de servicio a que está expuesto. Las influencias agresivas pueden

incluir el clima, las temperaturas extremas, impacto y la abrasión” (**García y Ogaz como se citó en Ojeda, 2020, p. 14**)

Adherencia: Es la capacidad del hormigón para adherirse al macizo rocoso. García y Ogaz señala que la resistencia de la unión entre una capa de hormigón proyectado y un sustrato subyacente depende de muchas variables, incluyendo el tipo y la condición del sustrato (**como se citó Ojeda, 2020, p. 14**)

2.3.1.3. Funciones del shotcrete.

Entre las funciones del shotcrete se encuentran la regularización de la excavación (el shotcrete tendrá la tendencia de llenar las irregularidades), conexión entre los bloques de roca (genera un cierto nivel de cohesión), formación del arco estructural (los esfuerzos de la roca son transmitidos al reforzamiento, resistiendo posteriores deformaciones del macizo rocoso y confinándolo), función de retención pasiva (en eventos de grandes deformaciones, es probable la formación de geometrías tipo bolsas las cuales quedan contenidas gracias al shotcrete), función de sello o capa protectora (sirve como barrera para con los elementos externos), protección frente a ataque químico (el shotcrete puede funcionar como barrera de protección contra los químicos agresivos), reducción de la permeabilidad (realiza aportes para reducir la entrada del agua), y protección contra el fuego (el shotcrete actúa como protector pasivo contra incendios, aislándolo y retardando su efecto). (**Ojeda, 2020**)

2.3.1.4. Usos del shotcrete.

Actualmente el shotcrete tiene un sinnúmero de usos, y la decisión para su uso dependerá del tipo de construcción y la factibilidad económica. Es así, que el concreto lanzado se emplea para la construcción de túneles (puede ser usado como revestimiento final o como soporte temporal), minerías (es uno de los sectores que más provecho ha sacado del shotcrete, ya que

ha logrado disminuir los tiempos de construcción, mejorar la integridad de las minas y disminuir el desprendimiento de las rocas), cavernas (similar a las aplicaciones en minería), estabilización de taludes (para la estabilización de suelos, laderas y rocas), reparaciones (es ampliamente usado en la reparación de estructuras dañadas) y protección de fuego (una excelente protección contra incendios y ello implica el incremento del espesor del hormigón).

(Ojeda, 2020)

2.3.1.5. Tipos de shotcrete.

Según la organización ACI, se puede contar 4 tipos de hormigón proyectado, las cuales son los siguientes:

- Tipo convencional: Es la forma más común de hormigón proyectado y se caracteriza por no emplear aditivos en sus mezclas. Dentro de esto se puede encontrar: nuevas estructuras, revestimientos, reparaciones, reforzamientos y soporte de suelo.
- Tipo refractario: Este tipo de shotcrete se emplea para el mantenimiento del revestimiento de hornos industriales, por su rapidez y eficiencia en el proceso de protección de altas temperaturas. Es por ello, que se hizo conocido y le permitió ganar terreno.
- Tipo especial: se refiere a mezclas de shotcrete con aditivos especiales que mejoran sus propiedades y entre otras cosas ofrecen mayor resistencia contra la corrosión y protección contra agentes químicos **(Ojeda, 2020, p. 17)**.
- Tipo fibra reforzada: Este tipo de shotcrete incorpora fibras de acero o sintéticos para que mejoren su resistencia a la tracción y otras propiedades. Es así, que este tipo de hormigón lanzado ha ganado popularidad sobre otros.

2.3.2. Pernos Hydrabolt

Los pernos Hydrabolt es un tubo de acero fabricado en forma de “C” en su sección transversal, y sellado en ambos extremos. En un extremo lleva un nipple hidráulico con una válvula integrada de no retorno que permite la conexión a una bomba hidráulica” (Pantigozo, 2013, pp. 30-31).

2.3.2.1. Características.

Se pueden resaltar las siguientes características de los pernos Hydrabolt:

- La resistencia de fricción entre la pared del agujero y el Hydrabolt proporciona excelente resistencia de pull-out.
- Los pernos Hydrabolt fueron diseñados para una instalación fácil y para proporcionar al usuario un entorno de trabajo seguro.
- La Hydrabolt ha incorporado una válvula para impedir que el líquido inyectado sea eliminado por la boquilla de inflado.
- El sistema del Hydrabolt ha incorporado un mejor agarre dentro del agujero y se adapta a la forma, tamaño e irregularidades del taladro.
- El diseño patentado de la válvula Hidrabolt ofrece un método visual para verificar la correcta instalación de los pernos de anclaje.

2.3.2.2. Accesorios.

Se requieren los siguientes accesorios: una bomba neumática o eléctrica y un botón indicador que sobresale después de la presurización correcta.

Figura 2. Botón-indicador de carga.

