

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**APLICACIÓN DE LA GEOMECÁNICA EN EL DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DEL
BYPASS EN EL NIVEL 510 MINA ACCHILLA U.P. JULCANI, 2022**

TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. POL MARTINEZ AÑANCA

ASESOR:

Mg. Ing. ESPARTA SÁNCHEZ, JOSÉ AGUSTÍN

AYACUCHO - PERÚ

2023

DEDICATORIA

“Quiero expresar mi gratitud a Dios, a mi familia y a mis hermanos por su apoyo emocional y económico en todo momento”.

AGRADECIMIENTO

Mi mayor agradecimiento a la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga, por haberme acompañado en esta etapa de mi vida.

A mis docentes, por compartir conmigo su conocimiento y experiencia

A mis amigos, por ser ese soporte académico en estos años de formación

RESUMEN

El presente trabajo de investigación denominado “APLICACIÓN DE LA GEOMECHANICA EN EL DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DEL BYPASS EN EL NIVEL 510 MINA ACCHILLA U.P. JULCANI, 2022”, tuvo como objetivo explicar de qué manera influye la aplicación de la geomecánica en el diseño y construcción del bypass en el Nivel 510 Mina Acchilla U.P. Julcani. Para ello, se empleó una metodología de investigación de tipo aplicada con un nivel explicativo. Así, se obtuvo las siguientes conclusiones: La aplicación del sistema de By Pass brinda mayor estabilidad y duración de las labores a la vez mayor seguridad al personal y mejor operatividad de equipos al operar mediante ventanas, por otro lado, el sostenimiento activo aplicado es esporádico, es decir en zonas de intersección de labores y/o posibles fallas estructurales, finalmente el sistema a aplicar también evitará la dilución del mineral de avance e implica la mayor recuperación de los blocks de mineral cubicados, ya que se podrá explotar hasta el s/n de preparación, recuperando un área de 250 m², que quedaban como puentes.

Palabras clave: Geomecánica, sostenimiento, bypass.

ABSTRAC

The present research work called "APPLICATION OF GEOMECHANICS IN THE DESIGN AND CONSTRUCTION OF THE BYPASS AT LEVEL 510 MINA ACCHILLA U.P. JULCANI, 2022", had the objective of explaining how the application of geomechanics influences the design and construction of the bypass at Level 510 Mina Acchilla U.P. Julcani. For this purpose, an applied research methodology with an explanatory level was used. Thus, the following conclusions were obtained: The application of the By Pass system provides greater stability and duration of the workings at the same time greater safety to personnel and better operability of equipment by operating through windows, on the other hand, the active support applied is sporadic, i.e. in areas of intersection of workings and/or possible structural failures, finally the system to be applied will also avoid the dilution of the advance ore and implies the greater recovery of cubed ore blocks, since it will be possible to exploit up to the preparation s/n, recovering an area of 250 m², which remained as bridges.

Keywords: Geomechanics, support, bypass.

Índice de contenido

ASESOR:	ii
DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	iv
RESUMEN.....	v
ABSTRAC	vi
Índice de tablas.....	xi
Índice de figuras	xii
Introducción	1

Capítulo I

Planteamiento del Problema

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	4
1.3.1. Objetivo General.....	4
1.3.2. Objetivos Específicos	4
1.4. Justificación.....	5
1.5. Importancia.....	5
1.6. Hipótesis.....	5
1.6.1. Hipótesis General	5
1.6.2. Hipótesis Específico	5
1.7. Variables e Indicadores	6
1.7.1. Variable Dependiente	6
1.7.2. Variable Independiente.....	6

Capítulo II

Marco Teórico

2.1. Datos de la Unidad Minera.....	7
2.1.1. Ubicación y acceso	7
2.1.2. Geomorfología.....	8
2.1.3. Clima y vegetación.....	9
2.1.4. Hidrología y drenaje.....	10
2.1.5. Recursos.....	10
2.1.6. Geología regional	10
2.1.7. Geología estructural.....	16
2.1.6. Geología local.....	19
2.1.7. Geología económica	20
2.1. Antecedentes de la investigación	24
2.2. Bases Teóricas.....	26
2.2.1. Parámetros geomecánicos.....	26
2.3. Definiciones conceptuales.....	44

Capítulo III

Metodología de la investigación

3.1. Tipo de Investigación	45
3.2. Nivel de Investigación.....	45
3.3. Diseño.....	45
3.4. Población.....	46
3.5. Muestra.....	46
3.6. Muestreo.....	46
3.7. Metodología de trabajo.....	46
3.8. Unidad de análisis	47
3.9. Técnicas e Instrumentos de recolección de datos.....	47

Capítulo IV

Análisis y discusión de resultados

4.1. Sistema de minado	48
4.2. Método de explotación	48
4.3. Ventajas del método	49
4.4. Desventajas del método.....	49
4.5. Método del corte y relleno ascendente.....	49
4.5.1. Preparación	50
4.5.2. Perforación y voladura.....	50
4.5.3. Sostenimiento	51
4.5.4. Limpieza	51
4.5.6. Acarreo de mineral y desmonte en la mina Acchilla.....	54
4.5.7. Personal	54
4.5.8. Equipos	55
4.5.9. Rendimientos	56
4.5.10. Costo de explotación.....	56
4.6. Aplicación geomecánica en el diseño y construcción del bypass Nivel 510.	57
4.6.1. Evaluación de los factores que afectan elrendimiento de avance de frentes. 57	
4.6.2. Aspectos geológicos y geomecánicos.....	58
4.6.3. Presencia de aguas acidas	58
4.6.4. El sostenimiento	59
4.6.5. Justificación para la construcción del by pass.....	59
4.6.6. Evaluación geomecánica de la zona del by pass.....	59
4.7. Clasificación geomecanica de la mina Julcani	62
4.8. Calidad del macizo rocoso	63
4.9. Evaluación de los esfuerzos existentes en el área de la veta y by pass.	66

4.10.	Diseño del bypass ubicación.....	70
4.11.	Preparaciones adicionales	70
4.11.1.	Subniveles.....	70
4.11.2.	Ore pass	71
4.12.	Procedimientos de construcción del by pass.....	71
4.12.1.	Perforación.....	71
4.12.2.	Diseño de malla de perforacion	71
4.13.	Los explosivos y accesorios	73
4.14.	El sostenimiento.	73
4.15.	Operaciones de explotación	76
4.15.1.	Diseño del tajeo.....	76
4.15.2.	Explotación.....	77
4.15.3.	Personal.....	78
4.15.4.	Costo de explotación.....	79
4.15.5.	Costo comparativo de sostenimiento.	79
4.2.	Prueba de hipótesis.....	79
	Conclusiones	81
	Recomendaciones.....	83
	Referencia bibliográfica	84

Índice de tablas

Tabla 1. Ruta de acceso a la mina.....	8
Tabla 2. Voladura de producción.....	51
Tabla 3. Personal, ocupación y cantidad.....	54
Tabla 4. Perforadora Thunder RN-S83FX.....	55
Tabla 5. Costo de explotación.....	56
Tabla 6. Clasificación de roca área veta.	65
Tabla 7. Calidad del macizo rocoso estimado en la zona a construirse el bypass.	66
Tabla 8. Porcentaje de tipo de roca área bypass.	66
Tabla 9. Costo de explotación.....	79

Índice de figuras

Figura 1. Ejemplos de mecanismos de falla y comportamiento del macizo rocoso para facilitar la compresión del comportamiento del macizo rocoso.	28
Figura 2. <i>Tipos de excavaciones mineras subterráneas</i>	34
Figura 3. <i>La forma en arco de las excavaciones favorece la estabilidad y las formas esquinadas desfavorecen la estabilidad</i>	36
Figura 4. <i>Formas de las excavaciones</i>	37
Figura 5. <i>Orientación de la excavación con respecto a los rasgos estructurales</i>	38
Figura 6. <i>A mayor tamaño de la excavación se favorece la inestabilidad</i>	39
Figura 7. <i>Tiempo de auto sostenimiento de acuerdo al RMR (Bieniawski 1989)</i>	40
Figura 8. <i>Secuencia de minado de arriba hacia abajo y de abajo hacia arriba</i>	41
Figura 9. <i>Secuencia de minado de norte a sur</i>	41
Figura 10. <i>Secuencia tipo damero en cuerpos masivos</i>	42
Figura 11. <i>Secuencia de minado en pirámide</i>	42
Figura 12. <i>Secuencia de minado de piso a techo</i>	43
Figura 13. Diagrama de flujo de procesos principales mina Julcani.	57
Figura 14. Tajeos y labors de avance.....	63
Figura 15. Clasificación de rocas y diseño de sostenimiento en tajeos.	64
Figura 16. Dirección de esfuerzos máximos salida Phases.	67
Figura 17. Curvas de esfuerzos Máximos.....	67
Figura 18. Coeficiente de seguridad.	68
Figura 19. Dirección de esfuerzos.	68
Figura 20. El vector deformación que originara el límite de deformación.....	69
Figura 21. Barra perno helicoidal y plancha.....	74

Figura 22. Instalación de pernos.....	75
Figura 23. Ángulo de instalación.....	75
Figura 24. Pernos de roca cementado.	76

Introducción

El presente trabajo fue realizado completamente en la Compañía de Minas Buenaventura S. A. A., Unidad Productiva Julcani y el problema que se plantea en el tipo de Diseño y Planificación a aplicar por un sistema de By Pass y Ventanas, es en vista a que el sostenimiento aplicado en el desarrollo y explotación de labores sobre veta, es el tipo de sostenimiento a base de cuadros de madera cuyo periodo de duración es menor y en la actualidad es muy escasa debido a las normas ambientales actuales establecidas y vigentes; elevando de esta manera los costos operativos la aplicación de este tipo de sostenimiento y se suma a ello el costo de mantenimiento de dichas labores, con elevado riesgo inherente que implica los trabajos de doblado de cuadros para conservar las labores operativas.

El sistema de aplicación propuesto propone mejorar el desarrollo de labores con mayor orden y limpieza, brindar mayor seguridad, disminuir los tiempos operativos en el desarrollo, minimizar los tiempos de mantenimiento de labores, aplicar esporádicamente los tipos de sostenimientos activo y minimizar las filtraciones de aguas pluviales, freáticas y acidas.

El problema tratado tiene una importancia fundamental para disminuir los accidentes por caída de rocas y brindaría las siguientes ventajas:

- 1) El sistema contribuirá al cumplimiento y mejora de los resultados mensuales en los metrajes de avance programados de exploración, desarrollo, preparación y operación mina.
- 2) Permitirá disminuir la sección de labor en un 30%, cuya sección mayor es requerida para la colocación y/o armado de cuadros de madera.
- 3) Disminuirá el volumen de movimiento de material (desmonte) y brindará mayor vida útil de las canchas (presa de relaves Nro. 9) para la disposición de desmonte en superficie.

4) Evitará la dilución del mineral de avance y contribuirá a la mayor recuperación de los blocks de mineral cubicados.

Capítulo I

Planteamiento del Problema

1.1. Descripción de la realidad problemática

“La industria minera de Perú ha sido durante mucho tiempo la mayor fuente de divisas del país. Por lo tanto, para ser competitiva en el mercado internacional, la industria minera necesita modernizar sus operaciones en todas las etapas, lo que incrementará el volumen de producción y reducirá los costos, permitiendo la extracción de minerales”. Asimismo, según Damert, “los recursos minerales pueden contribuir al desarrollo económico del país. Siendo los principales efectos: aporte al desarrollo económico, generación de divisas, capacidad de generar ahorro, desarrollo industrial y estímulo del desarrollo regional” (Cabello, 2018, p. 3).

Por lo tanto, en los últimos años, la demanda de minerales ha llevado a una minería más profunda, lo que también crea nuevos desafíos y problemas, como accidentes por caída de rocas o accidentes por transporte de equipos. En 2017, el Ministerio de Energía y Minas anunció que los accidentes causados por la caída de rocas habían representado el 32 por ciento de las muertes en Perú durante los últimos 15 años y seguían siendo la principal causa de muerte en la minería” (Cabello, 2018).

Por esta razón, que la aplicación de geomecánica es de suma importancia, ya que ello permitirá diseñar y construir el tipo de sostenimiento más pertinente para una determinada empresa minera. Siendo así, que la Mina Acchilla busca aplicar la geomecánica para diseñar y construir el bypass en el nivel 510.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema General

¿De qué manera se relaciona la aplicación de la geomecánica con el diseño y construcción del bypass en el Nivel 510 Mina Acchilla U.P. Julcani, 2022?

1.2.2. Problemas Específicos

- ¿Cuál es la calidad del macizo rocoso circundante al By Pass el Nivel 510 Mina Acchilla U.P. Julcani, 2022?
- ¿Cuál es la evaluación de los esfuerzos existentes en el área de la veta y by pass Pass el Nivel 510 Mina Acchilla U.P. Julcani, 2022?
- ¿Cuál es el diseño y sostenimiento que mejor se adapta al By Pass el Nivel 510 Mina Acchilla U.P. Julcani, 2022?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo General

Explicar de qué manera influye la aplicación de la geomecánica en el diseño y construcción del bypass en el Nivel 510 Mina Acchilla U.P. Julcani.

1.3.2. Objetivos Específicos

- Conocer la calidad del macizo rocoso circundante al By Pass el Nivel 510 Mina Acchilla U.P. Julcani, 2022.
- Evaluar los esfuerzos existentes en el área de la veta y by pass Pass el Nivel 510 Mina Acchilla U.P. Julcani, 2022.

- Determinar el diseño y sostenimiento que mejor se adapta al By Pass el Nivel 510 Mina Acchilla U.P. Julcani, 2022.

1.4. Justificación

La seguridad del personal y de los equipos en el minado subterráneo son de prioridad. Es así, que el uso del By Pass, es un sistema que brinda soporte y seguridad durante la operación minera. Es por esta razón, que el presente estudio busca el diseño y construcción del By Pass a partir de la aplicación de la geomecánica en la mina Acchilla. Todo ello con la finalidad de recuperar el mineral y establecer un ambiente de trabajo seguro.

1.5. Importancia

La importancia de esta investigación radica en que contribuirá de manera significativa en el diseño y construcción del By Pass considerando los parámetros geomecánicos de la mina. Asimismo, servirá como referencia para otros proyectos semejantes.

1.6. Hipótesis

1.6.1. Hipótesis General

La aplicación de la geomecánica influye de manera significativa en el diseño y construcción del By Pass en el Nivel 510 Mina Acchilla U.P. Julcani.

1.6.2. Hipótesis Específico

- La calidad del macizo rocoso circundante al By Pass el Nivel 510 Mina Acchilla U.P. Julcani, corresponde de regular a mala.
- la evaluación de los esfuerzos existentes en el área de la veta y by pass Pass el Nivel 510 Mina Acchilla U.P. Julcani, permite obtener la estabilidad.

- El diseño y sostenimiento que mejor se adapta al By Pass el Nivel 510 Mina Acchilla U.P. Julcani, le brinda mayor estabilidad, duración de las labores, mayor seguridad al personal y mejor operatividad de equipos.

1.7. Variables e Indicadores

1.7.1. Variable Dependiente

Diseño y construcción del bypass

Indicadores:

Caracterización del macizo rocoso

Esfuerzos del macizo rocoso

Diseño y sostenimiento del bypass

1.7.2. Variable Independiente

Aplicación de la geomecánica

Indicadores:

Discontinuidades

Calidad geomecánica del macizo rocoso

Propiedades geomecánicas de la masa rocosa

Capítulo II

Marco Teórico

2.1. Datos de la Unidad Minera

2.1.1. Ubicación y acceso

La Mina Achilla, Unidad Productiva Julcani, se encuentra en el flanco este de la cordillera de los andes, políticamente pertenece al distrito de Ccochaccasa, provincia de Angaraes, departamento de Huancavelica, a 64 Km. al sureste de esta ciudad, entre las coordenadas geográficas siguientes (Ver plano N°1).

Longitud 74° 38' 00" Oeste

Latitud 12° 56' 00 Sur

Son coordenadas U.T.M.:

E 502,230.550

N 8` 555,752.860

A una altitud comprendida entre 4,200 a 4,800 m.s.n.m.

La mina es accesible desde Lima por medio de cuatro rutas:

Tabla 1. Ruta de acceso a la mina.

Ítem	Ruta	Distancia Kilómetros	Tiempo Horas
a)	Lima-Huancayo-Huancavelica- Ccochaccasa-Mina Julcani	590	16
b)	Lima-Pisco-Castrovirreyna-Paso de Chonta- Mina Julcani	480	10
c)	Lima-Pisco-Huaytará-Rumichaca- Paso de Chonta-Mina Julcani	465	10
d)	Lima-Pisco-Huaytará-Rumichaca- Licapa- Lircay-Mina Julcani	450	9

2.1.2. Geomorfología.

En la zona donde se encuentra la U. P. Julcani se presenta las siguientes unidades geomorfológicas:

Relieve Cordillerano: La unidad consiste en una serie de colinas empinadas con picos que se elevan a 4.200 metros sobre el nivel del mar. Fusionados con la superficie de la Puna (Mc Laughlin, 1924) los glaciares andinos formaron un circo; la erosión fluvial formó profundos valles hasta los 3200 m. La unidad está modelada a partir de secuencias volcánicas y su morfología está estrechamente relacionada con estructuras volcánicas como fumarolas, mesetas, domos y procesos de alteración.

Laderas: “Esta unidad comprende los declives inmediatos al relieve cordillerano y constituye los flancos este y oeste del valle de Julcani con pendiente comprendido entre 40° a 60°.

Altiplanicies: Esta unidad se halla por encima de los 4,200 m.s.n.m. y se caracteriza por presentar relieves suaves que se expresan como pequeñas pampas, colinas y cerros de forma suave como peneplanización”.

Mesetas Volcánicas; “Está conformado por unas superficies sub-horizontales debido a bastas coladas de lavas con pendiente de 5° a 10°, este tipo de geoforma se observa hacia el sur oeste de la mina Julcani”.

Valles Fluvio-glaciares; “Son geoformas de relieve negativo, de tamaños y aspectos variados ocupados por ríos permanentes; siendo característica en los valles fluviales la forma de “V” que generalmente se considera típico de valles juveniles, en el fondo son planos y están cubiertos por sedimentos clásticos de diversa litología. En las nacientes de los ríos se presenta la morfología de valles glaciares con sus perfiles típicos en forma de “U”, debido a la erosión glaciaria de los picos altos”.

2.1.3. Clima y vegetación.

“En esta parte de la cordillera de los andes, el clima está condicionado por dos estaciones bien marcadas, una seca entre los meses de mayo a octubre donde la temperatura durante el día es de 10°C y en la noche desciende a -5°C. La estación húmeda está comprendida entre los meses de noviembre a abril, donde hay precipitaciones de lluvia, granizo y nieve y la temperatura durante el día es de 18°C y en la noche desciende a 7°C”.

La vegetación se compone de pastos típicos de la puna resistentes a la sequía, entre ellos pastos e ichu, musgos, líquenes y jaretas, que son alimento de auquénidos y ovejas.

