UNIVERSIDAD NACIONAL
SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO
*"Una nueva Universidad para el Desarrollo"*

**REPOSITORIO INSTITUCIONAL UNASAM**

Dirección del Instituto de Investigación

**FORMATO DE AUTORIZACIÓN PARA PUBLICACIÓN DE TESIS Y TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN, PARA A OPTAR GRADOS ACADÉMICOS Y TÍTULOS PROFESIONALES EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL DIGITAL - UNASAM**

Conforme al Reglamento del Repositorio Nacional de Trabajos de Investigación – RENATI.
Resolución del Consejo Directivo de SUNEDU Nº 033-2016-SUNEDU/CD

**1. Datos del Autor:**

Apellidos y Nombres: **MORALES ANTIGUA LENIN STALIN**

Código de alumno: 092.0802.344 Teléfono: 995109039

Correo electrónico: **marx4_44@hotmail.com** DNI o Extranjería: 44545080

**2. Modalidad de trabajo de investigación:**

( ) Trabajo de investigación ( ) Trabajo académico

( ) Trabajo de suficiencia profesional ( x ) Tesis

**3. Título profesional o grado académico:**

( ) Bachiller (x) Título ( ) Segunda especialidad

( ) Licenciado ( ) Magister ( ) Doctor

**4. Título del trabajo de investigación:**
**"GEOMECÁNICA APLICADA A LA SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE LA ZONA CRUZ DE ORO – COMPAÑÍA MINERA CORI PUNO S.A.C. - 2018"**

**5. Facultad de: Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia**

**6. Escuela, Carrera o Programa: Ingeniería de Minas**

**7. Asesor:**

Apellidos y Nombres: **Dr. Ing. Isidro Giraldo Jacinto Cornelio** Teléfono:959985879

Correo electrónico: **jisidrog@gmail.com** D.N.I: 31672151

A través de este medio autorizo a la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, publicar el trabajo de investigación en formato digital en el Repositorio Institucional Digital, Repositorio Nacional Digital de Acceso Libre (ALICIA) y el Registro Nacional de Trabajos de Investigación (RENATI).

Asimismo, por la presente dejo constancia que los documentos entregados a la UNASAM, versión impresa y digital, son las versiones finales del trabajo sustentado y aprobado por el jurado y son de autoría del suscrito en estricto respeto de la legislación en materia de propiedad intelectual.

**Firma:** ……..
D.N.I 44545080

Fecha: 04 / 11 / 2019

# UNIVERSIDAD NACIONAL "SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y METALURGIA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS

# GEOMECÁNICA APLICADA A LA SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE LA ZONA CRUZ DE ORO - COMPAÑÍA MINERA CORI PUNO S.A.C. - 2018

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

Presentado por:

Bach. MORALES ANTIGUA, Lenin Stalin

Asesor:

Dr. Ing. JACINTO CORNELIO, Isidro Giraldo

HUARAZ - PERÚ

2019

**DEDICATORIA**

A Dios.

A mis Padres ANTONIO Y FELICIANA, por su apoyo incomparable.

A mis familiares e hijo MAVERICK, por ser mi fuente de inspiración.

A mi alma mater la UNASAM, por ser parte de mi formación profesional y prepararme para enfrentar con éxitos mi vida profesional.

## AGRADECIMIENTO

Mi especial agradecimiento a mi Alma Mater, la Facultad de Ingeniería de Minas Geología y Metalurgia de la Universidad Nacional “Santiago Antúnez de Mayolo”, que brindó las enseñanzas durante mi carrera como alumno de Ingeniero de Minas.

Agradezco a los profesores de la Facultad, por sus enseñanzas brindadas para así adquirir sus conocimientos y formarme profesionalmente.

Agradezco a mis padres, Antonio y Feliciana, por enseñarme primeramente la humildad y que la vida está llena de retos y de constante aprendizaje, por el sacrificio, por la entrega, por el amor incondicional que siempre me brindaron en cada momento de mi vida. Como también a mis añorados hermanos Marco, Nancy y Karina los que estuvieron pendientes de mi formación profesional.

A mi querida esposa Liz León por su apoyo emocional y su constante amor el cual me ha brindado y a mi primogénito Maverick Stalin por ser mi fuente de inspiración y razón de existir.

Al ingeniero Homero Morales y esposa por brindarme todo el apoyo en la realización de la tesis.

**Lenin Stalin**

# RESUMEN

La presente tesis se desarrolló teniendo como problema: La aplicación de la geomecánica seleccionara el método de explotación de la zona Cruz de Oro de la Compañía Minera Cori Puno S.A.C.-2018. Dentro del cual se estableció los siguientes objetivos: como objetivo general Determinar la aplicación de la geomecánica en la selección del método de explotación de la Zona Cruz de Oro – Compañía Minera Cori Puno S.A.C. – 2018, los objetivos específicos fueron Determinar la caracterización del macizo rocoso para la selección del método de explotación en la zona Cruz de Oro de la Compañía Minera Cori – Puno, Determinar los procedimientos para el método de explotación en la zona Cruz de Oro de la Compañía Minera Cori – Puno. El estudio se fundamenta en la selección de explotación más adecuada y óptimo para el yacimiento de mantos con potencia muy considerable (16 mts.) el cual se resume en el método de explotación **Tajeo por subniveles con pilares corridos**. Las aberturas y diseño de minado se fundamentan en la evaluación geomecánica, consideraciones litológicas, evaluación estructural de la zona Cruz de Oro, determinando el factor de seguridad más estable el cual no perjudique la seguridad durante el proceso de extracción y considerando la estabilidad a mediano y largo plazo. Determinado las aberturas de 9.0 metros de cámara con 5.0 metros de pilar corrido y las dimensiones después de minado del tajo serán de 9.0 x 16.0 y longitud aceptable de 90.0 mts los cuales se autosoportan y para darle seguridad a ello dentro del ciclo de minado se consideran el relleno detrítico una vez minado los tajos.



**Palabras claves:** Geomecánica, discontinuidad, macizo rocoso.

## ABSTRACT

This thesis was developed with the following problem: The application of geomechanics will select the method of exploitation of the Cruz de Oro area of the Minera Cori Puno S.A.C.-2018. Within which the following objectives were established: as a general objective To determine the application of geomechanics in the selection of the exploitation method of the Cruz de Oro Zone - Compañía Minera Cori Puno S.A.C. - 2018, the specific objectives were to determine the characterization of the rock massif for the selection of the exploitation method in the Cruz de Oro area of the Mining Company Cori - Puno, Determine the procedures for the exploitation method in the Cruz de Oro area of the Cori Mining Company - Puno. The study is based on the most appropriate and optimal exploitation selection for the deposit of mantles with very considerable power (16 meters) which is summarized in the exploitation method Tajeo for sublevels with corillars. The openings and mining design are based on the geomechanical evaluation, lithological considerations, structural evaluation of the Cruz de Oro area, determining the most stable safety factor which does not impair the safety during the extraction process and considering the medium and medium stability long term. Determined the openings of 9.0 meters of chamber with 5.0 meters of running pillar and the dimensions after mining of the pit will be 9.0 x 16.0 and acceptable length of 90.0 meters which are self-supporting and to give security to it within the mining cycle are considered the detritic filling once mined the pits.



**Keywords.** Geomechanical, discontinuity, rock mass.

# ÍNDICE

DEDICATORIA ..... ii

AGRADECIMIENTO ..... iii

RESUMEN ..... iv

ABSTRACT ..... v

INTRODUCCIÓN ..... x

CAPITULO I

GENERALIDADES ..... 1

1.1. Entorno físico ..... 1

1.1.1. Ubicación y acceso. ..... 1

1.1.2. Topografía y Fisiografía. ..... 2

1.1.3. Recursos Naturales. ..... 3

1.2. Entorno geológico ..... 4

1.2.1. Geología Regional ..... 4

1.2.1.1. Formación Sandia (Ordovícico Superior) ..... 4

1.2.1.2. Formación Ananea (Silúrico Devónico) ..... 5

1.2.1.3. Depósitos Cuaternarios (Cenozoico) ..... 6

1.2.2. Geología Local ..... 8

1.2.2.1. Esquistos (Fm. San José) ..... 8

1.2.3. Geología Estructural ..... 8

1.2.3.1. Comportamiento Estructural ..... 9

1.2.3.2. Perfil Estructural Compuesto: ..... 12

1.2.4. Geología Económica ..... 13

1.2.4.1. Sectores Pomarani ..... 14

1.2.4.2. Sector Cerro La Torre ..... 15

1.2.4.3. Sector Esperanza - Cruz de Oro ..... 15

CAPITULO II

FUNDAMENTACIÓN ..... 17

2.1. Marco Teórico ..... 17

2.1.1. Antecedentes de la investigación ..... 17

2.1.2. Definición de términos ..... 18

2.1.2.1. Fundamentación Teórica ..... 20

2.1.2.2. Sistemas De Clasificación Geomecánica De La Masa De Roca. ..... 21

2.1.2.3. Método Grafico de Estabilidad. ..... 29

2.1.2.4. Factor de Seguridad. ..... 31

2.1.2.5. Área Tributaria. ..... 32

2.1.2.6. Cálculo de Resistencia del Pilar. ..... 35

2.1.2.7. Criterio de Hoek - Brown. ..... 37

2.1.2.8. Esfuerzos In-Situ ..... 39

CAPITULO III

METODOLOGÍA ..... 42

3.1. El Problema ..... 42

3.1.1. Descripción de la realidad problemática ..... 42

3.1.2. Planteamiento y Formulación del Problema. ..... 43

3.1.3. Objetivos ..... 43

3.1.3.1. Objetivo General. ..... 43

3.1.3.2. Objetivo Específico. ..... 43

3.1.4. Justificación de la investigación ..... 44

3.1.5. Limitaciones ..... 44

3.1.6. Alcances de la investigación ..... 45

3.2. Hipótesis ..... 45

3.3. Variables ..... 45

3.3.1. Variable independiente ..... 45

3.3.2. Variable dependiente ..... 45

3.4. Diseño de la Investigación ..... 45
3.4.1. Tipo de investigación ..... 45
3.4.2. Población y muestra ..... 45
3.4.2.1. Población ..... 45
3.4.2.2. Muestra ..... 46
3.4.3. Técnicas, instrumentación de recolección de datos. ..... 46
3.4.3.1. Técnicas ..... 46
3.4.3.2. Instrumentos ..... 46
3.4.4. Forma de tratamiento de los datos ..... 46
3.4.4.1. Mediante la consistencia ..... 46
3.4.4.2. Clasificación de la información ..... 46
3.4.4.3. Tabulación de datos ..... 46
CAPITULO IV
RESULTADO DE LA INVESTIGACION ..... 47
4.1. Descripción de la realidad y procesamiento de Datos ..... 47
4.1.1. Estudio Geomecánica. ..... 48
4.1.2. Geología de Cruz de Oro. ..... 48
4.1.3. Estereografía de Cruz de Oro. ..... 48
4.1.4. Análisis Estereográfico de las Discontinuidades. ..... 49
4.1.5. Estructura del Macizo Rocoso en Cruz de Oro. ..... 52
4.1.6. Clasificación Geomecánica del Macizo Rocoso. ..... 52
4.2. Análisis e interpretación de la información ..... 53
4.2.1. Selección de Método de Minado Según Nicholas. ..... 53
4.2.1.1. Geometría del Yacimiento ..... 54
4.2.1.2. Características Geomecánico del Yacimiento ..... 55
4.2.1.3. Características Geomecánica del Mineral ..... 55
4.2.1.4. Características Geomecánica de Caja Techo ..... 56
4.2.1.5. Características Geomecánica de Caja Piso ..... 56

4.2.1.6. Resumen y Selección del Método de Explotación. 57
4.2.2. Selección Del Método De Explotación 58
4.2.2.1. Open Pit (Cielo Abierto): 58
4.2.2.2. Cámaras y Pilares: 58
4.2.2.3. Corte y Relleno: 58
4.2.3. Dimensionamiento Geomecánica 59
4.2.3.1. Determinación de Número de Estabilidad "N". 60
4.2.3.2. Calculo de Radio Hidraulico "S". 66
4.2.3.3. Dimensionamiento De Cámaras Y Pilares. 69
4.2.4. Resultados del análisis de estabilidad debido a esfuerzos. 71
4.2.5. Análisis de Estabilidad Estructuralmente Controlado. 75
4.2.5.1. Metodología. 76
4.2.5.2. Consideraciones. 77
4.2.5.3. Resultados. 77
4.3. Discusión De Los Resultados 80
4.4. Aporte del tesista. 81
CONCLUSIONES 82
RECOMENDACIONES 83
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS 84
ANEXOS 86
Anexo N° 01: Matriz de consistencia 87
Anexo N° 02: Mapeo estructural superficial de la zona Cruz de Oro 88
Anexo N° 03: Mapeo Geomecánico del Nv. 4475 Cruz de Oro y Sección AA 89
Anexo N° 04: Diseño de Minado por Taladros Largos Con Pilares Corridos 90
Anexo N° 05: Ciclo de minado por Taladros Largos con Pilares Corridos 91
Anexo N° 06: Cartilla Geomecánica Cori Puno S.A.C. 92
Anexo N° 07: Aplicación de Sostenimiento En Labores Temporales y Permanentes 93
Anexo N° 08: Análisis de Estabilidad Con Programa Unwedge 94
Anexo N° 09: Imágenes de Proceso de Minado 95

# INTRODUCCIÓN

El trabajo de investigación, titulado **Geomecánica aplicada a la selección del método de explotación de la zona Cruz de Oro - Compañía Minera Cori Puno S.A.C. - 2018**, se determina la selección de método de explotación con la finalidad de cubrir el tonelaje y la ley planificado para así no tener inconveniente en el proceso de concentrado de mineral.

El presente trabajo de investigación comprende los siguientes capítulos:

El Capítulo I- Generalidades. - Constituye el entorno físico (ubicación y acceso, Topografía, recursos naturales y otros) y el entorno geológico (geológico regional, local, estructural y económica) de la Compañía Minera Cori Puno S.A.C.

El Capítulo II - Marco Teórico. - Comprende los (antecedentes de la investigación, definición de términos y la fundamentación teórica.

El Capítulo III - Metodología. - Consiste en describir el problema (la realidad problemática, planteamiento y formulación del problema, objetivos, justificación de la investigación, limitaciones, alcances de la investigación, hipótesis, variables, diseño y tipo de la investigación, población y muestra, técnicas e instrumentos de recolección de datos además formas de tratamiento de datos).

El Capítulo IV - Resultados de la Investigación. - Se hará referencia de (descripción de la realidad y procesamiento de datos, análisis e interpretación de la información, discusiones de resultados y aporte de tesista).

El Capítulo V-Conclusiones y Recomendaciones. - Se presentan (conclusiones y recomendaciones). El cual se tomarán en cuenta para el análisis de la investigación.

# CAPÍTULO I

# GENERALIDADES

## 1.1. Entorno físico

### 1.1.1. Ubicación y acceso.

La Unidad Minera Cori Riqueza está situada en el paraje Cochapata, distrito de Quiaca, provincia de Sandía, departamento de Puno, en las estribaciones orientales de la Cordillera Oriental del Sur del Perú, con altitudes que van de 3900 msnm hasta 5000 msnm.

***Tabla N° 01:*** *Vías de acceso a la Unidad*

| Recorrido | Tipo de carretera | Distancia (Km) |
|---|---|---|
| Lima-Juliaca | Asfaltada | 1294 |
| Juliaca-Putina | Asfaltada | 90 |
| Putina-Desvío Ananea | Asfaltada | 50 |
| Desvío Ananea-Untuca | Trocha | 54 |

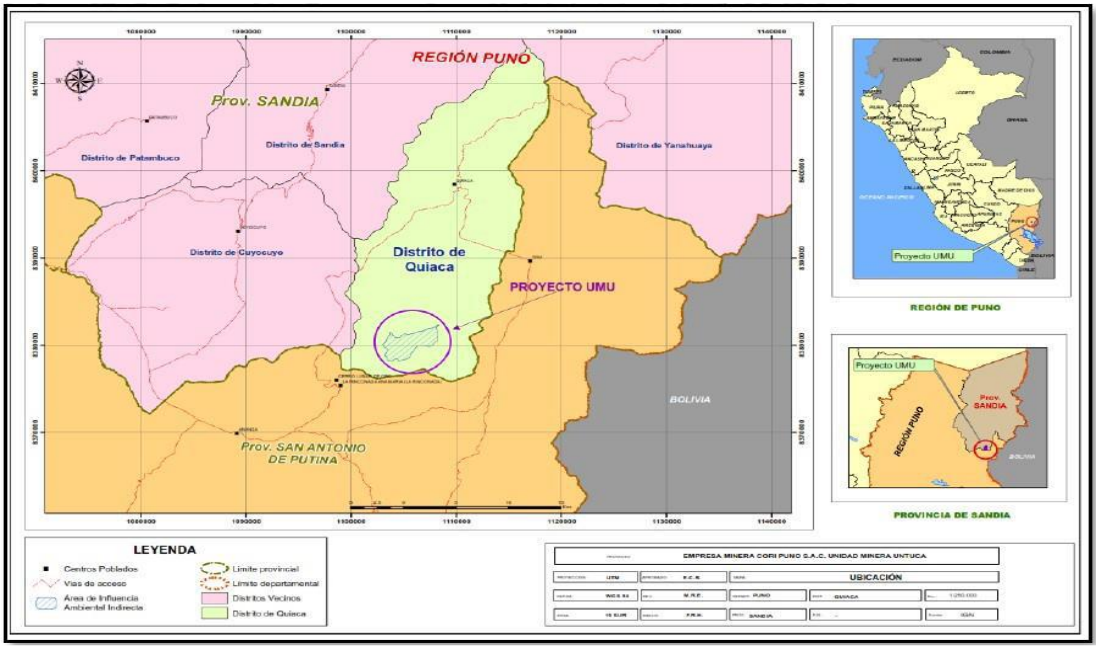



**Figura N° 01.** Ubicación de la Mina.

**Fuente:** Área de Planeamiento Cori-Puno SAC, 2018

### 1.1.2. Topografía y Fisiografía.

El área de estudio y zonas adyacentes presenta un relieve característico de ambiente de sierra (Puna), en los cuales los procesos de geodinámica externa se han sobrepuesto a los procesos tectónicos más antiguos. Así, el desarrollo morfo-estructural Cretáceo - Cuaternario, ha dado lugar a la configuración de ciertas unidades geomórficas y relieves peculiares entre los que destacan lomas, valles y cumbres.

Las lomas y colinas se localizan por el lado Norte y Sur de la Unidad Minera Cori Riqueza, estos son promontorios donde su morfología es ondulada, moderadamente agreste, con un talud entre los 30° a 40° con escasa vegetación y poca cobertura de suelo. En las zonas bajas se han formado acumulaciones de detritus y material fluvioglaciar.

Las montañas de crestas agudas corresponden a afloramientos de cuarcitas, filitas, esquistos y pizarras que conforman la Formación Sandia y Ananea. Estas rocas se encuentran plegadas, falladas y afectadas por un metamorfismo de bajo grado.

### 1.1.3. Recursos Naturales.

**Flora**

Por ser zona alta y su relieve es empinado con sus muros encarpados y rocosos son cumbres afiliadas y por el clima templado frío en zonas bajas y frío en zonas altas que se halla arriba de los con altitudes que van de 3900 msnm hasta 5000 msnm.

El ichu, planta gramisea que sirve para pastar el ganado vacuno, ovino y auquénido; además encontramos la vira vira o huiranuira; y en zonas bajas las tierras son para la producción agrícola en donde se cultiva papa, olluco, quinua, cañihua, quiwicha, habas, ocas, tarwi, mashua, etc. Citamos de acuerdo a su utilidad entre arbustos y árboles: ICHU (PAJA) (Stipa sp) es una gramínea natural propia de la región que sirve como pasto para los animales, así como también sirve para la construcción de las viviendas rústicas techos y terrajeos de las paredes.

**Fauna**

La fauna en la Unidad Minera Cori Riqueza está situada en el paraje Cochapata, distrito de Quiaca, provincia de Sandía, departamento de Puno por ser muy variados desde los lugares más fríos hasta los más cálidos complejidad de su especie lo clasificamos de la siguiente manera.

**Terrestres:** –Mamíferos:

Caballo, Asno, Venado, Ratones, Cabra, Cerdo, Gato montés, Vicuña, Zorro, Alpaca, montés, Ovejas, Huron, Vacunos, Perro, conejo, Vizcacha, Mula, Cuy, Macho (mulo), Cerdo, Vicuña, Rata, Zorrillo, Ardilla, Gato doméstico, etc.

**Reptiles:** Lagartija, Salamanquesa, Cien pies, etc.

**Acuáticos:** Sapo, Rana, Trucha.

**Aéreas:** Águila, Zorzal, Jilguero, Cernícalo, Keroquenga, Paca paca, Paloma cimarrona (tórtola), Murciélago, Gorrión golondrina, Gallareta, Perdiz. Otro.

## 1.2. Entorno geológico

Para el desarrollo de la geología regional se ha considerado un área aproximada alrededor del C.C. Untuca de 23x 20 Km., abarcando toda la propiedad minera del proyecto.

### 1.2.1. Geología Regional

#### 1.2.1.1. Formación Sandia (Ordovícico Superior)

Conformada por una secuencia detrítica de pizarras oscuras, filitas e intercaladas con cuarcitas que van de metros a milimétricas de ancho. Esta unidad aflora la mayor parte del área, ubicada desde la falla inversa de la Rinconada continuando hacia el norte.

Sus estructuras internas son muy variadas, formando microdunas de 0.05 – 0.20 m de longitud de onda, también “Lenticular Bedding”

conectados y sin conectar, presenta laminaciones paralelas, niveles de reactivación arcillosa dentro de niveles de arenisca.

Se le asigna una edad Caradociana del Ordovícico (Paleozoico inferior). Por tratarse de una sedimentación impuesta por las filitas y lutitas, cuyas estructuras internas corresponden a “Flaser Bedding” “Lenticular Beding”, “Wave Bedding” y otras, indicarian que la formación se habría sedimentado en un ambiente de llanura tidal.

#### 1.2.1.2. Formación Ananea (Silúrico Devónico)

Compuesto por esquistos pizarrosos con composición mineralógica de muscovita, cuarzo, sericita, clorita que están afectados por un metamorfismo tipo epizonal, se intercala algunos bancos masivos de areniscas de grano fino con grosores de 0.20 – 0.40 m. Se encuentra ocupando la parte SE de la zona estudiada. Constituye todas las estribaciones de la línea de altas cumbres de los nevados que forman la cordillera oriental. Sus afloramientos principales están en el cerro Choquechambi, las nacientes de la quebrada

Iscaycruz, los nevados Ritipata y Chapi, además se extiende por la falla inversa de la Rinconada, que está poniendo en contacto con la Formación Sandia.

Sus contactos estratigráficos con la formación infrayaciente están relacionados a un fallamiento inverso que muestra a la Formación Sandia cabalgando sobre la formación Ananea, mientras que el contacto

con la formación suprayaciente no se observa (Cuadrángulo Putina y Rinconada).

Se le asigna al Siluro – Devoniano. Por las rocas esquistosas de grano fino, la sedimentación, podría corresponder a una plataforma externa con déficit de aporte detrítico.

#### 1.2.1.3. Depósitos Cuaternarios (Cenozoico)

Presenta tres depósitos cuaternarios, dos del Holoceno (depósitos aluviales y depósitos coluviales) y uno del Pleistoceno (depósitos morrénicos).

**A.- Depósitos Aluviales:** Constituido por material de grava, arena compuestos por fragmentos de filitas, pizarras, cuarcitas, cuarzo; y limo – arcilla. Su espesor varía de acuerdo a la topografía del lugar. Se encuentran generalmente rellenando quebradas. Se encuentran presente principalmente en las quebradas Choquechambi, Iscaycruz, etc.

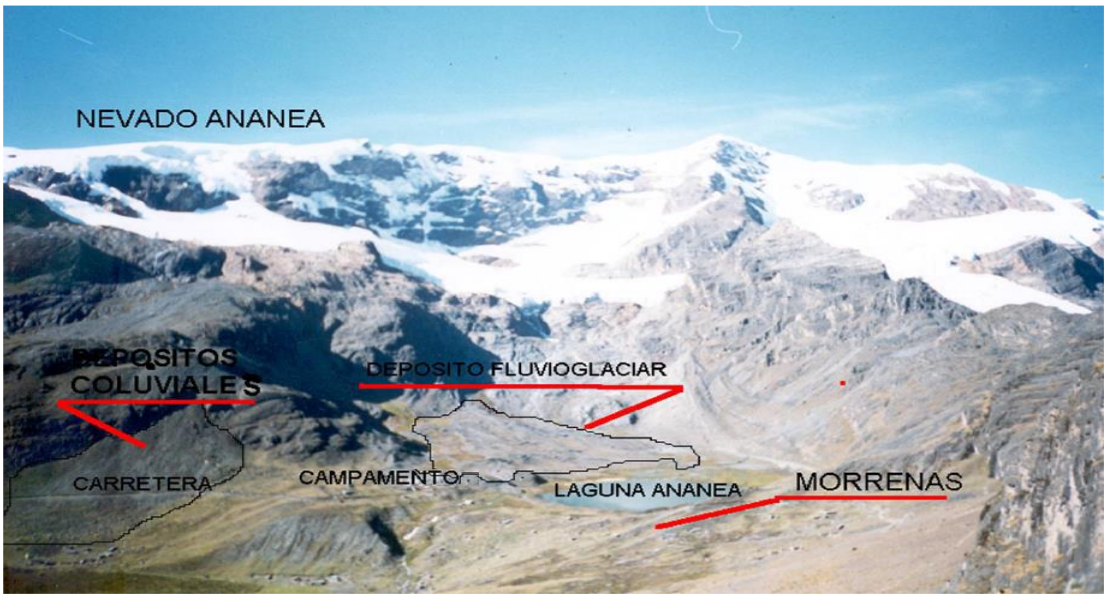
**B.- Depósitos Coluviales:** Constituidos por material original de la roca preexistente, de recorrido corto, que se han depositado mayormente al final de una pendiente moderado - fuerte en los ríos y quebradas, formando conos aluviales. Se encuentran en las cumbres (pequeños), quebradas (Azoguine, Ananea, etc.) y ríos (Untuca, Choquechambi, etc.).

**C.- Depósitos Morrénicos:** Constituido por material removido y acarreado por el hielo de fragmentos de pizarra, cuarcita, filitas, cuarzo, granitos, etc. Con una matriz arena – arcillosa. Estos depósitos se

depositaron en varias etapas de glaciación, formando tipos diferentes de morrenas (lenguas glaciares, laterales, etc.). Se encuentra expuestas en las quebradas (Queñuani, Azoguine, etc.), alrededor de la laguna Ananea y en otras pequeñas. Estos depósitos tienen gran importancia económica debido a su contenido de valores económicos, formando yacimientos tipo placer.