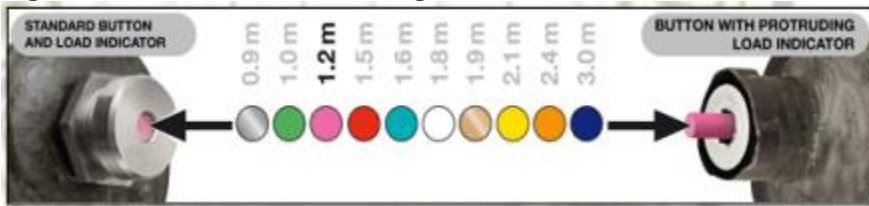


Figura 3. Botón de indicador e incorrecta instalación.



2.3.2.3. Ventajas.

Entre las ventajas del uso de los pernos Hydrabolt se encuentra los siguientes: “rápido y fácil de instalar, amplio rango de expansión, válvula de no retorno patentada que limita el efecto resorte, presurización de manera remota, no se altera por vibraciones de voladura, no se requiere de resinas o cementos, no hay partes que puedan perderse en el transporte, no es susceptible a la carga, se distribuye a lo largo de todo el perno, y otorga soporte inmediato”. (Pantigozo, 2013)

2.3.3. Evaluación financiera

2.3.3.1. Índice de rentabilidad.

La definición de Rentabilidad pretende la obtención de una utilidad máxima con relación a un monto de inversión determinado. Esta relación se describe como la tasa de rendimiento obtenida generalmente durante un año, expresada en términos de % y representa la utilidad que se logra con relación a la cantidad invertida. Existen algunos índices de rentabilidad, como la Rentabilidad Contable y el Período de Recuperación del Capital, que

se presentan a Continuación, con fines meramente ilustrativos, pero que son índices deficientes para la evaluación económica y financiera de la inversión a realizar.

a. El periodo de recuperación de capital

No toma en cuenta el costo de oportunidad del capital y además ignora el orden en que suceden los flujos de tesorería dentro del período del plazo de la recuperación, así como los generados posteriormente. En síntesis, es un método evaluatorio de las inversiones, simple y no considera el valor del dinero a través del tiempo .

2.3.3.2. Valor Actual Neto (VAN).

Es la suma de los flujos futuros de una inversión actualizados (deflactados) por una tasa de rendimiento. Este indicador toma en cuenta el valor del dinero a través del tiempo. Es decir, que al comparar flujos de efectivo en diferentes períodos de tiempo, los compara en un solo período, llevando todos los valores al presente, actualizándolos o descontándolos a través de una tasa de interés. El criterio VAN para la evaluación financiera, así como el de la TIR, se basan en la utilización de flujos de efectivo descontados y por lo tanto, si toman en cuenta el valor del dinero, a través del tiempo. Conviene señalar que el VAN, obtenido, ya considera el crédito bancario solicitado para complementar la inversión contemplada. Cuando el VAN es mayor o igual que 0, el proyecto debe aceptarse y cuando se comparan alternativas de inversión, seleccionar aquella cuyo VAN, sea mayor.

2.3.3.3. Tasa Interna de Retorno (TIR).

Es el segundo criterio más utilizado en la evaluación de proyectos de inversión, después del VAN. Este criterio, también toma en consideración el valor del dinero a través del tiempo, por lo que se basa en la utilización de flujos de efectivo descontados.

2.3.3.4. Relación beneficio-costo.

La relación entre los beneficios y los costos de un proyecto generalmente a valores actuales. Esto quiere decir, que utilizará una tasa de actualización para descontar los flujos de efectivo. Esta relación es el valor actual de los flujos de tesorería previstos divididos entre la inversión inicial. La relación Beneficio Costo, conduce exactamente a la misma decisión que el VAN, referente a la aprobación de inversiones o proyectos. Y en evaluación de inversiones mutuamente excluyentes, se debe seleccionar aquella cuya Relación B/C, sea mayor, pero además, aquella que proporcione un VAN más grande.

2.4. Definiciones conceptuales

Discontinuidad

La discontinuidad es el cambio abrupto en las propiedades físicas de materiales adyacentes en el interior de la Tierra.

Perforación

La perforación es la acción o proceso de elaborar un orificio circular con un taladro (perforadora) manual o mecánico (eléctrico o hidráulico)

Voladura

Es la ignición de una carga masiva de explosivos. El proceso de voladura comprende el cargue de los huecos hechos en la perforación, con una sustancia explosiva, que al entrar en acción origina una onda de choque y, mediante una reacción, libera gases a una alta presión y temperatura de una forma substancialmente instantánea, para arrancar, fracturar o remover una cantidad de material según los parámetros de diseño de la voladura misma.

Capítulo III

Metodología de la investigación

3.1. Tipo de Investigación

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 evaluación técnico económico para la aplicación del shotcrete e hydrabolt en la mina Animón.

3.2. 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 evaluación técnico- económico para la aplicación del shotcrete e hydrabolt en la mina Animón.

3.3. Diseño

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 evaluación técnico económico va generar efectos en la aplicación del shotcrete e hydrabolt en la mina Animón.

3.4. 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.

3.5. 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

3.6. Muestreo

El muestreo es “el método utilizado para seleccionar a los componentes de la muestra del total de la población” (López, 2004, p. 69). De esta manera, el muestreo empleado en esta investigación es no probabilístico de tipo intencional.