2.1.4. Hidrología y drenaje.

Las aguas provenientes de los deshielos y lluvias forman riachuelos, corrientes y luego ríos, el drenaje es dendrítico, siendo el principal colector el río Opamayo, el cual desemboca en el río Lircay, afluente del río Mantaro, que discurre al Océano Atlántico.

El tipo de drenaje es dendrítico, el cual está controlado por la forma de relieve que se presenta en el área de la mina.

2.1.5. Recursos.

a. Recursos naturales.

El principal recurso natural es el yacimiento polimetálico constituido por minerales de: plata, plomo, zinc y cobre, que son explotados por la Compañía de Minas Buenaventura S. A. A.

b. Recursos hídricos.

El agua necesaria para las minas, concentradoras y campamentos se obtiene de estanques y quebradas que antes se almacenaban en embalses. El río Opamayo es utilizado para la generación de electricidad con la Central Hidroeléctrica de Huapa, abasteciendo de energía a la Unidad Minera.

c. Recursos humanos.

En la zona se cuenta con mano de obra calificada, que tienen experiencia en trabajos mineros, por lo que no se tiene necesidad de traer personal de otros lugares.

2.1.6. Geología regional

En el distrito Minero de Julcani afloran rocas metamórficas y sedimentarias Paleozoicas y Mesozoicas, rocas ígneas del Terciario y depósitos cuaternarios (ver plano N° 2) y Lámina N° 2.

2.1.6.1.Estratigrafía Grupo Excélsior.

Está conformado por filitas y cuarcitas de edad Devónico Inferior; están cubiertas en discordancia angular por las rocas del grupo Ambo y Mitu. Aflora en Palcas (Túnel Gandolini) y Antacancha (Mina Mimosa y Tablapampa).

- Grupo Ambo

Están representados por un paquete de sedimentos que sobreyacen en discordancia angular a las rocas del Grupo Excélsior. Esta serie de rocas está conformada por:

- Conglomerados de color gris claro con cantos de filitas y cuarcitas en la base de la sección
- Calizas en pequeños paquetes de arrecifes coralinos, areniscas calcáreas y areniscas en la parte media de la sección.
- Areniscas con resto de plantas y braquiópodos en el tope de la sección.

A toda esta serie discordante de rocas ubicadas entre los grupos Excélsior y Mitu se les correlaciona con el conjunto de los grupos Ambo, Tarma y Copacabana de edad Carbonífero y Pérmico Inferior (Newell 1,953, Megard 1,983). Estas rocas afloran en la quebrada Huajya (Palcas) y quebrada del río Opamayo muy cerca al Caserío Palcas y sobre la bocamina del túnel Gandolini.

- Grupo Mitu

“Son areniscas, lutitas y aglomerados de color rojizo violáceo de edad Pérmico Superior (Newell, 1953), están cubiertas por las rocas del Grupo Pucará. Afloran en las inmediaciones de la quebrada Palcas y mina Cambalache y Tablapampa”.

El Grupo Mitu, además en área presenta secuencia de derrames y brechas volcánicas, así como tobas soldadas, ambos miembros litológicos aparecen en franjas orientadas con rumbo NW-SE.

- **Grupo Pucará.**

“Está conformado por calizas de edad Triásico - Jurásico Inferior (Jenks, 1951), y son cubiertas por rocas del Grupo Goyllarisquizga. Afloran en Pallagos, Ccochaccasa y Tablapampa. En el cuadrángulo de Huachocolpa el Grupo Pucará está constituido por las formaciones Chambará, Aramachay y Condorsinga”.

- **Grupo Goyllarisquizga.**

“Está conformado por cuarcitas y lutitas marrón rojizo del Cretáceo Inferior: Aptiano (Wilson, 1963); subyacen a las calizas de la formación Chúlec. Aflora en las inmediaciones de Huapa. La secuencia arenosa tiene un espesor aproximado de 50 m. mientras que hacia el río Opamayo se hace más grueso. Estructuralmente forma parte de un sinclinal, el que hacia el lado este se presenta fallado. Hacia la central de Huapa (Central Hidroeléctrica de Julcani) y hacia el sur de Paguana, sus afloramientos constituyen un anticlinal cuya litología monótona es constituida por areniscas de color marrón claro a beige con pigmentación violáceas. Incluyen horizontes lutaceos. Hacia el techo las areniscas son más cuarzosas blanquecinas de grano grueso hasta conglomeráticas”.

- **Formación chúlec.**

Son calizas de edad Cretáceo Inferior, Albiano (Wilson, 1963), generalmente conocidas como calizas del Grupo Machay (Mc. Laughlin, 1924), afloran en Pampas y forma la cresta del Cerro Uchuycosucuyo en la centra de Huapa, (Ver lamina 3).

Mitológicamente está constituida por lutitas calcáreas en la base, pasando hacia arriba a margas interstratificadas con horizontes de caliza delgadas con una coloración amarillenta y con espesores inferiores a 50 cm. A medida que va ascendiendo al techo los bancos de caliza son más gruesas alcanzando 1.0 m. de grosos intercalado con margas calcáreas nodulosas.

2.1.6.2.Rocas ígneas.

Se han diferenciado tres grupos de rocas: Rocas volcánicas Rumichaca, Rocas del Centro Volcánico de Julcani, Basalto a Olivino.

- Rocas volcánico Rumichaca.

“Son una secuencia de rocas volcánicas y sedimentos (Basaltos, margas, calizas, tufo riolítico, travertinos, conglomerados, intercalados con lutitas rojas y calizas blanquecinas). Estas rocas están plegadas y reposan en marcada discordancia angular sobre las rocas del Mesozoico y cubiertas por rocas del Centro Volcánico Julcani, igualmente en discordancia angular. Antes fueron asignadas al Grupo Casapalca y al Grupo Rumichaca del Terciario Inferior (Petersen, 1965; Arenas, 1966), Narváez, 1960, los llamó volcánicos Acobamba del Terciario Superior. En base a determinaciones radiométricas por el método K-ar se le asigna una edad de 22 millones de años de antigüedad, (Noble, 1974), correspondiente al Mioceno Inferior. Afloran en las inmediaciones de Hda. Constanca y Lircay”

- Rocas del centro volcánico Julcani.

“Son rocas piroclásticas, domos lávicos, flujos de lava y diques que sobreyacen o cortan a las unidades anteriormente descritas, provienen de un centro volcánico complejo ubicado en Julcani y que fuera activo en el Mioceno. El resumen siguiente está basado principalmente en trabajos de Noble” (1973-1974) y Charlton (1974).

El vulcanismo en Julcani ocurrió en tres etapas principales:

- **Depósitos cuaternarios.**

Depósitos Fluvio glaciares están restringidos a los valles y quebradas principales. Deslizamientos de tierras son geoformas importantes como aquellos de Constancia, Pongos y Pampas.

a) Etapa piroclástica

“Durante esta etapa se depositaron tufos brechas y tufos con estructura surgente ("Base-Surge Structure"), corresponde en gran parte a los Volcánicos Antacancha. (Arenas 1966). Se les diferencia de otras unidades porque contiene fragmentos de filitas y areniscas de las formaciones sedimentarias más antiguas, Son de composición riodacítica con biotita, fragmentos de lava riodacítica con hornablenda, esto sugiere que la primera actividad volcánica fue de domos riodacíticos con hornablenda, ahora desaparecidos por erosión. Los datos disponibles sugieren que la mayor parte de estas rocas piroclásticas fueron erupcionadas por más de una ventana volcánica distribuidas tal vez en un diámetro de 2 km. cuyo mayor núcleo estaría ubicado un poco al Este del Campamento de Julcani. Una edad radiométrica por el método K-ar da 10.5 millones de años antigüedad” (Noble, 1972).

b) Etapa Dómica

En esta etapa se han formado cúpulas de biotita y hornblenda levantadas por fluidos, flujos de lava y flujos de brechas y autobrechas asociados. Aunque modernas, las cúpulas se superponen un poco y forman milonitas y catalizadores in situ. La intrusión de domos y flujos de lava estuvo acompañada por la formación de brechas volcánicas.

Autoclásticas

Fragmentación parcial de lavas solidificadas por flujos de lavas o domo (autobrecha).

Alloclásticas

Formados por inyecciones magmáticas, explosión o concentración de gases como los diques de tufisita.

Piroclástica

Rocas producidas por erupciones volcánicas y depositadas como nubes ardientes y como depósitos surgentes y/o tufos subacuosos.

“Las láminas 2 y 3 muestran la ubicación de los posibles centros dómicos que forman parte de un protrusivo de igual litología y que son expresión de un batolito o magma en profundidad. Se interpreta en forma general que el emplazamiento de los domos ha sido controlado por los fallamientos pre - volcánicos. Estas rocas corresponden en parte a los volcánicos Sacramento y Pórfido Tentadora” (Arenas 1966).

c) Etapas de Diques y Domos Silíceos

“Los diques forman un sistema radiado con intersecciones en el área de Tentadora. Los diques de tufisita están distribuidos en muchas áreas como Tentadora, Nuestra Sra. del Carmen, Estela, Manto y Nueva Herminia. son post-alteraciones hidrotermales y preminerales, irregulares y con anchos variables entre 1cm. y 10cm. Otros diques preminerales como San Pedro (Mimosa) son de composición dacítica. El dique Tentadora - Antacancha de composición dacítica fue emplazado después de la alteración hidrotermal y un poco después de alguna mineralización, este dique es transversal a la veta Rosario y Estela. El dique Bulolo - Estela se emplazó al final de la

actividad hidrotermal, es de composición riodacítica, es subparalelo al fracturamiento de las vetas Rosario, Docenita - Estela. Una edad radiométrica arrojó 10.5 millones de años”.

“El domo riolítico Maboy y aquel por debajo del nivel 580 de Herminia son anteriores al dique Tentadora - Antacancha, es cortado por la veta Docenita. El domo riodacítico Orcohuasi intruyó lavas alteradas, se le considera de la misma edad que el dique Bulolo”.

d) Basalto

“Un basalto a olivino está expuesto en la parte N-E de Herminia, probablemente no relacionado con el centro volcánico de Julcani. Se le encuentra como dique o derrames lávicos. Una edad radiométrica arrojó 2.2 millones de años”.

2.1.7. Geología estructural

“Las rocas Paleozoicas de Julcani han sufrido fuertes efectos de deformación originados por una o más fases de la orogenia Hercínica. Adicionalmente estas rocas y las Mesozoicas que rodean y son substrato de las rocas del Centro Volcánico de Julcani, forman un anticlinal asimétrico con un eje NE a SW. El mencionado anticlinal está roto en sus dos flancos por fallas longitudinales paralelas a su eje, en su flanco oriental roto por las fallas Tucsi y Tuclla que ponen en contacto las rocas de los grupos Mitu con Excélsior y Mitu con Pucará, las fallas Orito y Pirca que ponen en contacto las rocas de los grupos Goyllarisquizga y Chúlec con Pucará. En su flanco occidental está roto por la falla Palcas que ponen en contacto las rocas de los Grupos Ambo con Excélsior. Este plegamiento y fallamiento es de edad Eoceno Superior - Oligoceno Inferior y corresponde a la primera fase de la orogenia Andina. El fallamiento es normal y tiende a ser vertical y con un desplazamiento superior a los 500 metros”.

Posteriormente, las fallas laterales de rumbo NW-SE representadas por las fallas de Lircay y Pampas reemplazaron al anticlinal de Julcani y las fallas de rumbo NE-SW. Esta actividad tectónica activa durante el Oligoceno Medio y Superior probablemente corresponde a la segunda etapa de la orogenia andina con actividad magmática subsiguiente; en Julcani, representado por rocas volcánicas del Mioceno Rumichaca.

Después de un período de erosión desde el Mioceno hasta el Mioceno superior, se produjo otra actividad magmática que dio lugar a la ubicación del centro volcánico Julcani. Está influenciado por las intersecciones de las fallas Lircay y Pampas con el eje anticlinal y sus intersecciones con las fallas Palcas, Tucsi, Tuclla y Orito, entramado estructural resultante de ventanas volcánicas, y rocas en medio de Julcani - el volcán era joven . en el mundo medio tardío.

Luego, un nuevo período de deformación, la tercera fase de la orogenia andina, se intensificó por el ascenso del magma subyacente y el posterior hundimiento, reactivándose las fallas de Lircay y Pampas, así como otras fallas como la de Tucsi, que por al complejo proceso de hundimiento, se formaron grietas complejas debido al enfriamiento. , lo que permitió el ascenso de la solución mineralizada, principalmente en fallas del sistema NW-SE paralelas a las fallas de Lircay y Pampas y en menor medida en tendencias NE-SW.

2.1.7.1.Evidencias geológicas de su tectónica.

- a. Las rocas del grupo Excélsior del Devónico inferior, las más antiguas reconocibles en la zona, son las unidades litológicas estructuralmente más perturbadas encontrándose bien falladas y plegadas.
- b. Algunas estructuras de rumbo NE-SW como las fallas Palcas y Tucsi, que dislocan las rocas pre-volcánicas no presentan distorsiones en los volcánicos que la cubren.

- c. Así mismo observando la geología pre-volcánica vemos que no hay correspondencia litológica y estructural de lo que se observa al Norte y Sur de las fallas Lircay y Pampas. Este fallamiento del sistema NW-SE desplaza sinistralmente a las estructuras del sistema NE-SW.
- d. La reactivación de fallas del sistema NW-SE, representado por la falla Pampas que pone en contacto tufos-brecha del Mioceno con las calizas Chúlec del Cretáceo Inferior. Esta reactivación tectónica es corroborada por la orientación de los Lineamientos Estructurales Mineralizados de Julcani y que son también de rumbo NW-SE. La orientación subparalela del dique Bulolo-Estela a las vetas Docenita y Estela y del dique San Pedro a las vetas, San Demetrio y San Pedro Chico, todos con una orientación predominante NW-SE. El rumbo e inclinación variada que presentan los diques de tufisita en muchas áreas de Julcani.
- e. Mineralización de vetas de rumbo N-S, como las vetas 82, Carmencita, veta 170, Santo Domingo, Acchilla 2, etc.; prueban la reactivación de las fallas del sistema N-S.
- f. La presencia de sistemas conjugados de vetas en Herminia, Docenita- 2 NW, Luz 82-Esperanza, y Esperanza Techo; en Nueva Herminia, Jimena con Blanca y Margarita; en Mimosa, las vetas “A” y Mimosa con San Demetrio y Porvenir.
- g. Las diferentes manifestaciones de fallamientos post-minerales que ocurre en las vetas y cajas de las vetas Docenita, Jimena, Mocita, etc. También la presencia de fallas de diferentes ángulos que desplazan las vetas de los sistemas NW- SE y N-S como ocurre con las vetas Docenita y Ramal 462 en los niveles 630 y 680.

- h. El alineamiento de los domos siguiendo el rumbo de las estructuras pre- volcánicas y su correspondiente mayor manifestación de diques radiados en el centro del distrito como es en Tentadora - Julcani.

2.1.6. Geología local

En el área de Acchilla, se presentan una serie de afloramientos discontinuos delgados rellenos con panizo, fina disseminación de pirita con puntos esporádicos de galena, en algunos casos tetraedrita, venillas de baritina, óxidos de fierro, roca argilizada y sericita en las cajas.

En promedio son vetas angostas menores a 0.70 metros de ancho, y en algunos casos se presentan anchos hasta de 2.5 metros (Ejemplo: V. Acchilla 2, V. Manto, V. Desconocida), estas vetas se presentan en estructuras tipo rosario, de alta ley de plata, con adelgazamientos y empobrecimientos tanto horizontal como verticalmente.

La litología en la mina Acchilla es de lavas dacíticas, autobrechas y brechas, consideradas como buenas rocas para el fracturamiento y por ende receptáculos de mineral. También se tienen horizontes de tufos subacuosos, diques de tufo brechas reactivados, fracturas rellenas con tufasita, y al extremo NE de Acchilla se tiene horizontes de Filitas con Calizas (Ver plano N° 3).

Cabe señalar que dentro del área de Acchilla, puede haber por lo menos dos focos de mineralización relacionados a los domos volcánicos de Acchilla y Mercedes.

Dentro de la Mina Acchilla las estructuras presentan 3 tipos de alineamientos definidos, siendo el primero con rumbo NW-SE con las vetas Desconocida, Acchilla, Acchilla 7B, Anite, Manto, Karina, Lupita, Jesús, María, Catalina, María José. Con rumbo N-S las vetas Acchilla 2, Anna, Elsa, Lucia, Chapi, Maju, Fátima y otro con rumbo NE-SW con las vetas Acchilla 1R, Elena, Rossana, Ariana, Lucero, Ninoska, Acchilla 7, Mafe, Transversal María.

Actualmente se vienen trabajando en cinco niveles (460, 420, 390 y 380), teniéndose a la veta Jesús como la veta principal, la cual ha sido reconocida en los niveles 460, 420 y 390 a lo largo de 550.0 m. de longitud y 200.0 m. verticales, con una ley promedio de 23.3 OzAg/TCS para un ancho diluido de 0.89 m.

2.1.7. Geología económica

2.1.7.1. Génesis y paragénesis del yacimiento.

“Julcani es un depósito epigenético del tipo relleno de fractura y con mineralización de Ag-Pb-Bi-Cu-WO₃. Algunas vetas como Estela y Rosario contienen Zn. El área mineralizada comprende de dos parte: Uno dentro de los volcánicos Terciarios, más conocida y en actual explotación, tiene 5 kilómetros de largo y 3 de ancho, comprende las Minas Herminia, Nueva Herminia, Mimosa, Sacramento, Estela, Tentadora, Nuestra Señora del Carmen, Rita, Acchilla, Manto y Condoray. La otra área mineralizada y poco conocida aún, es la que conforman la mineralización en rocas pre-volcánicas como Pallagos y Maboy en las calizas Pucará y Bernabé con Tablapampa en las filitas del Excélsior. Aunque vamos a referirnos sólo a la mineralización en rocas volcánicas, la mayoría de las vetas tiene un ancho promedio entre 0.50 a 2.00 m. muchas de 10 a 50 cm. de ancho y muy pocas entre 2.00 a 8.00 m. (esporádicos clavos mineralizados tienen mayor potencial). Este yacimiento constituye un ejemplo típico de un depósito extra- mensurable con mineralización íntimamente relacionada a la actividad volcánica”.

En Herminia los estudios de isótopos de azufre en sulfuro y sulfato e inclusiones fluidas coinciden en indicar que la temperatura de la mineralización en la zona de cobre (donde hay enargita) tuvo lugar entre unos 400 °C y 320° C y que en las zonas periféricas fue quizá unos 30 ° C menos. (U Petersen, 1970).