Se encuentra presente al NW del Proyecto, en el cerro Utccuccaca, de composición granítico ácido que ha intruido a las rocas del Paleozoico inferior (Fm. Sandia). Se piensa que probablemente es controlada por un sistema de fallamiento de dirección NW.

Alrededor del contacto se encuentran rocas esquistosas, originadas por el metamorfismo de contacto y a medida que se aleja el halo de esquistosidad disminuye.




**Fuente:** Área de geología Cori-Puno SAC.

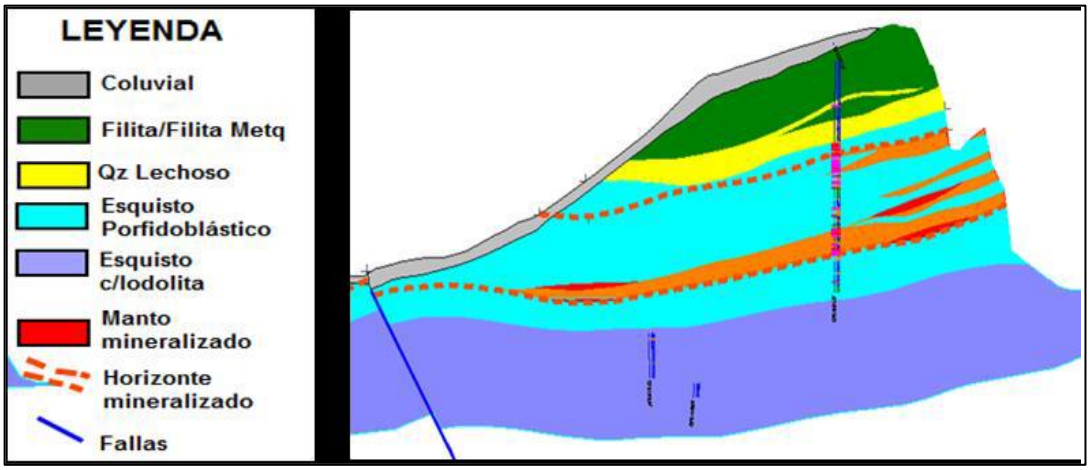
**Figura N° 02**: Vista fotografiada hacia el oeste del Campamento Llactapata. Se observa los diferentes depósitos cuaternarios.

### 1.2.2. Geología Local

En la Mina Untuca y sus propiedades mineras circundantes, se ubican dos corredores mineralizados 1) La Torre, Llactapata, Gallocunca, Lomada, Pomarani, Santa Rosa y Pullucunuyoc y 2) Esperanza, Cruz de Oro y Mylagros.

#### 1.2.2.1. Esquistos (Fm. San José)

En el sector de Esperanza y Cruz de Oro, la base litológica está constituido de cuarcitas grises, suprayacidos por Esquistos lodolíticos con porfidoblástos de cordierita, en el horizonte mineralizado, suprayacen gradacionalmente los Esquistos Porfidoblásticos de color gris oscuro con porfidoblástos de andalucita de tamaño decimétrico a milimétrico.




**Fuente:** Área de geología Cori-Puno SAC.

**Figura 03:** Modelo Litológico del depósito Aurífero de Esperanza y Cruz de Oro.

### 1.2.3. Geología Estructural

La historia geológica del área ha evolucionado como consecuencia de los esfuerzos comprensionales y distintivos de la actividad tectónica de la región.

En la zona se registran estructuras de variado origen que afectaron a las rocas antiguas y causaron plegamientos, fracturamientos y direcciones de flujo que permitieron identificar dominios estructurales.

#### 1.2.3.1. Comportamiento Estructural

Las rocas han sido afectadas desde el ciclo Hercínico hasta el ciclo Andino, por una secuencia de esfuerzos compresivos a través del tiempo geológico, las cuales han originado áreas de cizallamiento intenso y plegamiento. La secuencia del proceso estructural en la roca originó zonas de debilidad, por donde se emplazó la solución mineralizante que dieron origen a las áreas mineralizadas conocidas (La Torre, Llactapata, Gallocunca, La Lomada, Pomarani, Pullucunoc, San Miguel, Cruz de oro, Esperanza, Mylagros y otras).

El sistema de fallamiento en el primer corredor mineralizado (cerro la Torre – Pullucunuyoc), está controlada por la falla “San Miguel” y “Gallocunca” de movimiento inverso reactivada (normal) y de bajo ángulo que aflora al Oeste del área y tiene un buzamiento de 30°-50° E, espesor de aproximadamente 80m. El fracturamiento intenso en la zona de falla es en forma simoidal es rellenado posteriormente por un evento de feldespatos y luego por cuarzo blanco a hialino y finalmente un evento de diseminación de pirita asociado al cuarzo gris y cuarzo euhedral hialino. Esta falla limita la mineralización tanto hacia el Oeste así como la parte inferior y hay otras fallas que está hacia el Este del área como son: falla normal “Constanza” de dirección E – W con buzamiento 88º S y falla” Pomarani” de rumbo N255º E, de

buzamiento 82º SE. Aparte de estas fallas, se presenta muchas otras paralelas a ellas, las más importantes son la falla “Bertha” (N250º E / 88º – 85º NW) y falla “Santos” (N 260º E / 85 SE) todas estas son inversas de alto ángulo. También se encuentran fallas tensionales (N – S / 40º - 85º E) que cortan a las anteriores, originando desplazamientos cortos. Además, es notable el fallamiento en bloques, esto quiere decir que ha habido una reactivación después de la mineralización de Au de las anteriores fallas, para luego dar origen a un movimiento en bloques, esto se nota claramente porque algunos mantos mineralizados terminan en falla, algunas veces tienen saltos verticales de hasta 15.0 m.

Entre la falla “San Miguel y las otras mencionadas al Este hay un intenso fallamiento y fracturamiento con un promedio de 9 falla / 20m lineal, son fallas inversas de alto ángulo y tienen una dirección y buzamiento de N 320º - 340° E / 75-88° NE originando desplazamientos verticales de 0.03 a 0.10 m. Este fallamiento es causante del intenso fracturamiento perpendicular y cortante (tensional) al fallamiento NW – SE, las cuales fueron rellenados de feldespato y cuarzo lechoso a hialino con evidencias de sulfuros.

El control estructural está enmarcado dentro de un sistema de cabalgamientos y repeticiones de unidades estratigráficas (en este caso Sandia), desarrollados mayormente al SW y un sistema de fallas normales desarrollados en dirección NE. Las mayores fallas inversas reconocidas comprenden:

- **Falla San Miguel. -** Fallas inversa con dirección promedio: N 50º W / 40º NE. Tiene una componente de rumbo destral, está afectada por numerosos repliegues y vetillas (Qz-Fk) de extensión. Esta falla corta al pliegue volcado San Miguel en su flanco normal y norte, considerándose como un conducto de reciclamiento de re movilización de metales base y preciosos a partir de fluidos y volátiles de la tectónica herciniana.

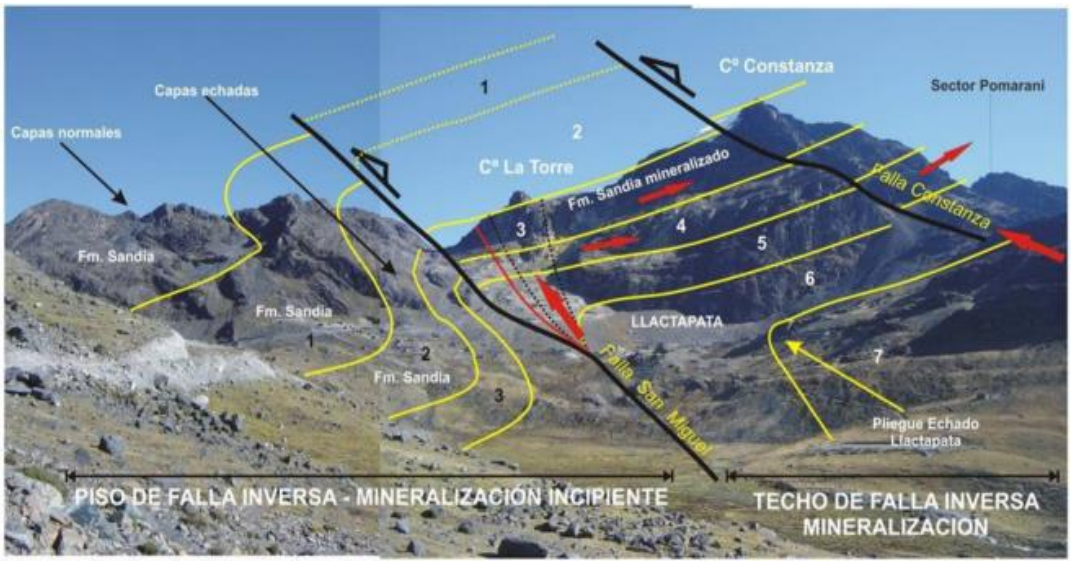
- **Falla Constanza-Gallocunca. -** Falla inversa con dirección: N 15º W / 40º NE, no fue reconocido una componente horizontal por falta de estrías. El grosor reconocido de la falla en el Cº Constanza fue de 3 m, presentando sigmoides de deformación inversa. Esta falla es paralela al sistema San Miguel y representa parte el sistema de fallamientos inversos asociados a la mineralización. Esta falla se prolonga en dirección SE hacia la base del pico Señal Ananea, donde convergen varios sistemas incluidos San Miguel y Cochapata.

- **Falla Cochapata. -** Falla inversa con dirección: N 80º W / 60º NE, de componente destral. Aflora al SW de la Falla San Miguel y se comporta de manera similar a esta. Se ubica cerca al frente de mayor deformación del sistema La Rinconada – Ananea afectando a las secuencias de la Formación Sandia.

- **Falla Santa Rosa**. - Falla normal con dirección: N 20º W / 50º NE, de componente sinestral. Este sistema de fallas tiene características gravitatorias y representan la extensión posterior a la compresión herciniana. Los niveles mineralizados han colapsado en fallas sintéticas hacia el NE con desplazamientos promedio de 100 m.

### 1.2.3.2. Perfil Estructural Compuesto

Los datos estructurales recogidos han permitido construir un perfil geológico entre Cochapata y Cº Sta Rosa, donde se diferencia un sistema de fallas inversas en dirección SW y un sistema de fallas sintéticas normales en dirección NE. Entre el Cº La Torre y Constanza, se verifica un pliegue anticlinal volcado y fallado (Falla San Miguel) en su flanco sur y un sinclinal volcado en su flanco norte. La falla San Miguel no está asociado a sulfuros primarios y corresponde a un fallamiento de extrema deformación y cizallamiento en su charnela. Estas fallas al parecer corresponden a una inversión de cuenca, donde fallas extensionales pre-ordovicianas contribuyeron a la creación de la cuenca ordoviciana y que posteriormente a la tectónica herciniana se comportaron como fallas inversas (ver Figura 04).




**Fuente:** Área de geología Cori-Puno SAC.

**Figura 04.** Perfil estructural de pliegue volcado y fallado inversamente. Tanto la falla San Miguel como Constanza-Gallocunca, fueron producto de la sobrecompresión tectónica y favorecieron en parte la removilización de las mineralizaciones ya emplazadas antes de la tectónica eoherciniana (carbonífero).

La Formación Sandia por lo tanto se encuentra repetida (cabalgamientos) con fallas inversas de alto ángulo cuyas estructuras mineralizadas, se emplazaron entre las unidades Sandia y San José.

### 1.2.4. Geología Económica

Este yacimiento Untuca conforma el distrito minero de la Rinconada y es uno de los más importantes de la Cordillera Oriental del sur del Perú. El yacimiento es de tipo estratiforme, stock work y diseminado dentro de las rocas del Paleozoico Inferior.

La característica estructural del sistema son vetas, mantos y diseminaciones debido a la acción de productos hidrotermales que ascendieron por medio de fracturas y microfracturas, llevando iones libres de oro y sulfuros. El oro se encuentra en los sulfuros de hierro, como metal libre diseminado en las rocas y dentro de los mantos de cuarzo gris ahumado, además existe oro blanco denominado calaverita, por ser de fluidos de teluros.

Entre los sulfuros se tiene los minerales como la pirrotita, que se encuentra en forma diseminada, en lentes, motes y acompañando a los mantos de cuarzo gris. La pirita, es común en la zona, se presenta en forma cúbica, se encuentra en las vetas, mantos, nódulos de cuarzo lechoso. La arsenopirita se encuentra acompañando a los sulfuros de fierro,

Los óxidos provienen de la oxidación de los sulfuros por reacciones químicas, en la zona su presencia es débil, entre los principales tenemos a la hematita, la limonita, la jarosita.

En el sector de Pomarani la presencia de vetas, lentes, venillas y micro venillas de cuarzo lechoso - cuarzo gris - feldespato, cerca de la falla es un buen indicativo, por otro lado, los sulfuros diseminados a lo largo de la secuencia de pizarras y cuarcita, indica la continuidad de la mineralización en este sector.

En el Sector la mineralización está en gran medida controlada por las fallas y otras múltiples fallas de rumbo NW y SE. Debido a lo abrupto del terreno la explotación se realiza mediante minería subterránea.

#### 1.2.4.1. Sectores Pomarani

Pomarani es un yacimiento aurífero que forma parte de la Mina Untuca, la mineralización tiene forma tabular a manera de un manto, con rumbo N20°W y buzamiento 15°SW, ocurre a partir de la cota 4890 msnm hasta los 4920 msnm.

La mineralización Aurífera está asociada a vetas-vetillas de cuarzo gris, con diseminaciones en la roca encajonante, con presencia de sulfuros (Pirrotita, Pirita, arsenopirita) y oro libre.

La Mena está conformada por el horizonte medio de la Fm. Sandía, compuesto por una estratificación monótona de Pizarras, filitas intercaladas con metareniscas y cuarcitas, instruidas por estructuras de QzL-Qzg y Sulf. (Po, Py, Arpy).

La ganga estaría conformada por la secuencia superior (Pizarras / Cuarcitas) e inferior (Esquistos y Cuarcitas) de la Fm. Sandia.

#### 1.2.4.2. Sector Cerro La Torre

El Proyecto Cerro La Torre, alberga mantos tipo orogénico (Au) en facies de origen sedimentario, donde se han reconocido estructuras mineralizadas, mediante las campañas de perforación diamantina (DHH) y aire reverso (ARC) del año 2010-2014.

Localmente en el área de Cerro La Torre, se presentan secuencias de cuarcitas grises de grano medio intercaladas con pizarras en la parte superior, filitas y pizarras intercaladas con cuarcitas en la parte media, y cuarcitas grises de grano medio en la parte inferior. El área mineralizada se ubica en el flanco de un pliegue echado hacia la Falla San Miguel.

En el sector de Cerro La Torre, la formación presenta una estratificación de bajo ángulo, con valores que varían entre 5º a 26º hacia el SW y con rumbo NW.

#### 1.2.4.3. Sector Esperanza - Cruz de Oro

La ocurrencia aurífera se alojó en aberturas causadas por la contracción de la roca por esquistosidad - estratificación, fragilidad - dúctil de la masa rocosa (pizarras, filitas y esquistos). Se describen dos eventos de fluidos en el sector. (1) Compuesto por cuarzo gris que a su vez causo silicificación y muscovitización; asociado a po-apy-py; y (2) un remetamorfismo que causo la removilización de iones auríferos, asociado a piritización y sericitización. El flujo mineralizado se muestra paralelo a las capas y sub paralelo a la esquistosidad, en la que se habría desarrollado concentraciones auríferas generando clavos económicos a lo largo del horizonte anómalo de más 1Km de afloramiento.

**TABLA N° 2**

| | Esperanza/Cruz de Oro |
|---|---|
| Orientación | N205-260°/15-25°<br>Esqd N180-205°/10 |
| Longitud<br>Ancho | 200m.<br>Prom.= 15.00 m.<br>Min. = 5 m<br>Max. =25 m |
| Leyes | Prom. =2.2 grAu/T a 2.7 grAu/T |
| %Sulfuros | 0.5-2.5% |
| Roca Huesped | Esquisto Porfidoblástico |
| Formación | San Jose Superior ? |
| Paragénesis | Pirita –pirrotita - arsenopirita, calcopirita<br>Au libre |

**Fuente:** Área de geología Cori-Puno SAC.

# CAPÍTULO II

# FUNDAMENTACIÓN

## 2.1. Marco Teórico

### 2.1.1. Antecedentes de la investigación

El presente trabajo se realiza con la finalidad de seleccionar un método de explotación adecuada que bajo el modelo geológico los cuales se han determinado y descrito las propiedades físicas tridimensionales del yacimiento mineralógico de la zona Cruz de Oro. Las informaciones previas tomadas en el proceso de exploración y el mapeo superficial.

Según Rojas (2016) en la tesis titulado Geomecánica en el diseño de sostenimiento para mejorar la estabilidad de las labores mineras de la unidad minera el Porvenir de la empresa minera Milpo – año 2016, concluye:

- ✓ “La Geomecánica si se aplica y es de mucha importancia para diseñar el elemento o sistema de sostenimiento de las labores mineras subterráneas de la Unidad Minera el Porvenir de la Empresa Minera NEXA.

- ✓ La caracterización del macizo rocoso para el diseño del elemento o sistema de sostenimiento aplicado en Zona Alta de la Unidad Minera El Porvenir de la Empresa Minera Milpo, garantiza la estabilidad de las labores mineras subterráneas.

- ✓ El diseño de los elementos o sistema de sostenimiento aplicado en las labores subterráneas devuelven el equilibrio al macizo rocoso que garantizaron la estabilidad de las excavaciones subterráneas en la Zona Alta de la Unidad Minera El Porvenir de la Empresa Minera Milpo.”

### 2.1.2. Definición de términos

**Método de Explotación. -** Es la estrategia global que permite la excavación y extracción de un cuerpo mineralizado del método técnico y económico más eficiente.

**Mecánica de Rocas. -** Es la ciencia teórica y aplicada del comportamiento mecánico de la roca y de los macizos rocosos. Corresponde a la rama de la mecánica que estudia la respuesta de la roca y del macizo rocoso a los campos de fuerza de su entorno físico.

**Roca Intacta. -** Es el material rocoso exento de discontinuidades, o los bloques de «roca intacta» que quedan entre ellas. La matriz rocosa o roca intacta, a pesar de considerarse continua, presenta un comportamiento heterogéneo y anisótropo ligado a su fábrica y a su microestructura mineral. Mecánicamente queda

caracterizada por su peso específico, resistencia y deformabilidad. Una discontinuidad es cualquier plano.

**Discontinuidad**. - Es cualquier plano de origen mecánico o sedimentario que independiza o separa los bloques de matriz rocosa en un macizo rocoso. Generalmente la resistencia a la tracción de los planos de discontinuidad es muy baja o nula.

**Macizo rocoso. -** Es el conjunto de los bloques de matriz rocosa y de las discontinuidades de diverso tipo que afectan al medio rocoso. Mecánicamente los macizos rocosos son medios discontinuos, anisótropos y heterogéneos. Prácticamente puede considerarse que presentan una resistencia a la tracción nula.

**Clasificación del Macizo Rocoso. -** Los sistemas de clasificación del macizo rocoso sustituyen un enfoque para estimar las propiedades del macizo rocoso a gran escala. En la industria minera, el índice GSI y los sistemas RMR y Q, son parámetros de entrada para muchos métodos de diseño, así como parámetro de entrada de muchos programas de modelamiento numérico. Los sistemas de clasificación geomecánica son un intento de representar con un solo valor las propiedades de resistencia de un macizo rocoso. El macizo rocoso es usualmente un material altamente anisotrópico y puede ser representado por más de un sistema de clasificación.

Estos sistemas de clasificación serán útiles para determinar la extensión de los dominios geomecánicos en una mina. El ingeniero debe estimar el valor de clasificación más realístico para los requerimientos de diseño; también, debe

tener en cuenta que existen diversas aplicaciones para cada sistema de clasificación geomecánica.

**Factor de Seguridad. -** El enfoque clásico utilizado en el diseño de estructuras de ingeniería es considerado la relación entre la resistencia o soporte a la carga del sistema y la demanda o carga calculada actuando sobre el sistema. El factor de seguridad (FS) es una medición determinística de la relación entre las fuerzas resistentes (capacidad) y las fuerzas actuantes (demanda).

**Relleno de Mina. -** La principal función de los materiales de relleno en las minas es ayudar a manejar la estabilidad del minado relacionado a vacíos, el relleno es una de las herramientas usadas para incrementar la flexibilidad de las estrategias de extracción del mineral y a menudo permite una mayor recuperación del yacimiento mineral. El uso de diferentes tipos de relleno, sus funciones específicas y requerimientos ingenieriles están íntimamente relacionados con los métodos de explotación, planeamiento y secuencias de minado.

**Sostenimiento. -** Tiene como objeto mantener la estabilidad después de realizar el disparo de las labores mineras, el sostenimiento se colocará según el tipo de roca y las aberturas existentes. La aplicación de sostenimiento se plasmará en la cartilla Geomecánica esto previo un estudio Geomecánica el cual determinara el tipo de roca el cual se tienen en la mina.

#### 2.1.2.1. Fundamentación Teórica

Con la ayuda de las diversas teorías que existen producto a las experiencias y pruebas realizados por los investigadores, se logrará seleccionar el método de explotación más adecuados el cual se requiere

que cumpla la mayor recuperación posible de las reservas acompañado con seguridad el cual no se exponga principalmente al personal y con costes óptimos el cual hagan que el método sea rentable y seguro. El modelo geomecánico contribuirá en diseñar adecuadamente el método de explotación con un adecuado secuenciamiento de la misma y la mayor recuperación posible del mineral.

Gracias a los estudios de exploración, en la zona cruz de oro se ha determinado un potencial económicamente aceptable de un manto mineralizado con leyes aceptables el cual ayuda incrementar los recursos y por ende las reservas. Según la previa evaluación de mapeo geomecánico tanto superficial como mapeo dentro de mina y la definición de manto se tienen una potencia de 16 metros en promedio y un buzamiento de 15° con tramos de estratificación bien definidos acompañados con dos fallas principales los cuales delimitan el manto y la zona mineralizada. Esto nos direcciona en pensar seleccionar un método de explotación que sea masivo y viendo la posibilidad de recuperar los 16 metros de potencia en una sola tanda y en retirada, para ello nos apoyaremos en teorías empíricas que nos ayuden a definir geomecánicamente el método más adecuado.

#### 2.1.2.2. Sistemas De Clasificación Geomecánica De La Masa De Roca.

Cuando no se tiene información detallada sobre la masa rocosa y sus esfuerzos y sobre las características hidrogeológicas del lugar de un proyecto, el uso de un esquema de clasificación de la masa rocosa puede ser considerablemente beneficioso. En el caso más simple, se puede

utilizar un esquema de clasificación como una verificación previa para asegurar que toda la información relevante ha sido recopilada.

En otro extremo, se puede utilizar uno o más esquemas de clasificación de la masa rocosa, para desarrollar una idea de la composición y características de una masa rocosa, a fin de proporcionar estimadas iniciales de los requerimientos de sostenimiento y de las propiedades de resistencia y deformación de la masa rocosa.

En este caso el estudio se apoyará de la clasificación geomecánica RMR de Bieniawski (1989) e índice de calidad tunelera de la roca "Q" de Barton los cuales se describen a continuación.

- **Clasificación Rock Mass Rating RMR**

Bieniawski, en 1976, publicó su clasificación de masas rocosas llamada Clasificación Geomecánica o Rock Mass Rating. Con el pasar de los años, este sistema ha sido refinado sucesivamente cambiando los índices asignados a cada uno de los parámetros de clasificación. El sistema que se presenta data de 1989 y es la más reciente.

Bieniawski utilizó 6 parámetros para clasificar las masas rocosas haciendo uso del sistema Rock Mass Rating:

1. Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.
2. Rock Quality Designation (RQD)
3. Espaciamiento de discontinuidades.
4. Condición de discontinuidades.
5. Condición de agua subterránea.
6. Orientación de discontinuidades.

Para aplicar este sistema, la masa rocosa debe dividirse en áreas llamadas dominios estructurales; cada uno de éstos debe clasificarse separadamente. La periferia de los dominios estructurales generalmente coincide con una estructura mayor o cambio del tipo de roca. En algunos casos, cambios significantes en el espaciamiento o características de las discontinuidades, dentro de un mismo tipo de roca, pueden hacer necesario dividir la masa rocosa en varios dominios estructurales pequeños.

El sistema Rock Mass Rating se presenta en las tablas siguientes, los cuales proporcionan los índices para cada uno de los seis parámetros listados arriba. Estos índices se suman y dan un valor R.M.R. Bieniawski publicó, en 1989, una serie de reglas para la selección del sostenimiento en túneles ejecutados en masas rocosas que han sido valorados con el sistema R.M.R.

**TABLA N° 3: Valoración del Macizo Rocoso.**

| VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| PARAMETRO | | RANGO DE VALORES | | | | | VALORACION |
| | | | | | | VALOR ESTIMADO | |
| R. COMPRE. UNIAXIAL (Mpa) | | >250 (15) | 100-250 (12) | 50-100 (7) | 25-50 (4) | <25 (2) | |
| RQD % | | 90-100 (20) | 75-90 (17) | 50-75 (13) | 25-50 (8) | <25 (3) | |
| ESPACIAMIENTO (m) | | >2 (20) | 0,6-2 (15) | 0.2-0.6 (10) | 0.06-0.2 (8) | <0.06 (5) | |
| | PERSISTENCIA | <1m long. (6) | 1-3 m Long. (4) | 3-10m (2) | 10-20 m (1) | >20 m (0) | |
| CONDICION | APERTURA | Cerrada (6) | <0.1mm apert. (5) | 0.1-1.0mm (4) | 1-5 mm (1) | >5mm (0) | |
| DE | RUGOSIDAD | Muy rugosa (6) | Rugosa (5) | Lig.rugosa (3) | Lisa (1) | Espejo de falla (0) | |
| JUNTAS | RELLENO | Limpia (6) | Duro <5mm (4) | Duro>5mm (2) | Suave <5 mm (1) | Suave >5 mm (0) | |
| | INTEMPERIZA. | Sana (6) | Lig. Intempe. (5) | Mod.Intempe. (3) | Muy Intempe. (2) | Descompuesta (0) | |
| AGUA SUBTERRANEA | | Seco (15) | Humedo (10) | Mojado (7) | Goteo (4) | Flujo (0) | |
| **AJUSTE POR ORIENTACION DE ESTRUCTURAS** | | | | **VALOR TOTAL RMR** (valoraciónes - Ajustes) = | | | |

| CLASE DE MACIZO ROCOSO | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| RMR | 100 - 81 | 80 - 61 | 60 - 41 | 40 - 21 | 20 - 0 |
| DESCRIPCION | I MUY BUENA | II BUENA | III REGULAR | IV MALA | V MUY MALA |

| CORRECCION POR ORIENTACION DE LAS ESTRUCTURAS | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| DIRECCION PERPENDICULAR AL EJE DE LA LABOR | | | | DIRECCION PARALELA AL EJE DE LA LABOR | | EN CUALQUIER DIRECCION |
| EXCAVACION CON EL BUZAMIENTO | | EXCAVACION EN CONTRA EL BUZAMIENTO | | | | |
| BUZ 45°-90° =0 | BUZ 20°-45° =-2 | BUZ 45°-90° =-5 | BUZ 20°-45° =-10 | BUZ 45°-90° =-12 | BUZ 20°-45° =-5 | BUZ 0°-20°=-5 |
| MUY FAVORABLE | FAVORABLE | MEDIA | DESFAVORABLE | MUY DESFAVORABLE | MEDIA | DESFAVORABLE |

- **Clasificación Índice De Calidad De Túneles Q.**

Basados en más de 200 casos históricos, Barton, Lien y Lunde de la Norwegian Geotechnical Institute (NGI), propusieron en 1974 el Tunnelling Quality Index, orientado a la determinación de las características de la masa rocosa y requerimientos de sostenimiento de túneles.