3.7. Metodología de trabajo

El desarrollo del presente trabajo comprenderá dos etapas:

a. 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.

b. 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.

3.8. Unidad de análisis

Las unidades de análisis de la presente investigación son el shotcrete y los perno hydrabolt, que son herramientas de sostenimiento para la explotación de la mina Animón.

3.9. Técnicas e Instrumentos de recolección de datos

- **Observación:** Esta técnica se empleó para describir el medio ambiente en el cual se va a llevar a cabo la evaluación técnica de la mina Animón.
- **Registro de datos de campo:** Al tener la muestra seleccionada se toman datos de campo usando fichas de bases de datos.
- **Análisis de datos:** Se realiza el análisis de los datos para llevar a cabo la evaluación de la rentabilidad y los costos de explotación empleando el shotcrete y los pernos hydrabolt. Para ello, se empleó el programa de Microsoft Excel.

Capítulo IV

Recolección de datos y procedimiento experimental

4.1. Estudio técnico-económico para la aplicación del shotcrete y pernos hydrabolt en los tajeos.

4.1.1. 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.

4.1.1.1. 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.

4.1.1.2. 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 astial y marcando a escala de un metro para cada discontinuidad que intersecta 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.

4.1.2. 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 cuál es plasmado en un plano geomecánico.

4.1.3. Sistemas de evaluación geomecánico aplicado a tajeos

4.1.3.1. El 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.

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

a. 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,

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

Donde: N = Número de discontinuidad / Metro lineal

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

$$RQD = -368N + 110.4$$

Según Palmström,

$$RQD = 115 - 3.3JV$$

Donde: JV = Número de discontinuidades / m³

Tabla 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	

4.1.3.2. 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
- Condición 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. Para el uso de la clasificación se trabajara con el resumen que se muestra en el siguiente anexo.

4.1.3.3.Q (System Quality).

Esta clasificación fue desarrollado 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 esta 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.

$\frac{J_n}{J_a}$ = 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 2. Rango de variación de parámetros.

RQD		0 a 100
Jn		0.50 a 20
Jr		0.50 a 4
Ja		0.75 a 20
Jw		0.05 a 1
SRF		0.50 a 20

4.1.4. Clasificación geomecánica galería 885 veta Maria 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:

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

Donde J_v : número de discontinuidades en 1 m^3 de roca.

Tabla 3. 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), 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.

Tabla 4. Para zona mineralizada.

Familia	Dirección Dir/Buz	Espaciami ento 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

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

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 \rightarrow 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:

$$\text{Luz máxima} = 2.5\text{m}$$

$$\text{ESR} = 1.6$$

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.

Tabla 5. 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*.

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.

Tabla 6. 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:

$$\text{Luz máxima} = 2.5\text{m}$$

$$\text{ESR} = 1.6$$

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

4.1.5. 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.

a. 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 insitu 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:

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
- ◆ Modulo 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 $(\sigma_c) = 60 \text{ MPa.}$
- ◆ Resistencia a la tracción $(\sigma_t) = 7.2 \text{ MPa.}$
- ◆ Angulo de fricción interna $(\phi) = 30^\circ$
- ◆ Cohesión $(c) = 150 \text{ kPa}$
- ◆ Módulo de Young $(E) = 18,000 \text{ MPa}$
- ◆ Relación de Poisson $(\nu) = 0.25$

▪ **Areniscas y conglomerados.**

- ◆ Peso unitario. $(W) = 2.7 \text{ Ton/m}^3$
- ◆ Resistencia a la compresión simple $(\sigma_c) = 120 \text{ MPa.}$
- ◆ Resistencia a la tracción $(\sigma_t) = 14.4 \text{ MPa.}$
- ◆ Angulo de fricción interna $(\phi) = 35^\circ$
- ◆ Cohesión $(c) = 180 \text{ kPa}$
- ◆ Módulo de Young $(E) = 35,000 \text{ MPa}$
- ◆ Relación de Poisson $(\nu) = 0.25$

▪ **Rocas Igneas.**

- ◆ Peso unitario. $(W) = 2.7 \text{ Ton/m}^3$
- ◆ Resistencia a la compresión simple $(\sigma_c) = 120 \text{ MPa.}$
- ◆ Resistencia a la tracción $(\sigma_t) = 14.4 \text{ MPa.}$

◆ Angulo de fricción interna	(ϕ)	= 35°
◆ Cohesión	(c)	= 180 kPa
◆ Modulo de Young	(E)	= 35,000 MPa
◆ Relación de Poison	(ν)	= 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 .

b. 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.

- 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 geomecánica**) 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 flexo metro.

- Parámetro de condición superficial:

Definido por la cantidad de golpes de picota para romper una muestra o la facilidad de disgregarse.

- 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.

4.1.6. Relaciones entre los 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 :

◆ $RMR = 9 \ln Q + 44.$

◆ $G.S.I. = RMR (\text{seco}) - 5.$

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 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 empinado 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 .

4.2. 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 3.0m. 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.

a. 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)

b. 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)

c. 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)

d. 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

e. Mapeo geomecánico

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.