- Mineralogía

La mineralogía reconocida como minerales de Mena son cobre gris ($\text{Cu}_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$), Enargita (Cu_3AsS_4), Esfalerita(ZnS), Galena(PbS), Platas Rojas (Proustita: Ag_3AsS_3 – Pirargirita: AgSbS_3), Polibasita-Perceita ($\text{Ag,Cu}_{16}\text{Sb}_2\text{S}_{11}$ – ($\text{Ag, Cu}_{16}\text{As}_2\text{S}_{11}$), Buornonita – (CuPbSbS_3), Calcopirita – (CuFeS_2), Jamesonita – ($\text{Pb}_4\text{FeSb}_6\text{S}_{14}$), y como minerales de Ganga se tiene Baritina ($\text{Ba}[\text{SO}_4]$), Calcita(CaCO_3), Arsenopirita (FeAsS), Pirita (FeS_2), Marcasita (FeS_2), Bismutinita (Bi_2S_3), Limonitas (OxFe), Siderita (FeCO_3) y sílice. Estudios al microscopio indican que algunas piritas tienen plata y oro. En Estela el oro se presenta como eléctrum, libre, y algunas veces son esfalerita. Los minerales de ganga: alunita, ankerita, apatito, baritina, calcita, kaolin, feldespato, marcasita, arsenopirita, oropimente, pirita, rejalgar, sílice, siderita.

El mineral de mena de Acchilla es tetraedrita, enargita, esfalerita, galena y platas rojas y el mineral de ganga es: baritina, calcita, pirita, siderita y sílice.

- Paragénesis

Las relaciones de las fases mineralógicas de Julcani, en el tiempo y en el espacio están resumidas.

2.1.7.2.Zoneamiento.

“En Herminia las soluciones cambiaron de wolframio a cobre, de cobre a plata y luego plomo-antimonio; algo similar ocurre en Mimosa y muy probablemente en Estela, Carmencita, Manto y Nueva Herminia, (Goodell 1970, O.Mayta, J.Herrera 1987), sugieren que la mineralización de sulfosales con cobre, ya que los tipos de mineralización pueden ser resultados de una misma actividad mineralizante. En Estela el oro y cobre aumentan en profundidad”.

2.1.7.3.Alteraciones. alteración hidrotermal.

De la veta hacia afuera la alteración hidrotermal está representada por silicificación, caolinización, propilitización y sericitización; son abundantes en las vetas de Herminia, Mimosa, Nueva Herminia y Estela. La silicificación es abundante dentro de las vetas en Herminia y Nueva Herminia. Algunas vetas presentan alunitización hipógena como en Tentadora y zona Oeste de Herminia. En Acchilla predomina la caolinización y sericitización

2.1.7.4.Estructuras de las vetas.

Las Principales estructuras de las vetas son:

- a) Los cimoides y lazos cimoides como en la veta Mimosa, Achilla 2 y Jesús.
- b) Las uniones o eslabones, son muy comunes en las minas Herminia, Mimosa, donde las estructuras están muy próximas como la veta 155. Ofelia que son paralelas y están entre las vetas Pozo y 2.
- c) Las Vetas en escalera o echelón son comunes en Tentadora (veta Rosario), vetas 2,10 y Mocita Ramal 202 en Herminia.
- d) Los ramales son típicamente tensionales y de poca longitud, como el ramal 500 de la veta Docenita, 625 de Rosario, Jimena Ramal 120, Ariana de A-2

Las características de estas estructuras son:

- “Trituramiento o fracturamiento paralelo o transversal al rumbo de la veta muy común en Herminia (veta Docenita, 2NW, 8, etc.), la mineralización en muchos casos está restringida a las caras o planos de estos bloques. Muchas veces el fracturamiento transversal es muy intenso pero siempre termina en las cajas”.

- Brechamiento de las rocas dentro de las cajas, la mineralización tiene este aspecto y está a manera de matriz (vetas 2, 2 NW, Docenita R-19).
- Bandeamiento, coincide con un fracturamiento paralelo (vetas 14 Ramal 198, 160, etc.).
- Crustificación simétrica, se encuentra en la veta Rosario, Apachurrita, Juliana R-876, Docenita R-623, Jimena, etc.
- Diseminaciones, como en la parte transicional de cobre a plomo en la veta Docenita, 2 NW, Carola, etc.
- Geodas, en los niveles superiores de Herminia principalmente.

2.1.7.5. Lineamientos estructurales mineralizadas

Generalizando y hablando económicamente, la mineralización se emplazó en diferentes fracturas distribuidas en cuatro Lineamientos Estructurales importantes de rumbo general Noroeste-Sureste que se anotan a continuación.

- **Vetas Mimosa-Tentadora-Herminia:** Es el más desarrollado. A este Lineamiento pertenecen entre otras, las vetas Hada, Rosario, Docenita, etc.

- **Vetas Estela-Serranita-María-Magdalena:** Ubicadas a 350 mts. al Suroeste de las vetas del Lineamiento Herminia - Tentadora - Mimosa. Este Lineamiento presenta mineralización de WO₃, oro y plata. La última veta mencionada ha sido poco o nada explorada.

- **Vetas Jimena-Mery-Margarita:** Ubicadas a 600 mts. al Suroeste de las vetas de Herminia -Tentadora. Los desarrollos dieron muy buenos resultados.

- **Vetas Manto – Rita:** Ubicadas a 400 mts. al Suroeste de las vetas Jimena - Mery.

Al NE del primer Lineamiento estructural, tendríamos otros dos Lineamientos mineralizados con una extensión de poco más de 1km. de rumbo NE- N, estos son:

- a. Vetas Blanquita-Acchilla (Acchilla 2, Rossana, Anna, Elena, etc).
- b. Vetas Herminia-Carmencita-Nuestra Sra. del Carmen.

2.1. Antecedentes de la investigación

Calcina (2018), en su tesis “Diseño y sostenimiento del bypass 942 (nivel 3340) para optimizar la seguridad de las operaciones en la mina Chipmo”, tuvo como objetivo diseñar y sostener el bypass 942, mediante la caracterización geomecánica y el análisis de estabilidad en el nivel 3340 de la mina Chipmo. Para ello, se empleó una metodología aplicada con un diseño exploratorio. Concluyendo que de acuerdo a la caracterización geomecánica determinamos que la roca, en el bypass 942, es una roca mala de tipo IV que requiere sostenimiento con pernos, shotcrete y marcos ligeros de acero.

Guerra et al. (2021), en su tesis “Evaluación geomecánica para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad, Galería Mercedes Mina Artesanal Suirupata - Acopalca”, tuvo como objetivo analizar el resultado de la evaluación geomecánica para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad en la galería Mercedes de la mina artesanal Suirupata – Acopalca – Pasco 2021. Para ello, se realizó una investigación aplicada de nivel descriptivo – explicativo con un diseño no experimental. Concluyendo que de acuerdo a la caracterización del macizo rocoso, en la galería Mercedes, mediante el RMR es una roca de clase III con una calidad de roca mediana. Por otro lado, mediante el estudio realizado con Q de Barton es una roca de tipo regular. por ende, se implementará un sostenimiento con pernos sistemáticos de 4 m de longitud, espaciados de 1.5 – 2.0 metros en la corona y en las paredes u hormigón proyectado de 4 cm con fines de seguridad para los trabajadores y equipos en la mina artesanal Suirupata.

Julca (2019), en su tesis “Estudio geomecánico y voladura de rocas en nivel 2215 – Mina Candelaria – CMH S.A.C. – 2019”, tuvo como objetivo determinar cómo influye el estudio

geomecánico en la voladura de rocas del Nv. 2215 de la Mina Candelaria de Consorcio Minero Horizonte S.A.C. Para ello, se empleó una metodología de investigación de tipo aplicada con un nivel descriptivo y el procedimiento de recolección de datos fue a través de la observación directa. Así, se llegó a la siguiente conclusión: El estudio geomecánico influye significativamente en la voladura de rocas del Nv. 2215 de la Mina Candelaria de Consorcio Minero Horizonte S.A.C., especialmente en la RP 850S.

Mamani (2018), en su tesis “Diseño geotécnico del Crucero XC 410, Mina Shalca”, tuvo como objetivo conocer las dimensiones del crucero XC - 410 de acuerdo al comportamiento del macizo rocoso y a la mineralización de la Mina Shalca. Para ello, empleó una metodología de investigación de tipo aplicada con un diseño exploratorio, descriptiva y explicativa. Así, se obtuvo la conclusión de que “para labores permanentes en la ejecución del crucero XC-410, de acuerdo a la condición litológica del terreno, el tiempo de autosoporte para un avance de 3 metros sin sostenimiento es de aproximadamente de 14 horas, mientras que el tiempo de autosoporte para un avance de 4 metros sin sostenimiento es de aproximadamente 9 horas”.

Valdivia y Gómez (2019), en su trabajo de investigación “Comparativa de Labores entre Tipo Baúl y Tipo Herradura en el Diseño del Bypass 6420 (Nivel 4400) en la U.O. Inmaculada - Sociedad Minera Ares S.A.C.”, tuvo como objetivo analizar la viabilidad técnica del cambio de diseño para labores permanentes de sección tipo “baúl”, a sección tipo “herradura” del bypass 6420 (Nivel 4400) en la U.O. Inmaculada. Para ello, se empleó una metodología de investigación de tipo no experimental con un nivel descriptivo. Así, se concluyó que el diseño de tipo circular es más estable geo mecánicamente y por ende más factible en costos de sostenimiento en comparación de un diseño de sección tipo baúl en el diseño del bypass 6420 (Nivel 4400) en la U.O. La Inmaculada - Sociedad Minera Ares S.A.C.

2.2.Bases Teóricas

2.2.1. *Parámetros geomecánicos*

2.2.1.1.Dominios geomecánicos.

2.2.1.1.1. *Modelo geomecánico.*

La construcción del modelo geomecánico es el primer paso importante antes del inicio de los trabajos subterráneos, ya que describe todos los aspectos geomecánicos (geología, estructura, macizo rocoso, hidrogeología y condiciones de tensión) que caracterizan el entorno a realizar. Se están realizando obras subterráneas. Cada uno se describe con más detalle a continuación:

- Modelo geológico

Este modelo “debe representar la distribución de los materiales involucrados en el desarrollo de las labores mineras” (Osinergmin, 2017, p. 42). “Asimismo, los tipos de materiales no solo deben considerar a la litología, sino también el grado y tipo de alteración u otros parámetros geológicos que podrían modificar de manera negativa o positiva el macizo rocoso”.

“Por otra parte, es importante identificar las características morfológicas, geológicas y la génesis de la mineralización, como también este modelo debe de estar enfocado en la geología global (roca encajonante y estructura mineralizada)”.

- Modelo estructural

“Este modelo considera dos niveles: estructuras mayores e intermedias y estructuras menores. El primero es más continuo, aunque relativamente espaciadas y en la mayoría de los casos está constituido por material alterado, que influye de manera preponderante en la estabilidad de las labores. El segundo tiene continuidad limitada y son muy poco espaciadas, ello afecta en la estabilidad de las labores al igual que las estructuras mayores”.

- **Modelo de macizo rocoso**

“Este modelo está constituido por los siguientes análisis: a) propiedades de la roca intacta, b) índice RQD, c) clasificación geomecánica, d) resistencia de las estructuras menores y mayores, y e) propiedades de resistencia del macizo rocoso. Siendo así, que este método debe determinar las propiedades geomecánicas del macizo rocoso que será empleada en el análisis y diseño de labores subterráneas”. (Osinermin, 2017)

- **Modelo hidrogeológico**

“Este método permite identificar la posible infiltración de agua en la mina. Así, permite evaluar los potenciales efectos de las aguas sobre la estabilidad de una mina subterránea. Es así, que se debe incluir en la evaluación los siguientes aspectos: a) infiltraciones que afectarían a las operaciones mineras, b) campo de presión de poros que afectarían en la profundización de la mina, y c) potencial ocurrencia de infiltraciones súbitas de agua a la mina subterránea”.

- **Condiciones de esfuerzos**

“La evaluación del estado de esfuerzos es importante, ya que los esfuerzos inducidos pueden dar origen a las concentraciones de esfuerzos que causan la inestabilidad local y global del macizo rocoso”.

2.2.1.1.2. Dominios geomecánicos.

“Los dominios geomecánicos se establecen después de haberse construido el modelo geomecánico y luego subdividirlo en zonas denominadas considerando características similares u homogéneas. Estos están asociados a las características geológicas del lugar y a los mecanismos de falla esperados para cada sector”.

2.2.1.1.3. Mecanismos de falla.

La estabilidad de las excavaciones mineras depende del macizo rocoso, estructuras y los esfuerzos presentes.

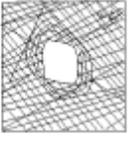
- Mecanismos de falla controlada por esfuerzos

La influencia de los esfuerzos en una excavación minera depende de la magnitud y orientación de los esfuerzos, dimensiones de las excavaciones y tipo o calidad de macizo rocoso.

- Mecanismos de falla controlada por estructuras

“Una excavación minera a poca profundidad está influenciada por los sistemas estructurales del macizo rocoso. Es así, que a medida que el minado se profundiza y las excavaciones aumentan originan zonas de fallamiento por sobreesfuerzo”.

Figura 1. Ejemplos de mecanismos de falla y comportamiento del macizo rocoso para facilitar la comprensión del comportamiento del macizo rocoso.

	Masivo (RMR>75)	Moderadamente fracturada (50>RMR<75)	Altamente fracturada (RMR<50)
Esfuerzos in situ bajos	 Respuesta elástica lineal	 Destizamiento o caída de bloques y cuñas	 Destajamiento de bloques de la superficie de la excavación
Esfuerzos in situ intermedios	 Falla rígida adyacente al contorno de la excavación	 Falla rígida localizada de roca intacta y movimiento de bloques	 Falla rígida de roca intacta y destajamiento a lo largo de las discontinuidades
Esfuerzos in situ altos	 Falla rígida alrededor de la excavación	 Falla rígida de roca intacta alrededor de la excavación y movimiento de bloques	 Roca deformable, comportamiento plástico

Fuente: Osinergmin

2.2.1.2. Criterios geomecánicos.

2.2.1.2.1. Criterios geomecánicos.

“Los criterios geomecánicos a considerarse al llevar a cabo un proyecto minero son los siguientes: a) Criterios geomecánicos para el diseño (uso de la excavación minera, factor de seguridad y/o probabilidad de falla, área de influencia y normas técnicas aplicables), b) Criterios geomecánicos durante la construcción y operación (estándares constructivos, especificaciones técnicas, técnicas de construcción y explotación, mapeo, instrumentación y monitoreo), y c) Criterios geomecánicos para el cierre de minas (durabilidad, monitoreo y mantenimiento)”.

2.2.1.2.2. Criterios de aceptación.

- Factor de seguridad

El factor de seguridad “es una medición determinista de la relación entre las fuerzas resistentes (capacidad) y las fuerzas actuantes (demanda)” (Osinergmin, 2017, p. 46). Así, el factor de seguridad (FS) de una estructura se determina a través de lo siguiente:

$$FS = \frac{C}{D}$$

Donde:

FS = Factor de Seguridad.

C = Capacidad de soporte de carga del sistema.

D = Fuerzas actuantes o demanda sobre el sistema.

- Probabilidad de falla

La probabilidad de falla (PF) “es una aproximación mayormente utilizada para dar una evaluación más racional del riesgo asociado a un diseño particular” (Osinergmin, 2017, p. 47).

Asimismo, la probabilidad de falla es una función, no solo de promedios sino también de variabilidad de los datos de entrada.

Es así, que posee las siguientes características:

- Son complejos.
- Sus propiedades son raramente bien conocidas.
- Sus propiedades son muy variables en espacio y en tiempo.
- Las fuerzas actuantes sobre el sistema pueden ser complejas.

Cabe mencionar que existen dos opciones de uso de la probabilidad de falla: a) La opción 1 reconoce al FS como una variable al azar y busca la probabilidad de ser igual o menor que 1:

$$PF = P(FS) \leq 1$$

b) La opción 2 busca la probabilidad que la demanda (D) exceda la capacidad (C):

$$PF = P(C - D) \leq 0$$

2.2.1.3. Diseño geomecánico del método de minado.

2.2.1.3.1. Factores característicos del diseño geomecánico.

“Un yacimiento de mineral puede ser explotado por diferentes métodos, y por ello la selección del método y diseño de explotación subterránea debe ser de acuerdo a las características de un tipo de yacimiento: a) configuración geométrica (dimensiones y forma), b) disposición y orientación (profundidad, buzamiento y rumbo), c) tamaño (masivo, tabular o veta), d) Características geomecánicas (mineral y roca encajonante), e) distribución de ley (uniforme, variable, irregular), y f) aspectos ambientales”.

“Asimismo, las características geomecánicas del mineral y la roca encajonante influyen de la siguiente manera: a) selección del método de minado, b) dimensionamiento de aberturas y pilares, c) mecanización de las operaciones unitarias, d) sistema de sostenimiento, e) diseño de la estructura de mina, f) dimensionamiento de labores de desarrollo, preparación y producción, g) capacidad de producción, h) selección del equipo apropiado, y f) control y manejo del equilibrio del macizo rocoso luego de la explotación”

2.2.1.3.2. Métodos de explotación subterránea.

Los métodos de explotación en minas subterráneas se dividen en tres categorías, las cuales son los siguientes:

- Métodos sin soporte o hundimiento

En este método “los vacíos creados por la extracción del mineral se rellenan progresivamente con el material del hundimiento de la caja techo a medida que se siga minando” (Osinermin, 2017, p. 50). “Asimismo, se divide en dos: hundimiento por bloques (el cuerpo mineral es preparado para inducir a la inestabilidad del mineral y al ser este extraído por las labores inferiores por encima de los bloques se hunde gradualmente) y hundimiento por subniveles (la caja techo se hunde progresivamente para rellena los espacios vacíos originados por la extracción del mineral)”.

- Métodos soportados por pilares

En estos métodos “se dejan pilares de macizo rocoso o mineral como principal forma de controlar la estabilidad de áreas extraídas” (Osinermin, 2017, p. 50). “Asimismo, existen dos tipos: método de cámaras y pilares (el mineral es extraído de las cámaras y los pilares son dejados entre las cámaras como soporte para controlar la estabilidad), y tajeos por subniveles con cámaras

abiertas (los pilares de soporte son los pilares corona y pilares costilla que se dejan en mineral para controlar la estabilidad de la roca encajonante)”.

- **Métodos artificialmente soportados**

“Como es de conocimiento que la exploración subterránea llega a niveles profundos de la mina y que ello genera mayor inestabilidad, y surge la necesidad de un sistema de relleno eficiente. Es así, que este último es aplicable a métodos artificialmente soportados. Entre ellos se puede mencionar a los métodos de almacenamiento provisional”.

2.2.1.3.3. Métodos de explotación según exposición de personal.

“El diseño de excavaciones considerando la entrada del personal o no en la mina contribuye a reducir los riesgos de caída de rocas”. Es así, que, desde el nivel de riesgo del personal en el proceso de minado, los métodos de explotación se dividen en dos:

- **Métodos sin entrada de personal**

“Este método realiza el proceso de explotación sin presencia del personal dentro de los tajeos, y la extracción se realiza con equipos de control y telemando. Es así, que los métodos de explotación que se encuentran dentro de este grupo son: tajeos abiertos (*Open stoping*), tajeos por subniveles (*Sub level stoping*), hundimiento por subniveles (*Sub level caving*), y hundimiento de bloques (*Block caving*)”.