El valor numérico del índice Q varía, en una escala logarítmica, desde 0.001 a 1000 y se define como:

$$Q = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{SRF}$$

Donde:

| | | |
|---|---|---|
| RQD | : | Índice de calidad de roca |
| Jn | : | Número de sistemas de fisuras |
| Jr | : | Número de rugosidad de las fisuras |
| Ja | : | Número de alteración de las fisuras |
| Jw | : | Factor de reducción del agua |
| SRF | : | Factor de reducción por esfuerzos |

Los valores arriba especificados se obtienen a partir de tablas las cuales están en función de las características estructurales de los macizos rocosos.

Los autores consideran que los parámetros Jn, Jr y Ja son más importantes que la orientación de las fisuras, ya que este factor se encuentra incluido en los parámetros Ja y Jr.

Una somera descripción del significado de los parámetros usados para obtener el valor de Q es el siguiente:

RQD/Jn.- representa la estructura dl macizo rocoso y es una medida relativa del tamaño de los bloques.

Jr/Ja .- representa la rugosidad y las características de fricción de las paredes de las fisuras. Esto es la resistencia al esfuerzo cortante entre los bloques.

Jw/SRF  Jw es una medida de la presión de poros y SRF representa:

- La carga disipada en el caso que el túnel atraviesa zonas de falla o con altos contenidos de arcilla.
- Los esfuerzos en roca competente.
- Cargas compresivas en roca de comportamiento plástico e incompetente.

**TABLA Nª 4:** CLASIFICACION DE LAS MASAS ROCOSAS PARA ESTIMAR EL ESFUERZO EN EXCAVACIONES SUBTERRANEAS

| DESCRIPCION | VALOR | NOTAS |
|---|---|---|
| 1. Índice de Calidad de Roca<br><br>A. Muy Mala<br>B. Mala<br>C. Regular<br>D. Buena<br>E. Excelente | RQD<br><br>0-25<br><br>25-50 | 1. Estimar el RQD con _ 5% de aprox.<br>2. Si RQD (= que 10, emplear un valor nominal de 10. |
| 2. NÚMERO DE SISTEMAS DE FISURAS<br><br>A. Masivos, sin o con pocas fisuras<br>B. Un sistema de diaclasas.<br>C. Un sistema principal más uno secundario<br>D. Dos sistemas de diaclasas<br>E. Dos sistemas principales más uno secundario<br>F. Tres sistemas de diaclasas.<br>G. Tres sistemas principales más uno secundario.<br>H. Cuatro sistemas de diaclasas (roca muy fracturada)<br>I. Roca Triturada. (terrosa). | Jn<br><br>0.5-1.0<br>2<br>3<br><br>4<br>6<br><br>9<br>12<br><br>15<br><br>20 | 1. Para intersecciones de túneles utilizar (3 * Jn).<br>2. Para portales utilizar (2 * Jn). |
| 3. NUMERO DE LA RUGOSIDAD DE LAS FISURAS<br>A) Contacto entre las superficies de las discontinuidades con desplazamientos cizalla inferiores a los 18 Cm.<br>A) Diaclasas discontinuas<br>B) Rugosas o irregulares, corrugadas.<br>C) Suaves, corrugación suave.<br>D) Lustrosas o superficie de fricción ondulado.<br>E) Rugosas o irregulares pero planas.<br>F) Lisas y planares<br>G) Lustrosas y planares<br>B) Sin contacto de roca después de un cizalleo de 10 Cm. | Jr<br><br><br><br>4<br>3<br>2<br>1.5<br>1.5<br>1.0<br>0.5 | 1. Añadir 1.0 si el espaciamiento medio dos sistemas de diaclasas es mayor de 3 N.<br>2. Jr. = 0.5 se puede usar para fisuras de fricción planas y que tengan alienaciones con la condición de que estas estén orientadas para resistencia mínima. |
| H. Zona conteniendo arcilla en cantidad suficiente como para impedir el contacto entre las superficies que limitan las discontinuidad.<br><br>J. Zona de material arenoso en cantidad suficiente como para impedir el contacto entre las superficies que limitan la discontinuidad. | 1<br><br><br>1 | |

| | | |
|---|---|---|
| 4. NÚMERO DE ALTERACION DE LAS JUNTAS<br><br>A) Contacto en las paredes de la roca.<br>A. Rellenas con material compacto, impermeable, duro e inablandable.<br>B. Superficies inalteradas, ligeras manchas de oxidación.<br>C. Superficie ligeramente alteradas, cubiertas con material granular no arcilloso producto de la trituración de la roca.<br>D. Capas superficiales de material linoso o arcilloso-arenoso con una pequeña fracción cohesiva.<br>E. Capas superficiales de arcilla (caolinita, mica, clorita, etc.) Pequeñas cantidades de arcilla expansiva en capas de 1-2 mm de espesor.<br>B) Contacto en las paredes antes de un cizalleo de 10 cm.<br>F. Relleno granular no cohesivo. Roca desintegrada libre de partículas arcillosas.<br>G. Rellenos de minerales arcillosos muy consolidados e inablandables, continuos con espesores de hasta 5 mm.<br>H. Relleno continuo de hasta 5 mm de espesor de material arcilloso con grande medio o bajo de consolidación. | Ja<br><br>0.75<br><br>1.0 (25*-35*)<br>2.0 (25*-38*)<br><br>3.0 (20*-25*)<br><br>4.0 (8*-16*)<br><br>4.0 (25*-30*)<br><br>6.0 (16-24*)<br><br>8.0 (8*-16) | 1. Los valores de 0R son aprox.<br>2. Los valores de 0, el ángulo de fricción residual, se indican como guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de alteración si es que están presentes. |
| I. Relleno continuo de arcillas expansivas (montrorillonita) de hasta 5 mm de espesor. El valor de Ja dependerá del porcentaje de expansión del tamaño de partículas arcillosas la accesibilidad de agua etc.<br>A) Sin contacto de las paredes después del cizacelleo.<br><br>J,K,L.- Zonas y capas de arcilla de gradas o trituradas (ver G,H,I para condiciones de arcilla).<br><br>M.- Zonas de arcilla linosa o arenosa pequeñas fracciones de arcilla.<br><br>N,O,P.- Zona o capas gruesas de arcilla G,H,I para las condiciones de arcilla. | 8.0-12.0 (6* -12*)<br><br>6.0, 8.0 8.0-12.0 (6* -24*)<br><br>5.0<br><br>10.0-13.0 13.0-20.0 (6* -24*) | |

| | | | |
|---|---|---|---|
| 5. FACTOR DE REDUCCION POR AGUA EN LAS DIACLASAS.<br>A. Secas o flujos bajos (( = 5 1/min).<br>B. Flujos o presiones medias que ocasiona erosión del material de relleno.<br>C. Flujos o presiones altas en roca competente sin relleno.<br>D. Flujos o presiones altas con erosión considerable del material de relleno.<br>E. Flujos o presiones excepcionalmente altas luego del disparo, disminuyendo con el tiempo.<br>F. Flujos o presiones excepcionalmente altas sin que ocurra disminución con el tiempo. | Jw<br>1.0<br>0.66<br>0.50<br>0.33<br>0.2 –0.1<br>0.1 –0.05 | Pres. Aprox. Del agua (Kgf / cm2)<br>1.0<br>1.0- 2.5<br>2.5 – 10.0<br>10<br>10 | 1. Los factores C a F son estimaciones - aproximadas. Aumenta Jw al instalar drenes.<br>2. Los problemas especiales causados por presencia del hielo no se toman en consideración. |
| 6. FACTOR DE REDUCCION DE ESFUERSOS<br>A) Zonas de debilidad que intersectan la excavación y que pueden ser la causa de que el macizo se desestabilice cuando se construye el túnel. | SRF | | |

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| A. Muchas zonas débiles con arcilla o roca con evidencias de desintegración química. Roca circundante muy suelta. Cualquier profundidad.<br>B. Zona débil aislada con arcilla o roca desintegrada. Profundidad (= de 50 m.<br>C. Zona débil aislada con arcilla o roca desintegrada. Profundidad (= de 50 m.<br>D. Muchas zonas de falla en roca competente. Roca circundante suelta. Cualquier profundidad, sin arcilla.<br>E. Zonas de fracturas aisladas en roca competente. Sin arcilla. Profundidad ( 50 m.<br>F. Zonas de fracturas aisladas en roca competente. Sin arcilla. Profundidad ( 50 m.<br>G. Diaclasas abiertas y sueltas. Roca intensamente fracturada. Cualquier profundidad. | 10<br>5.0<br>2.5<br>7.5<br>5.0<br>2.5<br>5.0 | 1. Redúzcanse estos valores SRF de 25 50% si las zonas de fracturan solo intersectan pero no cruzan la excavación.<br>2. Para un campo virgen de esfuerzos fuertemente anisotrópico (si se mide). Cuando 5 (= G1/G3 (= 10. Redúzcase Gc y Gt a 0.6Gc, y 0.6Gt, donde Gc = fuerza comprensiva no confinada, Gt = Fuerza de tensión y G1 y G3 son las fuerzas mayores y menores principales.<br>3. Hay pocos casos reportados donde el techo debajo de la superficie sea menor que el ancho del claro. Se sugiere que el SRF sea aumentado de 2.5 a 5 para estos casos (ver H). | | |
| b) Roca competente, problemas de esfuerzos. | Gc | Gt/G1 | SRF | |
| H. Esfuerzo bajo, cerca de la superficie.<br>I. Efuerzos medianos.<br>J. Esfuerzos grandes, estructura muy cerrada (generalmente favorable | <200<br>200-10<br>10-5<br>5-2.5<br>< 2.5 | <13<br>13-0.6<br>0.66-0.33<br>0.33-0.16<br>< 0.16 | 2.5<br>1.0<br>0.5-2.0<br>5-10<br>10-20 | |

| | | |
|---|---|---|
| para estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de las cajas.<br>K. Estatillados de roca moderados en roca competente.<br>L. Estadillo intenso de roca masiva.<br>c) Roca compensiva, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de presiones altas de la roca.<br><br>M. Presión moderada de roca con tendencia extrusiva. | SRF<br><br>5-10 | |
| N. Presión alta de roca con tendencia extrusiva.<br><br>d. Roca expansiva, acción química expansiva dependiendo de la presencia de agua.<br><br>O. Presión moderada de roca con tendencia extrusiva.<br>P. Presión alta de roca con tendencia extrusiva. | 10-20<br><br><br><br>5-10<br><br>10-20 | |

### 2.1.2.3. Método Grafico de Estabilidad.

En “Método Grafico de Estabilidad” fue desarrollado por Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992) siguiendo los trabajos iniciados por Mathews et. Al. (1981). La versión actual del método, basado en el análisis de más de 350 casos históricos recolectados de minas subterráneas canadienses, toma en cuenta los principales factores de influencia del diseño de tajeo. Información sobre la estructura y la resistencia de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación y el tamaño forma y orientación de la excavación, es utilizada para determinar si el tajeo será estable sin sostenimiento, o con sostenimiento, o inestable aun con sostenimiento. El método también es adecuado para dimensionamiento con cablebolt.

En forma resumida, el procedimiento de este diseño aplicando este método está basado en el cálculo de dos factores: N´ y S. El primero es el número de estabilidad modificado y representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. El segundo es el factor de forma o radio hidráulico que toma en cuenta la forma y el tamaño del tajeo.

El número de estabilidad N´ se define como:

$$N = Q' * A * B * C$$

Dónde: Q´: es el índice de calidad tonelero Q modificado.

A: es el factor de esfuerzo en la roca.

B: es el factor de ajuste por orientación de las rocas.

C: es el factor de ajuste gravitacional.

El factor de forma o Radio Hidráulico S, para la superficie de tajeo bajo consideraciones, se obtiene dividiendo el "área de la sección transversal de la superficie analizada" entre el "perímetro de la superficie".

$$S = \frac{H * W}{2 * (W + H)}$$

Usando los valores de numero de estabilidad N´, y el radio hidráulico S, se puede estimar la estabilidad de un tajeo a partir del "grafico de estabilidad".

### 2.1.2.4. Factor de Seguridad.

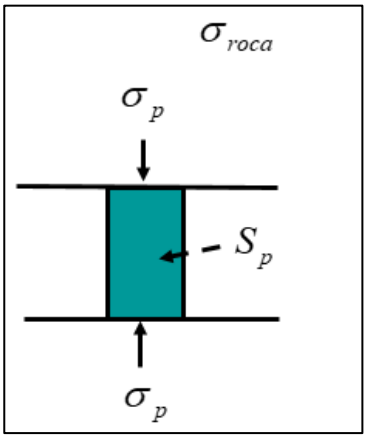
Según, US Bureau of Reclamation Engineering, (1977), el factor de seguridad depende de la cantidad y calidad de la información utilizada para estimar las cargas y la resistencia de la roca. Este factor es la relación resistencia/esfuerzo, el cual deberá ser siempre mayor que la unidad para tener pilares estables, es decir, la resistencia de los pilares deberá ser siempre mayor que el esfuerzo actuante:

- Si la información es gruesa utilizar un factor de seguridad entre 2-3

- Si existen ensayos de laboratorio del macizo rocoso utilizar un factor de seguridad en el rango 1.5-2

Sin embargo, cuando la información es pobre no existe factor de seguridad que garantice el diseño, se calcula con la siguiente fórmula.

$$fs = \frac{\text{Resistencia de Pilar}}{\text{Esfuerzo Actuante del Pilar}} = \frac{\text{Sp}}{\sigma p}$$




$\sigma_{roca}$ Campo de esfuerzos presente en el macizo rocoso

$\sigma_p$ Campo de esfuerzos actuando sobre el pilar

$S_p$ Resistencia del pilar

### 2.1.2.5. Área Tributaria.

Para la estimación del esfuerzo actuante en el pilar corrido se ha utilizado el concepto de la "Teoría del Área Tributaria" (Bunting , 1911), fue el primer autor en introducir la teoría del Área Tributaria para la determinación del esfuerzo promedio de un pilar. La teoría del Área Tributaria asume que un pilar se soportara si "comparte" su carga aplicada. Esta teoría es aplicable a situaciones donde similares formas de los pilares son desarrolladas en grandes áreas regulares.

La fórmula general correspondiente para es la siguiente:

$$\sigma p = \sigma z * \left(\frac{\mathrm{Wp+Wo}}{\mathrm{Wp}}\right)^2$$

Donde:

Wp = Ancho del pilar

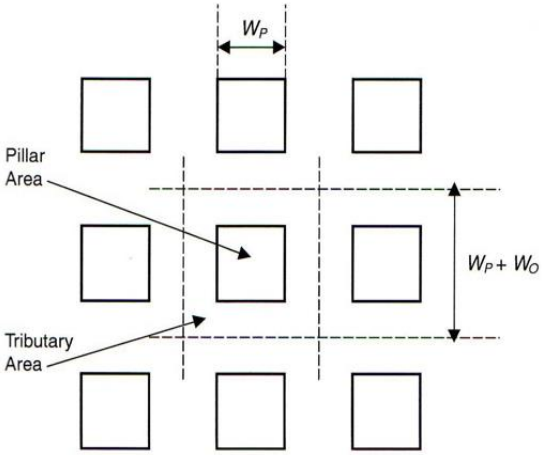
Wo = Ancho de la cámara

$\sigma p$ = esfuerzo inducido

$\sigma z$ = esfuerzo inducido

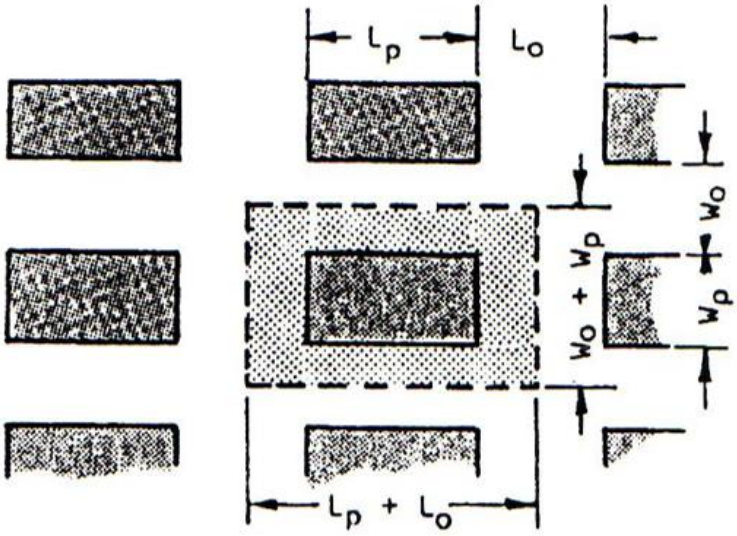
Determinación de fórmulas para distintas formas de los pilares los cuales se pueden diseñar según Brady & Brown, (2004):

## I. Pilar Cuadrado.



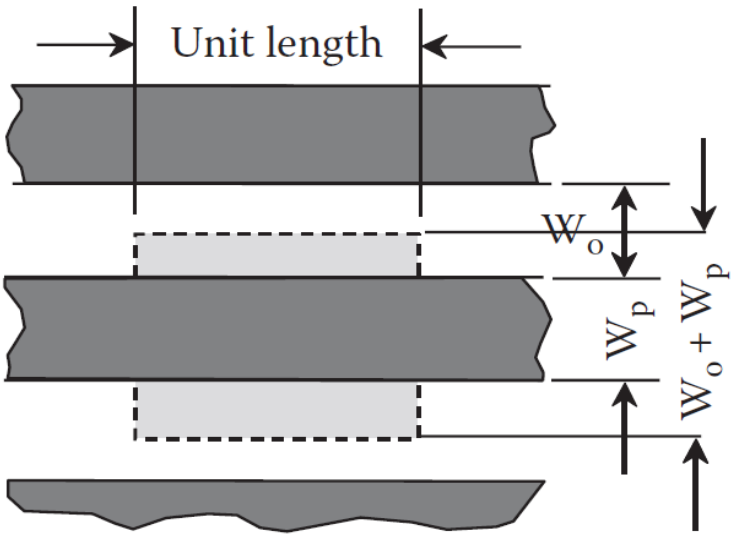

$$\sigma_p = \sigma_v * (\frac{(1 + Wo)}{Wp})^2$$

## II. Pilar Rectangular.



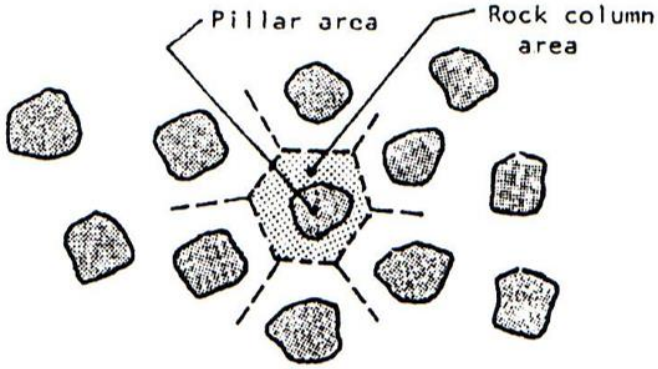

$$\sigma_p = \sigma_v * \left(\frac{(Wp + Wo)}{Wp}\right) * (\frac{(1 + lo)}{lp})$$

**III. Pilar Corrido.**




$$\sigma p = \sigma v * \left(1 + \frac{\mathrm{Wo}}{\mathrm{Wp}}\right)$$

**IV. Pilar Irregular.**




$$\sigma_p = \sigma_v * \left(\frac{area\ de\ la\ columna\ de\ roca}{area\ del\ pilar}\right)$$

### 2.1.2.6. Cálculo de Resistencia del Pilar.

Para la estimación de la resistencia de los pilares (S), se utilizan el criterio de Lunder y Pacanos (1997). En base a una gran data de observaciones de comportamientos de pilares en minas canadienses en roca dura, estos autores propusieron un método de estimar la resistencia de los pilares integrando los resultados de la teoría del área tributaria y de un análisis de elementos de borde, lo cual define una fórmula de confinamiento en el pilar, que concilia las expresiones altamente empíricas de resistencia de los pilares con aquellas derivadas de principios más rigurosos, basados en criterios convencionales de resistencia de la roca y el estado de esfuerzos y confinamiento que se desarrollan en un pilar.

Según el criterio de Lunder y Pakalnis, la resistencia del pilar depende directamente de su tamaño y forma y de la resistencia de la roca intacta. La fórmula establecida es la siguiente:

$$S = K * RCU$$

Donde:

$S$ = Resistencia de los Pilares (MPa)

$K$ = (kappa) es un término de fricción del pilar

$C_1$ = Constante derivada empíricamente cuyo valor determinado es 0.68

$C_2$ = Constante derivada empíricamente cuyo valor determinado es 0.52

$k$ = Es el factor del tamaño de la resistencia del macizo rocoso, determinado a un valor de 0.44. El valor de k también puede ser determinado con la siguiente fórmula:

$$k = \tan * \left[ \left( \cos^{-1} \right) * \left( \frac{\left(1 - C_{pav}\right)}{\left(1 + C_{pav}\right)} \right) \right]$$

Siendo Cpav la presión de confinamiento promedio del pilar que se estima con las siguientes formulas.

$$C_{\text{pav}} = 0.46 \left[ log \left( \frac{W_p}{h} + 0.75 \right)^{\frac{1.4}{\left(\frac{w_p}{h}\right)}} \right]$$

**Donde:**

$W_p$ = Ancho de pilar

$h$ = Alto de pilar

Otros criterios tomados en consideración para la estimación y cálculo de la resistencia de pilares son los siguientes:

I. Salomón & Munro (1967):

$$S = K * \left(\frac{W^a}{H^\beta}\right)$$

Donde:

S = resistencia del pilar

W= ancho del pilar

H= altura del pilar

K = es una constante Geomecánica, cuyo valor para carbón es 7.18

α y β = son constantes que dependen de las características Geomecánica cuyos valores asignados son 0.46 y 0.66 respectivamente.

II. Hedley (1972):

$$S = K\left(\frac{(w_P)^a}{h^b}\right)$$

Donde:

S = resistencia del pilar

*Wp*= ancho del pilar

*h*= altura del pilar

*K* = es una constante Geomecánica, cuyo valor para rocas de dureza media es 133.

*a y b* = son constantes que dependen de las características Geomecánica cuyos valores son 0.5 y 0.75 respectivamente.

III. Ober-Duvall (1967):

$$S = S_s \times \left[ (a+b) \times \left( \frac{W}{H} \right) \right]$$

Donde:

*S* = resistencia del pilar

*W* = ancho del pilar

*H*= altura del pilar

$S_s$ = es la resistencia de un pilar cubico (anco-alto = 1)

*a y b* = son constantes.

En la Tabla N° 05 se muestra las constantes de diferentes autores para el diseño de pilares que nos sirve de ayuda para el cálculo de dimensión de pilares óptimos.

***Tabla N° 05***. *Constantes para el diseño de pilares. (Brady & Brown, 2004)*

| Fuentes | a | b | *A* | β |
|---|---|---|---|---|
| Buting (1911) | 0,70 | 0,30 | - | - |
| Obert & Duvall (1967) | 0,78 | 0,22 | - | - |
| Bieniawski (1968) | 0,64 | 0,36 | - | - |
| Skelly, Wolgamott &v Wang (1977) | 0,78 | 0,22 | - | - |
| Greenwald, Howarth & Hartman (1939) | - | - | 0,50 | 0,83 |
| Holland (1964) | - | - | 0,50 | 1 |
| Salomón & Munro (1967) | - | - | 0,46 | 0,66 |
| Hardy & Agapito (1977) | - | - | 0,60 | 0,95 |

### 2.1.2.7. Criterio de Hoek - Brown.

Según, Hoek, E. & Brown, (1980), introdujeron su criterio de rotura en un intento de proporcionar los datos de partida para el análisis necesario en el diseño de excavaciones subterráneas en roca competente. El criterio se dedujo a partir de los resultados de las

investigaciones de Hoek de roturas frágiles de rocas intactas y de un modelo de estudio del comportamiento de macizos rocosos de Brown. El criterio partía de las propiedades de la roca intacta y entonces se introducían factores reductores de estas propiedades sobre la base de las características de un macizo rocoso diaclasado. Los autores, intentando relacionar el criterio empírico con las observaciones geológicas, por medio de uno de los sistemas de clasificación de los macizos rocosos, eligieron para este propósito el RMR (Rock Mass Rating) propuesto por (Bieniawski, Z.T., 1989).

Debido a la ausencia de otras alternativas, el criterio fue pronto adoptado por la comunidad de la mecánica de rocas y su uso rápidamente extendido más allá de los límites originales utilizados en la deducción de las relaciones de reducción de la resistencia. Consecuentemente, llegó a ser necesario reexaminar estas relaciones e introducir nuevos elementos cada vez que dicho criterio era aplicado a un amplio rango de problemas prácticos. Fruto de estos avances fue la introducción de la idea de macizos rocosos “inalterados” y “alterados” por (Hoek, E. & Brown, 1980), y la introducción de un criterio modificado para obligar a la resistencia a tracción del macizo rocoso a tender a cero para macizos de calidad muy mala. Una de las primeras dificultades que aparecen en muchos problemas geotécnicos, particularmente en el ámbito de la estabilidad de taludes, es que es más conveniente tratar el criterio original de (Hoek, E. & Brown, 1980), en términos de esfuerzos normales y al corte más que en términos de esfuerzos principales, según la ecuación:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} + (mb * (\frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}+S})^a)$$

Donde:

$\boldsymbol{\sigma_1}$, $\boldsymbol{\sigma_3}$ = Son los esfuerzos principales efectivos mayor y menor en el momento de rotura.