4.3. Aplicación de shotcrete y pernos hydrobolt en el sostenimiento del tajeo

4.3.1. 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 microsílica 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 .

4.3.2. 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 compactación alta, se crean poros bajo forma de inclusiones de aire que no se comunican entre sí. 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 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 $10-25 \times 10^{-10}$ m/s que es inferior al de un hormigón normal que es de 50×10^{-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%.

4.3.3. 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 graduaciones mostradas en el Cuadro 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 el siguiente cuadro.

Tabla 7. Límites de Gradación para Agregados Combinados.

MALLA	PORCENTAJE DE PESO QUE PASA		
	Gradación N° 1	Gradación N° 2	Gradación N° 3
¾" (19 mm)	-	-	100
½" (12 mm)	-	100	80 -95
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.

4.3.4. 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.

4.3.4.1. 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.
- a.** 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.

b. 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 |

4.3.4.2. 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.

a. 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.

c. Dosificación De Vía Húmeda/M3.

❖ Shotcrete de 21 Mpa con fibra.

INSUMO	CANTIDAD
• Cemento	360.00 Kg.
• Arena	1,670.00 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	1,560.00 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

4.3.5. 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 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.

4.3.6. Principios de acción del shotcrete aplicado a excavaciones rocosas

- 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.
- 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.
- El shotcrete mantiene el entrase 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.

4.3.7. 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.

4.3.8. Comparación de los procesos seco y húmedo.

a. 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.

b. 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.

4.3.9. Equipos de vía húmeda – características.

Se caracteriza por que estos equipos son de bajo perfil y mayor dinamismo para efectuar el sostenimiento a comparación de los equipos de vía seca como son las alivas que para trasladarlo requiere la ayuda de un scoop.

4.4. 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 swllex .

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 .

4.4.1. 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.

Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

4.4.2. 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 hydrobolt 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.

4.4.3. Métodos de control

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

4.4.3.1. 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 .

4.4.3.2. 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.

4.4.4. 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.

4.4.5. Costo de perno hydrabolt

Tabla 8. Costo de perno de 8' y 6'.

PERNO DE 8'					
DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANTIDAD	P.UNITARIO	PARCIAL	TOTAL
MATERIALES			US\$	US\$	US\$
Perno de anclaje Hydrobolt de 8'	U	1,00	18,93	18,93	
Barra de acero de 8'	M	2,40	0,25	0,61	
Broca de 38 mm.	M	2,40	0,27	0,64	
Subtotal					20,17
MANO DE OBRA					
Maestro	HH	1,00	1,88	1,88	
Ayudante	HH	2,00	1,46	2,91	
Capatáz	HH	1,00	2,50	2,50	
Leyes sociales (65%)				4,74	
Sub total					12,03
EQUIPOS Y MAQUINARIA					
Bomba manual			3,33	3,33	

Perforadora Jack Leg	HM	0,25	10,00	2,50	
Compresora de 350 CFM	HM	0,50	20,00	10,00	
Sub total					15,83
HERRAMIENTAS					
Herramientas (6% MO)				0,72	0,72
Total US\$					48,76
PERNO DE 6'					
DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANTIDAD	P.UNITARIO	PARCIAL	TOTAL
MATERIALES			US\$	US\$	US\$
Perno de anclaje Hydrobolt de 6'	U	1,00	17,12	17,12	
Barra de acero de 6'	M	1,80	0,23	0,42	
Broca de 38 mm.	M	1,80	0,27	0,48	
Subtotal					18,02
MANO DE OBRA					

Maestro	HH	1,00	1,88	1,88	
Ayudante	HH	2,00	1,46	2,91	
Capatáz	HH	1,00	2,50	2,50	
Leyes sociales (65%)				4,74	
Subtotal					12,03
EQUIPOS Y MAQUINARIA					
Bomba manual			3,33	3,33	
Perforadora Jack Leg	HM	0,20	10,00	2,00	
Compresora de 350 CFM	HM	0,50	20,00	10,00	
Subtotal					15,33
HERRAMIENTAS				0,72	
Herramientas (6% MO)					0,72
Total US\$ =					46,11

4.5. Malla eslabonada o tejida a metálica

La malla electrosoldada consiste en una cuadrícula de alambres soldados en sus Intersecciones, generalmente de # 10/08, con cocadas de 4"x4", construidas en material de

acero negro que pueden ser galvanizadas. Esta malla es recomendada para su uso como refuerzo del concreto lanzado (shotcrete).

La malla viene en rollos o en planchas. Los rollos tienen 25 m de longitud x 2.0 m de ancho y las planchas usualmente tienen 3.0 m de longitud x 2.0 m de ancho.

Procedimientos de instalación:

Señalar el área donde deberá instalarse la malla.

- Desatar todo bloque suelto del área donde se instalará la malla.
- Presentar la malla utilizando de ser necesario gatas o puntales.
- Anclar definitivamente con pernos de roca.
- Asegurar la malla utilizando la misma platina del perno, si éste aún no ha sido instalado, o arandelas a presión o segunda platina de retén y tuerca, si el perno ya fue instalado.

Para la instalación de la malla electrosoldada se debe tener en cuenta los siguientes aspectos importantes:

Correcta instalación de las mallas.

Acomodar o moldear la malla a la forma de la superficie de la roca utilizando ganchos de hierro corrugado de 3/8", colocados en taladros de 0.5 m de longitud .

Evitar en lo posible superficies con la malla suelta, especialmente cuando se contempla la aplicación del shotcrete sobre la misma .

Los traslapes entre mallas serán como mínimo 20cm y deben estar asegurados con pernos de anclaje, con un amarre inicial de alambre N° 8 .

En áreas de altos esfuerzos, deben eliminarse los empalmes horizontales de la malla metálica en el tercio inferior de los hastiales, estos traslapes deben efectuarse a una altura mínima de 2.5 m respecto al nivel del piso. Los empalmes verticales en estos casos deben reforzarse con varillas de hierro corrugado de 3/8" y 0.7 m de longitud .

Cuando el uso de la malla es puntual, se puede recortar la malla para su manipulación sencilla.

La malla es muy propensa a dañarse fácilmente con la voladura, siendo recomendable reemplazarla, recortando los pedazos dañados y colocando una nueva malla de características similares .

Capítulo V

Análisis de Resultados

5.1. Evaluación económico financiero para el sostenimiento del tajeos de explotación

5.1.1. Costo de producción

	US \$/TM
- Costo de exploración	2.30
- Costo de desarrollo y preparación	2.40
- Costo de explotación	22.24
- Gastos generales directos mina	5.10
- Costos de tratamiento	11.20
- Gastos generales directos planta	5.90
- Gastos de administración	3.63
- Gastos Financieros	3.70
- Gastos de venta	<u>4.60</u>

$$\text{Total } \$/\text{TM} = 61.00$$

5.1.2. Vida de la mina.

La producción de mineral de cabeza para la Mina Animón, actualmente es de 2,500 TMD (75,000 TM/mes y 900,000 TM por año), por lo que la vida de la mina resulta:

$$\text{Vida mina} = \frac{\text{Total de reservas cubicadas}}{\text{Ritmo de producción anual}} = \frac{7954720\text{TMS}}{900,000 \text{ TMS}} = 8.8 \text{ años}$$

Entonces se tiene 9.0 años

5.1.3. Depreciación de activos.

Se tiene activos tangibles en la Mina Animon por un monto de US\$ 10'500,000 y el valor de salvamento se considera un 20%. En consecuencia, la depreciación anual resulta:

$$\text{Depreciación} = \frac{\$ 10'500,000 - 2'100,000}{8} = 9333333 \text{ \$/año}$$

5.1.4. Valor de la producción.

El valor de una 1 TMS del mineral de cabeza conforme a las cotizaciones actuales, costos de producción, recuperación metalúrgica y condiciones de pago, es US \$ 100.40 \$/TM, por lo tanto, para una producción de 900,000 TMS anuales, el valor de producción resulta:

$$\text{Valor producción anual} = 900,000 \text{ TMS} \times 100.40 \text{ \$/TMS} = \$ 90'360,000$$

5.1.5. Inversiones

Las inversiones necesarias para el proyecto de sostenimiento en los tajeos comprenden inversión en materia prima y equipos, conforme se indica a continuación:

Tabla 9. Sostenimiento.

TIPO	UNIDAD	CANTIDAD	P. UNIT. US\$	TOTAL US\$
Pernos (hydrabolt)	U	75,000	46,11	3'458,250.00
Malla Metalica	M2	24,000	15,00	360,000.00
Shotcrete	M3	36,000	254,46	9'160,560.00
				12'978,810.00

Tabla 10. Equipos de sostenimiento.

TIPO	UNIDAD	CANTIDAD	P. UNIT. US\$	TOTAL US\$
Jumbo empernador	U	1	250,000	250,000.00
Mixer	U	3	200,000	600,000.00
Robot	U	2	250,000	500,000.00
				1'350,000.00

Tabla 11. Resumen de inversiones.

Sostenimiento	12'978,810.00
Equipos	1'350,000.00
Imprevistos 10%	1'432,881.00
Escalamiento (5,21%)	746,531.00
TOTAL	16'508,222.00

5.1.6. Financiamiento.

La cantidad de US \$ 16'508222.00 requeridos para el sostenimiento propuesto, será financiado con créditos de la banca, con garantía de activos que posee la Empresa. El interés fijado es del 15% anual y la amortización será en 03 años, como se muestra en el cuadro de financiamiento siguiente :

Tabla 12. Cuadro de amortización de préstamo.

AÑO	CAPITAL US\$	INTERES US\$	AMORTIZACIÓN US\$	ANUALIDAD	TOTAL AMORT US\$
0	16'508,222.00				
1		2'476,233.3	4'753,987.62	7'230,220.92	4'753,987.62
2	9'278,001.08	1'391,700.16	5'838,520.75	7'230,220.92	10'592,508.37

3	2'047,780.17	307,167.02	6'923.053.89	7'230,220.92	17'515,562.26
		4'175,100.49	17'515,562.26		

5.1.7. Estados financieros.

A fin de poder evaluar desde el punto de vista económico-financiero la inversión propuesta se ha elaborado los cuadros de los estados financieros correspondiente al Estado de Ganancias y Pérdidas, y el flujo de caja ha sido considerado para tres años, puesto que después de este tiempo se tiene proyectado incrementar la producción a 4,000 TMD. Como el valor actual neto resulta positivo, se debe ejecutar el proyecto .

Tabla 13. Estado de ganancias y pérdidas.

Año	0	1	2	3	TOTAL
Valor del Mineral = 100.4\$/TM					
Costo de producción = 61\$/TM					
Producción anual TMS		900,000.0	900,000.0	900,000.0	2'700,000.0
Valor de la producción \$		90'360,000.0	90'360,000.0	90'360,000.0	271'080,000.0

Costo total de producción \$		54'900,000.0	54'900,000.0	54'900,000.0	164'700,000.0
UTILIDAD BRUTA		35'460,000.0	35'460,000.0	35'460,000.0	106'380,000.0
Depreciación de activos		933,333.0	933,333.0	933,333.0	2'799,999.0
Utilidad antes de impuestos		34'526,667.0	34'526,667.0	34'526,667.0	103'580,001.0
Impuestos (30%)		10'358,000.1	10'358,000.1	10'358,000.1	31'074,000.3
UTILIDAD NETA		24.168.666,9	24.168.666,9	24.168.666,9	72'506,000.7
FLUJO DE FONDOS					
FUENTES:					
Utilidad neta		24'168,666.9	24'168,666.9	24'168,666.9	72'506,000.7
Depreciación		933,333.0	933,333.0	933,333.0	2'799,999.0
Total fuentes		25'101,999.9	25'101,999.9	2'101,999.9	75'305,999.7
USOS:					
Amortización deuda		4'753,987.6	5'838,520.8	6'923,053.9	17'515,562.3
Interés préstamo		2'476,233.3	1'391,700.2	307,167.0	4'175,100.5
Inversión para sostenimiento	16'508,222.0				

Total usos:	16'508,222.0	7'230,220.9	7'230,220.9	7'230,220.9	21'690,662.8
FLUJO NETO	16'508,222.0	17'871,779.0	17'871,779.0	17'871,779.0	53'615,336.9
Factor de Actualización (30%)	1	0,7692	0,5917	0,4552	
Flujo de Fondos actualizados	16'508,222.0	13'747,522.3	10'575,017.1	8'134,628.6	32'457,168.0
VAN (30%) US\$:	15'948,946.0				

5.1.8. Tasa interna de retorno (TIR).

Para calcular la rentabilidad del proyecto de sostenimiento propuesto, se ha calculado usando la siguiente fórmula:

$$TIR = T1 + \frac{VAN1 (T1-T2)}{VAN1 - VAN2}$$

Donde:

T1: Tasa de descuento menor.

T2: Tasa de descuento mayor.

VAN1: Valor actual neto positivo.

VAN2: Valor actual negativo.

Tabla 14. Para una tasa de 100%.

AÑO	FLUJO NETO	FACTOR ACTUALIZACIÓN	FLUJO NETO ACTUALIZADO
0	16'508,222	1	16'508,222.001
1	13'747,522	0,5	6'873,761.147
2	10'575,017	0,25	26'43,754.287
3	8'134,629	0,125	10'168,28.572
			-5'973,877.994

$$TIR = 30 + \frac{15'948,946 (100 - 30)}{15'948,946 - (-5'973,877)} = 80.9 \implies TIR = 81\%$$

De acuerdo al resultado de TIR = 81%, que el proyecto es de alta rentabilidad, puesto que la tasa de actualización propuesto es de 30%.

5.1.9. Periodo de retorno

Es el tiempo que se requiere para recuperar el capital invertido US \$ 16'508,222.00 en el proyecto de sostenimiento de los tajeos y de labores de desarrollo y preparación, cuya determinación es conforme al siguiente detalle:

Tabla 15. Periodo de retorno.

Año	Flujo neto	Factor Actualización	Flujo neto Actualizado	Flujo neto Act. Acumulado
1	17'871,778.98	0,76923	13'747,522,29	13'747,522.29
2	17'871,778.98	0,59172	10'575,017.15	24'322,539.44

Cantidad que falta cubrir = \$ 24'322,539 - 16'508,222 = 7'814,317.4

Flujo mensual año 2 = $\frac{17'871,778.9}{12} = \$1'489,314.915$

Meses necesarios = $\frac{7'814,317.4}{1'489,314.9} = 5.24 \Rightarrow 05$ meses.

Tiempo de recuperación de capital = 01 año, 05 meses.

5.1.10. Comentarios de la evaluación económica

El cuadro del estado de ganancias y pérdidas resulta positivo en las condiciones actuales de operación, mineral y leyes de las reservas .

El cuadro de flujo de fondos tiene disponibilidad de dinero, luego de haber pagado los compromisos de la deuda, que el proyecto ha generado .

Por otro lado los indicadores económicos como el VAN da un valor de US\$ 15'948,946 monto que se considera muy aceptable .

El TIR hallado, considerando solamente los tres años de operación resulta 81%, lo cual indica una alta rentabilidad .

El periodo de retorno del capital resulta de 01 año y 05 meses, tiempo que se considera corto, haciendo notar la alta capacidad de pago del proyecto .

5.1.11. Prueba de Hipótesis

Prueba de normalidad de la variable Evaluación Técnica – Económica de la aplicación de shotcrte e hydrabolt.

H0: La distribución de la variable Evaluación Técnica – Económica de la aplicación de shotcrte e hydrabolt. no difiere de la distribución normal.

$$H0: p \geq 0,050$$

H1: La distribución de la variable Evaluación Técnica – Económica de la aplicación de shotcrte e hydrabolt difiere de la distribución normal.

$$H1: p < 0,050$$

Prueba de normalidad de la variable Evaluación Técnica – Económica de la aplicación de shotcrte e hydrabolt.

	Kolmogorov-Smirnov ^a		
	Estadístico	gl	Sig.
Eval Tec. - Eco Pre	0,312	5	0,246
Eval Tec. – Eco Pos	0,299	5	0,284

Conclusión: Como el nivel de significancia asintótica bilateral obtenido (0,246 y 0,284) es mayor al nivel de significación ($\alpha=0,050$) entonces se acepta H0, es decir se acepta que: La distribución de la variable Evaluación Técnica – Económica de la aplicación de

shotcrete e hydrabolt no difiere de la distribución normal, por lo que se debe utilizar una prueba paramétrica en la comprobación de la hipótesis .

Prueba de hipótesis Hipótesis de investigación:

La evaluación técnica – económica influye de manera significativa en la aplicación del shotcrete e hydrabolt en tajeos de Chungar mina Animón, 2022.

Paso 1:

H0: $Me_1 = Me_2$ (Si el p-valor $\geq 0,050$)

H1: $Me_1 \neq Me_2$ (Si el p-valor $< 0,050$)

Paso 2: $\alpha = 0,05$

Paso 3: Prueba T para muestras relacionadas, ya que los datos provienen de una distribución normal.

Paso 4: Regla de decisión (Se rechaza H0 si el p-valor $< 0,050$)

Tabla N° 2

Diferencias relacionadas Eval Tec Econ					t	gl	Sig. lateral)
Media	Desviación típ.	Error típ. de la media	95% Intervalo de confianza para la diferencia				
			Inferior	Superior			
540,00000	597,28553	267,11421	-201,62793	1281,62793	2,022	4	0,113

Fuente: **Elaboración propia**

Paso 5: Conclusión

Para un 95% de nivel de confianza se rechaza la H_0 , es decir se asevera que: La evaluación técnica – económica influye de manera significativa en la aplicación del shotcrete e hydrabolt en tajeos de Chungar mina Animón, 2022.

Conclusiones

- Chungar es un yacimiento de tipo filoniano conocidos alrededor 20 vetas con longitudes entre 100 a 1000m. Con potencias de 0.5m hasta 18m. De las cuales solo se trabajan 05. Siendo la más importante Maria Rosa, Lorena, Karina, principal, ramal 85, estas vetas tienen un rumbo E –W buzando entre 40° a 80° al sur tienden a converger en profundidad con la veta principal.
- El método de explotación aplicado en la explotación es el “Corte y relleno ascendente mecanizado”, para lo cual se tiene desarrollado y preparado labores como rampas, cruceros, sub niveles, chimeneas y el mismo tajeo.
- El comportamiento geomecánico de la veta María Rosa, la veta principal, ramal 85, Lorena etc. Se encuentra dentro del índice GSI MF/R - R en la misma estructura y en las cajas MF/P – MP, que ubicamos el tipo de roca III Regular con una RMR 40 – 50 para las estructuras, siendo la caja de tipo IV Mala con una RMR 30 – 40.
- El tipo de sostenimiento a aplicarse en los tajeos de la mina Animón es shotcrete y pernos hydrabolt por lo que es adecuado y rápido que cualquier otro tipo de sostenimiento que se conoce, lo cual se realiza en forma mecanizada, lo que permite dar mayor velocidad en el ciclo de minado a pesar de que el sistema es costoso.

- Las propiedades físicas del acero usado proporcionan un margen de seguridad excepcional. El Hydrabolt se acerca mucho a las características ideales carga-desplazamiento de un perno instalado.
- El perno hydrabolt es una variedad de anclaje de fricción y compresión axial; se pueden usar en una gama de barrenos de 32 a 38mm. Este perno de anclaje de 10Tn es un tubo con un diámetro original de 41mm, y el espesor del material es de 2mm, que después de la instalación brinda una eficacia inmediata y es aplicable en suelo y roca cuya presión de instalación es de 25MPa.
- La inversión requerida para el proyecto de sostenimiento durante los próximos 3 años es de US \$16'508,222.0 cantidad que será autofinanciada por la empresa con recursos provenientes de la venta de concentrados.
- Conforme al cuadro de los estados financieros y evaluado con los índices financieros (VAN, TIR), el proyecto de sostenimiento resulta rentable.
- El periodo de recuperación del capital invertido de US \$ 16.508.222,0 es de 01 año y 05 meses.

Recomendaciones

- A causa de la baja calidad de la roca, después de la voladura y previo desatado debe aplicarse el sostenimiento con pernos hydrabolt y shotcrete solo o con malla tejida, para así brindar mejor seguridad al personal y equipo.
- Dado la calidad de la roca que se tiene en la mina, a fin de evitar sobre roturas se debe utilizar la voladura controlada en los taladros de la periferia y en el resto de los taladros el uso controlado de los explosivos.
- Por la producción de polvo, el sistema de aplicación de shotcrete por vía seca debe evitarse en lo posible y más bien continuar con la vía húmeda, para lo cual el proyecto contempla la adquisición de dos equipos robot.
- En el relleno de los tajeos, debe utilizarse el relleno hidráulico en todos los tajeos de explotación en vez del detrítico, por ser más rápido y tener mayor consistencia en el sostenimiento.
- Durante la explotación las cajas de las vetas y cuerpo es de mala calidad, por lo que se tiene que sostener de inmediato para evitar la caída de los hastiales y techo y así poder continuar con el ciclo de explotación.
- Cuando se rellena los tajos con relleno hidráulico deberá rellenarse totalmente sin dejar cara libre, para no dar pie a la relajación continua de la roca.
- Se debe cumplir a cabalidad con los estándares de sostenimiento establecido por el departamento Geomecánica respetando el tiempo de de auto soporte de la roca.

Referencia bibliográfica

- Abreu, J. (2012). Hipótesis, Método & Diseño de Investigación. *International Journal of Good Conscience*, 7 (20), 187-197. <http://www.spentamexico.org/v7-n2/7%282%29187-197.pdf>
- Arias, J., Villasís, M. y Miranda, M. (2016). El protocolo de investigación III: la población de estudio. *Revista Alergia México*, 63 (2), 201-206. <https://www.redalyc.org/pdf/4867/486755023011.pdf>
- Blanco, J. (2018). *Caracterización geomecánica para el análisis de pernos hydrabolt en el sostenimiento de labores subterráneas compañía minera Casapalca* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión]. Repositorio institucional. http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/565/1/T026_46307439_T.pdf
- Carhuancho, M. (2020). *Optimización del consumo de shotcrete de labores permanentes para labores tipo IIIB – IVA; RMR 31-50 Carahuacra Volcan Compañía Minera S.A.A.* [Tesis de pregrado, Universidad Peruana del Centro]. Repositorio institucional. <https://repositorio.upecen.edu.pe/bitstream/handle/UPECEN/223/TESIS%20CARHUANCHO%20UTCANI%20MARCO%20ANTONIO.pdf?sequence=1&isAllowed>
- Fernández, P., Vallejo, G., Livacic, P. y Tuero, E. (2014). Validez Estructurada para una investigación cuasiexperimental de calidad. Se cumplen 50 años de la presentación

- en sociedad de los diseños cuasi-experimentales. *Anales de psicología*, 30 (2), 756-771. <https://www.redalyc.org/pdf/167/16731188039.pdf>
- López, P. (2004). Población, muestra y muestreo. *Punto Cero*, 9 (8), 69-74. http://www.scielo.org.bo/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S1815-02762004000100012#:~:text=Es%20un%20subconjunto%20o%20parte,parte%20representativa%20de%20la%20poblaci%C3%B3n.
- Lozada, J. (2014). Investigación aplicada: Definición, Propiedad intelectual e industria. *CienciAmérica*, 3(1), 34-39. <http://cienciamerica.uti.edu.ec/openjournal/index.php/uti/article/view/30>
- Ojeda, J. (2020). *Aplicación de modificador reológico para reducir el rebote de shotcrete en minería subterránea* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Mayor de San Marcos]. Repositorio institucional. https://cybertesis.unmsm.edu.pe/handle/20.500.12672/5150/discover?filtertype_0=dateIssued&filter_relational_operator_0>equals&filter_0=%5B2020+TO+2021%5D&filtertype=author&filter_relational_operator=equals&filter=Ojeda+Perez%2C+Joel+Alexander
- Pantigozo, J. (2013). *Comparación de rendimiento entre swellex e hydrabolt en el sostenimiento en minas subterráneas para elección óptima* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Repositorio institucional. <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/3902>
- Perez, B. (2021). *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 [Tesis de pregrado, Universidad Continental]. Repositorio institucional.

https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/10439/1/IV_FIN_110_TE_Perez_Vera_2021.pdf

Unsihuay, D. (2018). *Implementación del shotcrete reforzado con fibra de acero, comparado con el sostenimiento estructural en labores mineras subterráneas, UP – San Cristóbal, Volcan Cia. Minera SAA* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú]. Repositorio institucional.

<https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/5317/tesssi.pdf?sequence=1&isAllowed=y>