- **Métodos con entrada de personal**

“Se realiza la explotación minera con presencia del personal dentro de los tajeos, siendo así que en este proceso se debe considerar la estabilidad del macizo rocoso y la seguridad del personal. Los métodos de explotación que se encuentran dentro de este grupo son: almacenamiento provisional (*Shrinkage*), corte y relleno (*Cut and fill*), y cámaras y pilares (*Room and pillars*)”.

2.2.1.3.4. Tipos de excavaciones subterráneas según su uso.

Las excavaciones mineras subterráneas en función de la vida útil han sido divididas en dos grandes categorías:

- **Excavaciones mineras permanentes**

“En este tipo de excavaciones, el personal estará transitando durante gran parte de la vida de la mina y las labores deben cumplirse con todas las especificaciones técnicas de diseño y construcción para un lapso de tiempo que supere o se aproxime a la duración de la actividad minera”.

- **Excavaciones mineras temporales**

Las labores mineras temporales son “las excavaciones que forman parte de la infraestructura de explotación de un bloque mineral, siendo excavadas para el corto plazo (menor a 3 meses) o mediano plazo (menor a un año)” (Osinergmin, 2017, p. 53). Estas labores son menos riesgosas y el personal transitará y se expondrá dentro de estas labores hasta que finalice la explotación del tajo.

Figura 2.Tipos de excavaciones mineras subterráneas

Excavaciones mineras permanentes	Excavaciones mineras temporales
Rampas principales	Tajeos de explotación
Rampas	Galerías
Bypass	Subnivel de acceso
Chimeneas principales de ventilación	Crucero de acceso a tajeo local
Chimeneas principales de servicios	Crucero de extracción
Chimeneas <i>ore pass</i> principales	Cruceros de servicios (agua, aire, relleno, etc.)
Inclinados	Chimeneas o Slots de producción
Desarrollos del nivel principal	Chimeneas de ventilación de tajeos
Rutas de escape	Chimeneas de servicios de tajeos
Refugios	Chimeneas <i>ore pass</i> de tajeos, etc.
Cargaderos	
Áreas de oficinas y comedor	
Cámaras de refugio	
Salas de reuniones y/o monitoreo.	
Bodegas mineras	
Polvorines subterráneos	
Sub estaciones eléctricas	
Estaciones de primeros auxilios	
Excavaciones de chancado	
Estaciones de bombeo principal	
Áreas de talleres	
Estacionamiento vehicular, etc.	

Fuente: Osinergmin.

2.2.1.3.5. Riesgos asociados a los métodos de explotación y criterios de control.

“Los riesgos de los métodos de explotación subterránea son de acuerdo a la presencia o no del personal dentro del proceso de excavación de grandes cavidades o tajeos, ya que los riesgos son mayores cuando se tiene la presencia del personal y equipos”.

- **Manejo de riesgos de caída de rocas**

“La caída de rocas es el principal peligro de la explotación minera subterránea, ya que puede generar desde consecuencias insignificantes hasta catastróficas (fatalidades humanas). Es por ello, que se debe de gestionar los riesgos para el personal y los daños asociados a la caída de rocas”.

2.2.1.4.Consideraciones geomecánicas.

2.2.1.4.1. Efectos de la voladura en el macizo rocoso.

“Cuando el proceso de perforación y voladura se realizan de manera incorrecta causan daños en la roca y ello trae consigo efectos negativos en la estabilidad del macizo rocoso. Es así, que a continuación se brindan algunas recomendaciones para minimizar los daños en el macizo rocoso a consecuencia de la voladura”:

- a) Es recomendable determinar el índice de volabilidad y el factor de potencia FP (kg/m^3) del macizo rocoso para un explosivo determinado, mediante la evaluación de parámetros geomecánicos.
- b) Si por razones operativas se requiere un factor de potencia mayor, se debe tomar acciones para minimizar el posible daño en el macizo remanente.
- c) El conocer las propiedades del macizo rocoso, la resistencia a compresión de la roca, el espaciamiento y persistencia de los sistemas de discontinuidades y además considerar que la presencia de agua subterránea es un factor limitante en el rendimiento de la voladura.
- d) En excavaciones mayores es recomendable usar equipos de perforación auxiliado con programas de control automático del paralelismo, inclinación y desviación de los taladros.

e) Considerar el cálculo adecuado de la carga lineal (kg/m) y el espaciamiento de los taladros perimetrales para emplear técnicas de voladuras amortiguadas como el recorte y pre corte.

f) Etc.

2.2.1.4.2. *Tamaño y geometría de excavaciones.*

“Tiene influencia en la estabilidad de las excavaciones subterráneas la forma del perímetro de la excavación, la orientación respecto a las discontinuidades y los esfuerzos. Y algunas recomendaciones respecto a la forma de las excavaciones son los siguientes”:

a) Para la estabilidad, las formas esquinadas son desfavorables, porque las esquinas en ángulo son lugares de alta concentración de esfuerzos.

b) El efecto arco ayuda a lograr la estabilidad.

c) Para conseguir excavaciones estables, la forma de la excavación deberá acomodarse a los rasgos estructurales del macizo rocoso.

d) En rocas masivas y frágiles, la estabilidad está gobernada por la forma de la excavación.

Figura 3. *La forma en arco de las excavaciones favorece la estabilidad y las formas esquinadas desfavorecen la estabilidad*

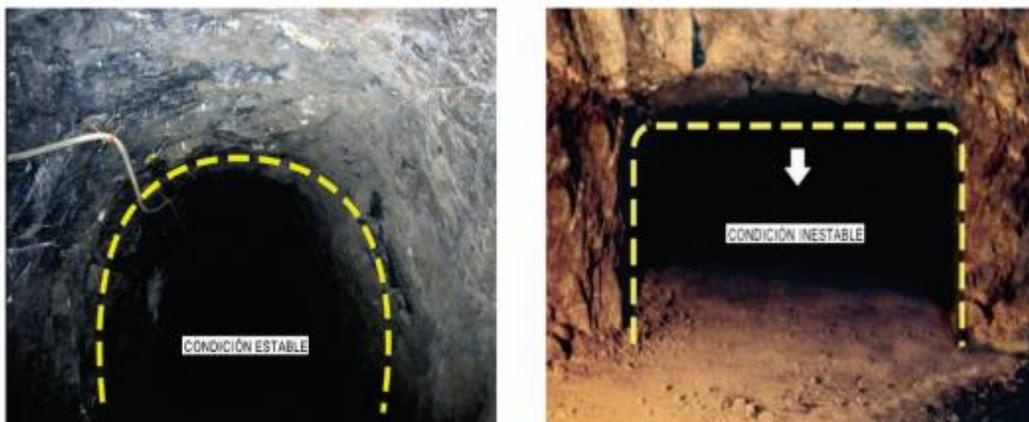
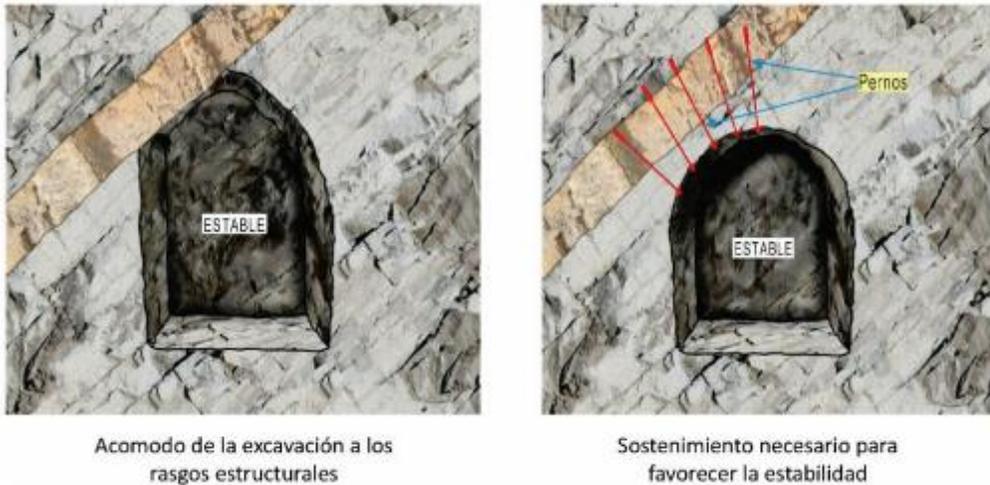


Figura 4. *Formas de las excavaciones*



Asimismo, se brinda recomendaciones respecto a la orientación de las excavaciones:

a) La orientación de la excavación, con respecto a rasgos estructurales como: fallas, diaclasas, etc. Tiene influencia en la estabilidad, por tanto, es mejor avanzar perpendicularmente a la discontinuidad o a las zonas de corte.

b) En ambientes de altos esfuerzos, no es adecuado avanzar cerca de fallas geológicas porque los esfuerzos se concentran entre la falla y la excavación.

c) En ambientes de altos esfuerzos, aún en rocas competentes pueden ocurrir reventazones y hasta estallido de rocas.

d) En condiciones de altos esfuerzos resulta adecuado avanzar o minar siguiendo la dirección del mayor esfuerzo principal horizontal. Se tendrán iguales consideraciones para la excavación de labores permanentes como: cámaras y talleres.

Figura 5. Orientación de la excavación con respecto a los rasgos estructurales



Condiciones de avance muy desfavorable para la estabilidad. La estructura rocosa funciona a manera de varillas apiladas en forma paralela a la excavación, las mismas que presentan inestabilidad.

Condiciones de avance muy favorables para la estabilidad. La estructura funciona a manera de varillas apiladas en forma perpendicular a la excavación, las mismas que presentan buena estabilidad.

Fuente: Osinergmin

Por otra parte, se brinda recomendaciones respecto al tamaño de excavaciones, las cuales son los siguientes:

- a) En roca de mala calidad no es recomendable ampliar las excavaciones porque se genera inestabilidad, siendo necesario adoptar medidas de control adecuadas.
- b) Considerar que un aumento en el tamaño de la excavación incrementa el peligro crece y genera que las rocas encajonantes se expongan a los rasgos estructurales.
- c) Tener cuidado con rocas intensamente fracturadas y débiles, porque el crecimiento de la excavación producirá su colapso.

Figura 6. *A mayor tamaño de la excavación se favorece la inestabilidad*



Fuente: Osinergmin

2.2.1.4.3. Desate de rocas

La mayoría de los accidentes en las minas subterráneas ocurren como resultado de la caída de rocas desde el techo de una excavación subterránea, que se rompe debido a la tensión resultante. Las piedras sueltas deben caer de manera controlada para crear un espacio seguro para los trabajadores.

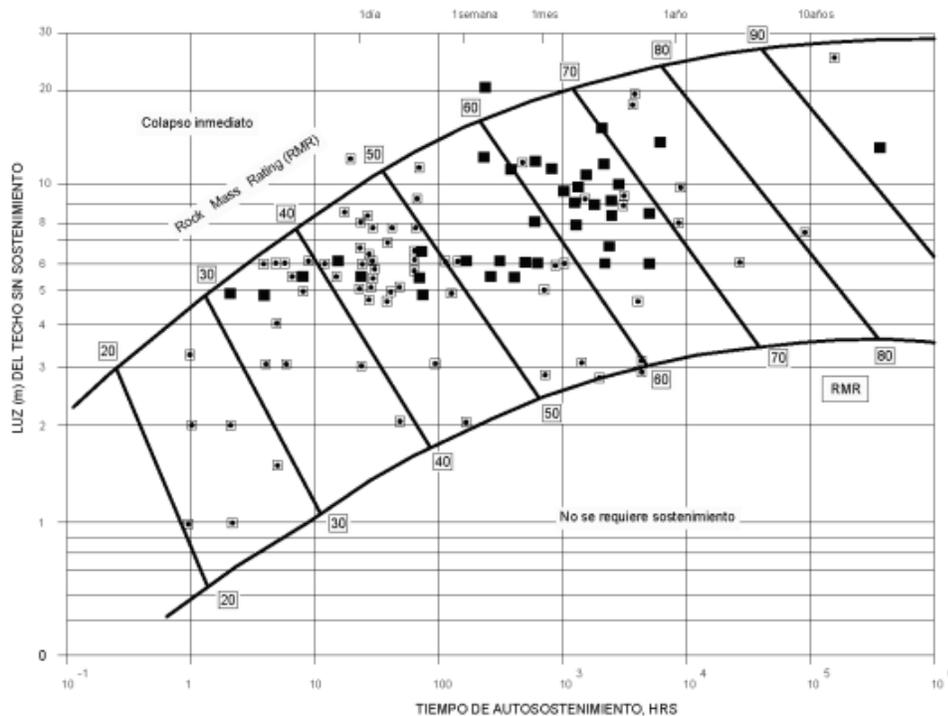
A continuación, se detalla algunas recomendaciones para el desate de rocas:

- a) Durante el desate se deberá poner suma atención a la identificación de las discontinuidades del macizo rocoso, los procedimientos de desate mecanizado y manual, así como los procedimientos para el desate de grandes bloques de roca.
- b) Se recomienda que para el desate los trabajadores apliquen el método “ROCA”, que significa: Razonar, Organizar, Clasificar y Actuar.
- c) Si existe roca débil se deberá aplicar el principio de “labor avanzada, labor sostenida”.

2.2.1.4.4. *Tiempo de auto sostenimiento*

“La clasificación de Bieniawski brinda una idea realista acerca del tiempo que permanecerá autoestable una excavación sin sostenimiento. Es así, que el sistema propuesto por Bieniawski correlaciona el ancho de la excavación con el tiempo del autosostenimiento”.

Figura 7. *Tiempo de auto sostenimiento de acuerdo al RMR (Bieniawski 1989)*



Fuente: Osinergmin

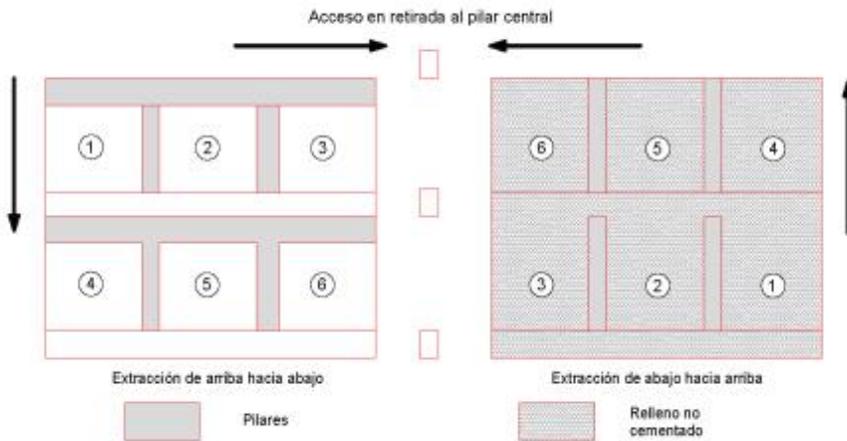
2.2.1.4.5. *Secuencia de explotación*

La secuencia de explotación se refiere “al orden de minado de los diferentes tajos planificados y diseñados” (Osinergmin, 2017, p. 80). “Asimismo, la secuencia de minado tiene influencias en la estabilidad global de la mina, ya que afecta el reacomodo de los esfuerzos en cada tajeo extraído. Por otra parte, la secuencia de minado está determinado por los requerimientos de ley de mineral, características del cuerpo mineralizado y las consideraciones de los esfuerzos inducidos”.

Algunos de las secuencias de minado son los siguientes:

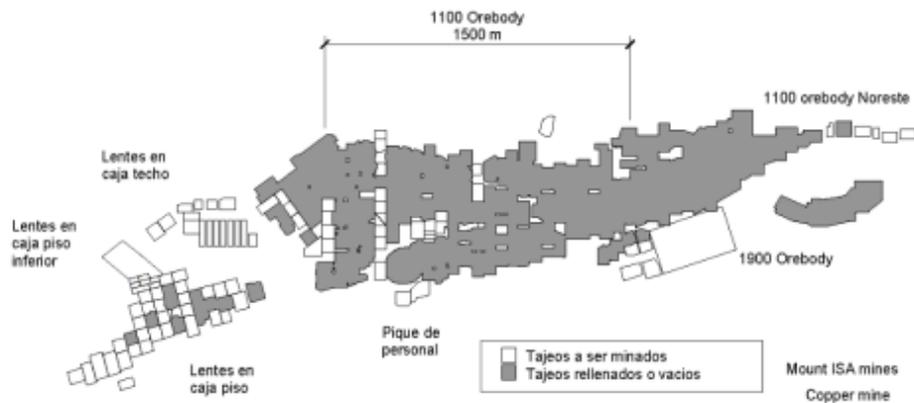
- a) Secuencia de arriba hacia abajo, donde es indispensable el uso de relleno.

Figura 8. *Secuencia de minado de arriba hacia abajo y de abajo hacia arriba*



- b) Secuencia de minado de norte a sur, donde en un primer instante de debe determinar la secuencia de minado y seguir sistemáticamente.

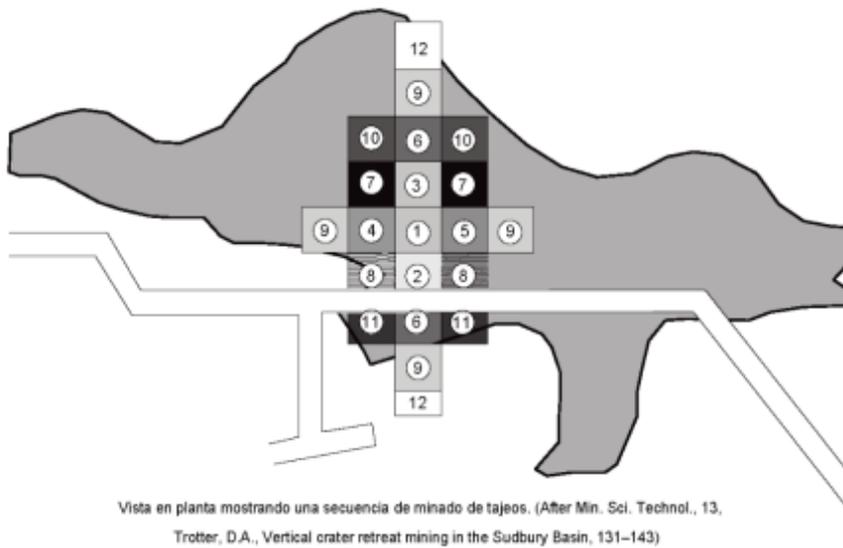
Figura 9. *Secuencia de minado de norte a sur*



Fuente: Osinergmin

- c) Secuencia tipo damero, donde se extraen los tajos de manera intercalada, utilizando relleno en pasta.