$\boldsymbol{\sigma_{ci}}$ = es la resistencia a compresión uniaxial del material intacto.

***mb*** **=** es un valor reducido de la constante del material *mí* y está dado por:

$$mb = mi * exp * (\frac{GSI-100}{28-14D})2.3$$

s y a son constantes del macizo rocoso dadas por las siguientes relaciones:

$$S = exp * (\frac{GSI - 100}{9 - 3D})$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}(e^{(-GSI/15)} + e^{(-20/3)})$$

D es un factor que depende sobre todo del grado de alteración al que ha sido sometido el macizo rocoso por los efectos de las voladuras o por la relajación de esfuerzos. Varía desde 0 para macizos rocosos in situ inalterados hasta 1 para macizos rocosos muy alterados.

#### 2.1.2.8. Esfuerzos In-Situ

Se estima el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostática (Hoek & Brown, 1978), considerando que la explotación llegará a profundidades considerables.

Para la determinación de esfuerzos in-situ utilizaremos el criterio gravitacional, para lo cual el esfuerzo in-situ vertical es expresado por la siguiente fórmula:

$$\sigma_v = \gamma * z$$

Donde:

z = es la profundidad

γ = la densidad del material de cobertura

La determinación de los esfuerzos horizontales actuantes es más difícil de estimar. Normalmente la relación entre el esfuerzo horizontal y el esfuerzo vertical es denotada por la letra *k* como:

$$\sigma_h = k * \sigma_v = k * \gamma * z$$

Sheorey (1994) desarrollo un modelo de esfuerzos elasto-estático termal de la tierra, Figura 05. Este modelo considera la curvatura de la corteza y la variación de las constantes elásticas, densidad y un coeficiente de expansión termal de la corteza y el manto de la tierra.

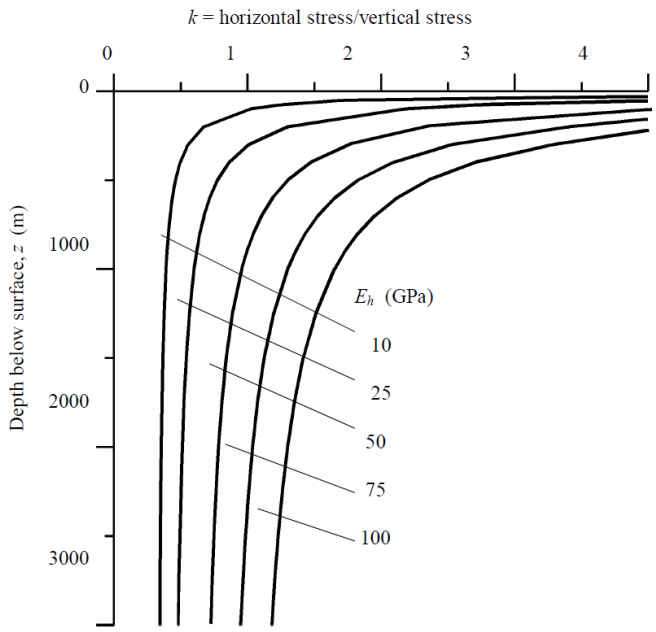



**Figura 05:** Relación del esfuerzo vertical y horizontal (k), para diferentes módulos de deformación basado en la ecuación de Sheorey.

Sheorey nos proporciona una ecuación simple que puede ser utilizado para estimar la relación entre el esfuerzo horizontal y vertical *k*. Estas ecuaciones son:

- Para materiales más o menos competentes situados a profundidades medias se usa la siguiente formula.

$$k = 0.25 + 7 * E_h(0.001 + \frac{1}{z})$$

Donde:

z (m) = es la profundidad desde la superficie

$E_h$ (GPa) = es el promedio del módulo de deformación del material de cobertura sobre la excavación.

El esfuerzo in-situ horizontal será igual a:

$$\sigma_h = k * \sigma_v$$

- Para materiales poco competentes o visco plásticos a cualquier profundidad o para cualquier tipo de material situado a bastantes profundidades (más de 600 a 700 metros).

$$\sigma h = k * \sigma vk \; ; \quad k = 0.4 + 800/h$$

# CAPÍTULO III

# METODOLOGÍA

## 3.1. El Problema

### 3.1.1. Descripción de la realidad problemática

La Compañía Cori Puno S.A.C. actualmente se encuentra en una etapa de explotación, la producción actual es de 1 800 Tm/día en las zonas Pomarani y Cruz de Oro, en la zona de Pomarani está en su fase final de explotación, se ha identificado un nuevo yacimiento en la Zona Cruz de Oro con reservas ya probadas por el área de Geología y el objetivo es mantener la producción de 1800 Tm/día para dicha meta se requiere invertir la producción en ambas zonas ahora el aporte de mineral será 70% de la Cruz de Oro y el 30% de la zona Pomarani, razón por la cual se quiere determinar el método de explotación adecuada para el manto en la zona Cruz de Oro en función a su caracterización geomecánica del yacimiento a través de la aplicación de  la geomecánica.

Surge en el análisis de los altos índices de inestabilidad de las labores mineras subterráneas, aconsejar como obviar, eliminar, y tratar o controlar dichas inestabilidades, con la aplicación de la geomecánica.

El sostenimiento especificado para labores mineras subterráneas permanentes y temporales no han tomado en cuenta la presencia de cuñas alrededor de la excavación. El análisis estructuralmente controlado ha indicado la formación de cuñas potencialmente inestables en la bóveda de las labores mineras. Particularmente en masas rocosas de calidad Regular y superiores siendo necesario este hecho para la definición del sostenimiento, que garantizara la estabilidad de la labor minera subterránea.

### 3.1.2. Planteamiento y Formulación del Problema.

¿La aplicación de la geomecánica seleccionara el método de explotación de la zona Cruz de Oro de la Compañía Minera Cori Puno S.A.C.-2018?

### 3.1.3. Objetivos

#### 3.1.3.1. Objetivo General.

Determinar la aplicación de la geomecánica en la selección del método de explotación de la Zona Cruz de Oro – Compañía Minera Cori Puno S.A.C. – 2018.

#### 3.1.3.2. Objetivo Específico.

- Determinar la caracterización del macizo rocoso para la selección del método de explotación en la zona Cruz de Oro de la Compañía Minera Cori – Puno.

- Determinar los procedimientos para el método de explotación en la zona Cruz de Oro de la Compañía Minera Cori – Puno.

### 3.1.4. Justificación de la investigación

El presente trabajo de investigación es de suma importancia, por cuanto se realizará el cambio de método de explotación en función a sus características geomecánicas.

Las características geomecánicas y operativos tienen a su vez factores que analizados expresaran deficiencias en el Nivel en estudio, por los que deben ser considerados y como estos interactúan juntos, y así presentar propuestas para solucionar el problema y mejorar la estabilidad de las labores mineras subterráneas.

Con el presente trabajo de investigación a través de la selección del método de explotación aplicando la geomecánica se puede tener mayor conocimiento en la explotación de los polimetálicos.

En cuanto a la utilidad metodológica, es de vital importancia porque se crea un instrumento, para aplicar en la explotación de los polimetálicos y determinar la estabilidad de labores mineras subterráneas.

### 3.1.5. Limitaciones

En el trabajo de investigación se ha notado una serie de limitaciones que a continuación se da mención: Acceso a la información técnica por parte de la mina en operación, falta de bibliografía técnica relacionado a la investigación, criterios técnicos de los profesionales involucrados en esta materia.

### 3.1.6. Alcances de la investigación

El presente trabajo de investigación tendrá un alcance teórico – práctico, para todos aquellos estudiantes de pre-grado de la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia, para profesionales de la rama de ingeniería y de suma importancia para el conocimiento de la explotación de los polimetálicos.

## 3.2. Hipótesis

La aplicación de la geomecánica selecciona el método de explotación de la Zona Cruz de Oro – Compañía Minera Cori Puno S.A.C. – 2018.

## 3.3. Variables

### 3.3.1. Variable independiente

Aplicación de la geomecánica

### 3.3.2. Variable dependiente

Selección del método de explotación.

## 3.4. Diseño de la Investigación

### 3.4.1. Tipo de investigación

Según Mario Bunge, el tipo de investigación es el aplicado, no experimental, enfoque cuantitativo y trasversal. Puesto que permite plantear algunas alternativas de solución frente a los eventos, sucesos o fenómenos que ocurren en las operaciones mineras.

### 3.4.2. Población y muestra

#### 3.4.2.1. Población

La población de estudio está en el entorno de la zona Cruz de Oro, que en total suman 138 puntos, que representa la población de estudio.

#### 3.4.2.2. Muestra

Para el presente estudio se estimó una muestra de 10 puntos, seleccionados de manera no probabilística.

### 3.4.3. Técnicas, instrumentación de recolección de datos.

#### 3.4.3.1. Técnicas

Las técnicas de investigación se determinan mediante el sistema de información geomecánica.

#### 3.4.3.2. Instrumentos

Se tomaron en cuenta lo siguiente: Para el análisis de los datos estadísticos el programa conocido del Excel, en el caso de los datos de campo del levantamiento litológico estructural para caracterizar el macizo rocoso, los instrumentos necesarios utilizados por los especialistas en geomecánica.

### 3.4.4. Forma de tratamiento de los datos

Para procesar los datos se usarán las siguientes técnicas.

#### 3.4.4.1. Mediante la consistencia

Esto consiste en depurar los datos innecesarios.

#### 3.4.4.2. Clasificación de la información

Esta técnica es como su propio nombre menciona que es la clasificación de toda la información obtenida, ya sea bibliográfica, del internet, folletos, revistas con la finalidad de dar jerarquía a la información.

#### 3.4.4.3. Tabulación de datos

Se hará mediante el uso del programa Excel ya que este nos facilita para obtener los resultados con mayor rapidez.

# CAPÍTULO IV

# RESULTADO DE LA INVESTIGACIÓN

## 4.1. Descripción de la realidad y procesamiento de Datos

La Compañía Cori Puno S.A.C cuenta con dos zonas de producción los cuales son Pomarani y Cruz de Oro. La zona de Pomarani es una mina que se ha venido trabajando desde el año 2007 y en la actualidad se vienen agotando las reservas existentes, por ello hay la urgencia de incrementar las reservas con la zona de Cruz de Oro que es una mina nueva en proceso de desarrollo y preparación de minado con el fin de amortiguar el tonelaje requerido por día 1800 TM/día.

Se ha realizado el mapeo geomecánico – estructural en superficie como en interior mina, con el fin de caracterizar el macizo rocoso y se han enviado a laboratorio las muestras de roca intacta para obtener las propiedades físicas y parámetros geomecánicos los cuales nos ayudaran en la determinación del diseño de minado. Se resume que la

mina Cruz de Oro, está emplazado en roca Esquistosa de roca regular a buena en su gran mayoría según el mapeo geomecánico.

### 4.1.1. Estudio Geomecánica.

El estudio geomecánico de la zona Cruz de Oro y su entorno físico se ha realiza en base a los datos litológico - estructurales tomados en el campo durante el mapeo geológico – geotécnico por el método “Líneas de Detalle” para cada dominio estructural en las labores “Rp 500, G-14, G-13, G-11E, G-10E y G-9E”, la estimación de parámetros resistentes de la roca, los trabajos de gabinete empleando técnicas como la proyección estereográfica, métodos estadísticos para el análisis y representación de la información tomada en el campo.

### 4.1.2. Geología de Cruz de Oro.

La zona Cruz de Oro se emplaza íntegramente en la formación Sandia, Las rocas encajonantes de la estructura mineralizada presenta “Esquistos de textura porfidoblástica y esquistos micáceos" con minerales de "moscovita, cuarzo, sericita y clorita" afectados por un metamorfismo de tipo "epizonal" intercalados con niveles de areniscas.

Estructuralmente el manto mineralizado presenta un buzamiento promedio de 15°, controlada por dos fallas principales Crucero y Cruzada. Este manto ha sido reconocido en una longitud de 800 metros, con potencias mineralizadas que varían desde los 16.0 metros hasta los 22.0 metros.

### 4.1.3. Estereografía de Cruz de Oro.

Para ver la estereografía de la Cruz de Oro y su entorno físico se emplean los datos de orientaciones de discontinuidades estructurales tomadas en el mapeo geológico – geotécnico realizado en cada uno de los dominios estructurales

presentes en las galerías (Rp 500, G-14, G-13, G-11E, G-10E y G-9E). Para la representación de las discontinuidades estructurales en el estereograma se emplea la técnica de proyección equiareal mediante el programa de computo "DIPS" el cual se emplea en este estudio para la representación estereográfica de las discontinuidades.

En la **Tabla Nº 06**, se muestran los datos de discontinuidades geológicas tomados en el mapeo geológico – geotécnico en las zonas Cruz de Oro, estos datos se presentan en el formato "dirección de Buzamiento / Buzamiento" para realizar el tratamiento estadístico respectivo. Estos datos de orientaciones estructurales, se ingresan al programa "DIPS" para obtener la representación estereográfica de las discontinuidades y establecer las familias de discontinuidades en la zona de estudio.

### 4.1.4. Análisis Estereográfico de las Discontinuidades.

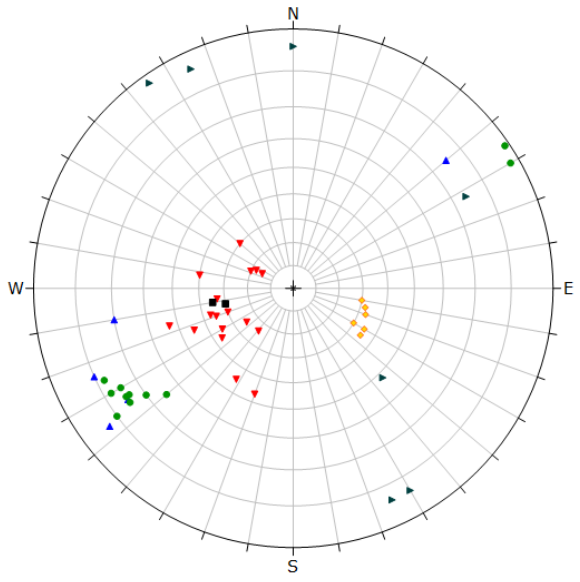
En el programa "DIPS" los datos geológico – estructurales de la **tabla Nº 03**, se plotean como polos, como se muestra en el estereograma de la **figura Nº 06**. Se muestra la representación gráfica los polos de las discontinuidades geológicas tomadas en el mapeo geoestructural de la zona Cruz de Oro. Con el objetivo de analizar los polos estadísticamente en función a su distribución espacial, se realiza la agrupación estadística que permite obtener el estereograma de dispersión de polos.

Del resumen mostrado en la **Figura 07**, en la zona de Cruz de Oro existe la presencia de cuatro sistemas de discontinuidades estructurales principales los cuales forman bloques, cuñas, lajamiento en los hastiles por una discontinuidad predominante y la presencia estratificación marcada en tramos y discordantes en zonas de altos esfuerzos.

**Tabla N° 06.** Lista de Discontinuidades de la zona Cruz de Oro.

| Discontinuidad Estructural de la Zona Cruz de Oro | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| N° | DIR. BUZ | BUZ | N° | DIR. BUZ | BUZ | N° | DIR. BUZ | BUZ |
| 1 | 330 | 52 | 47 | 215 | 82 | 93 | 329 | 48 |
| 2 | 305 | 80 | 48 | 172 | 68 | 94 | 224 | 80 |
| 3 | 15 | 80 | 49 | 256 | 69 | 95 | 60 | 49 |
| 4 | 315 | 85 | 50 | 274 | 7 | 96 | 51 | 34 |
| 5 | 332 | 75 | 51 | 175 | 81 | 97 | 172 | 84 |
| 6 | 337 | 25 | 52 | 91 | 82 | 98 | 150 | 83 |
| 7 | 320 | 60 | 53 | 245 | 2 | 99 | 55 | 88 |
| 8 | 310 | 45 | 54 | 170 | 80 | 100 | 53 | 86 |
| 9 | 325 | 42 | 55 | 92 | 76 | 101 | 318 | 83 |
| 10 | 62 | 45 | 56 | 95 | 11 | 102 | 146 | 44 |
| 11 | 334 | 69 | 57 | 312 | 48 | 103 | 43 | 82 |
| 12 | 320 | 35 | 58 | 161 | 78 | 104 | 78 | 80 |
| 13 | 330 | 74 | 59 | 165 | 79 | 105 | 58 | 52 |
| 14 | 355 | 23 | 60 | 66 | 83 | 106 | 270 | 88 |
| 15 | 305 | 80 | 61 | 170 | 84 | 107 | 75 | 58 |
| 16 | 284 | 46 | 62 | 257 | 10 | 108 | 236 | 64 |
| 17 | 47 | 81 | 63 | 74 | 77 | 109 | 277 | 56 |
| 18 | 251 | 60 | 64 | 148 | 63 | 110 | 287 | 79 |
| 19 | 40 | 78 | 65 | 292 | 25 | 111 | 60 | 55 |
| 20 | 156 | 82 | 66 | 164 | 50 | 112 | 76 | 70 |
| 21 | 46 | 80 | 67 | 45 | 75 | 113 | 62 | 65 |
| 22 | 265 | 68 | 68 | 296 | 49 | 114 | 95 | 43 |
| 23 | 305 | 42 | 69 | 105 | 50 | 115 | 83 | 54 |
| 24 | 18 | 81 | 70 | 14 | 85 | 116 | 76 | 70 |
| 25 | 323 | 58 | 71 | 28 | 85 | 117 | 269 | 54 |
| 26 | 269 | 73 | 72 | 38 | 72 | 118 | 336 | 77 |
| 27 | 266 | 62 | 73 | 252 | 87 | 119 | 154 | 87 |
| 28 | 44 | 85 | 74 | 268 | 80 | 120 | 92 | 45 |
| 29 | 265 | 52 | 75 | 60 | 58 | 121 | 74 | 55 |
| 30 | 115 | 45 | 76 | 76 | 76 | 122 | 84 | 32 |
| 31 | 106 | 84 | 77 | 135 | 82 | 123 | 150 | 75 |
| 32 | 292 | 48 | 78 | 150 | 77 | 124 | 265 | 55 |
| 33 | 263 | 57 | 79 | 287 | 48 | 125 | 70 | 70 |
| 34 | 7 | 46 | 80 | 67 | 54 | 126 | 355 | 88 |
| 35 | 7 | 66 | 81 | 56 | 77 | 127 | 59 | 78 |
| 36 | 17 | 86 | 82 | 174 | 73 | 128 | 91 | 30 |
| 37 | 280 | 50 | 83 | 271 | 64 | 129 | 65 | 76 |
| 38 | 35 | 73 | 84 | 56 | 50 | 130 | 15 | 72 |
| 39 | 72 | 53 | 85 | 53 | 76 | 131 | 265 | 55 |
| 40 | 242 | 76 | 86 | 97 | 35 | 132 | 341 | 85 |
| 41 | 318 | 47 | 87 | 36 | 88 | 133 | 294 | 33 |
| 42 | 62 | 88 | 88 | 72 | 34 | 134 | 290 | 82 |
| 43 | 160 | 70 | 89 | 41 | 87 | 135 | 246 | 66 |
| 44 | 65 | 77 | 90 | 64 | 64 | 136 | 88 | 49 |
| 45 | 258 | 57 | 91 | 75 | 72 | 137 | 65 | 57 |
| 46 | 207 | 80 | 92 | 56 | 83 | 138 | 70 | 37 |

**Fuente:** Elaboración propia del autor.

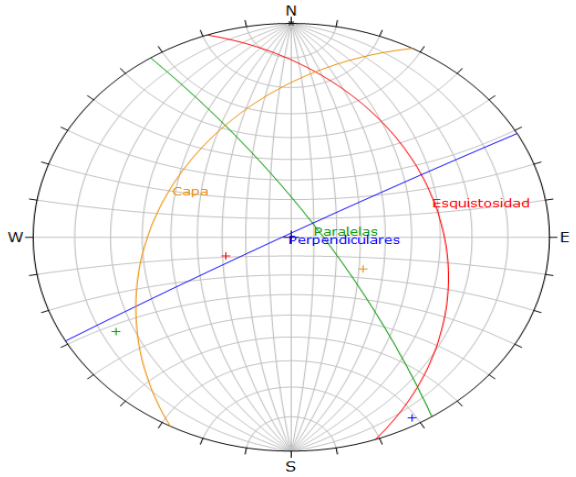



| Symbol | TIPO | Quantity |
|---|---|---|
| ◆ | Capa | 6 |
| ● | Discontinuidad | 11 |
| ▼ | Esquistosidad | 17 |
| ▲ | Falla | 5 |
| ■ | Falla Cruzada | 2 |
| ▶ | Fractura | 7 |

| | |
|---|---|
| **Plot Mode** | Pole Vectors |
| **Vector Count** | 48 (48 Entries) |
| **Hemisphere** | Lower |
| **Projection** | Equal Angle |

**Figura 06**: Representación de diagrama estereográfica de la dispersión de polos.

**Fuente:** Elaboración propia del autor.




| | Color | Dip | Dip Direction | Label |
|---|---|---|---|---|
| **Mean Set Planes** | | | | |
| 1m | | 30 | 71 | Esquistosidad |
| 2m | | 78 | 57 | Paralelas |
| 3m | | 88 | 331 | Perpendiculares |
| 4m | | 35 | 298 | Capa |

| | |
|---|---|
| **Plot Mode** | Pole Vectors |
| **Vector Count** | 48 (48 Entries) |
| **Hemisphere** | Lower |
| **Projection** | Equal Angle |

**Figura 07**: Diagrama estereográfico de los sistemas de discontinuidades.

**Fuente:** Elaboración propia del autor.

Representación de las familias de discontinuidades principales en la zona Cruz de Oro son:

- Sistema 1, 30/71
- Sistema 2, 78/57
- Sistema 3, 88/331
- Sistema 4, 35/29

### 4.1.5. Estructura del Macizo Rocoso en Cruz de Oro.

Para clasificar la estructura del macizo rocoso en la zona, se ha utilizado el sistema de valoración del macizo rocoso RMR89 de Bieniawski. Para ello se registraron datos litomorfo estructurales en estaciones (Líneas de Detalle) distribuidas espacialmente en las galerías "Rp 500, G-14, G-13, G-11E, G-10E y G-9E" en las cuales se tomó información referida a la orientación de discontinuidades, resistencia a la compresión uníaxial de la roca, grado de fracturamiento, espaciamiento entre discontinuidades, condición de fracturas (persistencia, apertura, rugosidad, relleno e intemperismo) y presencia de agua subterránea.

El resumen del análisis de la información mencionada para cada dominio estructural se muestra en las **Anexo 02** en los cuales se caracteriza y tipifica el macizo rocoso según el sistema de valoración RMR89 de Bieniawski.

### 4.1.6. Clasificación Geomecánica del Macizo Rocoso.

De la caracterización geomecánica del macizo rocoso, según el sistema de valoración RMR89 de Bieniawski, se clasifica y tipifica el macizo rocoso definiéndolo geomecánicamente según dominios estructurales a través del sistema de valoración RMR89 de Bieniawski cuyo resumen se muestra en la tabla Nº 07.

**Tabla N° 07.** Resumen tipos de rocas encontrados en Cruz de Oro

| TIPO DE ROCA | RANGO "RMR" | CLASIFICACIÓN "RMR" |
|---|---|---|
| I | 81-100 | Muy Buena |
| II | 71-80 | Buena A |
| | 61-70 | Buena B |
| III | 51-60 | Regular A |
| | 41-50 | Regular B |
| IV | 31-40 | Mala A |
| | 21-30 | Mala B |
| V | < 21 | Muy Mala |

**Fuente:** Elaboración propia del autor.

En la Tabla Nº 07, se muestra el resumen de la clasificación geomecánica RMR89 del Macizo rocoso que involucra la zona Cruz de Oro y su entorno físico. En función al RMR promedio obtenido en cada dominio estructural (caja techo, manto y caja piso) se tipifica el macizo según los rangos de valoración. Del resultado de esta valoración se tiene que el macizo rocoso se clasifica como Regular IIIA (Caja techo y la Veta) y Regular IIIB (Caja piso).

## 4.2. Análisis e interpretación de la información

### 4.2.1. Selección de Método de Minado Según Nicholas.

Se revisará la secuencia lógica de los parámetros a tener en cuenta para la Selección de un método de minado. Algunos parámetros a tener en cuenta son:

- Las condiciones del terreno de la caja piso (Footwall), caja techo (Hanging wall) y mineral.
- Las características físicas y geológicas del yacimiento.
- Ritmo de extracción de minería etc.

#### 4.2.1.1. Geometría del Yacimiento

La forma del yacimiento del cual se presenta en la zona Cruz de Oro es en mantos emplazados en roca metamórfica esquisto los cuales se describen:

- Forma del yacimiento: El yacimiento es tabular (manto)
- Potencia del yacimiento: De 16 a 22 metros
- Inclinación del yacimiento: El manto son estratos de esquisto con buzamiento entre 15° a 20°.
- Descripción de Profundidad del Yacimiento: El encampane del yacimiento esta entre 75 a 120 metros con respecto al techo del manto.
- Distribución de Leyes: La distribución de las leyes en el manto es gradacional ya que cambian en el espacio.

El resumen de la geometría de yacimiento de la zona Cruz de Oro se verifica en la Tabla N° 08, los cuales cumplirán un papel importante como factor a seleccionar el método de explotación.

**Tabla N° 08.** Resumen de la caracterización geológica.

| CARACTERISTICAS GEOLOGICAS DEL YACIMIENTO | | | | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Método de Explotación | 1. Forma del Yacimiento | | | 2. Potencia del mineral | | | | 3. Buzamiento | | | 4. Distribución de Leyes | | |
| | Masiva | Tabular | Irregular | Baja | Intermedia | Alta | Muy Alta | Horizontal | Intermedia | Vertical | Uniforme | Gradacional | Erratico |
| Cielo Abierto | 3 | 2 | 3 | 2 | 3 | 4 | 4 | 3 | 3 | 4 | 3 | 3 | 3 |
| Hundimiento por Bloques | 4 | 2 | 0 | -49 | 0 | 2 | 4 | 3 | 2 | 4 | 4 | 2 | 0 |
| Tajeo por Subniveles | 2 | 2 | 1 | 1 | 2 | 4 | 3 | 2 | 1 | 4 | 3 | 3 | 1 |
| Hundimiento por Subniveles | 3 | 4 | 1 | -49 | 0 | 4 | 3 | 1 | 1 | 4 | 4 | 2 | 0 |
| Rebanadas largas | -49 | 4 | -49 | 4 | 0 | -49 | -49 | 4 | 0 | -49 | 4 | 2 | 0 |
| Cámara y Pilares | 0 | 4 | 2 | 4 | 2 | -49 | -49 | 4 | 1 | 0 | 3 | 3 | 3 |
| Cámara Almacén | 2 | 2 | 1 | 1 | 1 | 2 | 4 | 2 | 1 | 4 | 3 | 2 | 1 |
| Corte y Relleno | 0 | 4 | 2 | 4 | 4 | 0 | 0 | 0 | 3 | 4 | 3 | 3 | 3 |
| Rebanadas hundidas | 3 | 3 | 0 | -49 | 0 | 3 | 4 | 4 | 1 | 2 | 4 | 2 | 0 |
| Entibados con cuadros | 0 | 2 | 4 | 4 | 4 | 4 | 1 | 2 | 3 | 3 | 3 | 3 | 3 |

**Fuente:** Elaboración propia del autor.

#### 4.2.1.2. Características Geomecánico del Yacimiento

Las propiedades geomecánico y estructural del mineral, caja techo y caja piso se han obtenido en campo durante el proceso de mapeo y mediante la prueba de RCU los cuales de describen en la Tabla N° 09 y a continuación se resumen los datos:

#### 4.2.1.3. Características Geomecánica del Mineral

- **Resistencia de la roca intacta:** La Resistencia a la Compresión Unitaria esta entre 60 Mpa a 80 Mpa el cual es medio.

- **Numero de Fracturas:** El grado de fracturamiento está entre 5 a 8 fracturas por metro lineal

- **Condiciones de Estructura:** Las condiciones de estructura en las discontinuidades son sin relleno con superficie rugosa.

**Tabla N° 09.** Características Geomecánica de manto mineralizado.

| MINERAL | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Método de Explotación | 5. Resistencia | | | 6. Espaciamiento entre Fracturas | | | | 7. Resistencia de las discontinuidades | | |
| | Bajo | Mediana | Alto | Muy Cercanas | Poco Espaciado | Espaciado | Muy Espaciado | Bajo | Mediana | Alto |
| Cielo Abierto | 3 | 4 | 4 | 2 | 3 | 4 | 4 | 2 | 3 | 4 |
| Hundimiento por Bloques | 4 | 1 | 1 | 4 | 4 | 3 | 0 | 4 | 3 | 0 |
| Tajeo por Subniveles | -49 | 3 | 4 | 0 | 0 | 1 | 4 | 0 | 2 | 4 |
| Hundimiento por Subniveles | 0 | 3 | 3 | 0 | 2 | 4 | 4 | 0 | 2 | 2 |
| Rebanadas largas | 4 | 1 | 0 | 4 | 4 | 0 | 0 | 4 | 3 | 0 |
| Cámara y Pilares | 0 | 3 | 4 | 0 | 1 | 2 | 4 | 0 | 2 | 4 |
| Cámara Almacén | 1 | 3 | 4 | 0 | 1 | 3 | 4 | 0 | 2 | 4 |
| Corte y Relleno | 3 | 2 | 2 | 3 | 3 | 2 | 2 | 3 | 3 | 2 |
| Rebanadas Hundidas | 2 | 3 | 3 | 1 | 1 | 2 | 4 | 1 | 2 | 4 |
| Entibados con cuadros | 4 | 1 | 1 | 4 | 4 | 2 | 1 | 4 | 3 | 2 |

**Fuente:** Elaboración propia del autor.

#### 4.2.1.4. Características Geomecánica de Caja Techo

La caracterización geomecánica de la caja techo se resume en la Tabla N° 10 y a continuación se considera los datos tomados:

- **Resistencia de la roca intacta:** La Resistencia a la Compresión Unitaria esta entre 70 Mpa a 100 Mpa el cual es alto.
- **Numero de Fracturas:** El grado de fracturamiento está entre 5 a 10 fracturas por metro lineal.
- **Condiciones de Estructura:** Las condiciones de estructura en las discontinuidades son estructuras con relleno de mayor resistencia que la roca intacta.

**Tabla N° 10.** Características Geomecánica de Caja Techo.

| CAJA TECHO | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Método de Explotación | 8. Resistencia | | | 9. Espaciamiento entre Fracturas | | | | 10. Resistencia de las discontinuidades | | |
| | Bajo | Mediana | Alto | Muy Cercanas | Poco Espaciado | Espaciado | Muy Espaciado | Bajo | Mediana | Alto |
| Cielo Abierto | 3 | 4 | 4 | 2 | 3 | 4 | 4 | 2 | 3 | 4 |
| Hundimiento por Bloques | 4 | 2 | 1 | 3 | 4 | 3 | 0 | 4 | 2 | 0 |
| Tajeo por Subniveles | -49 | 3 | 4 | -49 | 0 | 1 | 4 | 0 | 2 | 4 |
| Hundimiento por Subniveles | 3 | 2 | 1 | 3 | 4 | 3 | 1 | 4 | 2 | 0 |
| Rebanadas largas | 4 | 2 | 0 | 4 | 4 | 3 | 0 | 4 | 2 | 0 |
| Cámara y Pilares | 0 | 3 | 4 | 0 | 1 | 2 | 4 | 0 | 2 | 4 |
| Cámara Almacén | 4 | 2 | 1 | 4 | 4 | 3 | 0 | 4 | 2 | 0 |
| Corte y Relleno | 3 | 2 | 2 | 3 | 3 | 2 | 2 | 4 | 3 | 2 |
| Rebanadas Hundidas | 4 | 2 | 1 | 4 | 3 | 3 | 0 | 4 | 2 | 0 |
| Entibados con cuadros | 3 | 2 | 2 | 3 | 3 | 2 | 2 | 4 | 3 | 2 |

**Fuente:** Elaboración propia del autor.

#### 4.2.1.5. Características Geomecánica de Caja Piso

- **Resistencia de la roca intacta:** La Resistencia a la Compresión Unitaria esta entre 50 Mpa a 60 Mpa el cual es alto.
- **Numero de Fracturas:** El grado de fracturamiento está entre 4 a 9 fracturas por metro lineal.

- **Condiciones de Estructura:** Las condiciones de estructura en las discontinuidades son sin relleno con superficie rugosa.

**Tabla N° 11.** Características Geomecánica Caja Piso

| CAJA PISO | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Método de Explotación | 11. Resistencia | | | 12. Espaciamiento entre Fracturas | | | | 13. Resistencia de las | | |
| | Bajo | Mediana | Alto | Muy Cercanas | Poco Espaciado | Espaciado | Muy Espaciado | Bajo | Mediana | Alto |
| Cielo Abierto | 3 | 4 | 4 | 2 | 3 | 4 | 4 | 2 | 3 | 4 |
| Hundimiento por Bloques | 2 | 3 | 3 | 1 | 3 | 3 | 3 | 1 | 3 | 3 |
| Tajeo por Subniveles | 0 | 2 | 4 | 0 | 0 | 2 | 4 | 0 | 1 | 4 |
| Hundimiento por Subniveles | 0 | 2 | 4 | 0 | 1 | 3 | 4 | 0 | 2 | 4 |
| Rebanadas largas | 2 | 3 | 3 | 1 | 2 | 4 | 3 | 1 | 3 | 3 |
| Cámara y Pilares | 0 | 2 | 4 | 0 | 1 | 3 | 3 | 0 | 3 | 3 |
| Cámara Almacén | 2 | 3 | 3 | 2 | 3 | 3 | 2 | 2 | 2 | 3 |
| Corte y Relleno | 4 | 2 | 2 | 4 | 4 | 2 | 2 | 4 | 4 | 2 |
| Rebanadas Hundidas | 2 | 3 | 3 | 1 | 3 | 3 | 3 | 1 | 2 | 3 |
| Entibados con cuadros | 4 | 2 | 2 | 4 | 4 | 2 | 2 | 4 | 4 | 2 |

**Fuente:** Elaboración propia del autor.

#### 4.2.1.6. Resumen y Selección del Método de Explotación.

Una vez dado la puntuación según las consideraciones del yacimiento, las propiedades geomecánicas del manto de mineral y las cajas se resumen y se selecciona los tres primeros métodos de mayor calificación los cuales serán los posibles métodos a aplicar en la zona de Cruz de Oro, como se resume en la Tabla N° 12.

**Tabla N° 12.** Cuadro de resumen para calificación del método.

| CALIFICACION | | | | | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Método de Explotación | GEOLOGIA | | | | GEOMECANICA | | | GEOMECANICA | | | GEOMECANICA | | | TOTAL |
| | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | |
| Cielo Abierto | 2 | 3 | 3 | 3 | 4 | 4 | 3 | 4 | 4 | 4 | 4 | 3 | 3 | 44 |
| Hundimiento por Bloques | 2 | 0 | 3 | 2 | 1 | 3 | 3 | 1 | 3 | 0 | 3 | 3 | 3 | 27 |
| Tajeo por Subniveles | 2 | 2 | 2 | 3 | 3 | 1 | 2 | 4 | 1 | 4 | 2 | 0 | 1 | 27 |
| Hundimiento por Subniveles | 4 | 0 | 1 | 2 | 3 | 4 | 2 | 1 | 3 | 0 | 2 | 1 | 2 | 25 |
| Rebanadas largas | 4 | 0 | 4 | 2 | 1 | 0 | 3 | 0 | 3 | 0 | 3 | 2 | 3 | 25 |
| Cámara y Pilares | 4 | 2 | 4 | 3 | 3 | 2 | 2 | 4 | 2 | 4 | 2 | 1 | 3 | 36 |
| Cámara Almacén | 2 | 1 | 2 | 2 | 3 | 3 | 2 | 1 | 3 | 0 | 3 | 3 | 2 | 27 |
| Corte y Relleno | 4 | 4 | 0 | 3 | 2 | 2 | 3 | 2 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 34 |
| Rebanadas hundidas | 3 | 0 | 4 | 2 | 3 | 2 | 2 | 1 | 3 | 0 | 3 | 3 | 2 | 28 |
| Entibados con cuadros | 2 | 4 | 2 | 3 | 1 | 2 | 3 | 2 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 33 |

**Fuente:** Elaboración propia del autor.

### 4.2.2. Selección Del Método De Explotación

#### 4.2.2.1. Open Pit (Cielo Abierto)

El método de minado a cielo abierto obtiene la puntuación de 44 el cual se determina como la primera opción de aplicación de método de explotación. Hay la posibilidad de aplicar dicho meto si la ley Cut Off sea menor a lo requerido que es en la actualidad 1.8 gramos. En la actualidad para superar la ley Cut Off se requiere que el método sea selecto y meternos al Bool de mineral de mayor ley.

#### 4.2.2.2. Cámaras y Pilares:

El método de cámaras y pilares es la segunda opción con una puntuación de 36 el cual se considera lo más adecuado para el yacimiento (manto), Para su aplicación se tiene favorable el buzamiento de estrato que en su mayoría es de 15° el encampane en máximo 120 mts. Pero con potencia en promedio de 16 metros. Para su aplicación se combinará con taladros largos con la finalidad de tener una mayor recuperación de reservas y seguridad en el momento de minado.

#### 4.2.2.3. Corte y Relleno:

El método de Corte y relleno es la tercera opción con una puntuación de 34 el cual no es recomendable ya que se tiene el manto con una potencia de 16 metros de potencia. Si se aplica dicho método fusionado con cámaras y pilares con corte y relleno el costo operativo se incrementaría el cual no es recomendable ya que la mineralización

de cruz de oro es marginal y no pagaría el costo operativo por este método.

Una vez determinado los tres posibles métodos se selecciona el método de explotación por cámaras y pilares corridos con Taladros Largos. Se requiere ser masivo, seguros que el minado sea en retirada con el fin de no exponer al personal después de la voladura.

### 4.2.3. Dimensionamiento Geomecánica

Para el dimensionamiento geomecánico de excavaciones subterráneas y estructuras naturales (Tajeos y Pilares) en este estudio se emplean los métodos de aproximación empírica (Dimensionamiento de Tajeos según Método Gráfico de Estabilidad de Mathews modificado por Potvin & Milne, 1992 y el Dimensionamiento de Pilares según el criterio de Obert & Duvall, 1967) y posteriormente como una herramienta de validación numérica de las aproximaciones empíricas, se realiza el Análisis de Estabilidad Estructuralmente controlada (AEEC). La información válida para propósitos del dimensionamiento geomecánico de excavaciones subterráneas y estructuras naturales (Tajeos y Pilares) en este estudio consiste en:

- El dimensionamiento de “Tajeos”, se realizará mediante aplicación del “Método Gráfico de Estabilidad de Mathews” el cual consiste en determinar dos parámetros fundamentales que controlan la estabilidad de tajeos: Número de estabilidad (N) y Radio hidráulico (S), la metodología se basa en el cálculo del número de estabilidad (N) con el cual se ingresa al ábaco del Gráfico de estabilidad para determinar el valor del Radio hidráulico (S) según el estándar

de minado en Zona Cruz de Oro (tajeos con sostenimiento) según la configuración del método de explotación.

- El dimensionamiento de “Pilares” se realizará utilizando los criterios de Obert & Duvall 1967. Estos análisis se realizarán sobre la base de los resultados del dimensionamiento de Tajeos.

#### 4.2.3.1. Determinación de Número de Estabilidad “N”.

El número de estabilidad representa “la respuesta de la masa rocosa para permanecer estable bajo una condición de esfuerzos dado”. Su determinación se realiza mediante la siguiente expresión matemática:

$$N = Q' * A * B * C$$

Para ello se determinarán cada uno de los factores para así determinar el número de estabilidad “N”.

**Q´: Índice de Calidad Tunelera Q modificado**.- Determinado como resultado del “mapeo geomecánico de la masa rocosa”, el procedimiento de estimación del Q’ es similar a la clasificación NGI (Barton et al., 1974) estándar con la única diferencia que el valor de Q’ se realiza considerando el factor de los esfuerzos activos $\frac{Jw}{SRF} = 1.0$. Es necesario precisar que esta técnica es aplicable solo en condiciones secas de masa rocosa y/o donde la influencia del agua no afecta significativamente la estabilidad local y global de la Mina.

$$Q' = \left(\frac{RQD}{Jn}\right)\left(\frac{Jr}{Ja}\right)$$

Donde:

RQD: Grado de fracturamiento del macizo rocoso.

Jn: Numero de sistemas de discontinuidades presentes en el macizo rocoso en estudio.

Jr: Numero de rugosidad de las discontinuidades.

Ja: Numero de alteración de las discontinuidades.

**Tabla N° 13.** Determinación de Índice Calidad Tunelera

| Estructura | Ubicación | RMR | RQD | Jn | Jr | Ja | Q´ |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| CRUZ DE ORO | CAJA TECHO | 55 | 55 | 6 | 3 | 3.0 | 9.2 |
| | MINERAL | 45 | 50 | 9 | 1 | 0.8 | 7.4 |
| | CAJA TECHO | 55 | 55 | 6 | 3 | 3.0 | 9.2 |
| | MINERAL | 45 | 50 | 9 | 1 | 0.8 | 7.4 |
| | CAJA TECHO | 45 | 38 | 6 | 4 | 6.0 | 4.2 |
| | MINERAL | 35 | 30 | 9 | 6 | 8.9 | 2.2 |

**Fuente:** Elaboración propia del autor.

**A.- Factor de reducción por esfuerzos.** - Refleja los esfuerzos que actúan sobre la cara libre expuesta del Tajeo. Se define como el cociente entre "la resistencia a compresión uniaxial de la roca y el esfuerzo máximo inducido en la masa rocosa" para cada dominio "caja techo, estructura mineralizada y caja piso".

Se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostática (Hoek & Brown, 1978), considerando que la explotación llegará a profundidades de hasta 120 m. Para la determinación de

esfuerzos in-situ utilizaremos el criterio gravitacional, para lo cual el esfuerzo in-situ vertical es expresado por la siguiente fórmula:

$\sigma v = \gamma \times z$

$\sigma v = 0.027 \times 120$

$\sigma v = 3.24$ MPa

La determinación de los esfuerzos horizontales actuantes es más difícil de estimar. La relación entre el esfuerzo horizontal y el esfuerzo vertical es denotada por la letra k como:

$\sigma h = k \times \sigma v$

Sheorey (1994) desarrollo un modelo de esfuerzos. Este modelo considera la curvatura de la corteza y la variación de las constantes elásticas, densidad y un coeficiente de expansión termal de la corteza y el manto de la tierra. Sheorey nos proporciona una ecuación simple que puede ser utilizado para estimar la relación entre el esfuerzo horizontal y vertical k. Esta ecuación es:

$$k = 0.25 + 7 * E_h(0.001 + \frac{1}{z})$$

$$k = 0.25 + 7 * 1.77(0.001 + \frac{1}{120})$$

*k = 0.25+0.1156*

k=0.365

Donde z (m) es la profundidad desde la superficie y E*h* (GPa) es el promedio del módulo de deformación del material de cobertura sobre la excavación.

El esfuerzo in-situ horizontal será igual a:

$\sigma h = k \times \sigma v$

$\sigma h = 0.36 \times 3.24$

$\sigma h = 1.18\ MPa$

Según este criterio, el esfuerzo in-situ vertical para la zona de estudio alcanzaría los 3.24 MPa, estimándose la constante "k" (relación de los esfuerzos horizontal / vertical), según el criterio de Sheorey (1994) en 0.36, con ello el esfuerzo horizontal sería de 1.18 MPa.

Con los datos indicados y los valores tomados en laboratorio ver Anexo N° 03, se resumen lo valores en la Tabla N° 14, el cual se determina el factor de reducción por esfuerzos "A". El cual se determina con el ábaco de la figura N° 08.

**Tabla N° 14.** Calculo del Factor de producción por Esfuerzos

| FACTOR DE REDUCCIÓN POR ESFUERZOS - A | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Zona | Ubicación | RMR | σc | σ1 | σc/σ1 | A |
| CRUZ DE ORO | CAJA TECHO | 55 | 85 | 5.4 | 15.7 | 1.0 |
| | MINERAL | 45 | 56 | 5.4 | 10.4 | 1.0 |
| | CAJA TECHO | 55 | 85 | 5.4 | 15.7 | 1.0 |
| | MINERAL | 45 | 56 | 5.4 | 10.4 | 1.0 |
| | CAJA TECHO | 45 | 55 | 5.4 | 10.2 | 1.0 |
| | MINERAL | 35 | 39 | 5.4 | 7.2 | 0.8 |

**Fuente:** Elaboración propia del autor.

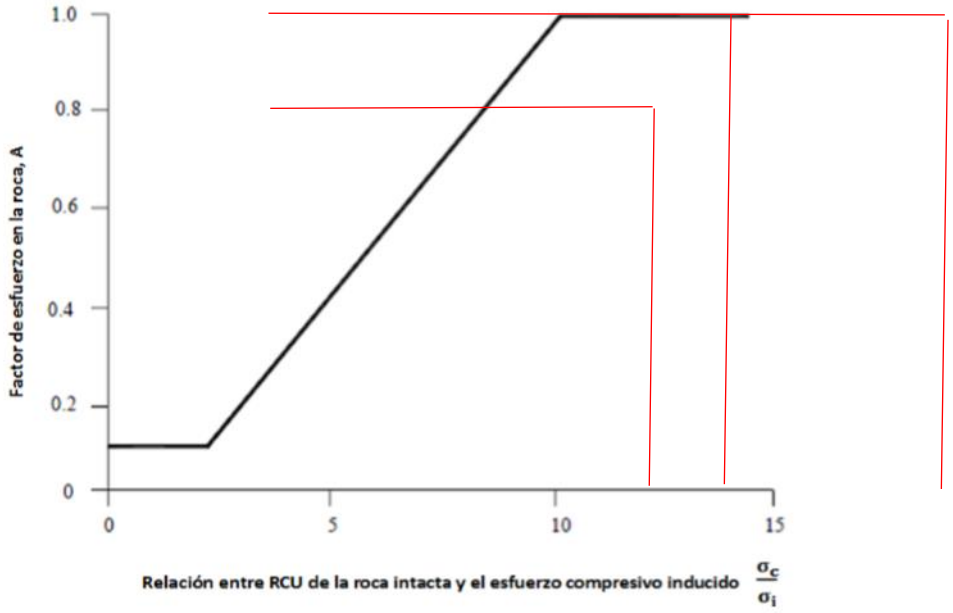



**Figura N° 08**: Abaco para determinar esfuerzo en la roca.

**B: Factor de ajuste por orientación de discontinuidades.-** Este factor toma en cuenta la influencia de las discontinuidades sobre la estabilidad de las superficies expuestas del Tajeo, cuanto menor es el ángulo que forma la discontinuidad critica con respecto a la superficie expuesta del Tajeo será una condición más desfavorable para la estabilidad del Tajeo y viceversa; en resumen la influencia de las discontinuidades críticas sobre la estabilidad de la superficie de los Tajeos, será mayor cuando el rumbo de estas sea paralelo a la superficie libre y más pequeña cuando los planos tiendan a ser perpendiculares. Este factor está en función de la diferencia aritmética entre la orientación del sistema de discontinuidad crítica (dominante) y la cara expuesta del Tajeo.

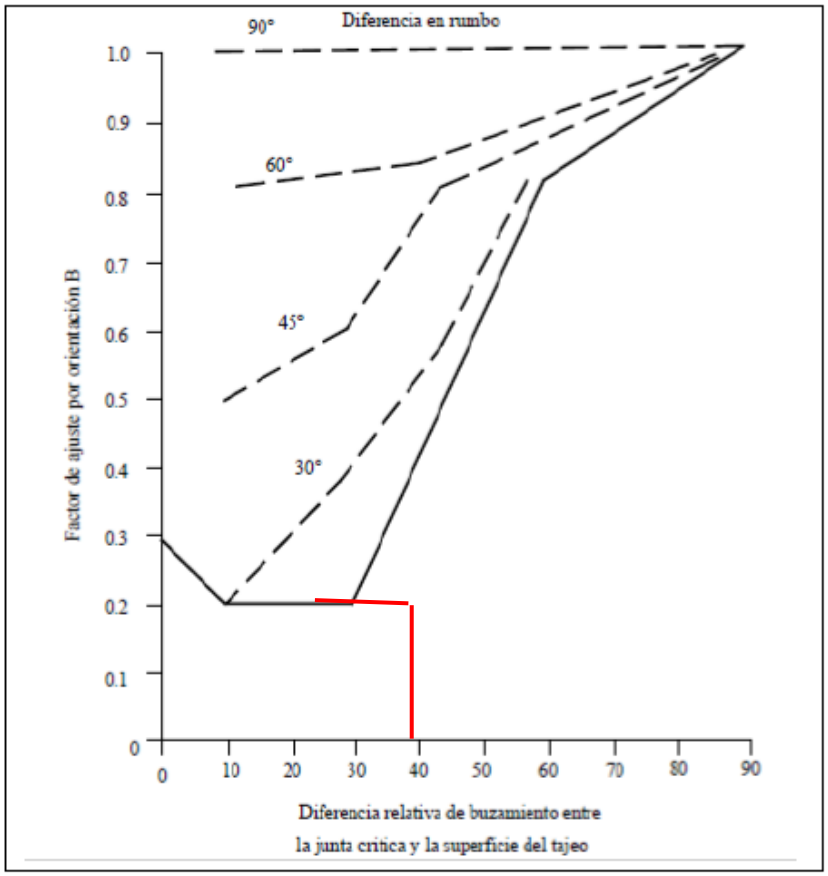



**Tabla N° 15.** Calculo de ajuste por orientación de discontinuidad

| CALCULO AJUSTE POR ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Estructura | Ubicación | RMR | Diferencia en Buamiento | B |
| CRUZ DE ORO | CAJA TECHO | 55 | 15° | 0.21 |
| | MINERAL | 45 | 20° | 0.21 |
| | CAJA TECHO | 55 | 15° | 0.21 |
| | MINERAL | 45 | 15° | 0.21 |
| | CAJA TECHO | 45 | 15° | 0.21 |
| | MINERAL | 35 | 20° | 0.21 |

**Fuente:** Elaboración propia del autor.

**C: Factor de ajuste para deslizamiento y caídas de bloques.** Es un número que ingresa la componente de riesgo asociado al efecto de la gravedad sobre las cuñas que forma el arreglo estructural de los sistemas de discontinuidades con las superficies expuestas del Tajeo (caja techo, estructura mineralizada y caja piso). Para el cálculo de este

factor se parte del postulado que las fallas pueden ocurrir desde el techo del Tajeo a modo de desprendimiento de cuñas y losas, desde las paredes del Tajeo a modo de Lajamientos tipo losas y deslizamientos de cuñas.