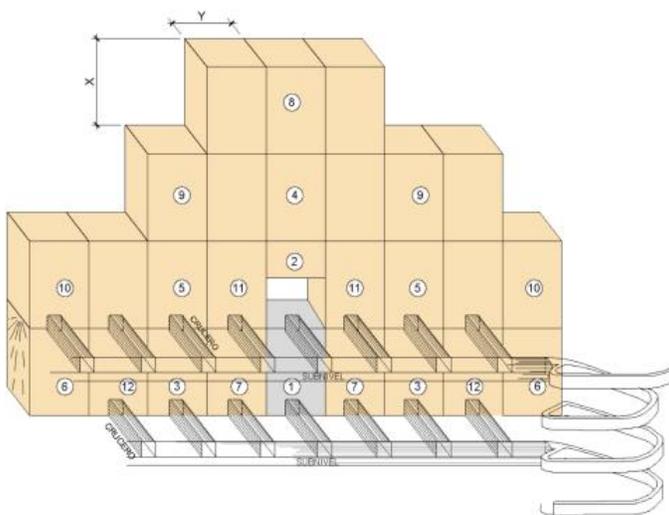
Figura 10. *Secuencia tipo damero en cuerpos masivos*



Fuente: Osinergmin

d) Secuencia de minado en pirámide, donde se utiliza relleno cementado en los tajeos primarios.

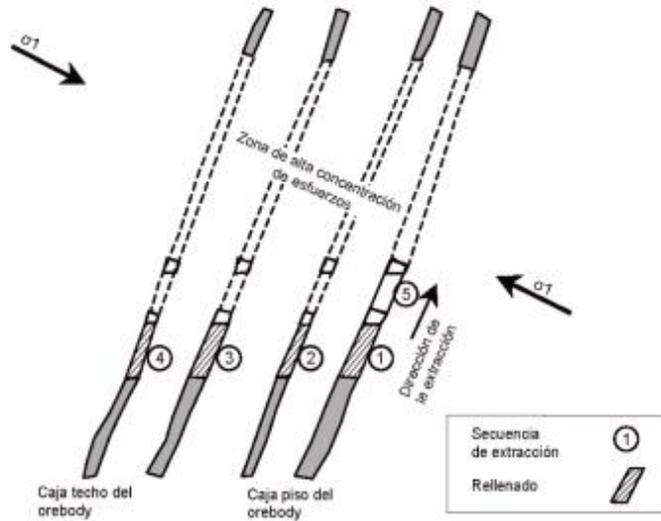
Figura 11. *Secuencia de minado en pirámide*



Fuente: Osinergmin

e) Secuencia de minado de piso a techo, se emplea para minimizar las deformaciones en la caja techo utilizando una secuencia desde la caja piso hacia la caja techo.

Figura 12. *Secuencia de minado de piso a techo*



Extracción del tajeo por la caja piso delante de otros tajeos en el mismo corte.
(From Villaesosa, E., Trans. Inst. Min. Metall., Sect. A Min. Ind., 105, A1-A10, 1986.)

Fuente: Osinergmin

2.2.1.5. Sostenimiento de excavaciones.

2.2.1.5.1. Diseño de sostenimiento.

En el diseño de los apoyos se tienen en cuenta los siguientes aspectos: las propiedades del macizo rocoso, el efecto de los esfuerzos naturales e inducidos, la relación de la dirección de excavación con las propiedades constructivas, la forma y tamaño de la excavación, y la capacidad de deformación de la parcela de tierra. Piedras y elementos portantes. Asimismo, el apoyo puede ser reactivo o proactivo. La acción pasiva se aplica al frente o cara de la excavación y requiere movimiento o deformación de la roca para operar. Estos agentes actúan en el macizo rocoso y son capaces de aportar refuerzo rocoso desde el momento de su instalación.

2.3. Definiciones conceptuales

Perforación: “Acción o proceso de elaborar un orificio circular con un taladro (perforadora) manual o mecánico (eléctrico o hidráulico)”.

Discontinuidad: “Cambio abrupto en las propiedades físicas de materiales adyacentes en el interior de la Tierra”.

Estabilidad: “Resistencia de una estructura, un talud o un muro de contención, a la falla por deslizamiento o colapso bajo condiciones normales, para las que fue diseñado”.

Seguridad industrial: “Conjunto de actividades dedicadas a identificación, evaluación y control de los factores de riesgo que pueden ocasionar accidentes de trabajo”.

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 empleado en la investigación básica.

Es así, que en esta investigación se busca aplicar la geomecánica para el diseño y construcción del bypass en el nivel 510 Mina Acchilla U.P. Julcani.

3.2. Nivel de Investigación

El nivel de investigación es explicativo- correlacional, ya que “intenta ir más allá de la investigación exploratoria y descriptiva para identificar las causas reales de un problema” (Abreu, 2012, p. 194). Por ello, esta investigación trata de explicar la aplicación de la geomecánica para el diseño y construcción del bypass en el nivel 510 Mina Acchilla U.P. Julcani.

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 aplicación de la geomecánica va generar efectos en el diseño y construcción del bypass en el nivel 510 Mina Acchilla U.P. Julcani.

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). La población de esta investigación es la mina Acchilla.

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). Siendo así, una parte representativa de la población. Es así, que la muestra de la presente investigación es el nivel 510.

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).

3.7.Metodología de trabajo

a. Recopilación de información básica

Comprende el levantamiento geotécnico de las labores de la mina, toma de muestras rocosas 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 labores y finalmente la redacción de tesis”.

3.8.Unidad de análisis

La unidad de análisis es el bypass, que fue diseñado y construido a partir de la aplicación de la geomecánica.

3.9.Técnicas e Instrumentos de recolección de datos

- Observación: Esta técnica se empleó para describir aspectos generales relacionados a la mina y el nivel de operación.

- 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 aspectos geomecánicos que intervienen en el diseño y construcción del bypass.

Capítulo IV

Análisis y discusión de resultados

4.1. Sistema de minado

La sección de Acchilla es un área nueva en exploración, desarrollo, preparación y explotación, y es la principal zona de producción de Julcani arrojando un promedio mensual de 7800 TCS, que representa el 100% de la producción total de Julcani, comprendida entre los niveles 380; 390; 420 y 460.

En la unidad minera Julcani se viene practicando el sistema convencional de minado, consistente en el uso de máquinas perforadoras neumáticas ligeras Jackleg en la perforación, carretillas en los tajeos, palas mecánicas LM-36 en la limpieza de los frentes de galería-cruceos y locomotoras Clayton a Trolley con carros mineros U-35 y Gramby (60; 80 y 120 ft³) en el transporte subterráneo.

4.2. Método de explotación

El método que se aplica en la mina Acchilla, es el corte y relleno ascendente convencional, debido a las siguientes características del yacimiento:

- a) El buzamiento varía entre 35° a 85°.
- b) Características físico-mecánicas del mineral y roca encajonante relativamente de regular a mala (roca incompetente).
- c) Potencia de veta de 0.30 m. en promedio, que requiere el circado.
- d) Límites regulares del yacimiento.
- e) Veta se presenta en de rosario.

4.3.Ventajas del método

- a) Es un método selectivo por ello se logra realizar la recuperación de finos de alta ley que quedan sobre las tablas y tela arpillera posterior a la limpieza y el escogido de bancos de roca pircados hacia los laterales y/o banqueado como relleno.
- b) El sistema de ventilación es adecuado por contar con chimeneas de doble compartimiento comunicadas por ambos extremos al nivel superior y una chimenea central de servicios que sirve para la ventilación y/o dotación de relleno.
- c) La zonificación y delimitado de corona permite realizar una selección in-situ antes de la rotura, evitando de esta manera una mayor dilución.

4.4.Desventajas del método

- a) La producción no es constante, es decir, al presentar horizontes semi- estrangulados la carga pasa a ser relleno, el cual ocasiona el desfase del ciclado.
- b) Al presentarse estructuras muy delgadas queda un excedente del escogido (bancos de roca), de la cual se evacua el excedente por el buzón para luego realizar el siguiente corte.

4.5.Método del corte y relleno ascendente.

Es un método ascendente (realce). El mineral es arrancado por franjas horizontales, empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener y brindar mayor estabilidad de las paredes del tajo.

4.5.1. Preparación

El primer paso es delimitar los Blocks de mineral con las labores ya conocidas (galerías y chimeneas), las Galerías de desarrollaran en los niveles superior e inferior con una diferencia de cota de 40m., a partir de las galerías se construyen las chimeneas de doble compartimiento a cada 40m. Con chimeneas simples de servicio intermedias desarrolladas a partir del tajeo hasta el nivel superior.

Concluido el armado de las tolvas se desarrollan los subniveles, dejando 3.0 m. de puente (estribo) de la corona de la galería integrando las tolvas de doble compartimiento. Se considera como unidad de producción una labor con 40m. de subniveles y chimeneas de doble compartimiento en los extremos (ver lámina N° 3).

4.5.2. Perforación y voladura

La perforación se realiza con máquinas Jack-Leg, marca Denver y Seco, barras cónicas hexagonales de 3', 4' y 5' con brocas de botones de diámetro 38 mm. La altura mínima para realizar la perforación es de 2.4m. Entre la corona y el piso del relleno la altura deberá ser de 1.20 m. como máximo para ejecutar la voladura y la inclinación del taladro es mayor a 75° cuyo burden considerado es de 25 cm. y un espaciamiento de 20 cm. El ancho de minado es 0.90 cm.

Terminado la perforación se coloca tablas de 1" y tela arpillera (mantadas) sobre el relleno para luego proceder con el disparo.

La voladura se realiza con dinamita Exadit 45% o Samexsa 45%, con Carmex de 7', el disparo de la corona se inicia a partir de la chimenea de servicio (cara libre), cuya secuencia de disparo necesariamente hacia el centro del block. Como resultado de la voladura de producción se tiene el siguiente resultado:

Tabla 2. *Voladura de producción.*

Terreno Medio	
Dinamita Semexsa 45%	180
CARMEX 7'	60
Mecha Rápida (m.)	20
TCS	40
Factor de Potencia (Kg/TCS)	0.36

4.5.3. Sostenimiento

La actividad que sigue es de suma importancia para la seguridad del personal, que nos permite la estabilización del tajeo y el control de cajas y corona.

Consiste en la colocación de puntales de seguridad de 5" de diámetro, espaciados como máximo 1.20 m. de manera sistemática a una altura promedio de 1.2 m. del piso del tajeo y en casos especiales con tees o cachacos y guarda cabezas con puntales en línea más encribado a base de rajados.

El armado del sobre-cuadro adelantado es de vital importancia para el ingreso seguro del personal hacia los tajeos y desarrollo de sus actividades.

4.5.4. Limpieza

El mineral abatido es limpiado mediante el uso de carretillas, para cuya ejecución se cuenta con carretillas fabricadas especialmente con tolvas angostas y manubrios adecuados al ancho de minado entre los 0.90 m de ancho para el libre manipuleo y evitar los problemas ergonómicos.

El winche es neumático de doble tambora de 7.5 HP y el rastrillo es tipo azadón de 24". El cable utilizado es de 3/8" de diámetro, que circula entre la tambora y la rondana, la cual se usa exclusivamente en tajeos de mayor potencia solamente para jalar y distribuir el relleno detrítico proporcionado por la chimenea de servicios.

4.5.5. Relleno

Origen: El material de relleno está constituido por roca estéril, procedente de las labores de preparación, desarrollo y exploración de la mina, las que se distribuyen mediante las chimeneas comunicadas al nivel superior a partir del tajo.

Este relleno debe ser lo más barato posible, tanto en su obtención como en su abastecimiento. Según el caso, su procedencia puede ser la siguiente:

i) Canteras especiales: Este relleno se obtiene en la superficie, en canteras especialmente organizadas, con ese objeto para así, abaratar los costos. De todas maneras, salvo en aquellos casos de canteras de arenas o de materiales dendríticos que se pueden obtener a un costo muy reducido, este sistema es por lo general caro debido al flete por transporte mediante volquetes.

ii) Estériles de roca sobrantes al escogido de mineral en el mismo tajeo, a su vez mediante el descaje de caja piso y rebaje de coronas pobres, el cual obliga a un mayor costo de consumo de explosivos.

iii) Dog Hole: Consiste en realizar en la parte más estable de la caja techo posterior al desarrollo de una chimenea simple sobre estructura, estocada hacia la caja techo y posterior ampliación de la bóveda o cámara (hueco de perro), el cual resulta muy costosa debido al consumo excesivo de explosivo y tareas.

iv) Relleno Creado In Situ: La obtención de relleno en el tajo mismo puede ser ventajoso, como por ejemplo en el caso de vetas angostas o de vetas que presentan variaciones en la mineralización debido al circado, quedando protuberancias laterales que necesariamente se deberán ampliar para la operación del siguiente corte y preparación de taladros.

b) Abastecimiento del relleno: Considerando la gran cantidad de material a transportar, éste aspecto representa un porcentaje considerable del costo total de explotación. Desde el punto de vista de transporte se distinguen dos tipos de rellenos: rellenos secos y relleno húmedos.

Rellenos secos: Se transporta de manera idéntica que el mineral, es decir, se empleará el mismo equipo empleado en el transporte del mineral. De ésta manera, el relleno llega a los tajos por la galería superior y dotado por chimeneas de servicio.

Rellenos Hidráulicos o Húmedos: Es un caso especial en que la pulpa es transportada por gravedad a través de una red de cañerías con varios terminales que se introducen en los caserones desde la galería superior por una chimenea o bien por hoyos de sondajes entubados.

4.5.5.1. Relleno convencional

En la mina Acchilla se trabaja con relleno convencional. Origen:

Con anchos promedio de veta de 0.3 m. para un ancho de minado de 0.9 m. se genera una gran cantidad de material estéril producto del escogido de mineral el mismo que se usa como relleno en el tajo. Producto del buzamiento de la veta se hace necesario realizar deshinches en la caja piso para el normal acarreo de mineral.

Otra parte del Relleno proviene de labores de exploración, desarrollo y preparación que se realizan en los niveles superiores o de superficie.

El relleno del nivel superior es vertido por las chimeneas de servicio comunicadas a dichos niveles con este propósito.

En la mina Acchilla el tajo es rellenado con relleno detrítico proveniente de superficie e introducido a través de las chimeneas laterales y en caso de disponer de este relleno, se hace los descajes de la labor, consistente en el DOG HOLL (hueco de perro) , por cortes de corona pobre y por el desmonte del escogido del mineral, en todos estos casos la carretilla cumple una función importante donde el relleno detrítico, es transportado y distribuyendo hacia los límites del tajo posterior a la preparación de los taladros de producción, dándole una altura de 1.2 m. para realizar el disparo de corona.

4.5.6. *Acarreo de mineral y desmonte en la mina Acchilla.*

El principal objetivo de las operaciones es de optimizar la productividad; los índices de mina y disminuir los costos de perforación y voladura aplicando la técnica del circado para la obtención del mineral con la ley promedio.

4.5.7. *Personal*

La cantidad de personal requerido para la explotación del tajeo mediante la aplicación del método de corte y relleno ascendente convencional es:

Tabla 3. *Personal, ocupación y cantidad.*

OCUPACIÓN	CANTIDAD
Maestro perforista	01
Ayudante perforista	01
Operarios de Servicios	02
Capataz	01
Total personal:	05

4.5.8. Equipos

El equipo necesario empleado en la explotación del tajo es el siguiente: Perforadoras Thunder Neumáticas: Jackleg, Modelo FL7 –FL9, Seco y Denver, proporcionadas por el grupo mexicano RNP (PERFOMEX-PERU), cuyos productos garantizan el menor costo comparativo por pie perforado, además de una barrenación segura y eficiente, pues brinda el óptimo rendimiento de sus componentes y la alta velocidad de barrenación de las perforadoras Thunder.

- Características técnicas

Tabla 4. Perforadora Thunder RN-S83FX.

ESPECIFICACIONES	U.S. / IMP	METRICO
Diametro del Piston	3 pulg.	76 mm.
Carrera del Piston	2.5 pulg.	64 mm.
Energia de Impacto	59 ft-lbs.	80 nm.
Frecuencia de Impacto	2,208 g/m.	36.8 Hz.
Potencia (80 PSI)	130.272 ft-lb/min.	2.94 Kw.
Consumo Aire	110 cfm.	51.89 lts / seg.
Torque	70.00 lb-pie	94.5 Nm.
Peso Perforadora	70.40 lbs.	32 Kg.
Peso Empujador	40.48 lbs.	18.40 Kg.
Peso Total	110.88 lbs.	50.40 Kg.
Longitud Perforadora	27¼ pulg.	688 mm.
Empujador - Extendido	124 pulg.	3,150 mm.
Empujador - Contraido	70 pulg.	1,778 mm.
Tamaño Broquero	7/8 x 4¼ pulg.	22 x 108 mm.
Manguera Aire	3/4 pulg.	19 mm.

Manguera Agua	½ pulg.	13 mm.
---------------	---------	--------

Carretilla Tipo Boggie: Cuyas dimensiones son diseñadas para el ancho de minado tanto la tolva y los manubrios, para ello se cuenta con proveedores locales, cabe mencionar que el accesorio de rodadura usado son neumáticos, muy importante debido a que son de fácil reparación por contar con aire comprimido disponible.

4.5.9. Rendimientos

Los rendimientos obtenidos son:

- Rendimiento Hombre-guardia = 2.54 a 3.5 TM/tarea.
- Factor de Potencia = 0.36 Kg. / TM.
- Mineral Roto por tajeo = 300 TMS/mes (3 cortes).
- Rotura por Taladro = 0.75 a 0.85 TM/tal.

4.5.10. Costo de explotación

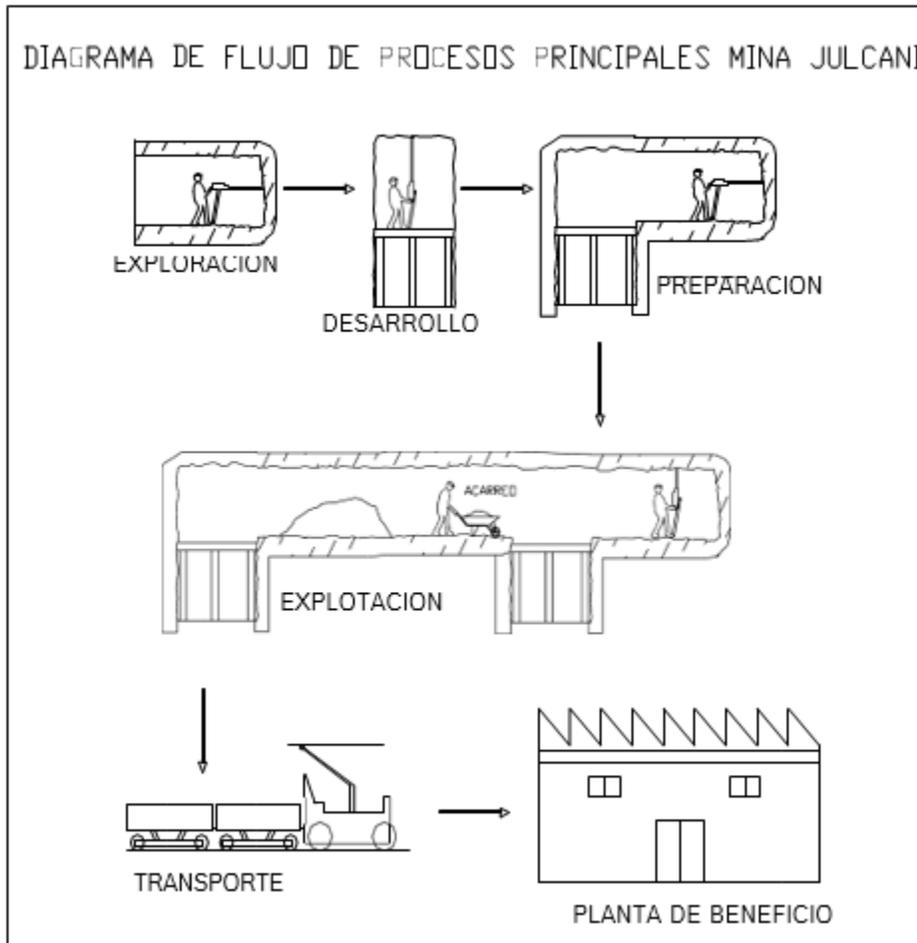
El costo de explotación actual mediante el método de corte y relleno ascendente convencional es conforme al siguiente detalle:

Tabla 5. Costo de explotación.