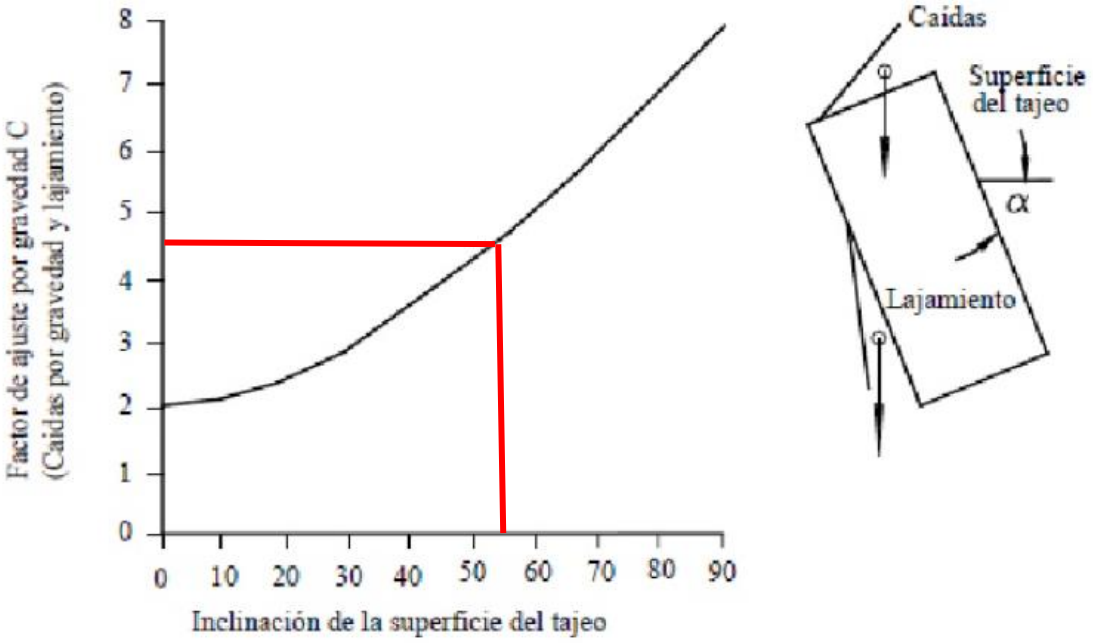



**Tabla N° 16.** Resumen y cálculo del Número de Estabilidad

| CALCULO DEL NUMERICO DE ESTABILIDAD N | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Estructura | Ubicación | RMR | Q´ | σic | σmax | A | B | C | N |
| CRUZ DE ORO | CAJA TECHO | 55 | 9.2 | 85 | 5.4 | 1 | 0.21 | 4.5 | 8.7 |
| | MINERAL | 45 | 7.4 | 56 | 5.4 | 1 | 0.21 | 4.5 | 7.0 |
| | CAJA TECHO | 55 | 9.2 | 85 | 5.4 | 1 | 0.21 | 4.5 | 8.7 |
| | MINERAL | 45 | 7.4 | 56 | 5.4 | 1 | 0.21 | 4.5 | 7.0 |
| | CAJA TECHO | 45 | 4.2 | 55 | 5.4 | 1 | 0.21 | 4.5 | 4.0 |
| | MINERAL | 35 | 2.2 | 39 | 5.4 | 0.78 | 0.21 | 4.5 | 1.6 |

**Fuente:** Elaboración propia del autor.

#### 4.2.3.2. Calculo de Radio Hidráulico "S".

Para estimar el radio hidráulico de los Tajeos (S), se ingresa al ábaco denominado "Gráfico de Estabilidad" (Figura N° 09), según el estándar de

minado en CPSAC (minado con sostenimiento artificial) se obtiene el valor del Radio Hidráulico de la superficie del Tajeo. El cual representa una relación adimensional entre "el área y el perímetro de la superficie expuesta del Tajeo" representada por la siguiente ecuación:

$$A = \frac{Area}{Perimetro}$$

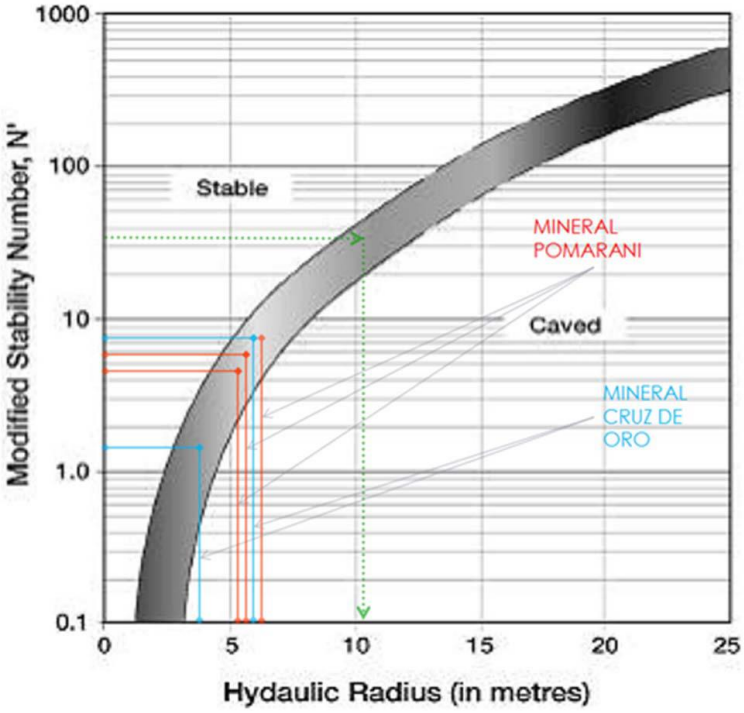



**Figura 09**: Abaco De Grafico de Estabilidad y Radio Hidráulico

Para los números de estabilidad "N", mostrados en la tabla N° 16, ingresando con estos valores sobre el ábaco mostrado en la figura 09, se obtienen los valores de radio hidráulico "Si". Posteriormente con estos valores de radio hidráulico (S) mediante la ecuación y haciendo constante uno de los parámetros del radio hidráulico (ancho, altura del Tajeo) se itera de modo sucesivo hasta encontrar la dimensión incógnita (ancho, altura y/o longitud del tajeo) según el escenario de diseño proyectado

(Minado con sostenimiento en función a la cartilla geomecánica Cori Puno). Los resultados de la estimación del radio hidráulico “S” considerando los distintos “Dominios geomecánicos” que involucra el diseño de explotación se muestran en la tabla 17.

**Tabla N° 17.** Calculo de determinación de radio hidráulico.

| GRUPO | UBICACIÓN | RMR | N | RADIO HIDRAULICO (S) |
|---|---|---|---|---|
| | | | | ESTABLE CON SOSTENIMIENTO |
| CRUZ DE ORO | CAJA TECHO | 55 | 8.6 | 5.9 |
| | MINERAL | 45 | 7 | |
| | CAJA TECHO | 55 | 8.6 | 5.9 |
| | MINERAL | 45 | 7 | |
| | CAJA TECHO | 45 | 3.9 | 3.8 |
| | MINERAL | 35 | 1.6 | |

**Fuente:** Elaboración propia del autor.

Los resultados mostrados en la tabla 17, son valores del radio hidráulico “S”, obtenidos para diseños de sostenimiento en Cori Puno propósitos del dimensionamiento geomecánico según información proporcionada en las tablas 13- 17 y secciones típicas del modelo geomecánico conceptual (Anexo 3), la geometría de las estructuras mineralizadas en minas “Cruz de Oro” son “tabulares y sub- horizontales y de potencia intermedia”, la estabilidad de “Caja techo y Estructura mineralizada” serán de mayor interés para el “dimensionamiento geomecánico” empleando el “Método Gráfico de Estabilidad”.

Los resultados del dimensionamiento geomecánico usando el método gráfico de estabilidad (M.G.E.), para los datos de tablas 16, considerando escenarios de minado “con sostenimiento artificial” se resumen en la tabla 18.

**Tabla Nº 18.** Resultados del dimensionamiento geomecánico usando el método gráfico de estabilidad.

| GRUPO | UBICACIÓN | RMR | N | RADIO HIDRAULICO (S) | DIMENCION DEL TAJEO | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | ESTABLE CON SOSTENIMIENTO | ANCHO (M) | ALTURA (M) | LONGITUD (M) |
| CRUZ DE ORO | CAJA TECHO | 55 | 8.6 | 5.9 | 9 | 14-16 | 90 |
| | MINERAL | 45 | 7 | | | | |
| | CAJA TECHO | 55 | 8.6 | 5.9 | 9 | 14-16 | 90 |
| | MINERAL | 45 | 7 | | | | |
| | CAJA TECHO | 45 | 3.9 | 3.8 | 9 | 14-16 | 55 |
| | MINERAL | 35 | 1.6 | | | | |

**Fuente:** Elaboración propia del autor.

#### 4.2.3.3. Dimensionamiento De Cámaras Y Pilares.

El método convencional de diseño de cámaras y pilares consiste en determinar por un lado los esfuerzos actuantes sobre los pilares y por otro lado la resistencia que ofrecen éstos. La comparación de los esfuerzos actuantes y las resistencias disponibles proporcionan un factor denominado factor de seguridad (FS). Este factor es la relación resistencia/esfuerzo, el cual deberá ser siempre mayor que la unidad para tener pilares estables, es decir, la resistencia de los pilares deberá ser siempre mayor que el esfuerzo actuante.

Para el presente estudio se han estimado los esfuerzos actuantes utilizando el criterio del área tributaria (Figura 10) y las resistencias se han estimado utilizando el criterio de Lunder y Pakalnis (1997). El factor de seguridad adecuado para el diseño de cámaras y pilares es mayor o igual a 1.4.

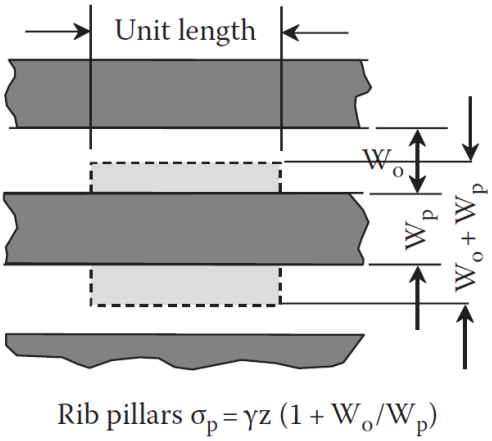



**Figura N° 10: Calculo para pilares corridos**.

En el criterio del área tributaria utilizado, intervienen datos como la profundidad a la que se encuentra los mantos mineralizados, el peso específico de la masa rocosa y el ancho de los pilares y de las cámaras. En el criterio utilizado para la estimación de la resistencia de los pilares, intervienen datos como el volumen y forma geométrica de los pilares (ancho y altura), resistencia de la roca, la profundidad del minado y unas constantes que reflejan las condiciones estructurales y geomecánicas de la roca. Ingresando los parámetros citados en el párrafo anterior se ha obtenido los siguientes resultados que son mostrados en el la Tabla N° 19.

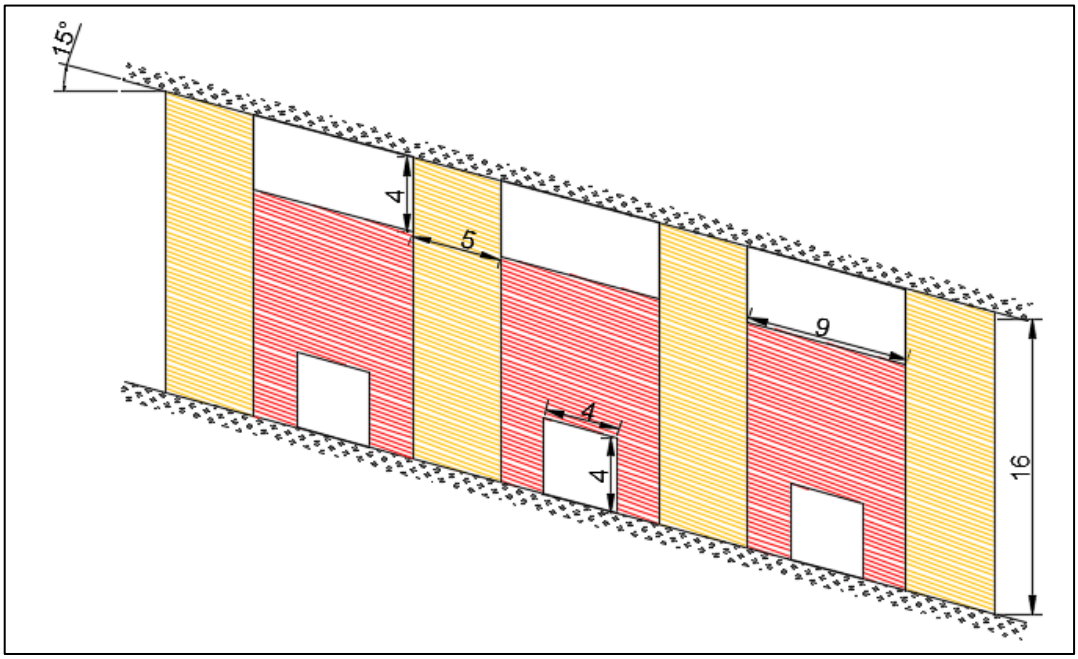
**Tabla N° 19.** Calculo de cámara y pilares corridos.

| DIMENSIONAMIENTO DE CAMARAS Y PILARES (PILARES CORRIDOS) | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Ancho Pilar | Ancho cámara | Altura pilar | Profundid. a superf. | Peso Especifico | Esfuerzo en pilar corrido | Resist. De roca intact. | Resistencia del pilar | FS | Recuperacion de Mineral | Condición de Estabilidad |
| Wp (m) | Wo (m) | H (m) | Zv | r (MN/m3) | sp(Mpa) | sc (Mpa) | S | S/s | % | |
| 4 | 8 | 16 | 120 | 0.027 | 10.53 | 50 | 15 | **1.42** | **67%** | Estable |
| 4 | 9 | 16 | 120 | 0.027 | 11.41 | 50 | 15 | **1.31** | **69%** | Inestable |
| 4 | 10 | 16 | 120 | 0.027 | 12.29 | 50 | 15 | **1.22** | **71%** | Inestable |
| 5 | 8 | 16 | 120 | 0.027 | 9.13 | 50 | 15 | **1.64** | **62%** | Estable |
| 5 | 9 | 16 | 120 | 0.027 | 9.83 | 50 | 15 | **1.53** | **64%** | Estable |
| 5 | 10 | 16 | 120 | 0.027 | 10.53 | 50 | 15 | **1.42** | **67%** | Estable |
| 6 | 8 | 16 | 120 | 0.027 | 8.19 | 50 | 15 | **1.83** | **57%** | Estable |
| 6 | 9 | 16 | 120 | 0.027 | 8.78 | 50 | 15 | **1.71** | **60%** | Inestable |
| 6 | 10 | 16 | 120 | 0.027 | 9.36 | 50 | 15 | **1.60** | **63%** | Estable |

**Fuente:** Elaboración propia del autor.

Como se verifica en el la Tabla N° 19 se resume que la mejor opción para las secciones de minado es:

- Cámara = 9.0 metros
- Pilar Corrido = 5.0 metros
- Altura de Bancada = 16.0 metros
- Longitud de Pilar Corrido = 90.0 metros

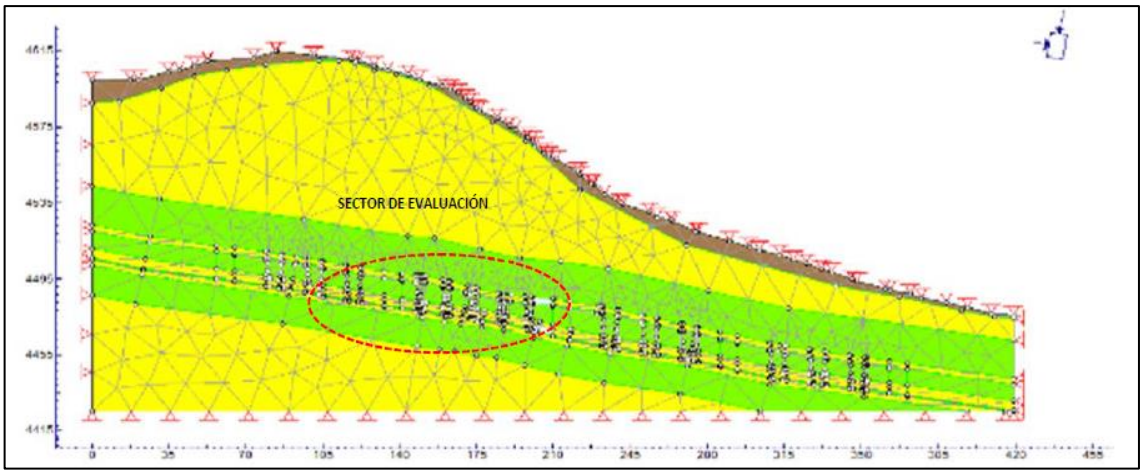



**Fuente:** Elaboración propia del autor.

**Figura N° 11**: Configuración y diseño de método a aplicar "Tajeo por taladros largos con pilares corridos".

### 4.2.4. Resultados del análisis de estabilidad debido a esfuerzos.

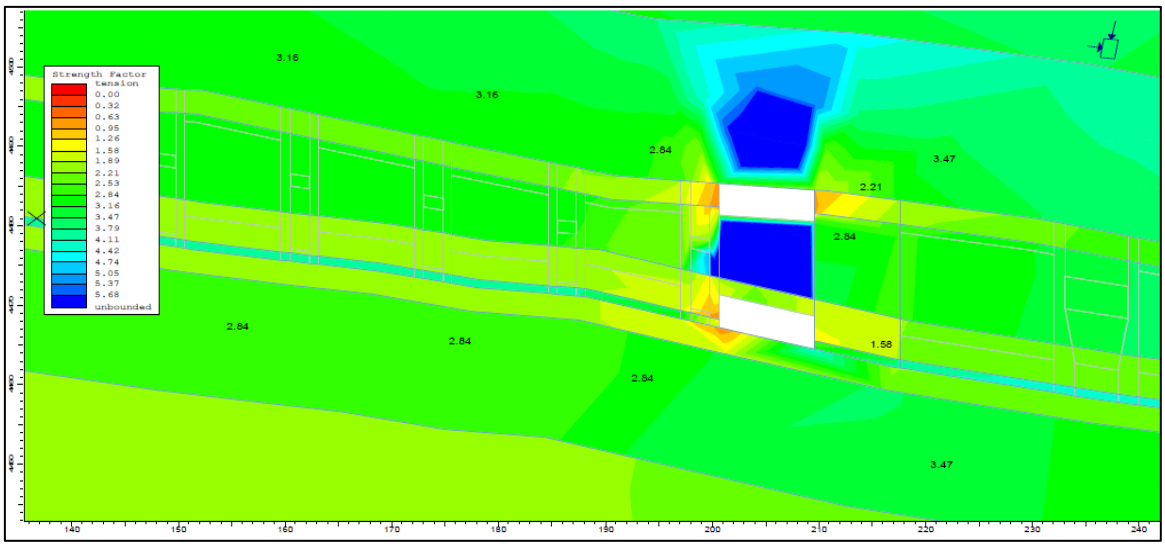
El análisis de esfuerzos/deformación, considera la aplicación del método de explotación "Tajeo por taladros largos con pilares corridos". El análisis estabilidad se realizará con el Software PHASE 2 (8.2) el cual determinará los factores de seguridad secuenciada al método de explotación a aplicar, la verificación de la estabilidad de los espacios abiertos y la influencia de estabilidad a corto, mediano y largo plazo.

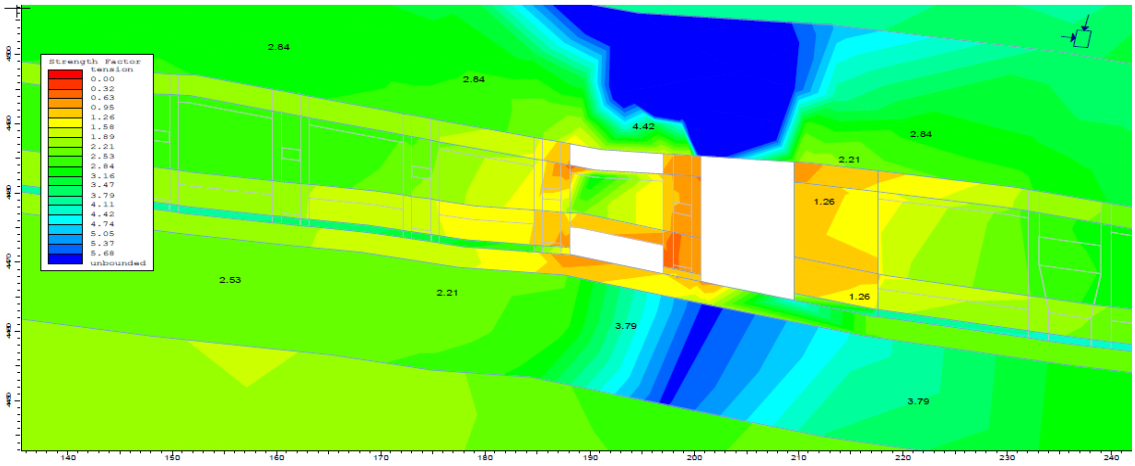



**Fuente:** Elaboración propia del autor.

**Figura N° 12.** Modelo Geomecánica conceptual en sección A- A', mostrando malla de elementos finitos, Mina Cruz de Oro.

En la figura 10, se tiene el modelo geomecánico bidimensional, en una sección transversal al rumbo de la estructura mineralizada, el diseño de excavaciones y la configuración de fases previo al análisis de estabilidad debido a esfuerzos, cuyos resultados se establecen en las siguientes ilustraciones gráficas expresadas en términos del factor de esfuerzos.

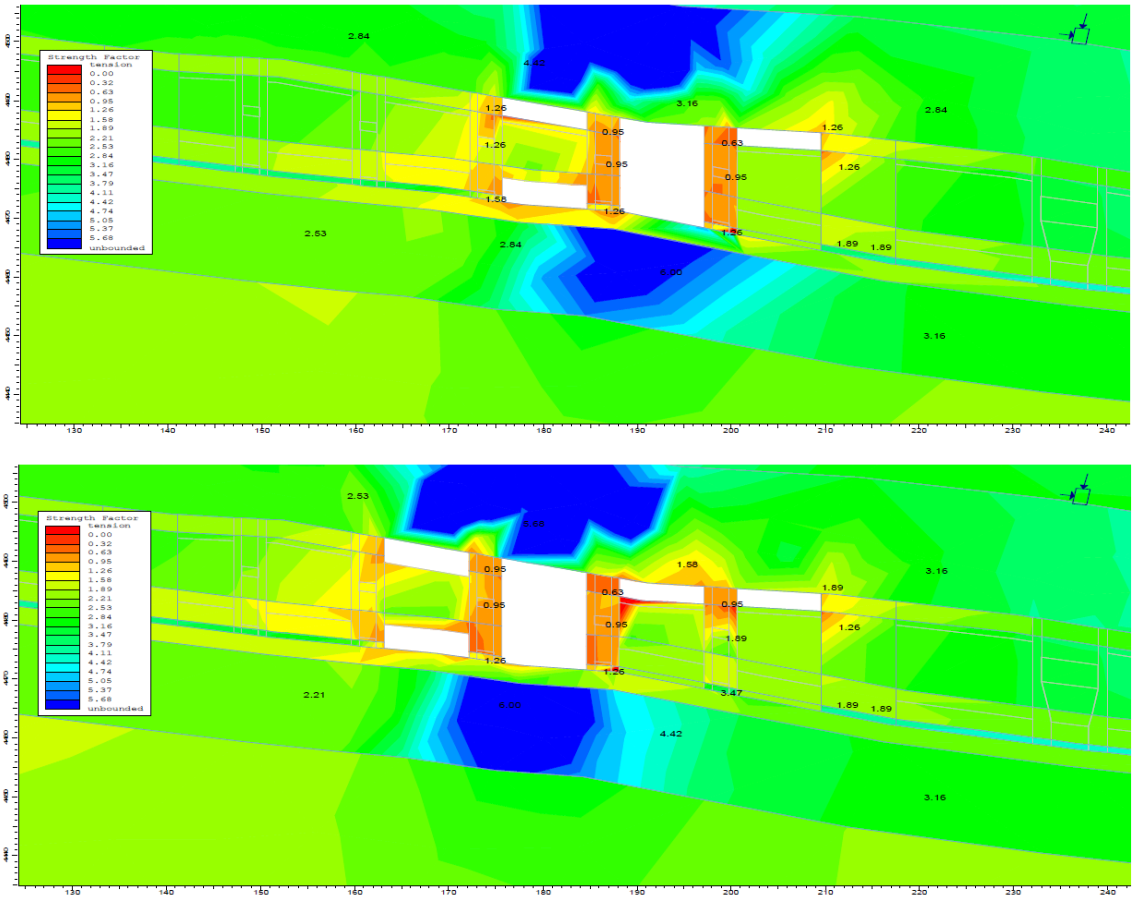





**Fuente:** Elaboración propia del autor.

**Figura 13**: Distribución de factores de esfuerzo, Mina Cruz de Oro (Fases 1 y 2).

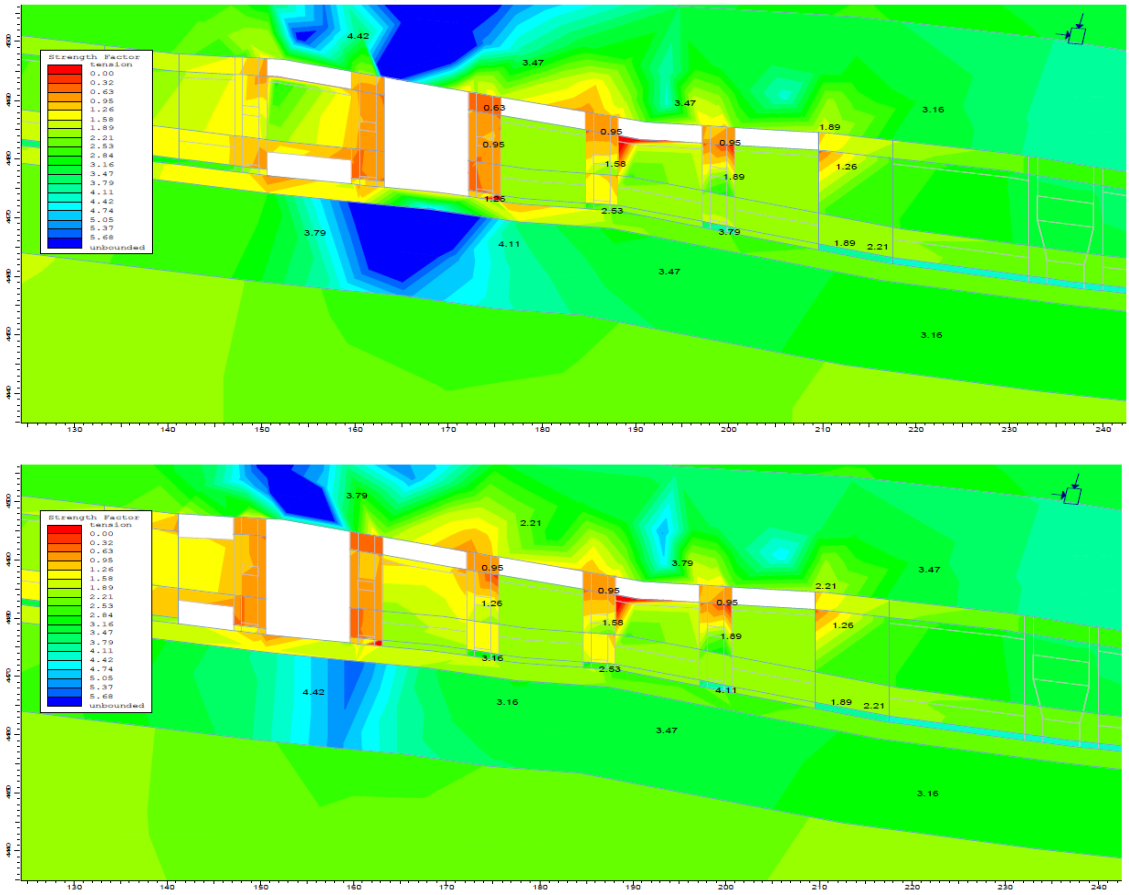
Superior (Fase 1). - Preparación del tajeo 01. Inferior (Fase 2). - Preparación del tajeo 02, explotación del tajeo 01. Se observan las distribuciones de los factores de esfuerzo variables entre “0.9- 1.2” en el borde de las excavaciones.