DESCRIPCION	COSTO (US \$/TM)
Mano de Obra	3.40
Explosivos y Accesorios	2.50
Barrenos y Brocas.	1.60
Máquina Perforadora	0.70
Equipo de Protección Personal	0.40
Tablas y redondos	3.60

Relleno dedrítico	3.80
Energía Aire Comprimido	2.70
Total \$/TM =	18.70

Figura 13. Diagrama de flujo de procesos principales mina Julcani.



4.6. Aplicación de la geomecánica en el diseño y construcción del bypass en el Nivel 510.

4.6.1. Evaluación de los factores que afectan el rendimiento de avance de frentes.

Actualmente el avance de los frentes de galería se halla por debajo del estándar establecido para este tipo de labores y a su vez los costos resultan sumamente elevados, por lo que es una necesidad de la empresa analizar las causas de este bajo rendimiento que demoran los planes de minado y dar solución en el tiempo más corto posible.

4.6.2. Aspectos geológicos y geomecánicos.

a. Aspectos geológicos

Debido a la presencia de estructuras alteradas y presencia de panizos que causa el constante atascamiento del barreno y consecuente obstrucción de los taladros dificultan el carguío adecuado de los explosivos, además al realizar la apertura requiere necesariamente el sostenimiento a base de cuadros de madera.

El Bypass se construirá sobre terreno competente aplicando la voladura controlada (smooth blasting) aportando un mejor autosostenimiento y en de haber presencia de fallas paralelas, transversales y diagonales con respecto al rumbo del ByPass, serán controlados mediante mallas electrosoldadas, split set, pernos helicoidales y straps en forma puntual y en combinación según requiera el caso.

b. Aspectos geomecánicos

La presencia de esfuerzos verticales y horizontales durante la apertura de una labor generalmente en el tiempo (periodo corto de 1 a 2 años), hacen que la madera usada como sostenimiento (cuadros cónicos) no soporten adecuadamente, siendo necesario el reemplazo o doblado de los cuadros y reforzamiento permanente.

4.6.3. Presencia de aguas acidas

Por desarrollar sobre estructura y existir fracturas en el macizo rocoso, se tiene presencia de agua ácida en la zona de trabajo, lo cual contribuye a la inestabilidad del terreno deteriorando los cuadros, como también las rieles y elementos de sostenimiento como pernos helicoidales, split set y mallas electrosoldadas por lo que no se recomienda su uso, a más de ser costoso.

4.6.4. El sostenimiento

El sostenimiento pasivo, consiste en el uso de cuadros de madera, los cuales se deterioran en corto tiempo, debido a la presencia de humedad en interior mina haciendo costoso y dificultoso su mantenimiento, tanto en labores horizontales como verticales. El reemplazo de cuadros en labores verticales resulta peligroso pudiendo ocasionar accidente al trabajador. En Labores horizontales disminuye el avance de los frentes por la necesidad de colocar cuadros alternadamente al disparo, dado la incompetencia de la estructura (mineral y cajas), el trabajo de doblado de cuadros requiere generalmente todo una guardia y su correspondiente riesgo.

4.6.5. Justificación para la construcción del by pass

Las razones que han llevado a la ejecución del By Pass se resumen en lo siguiente:

- a. Demasiado consumo de madera en cuadros a colocarse durante el avance de la galería, debido a la inconsistencia de las cajas.
- b. Elevado costo de enmaderado, que aumenta los costos de desarrollo y preparación.
- c. Bajo rendimiento del avance en galerías debido a la colocación de cuadros de madera alternadamente a cada disparo que solamente se llega a 40 m. por mes.
- d. Corta duración de los cuadros de madera a causa de la presencia de esfuerzos existentes (presiones verticales y horizontales) debido a la filtración de agua contribuyendo a la inestabilidad del terreno y la humedad que daña rápidamente a la madera seca y/o retoños, por lo cual requiere un constante mantenimiento del enmaderado.

4.6.6. Evaluación geomecánica de la zona del by pass

La evaluación de la calidad del macizo rocoso por dominios estructurales, fue realizada

mediante el mapeo de la Galería 508 N, cuyas cajas están constituidas por rocas volcánicas como: andesitas, brechas volcánicas y tufos que se presentan en algunos casos subhorizontales. Para la evaluación de ha tenido en cuenta los siguientes aspectos:

- Tipo de estructura.
- Orientación.
- Espaciamiento.
- Relleno.
- Resistencia a la compresión uniaxial.
- RQD.
- Agua subterránea.
- Ajuste por orientación de estructuras.

Los resultados del mapeo realizado en el Galería se pueden apreciar en el Formato siguiente:

VALORIZACION MACIZO ROCOSO (R.M.R.)										
PARAMETRO	RANGO DE VALORES						VALOR ESTIMADO	VALORACION		
R. COMPRES. UNIAXIAL (Mpa)	>250 (15)	X	100-250 (12)		50-100 (7)		25-50 (4)	X	<25(2) <5(<3)(0)	1 12
ROD %	90-100 (20)		75-90 (17)		50-75 (13)	X	25-50 (8)		<25 (3)	2 8
ESPACIAMIENTO (M)	>2 (20)		0.6-2 (15)	X	0.2-0.6 (10)		0.06-0.2 (5)		>0.06 (5)	3 10
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m. Long. (6)	X	1.3 m long. (4)		3-10m (2)		10-20 m. (1)	>20 m (0)	4A 4
	AFERTURA	Cerrada (6)		<0.1 mm apert. (5)		01-1.0mm (4)	X	1 - 5 mm (1)	>5 mm (0)	4B 1
	RUGOSIDAD	Muy Rugosa (6)		Rugosa (5)	X	Lig. Rugosa (3)		Lisa (1)	Espcio falla (0)	4C 3
	RELLENO	Limpia (6)	X	Duro <5mm (4)		Duro >5mm (2)		Suave < 5mm (1)	Suave >5mm (0)	4D 4
	INTEMPERIZACION	Sana (6)		Lige. Intempc. (5)	X	Moder.Intem. (3)		Muy Intempc. (2)	Descompusa (0)	4E 3
AGUAS SUBTERRANEAS	Seco (15)	X	Humedo (10)		Mojado (7)		Gotico (4)		Flujo (0)	5 10

VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1-5) =										55
--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	----

AJUSTE EN LA EVALUACION POR ORIENTACION DE FISURA						
RUMBO PERPENDICULAR AL EJE DE LA EXCAVACION				RUMBO PARALELO AL EJE DE LA EXCAVACION		BUZAMIENTO
EXCAVACION EN EL SENTIDO DEL BUZAMIENTO		EXCAVACION CONTRA EL BUZAMIENTO		BUZAMIENTO 45° - 90°	BUZAMIENTO 20° - 45°	
BUZAMIENTO 45° - 90°	BUZAMIENTO 20° - 45°	BUZAMIENTO 45° - 90°	BUZAMIENTO 20° - 45°	BUZAMIENTO 45° - 90°	BUZAMIENTO 20° - 45°	0° - 20°
MUY FAVORABLE	FAVORABLE	REGULAR	DESFAVORABLE	MUY DESFAVORABLE	REGULAR	REGULAR
0	-2	-5	-10	-12	-5	-5

VALOR AJUSTADO DEL RMR							
CLASE DE MACIZO ROCOSO							
RMR	100 - 81	80 - 61	51 - 50	41 - 30	31 - 40	21 - 30	20 - 0
DESCRIPCION	I	II	III - A	III - B	IV - A	IV - B	V

ABREVIATURA TIPO DE ROCA - ESTRU.			
Mi	MINERAL	F	FALLA
Cz	CALIZA	J	JUNTA
Vo	VOLCANICO	V	VEGA
Dac	DACTA		
And	ANDESITA		
Dq	DIQUE		
Al	ALUVIAL		
Qzo	CUARZO		

ABREVIATURA DE TIPO DE RELLENO	
Pnz	PANEZO
Arc	ARCILLA
Ox	OXIDOS
Sul	SULFATOS
Bx	BRECHA
Py	PIRITA
Cal	CALCITA
Qzo	CUARZO

DATOS ADICIONALES	
SECCION:	
SOSTENIMIENTO:	

GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIST. COMP. Mpa.	GRADO	INDICE DE INTEMPERIZACION DESCRIPCION
R1	Desmenuable con golpes firmes con la punta de picota, se descorcha con una cuchilla	1.0 - 5.0	I SANA	Ningun signo de intemperismo en el material rocoso, Quinas liger. De coloracion sobre superficie de discontinuidades principales
R2	Se descorcha con dificultad con cuchilla, Marcas poco profundas en la roca con golpe firme de picota (de punta)	5 - 25	II LIGERO	La decoloracion indica intemp. Del material rocoso y superf. De Disc. El material rocoso decolorado extremadamente es mas debil
R3	No se raya ni descorcha con cuchilla. La muestra se rompe con golpe firme de picota	25 - 50	III MODERADA	Menos de la mitad del mat. Rocosos esta descomp. Y/o desintegr. a un suelo la roca sana decolorada se presenta marco continuo
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe de picota	50 - 100	IV MUY INTEM.	Mas del mat. rocoso esta descomp. Y/o desintegrado a un suelo la roca sana decolorada se presenta marco discontinuo
R5	Se requiere varios golpes de picota para romper la muestra	100-250	V DESCOMPU.	Todo el mater. Rocosos esta descomp. Y/o desintegrado a suelo
R6	Solo se rompe esquinas de la muestra con la picota	> 250		La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.

4.7. Clasificación geomecánica de la mina Julcani

- Las estructuras mineralizadas se encuentran orientados: Veta Acchilla, con rumbo que varía N 50° - 60° W, y buzamiento que varía 70° - 75° SW.
- Sistemas de fallas de rumbo N35E; S45E y buza de 58-83 NE,
- Fallas de diferentes ángulos que desplazan las vetas de los sistemas SE, NW, NE y N-S.
- Sistemas de discontinuidades paralelas y perpendiculares al eje de la excavación.
- Compresión uniaxial; que varía entre 50 – 10, 25 – 50 MPa.
- RQD; que varía entre < 25 y de 25 – 75 %.
- Espaciamiento entre juntas; que varían entre < 0.06; de 0.06 – 0.20 m.
- Persistencia; que varían entre; 1- 3 y 3 – 10 m.
- Apertura; que varían de 1 – 5 mm y > 5 mm.
- Rugosidad; de rugosa a ligeramente rugosa.
- Relleno; suave (panizo) < de 5 mm.
- Intemperización (argilización); de moderada a muy intemperizada.
- Aguas subterráneas; de húmedo hasta filtración de agua (goteras).
- Frecuencia de discontinuidades; varían de 16 – 30.
- RMR; varía entre 25 – 49.
- Tipo de roca; varía entre roca tipo IIIB – IV-B (Área de la veta).

4.8. Calidad del macizo rocoso

Figura 14. Tajeos y labors de avance.

TAJEOS

MINA	VETA	NIVEL	LABOR	RMR	RANGO	CALIDAD	TIPO DE ROCA
	ACCHILLA 2	420	Tj. 472 20	29	21 - 30	MALA "B"	IV - B
		420	Tj. 472 26	38	31 - 40	MALA "A"	IV - A
		420	Tj. 472 28	29	21 - 30	MALA "B"	IV - B
		420	Tj. 472 30	25	21 - 30	MALA "B"	IV - B
		380	Tj. 456 26	28	21 - 30	MALA "B"	IV - B
		380	Tj. 456 30	30	21 - 30	MALA "B"	IV - B
	ACCHILLA 7B	420	Tj. 720	39	31 - 40	MALA "A"	IV - A
	ACCHILLA 2	380	Tj. 640	39	31 - 40	MALA "A"	IV - A

LABORES DE AVANCE

MINA	VETA	NIVEL	LABOR	RMR	RANGO	CALIDAD	TIPO DE ROCA
	ACCHILLA 2	420	GAL 472	44	41 - 50	REGULAR "B"	III - B
	ACCHILLA 7B	420	GAL 720	47	41 - 50	REGULAR "B"	III - B
	ACCHILLA 2	380	GAL. 640	30	21 - 30	MALA "B"	IV - B

Figura 15. Clasificación de rocas y diseño de sostenimiento en tajeos.

CLASIFICACION DE ROCAS Y DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN TAJEOS

EXCAVACIONES					
TIPO DE ROCA	R.M.R.	CALIDAD	DESCRIPCIÓN DEL TIPO DE ROCA	SOSTENIMIENTO RECOMENDADO	
				CORONA	HASTIALES
I 	81 - 100	Muy Buena	* Roca dura con muy pocas fracturas. * Muy leve alteración en algunos casos. * Terreno seco.	No se requiere sostenimiento	- No se requiere sostenimiento
II 	61 - 80	Buena	* Roca dura con regular cantidad de fracturas. * Leve alteración. * Humedo en algunos casos.	No se requiere sostenimiento	- Puntales de seguridad donde lo requiere
III-A 	51 - 60	Regular "A"	* Roca poco blanda con regular o mayor cantidad de fracturas. * Ligeramente a moderadamente alterada. * Pequeñas fallas de panizo. * Terreno con ligeramente humedecido.	No se requiere sostenimiento	- Puntales de seguridad esporádicos. - Control de perforación y voladura
III-B 	41 - 50	Regular "B"	* Roca poco blanda con regular o mayor cantidad de fracturas. * Ligeramente a moderadamente alterada. * Pequeñas fallas de panizo. * Terreno mojado con ligero goteo.	Puntales de línea con encribado, donde lo requiera	- Puntales de seguridad, esporádicos. - Control de la perforación y voladura
IV-A 	31 - 40	Mala "A"	* Roca blanda que presenta muchas fracturas. * Roca muy alterada. * Fallas significativas con panizo. * Goteo de agua.	Puntales de línea con encribado, donde lo requiera	- Puntales de seguridad cada 1.50 m. - Postes con plantilla donde lo requiera
IV-B 	21 - 30	Mala "B"	* Roca blanda que presenta muchas fracturas. * Roca muy alterada. * Fallas significativas con panizo. * Goteo o flujo constante de agua.	Puntales de línea con encribado espaciados cada 1.5 m, donde lo requiera	- Puntales de seguridad cada 1.20 m. - Postes con plantilla donde lo requiera
V 	0 - 20	Muy Mala	* Roca muy blanda, intensamente deleznable con muchas fracturas. * Roca intensamente alterada. * Fallas significativas con mucho Panizo. * Flujo continuo de agua en fracturas.	Puntales de línea con encribado espaciados cada 1.5 m, donde lo requiera	- Puntales de seguridad cada 1.0 m. - Postes con plantilla donde lo requiera

Los resultados de la evaluación de calidad del macizo rocoso para la zona donde se construirá el By Pass, resulta tal como se indica en el siguiente cuadro.

Para la selección del tamaño de la abertura y el tiempo de autosostenimiento, considerando además el RMR. Se utiliza el ábaco que se indica en la figura N° 1.

Tabla 6. *Clasificación de roca área veta.*

TIPO DE ROCA	CLASE	RMR	PORCENTAJE %
Regular A	III – A	51.60	20
Regular B	III – B	41.50	50
Mala A	IV – A	31.40	15
Mala B	IV – B	21.30	10
Muy Mala	V	0.20	5

A través de esta zona evaluada se observa la presencia de fallas locales de rumbo NW-SE y de NE-SW que definen el comportamiento estructural de la mineralización, cuya orientación es N-S

Estos sistemas de fallas son perpendiculares y semi-perpendiculares al avance de la proyección de la Galería, por lo que la proyección de estas fallas con su halo de alteración en profundidad será importante para la aplicación del tipo desostenimiento. Del mismo modo en zonas de intersección entre fallas, el comportamiento estructural es muy fracturado con presencia de arcillas como relleno. La calidad del macizo rocoso disminuye conforme se acerca a la zona mineralizada, oscilando entre un tipo de roca Mala B - Muy Mala.

En el siguiente cuadro, se puede apreciar las proyecciones que se tiene sobre la calidad del macizo rocoso.

Tabla 7. *Calidad del macizo rocoso estimado en la zona a construirse el bypass.*

ROCA	TIPO	PORCENTAJE (%)	LONGITUD (m)
BUENA	II	10	40
REGULAR	III	30	120
MALA	IV	60	240
TOTAL			400

Tabla 8. *Porcentaje de tipo de roca área bypass.*

ROCA	TIPO	PORCENTAJE (%)	LONGITUD (m)
BUENA	II	70	280
REGULAR	III	20	80
MALA	IV	10	40
TOTAL			400

4.9.Evaluación de los esfuerzos existentes en el área de la veta y by pass.

Para saber la magnitud de los esfuerzos que se originarán en las inmediaciones de la excavación a practicarse tanto en la Veta (Mineral y cajas), como también en el By Pass (Roca), se ha hecho uso del Software Phase 2, que es un programa que usa los elementos finitos para el análisis de los esfuerzos, que permite determinar las direcciones de los esfuerzos en dos dimensiones y deformaciones del macizo rocoso, cuyo análisis se muestra en las gráficas que de ilustran a continuación:

Figura 16. Dirección de esfuerzos máximos salida Phases.