**Fuente:** Elaboración propia del autor.

**Figura 14:** Distribución de factores de esfuerzo, Mina Cruz de Oro (Fases 3 y 4).

Superior (Fase 3). - Relleno del tajeo 01, preparación del tajeo 03, explotación del tajeo 02. Inferior (Fase 4). - Relleno del tajeo 02, Preparación del tajeo 04, explotación del tajeo 03. Se observan las distribuciones de los factores de esfuerzo variables entre "0.7- 1.1" en el borde de las excavaciones, zonas de concentración de esfuerzos compresivos en pilares y zonas con esfuerzos tensionales en el techo de los tajeos sin relleno completo, las dimensiones de excavaciones sin relleno tienen dimensiones abiertas de 9x4m.




**Fuente:** Elaboración propia del autor.

**Figura 15:** Distribución de factores de esfuerzo, Mina Cruz de Oro (Fases 5 y 6).

Superior (Fase 5). - Relleno del tajeo 03, preparación del tajeo 05, explotación del tajeo 04. Inferior (Fase 6). - Relleno del tajeo 04, preparación del tajeo 06, explotación del tajeo 05. Se observan las distribuciones de los factores de esfuerzo variables entre "0.8- 1.1" en el borde de las excavaciones, zonas de concentración de esfuerzos compresivos en pilares y zonas con esfuerzos tensionales en el techo de los tajeos sin relleno completo, las dimensiones de excavaciones sin relleno 9x4m; sin embargo también es necesario indicar

que la aplicación del relleno detrítico secuencialmente conforme progresa el minado logra disminuir las zonas con concentración de esfuerzos compresivos y tensionales en “pilares y corona” de excavaciones respectivamente, siendo este un indicador de la importancia del uso de relleno post- extracción del mineral roto en los tajeos.

### 4.2.5. Análisis de Estabilidad Estructuralmente Controlado.

Las excavaciones realizadas en masas rocosas diaclasadas, comúnmente presentan inestabilidades mediante desprendimiento de “cuñas y losas” desde la corona y/o paredes de las excavaciones por “gravedad y/o deslizamiento”. La frecuencia de estos desprendimientos rocosos estará en función a las propiedades resistentes que exponen las discontinuidades estructurales, la masa rocosa, el grado de fracturamiento, las dimensiones de excavación (ancho y altura) y la orientación del eje de excavación respecto a la orientación de los sistemas de discontinuidades estructurales dominantes.

Las “cuñas, losas y bloques”, se forman por la intersección de discontinuidades estructurales (estratificaciones, fallas, foliaciones, plegamientos, diaclasas) en la masa rocosa definiendo múltiples geometrías entrelazadas con restricción de movimiento, los cuales cuando se realizan las excavaciones crean caras libres y dejan “cuñas expuestas a la superficie de la excavación”. Una o más cuñas pueden “caer o deslizar” hacia el vacío creado por la excavación dependiendo de los factores mencionados líneas arriba, determinar si es “estable o inestable” la cuña es realizar el análisis de estabilidad estructuralmente controlada, por Métodos de Equilibrio Límite (*FS = Fuerza que resiste/Fuerzas que inestabilizan*).

#### 4.2.5.1. Metodología.

El análisis de estabilidad estructuralmente controlada, se realiza por métodos de equilibrio límite (M.E.L.), considerando la forma tridimensional de las cuñas se requiere de un conjunto de cálculos complejos de realizar manualmente, por lo mismo que se emplea como herramienta de apoyo el programa de computo Unwedge 3.0, versión 3.004, algoritmo desarrollado exclusivamente para "análisis de estabilidad de cuñas en excavaciones subterráneas".

El procedimiento de cálculo de estabilidad consiste en:

- Importar la geometría de excavación (sección transversal al eje de excavación).
- Configurar las unidades para ingreso y salida de datos.
- Definir el factor de seguridad de diseño esperado (>=1.5).
- Ingresar la orientación de los sistemas de discontinuidades dominantes.
- Plotear la orientación de la excavación (acimut).
- Definir el criterio de rotura para cada sistema de discontinuidad estructural y asignar sus propiedades resistentes.
- Ejecutar el programa para cálculo de estabilidad.
- Si en el visualizador salen que las cuñas son estables, el problema de cálculo está resuelto, en el caso de identificarse "cuñas inestables o potencialmente inestables" se procede a iterar el cálculo mediante la incorporación de elementos de sostenimiento (soporte o refuerzos de rocas) hasta lograr factores de seguridad superiores el criterio de diseño (F.S. >=1.5).

#### 4.2.5.2. Consideraciones.

Forman parte de los considerandos previos del análisis de estabilidad estructuralmente controlada de excavaciones subterráneas en este estudio:

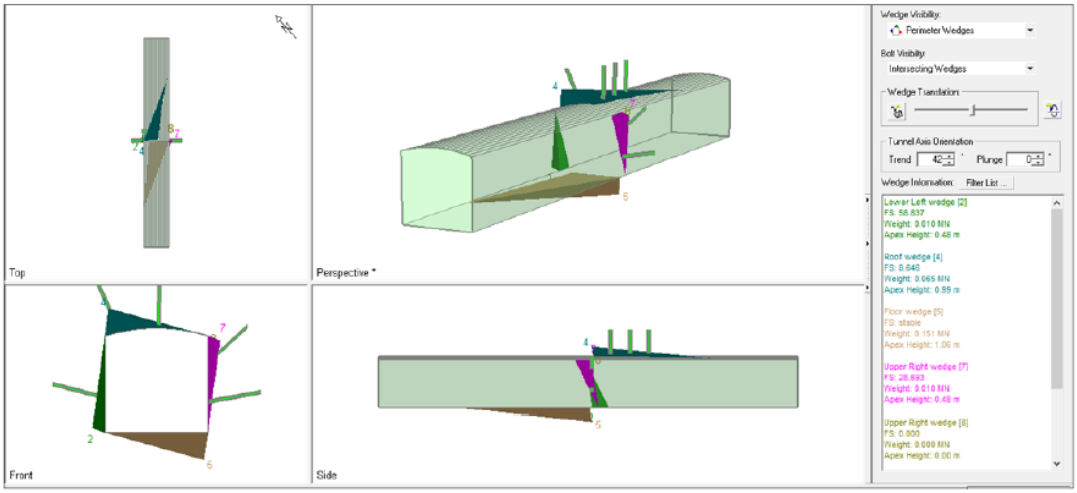
- Las propiedades de resistencia.
- El arreglo estructural que presenta la masa rocosa.
- Las condiciones de los esfuerzos principales.
- Dirección de los ejes de excavación (eje longitudinal del minado).
- Las geometrías de excavaciones consideradas para el análisis corresponden a secciones típicas en dirección transversal al frente de excavación (ver Figura 12).

En base a las consideraciones expuestas en los párrafos anteriores, se procede a realizar el análisis de estabilidad estructuralmente controlada, considerando el arreglo estructural, las propiedades resistentes, el tipo de roca y la dirección de excavaciones. Los resultados de este análisis se observan en la figura 16 – 17 y Anexo 4 (Diseño de minado Cruz de Oro).

#### 4.2.5.3. Resultados.

Los resultados del análisis de estabilidad usando el software Unwedge se muestran en las figuras 16- 17. En estas figuras se observa el arreglo estructural que caracteriza a las masas rocosas en dichos sectores, el cual intersectado con los ejes de excavación según diseño de la Mina (condición pre- establecida) forman “cuñas en la corona y

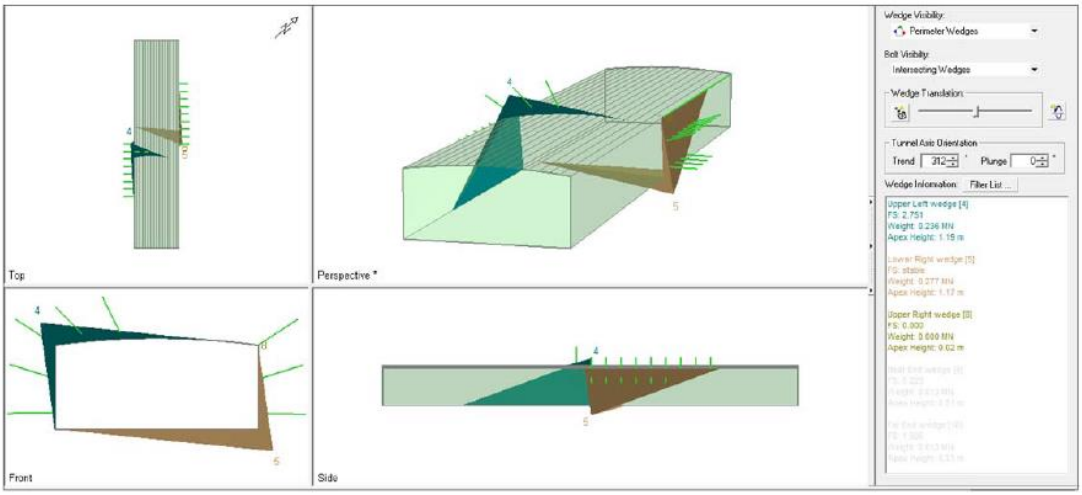
los hastiales de las excavaciones". El análisis de estabilidad estructuralmente controlada de estas cuñas mediante métodos de equilibrio límite usando software Unwedge se muestran en las figuras "16 y17", en los cuales se observan las características importantes del análisis de estabilidad estructuralmente controlada (factor de seguridad) para distintas dimensiones de excavaciones con la aplicación del sostenimiento estándar y sostenimiento especial.




**Fuente:** Elaboración propia del autor.

**Figura N° 16:** Formación de bloques y cuñas, sostenimiento estándar (perno de dimensión 7pies), labores de preparación y desarrollo sección - 4x4m**.**

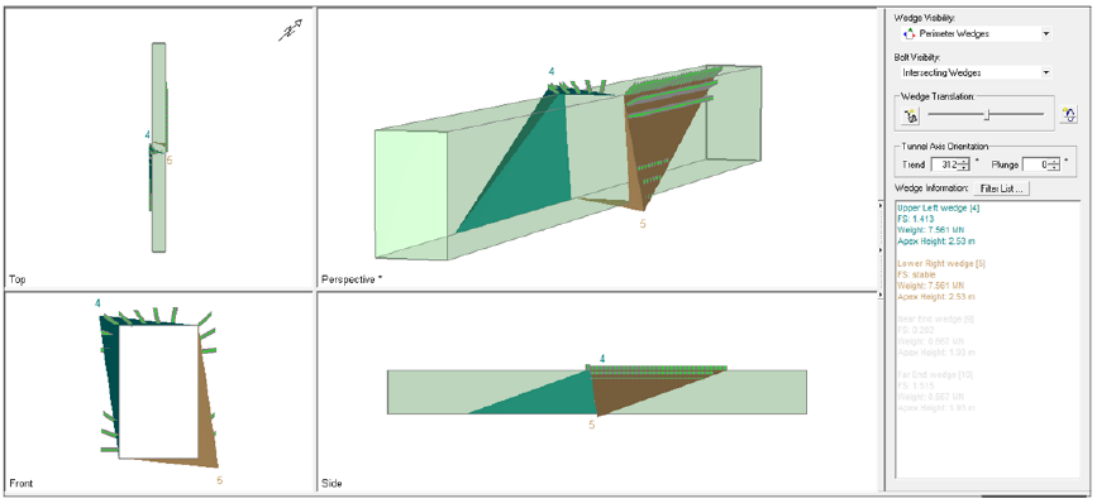
En la figura N° 16 se hace el análisis en sección de 4 x 4 para labores de desarrollo (rampas, cruceros) y labores de preparación como (galerías he inclinados). Los cuales forman bloques, lajas y cuñas en los hastiales y corona para lo cual se aplican sostenimiento puntual en hastiales y sistemáticos en corona con pernos de 7pies = 2.10m de longitud el cual da un factor de seguridad mayor a 1.5.




**Fuente:** Elaboración propia del autor.

**Figura N° 17*:*** Formación de bloques y cuñas, sostenimiento estándar (perno de dimensión 8 pies), labores de ampliación - 9 x4m**.**

En la figura N° 17 se hace el análisis en sección de 9 x 4 para labores de preparación como (galerías de cabeza). Los cuales forman bloques, lajas y cuñas en los hastiales y corona para lo cual se aplican sostenimiento puntual en hastiales y sistemáticos en corona con pernos de 8 pies = 2.30m de longitud el cual da un factor de seguridad mayor a 2.7 de bloques en corona.




**Fuente:** Elaboración propia del autor.

**Figura N° 18:** Formación de bloques y cuñas, sostenimiento estándar (perno de dimensión 8 pies), tajeos- 9 x16m**.**

En la figura N° 18 se hace el análisis en sección de 9 x 16 para el tajeo. Los cuales forman bloques, cuñas en corona y lajas en hastiales para lo cual se aplican sostenimiento puntual en hastiales y sistemáticos en corona con pernos de 8 pies = 2.30m de longitud el cual da un factor de seguridad mayor a 1.4 de bloques en corona. Para dar seguridad y poca exposición el minado se realiza en retirada y usando equipo telemando para la recuperación del mineral. El resumen del sostenimiento tanto en labores temporales como permanentes se designa en la cartilla geomecánica Ver Anexo N° 06 (Cartilla Geomecánica Mina Cori Puno SAC).

### 4.3. Discusión De Los Resultados

Como se había expresado preliminarmente respecto a los modos probables de inestabilidad estructuralmente controlada deducidos en el diseño, se advierte que los mecanismos de inestabilidad más probables son los desprendimientos de bloques rocosos (Cuñas y Lajamientos) desde la corona y los hastiales en las excavaciones los cuales están asociados a los modos de debilitamiento estructural de tipo "Cuñas y Lajamientos".

- Los mecanismos de inestabilidad asociados a fallas (estructuras mayores) y diaclasas (estructuras menores) en el estudio son similares en cuanto al modelo de inestabilidad, debido al arreglo estructural de la masa rocosa (tablas N° 6).

- Los resultados del análisis de estabilidad estructuralmente controlada, indican la presencia de bloques potencialmente inestables (cuñas), cuyos volúmenes están en función a las dimensiones de las excavaciones (ancho- altura de excavación).

- Los resultados del análisis de estabilidad estructuralmente controlada (Figura N° 16, 17 y 18) para las condiciones pre- establecidas (Diseño actual), en el

caso de tajeos mediante aplicación del sostenimiento descrito en la Cartilla de sostenimiento (Anexo 6: se garantiza el control de inestabilidades como se verifica los resultados de factores de seguridad en el Anexo 08

## 4.4. Aporte del tesista.

En esta tesis se puede concluir atreves del estudio geomecánico a partir de los yacimientos de mantos de 16 metros se aplica método taladros largos con pilares corridos con buzamiento de 15° y el acondicionamiento de taladros largos por ser un factor seguro y rentable para este tipo de mantos.

## CONCLUSIONES

1. De la aplicación de la geomecánica en la zona de Cruz de Oro, se determinó que el método de explotación es taladros largos con pilares corridos.

2. Del estudio geomecánico de la zona Cruz de Oro y su entorno físico se concluye que el macizo rocoso según el sistema de valoración $RMR_{89}$, el lugar de estudio está emplazado en su mayoría en tipo de roca regular (IIIA, IIIB), y en zonas puntuales de mala a muy mala.

3. Según el arreglo estructural se ha determinado cuatro familias principales los cuales son: Sis 1, 30/71; Sis 2, 78/57; Sis 3, 88/331y Sis 4, 35/298. Estos son formadores de bloques, cuñas y lajas en corona y hastiales respectivamente.

4. De la selección de método de minado según Nicholas, se concluye considerando los parámetros del yacimiento y las propiedades geomecánicas de las cajas y mineral en tres métodos (Ver Tabla N° 09 Cuadro de resumen para calificación del método). Considerándose lo más óptimo el método de Cámaras y pilares fusionado con Taladros largos y pilares corridos con taladros potencia de 16.0 metros del manto.

5. Las dimensiones de la cámara y pilar corrido se han determinado según Lunder y Pakalnis (1997). Los cuales se tienen una recuperación de mineral de 64% con un Factor de Seguridad de 1.53 el cual es estable para el pilar. Las dimensiones recomendadas son 9.0 metros de cámara y 5.0 metros de pilar corrido ver (Tabla Nº19).

6. Del dimensionamiento geomecánico para la explotación empleando la técnica del "Método Grafico de Estabilidad" se tiene que las dimensiones máximas de los tajeos en la zona Cruz de Oro serán de 9.0 metros de cámara, 5.0metros de pilar corrido con altura después de minado de 16.0 metros y 90.0 metros a lo largo. (Tabla Nº18).

## RECOMENDACIONES

1. Se recomienda realizar mapeos geomecánica estructurales cada vez que se avance en las distintas labores de excavaciones para identificar las familias de discontinuidades más influyentes y la presencia de posibles bancos, cuñas en el techo y lajas en las cajas.
2. Elaborar el estándar y procedimiento actualizado para el método de explotación Tajeo Por taladros largos con Pilares Corridos, estableciendo las dimensiones y restricciones importantes sobre el uso del relleno detrítico, el sostenimiento aplicable en función a la calidad de roca y las dimensiones de excavaciones.
3. Es importante realizar el sostenimiento según lo recomendado en labores de ampliación para así dar estabilidad a la formación de bloques en cuña y lajas en los hastiales.
4. Con el fin de dar estabilidad a los pilares corridos se recomienda hacer voladura controlada en el proceso de minado por taladros largos, esto con la ayuda de monitoreo de sismicidad cada vez que se realice las voladuras por taladros largos.
5. Es importante cumplir la secuencia de minado el cual se considera en retirada, para ello es importante preparar la mina antes de minar por completo.
6. Es importante dentro del ciclo de minado considerar el relleno detrítico después de minar el tajeo para dar la estabilidad de los pilares a mediano y largo plazo.
7. Es necesario implementar rutinas de monitoreo con instrumentación Geomecánica complementaria (monitoreo de vibraciones, monitoreo de convergencias, control de calidad en la instalación de los pernos mediante pruebas pull- test, etc.), ejecutar siempre el programa de mantenimiento del sostenimiento instalado y el desatado de rocas para garantizar la calidad del sostenimiento y control de estabilidad local a nivel de excavaciones subterráneas.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS


BARTON, N. (2002). Some new Q-value correlations to assist in site characterisation and tunnel design. International journal of rock mechanics and mining sciences, 39(2), 185-216.

BIENIAWSKI, Z. T. (1989). Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering. John - Wiley & Sons.

BRADY, B. H. (2004). Rock Mechanics for underground mining. Kluwer Academic Publishers. p. 626.

BUNTING, D. (1911). Room-and-Pillar Mining in Hard Rock. In: Darling, P. & Society For Mining, M.A. E. Sme Mining Engineering Handbook, Third Edition: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. p.1337.

CÓRDOVA R. N. D. (2008). Tesis de postgrado con el título "Geomecánica en el minado subterráneo caso mina condestable" Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica Escuela de Formación Profesional de Ingenie.

CURO, E. (2015). Cálculo de pilares en la mina Untuca usando métodos empíricos. Universidad Nacional Altiplano. Puno-Peru.72

HOEK, E., & KÁISER, P. K. BAWDEN. (1995)., Caracterización del macizo rocoso W, F 48-56.

QUIROZ C, S. (2013). Estabilidad física y química del botadero de desmonte mediante un plan de cierre de mina en el nivel Santa Ana de la Corporación Minera Ananea S.A. Puno Perú.

RAMÍREZ OYANGUREN. (1991). Mecánica de rocas aplicada a la minería metálica subterránea ITGE. Madrid-España.

REVERON H., D. (2013). Dimensiones de cámaras y pilares en minería subterránea basado en caracterización geomecánica del macizo rocoso de la mina Colombia. el Callao, estado Bolívar-Colombia. Universidad Central de Venezuela,

Venezuela.199p.

RODRÍGUEZ, C. (2015). Geotecnia y Geomecánica. Centro de Capacitación Internacional CGI. Universidad Nacional del Altiplano - Escuela de Postgrado. Puno. Perú.

SALAZAR D. (2012). DCR Geomecánica del minado masivo tajeos por subniveles con pilares corridos. Sociedad Minera el Brocal. Perú.

SALAZAR EDER, CÓRDOVA R. DAVID (2013), E., & Córdova R., D. (2013). Geomecánica del minado masivo tajeos por subniveles con pilares corridos en artículo EN, ISSN 1136-4785, Nº. 224, 2013(Ejemplar dedicado a: Especial Latinoamérica) Idioma español. 46-51.

ZÚÑIGA B. (2002). Metodología de selección y diseño para minado por cámaras y pilares de mantos auríferos de la unidad C.M.A.S.A. Universidad Nacional Altiplano. Puno-Perú.

ABELLO CORMAN, Noé. Tesis: Selección del método de explotación para la veta Piedad en la Mina Catalina Huanca, Ayacucho UNMSM-20.

**ANEXOS**

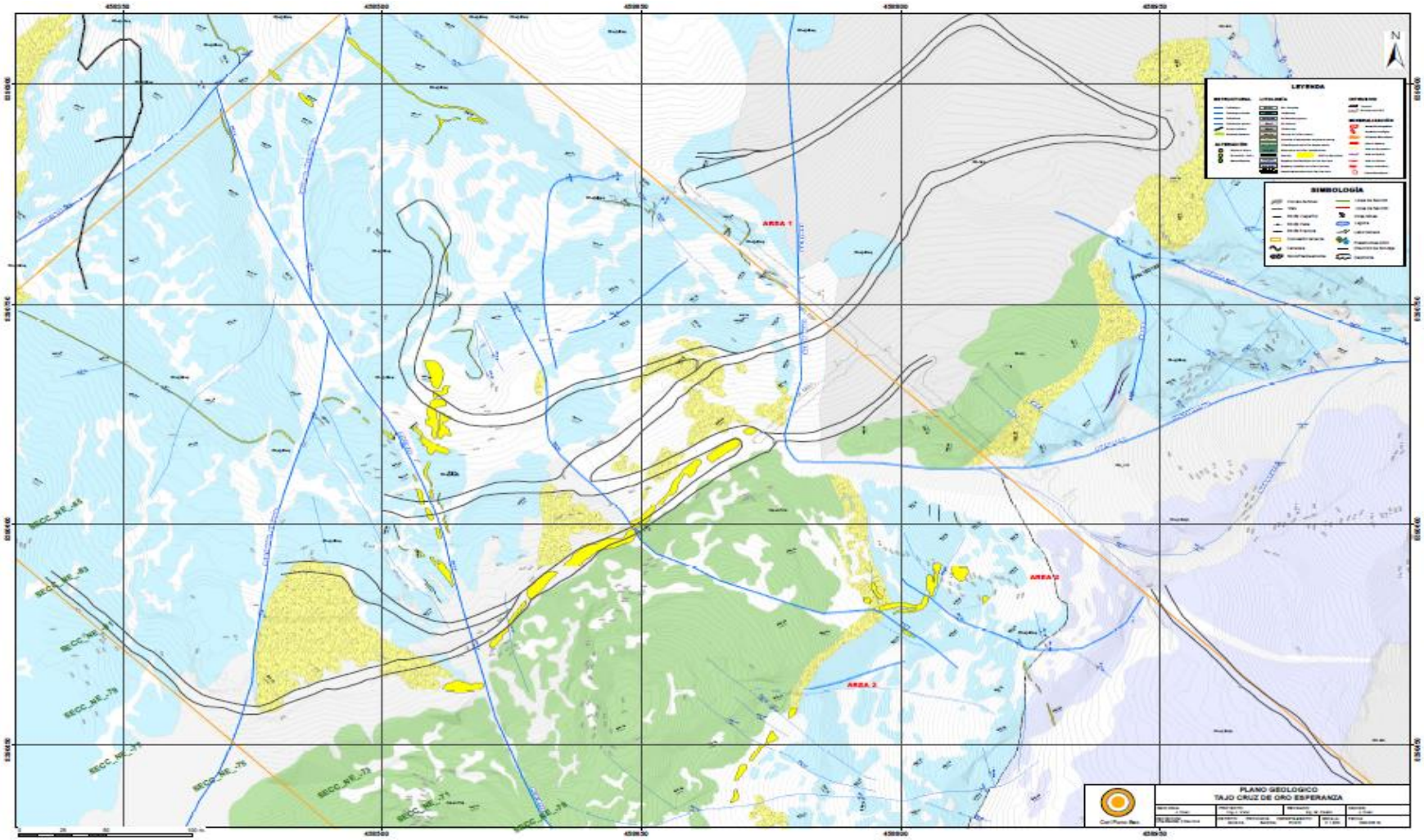
## Anexo N° 01: Matriz de consistencia

**GEOMECANICA APLICADA A LA SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE LA ZONA CRUZ DE ORO - COMPAÑÍA MINERA CORI PUNO S.A.C. – 2018**

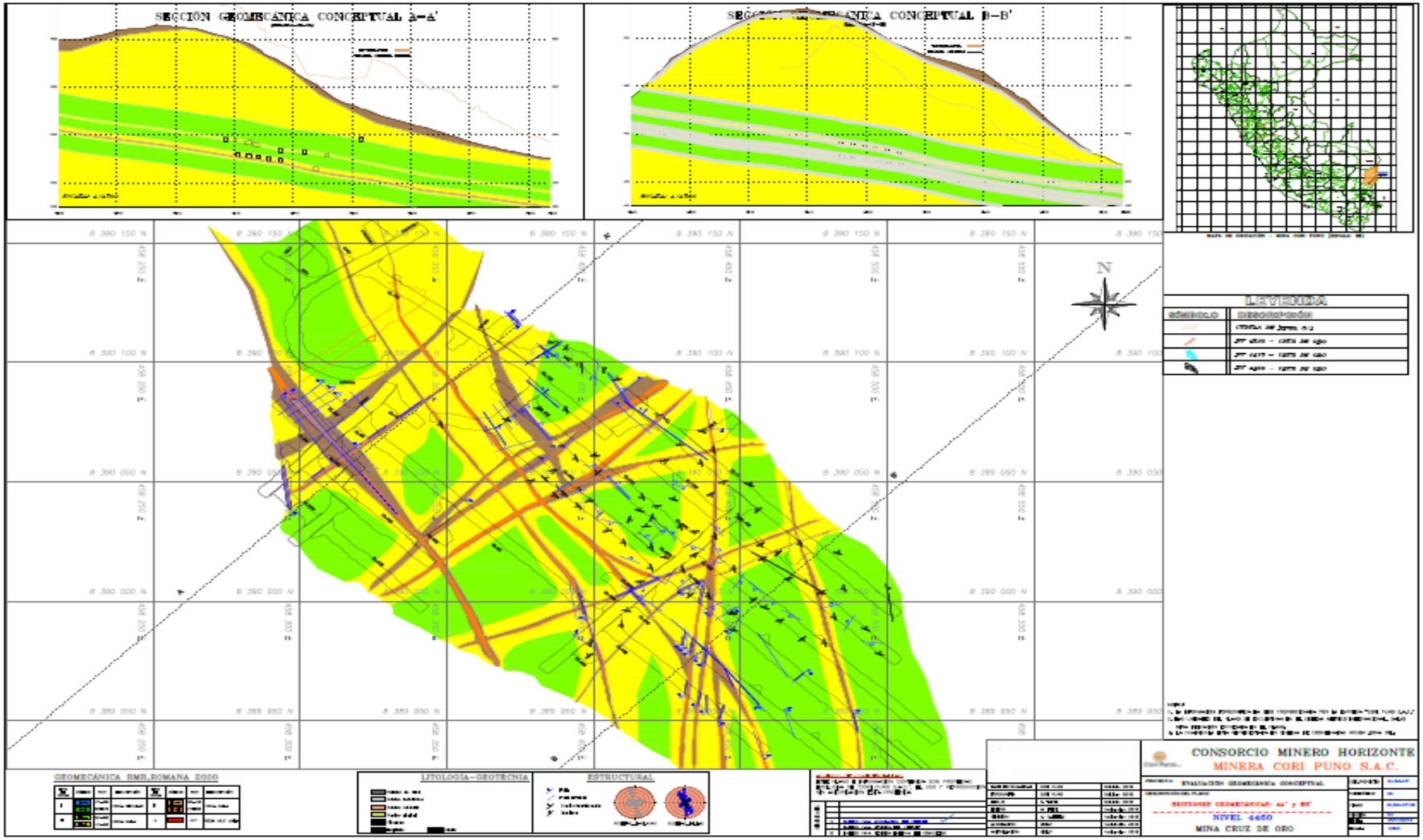
| PROBLEMA | OBJETIVOS | HIPOTESIS | METODOLOGIA | POBLACION |
|---|---|---|---|---|
| **Problema General** | **Objetivo General** | | **Tipo** | **Población y muestra** |
| ¿La aplicación de la geomecánica seleccionara el método de explotación de la zona Cruz de Oro de la Compañía Minera Cori Puno S.A.C.-2018? | **Determinar** la aplicación de la geomecánica en la selección del método de explotación de la Zona Cruz de Oro – Compañía Minera Cori Puno S.A.C. – 2018. | La aplicación de la geomecánica selecciona el método de explotación de la Zona Cruz de Oro – Compañía Minera Cori Puno S.A.C. – 2018. | Según Mario Bunge, el tipo de investigación es el aplicado, no experimental, enfoque cuantitativo y trasversal. Puesto que permite plantear algunas alternativas de solución frente a los eventos, sucesos o fenómenos que ocurren en las operaciones mineras. | La población de estudio está en el entorno de la zona Cruz de Oro, que en total suman 138 puntos, que representa la población de estudio. |
| **Problemas específicos** | **Objetivos específicos** | **Hipótesis específicos** | **Diseño y alcance de la investigación:** | Para el presente estudio se estimó una muestra de 10 puntos. |
| ➢ ¿La caracterización del macizo rocoso incidirá en la selección del método de explotación en la zona Cruz de Oro de la Compañía Minera Cori - Puno? | ➢ **Determinar** la caracterización del macizo rocoso para la selección del método de explotación en la zona Cruz de Oro de la Compañía Minera Cori – Puno. | ➢ La caracterización del macizo rocoso incide en la selección del método de explotación en la zona Cruz de Oro de la Compañía Minera Cori – Puno. | La investigación que se desarrolla es ***descriptivo-correlacional.*** | |
| ➢ ¿Los procedimientos para determinar el método de explotación serán los adecuados en la zona Cruz de Oro de la Compañía Minera Cori – Puno? | ➢ **Determinar** los procedimientos para el método de explotación en la zona Cruz de Oro de la Compañía Minera Cori – Puno. | ➢ Los procedimientos para el cambio del método de explotación son los adecuados en la zona Cruz de Oro de la Compañía Minera Cori – Puno. | | |

**Fuente:** Elaboración propia del autor.

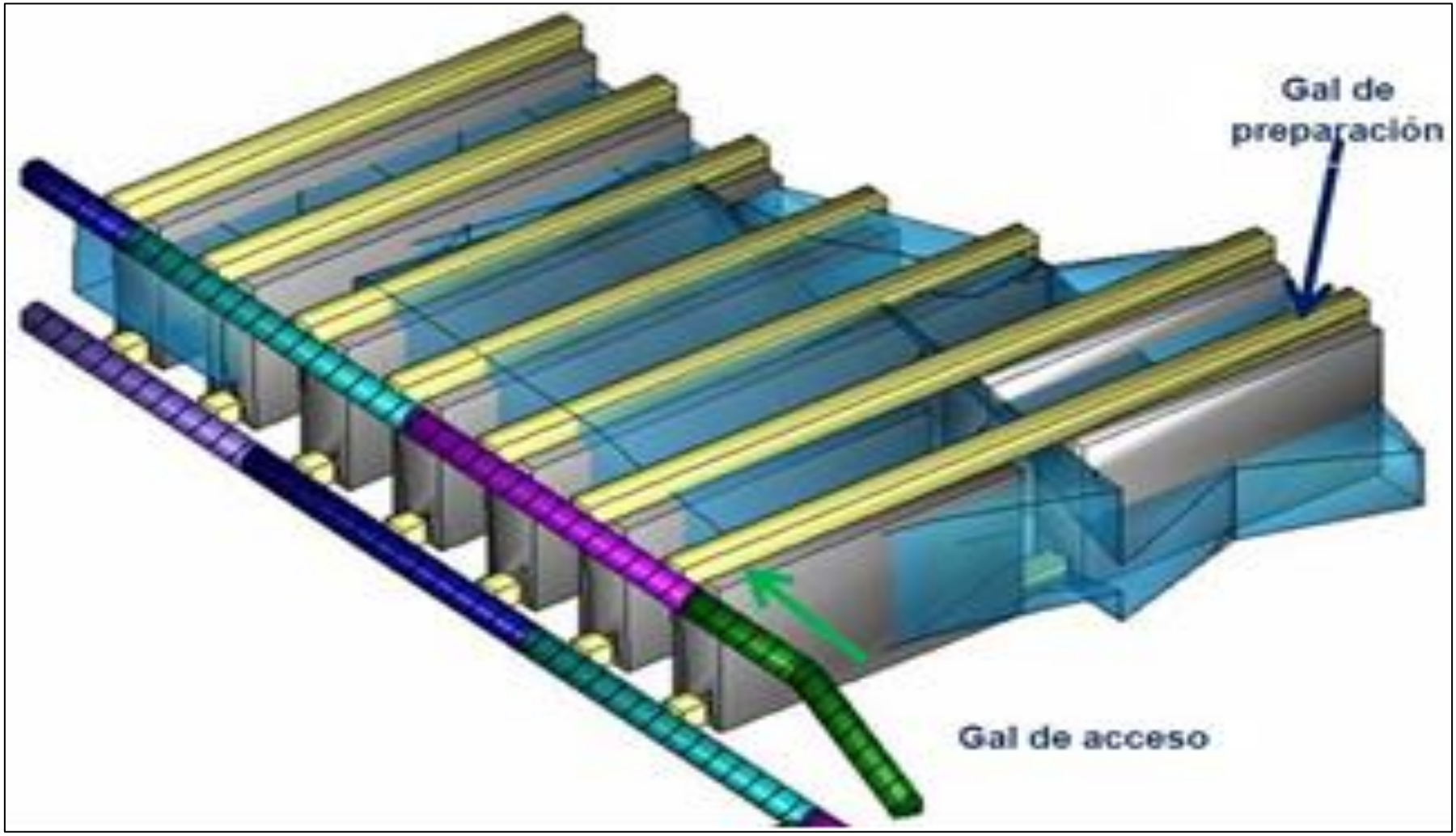
**Anexo N° 02: Mapeo estructural superficial de la zona Cruz de Oro**



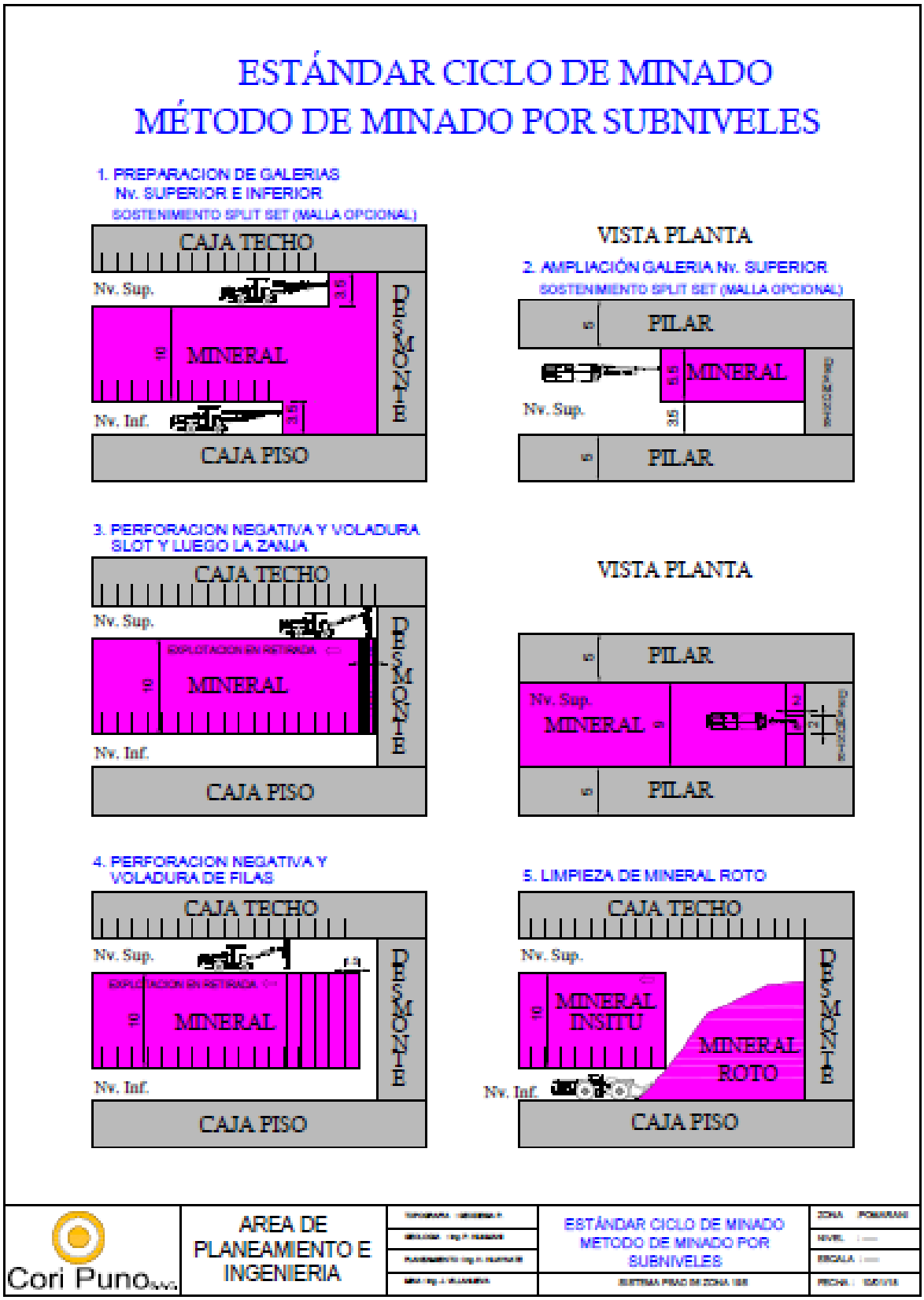
**Anexo N° 03: Mapeo Geomecánico del Nv. 4475 Cruz de Oro y Sección AA**



**Anexo N° 04: Diseño de Minado por Taladros Largos Con Pilares Corridos**

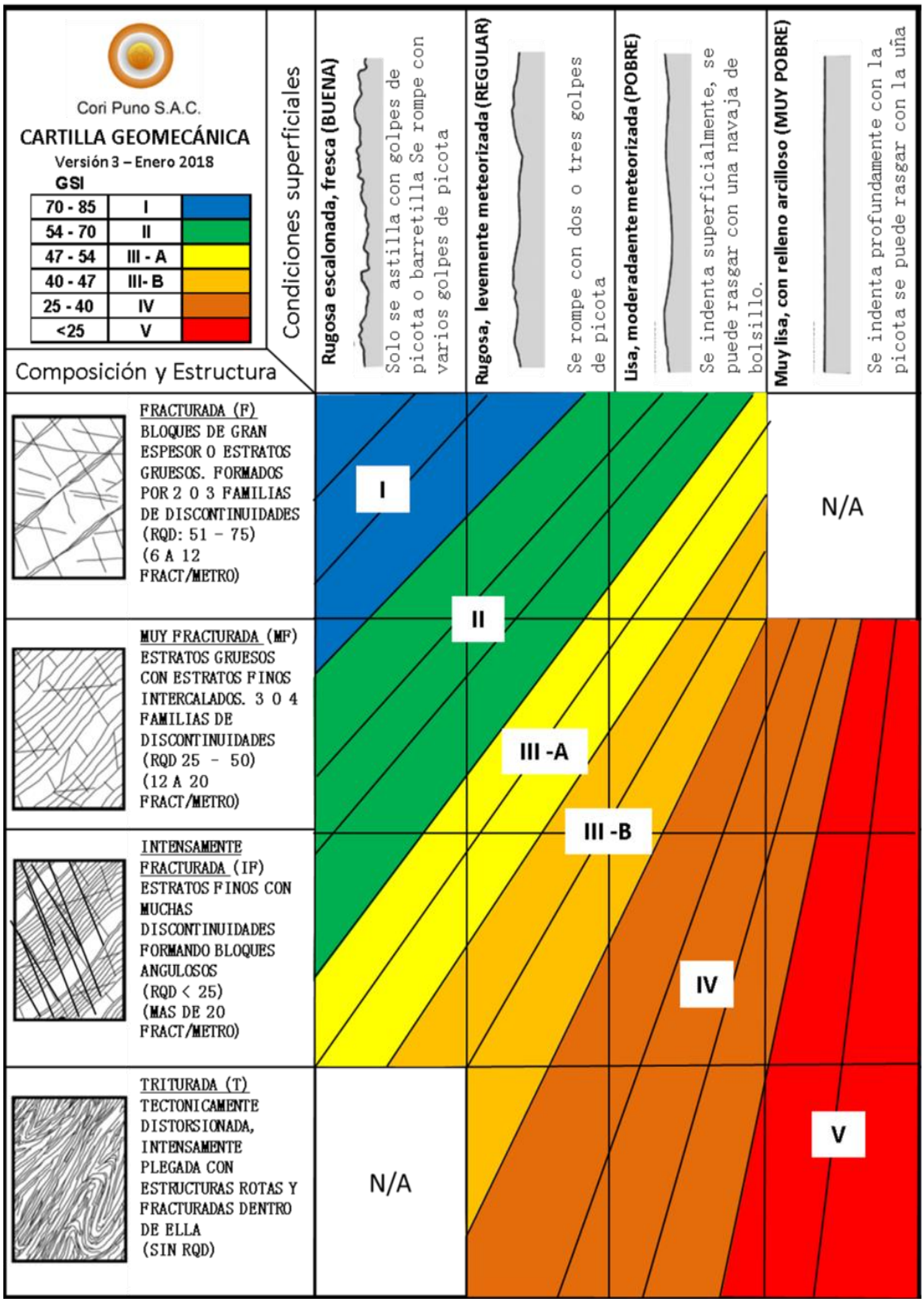


**Anexo N° 05: Ciclo de minado por Taladros Largos con Pilares Corridos**



## Anexo N° 06: Cartilla Geomecánica Cori Puno S.A.C.

### Anexo N° 06-A.- Clasificación Geomecánica Con GSI

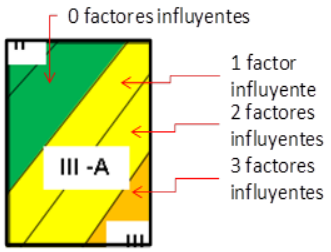


## Anexo N° 07: Aplicación de Sostenimiento En Labores Temporales y Permanentes

| SOSTENIMIENTO DE LABORES PERMANENTES | | |
|---|---|---|
| | SECTOR POMARANI | SECTOR CRUZ DE ORO |
| GSI | Sección Crítica de 4 a 5 m | Sección Crítica de 4 a 5 m |
| I | Sin sostenimiento | Sin Sostenimiento, según evaluación Split Set de 7 pies puntual |
| II | Sin Sostenimiento, según evaluación Split Set de 7 pies puntual | Split Set 7 pies, sistematico espaciado a 1.60 x 1.60 m |
| III - A | Split Set de 7 pies, sistemático espaciado de 1.70 a 1.50 m | Split Set 7 pies, sistematico espaciado a 1.60 x 1.60 m, intermediado obligatorio |
| III- B | Split Set de 7 pies, sistemático espaciado de 1.70 a 1.50 m, intermediando obligatoriamente | Malla Electrosoldada + Split Set 7 pies, sistemático espaciado a 1.60 x 1.60 m intermediado obligatorio |
| IV | Malla Electrosoldada + Split Set 7 pies espaciado de 1.70 a 1.50 m, intermediando obligatoriamente | Malla Electrosoldada + Split Set 7 pies, sistemático espaciado a 1.20 x 1.20 m intermediado obligatorio |
| V | Cimbra espaciada de 1.50 a 1.20 m | Cimbra espaciada de 1.50 a 1.20 m |

**FACTORES INFLUYENTES PARA LA SELECCIÓN DE SOSTENIMIENTO**

**Tipo de roca: GSI**




- Agua
- Alteración
- Intersección de labores
- Labores cercanas en el nivel superior
- Falla
- Discontinuidades abiertas
- Lajamiento de la roca
- Sobrerotura por voladura

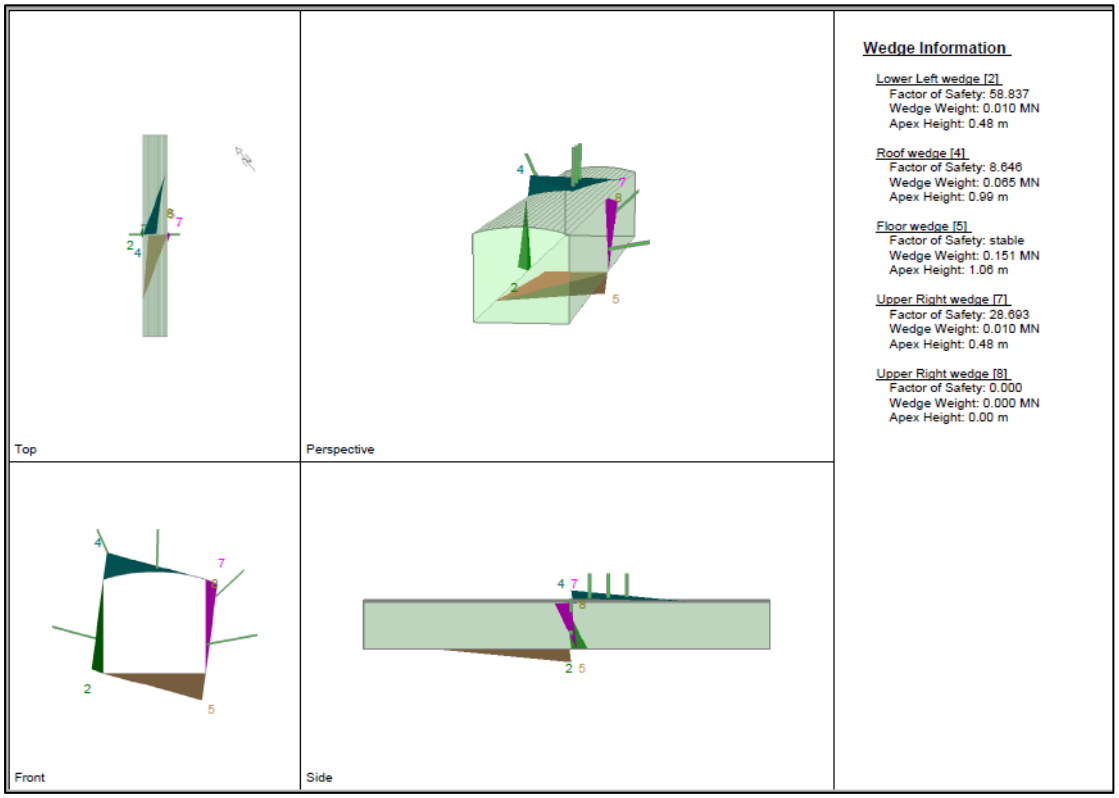
El sostenimiento determinado con la tabla GSI sufrirá modificación al inmediato inferior, según el numero de factores influyentes

| SOSTENIMIENTO DE LABORES TEMPORALES | | | | |
|---|---|---|---|---|
| | SECTOR POMARANI | | SECTOR CRUZ DE ORO | |
| GSI | Sección Crítica de 3 a 4 m | Sección Crítica de 8 a 9 m | Sección Crítica de 4 a 4 m | Sección Crítica de 8 a 9 m |
| I | Sin sostenimiento | Sin Sostenimiento, según evaluación Split Set de 7 pies espaciado de 2.0 a 1.80 m | N/A | N/A |
| II | Sin Sostenimiento, según evaluación Split Set de 7 pies puntual | Split Set de 7 pies, sistemático espaciado de 1.80 a 1.60 m | Split Set de 7 pies, sistemático espaciado de 1.80 a 1.60 m | Split Set de 7 pies, sistemático espaciado de 1.80 a 1.60 m |
| III - A | Split Set de 7 pies, sistemático espaciado de 1.70 a 1.50 m | Split Set 7 de pies, sistemático espaciado de 1.70 a 1.50 m, según evaluación Malla Electrosoldada | Split Set 7 pies, sistematico espaciado a 1.60 x 1.60 m, intermediado obligatorio | Split Set de 7 pies, sistematico espaciado a 1.60 x 1.60 m, intermediado obligatorio |
| III- B | Split Set de 7 pies, sistemático espaciado de 1.70 a 1.50 m, intermediando obligatoriamente | Split Set 7 de pies, sistemático espaciado de 1.70 a 1.50 m, intermediando obligatoriamente | Malla Electrosoldada + Split Set 7 pies, sistemático espaciado a 1.60 x 1.60 m intermediado obligatorio | Malla Electrosoldada + Split Set de 7 pies, sistemático espaciado a 1.60 x 1.60 m intermediado obligatorio |
| IV | Malla Electrosoldada + Split Set 7 pies espaciado de 1.70 a 1.50 m, intermediando obligatoriamente | Malla Electrosoldada + Split Set de 7 pies espaciado de 1.50 a 1.20 m, intermediando obligatoriamente | Malla Electrosoldada + Split Set de 7 pies, sistemático espaciado a 1.20 x 1.20 m intermediado obligatorio | N/A |
| V | Cimbra espaciada a 1.50 m | N/A | Cimbra | N/A |

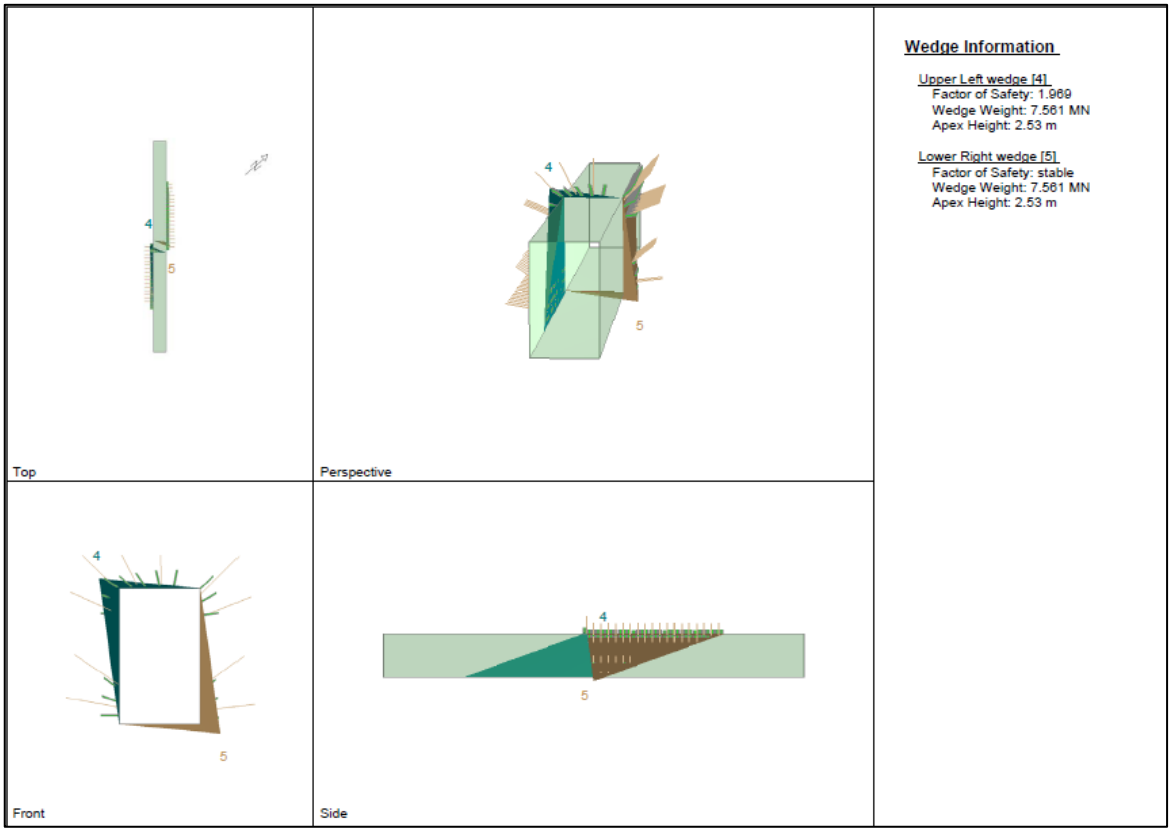
**La combinación de sostenimiento y/o variación se realizará según evaluación geomecánica**

## Anexo N° 08: Análisis de Estabilidad Con Programa Unwedge

### Anexo N° 08-A.- Sección de 4x4




### Anexo N° 08-B.- Sección de 9x16



## Anexo N° 09: Imágenes de Proceso de Minado

### Anexo N° 09-A.- Imagen de nivel inferior de extracción

**Anexo N° 09-B.- Imagen de ampliación de 9.0 metros del nivel superior.**

**Anexo N° 09-C.- Imágenes del nivel superior e inferior.**

**Anexo N° 09-D.- Resultado del Tajeo después del minado.**