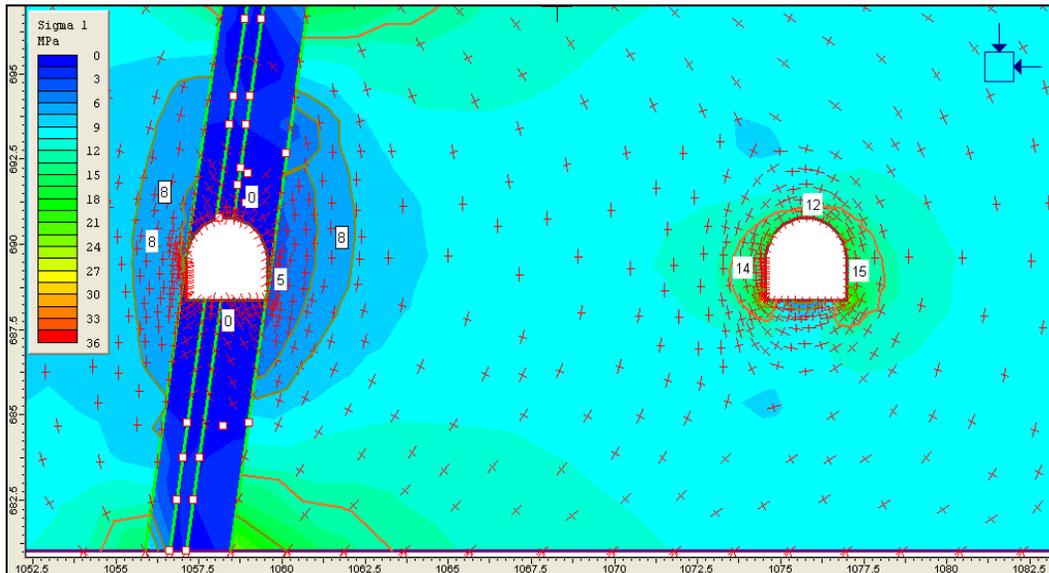


Figura 17. Curvas de esfuerzos Máximos.

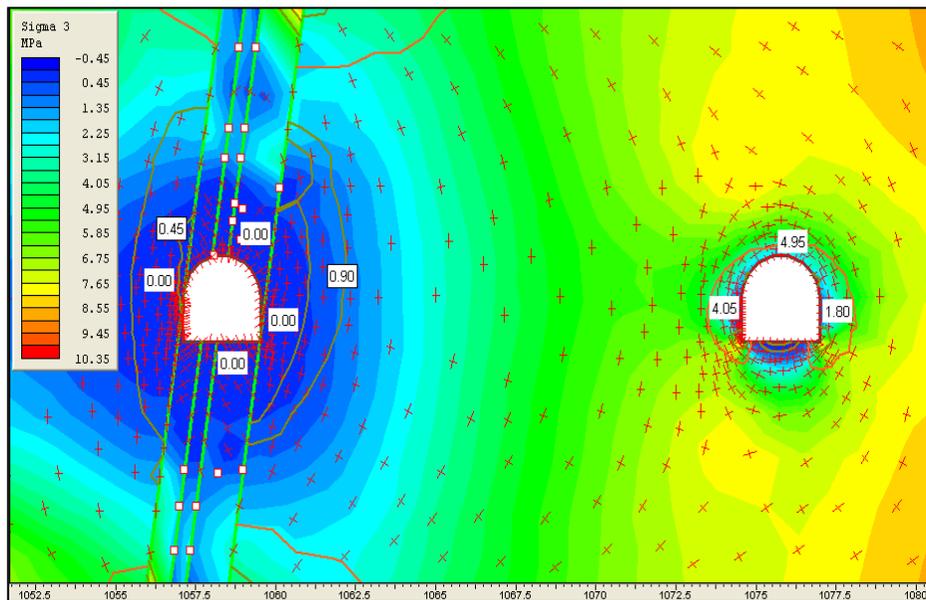


Figura 18. Coeficiente de seguridad.

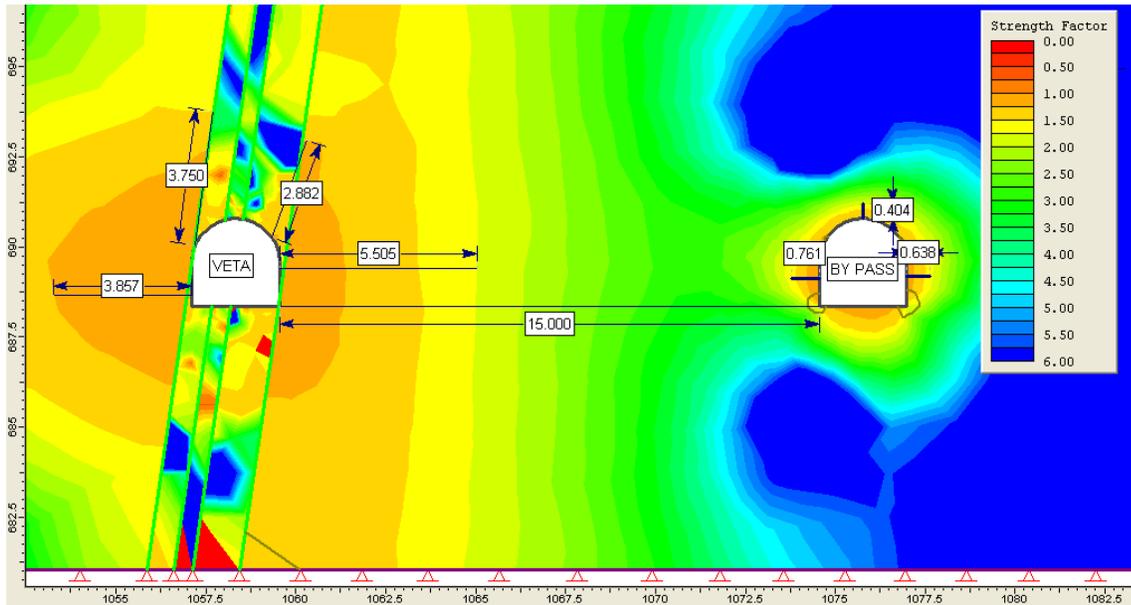


Figura 19. Dirección de esfuerzos.

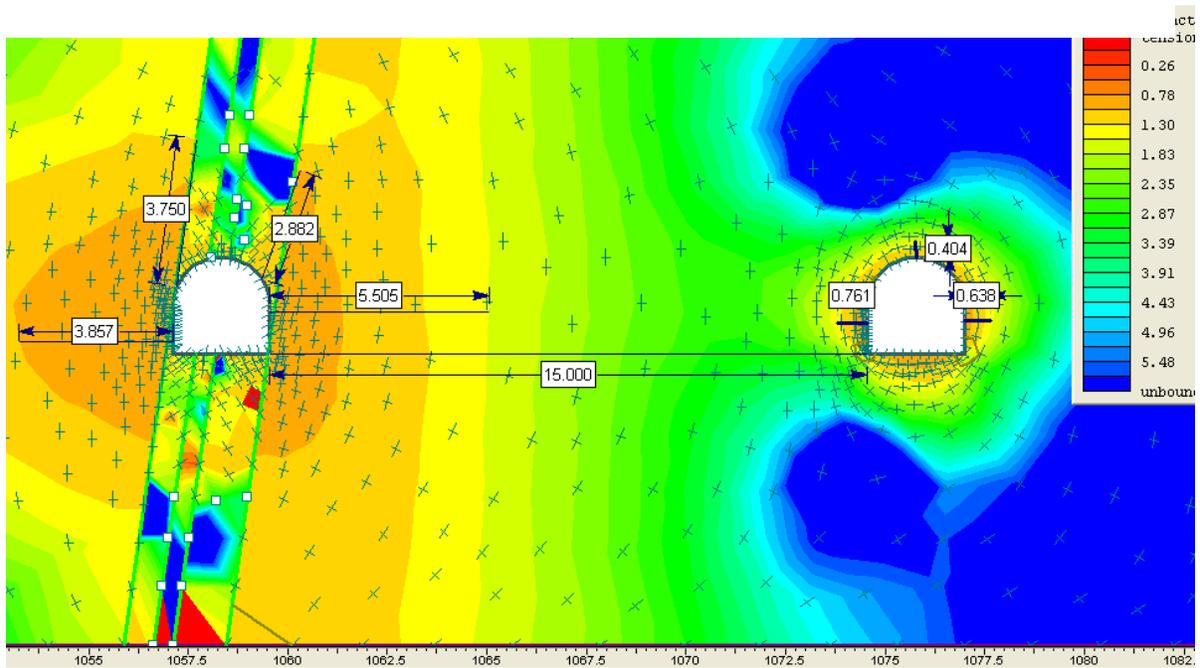
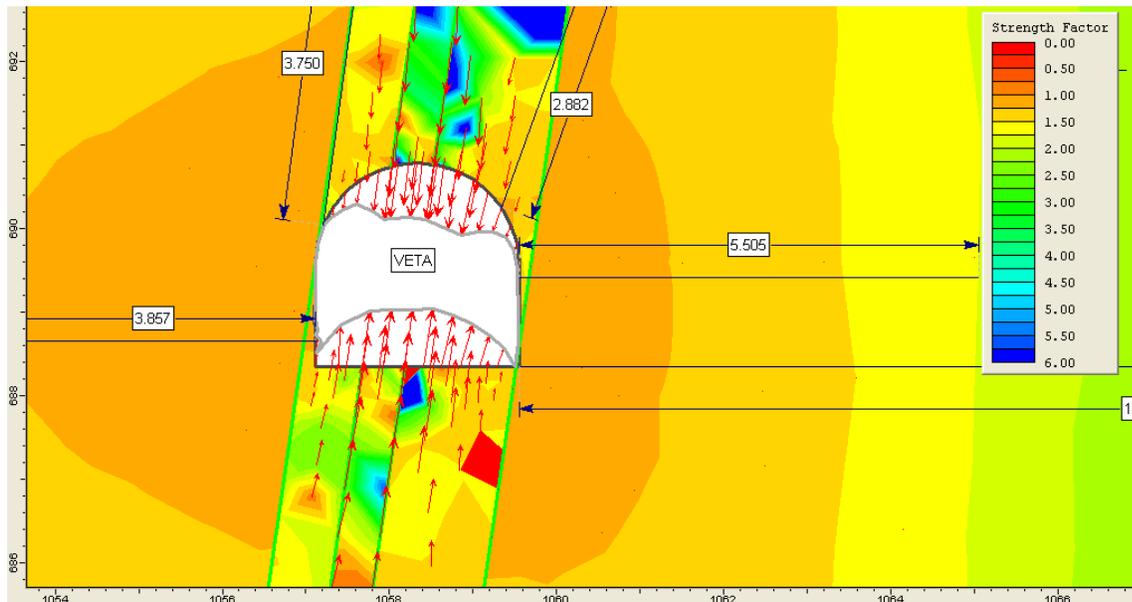


Figura 20. El vector deformación que originara el límite de deformación.



Los resultados del presente análisis son:

- c. La mayor magnitud de los esfuerzos se da en el área de la veta debido a la baja resistencia tanto del mineral como de las cajas alteradas.
- d. Las cajas para un coeficiente de seguridad de 1.20 el área inestable está comprendido entre 2.86 m. a 3.86 m. y para un FS de 1.40 hasta una distancia de 5.50 m.
- e. Para el caso del By Pass, que se desarrollará completamente en roca la zona inestable para un FS de 1.20, está comprendida entre 0.64 m. a 0.76 m.
- f. El valor del esfuerzo principal mayor σ_1 alrededor de la excavación a practicarse en la veta (Galería) llega a un promedio de 35 MPa y la resistencia de las cajas alcanza un valor de 20 MPa en el mejor de los casos y por lo tanto la abertura a practicarse requiere sostenimiento del tipo de soporte.
- g. En el caso del By Pass, que se halla a 15 m. lejos de la Veta, la resistencia de las cajas a la compresión uniaxial llega hasta 80 MPa, y los esfuerzos pueden alcanzar los mismos

valores de 35 MPa, por lo tanto, no requiere sostenimiento, salvo la colocación de algunos pernos puntuales.

4.10. Diseño del bypass ubicación

El By Pass piloto se iniciará a partir del Pique 487, que se halla cerca a la Veta Acchilla 2. Después de correr un crucero de 7.0 m. se interceptará la veta, de donde se desarrollarán tanto al Norte como al Sur, en forma paralela a la veta.

a. Sección y longitud

Teniendo en cuenta el equipo usado, las características del macizo rocoso y el tiempo de auto sostenimiento (ver Ábaco correspondiente), la sección se ha fijado en 8' x 8', cuya longitud es de 200 m. hacia el norte y otros 200 m. hacia el sur, que hacen un total de 400 m. (Plano N° 05).

b. Ventanas

Las ventanas se construirán cada 50 m. tendrán una sección de 8' x 8' y una longitud de 15 m. con que interceptará la estructura y posteriormente sellar la chimenea donde se construirá el buzón. El final de la ventana servirá de espacio como cola de carro para el chuteo respectivo de la carga de mineral.

4.11. Preparaciones adicionales

4.11.1. Subniveles

Dejando 3.0 m. de puente y a partir de una de las chimeneas laterales se desarrollarán subniveles de 3' x 6' hasta interceptar la otra chimenea, quedando preparado de esta manera el tajeo.

4.11.2. Ore pass

Por encontrarse cerca del Pique 487 el proyecto propuesto, se ejecutará Bolsillos 1 y 2 en el Nv.- 530 sobre roca estéril, para luego ser izado el mineral y/o desmonte hasta el Nv.-420, de donde será chuteado y transportado a superficie.

4.12. Procedimientos de construcción del by pass

4.12.1. Perforación

Los taladros del frente se perforarán con la perforadora Jack Leg RNP SECO empleándose barras cónicas de 3', 4' y 6', con diámetro de 38mm haciendo un total de 32 taladros. El taladro de alivio principal es realizado con rimado de 3" de diámetro y 4 taladros de alivio para recorte en corona (voladura controlada).

4.12.2. Diseño de malla de perforacion

Número de taladros (Nt):

$$Nt = P/dt + (C.S)$$

Donde:

P = Perímetro de la sección del By Pass.

$$P = \sqrt{S} \times 4$$

Dt: espaciamiento de los taladros del perímetro que varía de:

- 0.50 a 0.55 para roca dura.

- 0.60 a 0.65 para roca intermedia
- 0.70 a 0.75 para roca suave.

C = Coeficiente o factor de roca que varía de:

- 2.0 para roca dura
- 1.5 para roca intermedia.
- 1.0 para roca suave

El área del By Pass es: sección recta 2.40 m. x 1.60 m. = 3.84 m²

$$\text{Área de la bóveda} = \pi R^2/2 = 3.1416 \times 1.2^2/2 = \underline{2.26 \text{ m}^2}$$

$$\text{Total} = 6.10 \text{ m}^2$$

$$P = \sqrt{6.10} \times 4 = 9.88$$

Para nuestro caso C = 2.00

Dt = 0.50 m.

$$N_t = \frac{9.88}{0.50} + (2.0 \times 6.10) = 20 + 13 = 33 \text{ taladros}$$

Nº taladros de alivio arranque = 01

Nº taladros de alivio corona = 04

Total taladros/frente = 38 taladros.

Cálculo de carga: fórmula de Langerfors para taladros de corte: Q = 1.5 x

$$10^{-3} (a/\emptyset)^{1.5} (a - \emptyset/2)$$

Donde:

Q = Concentración de carga, Kg/m.

a = distancia entre centros de taladros = 120 mm.

∅ = diámetro de taladro = 38 mm.

$$Q = 1.5 \times 10^{-3} (120/38)^{1.5} (120 - 38/2) = 0.85 \text{ Kg/m.}$$

$$Q = 0.85 \text{ Kg/m.}$$

Longitud taladro efectivo = 1.68 m.

Se carga solamente 2/3 de la longitud del barreno = 1.68 m. x 2/3 = 1.12m.

$$\text{Cantidad de carga/taladro} = 1.12 \times 0.85 = 0.95 \text{ Kg}$$

Como explosivo iniciador se usará dinamita de 65 % y como carga decolumna anfo.

La distribución de taladros resulta y cantidad de explosivos se detalla en la lámina N° 04.

4.13. Los explosivos y accesorios

Cuando el frente tenga poca filtración de agua, el explosivo usado será el anfo como Examon-P, con cebo de dinamita semexa de 45%, 60%, 75% y 80%, dependiendo del grado de dureza de la roca, En los taladros del contorno se usará Exadit 45 % y/o semexa 45% cargados de forma desacoplada con ayuda de cañas de PVC y Pentacord 3P (ver lámina N° 4).

Cada uno de estos taladros cargados deberán ser taponeados sin excepción con tacos de arcilla.

Cuando se tenga filtraciones de agua el explosivo a cargarse en los taladros será cartuchos de dinamita en toda la columna y gelatina de 75% en el peor de los casos.

4.14. El sostenimiento.

La explotación mediante el By Pass, evitará el uso de madera y solamente se utilizará los siguientes tipos de sostenimiento:

a. Pernos helicoidales

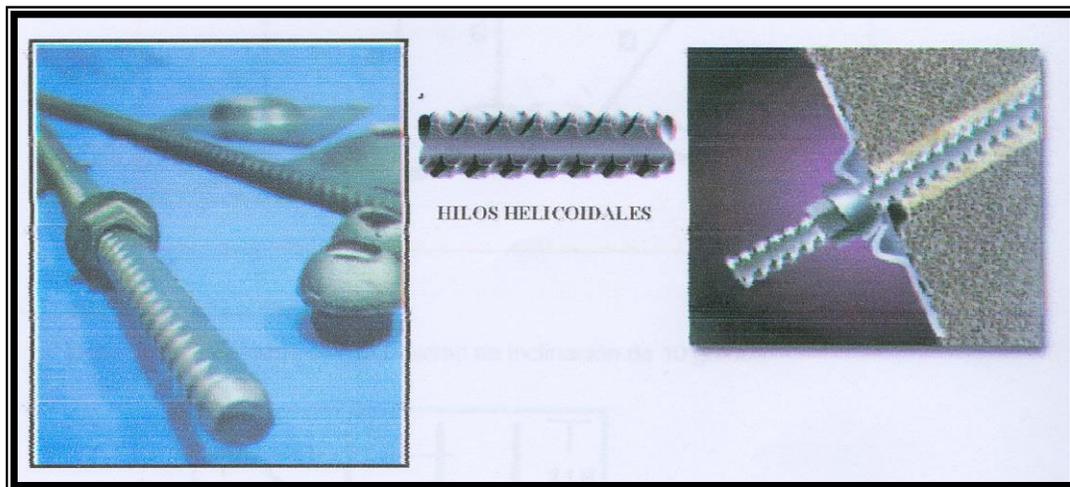
La función principal de los pernos helicoidales es evitar movimientos hacia la abertura de la sección. Son pernos consistentes en barras de acero helicoidales en forma de rosca helicoidal de

amplio paso. Con un diseño de hilo permite colocar una tuerca que puede rodar longitudinalmente por los resaltes a lo largo de la barra el otro componente es la plancha de anclaje.

Para el proyecto del By Pass, se recomienda el uso de pernos helicoidales de 4 a 6 pies de longitud y de 19.5 mm. de diámetro, con un peso de 2.275 Kg/m. cuya resistencia al arranque deberá ser no menor 10 Ton.

Los pernos van adheridos a la roca con resina de 10 minutos de fraguado.

Figura 21. Barra perno helicoidal y plancha.



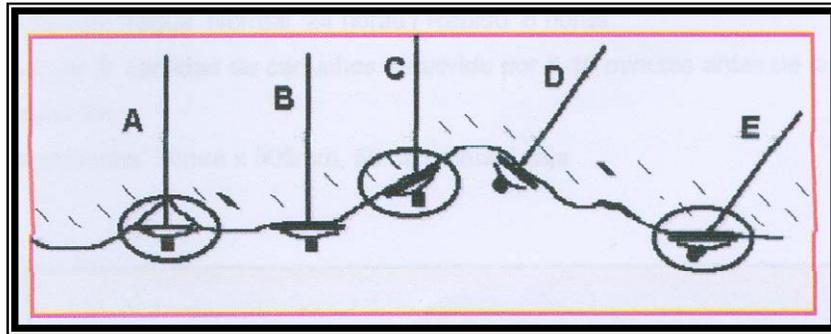
Roca Mala A (IV-A), Roca Mala B (IV-B) y Roca Muy Mala V, y en poco porcentaje roca regular, las cuales son factores que determinan que el tipo de **sostenimiento sean sistemáticos** debido que las rocas son estratificadas o con sistemas de fracturas paralelas, el perno ayuda a sostener el desplazamiento relativo de los estratos o lajas, aumentando la rigidez de la viga compuesta creando ligazón entre bloques.

b. Modo de instalación de los pernos helicoidales:

Los ángulos de un perno con la superficie de la roca deben tener 90 grados o un máximo

de inclinación de 10 grados (Ejemplos B, D) y la planchaduela debe colocarse pegado a la roca (ejemplo no aplicable A, C y E).

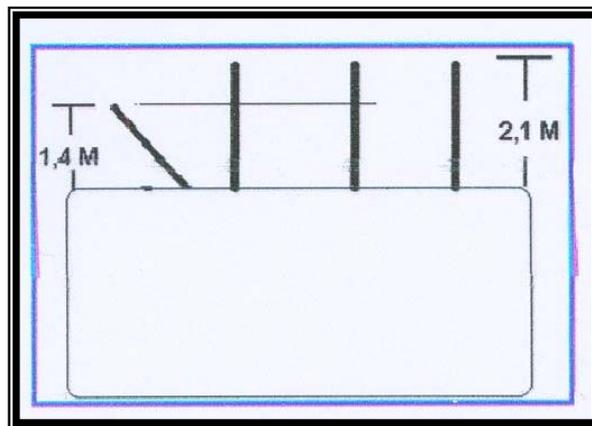
Figura 22. Instalación de pernos.



c. Ángulo de la instalación:

Debe tener 90 grados con un máximo de inclinación de 10 grados.

Figura 23. Ángulo de instalación.



d. Sostenimiento con pernos de roca y malla electrosoldada.

Es un sistema de sostenimiento activo debido a que los pernos de acero interactúan con la roca, soportan cargas cuando existe un movimiento de rocas a alguna distancia detrás del frente de avance.

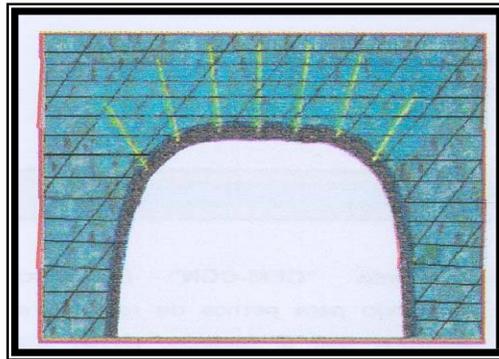
Debido a las condiciones del terreno y presencia de aguas ácidas que rápidamente

deterioran el acero, en lo sucesivo se utilizará pernos cementados y pernos helicoidales, solo o con malla.

e. Pernos de roca cementado

Las varillas que se utilizan son de fierro corrugado con rosca en toda su longitud, normalmente se utiliza de 6 pies de longitud y $\frac{3}{4}$ de pulg. de diámetro para una labor de 8' x 8'. Como material se utiliza cemento ya preparado y se rellena los espacios libres del perno y la roca.

Figura 24. *Pernos de roca cementado.*



4.15. Operaciones de explotación

4.15.1. Diseño del tajeo.

El tajeo se diseñará de acuerdo al By Pass. En dirección de las ventanas y dejando un espacio de 7 m. hacia el tope después de la veta (ver lámina N° 4) se levantarán dos chimeneas de doble compartimiento de 5' x 7' (camino-Buzón) hastacomunicar al nivel superior 460 (Galería 508). Estas chimeneas hacia la ventana tendrán el buzón americano de madera, para el carguío de mineral.

Terminada de armarse los buzones, se construirán las galerías de 8' x 8', cuyo sostenimiento será realizado mediante el uso de pernos helicoidales, pernos de cemento y combinados con malla electrosoldada.

A continuación, dejando un puente de 3.0 m. se correrá un subnivel de 3' x 7' entre las dos chimeneas. A mitad del subnivel se levantará una chimenea de relleno de 3' x 4' que servirá de ventilación, suministro de relleno y como cara libre durante la etapa de perforación – voladura del tajeo.

4.15.2. Explotación.

Comprende las etapas de explotación, limpieza, sostenimiento y relleno.

a. Perforación y voladura.

La perforación siempre se realizará con perforadoras neumáticas, tipo Jack- Leg, marca SECO, barras cónicas hexagonales de 3', 4' y brocas de 38 mm.

La altura mínima requerida para ejecutar la perforación es de 2.4 m. Entre el techo y el piso del relleno. La inclinación de los taladros será de mayor a 75°.

El trazo de perforación a aplicarse en el mineral es el ziga zag, con burden de 25 cm. y un espaciamiento de 20 cm. El ancho de minado es 90 cm, por lo tanto, debe perforarse para este ancho y para esto los demás taladros se perforan en caja a manera de desquinche. Luego de terminado se coloca tablas y tela arpillera sobre el relleno para luego proceder con el disparo, cargándose con explosivos los taladros del zigzag, es decir se realiza el circado del mineral.

La voladura se realiza con dinamita Exadit 45% o Samexsa 45%, con CARMEX de 7', el disparo de los taladros se inicia desde la chimenea de simple (cara libre).

b. Limpieza.

Luego de realizado el disparo, el mineral roto es limpiado mediante el uso de carretillas trasladándose el mineral hasta el echadero.

Cuando el ancho de la veta es cercano a 0.90 m. se utilizará el winche y rastrillo de 18", para la limpieza del mineral, así como para el tendido del relleno detrítico.

c. Relleno.

Los taladros perforados hacia las cajas, se cargan y se disparan y constituye parte del relleno que se requiere. El relleno detrítico faltante es suministrado del nivel superior a través de la chimenea central, que luego es distribuido mediante carretillas hasta completar el nivel de relleno requerido.

d. Sostenimiento.

Para sostener las cajas, se utilizarán pernos helicoidales de 5' y en casos extremos donde se tenga cajas muy inestables, se empleará puntales de seguridad de madera redonda de 6' de diámetro con su respectiva plantilla.

4.15.3. Personal.

La cantidad de personal necesitado para la explotación es similar al que viene empleándose actualmente en los otros tajeos es decir 07 trabajadores incluido el capataz.

4.15.4. Costo de explotación.

Tabla 9. Costo de explotación.

DESCRIPCION	COSTO US \$/TM
Mano de obra	3.4
Explosivos y accesorios	2.5
Barrenos y brocas.	1.6
Máquina perforadora	0.7
Equipo de protección personal	0.4
Tablas y redondos	1.2
Relleno dedrítico	3.8
Pernos de anclaje (split set)	0.3
Energía Aire comprimido	2.7
Total \$/TM =	16.6

4.15.5. Costo comparativo de sostenimiento.

En el cuadro 4.8 se detalla los costos comparativos de sostenimiento entre cuadros de madera, malla, Split set y pernos helicoidales, resultando el de menor costo los pernos helicoidales.

4.2.Prueba de hipótesis

Pruebe la hipótesis de que el Factor de Seguridad medio poblacional aceptable del bypass en el nivel 510 mina Acchilla es menor igual a 1,2 para una significancia $\alpha=0,05$

Solución

H0: El Factor de seguridad medio poblacional para asegurar el sosteniente del macizo

rocoso con el uso del software en la mina es menor igual a 1,2

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

H0: $\mu \leq 1,2$

H1: El Factor de seguridad poblacional para asegurar el sosteniente del macizo rocoso en la mina es mayor de 1,2 puntos (Si el p-valor $<$ 0,05)

H1: $\mu > 1,2$

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

Se rechaza H0 si el p-valor $<$ 0,050

Estadísticas para una muestra				
	N	Media	Desviación	Error promedio
Software	8	1,1400	0,34797	0,12303

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

Para un 95% de confianza se rechaza H0, es decir se acepta que: El Factor de seguridad poblacional para asegurar el sosteniente del macizo rocoso del bypass en el nivel 510 mina Acchilla debe ser mayor de 1,2.

Conclusiones

- La aplicación del sistema de By Pass brinda mayor estabilidad y duración de las labores a la vez mayor seguridad al personal y mejor operatividad de equipos al operar mediante ventanas.
- Los costos de sostenimiento de galería por metro disminuyen en un 30% al aplicar pernos tipo Split Set y mallas electrosoldadas. Un 19% al utilizar sostenimiento puntual con pernos helicoidales. Todo esto comparado con el sostenimiento con cuadros de madera., sin considerar el costo adicional por mantenimiento de labores sostenidos con madera.
- Se obtiene en gran parte de la ejecución de By Pass el autosostenimiento por desarrollarse sobre terreno competente con la aplicación de la voladura controlada y aplicación del sostenimiento activo.
- El sostenimiento activo aplicado es esporádico, es decir en zonas de intersección de labores y/o posibles fallas estructurales.
- Los avances obtenidos en el desarrollo de labores de exploración se elevan considerablemente en un 20% debido a la dinámica en la instalación del sostenimiento activo.
- El desarrollo de galerías y la colocación de cuadros, necesariamente requiere de mayor sección, que por consiguiente implica movimiento de mayor volumen de desmonte y con el desarrollo de By Pass se disminuye en un 30% el movimiento de material (desmonte) y brindara mayor vida útil de las canchas (dique de presa relave Nro. 9) para la disposición de desmonte en superficie.

- Este sistema a aplicar también evitará la dilución del mineral de avance e implica la mayor recuperación de los blocks de mineral cubicados, ya que se podrá explotar hasta el s/n de preparación, recuperando un área de 250 m², que quedaban como puentes.
- Los costos de mantenimiento de labores serán menores ya que se realizarán en estas labores los desatados de roca programados que a comparación del doblado de cuadros y su consiguiente riesgo es mucho menor.
- El consumo de madera eucalipto disminuirá considerablemente, lo cual contribuye la preservación de bosques y por ende al cuidado del medio ambiente.

Recomendaciones

- Para la aplicación correcta del tipo de sostenimiento que para nuestro principalmente es: pernos, split set, malla electrosoldada, se debe tener en cuenta la clasificación geomecánica elaborada para esta mina por el Departamento de Geotecnia de Julcani.
- De acuerdo al estudio sobre esfuerzos realizado en la veta y en el By Pass se ha determinado que la distancia donde el esfuerzo es apreciable alcanza hasta 5.50 m. por lo tanto los 8.0 m. de ventana se debe mantener antes de alcanzar la veta, lo cual dará seguridad a la extracción del mineral en las ventanas.
- Conforme a los buenos resultados obtenidos con el uso del By Pass en la explotación donde se ha disminuido el uso de la madera, como también se aumentó la velocidad de minado, se recomienda aplicar en otras zonas de la mina donde se tenga problemas similares en cuanto a cajas alteradas.
- Para labores con presencia de filtraciones de agua acida se recomienda el uso de malla galvanizadas más pernos helicoidales con resinas para evitar la corrosión y posteriormente evaluar la posibilidad de dar uso al shotcrete en labores permanentes.

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>
- Cabello, O. (2018). Guía de criterios geomecánicos en minería subterránea como herramienta para la prevención de accidentes fatales por caída de roca [Trabajo de pregrado, Pontificia Universidad Católica del Perú]. Repositorio institucional. https://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/bitstream/handle/20.500.12404/13029/CABELLO_R OBLES OSCAR GUIA CRITERIOS.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Calcina, E. (2018). *Diseño y sostenimiento del bypass 942 (nivel 3340) para optimizar la seguridad de las operaciones en la Mina Chipmo* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Repositorio institucional. <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/5055/MIcabee.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Fernández, P., Vallejo, G., Livacic, P. y Tuero, E. (2014). Validez Estructurada para una investigación cuasi-experimental 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>
- Guerra, N., Navarro, E. y Polo, K. (2021). *Evaluación geomecánica para implementar el sistema de sostenimiento con fines de seguridad, Galería Mercedes Mina Artesanal Suirupata –*

- Acopalca* [Tesis de pregrado, Universidad Continental]. Repositorio institucional.
https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/10084/1/IV_FIN_110_TE_Guerra_Navarro_Polo_2021.pdf
- Julca, J. (2019). Estudio geomecánico y voladura de rocas en nivel 2215 – Mina Candelaria – CMH S.A.C. – 2019 [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú]. Repositorio institucional.
[https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/5474/TESIS%20Johann%20Julca%20Diaz%20-%20ESTUDIO%20GEOMEC%20Y%20VOLADURA%20DE%20ROCA%20EN%20NIVEL%202215%20-%20MINA%20CANDELARIA.pdf?sequence=1&isAllowed=y](https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/5474/TESIS%20Johann%20Julca%20Diaz%20-%20ESTUDIO%20GEOMEC%c3%81NICO%20Y%20VOLADURA%20DE%20ROCA%20EN%20NIVEL%202215%20%e2%80%93%20MINA%20CANDELARIA.pdf?sequence=1&isAllowed=y)
- 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>
- Mamani, R. (2018). Diseño geotécnico del Crucero XC 410, Mina Shalca [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión]. Repositorio institucional.
<http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/604/1/TESIS.pdf>

Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. Osinergmin.

Valdivia, E. (2019). Comparativa de Labores entre Tipo Baúl y Tipo Herradura en el Diseño del Bypass 6420 (Nivel 4400) en la U.O. Inmaculada - Sociedad Minera Ares S.A.C. [Tesis de pregrado, Universidad Tecnológica del Perú]. Repositorio institucional. https://repositorio.utp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12867/2378/Juan%20Gomez_Edson%20Valdivia_Tesis_Titulo%20Profesional_2019.pdf?sequence=4&isAllowed=y



ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

ACTA N° 026-2023-FIMGC

En la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **RESOLUCIÓN DECANAL N° 138-2023-FIMGC-D**, siendo el primer día del mes de enero del 2023, a horas 8:00 am.; 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 **Dr. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS**, Jurado el **MSc. Ing. Jaime PALOMINO CLAUDIO**, Jurado - Asesor el **MSc. Ing. José Agustín ESPARTA SANCHEZ** y secretario del proceso el **Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**, con el objetivo de recepcionar la sustentación de la tesis denominada titulado: **“APLICACIÓN DE LA GEOMECANICA EN EL DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DEL BYPASS EN EL NIVEL 510 MINA ACCHILLA U.P. JULCANI, 2022”**, presentado por el/la Sr./Srta., **POL MARTÍNEZ AÑANCA**, 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 **15 (quince)**.

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



Firmado digitalmente por Efraín Elias Porras Flores
Fecha: 2023.03.04
09:30:55 -05'00'

Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES
Presidente



Firmado digitalmente por Dr. Johnny Henry Ccatamayo Barrios
Fecha: 2023.03.02
09:16:31 -05'00'

Dr. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS
Jurado



Firmado digitalmente por Mg. Ing. José Agustín Esparta Sánchez
Fecha: 2023.03.03 16:53:04 -05'00'

MSc. Ing. José Agustín ESPARTA SANCHEZ
Jurado Asesor



Firmado digitalmente por Jaime Palomino Claudio
Fecha: 2023.03.01
11:10:37 -05'00'

MSc. Ing. Jaime PALOMINO CLAUDIO
Jurado



Firmado digitalmente por LEZAMA CUELLAR CHRISTIAN

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Secretario del Proceso

C.c.:
Bach. POL MARTÍNEZ AÑANCA
Jurados (4)
Archivo



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL



“Año de la unidad, la paz y el desarrollo”

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

CONSTANCIA N° 027-2023-FIMGC

El que suscribe; responsable verificador de originalidad de trabajos de tesis de pregrado con el software Turnitin, 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 Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga y **Resolución Decanal N° 281-2022-FIMGC- UNSCH-D**, deja constancia de originalidad de trabajo de investigación, que el/la Sr./Srta.

Apellidos y Nombres : MARTÍNEZ AÑANCA, POL
Escuela Profesional : INGENIERÍA DE MINAS
Título de la Tesis : APLICACIÓN DE LA GEOMECAICA EN EL DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DEL BYPASS EN EL NIVEL 510 MINA ACCHILLA U.P. JULCANI, 2022.
Evaluación de la Originalidad : 29 % Índice de Similitud
Identificador de la entrega : 2024475656

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.

En señal de conformidad y verificación se firma la presente constancia

Ayacucho, 27 de febrero del 2023



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Verificador de Originalidad de Trabajos de Tesis de Pregrado
Departamento Académicos de Matemática y Física

Con depósito para Sustentación y Tramites
Cc. Archivo

APLICACIÓN DE LA GEOMECANICA EN EL DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DEL BYPASS EN EL NIVEL 510 MINA ACCHILLA U.P. JULCANI, 2022.

por Pol Martínez Añanca

Fecha de entrega: 27-feb-2023 01:07p.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 2024475656

Nombre del archivo: Tesis_POL_MART_NEZ_A_ANCA_EPIM.pdf (1.64M)

Total de palabras: 16862

Total de caracteres: 95905

APLICACIÓN DE LA GEOMECANICA EN EL DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DEL BYPASS EN EL NIVEL 510 MINA ACCHILLA U.P. JULCANI, 2022.

INFORME DE ORIGINALIDAD

29%	20%	0%	22%
INDICE DE SIMILITUD	FUENTES DE INTERNET	PUBLICACIONES	TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga	14%
	Trabajo del estudiante	
2	vsip.info	2%
	Fuente de Internet	
3	repositorio.uncp.edu.pe	2%
	Fuente de Internet	
4	repositorio.unsa.edu.pe	1%
	Fuente de Internet	
5	hdl.handle.net	1%
	Fuente de Internet	
6	1library.co	1%
	Fuente de Internet	
7	documents.mx	1%
	Fuente de Internet	
8	repositorio.continental.edu.pe	1%
	Fuente de Internet	

9	repositorio.unh.edu.pe Fuente de Internet	1 %
10	www.repositorio.unasam.edu.pe Fuente de Internet	1 %
11	Submitted to Universidad Continental Trabajo del estudiante	1 %
12	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	1 %
13	kupdf.net Fuente de Internet	1 %
14	pt.scribd.com Fuente de Internet	<1 %
15	repositorio.undac.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
16	repositorio.ingemmet.gob.pe Fuente de Internet	<1 %
17	es.scribd.com Fuente de Internet	<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo