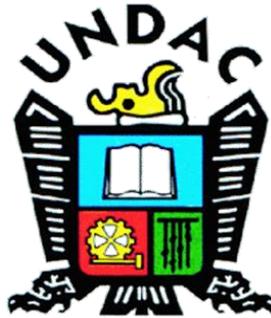


UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION

FACULTAD DE INGENIERIA

ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA GEOLOGICA



TESIS

**Diseño geomecanico en el tajeo por subniveles con pilares
corridos - mina Marcapunta Norte - Colquijirca**

Para optar el título profesional de:

Ingeniero Geólogo

Autor: Bach. Yury Román VALENTIN PAREDES

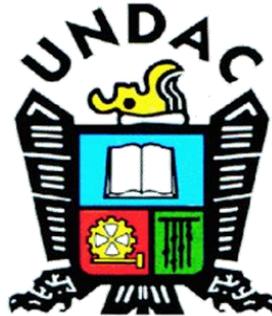
Asesor: Mg. Vidal Victor CALSINA COLQUI

Cerro de Pasco – Perú - 2019

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION

FACULTAD DE INGENIERIA

ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA GEOLOGICA



TESIS

**Diseño geomecanico en el tajeo por subniveles con pilares
corridos - mina Marcapunta Norte - Colquijirca**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Tito Marcial ARIAS ARZAPALO

PRESIDENTE

Mg. Luis Arturo LAZO PAGAN

MIEMBRO

Ing. Ramiro DE LA CRUZ FERRUZO

MIEMBRO

DEDICATORIA

Dedico esta tesis a mis padres, doy gracias a Dios por permitirme disfrutar cada momento de mi vida al lado de mis padres, agradezco a la vida por permitirme tener tan excelentes padres, y de nuevo agradezco a Dios por hacerme el hijo más feliz de este mundo. Hoy concluye todo el esfuerzo y dedicación que demando la realización de esta tesis, pero el camino continúa por la vida, y dentro de este camino, tengo claridad y certeza de que mis padres me apoyarán y querrán lo mejor para mi hasta el último día de sus vidas.

Gracias mamá y papá.

RECONOCIMIENTO

Es preciso y oportuno dar mis sinceros agradecimientos a todas las personas que me apoyaron para realizar este trabajo, que fue el fruto de un intenso laboreo y la perseverancia. Asimismo, mi agradecimiento a los docentes de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería Geológica por sus comentarios al realizar este trabajo. De una forma especial a los representantes de la empresa MINERA EL BROCAL por permitirme realizar el presente estudio.

RESUMEN

Luego de haberse realizado los estudios geomecánicos se plantea desarrollar el método de minado “Tajeo por subniveles con Pilares Corridos” sin relleno, con lo cual la capacidad de producción aumentará.

Para la aplicación de este método es importante tener en cuenta las siguientes consideraciones:

- El método es usado cuando en mineral y las cajas son competentes.
- Alta mecanización.
- Paredes estables.
- Se requiere alta precisión en el diseño de la malla de perforación.

Para Marcapunta Norte se considera la factibilidad de aplicación del método Tajeo por Sub niveles ya que las condiciones naturales del yacimiento son favorables para su aplicación. En las zonas donde se ha minado por el método de cámaras y pilares con banqueo del piso (hasta 03 cortes) con alturas de cámaras y pilares de 12m, se considera una variante del método (dejando un pilar puente).

En general se contempla la construcción de labores mineras en desmonte (chimeneas de ventilación, rampas de acceso solo al piso del cuerpo mineralizado con secciones de 4m x 4m de sección, construcción de un subnivel de ataque de 4m x 4m que intersecta el cuerpo mineralizado en forma equidistante y la corta de caja a caja. Dentro del cuerpo mineralizado y a partir del sub nivel se avanzan galerías transversales a estas y paralelas entre si de sección de 4m x 4m y espaciadas de acuerdo al dimensionamiento de los tajeos.

Una vez terminadas las galerías en la base del cuerpo se construye una chimenea convencional que nos sirve como cara libre para la construcción del slot, a partir de las galerías se realizan las operaciones unitarias de perforación radial ascendente, la voladura de anillos, la limpieza y carguío de mineral y finalmente el transporte de mineral.

Palabras clave: Tajeo, pilares corridos.

ABSTRACT

After the geomechanical studies have been carried out, it is proposed to develop the mining method “Tajeo por subniveles con Pilares Corridos” without filling, with which the production capacity will increase.

For the application of this method it is important to take into account the following considerations:

- The method is used when ore and boxes are competent.
- High mechanization.
- Stable walls.
- High precision is required in the design of the drilling mesh.

For Marcapunta Norte, the feasibility of applying the Tajeo by Sub levels method is considered since the natural conditions of the deposit are favorable for its application. In areas where it has been mined by the method of chambers and pillars with floor bench (up to 03 cuts) with chamber heights and 12m pillars, a variant of the method is considered (leaving a bridge pillar).

In general, the construction of mining works in clearing is contemplated (ventilation chimneys, access ramps only to the floor of the mineralized body with sections of 4m x 4m section, construction of a 4m x 4m attack sub-level that intersects the mineralized body in equidistant form and the cut from box to box. Within the mineralized body and from the sub level, cross-sectional galleries are advanced and parallel to each other with a section of 4m x 4m and spaced according to the dimensioning of the cuts.

Once the galleries at the base of the body are finished, a conventional chimney is built that serves as a free face for the construction of the slot, starting from the galleries the unit operations of ascending radial drilling, the blasting of rings, the cleaning and ore loading and finally the transportation of ore.

Keywords: Tajeo, pillars.

INTRODUCCIÓN

En el presente estudio se propone el tipo de explotación para extraer el cuerpo mineralizado de Marcapunta Norte, por el método de subniveles con pilares corridos, consta de cinco capítulos que abarcan toda la investigación, utilizando el diseño geomecánico para determinar un dimensionamiento, óptimo, donde debe primar el equilibrio entre la estabilidad de la excavación y la rentabilidad.

Para tener una buena estabilidad se debe de sobre dimensionar los pilares y a disminuir las dimensiones de las cámaras y, por otra parte, la rentabilidad nos obliga a extraer el máximo tonelaje de mineral de la mina.

Para un dimensionamiento óptimo de las cámaras y pilares se debe tener en cuenta lo siguiente:

- Máxima extracción del mineral
- Buena estabilidad de las labores subterráneas.
- Producir mas y al mas bajo costo posible.

INDICE

	Pag
DEDICATORIA	
RECONOCIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCION	
CAPITULO I	
PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN	
1.1. IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA	12
1.2 DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	13
1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	13
1.3.1 PROBLEMA PRINCIPAL	
1.3.2 PROBLEMAS ESPECÍFICOS	
1.4 FORMULACIÓN OBJETIVOS	14
1.4.1 OBJETIVO GENERAL	
1.4.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS	
1.5 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	14
1.6 LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN	15
CAPITULO II	
MARCO TEORICO	
2.1 ANTECEDENTES DE ESTUDIO	16
2.2 BASES TEÓRICAS – CIENTÍFICAS	17
2.3 DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS	61
2.4 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS	65
2.4.1 HIPÓTESIS GENERAL	65
2.4.2 HIPÓTESIS ESPECIFICAS	65
2.5 IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES	65
2.5.1 VARIABLES INDEPENDIENTES	65
2.5.2 VARIABLES DEPENDIENTES	65
2.5.3. VARIABLES INTERVINIENTES	65

2.6	DEFINICION OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES	66
-----	---	----

CAPITULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1.	TIPO DE INVESTIGACIÓN	67
3.2	MÉTODOS DE LA INVESTIGACIÓN	67
3.3	DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN	69
3.4	POBLACION Y MUESTRA	69
3.5.	TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN	69
3.5.1	TRABAJO DE CAMPO	69
3.6.	TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS	70
3.6.1	TRABAJO DE GABINETE	70

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1	DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO	71
4.1.1	UBICACIÓN Y ACCESO	71
4.1.2	HISTORIA	73
4.1.3	RECURSOS	75
4.1.4	CLIMA	75
4.1.5	VEGETACIÓN	75
4.1.6	FAUNA	76
4.1.7	GEOMORFOLOGÍA	76
4.1.8	GEOLOGÍA	77
4.1.8.1	COMPLEJO VOLCÁNICO DE MARCAPUNTA	77
4.1.8.2	GRUPO POCOBAMBA	79
4.1.8.3	GRUPO MITU	82
4.1.9	GEOLOGÍA LOCAL	83
4.1.10	GEOLOGÍA ECONOMICA	83
4.1.11	METODO DE EXPLOTACION	86
4.2	PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS	89
4.2.1	CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO (RMR89)	89

4.2.2	RESISTENCIA COMPRESIVA UNIAXIAL DE LA ROCA (MATRIZ)	93
4.2.3	RESUMEN DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS LUEGO DE PROCESAR LOS DATOS DE CAMPO	93
4.2.4	BACK ANÁLISIS DE LA SITUACIÓN ACTUAL DEL MACIZO ROCOSO ANTERIORMENTE TAJEADO (GALERÍA PRINCIPAL DE EXPLOTACIÓN)	96
4.2.5	DISEÑO DE PILARES	97
4.3	PRUEBA DE HIPOTESIS	116
4.3.1	DISEÑO CONVENCIONAL POR CÁMARAS Y PILARES CORRIDOS	116
4.4	DISCUSIÓN DE RESULTADOS	
4.4.1	RESULTADOS DE SIMULACIÓN CON DATOS DE BACK ANÁLISIS USANDO EL SOFTWARE PHASES2	119
4.4.2	CONDICIONES DE ESTABILIDAD	119
4.4.3	DISTRIBUCIÓN DE DISCONTINUIDADES ANALIZADAS CON EL SOFTWARE DIPS	122
4.4.4	ESTIMACIÓN DEL SOSTENIMIENTO	124
	CONCLUSIONES	
	RECOMENDACIONES	
	BIBLIOGRAFIA	

INDICE DE FIGURAS

FIGURA N° 01: TRAYECTORIAS DE LOS ESFUERZOS PRINCIPALES MAYOR Y MENOR EN LOS MATERIALES QUE RODEAN UN ORIFICIO CIRCULAR EN UNA PLACA ELÁSTICA COMPRIMIDA UNIAXIALMENTE.	18
FIGURA N° 02: DEFLEXIÓN DE LÍNEAS DE FLUJO ALREDEDOR DE UN OBSTÁCULO CILÍNDRICO.	20
FIGURA N° 03: ESFUERZOS ALREDEDOR DE UN ORIFICIO CIRCULAR	22
FIGURA N° 04 VALORACIÓN PAR UNO, DOS Y TRES FAMILIAS DE JUNTAS	45
FIGURA N° 05: AVERAGE FRACTURE FREQUENCY PER METRE (FF/M)	50
FIGURA N° 06. EL PROCEDIMIENTO PARA LA DETERMINACIÓN DE JUNTA	52
FIGURA N° 07: PERCENT ADJUSTMENT	54

INDICE DE TABLAS

TABLA N° 03: CLASIFICACIÓN (RMR MODIFICADO)	31
TABLA N° 04: ACUERDO A ESTE CRITERIO TENEMOS LA SIGUIENTE TABLA (MODIFICADA) DE RECOMENDACIONES DE SOSTENIMIENTO.	34
TABLA N° 05: RMR/MRMR VERSUS Q SYSTEM	38
TABLA N° 06: PARÁMETROS Y SUS RESPECTIVAS VALORACIONES	41
TABLA N° 07: GEOLOGICAL PARAMETERS AND RATINGS	47
TABLA N° 08: PERCENT ADJUSTMENT	54
TABLA N° 09: PERCENTAGE ADJUSTMENT FOR JOINT ORIENTATION	55
TABLA N° 10: PERCENTAGE ADJUSTMENT FOR THE PLUNGE OF THE INTERSECTION OF JOINTS THE BASE OF BLOCKS.	56
TABLA N° 11: PARÁMETROS PARA EL POSIBLE AJUSTE	59

CAPITULO I

PROBLEMA DE LA INVESTIGACIÓN

1.1 IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA

Para determinar un diseño geomecánico de los tajeos que se adapte a las características físicas, litológicas y químicas de la zona en estudio, es necesario conocer las características geológicas y geomecánicas del macizo rocoso y de las estructuras mineralizadas, realizándose esta investigación en base a los trabajos de campo realizados, luego del cual se conocerán los diseños que reunirán las características esenciales que servirán como base para la explotación de la Mina Marcapunta Norte.

Existen diversos tipos de minado, pero el más eficaz se determinará con el estudio y se contribuirá a una producción de la mina estable en el tiempo, permitiendo una inversión financiera.

El tipo de minado del cuerpo mineralizado de Marcapunta Norte, por el método de tajeo por subniveles con pilares corridos, tiene por problema el dimensionamiento, óptimo, pues el diseño deberá buscar un equilibrio entre la estabilidad de la excavación y la rentabilidad.

Para tener una buena estabilidad se debe de sobre dimensionar los pilares y a disminuir las dimensiones de los tajeos y por otra parte, la rentabilidad nos obliga a extraer el máximo tonelaje de mineral de la mina.

Para un dimensionamiento óptimo se debe tener en cuenta lo siguiente:

- Máxima extracción del mineral
- Buena estabilidad de las labores subterráneas.

1.2 DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

El presente estudio es importante porque nos determinara las características geomecánicas del macizo rocoso y de las principales estructuras mineralizadas, obteniéndose información para determinar las dimensiones de los tajeos de la mina.

1.3 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.3.1 PROBLEMAS PRINCIPAL

¿El diseño geomecánico determinará las dimensiones óptimas de los tajeos por subniveles con pilares corridos en la Mina Marcapunta Norte?

1.3.2 PROBLEMAS ESPECÍFICOS

- ¿La geología, estructuras y mineralización influyen en el diseño geomecánico del tajeo por subniveles con pilares en la Mina Marcapunta Norte?
- ¿El tipo de minado influye en el diseño geomecánico del tajeo por subniveles con pilares en la Mina Marcapunta Norte?

1.4 FORMULACIÓN DE LOS OBJETIVOS

1.4.1 OBJETIVOS GENERALES

Determinar las dimensiones de los tajeos en la mina Marcapunta Norte.

1.4.2 OBJETIVOS ESPECIFICOS

Determinar la geología, estructuras y mineralización de la Mina Marcapunta Norte.

Determinar el tipo de minado en la Mina Marcapunta Norte.

1.5 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

Para que un yacimiento minero tenga un buen sistema de explotación es necesario determinar el tipo de minado para optimizar recursos y generar beneficios económicos y garantizar la continuidad de las operaciones, por lo que es importante el estudio de las características geomecánicas del macizo rocoso y de las estructuras mineralizadas, los resultados de la presente investigación geológica ayudara a complementar y comprender el comportamiento geomecánico de la zona en estudio.

1.6 LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

Los resultados del presente estudio solo se aplican para la zona de estudio, sirviendo como fuente de información para similares estudios.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1 ANTECEDENTES DEL ESTUDIO

En su artículo “Geomecánica del minado masivo tajeos por subniveles con pilares corridos” publicado por E. Salazar y D. Córdova de DCR Ingenieros, nos muestra como resultado de este estudio, el dimensionamiento de los tajeos se encuentra entre 7 y 10 m de ancho para las cámaras, 8 y 10 m de ancho para los pilares corridos, 19 y 30 m de altura de los tajeos y con longitudes de los mismos entre 30 y 53 m.

2.2 BASES TEORICO – CIENTIFICAS

El estudio está basado en información que ha sido investigado por diferentes autores.

Se ha revisado y recopilado estudios geológicos existentes del distrito Minero de Colquijirca como informes, planos, fotografías aéreas, imágenes satelitales, publicaciones e información pública de los distintos prospectos que se encuentran en el área de estudio, desarrollados por varios autores, base de datos de la empresa Minera El Brocal, INGEMMET, Sociedad Geológica del Perú.

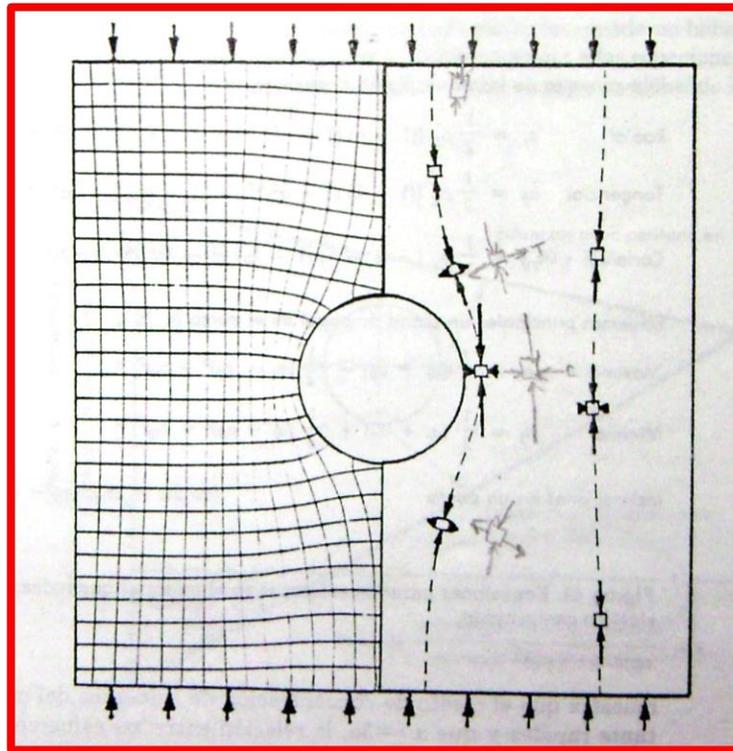
DISTRIBUCIÓN DE ESFUERZOS ALREDEDOR DE EXCAVACIONES UNITARIAS

Analogía entre el flujo de agua y las trayectorias de los esfuerzos principales: Cuando se practica una excavación subterránea en un macizo rocoso, los esfuerzos que existían con anterioridad se perturban, y se inducen nuevos esfuerzos en la roca en las inmediaciones de la excavación. Un método para representar este nuevo campo de esfuerzos es el de las trayectorias de los esfuerzos principales, que son líneas imaginarias en un cuerpo elástico comprimido a lo largo de los cuales actúan los esfuerzos principales. Antes de considerar en detalle la distribución de los esfuerzos alrededor de excavaciones subterráneas aisladas de variadas secciones transversales, será útil visualizar el campo de esfuerzos utilizando la analogía aproximada que existe entre las trayectorias de los esfuerzos principales y las líneas de flujo en una corriente tranquila de agua.

La figura 01 muestra las trayectorias de los esfuerzos principales mayor y menor en el material que circunda un orificio circular en una placa elástica comprimida uniaxialmente. Estas trayectorias de esfuerzos principales pueden considerarse como si se dividiera el material en elementos sobre los que actúan los esfuerzos principales. Del lado derecho de la figura , dos de las trayectorias del esfuerzo principal mayor se señalan con líneas punteadas, y en puntos

arbitrariamente elegidos sobre estas trayectorias, se muestran los esfuerzos principales que actúan sobre elementos imaginarios.

Figura N° 01: Trayectorias de los esfuerzos principales mayor y menor en los materiales que rodean un orificio circular en una placa elástica comprimida uniaxialmente.



En cada caso, la dirección y la magnitud del esfuerzo principal se indica con una flecha, cuyo largo marca la magnitud del esfuerzo principal con respecto a alguna escala específica. Se notará que los esfuerzos principales distan notablemente de ser verticales u horizontales en las inmediaciones del orificio que desvía las trayectorias de los esfuerzos.

Cuando se coloca una obstrucción cilíndrica tal y como en la pila de un puente en la corriente tranquila del agua, el agua tiene que fluir alrededor de este obstáculo y las líneas de flujo se desvían como lo muestra la figura . En las inmediaciones de la obstrucción aguas arriba y aguas abajo, el flujo del agua va más despacio y las líneas de flujo se abren hacia afuera. Esta separación es análoga a la separación de las

trayectorias de esfuerzos que suele haber en zonas de esfuerzos a tensión y como lo veremos más adelante en este capítulo, esas zonas de esfuerzos a tensión se presentan en el techo y en el piso de una excavación circular que está sujeta a una compresión aplicada uniaxialmente.

En zonas a los lados del obstáculo, el flujo de agua tiene que ir más aprisa para alcanzar al resto del flujo y las líneas de flujo se amontonan como lo muestra la figura. Esto es semejante al amontonamiento de trayectorias de esfuerzos en zonas de esfuerzos compresivos aumentados.

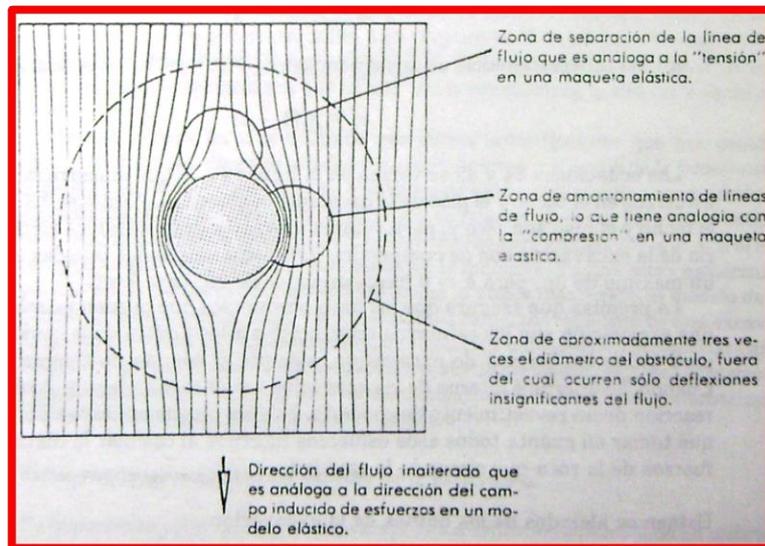
La figura 01 muestra que fuera de una zona de aproximadamente 3 veces el diámetro de la obstrucción, las líneas de flujo no se desvían en forma apreciable. El flujo que pasa fuera de esta zona, no “ve” el obstáculo, el cual sólo produce un desacomodo local. Este efecto se nota también en campos de esfuerzos. Los puntos en el macizo rocoso que se encuentran distantes de 3 radios desde el centro de la excavación, no se ven influenciados, en forma apreciable, por ésta.

Esfuerzos alrededor de una excavación circular

Para calcular los esfuerzos, deformaciones y desplazamientos inducidos alrededor de excavaciones en materiales elásticos, tenemos que apoyarnos en la *teoría matemática de la elasticidad*. Para ello se debe resolver una serie de ecuaciones de equilibrio y de compatibilidad de desplazamiento para condiciones de límites determinados, y ecuaciones constitutivas para el material.

El proceso para obtener las soluciones deseadas puede ser bastante complejo y aburrido y no lo trataremos en este libro. Los que se interesen en conseguir sus propias soluciones pueden remitirse a los libros de texto sobre este tema como son los de Love, Timoshenko y Goodier y Jaeger y Cook.

Figura N° 02: Deflexión de líneas de flujo alrededor de un obstáculo cilíndrico.



ESFUERZOS INDEPENDIENTES DE LAS CONSTANTES ELÁSTICAS

Las ecuaciones que se presentan en la figura 44 muestran que los esfuerzos alrededor de un orificio redondo dependen de la magnitud de los esfuerzos aplicados y de la geometría o forma del cuerpo comprimido. Las constantes E (módulo de Young) y ν (relación de Poisson) no aparecen en ecuación alguna y esto significa que el modelo de esfuerzos es independiente del material que se usa, con la condición de que se trate de un material elástico lineal. Este fenómeno ha sido utilizado por varios investigadores que han estudiado la distribución de los esfuerzos alrededor de excavaciones por medio de la fotoelasticidad. Esta técnica incluye el examen de maquetas de vidrio o de plástico comprimidos con la luz polarizada. El modelo de esfuerzos que se pueden observar bajo estas condiciones está relacionado con la diferencia entre los esfuerzos principales σ_1 y σ_2 (o σ_3 si el esfuerzo principal menor es a tensión) en el plano de la maqueta.

Ya que estos esfuerzos no dependen de las propiedades del material, como lo vimos más arriba, el modelo de esfuerzos

fotoelásticos puede servir para calcular los esfuerzos alrededor de una excavación o excavaciones de la misma forma en roca tenaz. Hoy día las técnicas fotoelásticas se utilizan poco para este fin, ya que los esfuerzos alrededor de excavaciones subterráneas se pueden calcular más aprisa y más económicamente con las técnicas matemáticas de las que hablaremos más adelante en este capítulo.

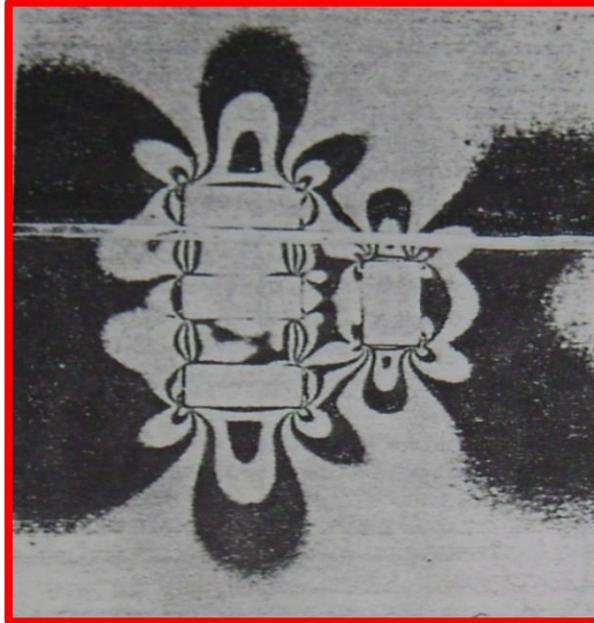
Esfuerzos independientes del tamaño de la excavación

Es importante notar que las ecuaciones para los esfuerzos alrededor de un orificio circular, en un macizo de roca infinito, en la figura 03, no incluyen términos con el radio del Juego de esfuerzos fotoelásticos de una hoja de vidrio comprimido en la que hay varios orificios rectangulares que representan excavaciones subterráneas en roca tenaz túnel, a , sino que incluyen más bien términos con el parámetro sin dimensiones a/r . Esto quiere decir que los niveles calculados de los esfuerzos en los límites de la excavación, por ejemplo, son independientes del valor absoluto del radio. En las paredes de un túnel circular de 1 metro se indujeron los mismos niveles de esfuerzos que en las paredes de un túnel de 10 metros, en la misma roca elástica.

Este fenómeno provocó mucha confusión en el pasado. Algunos especialistas del diseño de excavaciones subterráneas han llegado a concluir que en vista de que los esfuerzos inducidos en la roca alrededor de una excavación son independientes del tamaño de la excavación, la estabilidad de la excavación también era independiente de su tamaño. Si el macizo fuera perfectamente elástico y libre de defectos, podría ser que esta conclusión resultara razonablemente correcta, pero no es el caso cuando se trata de macizos ya fracturados de por sí. Aunque los esfuerzos son idénticos, la estabilidad de una excavación en un macizo fracturado y fisurado la controlará la relación entre el tamaño de la excavación y el tamaño de los bloques en el macizo. En consecuencia, al aumentarse el tamaño de la excavación en una formación de roca típicamente fisurada no aumentarán los

esfuerzos aunque seguramente provocará una disminución de la estabilidad.

Figura N° 03: Esfuerzos alrededor de un orificio circular



Se conocen cuando menos dos casos de minas que se vieron en problemas cuando se agrandaron pequeñas galerías que habían sido hechas con pala de arrastre para poder meter equipo. Se había supuesto que la estabilidad de la excavación era independiente de su tamaño y que al duplicar el claro del túnel no cambiaría para nada su estabilidad. Esta suposición resultó ser incorrecta acarreado en consecuencia serios problemas de estabilidad a causa de caídas del techo, provocadas por las fallas de las juntas que no habían sido afectadas por las excavaciones pequeñas. Muchos de los libros de texto y artículos que en un principio trataron sobre el diseño de excavaciones subterráneas se basaron casi enteramente en la teoría elástica, y pasaron por alto los fenómenos estructurales tales como las fisuras, los planos de estratificación y fallas de los que se habló en los capítulos anteriores. Esta simplificación extrema del tema llevó a la confusión de la que se habla aquí. Hay que tomar en cuenta estos hechos históricos cuando se lea literatura antigua sobre mecánica de rocas.

CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS

A partir de las ideas de Terzaghi, se ha intentado sistematizar, cualificar y cuantificar las características Geomecánicas de los macizos rocosos donde se realizan las excavaciones. La mejor clasificación sería conocer las propiedades mecánicas del macizo, como combinación de las propiedades de las rocas y de las discontinuidades. Por ser esto prácticamente imposible, se han hecho clasificaciones en las que se diferencian los macizos rocosos en diversas categorías de calidad.

En décadas anteriores construir en roca era, conceptualmente, construir sobre seguro y la mayoría de los sondeos se limitaban por esto a atravesar el material de cubierta y tocar la roca, sin investigar las características de la misma en profundidad. Conjuntamente con esta idea, surgen las apreciaciones cualitativas sobre la aptitud del macizo rocoso principalmente como medio lindante de una excavación subterránea.

Estas clasificaciones que se han ido perfeccionando con el tiempo, tienden fundamentalmente a:

1. Ubicar el macizo rocoso en un tipo estructural determinado y establecer zonas Geomecánicas.
2. Establecer una cuantificación Geomecánica que permita dilucidar, ya en la etapa de anteproyecto las dificultades que se encontraran y lo que es aún más importante prever la metodología de tratamiento (sostenimiento, método de excavación etc.) más adecuada en base a la clasificación establecida.

Las etapas más importantes en el desarrollo de sistemas de clasificación de macizos rocosos, que tuvieron su origen en los túneles, por ser en estas obras donde parecía más necesario conocer el comportamiento mecánico del macizo son las siguientes:

1. Clasificación de Terzaghi
2. Clasificación de Rabcewicz
3. Clasificación de Protodyakonov
4. Clasificación de Stini y Lauffer
5. Clasificación de Deere
6. Clasificación (RSR) de Wickman, Tiedemann y Skinner
7. Clasificación de Louis
8. Clasificación de la AFTES.
9. Clasificación Bieniawski (RMR).
10. Clasificación de Barton (NGI).
11. Clasificación de Hoek y Brown.
12. Clasificación de Laubscher.
13. Clasificación Dudek y Galcznski.
14. Clasificación del N.A.T.M.
15. Clasificación GSI.

Diseño de las labores mineras y del sistema de explotación

Luego de la valuación de las rocas de la mina con todos los sistemas de clasificación geomecánica mencionados anteriormente; se determina el sistema de explotación y el diseño de sostenimiento que actualmente rigen en la operación.

- La Clasificación Geomecánica que formulo el tipo de sostenimiento fue el N.A.T.M.
- Para el control y seguimiento diario se trabaja con las clasificaciones NGI, CSIR y GSI; cuyos resultados son indicados en los reportes diarios de operaciones.

Sistema de Explotación Basado en el NATM

El objetivo principal, es el empleo de la roca circundante de la labor subterránea como un miembro activo del sistema de sostenimiento (auto-soporte con la propia roca).

Principios Básicos del NATM.

1. Consideramos que la parte más importante de la estructura de la labor minera es el macizo rocoso circundante.
2. Tratar de mantener la resistencia original de la roca tanto como sea posible; porque, esta es el elemento de resistencia inicial.
3. Se previene la desintegración o alteración de la roca, tanto como sea posible, porque esto, nos conduce a una considerable pérdida de resistencia del macizo.
4. Se evita en lo posible la presión por esfuerzos uniaxiales o biaxiales, mediante el confinamiento del arco circundante a la excavación.
5. Se controla la relajación o deformaciones prematuras del macizo; para prevenir el realce o inestabilidad de la roca.
6. El revestimiento con shotcrete es dentro del tiempo establecido, cuya resistencia presenta una dosificación de acuerdo al diseño elaborado en la mina en base a muchos ensayos.
7. El shotcrete aplicado es capaz de adaptarse a la deformación del macizo, es decir, presenta flexibilidad.
8. El sistema de sostenimiento considerado permite ajustes en cuanto a espesores de shotcrete y distribución de pernos de anclaje. En algunos casos cuando la roca necesita se considera la adición de malla electro- soldada.
9. Se considera el efecto de las etapas de construcción de la labor y el efecto del tiempo en el comportamiento de la excavación, conocido como tiempo de auto-soporte. El planeamiento de construcción es una buena herramienta para controlar el comportamiento de la roca.

10. Para prevenir concentración de esfuerzos que empujan la roca, deben evitarse los ángulos y ejecutarse las secciones de contornos redondeados.

11. La excavación y la primera etapa del soporte, conocida como soporte temporal, es considerada como parte importante del control de excavación de la labor, porque ella evita la relajación inicial y tiene una influencia significativa sobre la acción del soporte final. En realidad el soporte temporal es el principal elemento de control de las deformaciones y permite alcanzar equilibrios definitivos.

12. La estabilidad total se logra mediante el soporte definitivo es con los anclajes. El soporte definitivo sirve para confinar el macizo rocoso formando el arco de auto-soporte. Estas técnicas de soporte son las últimas del mercado mundial que aseguran la estabilidad definitiva.

13. En caso de presencia de flujos de agua subterránea, se considera drenajes mediante la perforación de taladros y pernos huecos.

Clasificación de Barton (NGI).

Esta clasificación presentada por Barton, Lien y Lunde del NGI (Norwegian Geotechnical Institute), consiste en determinar el índice (Q) de acuerdo a la siguiente relación:

$$Q = RQD / J_n \times J_r / J_a \times J_w / SRF$$

Donde:

- RQD = Índice propuesto por Deere, explicado anteriormente.
- J_n = Numero de familias de discontinuidades.
- J_r = Factor de rugosidad de las discontinuidades.
- J_a = Factor de alteración de las discontinuidades.
- J_w = Factor de reducción por contenido de agua en las discontinuidades.
- SRF = Factor de reducción por esfuerzos o tensiones.

El factor RQD/Jn representa la estructura de la masa rocosa y es medida aproximadamente del tamaño de bloques o partículas.

El factor Jr/Ja representa la rugosidad y las características de fricción de las paredes de las discontinuidades o del material de relleno.

El factor Jw/SRF consiste de dos parámetros de tensiones. El SRF es una medida de:

La pérdida de carga en el caso de excavaciones en zonas de fallas y rocas con fracturas rellenas con arcilla.

Tensiones en caso de roca competente.

Carga que produce deformación en rocas plásticas incompetentes.

El parámetro Jw es una medida de la presión de agua subterránea, la cual tiene un efecto adverso en la resistencia al corte de las discontinuidades debido a que reducen las tensiones normales efectivas.

Analizando las tablas de esta clasificación los autores no presentan corrección por la orientación de las discontinuidades, debido a que consideran que los tres factores que mencionamos, juegan un rol general más importante que el de la orientación de las discontinuidades.

Para la evaluación de los requerimientos de soporte de excavaciones, la Clasificación del NGI contempla un factor adicional denominado por los autores:

Dimensión Equivalente (De); este se obtiene de la relación entre la luz de la excavación (diámetro o altura) y un factor de utilización de las mismas, denominado ESR (Excavation Support Ratio).

Así:

$$\text{De} = \text{Span (altura o diámetro)} / \text{ESR}$$

El factor ESR varía entre 5 para minas de abertura temporales y 0.8 para plantas nucleares subterráneas, estaciones ferroviarias subterráneas, fábricas, etc.

La relación entre Q y De determina una recta (estrictamente una familia de rectas para cada ESR) que separa excavaciones que requieren soportes de las que no lo requieren. Los actuales límites para excavaciones sin soportes (permanentes) pueden expresarse por la siguiente ecuación:

$$\text{Span} = 2 \text{ ESR} \cdot Q^{0.4}$$

El detalle de los parámetros de esta clasificación, así como las 38 categorías de soporte recomendadas se muestra en las tablas Geomecánicas diseñadas por Barton.

CLASIFICACIÓN BIENIAWSKY (RMR).

Considera cinco parámetros básicos para definir la clasificación:

1. RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA. - Esta determinada por ensayos de Compresión simple (Rc) o en su defecto por los ensayos de cargas puntuales (Is); datos que se obtiene en el laboratorio de mecánica de rocas.
2. RQD DEL TESTIGO (ROCK QUALITY DESIGNATION). - Tal como fue definido por su autor (Deere, 1964) es el % de testigos de perforación diamantina recuperados en piezas intactas de 100 mm o más con respecto a la longitud total de la perforación.
3. ESPACIAMIENTO ENTRE DISCONTINUIDADES. - Aquí, discontinuidades es un término que abarca diaclasas, fallas geológicas, planos de estratificación y otras superficies de debilidad.
4. CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES. - Este parámetro toma en cuenta la abertura de las discontinuidades, su continuidad, rugosidad de su superficie, grado de alteración de sus paredes y la presencia de material de relleno.
5. CONDICIONES HIDROGEOLÓGICAS. - Este parámetro considera la influencia del agua subterránea en la estabilidad de las excavaciones; la clasificación se hace a la cantidad de flujo de

agua que entra en la excavación o alternativamente usando la relación entre la presión hidrostática y la tensión principal mayor, siempre que sean conocidas.

La clasificación Geomecánica de Bieniawsky presenta índices que son simplemente puntajes asignados a cada rango de valores para cada parámetro. El índice total se calcula sumando todos los índices parciales de cada parámetro.

Bieniawsky considera que el índice total debe ser corregido debido al efecto que tiene la orientación de las discontinuidades en las excavaciones subterráneas.

Luego se indica los tipos de masas rocosas de acuerdo a sus índices de igual manera presentan características representativas de cada tipo de macizo rocoso, tales como tiempo aproximado de auto soporte, cohesión y ángulo de fricción del macizo rocoso.

Bieniawsky, basado en la clasificación geomecánica del macizo rocoso, presento una serie de recomendaciones para soporte en túneles. Estas recomendaciones están dirigidas principalmente a trabajos de Ingeniería civil para túneles con luces de 10 m y que van a ser excavados por perforación y voladura y en profundidades menores que 1000m.

Índice G.S.I. (Geological Strength Index).

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

La determinación del G.S.I., es el primer paso a seguir, definir en forma empírica la resistencia y deformabilidad del macizo rocoso, basándose en las condiciones estructurales (grado de fracturamiento) y de superficie (alteración, forma de fracturas, relleno).

La clasificación según su estructura varía de:

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

La clasificación según sus condiciones superficiales varía de:

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

Su aplicación permite obtener una clasificación geológica muy simple como por ejemplo: fracturada, regular (F/R) o muy fracturada, muy pobre (MF/MP) y mediante la tabla de Ábacos de GSI obtener a continuación, una evaluación que se relaciona con estas características geológicas y que corresponde al promedio entre los límites de las líneas de Ábaco que cruzan el cuadro relacionado a esa descripción, por ejemplo a una descripción MF/MP, el valor del Índice GSI. Sería equivalente $(18 + 65 / 2) = 26$ ó para un F/R, el valor del Índice GSI. Sería $(46 + 65 / 2)$ o 55.5. Se diseñarán planos y gráficos en el Programa de diseño AutoCAD.

MAPEO GEOMECÁNICO

Discontinuidades

Se va a realizar un mapeo detallado de las labores más importantes para determinar las principales familias de discontinuidades. Se tomará como base la Rampa 9368E (acceso a la siguiente etapa de explotación) y esta información será procesada y analizada con el software Dips. Las discontinuidades aleatorias combinadas con las familias principales más los diferentes tamaños de secciones propuestas, los que forman bloques y cuñas, serán analizados con el software Unwedge

Resistencia compresiva uniaxial de la roca (Matriz)

Para obtener este dato básico en nuestro estudio hemos recurrido a estudios preliminares realizados en la zona. El nombre del estudio es: “Informe Preliminar del proyecto de Cobre de Marcapunta y de la zona de Smelter”. Estos valores se tomarán como base para los cálculos de las aberturas máximas y dimensionamiento de pilares.

Calidad del Macizo Rocoso

Para determinar la calidad del macizo rocoso, se utilizará el criterio de clasificación geomecánica RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski (1989). Los parámetros para esta clasificación se han tomado realizando un mapeo por celdas, tanto de los pilares dejados de la antigua explotación y de las labores antiguas.

Se elaborará un plano con la zonificación de las labores antiguas de Marcapunta Norte, y se determinará la incidencia porcentual de cada tipo en todo el macizo

Con la finalidad de estimar los diferentes tipos de sostenimiento se ha adoptado el siguiente criterio de clasificación (RMR modificado):

Tabla N° 03: Clasificación (RMR modificado)

Tipo de Roca	Rango RMR	Calidad
II	> 60	Buena
III A	51 - 60	Regular A
III B	41 - 50	Regular B
IV A	31 - 40	Mala A
IV B	21 - 30	Mala B
V	< 21	Muy Mala

Esfuerzos in situ

Se determinará la profundidad media a la cual está la zona futura de explotación. Luego Haciendo uso de la teoría de Sheore (1994), determinaremos el esfuerzo vertical y horizontal.

Para el análisis (simulación) de los esfuerzos, alrededor de las excavaciones que se realizarán, vamos a utilizar el Software Phases2 (Rocscience)

Presencia de agua

En algunas labores antiguas se observa presencia de agua en algunos frentes de avance. Se medirán los caudales en los frentes antiguos de labores ya explotadas, en la Rampa 9368 E y en la Rampa 9844E, los que son considerados puntos mayores de concentración de agua. El agua que se extraerá de los frentes se evacuará por un socavón inferior al nivel principal de explotación, actualmente por este socavón se tiene un caudal de salida de 28.73 l/s.

Back análisis de la situación actual del macizo rocoso

Los datos de campo provendrán de las labores antiguas de explotación de Marcapunta Norte, las que proporcionarán la mejor información de las condiciones actuales de la mina para el diseño de las labores y pilares propuestos para el reinicio de la explotación. Se realizará un back análisis de la galería principal de explotación.

El Backanálisis correspondiente a la distribución de esfuerzos y modelado de diferentes secciones de los pilares y cámaras utilizando los valores obtenidos en él, se realizarán con el Software Phases2 de la firma Rocscience.

Para analizar los abiertos máximos sin sostenimiento sistemático, se usarán las tablas geomecánicas de Bieniawski de longitudes de sostenimiento y el RMR.

La estimación del sostenimiento de una excavación se hará de acuerdo al mecanismo de falla, las condiciones del macizo rocoso y condiciones de carga anticipadas. Los mecanismos de falla en rocas se dividen en dos amplias categorías:

- Inestabilidad inducida estructuralmente
- Inestabilidad a consecuencia de los esfuerzos en los bordes de la excavación.

Definiremos primero el sostenimiento de acuerdo a las características del macizo rocoso y las clasificaciones geomecánicas, con base en la información descrita anteriormente.

Utilizaremos la clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski (modificada) como base para los cálculos. Es muy poco probable que se encuentren macizos del tipo IV y V, pero ante cualquier eventualidad se darán las recomendaciones para estos tipos de terrenos.

Tabla N° 04: Acuerdo a este criterio tenemos la siguiente tabla (modificada) de recomendaciones de sostenimiento.

TIPO ROCA	CLASE	COLOR	RMR	ALGUNAS CARACTERISTICAS DEL MACIZO ROCOSO	TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA EXCAVACION
BUENA	II		> 60	Roca muy resistente, poco fisurada, sana, húmeda o mojada	No requiere sostenimiento.
REGULAR "A"	III - A		51 - 60	Roca resistente, poco fisurada, sana o ligeramente intemperizada, húmeda o mojada	Generalmente no requerirá ningún tipo de sostenimiento, excepto algunos pernos esporádicos cementados, se utilizara resina cuando haya presencia de agua.
REGULAR "B"	III - B		41 - 50	Roca medianamente dura, moderadamente fracturada, con presencia de algunas fallas menores, ligeramente a moderadamente intemperizada, ligeros goteos.	Pernos cementados sistemáticos de 7 pies de longitud en la bóveda espaciados de 1.3 a 1.5 metros. Si el terreno lo requieres se puede utilizar malla electro soldada, cuando hay presencia de bloques rocosos pequeños. . Alternativamente se puede usar una capa de shotcrete de 2".
MALA "A"	IV - A		31 -40	Roca suave, fracturada, con algunas fallas panizadas, moderadamente intemperizada, con goteo en fracturas y fallas.	Pernos cementados sistemáticos de 8 pies de longitud en la bóveda espaciados de 1.0 a 1.2 metro + una capa de shotcrete de 2" de espesor.
MALA "B"	IV - B		21 - 30	Roca muy suave, muy fracturada, fallada, panizada, arcillosa, muy intemperizada con goteos o ligeros flujos de agua.	Pernos cementados sistemáticos de 10 pies de longitud en bóveda y hastiales, espaciados cada 1 metros + una capa de shotcrete de 3" de espesor + Arcos Noruegos espaciadas de 1.0 a 1.5 metro.
MUY MALA	V		< 21	Roca muy suave, intensamente fracturada, descompuesta, con presencia de arcillas, con goteos y flujos de agua.	Arcos Noruegos espaciadas a 1.0 m + una capa de shotcrete de espesor variable. De ser necesario (derrumbes) utilizar cerchas y marchavantes.

También realizaremos un análisis de equilibrio límite para establecer los niveles de sostenimiento requerido para asegurar los bloques y cuñas formados por las discontinuidades estructurales y los bordes de excavación de acuerdo a las diferentes alturas de explotación. Para tal fin utilizaremos la información de distribución de discontinuidades y las direcciones de avance principales Norte y Este. Asimismo, tomaremos la información del backstage para el ángulo de

fricción de la roca: 54.3° y el 50 % del valor 1.4 Mpa de cohesión para la caliza silificada, ya que queremos modelar la situación más desfavorable en un punto crítico que es el sostenimiento. Toda esta información la procesaremos en el software Unwedge.

También utilizaremos el programa Phases2, para hacer análisis relacionados a la identificación de desarrollos de inestabilidades vinculadas a los esfuerzos.

Diseño de Pilares usando el criterio D. H. Laubscher

Los pilares son diseñados para asegurar la estabilidad general y local, para soportar en aberturas y a lo largo de las galerías, o para producir una medida de control. En todos los casos, la resistencia del material y las variaciones en la resistencia deben ser conocidas para el pilar y para el techo del nivel. La forma del pilar con respecto a la estructura, voladura y esfuerzos es significativa y está proveída de un procedimiento de ajustes. Por ejemplo, para una relación ancho/altura menor de 4.5:1, la siguiente fórmula se usa en el SI y el DRMS:

Resistencia del pilar:

$$(Ps) = k \frac{W^{0.5}}{H^{0.7}}$$

Donde:

k = DRMS in MPa

$$W = 4 \left(\frac{\text{Área del Pilar}}{\text{Perímetro del Pilar}} \right)$$

H = Altura del Pilar

El sistema de clasificación para valorar el macizo rocoso en minería (MRMR) fue introducido en 1974 como parte del desarrollo del Sis de Clasificación Geomecánica del CSIR para diversas situac. mineras. La diferencia fundamental fue reconocer que la valoración del macizo rocoso in situ (RMR) había que ajustarlo de acuerdo al entorno o condiciones mineras, así que la valoración final (MRMR) debería ser

usado para el diseño en minería. Los parámetros de ajuste son intemperismo, Esfuerzos inducidos por laboreo minero, Orientación por Juntas y efectos de Voladura. Es también posible utilizar las valoraciones (RMR) en la determinación de la Resistencia Empírica del Macizo Rocosó (RMS) y por lo tanto en la aplicación de los ajustes para llegar a una Resistencia del Macizo Rocosó de Diseño (DRMS). Este Sistema de Clasificación es versátil, y la valoración del Macizo Rocosó (RMR), la valoración del Macizo Rocosó Minero (MRMR), y la Resistencia del Macizo Rocosó de Diseño (DRMS) proveen buenas orientaciones para los propósitos de diseño en mina. Sin embargo, en algunos casos una investigación más detallada puede ser requerida, en tal caso, se le debe dar una mayor atención parámetros específicos del Sistema.

Características débiles y angostas geológicas que son continuas dentro y más allá de la labor o pilar deben ser identificadas y separadamente proporcionadas.

Aquí se describe el procedimiento requerido para llegar a las valoraciones

El Sistema de Clasificación conocido como el Sistema de valoración del macizo rocosó minero (MRMR) fue introducido en 1974 como un desarrollo del Sistema de clasificación geomecánica del CSIR. El desarrollo está basado en el concepto in situ y valoraciones ajustadas de los parámetros y valores que están siendo relacionados a complejas situaciones mineras. Desde aquel tiempo, ha habido modificaciones y mejoramientos, y el sistema ha sido utilizado exitosamente en proyectos en Canadá, Chile, Filipinas, Sri Lanka, Sudáfrica, Estados Unidos y Zimbabwe.

Un desarrollo de esta clasificación lo hace adecuado para el uso en la evaluación de superficies de roca, así como en muestras diamantinas.

Taylor revisó los sistemas de clasificación desarrollado por Wickham, Barton, Bieniawski, and Laubscher y concluyó que:

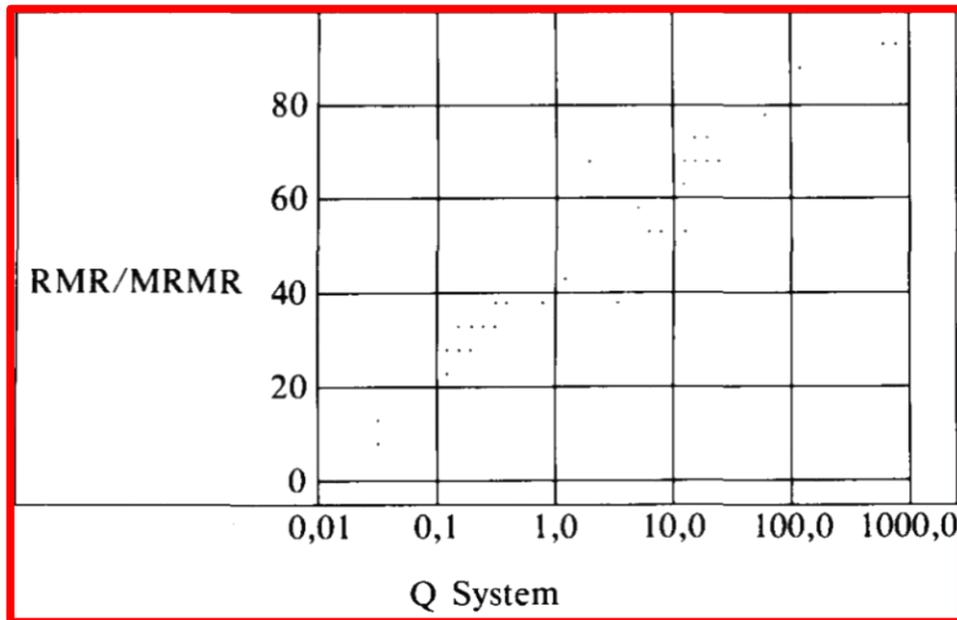
Así, los cuatro sistemas elegidos, como esencia, las clasificaciones más avanzadas están basadas en parámetros relevantes. Cada técnica indudablemente produce resultados llenos de significado. Pero únicamente la clasificación geomecánica de Laubscher y el sistema Q de Barton ofrecen normas adecuadas para la evaluación de los parámetros principales; es decir los atributos de las juntas. Para la minería en general, el cómo y el dónde de la aplicación de un sistema de clasificación, varía ampliamente, la clasificación geomecánica de Laubscher tiene la ventaja añadida de permitir ajustes adicionales a la valoración para diferentes situaciones. Esto acoplado con el hecho que la técnica ha estado en uso por seis años, no da ninguna razón para cambiarlo por otro sistema, que no ofrecen avances o mejoramiento substancial.

La figura de abajo muestra una correlación del 98 por ciento entre los sistemas RMR del sistema MRMR y el sistema NGI basado en la clasificación de Taylor de 30 lugares desde el rango muy pobre hasta muy bueno. Así, si los datos del NGI están disponibles, esta información puede ser usada en aplicaciones prácticas.

Principios del sistema

Un Sistema de clasificación debe ser estricto y tener una fuerte orientación práctica para que pueda formar parte de las investigaciones de la geología normal y de mecánica de rocas, para ser usado para la comunicación y el diseño de mina. Las técnicas altamente sofisticadas consumen gran cantidad de tiempo y la mayoría de minas no pueden proveer los recursos requeridos para obtener datos complejos de beneficio dudoso para los departamentos de planeamiento y producción.

Tabla N°05: RMR/MRMR versus Q System



La aproximación adoptada involucra la asignación, al macizo rocoso, de una valoración in situ, basado en parámetros geológicos medibles. Cada parámetro geológico es ponderado de acuerdo a su importancia y se le asigna una valoración máxima de tal manera que el total de la suma de todos los parámetros sea igual a 100. Esta ponderación fue revisada a intervalos regulares durante el desarrollo del sistema y es ahora aceptada. El rango de 0 hasta 100 es usado para agrupar todas las variaciones en macizos rocosos fracturados desde muy pobre hasta muy bueno. La clasificación en cinco clases con valoraciones de 20 por clase y estas con subdivisiones A y B.

Un esquema de colores es usado para denotar las clases en planta y sección: Clase 1 azul, clase 2 verde, clase 3 amarillo, clase 4 marrón y clase 5 rojo. Las designaciones de las clases son para uso general y las valoraciones deben ser usadas para propósitos de diseño.

Las valoraciones son, en efecto, las resistencias relativas de los macizos rocosos. La precisión de la clasificación depende del muestreo del área que está siendo investigado. La terminología

preliminarmente, intermedio y final debe ser aplicado a las evaluaciones para indicar el estado de perforación y desarrollo. Es esencial que los datos de clasificación estén disponibles en estadíos iniciales para tomar decisiones correctas acerca del método de minado, planeamiento y requerimientos de soporte

Si la evaluación de cómo el macizo rocoso se comportará en un entorno minero, las valoraciones del macizo rocoso (RMR) son ajustadas por **meteorización, esfuerzos inducidos por laboreo minero, orientación de juntas y efectos de voladura**. Las valoraciones ajustadas son llamadas valoraciones del macizo rocoso minero o **MRMR**.

Es también posible usar las valoraciones para determinar una resistencia empírica del macizo rocoso (RMS) en megapascales (MPa). La resistencia *in situ* del macizo rocoso (RMS) es ajustada como se indica arriba para dar una resistencia del macizo rocoso de diseño (DRMS). La figura es extremadamente útil cuando se relacionó a los esfuerzos del medio y ha sido usado para el modelamiento matemático

El sistema de clasificación es versátil y la valoración del macizo rocoso (RMR), la valoración del macizo rocoso minero (MRMR) y la resistencia del macizo rocoso de diseño (DRMS) provee buenas normas para propósitos de diseño de mina. Sin embargo, en algunos casos una investigación más detallada es requerida.

Puesto que algunos valores promedios pueden ser engañosos y las zonas más débiles pueden determinar la respuesta de todo el macizo rocoso, estas zonas deben ser valorizadas y considerar su importancia o influencia en el macizo.

Características geológicas débiles y angostas que son continuas dentro y más allá de la labor o pilar deben ser identificadas y valoradas por separado.

PARÁMETROS GEOLÓGICOS, MUESTREO Y VALORACIONES

Los parámetros geológicos que deben ser evaluados incluida la resistencia de la roca intacta (IRS), junta/espaciamiento de fractura y condición de junta/agua.

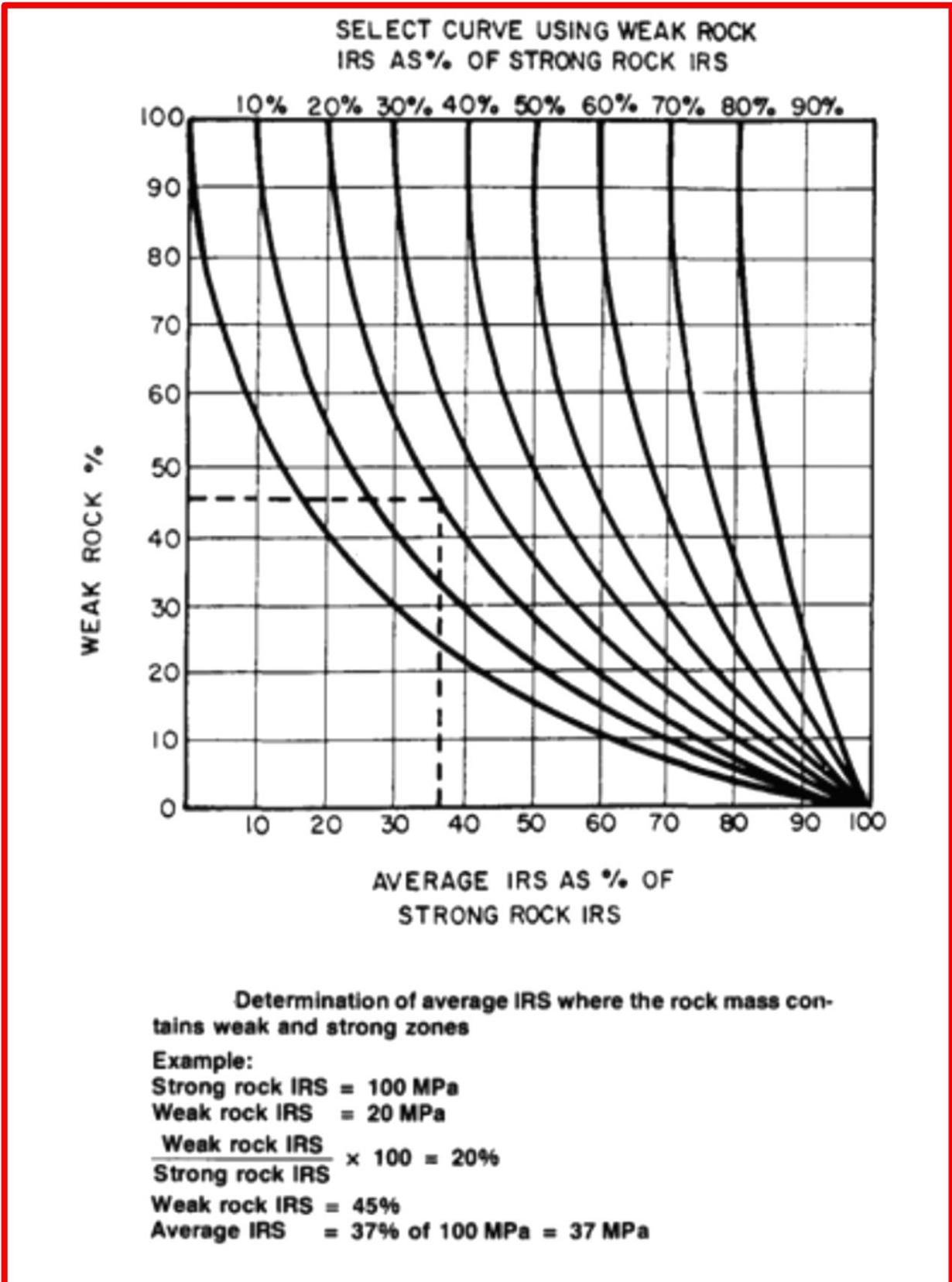
Antes de que la clasificación sea hecha, las muestras diamantinas o superficie de roca es examinada y dividida dentro de zonas de similares características, en las cuales las valoraciones son aplicadas. Estos parámetros y sus respectivas valoraciones son mostrados en la Tabla 04.

Resistencia de roca intacta (IRS)

El IRS es la resistencia compresiva uniaxial no confinada de la roca entre fracturas y juntas. Es importante notar que las muestras diamantinas seleccionadas para los trabajos de ensayos, son invariablemente las piezas más fuertes de la roca y no necesariamente reflejan los valores promedio.

La IRS de una zona definida puede ser afectada por la presencia de roca intacta fuerte y débil, los cuales pueden ocurrir en depósitos estratificados y depósitos de mineralización variable. Un valor promedio es asignado a la zona sobre la base de que la roca más débil tendrá una influencia mayor sobre el valor promedio. La relación es no- lineal y los valores pueden ser leídos de un gráfico empírico (Fig. 05).

Tabla Nº 06: Parámetros y sus respectivas valoraciones



El rango de valoración es desde 0 hasta 20 para proveer por resistencias de espécimen de 0 a valores mayores de 185 MPa. El límite superior de 185 MPa ha sido seleccionado porque valores de IRS mayores que éste tienen pequeño aporte sobre la resistencia de macizos rocosos fracturados

Espaciamiento de fracturas y juntas (RQD+JS o FF)

El espaciamiento es la medición de todas las discontinuidades y divisiones, y no incluye características cementadas. Las características cementadas afectan al IRS y como tal deben ser incluidos en esa determinación. Una junta es una característica obvia que es continua si su longitud es mayor que el ancho de la excavación, es decir las juntas definen los bloques de roca. Fracturas y divisiones no necesariamente tienen continuidad. Un máximo de tres familias de juntas es usado sobre la base que tres familias de juntas definirán; cualesquiera otras juntas modificará simplemente la forma de la roca

Dos técnicas han sido desarrolladas para la evaluación de este parámetro:

- La técnica más detallada es para medir el RQD y el espaciamiento de juntas (JS) separadamente, siendo las máximas valoraciones de 15 y 25 respectivamente
- La otra técnica es para medir todas las discontinuidades y para registrar estos como la frecuencia de fractura por metro (FF/m) con una valoración máxima de 40, es decir el 15 y 25 de arriba son aumentados

Designación de la calidad de la roca (RQD)

La determinación del RQD es una técnica sobre muestras diamantinas en la cual solamente estas muestras con una longitud mayor que 100 mm son registradas:

$$\text{RQD, \%} = \frac{\text{Total lengths of core } > 100 \text{ mm}}{\text{Length of run}} \times 100.$$

Solamente muestras diamantinas de al menos BXM de tamaño (42 mm) debe ser usado. Es también esencial que la perforación sea realizada con estándares altos.

La orientación de las fracturas con respecto a la muestra es importante, si un taladro BXM es perforado perpendicular a las fracturas con espaciado a 90 mm, el RQD es 0 por ciento. Si el taladro es perforado con una inclinación de 40 grados, el espaciado entre las mismas fracturas es 137 mm; sobre esta base, el RQD es 100 por ciento. Como esto es obviamente incorrecto, es esencial que el cilindro de las muestras diamantinas (sound cores) deberían exceder 100 mm de longitud. En la mencionada intersección de 40 grados, el cilindro de la muestra diamantina debería ser solamente 91 mm y el RQD cero por ciento. La longitud de la muestra diamantina usada para el cálculo está medida de fractura a fractura a lo largo del eje de la muestra.

En la determinación del RQD de superficies de roca, la línea de muestreo debe ser semejante a una muestra diamantina en los siguientes puntos observados:

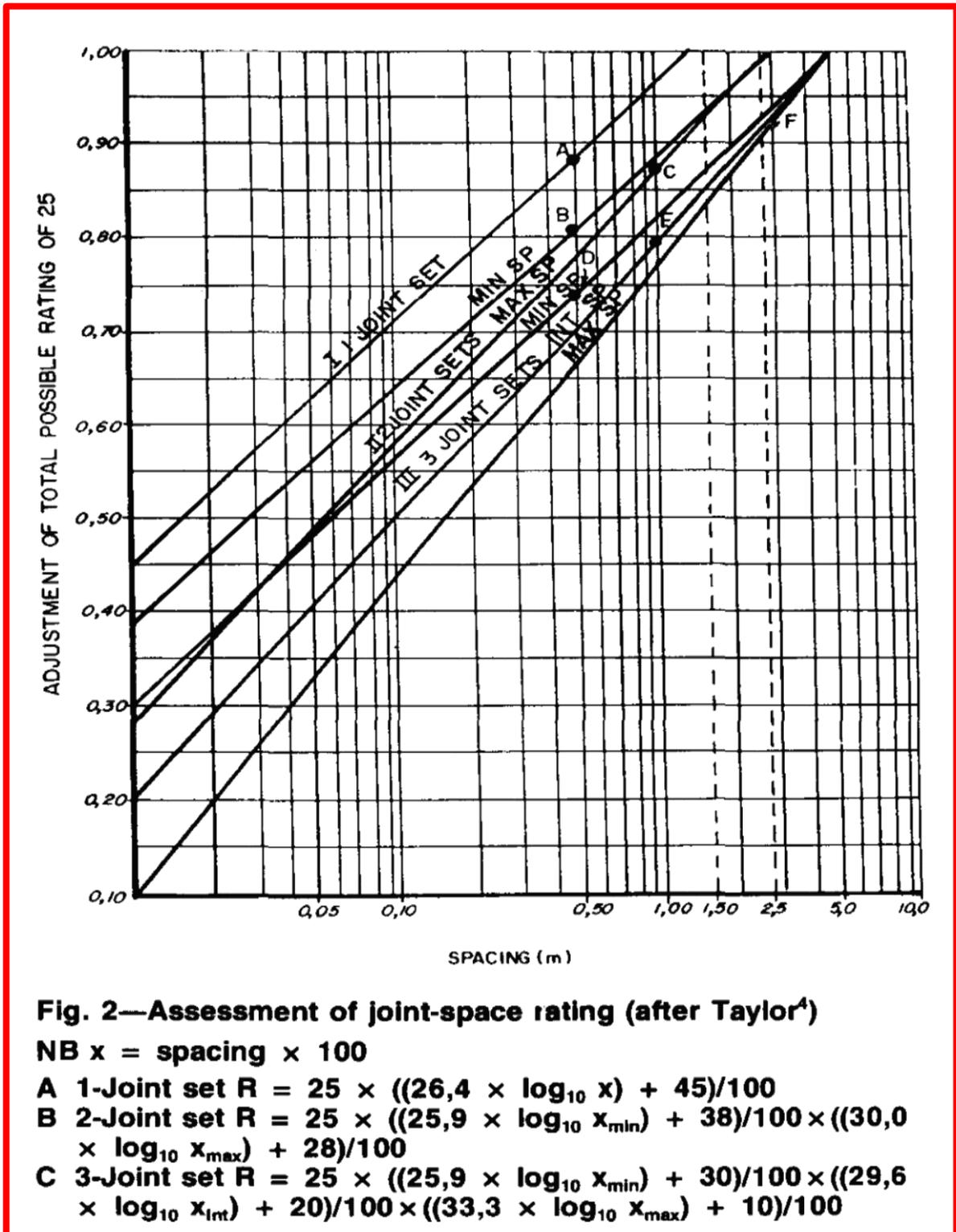
- Es necesaria la experiencia en la determinación del RQD de muestra diamantina
- No debe ser afectado por fracturas de voladura
- Los planos de sedimentación más débiles no necesariamente se fracturan cuando se perforan
- Evaluar la pared opuesta (de enfrente) donde una junta forma el lado de la pared
- Zonas de cizalla mayores de 1 m deben ser clasificadas por separado

Espaciamiento de Junta (JS)

Un máximo de tres familias de juntas es asumido, es decir el número requerido para definir un bloque de roca. Donde hay cuatro o

más familias de juntas, las tres familias con espaciamentos más cercanos serán usadas. El gráfico original para la determinación de la valoración del JS ha sido reemplazado por aquel propuesto por Taylor. De la figura 23 es posible obtener la valoración para uno, dos y tres familias de juntas.

Figura N° 4 Valoración par uno, dos y tres familias de juntas



Ejemplo:

- Una familia, espaciada a 0.5 m = A, Valoración = 0.88 (25) = 22

- Dos familias, espaciadas a 0.5 m y 1.0 m = B+C, valoración = $0.81(0.86)25=17$
- Tres familias espaciadas a 0.5 m, 1.0 m y 3.0 m = D,E+F, valoración = $0.74(0.8)(0.93)(25) = 14$

Frecuencia de fractura por metro (FF/m)

Este sistema aparentemente simplificado requiere la medición de todas las discontinuidades que están intersectadas por la línea de muestreo. Es importante determinar o si uno o dos o tres sistemas de juntas está siendo muestreado.

Para la misma FF/m, un macizo rocoso con una familia de juntas es más fuerte que una con dos familias de juntas, la cual es a su vez más fuerte que una con tres familias de juntas. La ubicación de la valoración está en la Tabla I, la cual es para diferentes familias de juntas.

En el caso de muestras diamantinas, es necesario conocer si solamente una o dos familias de los tres sistemas están intersectadas.

Mediciones subterráneas de frecuencias de fracturas están hechas sobre las cajas techo y piso de galerías, túneles o tajeos, dependiendo de la orientación de las características, (ver tabla 06).

Las siguientes situaciones se aplican:

- Si todas las características están presentes en las cajas, establecer ya sea que ellas intersectan una línea horizontal
- Si ninguna de ellas intersecta una línea horizontal, medir sobre una línea vertical también.
- Si una familia es paralela a la pared, medir estas sobre una línea en la caja techo (techo) en ángulos hacia la derecha hacia la pared.

Tabla N° 07: Geological parameters and ratings

TABLE I
GEOLOGICAL PARAMETERS AND RATINGS

1. Meaning of the ratings

Class	1		2		3		4		5	
	A	B	A	B	A	B	A	B	A	B
Rating	100-81		80-61		60-41		40-21		20-0	
Description	Very Good		Good		Fair		Poor		Very Poor	
Colour	Blue		Green		Yellow		Brown		Red	

Distinguish between the A and B sub-classes by colouring the A sub-class full and cross-hatch the B.

2. Parameters and ratings

IRS-MPa rating %	RQD rating %	Joint spacing m	Fracture frequency, FF/m					
			Average per metre	Rating				
				1 set	2 set	3 set		
> 185	20	97-100	15	0 < - > 25	0,1	40	40	40
165-185	18	84-96	14	See Fig. 2	0,15	40	40	40
145-164	16	71-83	12		0,20	40	40	38
125-144	14	56-70	10		0,25	40	38	36
105-124	12	44-55	8		0,30	38	36	34
85-104	10	31-43	6		0,50	36	34	31
65-84	8	17-30	4		0,80	34	31	28
45-64	6	4-16	2		1,00	31	28	26
35-44	5	0-3	0		1,50	29	26	24
25-34	4				2,00	26	24	21
12-24	3				3,00	24	21	18
5-11	2				5,00	21	18	15
1-4	1				7,00	18	15	12
					10,00	15	12	10
					15,00	12	10	7
				20,00	10	7	5	
				30,00	7	5	2	
				40,00	5	2	0	

ALLOW FOR CORE RECOVERY

TABLE I (continued opposite)

TABLE III
BOREHOLE LOG SHEET

Borehole No:	Date:
Zoning of borehole	
Interval length (A)	
Total sound core (B)	
RQD, % $\frac{B}{A} \times 100$	
Low	Number
angle	Mean spacing (A)
0-29	True distance = A × sin (0,26)
Joint spacing	Moderate
angle	Number
30-59	Mean spacing (B)
	True distance = B × sin (0,71)
	High
	Number
	angle
	Mean spacing (C)
	60-90
	True distance = C × sin (0,97)
Average frequency = $\frac{\text{Sum of individual FF/m (inverse of spacing)}}{2}$	
Final Rating	
IRS	
RQD	
Joint spacing	
Joint condition	
Total	
Remarks	
Sin values	0-29 = 0,26 30-59 = 0,71 60-90 = 0,97
Signature:	

TABLE II
FACTORS TO GIVE AVERAGE FRACTURE FREQUENCY

Sampling procedure	Factor
a. One set of three sets on a line, or one set only	1,0
b. Two sets of three sets on a line or two sets only	1,5
c. All of the sets on a line or borehole core	2,0
d. Two sets on one line and one on another	2,4
e. Three sets on three lines at right-angles	3,0

Tabla N° 07: Continuación

TABLE I (continued from opposite page) 3. Assessment of joint condition

Parameter	Description	Accumulative % adjustment of possible rating of 40				
		Dry	Moist	Adjustment, %		
				Mod. pressure 25-125 1/m	High pressure >125 1/m	
A Large-scale joint expression	Multi wavy directional	100	100	95	90	
	Uni	95	90	85	80	
	Curved	85	80	75	70	
	Slight undulation	80	75	70	65	
	Straight	75	70	65	60	
B Small-scale joint expression 200 mm × 200 mm	Rough stepped/irregular	95	90	85	80	
	Smooth stepped	90	85	80	75	
	Slickensided stepped	85	80	75	70	
	Rough undulating	80	75	70	65	
	Smooth undulating	75	70	65	60	
	Slickensided undulating	70	65	60	55	
	Rough planar	65	60	55	50	
	Smooth planar	60	55	50	45	
Polished	55	50	45	40		
C Joint wall alteration weaker than wall rock and only if it is weaker than the filling		75	70	65	60	
D Joint filling	Non-softening and sheared material	Coarse Medium Fine	90 85 80	85 80 75	80 75 70	75 70 65
	Soft sheared material, e.g. talc	Coarse Medium Fine	70 60 50	65 55 45	60 50 40	55 45 35
		Gouge thickness < amplitude of irregularities	45	40	35	30
		Gouge thickness > amplitude of irregularities	30	20	15	10

Example: A straight joint with a smooth surface and medium sheared talc under dry conditions gives A = 70%, B = 65%, D = 60%; total adjustment = $70 \times 65 \times 60 = 27\%$, and the rating is $40 \times 27\% = 11$.

The rock mass rating (RMR) is the sum of the individual ratings.

Esta situación conflictiva de procedimiento de muestreos diferentes puede ser resueltos si la suma de las mediciones es dividida por un factor para llegar a la frecuencia promedio. Estos factores son mostrados en la Tabla 07, la cual puede ser apreciada si es comparado con el muestreo de los lados de un cubo sobre diferentes líneas en intersección. La necesidad de muestreo preciso no puede ser demasiado esforzada. A menudo estudios de líneas de detalle son hechos sobre paredes que no intersectan todas las características.

La frecuencia de fractura por metro promedio (FF/m) es usada en la Tabla 06 para determinar la valoración. El inverso de este número da el promedio del espaciamiento de fracturas. Los datos de A y B pueden ser usados solamente si el espaciamiento de junta para todas las familias es aproximadamente la misma. La figura 3 muestra la relación entre FF/m y las valoraciones de técnicas de muestreo diferentes para muestras diamantinas y afloramientos subterráneos que han sido ajustados para un espaciamiento promedio.

Debido a que la FF/m incluye a las características continuas (juntas) y discontinuas (fracturas), la continuidad debe ser estimada para dar el espaciamiento de juntas y el tamaño de bloque de la roca (figura 24). Así, la FF/m dará la valoración del macizo rocoso, pero este tiene que ser ajustado por los factores dados en la Tabla IV, (Ver página siguiente Figura 24).

Recuperación de testigos

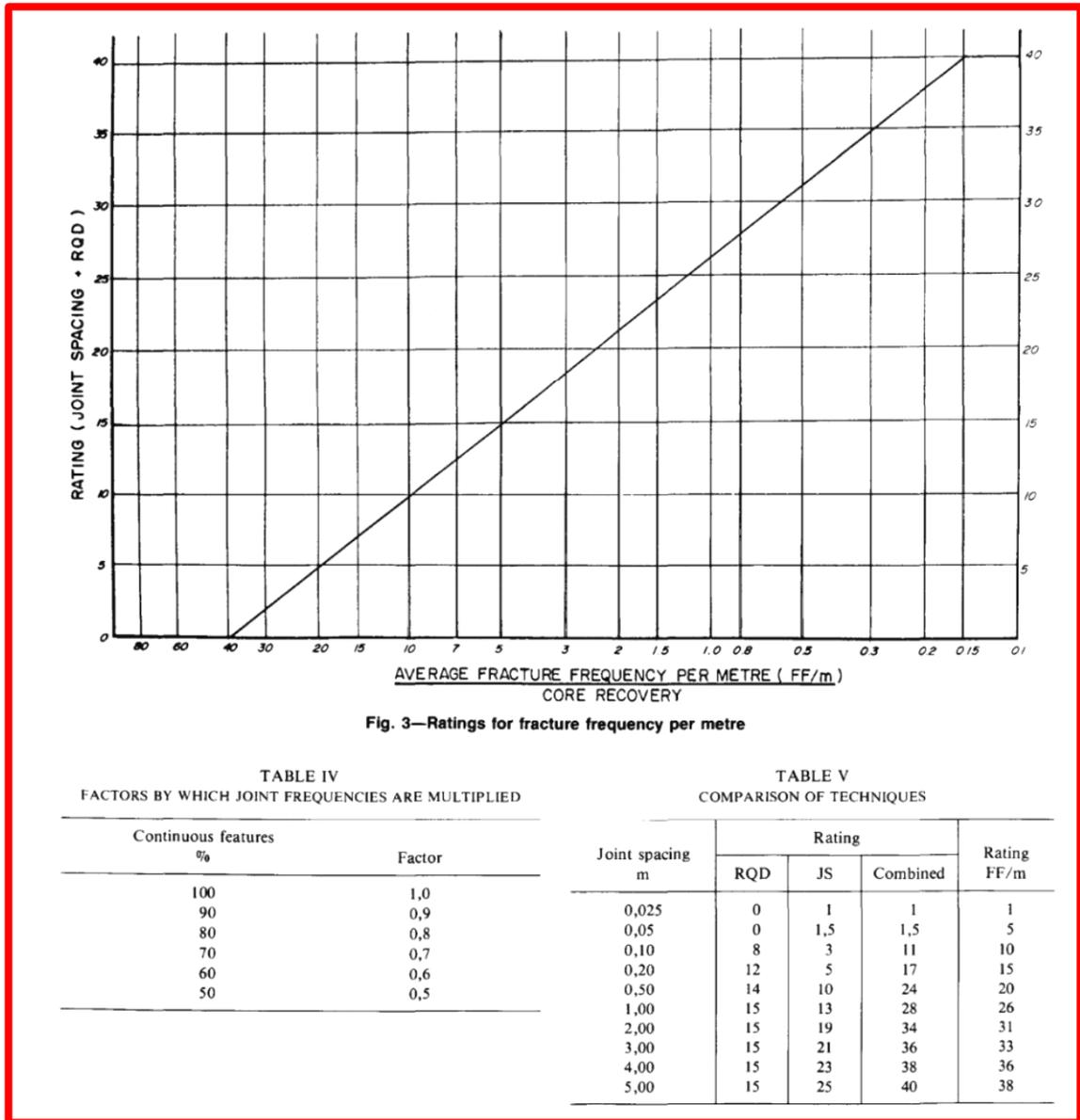
Como la FF/m no reconoce la recuperación de muestras, la FF/m debe ser incrementada si hay pérdida de muestras diamantinas, lo cual ocurrirá en las secciones más débiles de la muestra diamantina. El ajuste es hecho por la división de la FF/m entre la recuperación diamantina y este cociente multiplicado por 100.

Comparación de dos técnicas

La ventaja de la técnica de FF/m es que es más sensible que el RQD para un amplio rango de espaciamientos de juntas, debido a que éste mide solamente muestras diamantinas menores que 100 mm y rápidamente cambia a 100 por ciento. Ejemplos de esto son mostrados en la Tabla V, que asume que hay un porcentaje de muestras diamantinas mayores que 100 mm en las intersecciones de las juntas.

La técnica de la frecuencia de fractura fue usada primero en Chile en 1985 y luego en Canadá en 1986. En Zimbabwe la técnica de FF/m fue usado en conjunto con el RQD y la técnica de JS y fue establecido para ser solo como aproximación

Figura N° 05: Average fracture frequency per metre (FF/m)



Condición de Junta y Agua

La condición de junta es una evaluación de las propiedades friccionales de las juntas (no fracturas) y está basada sobre la expresión,

propiedades de superficie, zonas de alteración, relleno y agua. Originalmente el efecto de agua fue provisto para una sección separada. Sin embargo, se decidió que la evaluación de la condición de junta que permite el influjo de agua debería tener una mayor sensibilidad. Una valoración total de 40 es ahora asignada para esta sección. El procedimiento para la determinación de junta se muestra en la Tabla 08 , la cual divide la sección de la evaluación de juntas en subsecciones A,B,C y D. La subsección A proporciona la expresión de la característica a gran escala. B evalúa la expresión para la pequeña escala y está basado en los perfiles mostrados en la figura 5. La sección C es aplicado cuando hay una diferencia distintiva entre la dureza de la roca encajonante y aquella de la superficie de la junta. La sección D abarca las variaciones in el relleno de la junta.

Como las condiciones de las diferentes familias de juntas no son necesariamente las mismas, un promedio pesado tiene que ser calculado. Sin embargo, si hay una diferencia significativa en las valoraciones de la condición, esto debe ser resaltado en el texto o en los planos. Una valoración para una familia de juntas podría influenciar la orientación de los túneles y/o la secuencia del minado.

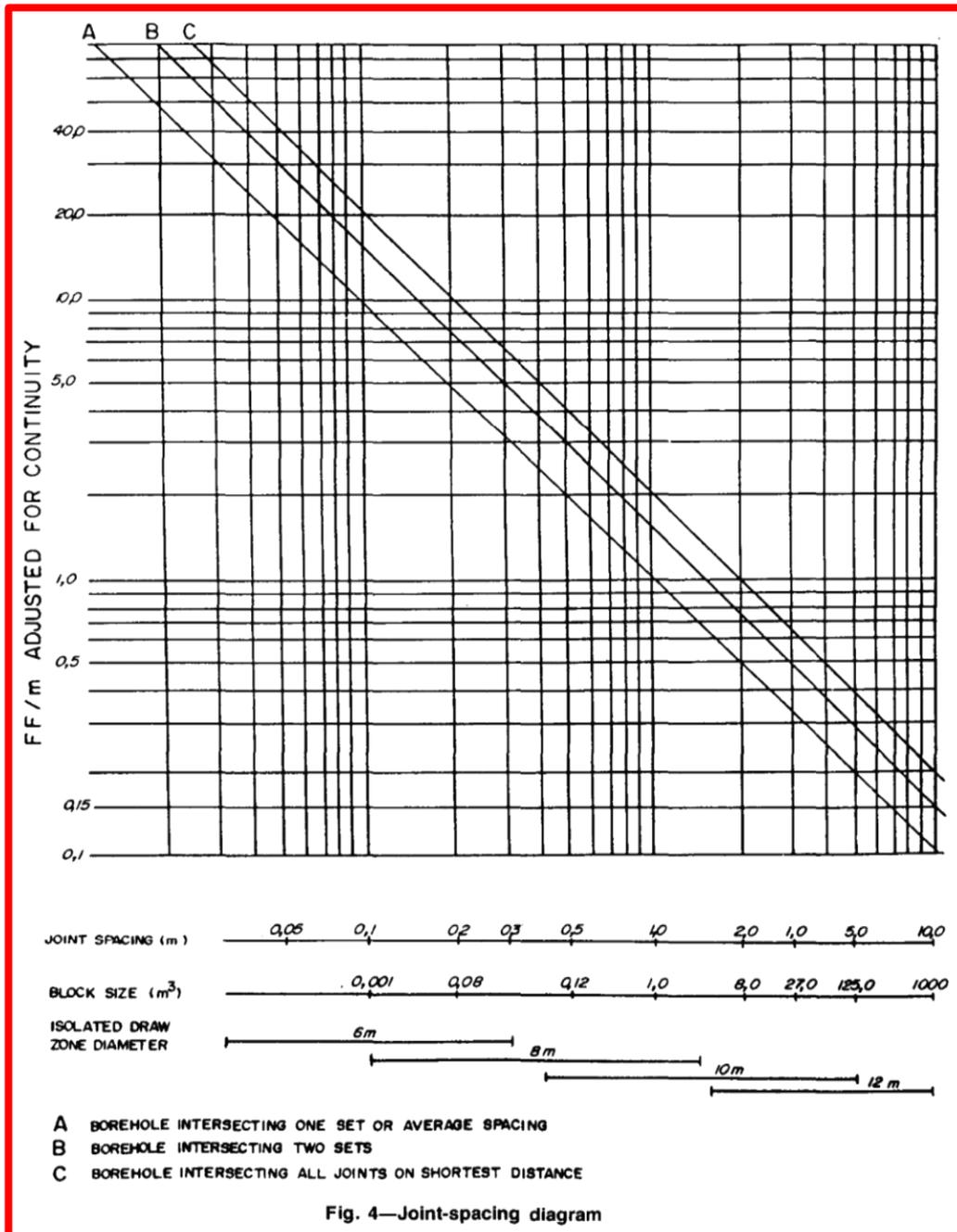
Cuando hay una preponderancia de cruceros sobre unidades o viceversa, un sesgo de muestreo puede ocurrir, resultando en preferencias esenciales, siendo dadas para estas características que intersecta las galerías dominantes en ángulos considerables.

Ajustes

El RMR es multiplicado por un porcentaje de ajuste para dar el MRMR. Los porcentajes de ajuste son empíricos, habiendo sido basado en numerosas observaciones en el campo. El procedimiento de ajuste requiere que el ingeniero evalúe la actividad minera propuesta en términos de su efecto sobre el macizo rocoso. Por ejemplo, voladuras

pobres tienen influencia en la estabilidad de galerías o taludes de tajo abierto, sin embargo, no tiene influencia sobre la excavabilidad del macizo rocoso.

Figura N° 06. El procedimiento para la determinación de junta



Se ha encontrado que hay una mejor apreciación de la operación cuando el personal de planeamiento tiene que pensar en términos de ajustes. Los conceptos de ajuste desarrollados para el sistema MRMR fueron usados por **Engineers International, Inc.** para preparar una clasificación del macizo rocoso de una mina con explotación con hundimiento y un sistema de estimación de soporte.

Meteorización

Ciertos tipos de rocas se meteorizan rápidamente, y debe ser tomado en consideración al tomar decisiones respecto del tamaño de la abertura y el diseño del soporte. La meteorización es dependiente del tiempo e influencia el periodo de tiempo de instalación del soporte y el ritmo del minado. Los tres parámetros que son afectados por la meteorización son el IRS, RQD o FF/m y la condición de juntas. El porcentaje RQD puede disminuir por el incremento de las fracturas. EL IRS puede disminuir significativamente cuando los cambios químicos tienen lugar; de hecho, está la situación con Kimberlitas, donde las rocas duras y sólidas tornan a arena en un periodo de tiempo corto. La condición de juntas es afectada por alteración de la superficie de la junta y el relleno de la misma. Los datos de meteorización basada en el examen de muestras diamantinas pueden ser conservadoras debido al área de superficie grande de la muestra relativa al volumen de las exposiciones subterráneas, las cuales son más confiables:

Figura N° 07: Percent Adjustment

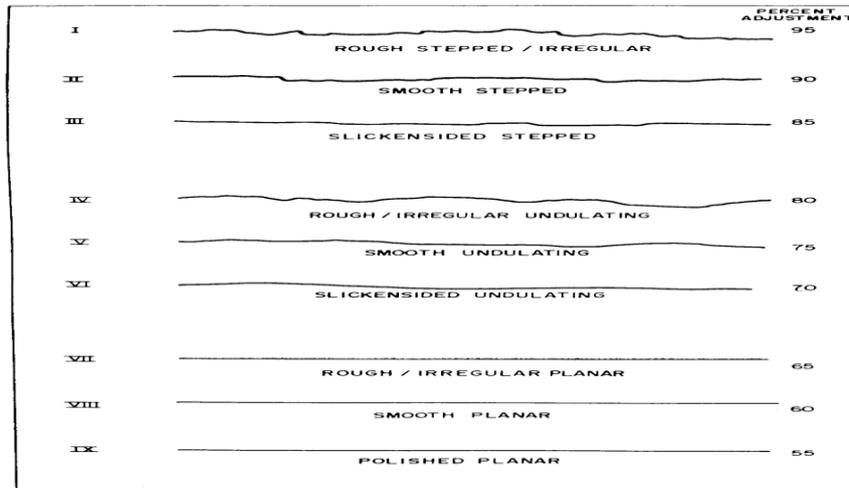


Fig. 5—Joint roughness profiles

Tabla N° 08: Percent Adjustment

Degree of weathering	Potential weathering and adjustments, %				
	½ y	1 y	2 y	3 y	4 + y
Fresh	100	100	100	100	100
Slight	88	90	92	94	96
Moderate	82	84	86	88	90
High	70	72	74	76	78
Complete	54	56	58	60	62
Residual soil	30	32	34	36	38

Orientación de juntas

El tamaño, forma y orientación de una excavación afecta el comportamiento del macizo rocoso. La posición de las juntas y sea que las bases de los bloques están expuestas o no, tienen una influencia significativa en la estabilidad de la excavación y las valoraciones deben ser ajustadas de acuerdo a ello. La magnitud del ajuste depende de la posición de las juntas con respecto al eje vertical del bloque. Como la gravedad es la fuerza más significativa a ser considerada, la inestabilidad del bloque depende del número de juntas que buzan desde el eje vertical. Los ajustes requeridos son mostrados en la Tabla 09.

Tabla N° 09: Percentage Adjustment for joint orientation

No. of joints defining the block	No. of faces inclined away from the vertical				
	70%	75%	80%	85%	90%
3	3		2		1
4	4	3		2	
5	5	4	3	2	1
6	6	5	4	3	2,1

La orientación de las juntas tiene un aporte sobre la estabilidad de los espacios vacíos y la excavabilidad de macizos rocosos que se están tajeando.

Los ajustes por orientación de zonas de cizalla con respecto al desarrollo son como siguen: 0-15° = 76%, 15-45° = 84%, 45-75 = 92%

El avance de los extremos o frentes en la dirección del buzamiento de las características estructurales es preferible desarrollarlos contra el buzamiento. Un ajuste del 90% debería ser hecho para ajustes previos cuando el avance es contra el buzamiento de una familia de juntas con espaciamiento pequeño. Esto es debido a que es más sencillo sostener bloques de roca que tienen juntas predominantes buzando con el avance

El ajuste para orientación de zonas de cizalla no se aplica a “roca fracturada”. La valoración máxima es por eso la orientación de junta multiplicada por la dirección de avance. El cual es $70\%(90\%)=63\%$.

El efecto de la orientación y condición de junta sobre la estabilidad es claramente visualizado en arcos de puentes hechos de bloques de rocas de alta fricción.

Ajuste por orientación de juntas para pilares y hastiales

Un ajuste por orientación modificado se aplica para el diseño de pilares o hastiales expuestos. Los ajustes son hechos donde las juntas

definen una cuña inestable con su base en el hastial. La inestabilidad es determinada por el Plunge más bajo (buzamiento) de la intersección de las juntas, también por la condición de las juntas que definen los lados de la cuña (Tablas 10).

Esfuerzos inducidos por Laboreo Minero

Los esfuerzos inducidos por Laboreo Minero resultan de la redistribución de los esfuerzos de campo (regional) que es causado por la geometría y orientación de la geometría de las excavaciones. La magnitud y ratio de los esfuerzos de campo deberían ser conocidos. La redistribución de los esfuerzos puede ser obtenido por modelamiento o de diagramas de redistribución publicados. Los esfuerzos redistribuidos que son de interés son: El máximo, Mínimo y sus diferencias.

Tabla N° 10: Percentage Adjustment for the plunge of the intersection of joints the base of blocks.

Average rating	Plunge degree	Adjustment %	Plunge degree	Adjustment %	Plunge degree	Adjustment %
0-5	10-30	85	30-40	75	> 40	70
5-10	10-20	90	20-40	80	> 40	70
10-15	20-30	90	30-50	80	> 50	75
15-20	30-40	90	40-60	85	> 60	80
20-30	30-50	90	> 50	85		
30-40	40-60	90	> 50	90		

Esfuerzos Máximos

El máximo esfuerzo principal puede causar fracturamiento paralelo a la dirección de este esfuerzo, el fracturamiento intenso del pilar (molido), y la deformación y flujo plástico de zonas suaves. La deformación de intercalamientos suaves conducen a la fractura de zonas duras en relativamente niveles bajos de esfuerzos. Un esfuerzo

compresivo en un ángulo pronunciado relativo a las juntas incrementa la estabilidad del macizo rocoso e inhibe el colapso. En este caso, el ajuste puede ser superior al 120 por ciento, es decir mejora la resistencia del macizo rocoso.

Esfuerzos Mínimos

El esfuerzo principal mínimo juega un significativo papel en las estabildades de los lados y posteriores de excavaciones grandes, los hastiales de las aberturas y las cumbres mayor y menor que protegen los horizontes de explotación o extracción. La remoción de esfuerzos horizontales altos sobre una de las cajas de una abertura grande resultará en la relajación del terreno más allá de la abertura

Diferencias de Esfuerzos

Una gran diferencia entre los esfuerzos máximo y mínimo tiene un efecto significativo en los macizos rocosos fracturados, resultando en cizallamiento a lo largo de las juntas. El efecto se incrementa cuando aumenta la densidad de juntas (debido a que más juntas serán orientadas desfavorablemente) y también las valoraciones de por condición de juntas disminuye. Los ajustes pueden ser tan bajos como el 60 por ciento.

Factores en la evaluación de esfuerzos por laboreo minero

Los siguientes factores deberían ser considerados en la evaluación de esfuerzos inducidos por laboreo minero:

- Esfuerzos inducidos en galería (drift)
- Interacción de galerías con espaciamiento muy pequeño
- Ubicación de galerías o túneles cercanas a aberturas grandes
- Amontonamiento (concentración (abutment)) de esfuerzos, particularmente con respecto a la dirección de avance y orientación de los esfuerzos de campo (un avance de tajeos a través de los esfuerzos máximos asegura buena excavación pero incrementa la concentración alta de esfuerzos (abutment) y viceversa.
- Elevación (Uplift)

- Cargas puntuales desde terrenos excavados causado por fragmentación pobre
- Remoción de restricciones a las cajas extremos superiores
- Incrementos en tamaño de área de minado causa cambios en la geometría
- Masivo fallamiento de cuñas
- Influencia de estructuras mayores no expuestas en la excavación, pero creando la probabilidad de altos esfuerzos en el pie o fallamientos en la zona posterior de la abertura
- Presencia de intrusivos que pueden retener esfuerzos altos o difundir esfuerzos dentro de los alrededores de la roca más competente.

El ajuste total es desde 60 hasta 120 por ciento. Para llegar al porcentaje de ajuste, uno debe evaluar el efecto de los esfuerzos sobre los parámetros básicos y usar el total.

Efectos de Voladura

La voladura crea nuevas fracturas y aflojamiento del macizo rocoso, causando movimiento de las juntas, por lo que los siguientes ajustes deben ser aplicados:

<i>Technique</i>	<i>Adjustment, %</i>
Boring	100
Smooth-wall blasting	97
Good conventional blasting	94
Poor blasting	80.

El ajuste de 100 por ciento para Boring está basado en la ausencia de daños en las paredes; sin embargo, experiencias recientes con tuneleras Roadheader muestran que el deterioro por esfuerzos ocurre en una pequeña distancia desde la pared. Este fenómeno está siendo investigado ya que buenas voladuras pueden crear una mejor condición de pared.

Se debe notar que voladuras pobres tienen su mayor efecto en pilares angostos y galerías con espaciamiento pequeño debido a la cantidad limitada de roca no afectada

Resumen de Ajustes

Los ajustes deben reconocer la vida de la excavación y el comportamiento tiempo dependiente del macizo rocoso:

Tabla N° 11: Parámetros para el posible ajuste

<i>Parameter</i>	<i>Possible adjustment, %</i>
Weathering	30–100
Orientation	63–100
Induced stresses	60–120
Blasting	80–100.

Aunque los porcentajes son empíricos, el principio del ajuste ha probado sensatez y como tal, obliga al diseñador tener en cuenta estos importantes factores.

Resistencia del macizo rocoso (RMS)

La resistencia del macizo rocoso (**RMS**) es derivado del IRS y el RMR. La resistencia del macizo rocoso no puede ser mayor que el promedio del ISR corregido de una zona. El **ISR** ha sido obtenido por muestreo de pequeños especímenes, pero el ensayo hecho en especímenes de “gran tamaño” muestra que sus resistencias es el 80 por ciento de aquellos especímenes pequeños. Como el macizo rocoso es un espécimen de “gran tamaño”, el IRS debe ser reducido al 80 por ciento de su valor. Así, la resistencia del macizo rocoso debería ser $IRS \times 80\%$ si ¡no tiene ninguna junta! El efecto de las juntas y las propiedades friccionales es para reducir la resistencia del macizo rocoso

El siguiente procedimiento es adoptado en el cálculo del RMS:

- La valoración (B) del IRS es restado de la valoración total (A) y, por consiguiente, el balance, es decir el RQD, espaciamento de juntas y su condición son una función de la valoración posible restante de 80.
- La IRS (C) es reducida al 80 por ciento de su valor

$$RMS = \frac{(A - B)}{80} \times C \times \frac{80}{100},$$

Por ejemplo. Si el total de la valoración (**RMR Básico**) fue de 60 con un IRS de 100 Mpa y una valoración de 10, entonces:

$$RMS = 100 \text{ MPa} \times \frac{(60 - 10)}{80} \times \frac{80}{100} = 50 \text{ MPa.}$$

Resistencia del macizo rocoso de diseño (DRMS)

La resistencia del macizo rocoso de diseño (DRMS) es la resistencia del macizo rocoso no confinado en específico entorno minero. Una operación minera expone la superficie de la roca y el interés es con la estabilidad de la zona que circunda la excavación. La extensión de esta zona depende del tamaño de la excavación y, exceptuando macizos rocosos fallados, propaga la inestabilidad desde la superficie de la roca. El tamaño del bloque de la roca generalmente definirá la primera zona de inestabilidad. Los ajustes que relacionan a aquel entorno minero, son aplicados al RMS para dar el DRMS. Como el DRMS está en Megapascales, pueden ser relacionados a los esfuerzos mineros inducidos. Por eso, los ajustes usados son aquellos por: meteorización, orientación y voladura. Por ejemplo, si:

Meteorización = 85%, orientación = 75%, voladura = 90%, Total = 57%, y RMS = 50, el ajuste = 57% y el DRMS $50 \times 57\% = 29 \text{ Mpa}$.

Consecuentemente, el macizo rocoso tiene una resistencia compresiva no confinada de 29 Mpa, el cual puede ser relacionado al total de los esfuerzos.

Presentación de datos

Los datos de las valoraciones para el macizo rocoso deben ser graficados en planta y sección como clases o subclases. Si las subdivisiones A y B son utilizadas, las zonas A pueden ser coloreadas completamente y las zonas B pueden ser achuradas. Estos planos y secciones proveen los datos básicos para el diseño de mina. El planeamiento son graficados con las valoraciones ajustadas (MRMR) los que resaltarán áreas de problemas potenciales o, si el planeamiento ha sido acordado, los requerimientos de sostenimiento serán basados en el MRMR o DRMS. En el caso del DRMS, los valores pueden ser delineados.

Aplicaciones Prácticas

El macizo rocoso puede ahora ser descrito en valoraciones o megapascales; en otras palabras, estos números definen la resistencia del material en el cual las operaciones mineras se están ejecutando. La estabilidad o la inestabilidad de la excavación han sido relacionadas a estos números. En las minas en que el sistema ha estado en operación, su introducción fue bienvenida por todos los departamentos, desde geología hasta aquellos involucrados en la producción.

2.3 DEFINICIÓN DE TERMINOS BÁSICOS

Minado por cámaras y pilares

Es un método donde el minado avanza en superficie horizontal o sobre una pequeña gradiente. Se abren múltiples tajeos o cámaras, dejando zonas intactas para que actúen como pilares para sostener la carga vertical. Desde que la dirección de la excavación está en un nivel donde el mineral no fluye por gravedad, por consiguiente: el material debe ser cargado en la cámara donde sea extraído y transportado a un punto donde pueda fluir ya sea por gravedad o por medios mecánicos, a un punto de reunión central para ser extraído.

Minado por corte y relleno ascendente mecanizado

Es un método ascendente (realce). El mineral es arrancado por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes del tajea, y en algunos casos especiales el techo. La explotación de corte y relleno puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características:

- Fuerte buzamiento, superior a los 50° de inclinación.
- Características físico-mecánicas del mineral y roca de caja relativamente mala (roca incompetente).
- Potencia moderada.
- Límites regulares del yacimiento.

Minado por Subniveles con Taladros Largos

El tajeo por subniveles (Sublevel stoping, Blasthole o Longhole Stoping) con taladros largos; es un método de minado de alta producción aplicable: A cuerpos o vetas extensos, de buzamiento casi vertical y geometría regular que poseen un mineral y cajas competentes que requieren esporádicos o ningún soporte y el mineral roto fluye bajo la influencia de la gravedad".

Definición tomada del trabajo sustentado por Ulianov Palomino Vallejo en la Universidad Nacional de Huamanga "Minado por sub-niveles con taladros largos en cuerpos y vetas, Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. en la Unidad de Producción Uchucchacua".

Este método posee una fuerte inversión en la etapa de preparación, aunque dicho costo es compensado por el hecho que gran parte de la preparación es ejecutado en mineral. Dicho método no es selectivo, por lo que la geometría del cuerpo debe ser regular y bien definida.

La perforación de taladros es ejecutada con máquinas perforadoras de taladros largos. El uso eficiente de voladuras a gran escala hace del

Tajeo por subniveles uno de los métodos de minado subterráneo de más bajo

costo.

El sistema del cono, es una variante del método tradicional de tajeo por subniveles: no se construyen drawpoints o ventanas de extracción perpendiculares al rumbo de la veta en desmonte sino la veta se divide verticalmente a través de subniveles longitudinales al rumbo de la veta y se desarrolla un subnivel principal por encima de la galería inferior que sirva como drawpoint o labor de acarreo, pero en mineral. La secuencia de

explotación es en retirada, disparando bloques de mineral en forma de escalera; en última instancia se dispara el puente de mineral entre la galería inferior y el subnivel principal."

Este método es conocido también con el término "Sublevel Stopping", es una aplicación de los principios de la voladura de banco a cielo abierto a las explotaciones subterráneas, consiste en el arranque del puente entre dos niveles de perforación en sentido descendente y ascendente. El sistema establece un único nivel base (nivel de extracción) para varios subniveles superiores. El mineral disparado cae por gravedad, siendo recepcionado en la zanja preparada para éste efecto y posteriormente recuperado y transportado.

Generalmente cuando los cuerpos mineralizados presentan grandes dimensiones, éstos se dividen en dos o más tajeos para evitar el colapso o desprendimiento de las cajas, de estas formas se dejan pilares de mineral in

situ, el que sirve de soporte para las cajas. Estos pilares pueden ser recuperados, parciales o totalmente al final de la explotación, ya que, en esta fase existe menor riesgo de crear condiciones de inseguridad para el

personal. Existen dos variaciones en este método:

Definición tomada del trabajo sustentado por Uliánov Palomino Vallejo en la Universidad Nacional de Huamanga "Minado por sub-niveles con

taladros largos en cuerpos y vetas, Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. en la Unidad de Producción Uchucchacua".

- El método taladros paralelo.
- El método taladros en abanico.

A. Método taladros en paralelo

Es ventajoso emplear este sistema en yacimientos verticales de buena potencia. Las operaciones de perforación en subniveles, se realiza exclusivamente por medio de taladros largos en paralelo usando barras de extensión para lograr una profundidad apropiada.

Una vez abierta la rosa frontal del nivel inferior para empezar el arranque, se comienza la perforación del subnivel más bajo antes de perforar los taladros largos paralelos se ensancha el subnivel a todo el ancho minable; luego se inicia con la perforación en forma descendente. La voladura se comienza por abajo y se realiza en orden ascendente o lateralmente con salida a una cara libre; la distancia entre los subniveles puede variar hasta los 60 metros, dependiendo de la desviación de los taladros.

B. Método taladros en abanico

El sistema es aplicable en yacimientos sub verticales (70° a 90°), con cajas o hastiales con buenas características geomecánicas. Una vez extraído el mineral, quedan cámaras abiertas de grandes dimensiones. La perforación en forma de abanicos, se realiza desde las galerías de preparación de los subniveles con barras ascendentes, descendentes hacia ambos lados, cuyas longitudes se adaptan al contorno de la mineralización. Para disminuir los altos costos por labores de preparación, se intenta que los taladros tengan una gran longitud.

Inicialmente se construye una chimenea (creando una cara libre) y posteriormente se disparan los taladros próximos, para abrir la cara libre a todo el ancho del tajea, luego se disparan las filas en producción. Se utiliza voladuras controladas en los límites de los tajeas para reducir los riesgos por caída de rocas.

Los diámetros de las brocas para este tipo de método varían entre 51 a 64 mm, la separación entre secciones de perforación oscila entre 1.2 y 1.8 m. El emboquillado, orientación y desviación de los taladros, son algunas de las condiciones operativas para obtener buenos resultados. Por ello, es necesario emplear sistemas de orientación y accesorios especiales y no perforar taladros con longitudes mayores a 25m.

2.4 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

2.4.1 HIPÓTESIS GENERAL

El diseño geomecánico determina las dimensiones del tajeo con pilares corridos de la mina Marcapunta Norte.

2.4.2 HIPÓTESIS ESPECÍFICOS

- La geología, estructuras y mineralización si influyen en el diseño geomecánico del tajeo por subniveles con pilares en la Mina Marcapunta Norte
- El tipo de minado si influye en el diseño geomecánico del tajeo por subniveles con pilares en la Mina Marcapunta Norte

2.5 IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

2.5.1 VARIABLES INDEPENDIENTES

El diseño geomecánico.

2.5.2 VARIABLES DEPENDIENTES

Dimensiones del tajeo con pilares corridos de la mina Marcapunta Norte.

2.5.3 VARIABLES INTERVINIENTES

Asociación Mineralógica

2.6 DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLE E INDICADORES

Se expresará en tipo de roca I, II, III, IV, V de acuerdo a la comparación de indicadores resistencia de la roca intacta, RQD, espaciamiento de las discontinuidades, condición de las discontinuidades, condiciones hidrogeológicas, para la medición de los indicadores se utilizarán las tablas de caracterización geomecánica.

CAPITULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN

El proyecto a desarrollar estará basado en tres tipos: exploratorio, descriptivo y explicativo.

3.2 MÉTODOS DE INVESTIGACION

Se realizará un enfoque Cuantitativo, describiendo y explicando la caracterización geológica y geomecánica de las zona de estudio, mediante la toma de datos y análisis interpretativos.

El desarrollo del presente tema de investigación se realizará en tres etapas;

Recopilación de información, trabajo de campo y trabajo analítico.

Para cumplir el objetivo del estudio se realizó una serie de actividades como son:

Se realizaron siguientes trabajos previos:

- Realizar la caracterización geomecánica de la masa rocosa.
- Clasificar geomecánicamente a la masa rocosa.
- Elaborar la zonificación geomecánica de las áreas a explotarse.
- Establecer los parámetros de resistencia de la roca.
- Definir y dimensionar el método de minado.
- Dar las recomendaciones sobre las estrategias del minado.
- Caracterización litológica y estructural de la masa rocosa en la Mina Marcapunta Norte, en función a la información recopilada, el mapeo geomecánico de las labores mineras subterráneas (según normas de International Society for Rock Mechanics) y la revisión de los testigos de las perforaciones diamantinas disponibles en el área de interés.
- Se determinó la calidad de la masa rocosa involucrada en las áreas de estudio, mediante la aplicación de criterios de clasificación geomecánica, como el de Bieniawski (1989), Barton (1974).
- Se realizó la zonificación geomecánica del yacimiento, para establecer los dominios estructurales con la información obtenida.
- Se evaluaron los factores adicionales (influencia del agua subterránea).

Definición y dimensionamiento del método de minado

- Se definió el método de minado “Tajeo por Subniveles” en base a las condiciones naturales que presenta el yacimiento y a los análisis del “Método Gráfico de Estabilidad” y el “Modelamiento Numérico”.

- Se dimensionaron los diferentes componentes asociados al método de minado definido: dimensiones máximas, esquema y secuencia de minado y tipo de sostenimiento.

3.3 DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

Exploratorio: se tomarán datos geomecánicos de campo de las estructuras, obteniéndose información para diseñar el tipo de minado masivo.

Descriptiva: Descripción detallada geomecánica de los macizos rocosos y de las estructuras mineralizadas.

Explicativa: Definiremos las causas y efectos que implican la caracterización geomecánica.

3.4 POBLACIÓN Y MUESTRA

La población en el estudio son los macizos rocosos y las estructuras mineralizadas del distrito minero y las muestras son tomadas en forma sistemática.

3.5 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Para la realización del estudio se tomó observaciones de campo, revisión de información de previa, pruebas de laboratorio, estimaciones de campo, trabajos de gabinete con el uso de herramientas adecuadas para el tratamiento de la información obtenida.

3.5.1 TRABAJO DE CAMPO

- Reconocimiento geológico-geomorfológico de la zona.
- Mapeos geomecánicos en labores mineras subterráneas (celdas en detalle)
- Logueo geotécnico en testigos rocosos de las perforaciones diamantinas.

- Estimación “in-situ” de algunos parámetros (resistencia a compresión, niveles de agua, etc.) para constatar información mostrada en los resultados de ensayos de propiedades físico-mecánicas de la roca en laboratorio.
- Recopilación de información adicional (planos, informes, etc.) de interés para el estudio.

3.6 TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

3.6.1 TRABAJO DE GABINETE

- Revisión y análisis de toda la información disponible.
- Procesamiento y análisis de la información registrada en el campo.
- Clasificación geomecánica de la masa rocosa.
- Zonificación geomecánica de la masa rocosa.
- Establecimiento de las propiedades de resistencia de la roca intacta, discontinuidades y masa rocosa.
- Evaluación de los factores complementarios de influencia sobre la estabilidad (agua y esfuerzos).
- Definición y dimensionamiento del método de minado, evaluación de las condiciones de estabilidad del terreno asociadas al minado subterráneo.
- Elaboración del informe técnico.

Toma de datos y de muestras in situ, revisión de perforaciones diamantinas antiguas, revisión y recopilación de estudios geológicos existentes del distrito Minero.

Se realizará el procesamiento de datos geomecánicos correlacionándolos con las secciones geológicas sistemáticas.

CAPÍTULO IV
RESULTADOS Y DISCUSIÓN
4.1 DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO
4.1.1 UBICACIÓN Y ACCESO

El Proyecto Marcapunta Norte se encuentra ubicado a 2 Km. al sur de la mina Colquijirca. Políticamente pertenece al distrito de Tinyahuarco, Provincia y Departamento de Pasco; geográficamente se ubica dentro de la región Puna con una altitud promedio de 4350 msnm, a su vez, el distrito de Tinyahuarco se encuentra a 8 Km. Al sur de Cerro de Pasco. El área específica de estudio es un rectángulo de 1, 900 x 1,500 metros, haciendo un total de 285 Has.

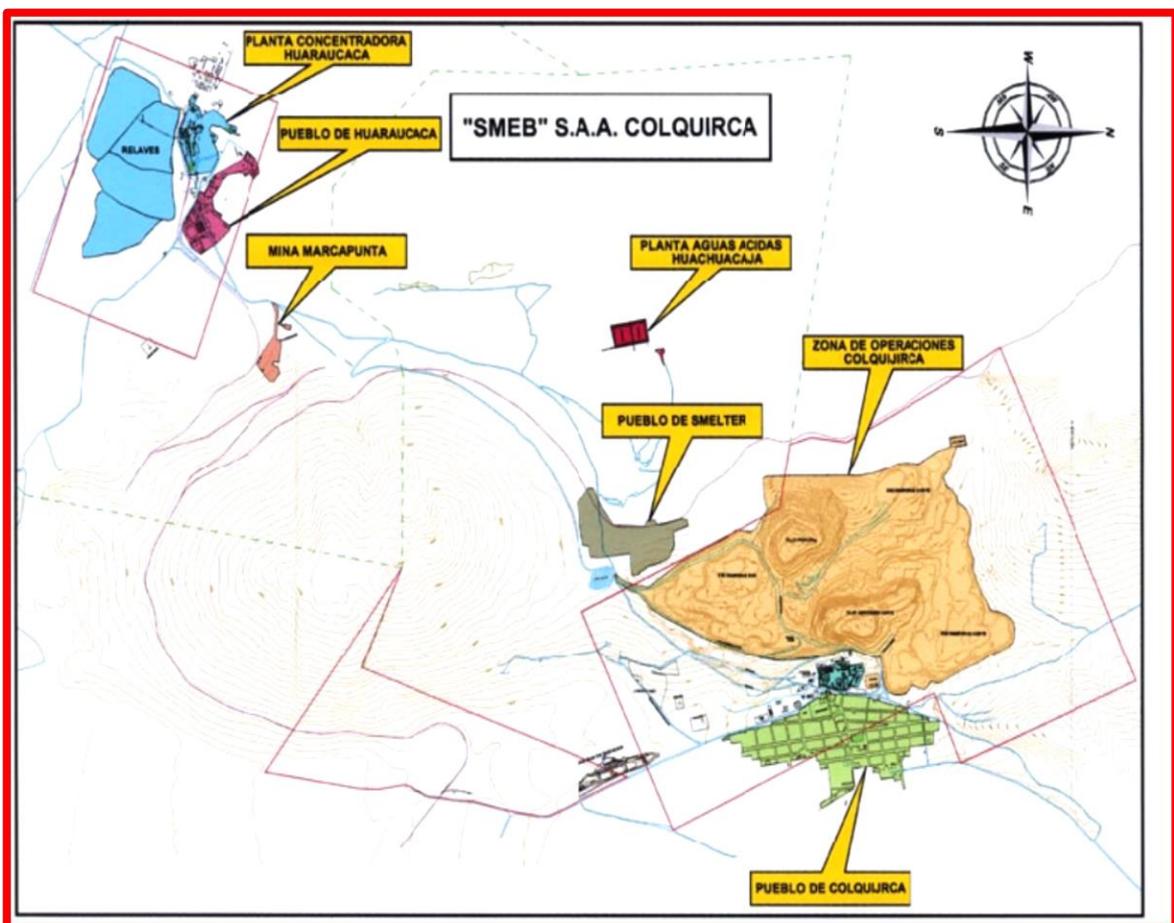
Colquijirca es relativamente de fácil acceso hacia la capital; una de ellas es la carretera asfaltada:

Cuadro N° 01: Acceso a la mina Marca Punta Norte

Origen	Destino	distancia (km)
Lima	La Oroya	175.00
La Oroya	Colquijirca	114.50
Total =		289.50

Fuente: Elaboración Propia

Cuyo total recorrido toma un tiempo aproximado de 5 horas. La mina está a una altitud promedio de 4,300 m.s.n.m.



Mapa N° 01: Mapa de ubicación de la mina Marcapunta Norte

El ferrocarril central, La Oroya - Cerro de Paseo, que emplea CENTROMIN Perú para el transporte de minerales desde Cerro de Paseo hasta La Oroya atraviesa por las propiedades de El Brocal, bordeando el sector Oeste del cerro Marcapunta, en la actualidad no existe servicio de transporte de pasajeros por tren. Como vía alternativa se tiene el acceso aéreo para lo cual se tiene un pequeño campo de aterrizaje en la localidad de Vicco, desde donde se sigue por una carretera afirmada hasta Colquijirca en aproximadamente 20 minutos. Otra vía, aunque poco empleada lo constituye la carretera Lima, Huaral, Canta, Huayllay y Colquijirca

El cerro Marcapunta en sí, cuenta con una trocha para vehículos livianos cuyo acceso parte desde Colquijirca, llega hasta la cumbre norte; de donde salen varios ramales que llegan a su parte oriental y hasta el extremo sur.

4.1.2 HISTORIA

El Yacimiento Minero de Colquijirca es actualmente una de las principales unidades de la Sociedad minera "El Brocal" SA., empresa dedicada a la explotación y exploración de yacimientos de plata, plomo y zinc.

Colquijirca etimológicamente proviene de los vocablos quechua - aymara, Golque = Plata y Jirca = Cerro, que traducido al español significa "Cerro de Plata". La actividad minera en Colquijirca se desarrolla desde la época Pre Incaica, pues los Tinyahuarcos asentados en Marcapunta (Puntamarca) ya extraían plata del Cerro contiguo. El 12 de Marzo de 1,533 los españoles sorprendieron a los Tinyahuarcos conduciendo 400 arrobas de plata fina y 150 arrobas de oro para pagar el rescate del Inca Atahualpa. En el Virreinato la mina fue explotada a través de pequeños tajos abiertos y labores en forma de media barreta que seguían el rumbo y buzamiento de los estratos.

En 1973, se alcanzó un récord de producción de 199,317 TMS de mineral por explotación convencional subterránea. También se inician los trabajos a tajo abierto "Mercedes-Chocayoc" y en la zona de Marcapunta (Minería sin rieles). En 1974, se abandonaron las zonas de minería convencional para intensificar la producción de cobre de Marcapunta por el repunte de la cotización del metal a 1.5 \$/Lb. En 1975, se intensificó el desbroce del tajo abierto. Ese año se benefició a 580 TPD que fue el máximo volumen, para luego declinar el año siguiente.

En 1976, se cerró definitivamente la explotación convencional subterránea en Colquijirca. En el período de 1976 hasta 1978, se atravesó una etapa de falencia económica al quedar descapitalizada la mina.

El 22 de Mayo de 1979 se ingresó a un período de reactivación económica, gracias a la inversión de capitales tanto del Ingeniero Alberto Benavides de la Quintana, del Sr. Dionisio Romero; como otros.

En noviembre de 1996, la planta concentradora de Huaraucaca comienza con la flotación selectiva de zinc, plata y plomo; que anteriormente solo se hacía como un concentrado Bulk. Al mismo tiempo se incrementa la capacidad a 2,200 toneladas diarias. El área de Colquijirca ha sido visitado por innumerables geólogos de renombre, tanto nacionales como extranjeros, específicamente en el área de Marcapunta se han hecho estudios desde mediados de la década del 70, intensificándose en la de 1980. Pudiéndose citar entre otros a: Lindgren (1935), McKinstry (1936), Jenks (1951), Roggers y Frey (1954), De las Casas (1963), Jochamowicz (1970), R. Lehne (1971), Misión Alemana (1973), Instituto de Energía Nuclear y Orlando Orbegozo (1975). Complementándose con el Dr. D. Noble, el Ing. G. Barba de BISA, y el Dr. Cesar Vidal; quienes han hecho trabajos de cartografiado geológico, revisión de algunos sondajes diamantinos, entre otros.

En Julio de 1990, BISA sugirió investigar el ambiente arsenical de la región, dado su condición favorable en la precipitación del oro.

4.1.3 RECURSOS

El cuerpo mineralizado de Marcapunta Norte tiene como principal recurso a el cobre. Respecto de los volúmenes de producción, la empresa opera una planta con una capacidad de tratamiento estimada de 6,000 toneladas de mineral por día. La empresa beneficia diariamente, 5,000 toneladas de mineral de plata-plomo-zinc y 1,000 toneladas de mineral de cobre. Dicha información consta en las memorias de la empresa.

El recurso humano es bueno y capacitado por ser una zona eminentemente minera, cuenta con energía eléctrica; casi el 100% del agua utilizada por la población minera de Colquijirca y del distrito de Tinyahuarco en general, proviene de la laguna de Angascancha; desde donde el agua es conducida por gravedad a través de un canal de tierra que lleva las aguas hasta una poza de recepción de 3x3 m por 1 m de profundidad. También cuenta con todos los servicios básicos.

4.1.4 CLIMA

El clima es frígido, variando la temperatura de acuerdo a las estaciones del año en el orden de -5° a $+16^{\circ}$ C.

4.1.5 VEGETACIÓN

La vegetación es escasa, solamente caracterizado por la presencia de pastos naturales tal como el ichu y sembríos de tubérculos, de manera esporádica.

4.1.6 FAUNA

La fauna en la zona está representada por el ganado vacuno, ovino, porcino y caballar; así mismo la vizcacha y algunas aves silvestres.

4.1.7 GEOMORFOLOGÍA

En la clásica zonación morfoestructural de los Andes del Perú central, el área de estudio forma parte de la Altas Planicies, situándose hacia la terminación septentrional de las mismas. Morfológicamente las altas planicies se distinguen por una topografía relativamente suave, en comparación con las cordilleras Occidental y Oriental que se encuentran hacia sus flancos, y por cotas entre 3,800 y 4,500 m. s. n. m.

La zona de estudio ha quedado delimitada por dos valles casi paralelos, los cuales responden al nombre de Ocshopampa y Andacancha en el E y W del Cerro Marcapunta respectivamente, cuya orientación es N 80° W para ambos casos. El primero tiene su orí en la Laguna de Huaynuacocha a unos 750 m. al norte de Colquij prolongándose 2.5 Km. hasta las inmediaciones de San Gregorio. El segundo, tiene sus nacientes entre los cerros Viscagaga y Vista Alegre, a unos 500 m. al NW de Condorcayán y luego de recorrer 2 Km. se une al río San Juan casi transversalmente.

Las zonas positivas la conforman las lomadas que se encuentran en los flancos de los valles, con pendientes moderadas a fuertes, otra de las manifestaciones está conformada por pequeñas colinas ubicadas hacia el oeste del tajo en operación. Los efectos degradacionales se manifiestan por los valles producidos por los glaciares donde actualmente se desarrollan pequeños riachuelos con numerosos meandros que aumentan su cauce en épocas de lluvias.

Los circos glaciares son otra de las manifestaciones de la erosión glaciár, dando como resultado áreas casi redondeadas situadas al NE de Colquijirca en alguna de ellas se han acumulado agua en su interior formando pequeñas lagunas.

4.1.8 GEOLOGÍA

4.1.8.1 COMPLEJO VOLCÁNICO DE MARCAPUNTA

Con toda la información obtenida de las campañas de perforación diamantina de 1980-1981 y 1995-1996; además de todos los trabajos de cartografiado geológico y muestreos geoquímicos, realizados por los doctores Donald Noble, César Vidal y el ingeniero Guillermo Barba; y con los posteriores registros geológicos, elaborados por los geólogos de exploraciones de la mina. Se ha establecido que el centro volcánico de Marcapunta, es un complejo, en el cual se han sucedido efusiones volcánicas lávicas y piroclásticas, además del emplazamiento de domos y posterior formación de diatremas, que permiten denominarlo como tal.

Como referencia de toda la variedad de unidades de origen ígneo, interceptadas por los sondajes diamantinos, efectuados en el Proyecto Cobre Marcapunta, describimos algunas de ellas.

Comúnmente, en el tope de la secuencia volcánica, se observan flujos de piroclastos de fraccionometría variada; pudiendo encontrarse desde tobas hasta aglomerados, los cuales pueden ser monomícticos y polimícticos, aun en el segundo caso, es posible apreciar la notable predominancia de los clastos de origen volcánico, en los cuales incluso se pueden apreciar su textura porfirítica, cuya composición mineralógica predominante, la constituyen feldespatos, seguidos por cuarzo/vidrio volcánico y escasas plagioclasas. Los dos primeros ocurren como fenocristales anhedrales de dimensiones promedio entre 2 milímetros a 5 milímetros, en tanto que las plagioclasas son subhedrales a euhedrales y de tamaño más pequeño. La matriz es comúnmente afanítica y puede presentar alteraciones como cloritización, sericitización o argilización incipiente a intensa. En algunos tramos se pueden apreciar texturas de sedimentación.

Algunas veces, estas unidades piroclásticas tienen características que las asemejan a brechas, debido a la abundancia de matriz que puede ser areniscosa a sabulítica, de granos angulosos. O si no a la abundancia de clastos y escasa matriz, que le da a la roca un aspecto “craquelado”, donde la movilización de dichos clastos ha sido mínima.

En las unidades ígneas magmáticas se han podido determinar tanto cuerpos lávicos como hipabisales, habiéndose clasificado variedades como: monzonita cuarzosa, cuarzo latitas, dacitas, sienitas y sienogranitos. Las cuales son generalmente porfíricas, donde se pueden apreciar con facilidad, fenocristales de feldespatos cuyas dimensiones alcanzan hasta 4 centímetros de longitud en sus dimensiones axiales y presentan formas subhedrales, pero de dimensiones menores, inferiores al centímetro.

Muchas de estas unidades, también presentan alteraciones similares a las descritas para las unidades piroclásticas, es decir, cloritización, sericitización o argilización, por lo cual presentan coloraciones verdosas y blanquecinas.

Ha sido posible interceptar en algunos sondajes, ocurrencias de sulfuros (pirita y enargita), masivos, vetiformes y diseminados, los cuales reemplazan y se emplazan tanto en la matriz de la roca como en los fenocristales de sus feldespatos componentes. La enargita, asociada esencialmente a la pirita, ocurre en hábitos similares a ésta. Asimismo, se puede apreciar la ocurrencia conspicua de alunita, la cual reemplaza tanto a los fenocristales de feldespatos como a la matriz de la roca.

Algunas de estas unidades ígneas, en diversos tramos, presentan texturas oquerosas (vuggy silica) en las cuales ocurren geodas de pirita, enargita y alunita, que se disponen en agregados de diminutos cristales. Estas características, revelan, la naturaleza epitermal de alta sulfuración de la mineralización aurífera del complejo volcánico y la mineralización cuprífera y polimetálica de las formaciones Calera y Shuco.

4.1.8.2 GRUPO POCOBAMBA

En el área de Smelter y Marcapunta, se han llegado a identificar las siguientes unidades litoestratigráficas, las cuales corresponden a dos secuencias sedimentológicas bien definidas. Las más superiores, conformadas por rocas carbonatadas, pertenecientes a la denominada Formación Calera; y las infrayacentes, a rocas detríticas de fraccionometría gruesa y fina, correspondientes a la Formación Shuco. Ambas conforman la secuencia Terciaria lacustre del Grupo Pocobamba:

Lito estratigrafía de la formación Calera

Cuyos afloramientos se pueden apreciar en el Tajo Norte y se halla constituida por una secuencia sedimentaria mixta: carbonatada, detrítica y piroclástica, en la que se intercalan rocas carbonatadas como calizas, margas y dolomías; con horizontes limoarcilíticos, además de rocas tobáceas de fraccionometrías gruesas a finas. En el perímetro norte del Cuerpo Marcapunta, se han llegado a identificar las siguientes unidades litoestratigráficas dentro de la denominada formación Calera:

- a).- Miembro Colquijirca (Ti-Col-MC)
- b).- Miembro Inferior (Ti-Ca-MI)

a).- Miembro Colquijirca.- El cual se subdivide en tres horizontes, en los cuales están emplazados las “franjas de mineralización”, conformando los denominados Horizonte Superior, Horizonte Medio y Horizonte Inferior. Se compone esencialmente por rocas carbonatadas (dolomías y en menor proporción calizas y margas), y rocas silíceas (chert). En menor proporción presentan intercalaciones de delgados horizontes limoarcilíticos y tobáceos.

Las dolomías que predominan en los horizontes Superior e Inferior, derivan fundamentalmente, de procesos de dolomitización, que afectaron a los carbonatos originales, por lo cual, generalmente se presentan en estratos gruesos y muestran una textura porosa, producto del reemplazamiento metasomático. Tienen colores crema, pardo claro

y beige. Ocasionalmente se intercalan con delgados niveles de chert y/o contienen nódulos del mismo.

Como rocas silíceas se tiene chert, que es bastante notable en el Horizonte Medio, el cual se presenta en estratos gruesos masivos y como nódulos en niveles dolomíticos. En este horizonte, es común la presencia de silicificación, apreciable en dolomías y calizas, en grados leve a intensa. Y tanto estos niveles silicificados, como los estratos de chert, presentan mineralización, emplazada en cavidades como en planos de fracturamiento.

Tanto los horizontes Medio e Inferior, que han sido mineralizados, presentan un avanzado proceso de sulfuración y silicificación, que mayormente, a afectado a las dolomías y calizas; y en menor grado a los niveles margosos, que se intercalan muy ocasionalmente con estas. Dicha alteración, deriva del proceso de circulación de los fluidos mineralizantes, que han producido cuerpos masivos de pirita-enargita por metasomatismo; además de minerales como alunita, típico de fluidos de una alta acidez.

b).- Miembro Inferior.- El cual, es muy ligeramente similar al Miembro Colquijirca, por lo mismo, se observan secuencias carbonatadas y detríticas intercaladas, pero a diferencia del anterior, las calizas son más abundantes, y la proporción de limoarcilitas y arcilitas es mayor. Muy ocasionalmente se han detectado en sondajes delgados niveles tobáceos.

Los horizontes calcáreos, son masivos, de colores grises y pardos, de texturas, “wackestone” y “mudstone”, pero predomina la segunda. Los horizontes margosos y limoarcilíticos son de colores grises de diversas tonalidades, y se intercalan como estratos delgados. En toda la secuencia calcárea se observa microestructuras de presión (estilolitos). Los niveles margosos, son también masivos y de colores gris verdoso a gris pardo y se encuentran intercalados con los niveles calcáreos. Los horizontes dolomíticos hallados en este miembro, son aún más

escasos; y presentan estructuras varvadas que determinarían su origen singenético. Son de colores de gris-pardo claro y beige.

Los horizontes detríticos finos (arcilitas y limoarcilitas), son generalmente delgados y presentan colores grises de tonalidades claras y oscuras. Son deleznable y se presentan intercalados con las calizas y margas. Es notable también, que estos niveles detríticos finos, sean más abundantes y de mayores espesores, conforme nos acercamos a la base de este miembro.

Esta secuencia, ha sido mineralizada, de modo muy similar a los horizontes del Miembro Colquijirca; por lo cual, también en estas rocas se aprecia un avanzado proceso de sulfuración y silicificación, que mayormente, a afectado a las calizas y a los escasos niveles dolomíticos; siendo mucho menor la alteración en las margas, que se intercalan con éstas.

Para el caso específico del Proyecto Cobre Marcapunta, solo se ha interceptado, tanto con los sondajes diamantinos, como con las labores subterráneas; desde los Horizontes Medio e Inferior del Miembro Colquijirca hacia abajo. Habiendo la posibilidad, que todo el Horizonte Superior y Miembro Superior Miembro Inferior (Ti-Ca-MS), haya sido erosionado o su grosor de sedimentación, hubiera sido mucho menor que hacia el Norte.

Litoestratigrafía de la formación Shuco

Esta unidad se divide en dos secuencias:

a).- Secuencia detrítica fina

b).- Secuencia Conglomeradita

a) Secuencia detrítica fina.- La secuencia detrítica de es de color gris claro y esta constituida por arenas, tobas y limoarcilitas a la vez que engloba pequeños fragmentos de naturaleza calcárea (calizas y/o dolomías) y chert. Mayormente presenta formas angulosas, subangulosas y subredondeada y generalmente son de tamaños centimétricos a milimétricos.

Esta secuencia detrítica en algunos tramos efervesce con el HCL, debido al contenido de carbonatos en la matriz; así como una moderada silicificación, mientras que en ciertos tramos es posible observar presencia de alunitización incipiente a moderada, también caolín, hematita, pirita diseminada, en vetillas y enargita cristalizada y en vetillas.

b) Secuencia conglomerádica.- La secuencia conglomeradita es polimictica de apariencia brechosa y se encuentra constituida de fragmentos calcáreos (calizas y/o dolomías), chert, volcánicos y cuarzo lechoso (el cuarzo lechoso proviene de la erosión del grupo Mitu, mientras que los fragmentos calcáreos y volcánicos presentan un color gris a gris blanquecino de tamaños centimétricos y son de forma angulosa a subredondeada.

En algunos tramos esta secuencia se intercala con niveles volcánicos y tobáceos de color gris a gris blanquecino, de grano medio a grueso en donde se aprecia la alteración de los feldespatos a caolín.

Esta secuencia generalmente se encuentra de moderada a fuertemente silicificada observándose además una alteración argílica moderada. Los minerales observados en esta secuencia conglomeradita son pirita masiva y en vetillas; enargita masiva, en vetillas y en forma cristalizada. Ocasionalmente se observan calcopirita y novelita mientras que hacia el Sur Este del aparato volcánico Marcapunta se observa esfalerita cristalizada y galena.

4.1.8.3 GRUPO MITU

Esta unidad se encuentra construida de limoarcilitas, hacia la parte superior presenta una coloración verdosa pero luego se vuelve rojiza probablemente corresponda al Mitu superior.

4.1.9 GEOLOGÍA LOCAL

Los mantos mineralizados a explotar se encuentran localizados en rocas de la Formación Calera, los cuales se constituyen principalmente

por calizas silicificadas. La caja techo y piso de los mantos se constituyen por calizas con intercalaciones de margas y limoarcillitas, subyaciendo al manto se encuentran brechas de la Formación Pocobamba (Miembro Shuco). Encima de las calizas se presentan margas y limoarcillitas de la Formación Calera. Hacia el lado Este de las zonas mineralizadas se exponen rocas dacitas porfíricas pertenecientes al domo volcánico Marcapunta.

4.1.10 GEOLOGÍA ECONÓMICA

Los depósitos minerales del distrito de Colquijirca pertenecen a un miembro de la familia de los yacimientos relacionados a pórfidos de cobre (Cu) conocida como depósitos Cordilleranos. Este tipo de depósitos, los cuales se forman en general en las partes altas de un pórfido de Cu, se caracterizan fundamentalmente por un prominente zonamiento con partes internas dominadas por Cu y zonas externas donde Zn, Pb y Ag son los principales elementos económicamente interesantes.

En el caso particular del distrito de Colquijirca, más precisamente entre los sectores de Marcapunta Norte y Colquijirca, dicho zonamiento consta a manera general de tres zonas, las cuales mineralógicamente consisten fundamentalmente de enargita en las partes internas, calcopirita en partes intermedias y esfalerita y galena en las partes externas.

El depósito de Colquijirca (parte sur del Tajo Norte) expone estas tres zonas. La parte más profunda del sector suroeste del Tajo Norte (antes Tajo Principal) muestra un núcleo de forma tubular esencialmente constituido por enargita además de cantidades variables de pirita y cuarzo. Este núcleo presenta una envolvente básicamente compuesta por calcopirita y cantidades variables de tenantita además de esfalerita y galena. A su vez esta envolvente está rodeada por una

zona relativamente extensa, compuesta esencialmente por esfalerita y galena. Es esta última zona, la cual está desarrollada en su mayor extensión hacia el norte del distrito, la que constituye el grueso del depósito de Colquijirca (Tajo Norte) actualmente en explotación.

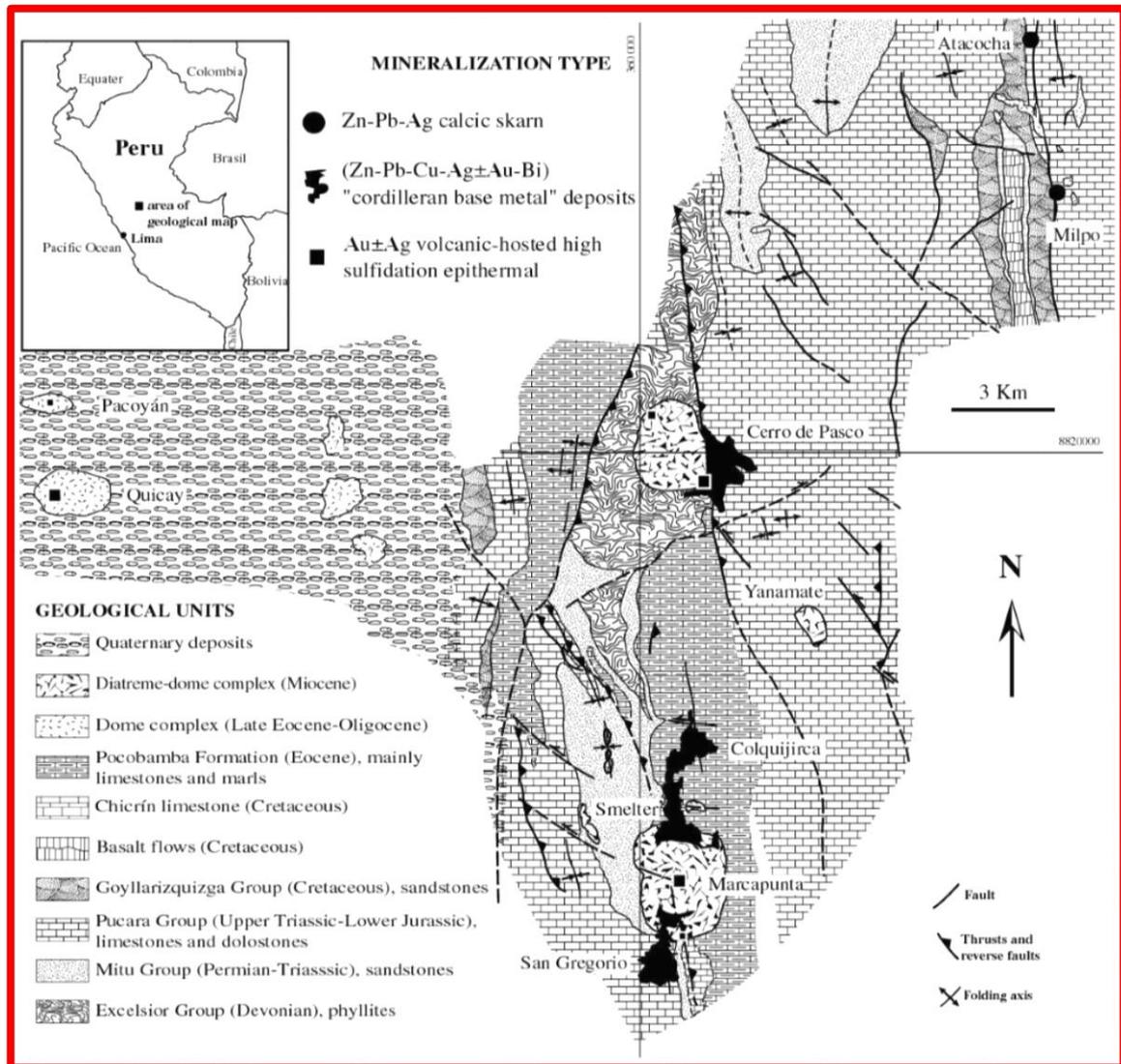
Hacia el sur del Tajo Norte el núcleo de enargita se prolonga por más de 2 km haciéndose más potente y ancho a medida que éste se aproxima hacia el complejo volcánico de Marcapunta.

Del mismo modo la envolvente de este núcleo de enargita, y compuesto por calcopirita, tenantita, esfalerita y galena, se extiende también hacia el sur del Tajo Norte, aunque en mucho menor medida, hasta en unos 400 m a partir de la pared sur del mismo

El sector denominado Marcapunta Norte, localizado inmediatamente al sur del Tajo Norte, constituye la extensión del depósito de Colquijirca. Este sector está compuesto por las dos zonas internas, esto es, por aquella conformada por enargita y por aquella de carácter polimetálico, es decir, de calcopirita, tenantita, esfalerita y galena. A diferencia de sectores ubicados más al sur, el sector de Marcapunta Norte se caracteriza por haber experimentado un proceso de enriquecimiento supérgeno. Este proceso ha generado cuerpos de calcosita, los cuales se han superpuesto a la zona de enargita y en menor grado a aquella polimetálica compuesta por calcopirita, tenantita, esfalerita y galena, conformando un sector de relativa complejidad mineralógica en términos sobre todo de intercrecimientos.

La estructura mineralizada del Manto Superior Central está alojada en rocas carbonatadas del Miembro Medio de la Formación Calera y configura una geometría estratiforme subhorizontal de rumbo Norte 160o y buzamiento de 6o Norte. La estructura tiene una longitud aproximada de 520 m por un ancho de 270 m y una potencia promedio de 21 m. La ocurrencia de estructuras secantes a la estratificación como cuerpos de brechas y vetas es menos común.

Mapa N° 02: Mapa Geológico de la mina Marcapunta Norte¹



Mineralógicamente el Manto Superior Central consiste esencialmente de enargita, acompañada de cantidades variables de pirita. Fases menos importantes incluyen luzonita, colusita y aún de menor presencia calcocita, tenantita, ferberita y bismutinita. El Manto Superior Central contiene enargita-luzonita (Cu_3AsS_4) con leyes que varían entre 1 y 3% de Cu y 0.3 y 1% de As. Los contenidos de Ag varían entre 15 y 30 g/t. Algunos sectores internos del Manto Superior Central presentan valores de oro entre 0.3 y 0.7 gr/t.

¹ <http://www.unige.ch/sciences/terre/mineral/publications/onlinepub/sga2002/figura1sga2002.jpg>

Los minerales de ganga incluyen cuarzo, alunita, zuniyita y arcillas principalmente caolinita, dickita, illita y esmectita.

4.1.11 METODO DE EXPLOTACIÓN

La Sociedad Minera el Brocal S.A.A incrementará su producción de su Mina Marcapunta Norte, con aportes de mineral de bloques mineralizados, los cuales se vienen explotando por el método Cámaras y Pilares.

Tipo de Minado actual

Actualmente la Mina Marcapunta Norte se viene explotando por el método de minado “Cámaras y Pilares” cuadrados a un ritmo de producción de 1000 toneladas por día, con una ley promedio de mineral de 2.7% de cobre. Las dimensiones de las cámaras y pilares actuales de explotación se presentan en el cuadro

Los factores de seguridad para las dimensiones de cámaras y pilares actuales son de 1.3 para los pilares y 1.5 para el techo de acuerdo al “Informe del Estudio Geomecánico para el Minado de Marcapunta Norte – Mina Colquijirca” realizado por DRC Ingenieros S.R. Ltda.

Dimensiones de Cámaras y Pilares actuales

Bloque	Altura de C & P (m)	Ancho de Cámara (m)	Dimensiones de Pilar (m)	Recup(%)
A	12,0	9,0	6,0x6,0	85
B	12,0	9,0	6,0 x 6,0	84

Caracterización de la masa rocosa

Registro de datos

Para la caracterización de la masa rocosa, por un lado, se registraron datos a partir del mapeo geomecánico de las labores mineras

subterráneas existentes y cercanas a las áreas involucradas principalmente en los Blocks A, B, C, D.

El mapeo geomecánico se realizó por el método de “Celdas en Detalle”, mediante el cual se realizaron mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes en cada una de las estaciones de medición. Los parámetros observados fueron medidos y cuantificados en formatos estándar sistemáticamente detallados para la evaluación según sugiere las normas de la sociedad Internacional de Mecánica de Rocas. Los parámetros tomados en cuenta fueron: orientación de la discontinuidad, tipo de discontinuidad, litología, alteración, resistencia a compresión uniaxial, grado de fracturamiento, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo y espesor del relleno, intemperización y presencia de agua.

Por otro lado, también se revisó los sondajes de perforación diamantina asociados al área de interés. Se realizó el logueo geotécnico en un total de 3 sondajes diamantinos para evaluar la masa rocosa en techo y piso del manto mineralizado.

Aspectos litológicos

Las rocas que están directamente relacionadas a la explotación de los citados Blocks y que se exponen en el área de interés son:

Mineral: Conformadas por rocas calizas que han sufrido un reemplazamiento por soluciones mineralizadas confiriéndole una fuerte silicificación, siendo la mena principal de este ensamble mineralizado la enargita (sulfuro de cobre), con contenidos de oro, como mineral secundario se tiene la pirita. El halo de alteración de los fluidos mineralizantes logra silicificar a la caliza fuera de los límites de la mineralización.

Marga limoarcillita: estas rocas se exponen al techo del manto mineralizado, se trata de formaciones calcáreas con intercalaciones de

horizontes sub horizontales de lutitas y limoarcillitas caracterizadas por su baja permeabilidad y alto grado de fracturamiento.

Vulcanoclásticos: Ubicados en la caja piso con una pseudo estratificación en concordancia con el manto mineralizado.

Aspectos estructurales

Mediante tratamiento estadístico de esta información se han determinado las características estructurales promedias de las fallas, de los estratos y de las diaclasas.

Fallas

Presentan un espaciamiento por lo general mayores a 10 m, la persistencia es de decenas de metros, la apertura es de 1 a 5 mm, las superficies de las caras son ligeramente rugosas a lisas y espejos de falla con ciertas ondulaciones. Estas estructuras están rellenas con materiales de panizo, brechas, materiales oxidados y arcillas. Las fallas constituyen la permeabilidad secundaria por donde ocurren las filtraciones de agua. El área de influencia de las fallas no es significativa.

Estratos

Sus características estructurales son: el espaciamiento varía entre 20 a 60 cm como promedio, pero hay tanto menores como mayores espaciamientos poco frecuentes. La persistencia es alta, mayor de 20 m; la apertura es generalmente menor a 1 mm, la rugosidad de las paredes es predominantemente ligera con ciertas ondulaciones, el relleno es por lo general suave a medianamente duro por la presencia de arcillas y carbonatos, los espesores de éstos son menores de 5 mm. Las paredes de los estratos por lo general están sanas a ligeramente alteradas, con presencia de humedad mayormente, esto principalmente fuera del alcance de la alteración de la mineralización.

Diaclasas

Las características estructurales de las discontinuidades observadas indican lo siguiente: los espaciamientos varían entre 20 a 60 cm, la

persistencia de > 20 metros, la apertura es menor a 1 mm, la rugosidad de las paredes es rugosa a ligeramente rugosas, con ciertas ondulaciones propias de la fábrica, el relleno es suave a medianamente duro por la presencia de arcillas y carbonatos, los espesores de éstos son menores a 1 mm. Las superficies de las diaclasas por lo general están sanas a ligeramente alteradas, con presencia de leve humedad y ocasionalmente zonas con presencia de superficies mojadas (ver Anexo 1) debido a las filtraciones de agua de superficie a través de los sondajes y zonas de debilidad estructural.

4.2 PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

4.2.1 CLASIFICACIÓN DE LA MASA ROCOSA

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa se utilizó la información desarrollada líneas arriba, aplicando los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Rock Mass Rating o Valoración del Macizo Rocosos – 1989), Barton. Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron estimados con el uso de martillo de geólogo según la escala de valoración.

Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) fueron determinados mediante el registro volumétrico de discontinuidades por metro cúbico, utilizando la relación propuesta por Palmstrom (1982), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal en los tres ejes coordenados. El criterio adoptado para clasificar a la masa rocosa se presenta en el Cuadro.

Criterio para la clasificación de la masa rocosa

TIPO DE ROCA	RANGO DE RMR	RANGO Q	CALIDAD, SEGÚN RMR
II	> 60	> 5.92	Buena
IIIA	51-60	2.18 - 5.92	Regular A
IIIB	41-50	0.72 - 1.95	Regular B
IVA	31-40	0.24 - 0.64	Mala A
IVB	21-30	0.08 - 0.21	Mala B
V	< 21	< 0.08	Muy Mala

Los resultados de la clasificación geomecánica realizada a partir del mapeo geomecánico de labores subterráneas y del logueo geotécnico de los testigos rocosos de las perforaciones diamantinas, en el Cuadro se presenta un resumen de la calidad de la masa rocosa para cada bloque mineralizado y por tipo de rocas.

Clasificación de la masa rocosa en Marcapunta Norte

UBICACIÓN	VALORACION RMR PROMEDIO			
	MINERAL	CALIZA	M LIMA RC	VULCANOCLAST
BLOCK A	50	50	40	-
BLOCK B	55	50	40	40
BLOCK C	58	50	40	40
BLOCK D	55	50	40	40

Según este cuadro, las características de calidad de la masa rocosa de las áreas de estudio son:

El mineral en el Block A basado en la evaluación de las labores cercanas (Rampa) y la proyección del mapeo por celdas "S5", se caracteriza con un "Regular, IIIB", el Block B, se caracteriza con un "Regular, IIIA", el Block C se caracteriza con un "Regular, IIIA" y el Block D se caracteriza con un "Regular, IIIA".

La caliza en los Blocks A, B, C, D se clasifican como Regular B (IIIA), también es necesario indicar que en función a los datos del mapeo por

celdas, hacia el lado Este (contacto con las rocas del complejo volcánico Marcapunta) la caliza sufre una fuerte alteración.

Las margas con horizontes de limoarcillitas, que se encuentran hacia la caja techo del manto mineralizado, están presentes en todos los blocks evaluados; sin embargo su exposición se evidencia más hacia el extremo sur dado que el minado en algunos puntos ha logrado impactar a esta caja techo del manto. En estos impactos se observa una rápida descompresión de estas rocas generando pequeños realces, en éstas se puede apreciar basado en las observaciones y datos del mapeo geomecánico que la calidad promedio de estas rocas se clasifican como Mala A (IVA, RMR: 40).

Las rocas vulcanoclásticas de la caja piso alejada tiene similar calidad en los Blocks A,B, C, clasificándose como de calidad Mala A (IVA, RMR: 40).

Zonificación geomecánica de la masa rocosa

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que el análisis de los resultados y los criterios de diseño serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares.

Dentro de estas propiedades: la litología, la alteración, el arreglo o modelo estructural de la masa rocosa y la calidad de la misma, son consideraciones importantes a tomarse en cuenta para la delimitación de las zonas geomecánicas o denominadas también dominios estructurales.

Para nuestro caso, según los resultados del análisis de distribución de discontinuidades mencionado anteriormente, el arreglo estructural de la masa rocosa de toda el área de estudio es similar lo cual se demuestra en los estereogramas. Por lo expuesto tiene mayor importancia la litología, la alteración y la calidad de la masa rocosa que el modelo estructural, en éste sentido los dominios estructurales

estarán definidos por el tipo de roca, tipo de alteración y calidad de la masa rocosa. De acuerdo a lo indicado, se ha llevado a cabo la zonificación geomecánica del yacimiento Marcapunta Norte en las áreas de los blocks a ser explotados, basada en toda la información que se ha tenido disponible como producto del presente estudio. En el siguiente cuadro un resumen de las zonas geomecánicas o dominios estructurales en términos tipo de roca, alteraciones y de calidad de la masa rocosa.

Zonificación geomecánica del yacimiento Marcapunta Norte

UBICACION	RMR BASICO	CALIDAD	ALTERACION
BLOCK A			
MINERAL	50	IIB	SILIC
CALIZA	50	IIB	SILIC
M- LIMARC	40	MALA IV A	LIM-ARG
VULCANOCLASTICO	40	MALA IV A	ARG-SILIC
BLOCK B			
MINERAL	55	REGULAR IIA	SILC
CALIZA	50	REGULAR IIB	SILC
M- LIMARC	40	MALA IV A	LIM-ARG
VULCANOCLASTICO	40	MALA IV A	ARG-SILIC
BLOCK C			
MINERAL	58	BUENA II	SILC
CALIZA	50	REGULAR IIB	SILC
M- LIMARC	40	MALA IV A	LIM-ARG
VULCANOCLASTICO	40	MALA IV A	ARG-SILIC
BLOCK D			
MINERAL	55	REGULAR IIA	SILC
CALIZA	50	REGULAR IIB	SILC
M- LIMARC	40	MALA IV A	LIM-ARG
VULCANOCLASTICO	40	MALA IV A	ARG-SILIC

4.2.2 RESISTENCIA A LA COMPRESION UNIAXIAL (Mpa)

Resistencia de la roca intacta

Uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa, es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta (σ_c). Durante los trabajos de campo, como parte del mapeo geomecánico, se realizaron estimaciones de la resistencia en campo usando el martillo de geólogo.

Resistencia Compresiva Uniaxial de la roca intacta (estimación de campo)

UBICACION	RESISTENCIA A LA COMPRESION UNIAXIAL (Mpa)
BLOCK A	
MINERAL	80
BLOCK B	
MINERAL	100
BLOCK C	
MINERAL	100
BLOCK D	
MINERAL	90

Los resultados de los ensayos de compresión uniaxial se presentan en el Cuadro.

4.2.3 RESUMEN DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS LUEGO DE PROCESAR LOS DATOS DE CAMPO

Resistencia Compresiva Uniaxial de la roca intacta (ensayos de laboratorio)

MUESTRA	TIPO DE ROCA	RESIST.COMPRESION UNIAXIAL(Mpa)
M - 2	Mineral	123.83
M - 3	Mineral	178.35
M - 6	Mineral	79.25
M - 7	Mineral	52.83

A continuación, se presentan los resultados a los ensayos de compresión triaxial, los parámetros de resistencia al corte, ensayos de

tracción para determinar la resistencia a la tracción y a los ensayos de propiedades físicas.

Valores de la constante "mi" de la roca intacta

MUESTRA	DESCRIPCION	mi	COHESION(MPa)	ANGULO DE FRICCION (°)
M - 2	Mineral	50.00	7.38	44.45
M - 4	Mineral	41.51	6.25	42.86
M - 5	Mineral	38.18	8.00	42.13
M - 5'	Mineral	14.67	5.58	33.80

Ensayos de resistencia a la tracción

MUESTRA	DESCRIPCION	RESIST. TRACCION(MPa)
M - 2	Mineral	10.25
M - 6	Mineral	6.78

Resultados de ensayos de constantes elásticas

MUESTRA	DESCRIPCION	MODULO DE ELASTICIDAD "E" (kg/cm ²)	CONSTANTE DE POISSON(ν)
M - 2	Mineral	574253.00	0.15
M - 5	Mineral	673790.00	0.13

Propiedades físicas de la roca intacta

MUESTRA	DESCRIPCION	POROSIDAD APARENTE (%)	ABSORCION (%)	DENSIDAD SECA (gr/cm ³)
M - 3	Mineral	2.34	0.76	3.08
M - 4	Mineral	1.76	0.51	3.50

Resistencia de las discontinuidades

En el estudio no se han realizado ensayos para determinar las características de resistencia al corte de las discontinuidades. Sin embargo existe información sobre pruebas con el tablero inclinable para determinar el ángulo de fricción, realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda, cuyo resultado indica ángulos de fricción básica de 31° para el mineral, 30° en la caliza, 29° Limoarcillitas, 31° Vulcanoclastos. Por otro lado, según información existente de estudios realizados en el área de interés se tienen los resultados de los en ensayos de corte directo en superficies de discontinuidades, los cuales se resumen en el siguiente cuadro.

Resultados de ensayos de corte directo

MUESTRA	DESCRIPCION	COHESION (Mpa)	ANGULO DE FRICCION(°)
M - 3	Mineral	0.15	42.61
M - 7	Mineral	0.10	45.56

Resistencia de la masa rocosa

Para estimar los parámetros de resistencia a nivel de la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (2002, 2006), mediante el programa ROCLAB de Rocscience Inc. (versión 1.031. Para ello se tomo información de la zonificación geomecánica (RMR), resistencia a compresión uniaxial, constante “mi” ambas de la roca intacta información obtenida de los reportes de los ensayos de laboratorio en muestras de roca intacta y estimada en campo; también se ingresaron valores de factores de disturbancia (D), la profundidad media del minado y valores de MR (Modulo Radio) que se ha obtenido de las bases de datos existentes que se tiene de ensayos de laboratorios realizados que se muestran en el software ROCLAB de Rocscience Inc. y el modulo Ei (modulo de elasticidad de la roca intacta de los ensayos de laboratorio realizados).

En el Cuadro se presentan los parámetros de resistencia de la masa rocosa, los cuales se emplearan para los cálculos de diseño.

Parámetros de resistencia de la masa rocosa

PARAMETROS DE RESISTENCIA DE LA MASA ROCOSA															
Bloque	Litología	RMR	GS	α_i (MPa)	Factor de Daño (D)	MR	E (MPa)	Profundidad (m)	Peso Específico (MN/m ³)	μ	E_m (MPa)	m_{nr}	S_{mr}	σ_{mr} (MPa)	Poisson V
A	MINERAL	50	45	80	0.20	-	57,425	130	0.030	15	9,570	7 1.69	0.0014	13.60	0.24
	CALIZA	50	45	60	0.10	800	48,000	130	0.027	13	9,278	6 1.64	0.0018	10.09	0.25
	VULCAN	40	35	40	0.00	300	12,000	130	0.022	8	1,360	9 0.79	0.0007	4.44	0.30
	DACITA	40	35	40	0.00	400	16,000	130	0.025	20	1,814	5 1.96	0.0007	7.07	0.28
B	MINERAL	55	50	100	0.20	-	57,425	110	0.030	15	13,279	7 2.06	0.0026	19.08	0.24
	CALIZA	50	45	60	0.10	900	54,000	110	0.027	13	10,438	4 1.64	0.0018	10.09	0.25
	MARGA	38	33	20	0.00	200	4,000	110	0.025	8	396	4 0.73	0.0006	2.11	0.30
	VULCAN	40	35	40	0.00	300	12,000	110	0.022	8	1,360	9 0.79	0.0007	4.44	0.30
C	DACITA	40	35	40	0.00	400	16,000	110	0.025	20	1,814	5 1.96	0.0007	7.07	0.28
	MINERAL	58	53	100	0.20	-	57,425	110	0.030	15	15,991	0 2.32	0.0037	20.44	0.24
	CALIZA	50	45	60	0.10	900	54,000	110	0.027	13	10,438	4 1.64	0.0018	10.09	0.25
	VULCAN	40	35	40	0.00	300	12,000	110	0.022	8	1,360	9 0.79	0.0007	4.44	0.30
D	DACITA	40	35	40	0.00	400	16,000	110	0.025	20	1,814	5 1.96	0.0007	7.07	0.28
	MINERAL	55	50	90	0.20	-	57,425	110	0.030	15	13,279	7 2.06	0.0026	17.17	0.24
	CALIZA	50	45	60	0.10	900	54,000	110	0.027	13	10,438	4 1.64	0.0018	10.09	0.25
	MARGA	38	33	20	0.00	200	4,000	110	0.025	8	396	4 0.73	0.0006	2.11	0.30
D	VULCAN	40	35	40	0.00	300	12,000	110	0.022	8	1,360	9 0.79	0.0007	4.44	0.30
	DACITA	40	35	40	0.00	400	16,000	110	0.025	20	1,814	5 1.96	0.0007	7.07	0.28

4.2.4 BACK ANÁLISIS DE LA SITUACIÓN ACTUAL DEL MACIZO ROCOSO ANTERIORMENTE TAJEADO (GALERÍA PRINCIPAL DE EXPLOTACIÓN)

Condiciones de agua subterránea

El efecto principal de la presencia del agua dentro de la masa rocosa es la presión que ejerce en las discontinuidades, disminuyendo la resistencia al corte y favoreciendo la inestabilidad, por lo que es importante evaluar las características de presencia del agua.

En las áreas de estudio de Marcapunta Norte, no es muy significativa la presencia de agua subterránea, lo que se ha observado durante los trabajos de campo en las labores mineras en donde se ha realizado el

mapeo geomecánico de la masa rocosa, han sido condiciones mayormente secas a húmedas, en forma muy localizada local se han observado superficies rocosas en condiciones de mojado a goteo por presencia del agua. Por estas características de presencia del agua subterránea, se espera que no haya influencia significativa sobre las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado en la Mina Marcapunta Norte por lo menos al nivel de explotación proyectado.

Cabe señalar que las limoarcillitas que están presentes en la caja techo, constituyen materiales casi impermeables, los cuales impiden las filtraciones del agua al interior de los blocks de mineral a ser explotados.

En las labores mineras de la explotación antigua de Marcapunta Norte, se observan actualmente las características de presencia del agua mencionadas en el párrafo anterior. No hay evidencias de la presencia de nivel freático.

ESFUERZOS IN-SITU

La zona de la presente evaluación está relativamente a poca profundidad respecto a la superficie del terreno, por lo que se esperaría que los esfuerzos sean de magnitud relativamente pequeños. Se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostática (Hoek & Brown, 1978), considerando que la profundidad promedio de las excavaciones varía de Sur a Norte de 100 a 130 m; según este criterio el esfuerzo vertical “in-situ” resulta aproximadamente de 2.6 a 3.35 MPa. La constante “k”, para determinar el esfuerzo in-situ horizontal, fue estimada según el criterio de Sheorey (1994) el cual varía de 1.0 a 0.86.

4.2.5 DISEÑO DE PILARES

Se plantea desarrollar el método de minado “Tajeo por subniveles con Pilares Corridos” sin relleno, con lo cual la capacidad de producción aumentará.

Para la aplicación de este método es importante tener en cuenta las siguientes consideraciones:

- El método es usado cuando en mineral y las cajas son competentes.
- Alta mecanización.
- Paredes estables.
- Se requiere alta precisión en el diseño de la malla de perforación.

Para Marcapunta Norte se considera la factibilidad de aplicación del método Tajeo por Sub niveles ya que las condiciones naturales del yacimiento son favorables para su aplicación. En las zonas donde se ha minado por el método de cámaras y pilares con banqueo del piso (hasta 03 cortes) con alturas de cámaras y pilares de 12m, se considera una variante del método (dejando un pilar puente).

En general se contempla la construcción de labores mineras en desmonte (chimeneas de ventilación, rampas de acceso solo al piso del cuerpo mineralizado con secciones de 4m x 4m de sección, construcción de un subnivel de ataque de 4m x 4m que intersecta el cuerpo mineralizado en forma equidistante y la corta de caja a caja. Dentro del cuerpo mineralizado y a partir del sub nivel se avanzan galerías transversales a estas y paralelas entre si de sección de 4m x 4m y espaciadas de acuerdo al dimensionamiento de los tajeos.

Una vez terminadas las galerías en la base del cuerpo se construye una chimenea convencional que nos sirve como cara libre para la construcción del slot, a partir de las galerías se realizan las operaciones unitarias de perforación radial ascendente, la voladura de anillos, la limpieza y carguío de mineral y finalmente el transporte de mineral.

Las dimensiones propuestas de las aberturas y pilares para la aplicación del método Tajeo por Subniveles se muestran en el cuadro.

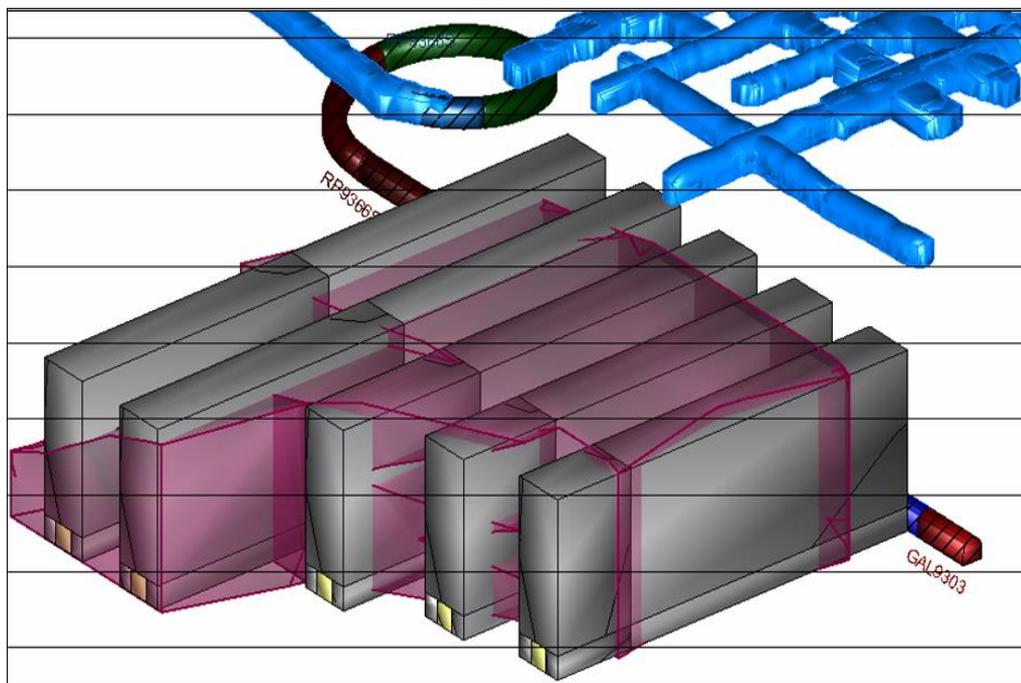
Dimensiones propuestas de los tajeos

Zona	Altura Tajeo (m)	Ancho de Cámara (m)	Ancho de Pilar (m)	Altura Pilar Puente (m)
BLOQUE A	30	10	10	-
BLOQUE B	20	7	8	-
BLOQUE C	19	10	10	6
BLOQUE D	20	10	10	6

En las zonas donde se plantea dejar un pilar puente son aquellas donde actualmente se está minando por el método de “Cámaras y Pilares Cuadrados” en la parte superior.

Para la determinación de la factibilidad de la aplicabilidad del método de minado Tajeo por Sub niveles con Pilares Corridos, se va a desarrollar los siguientes métodos de cálculo: “Método Gráfico de Estabilidad”, “Cálculo Convencional por Cámaras y Pilares” y “Métodos Numéricos” que se detallan en los siguientes items.

Esquema general del Minado Tajeo por Subniveles con Pilares Corridos



DIMENSIONAMIENTO USANDO EL “MÉTODO GRAFICO DE ESTABILIDAD”.

Generalidades.

Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), siguiendo los trabajos iniciados por Mathews et. al. (1981), desarrollaron el Método Gráfico de Estabilidad para el dimensionamiento de tajeos y diseño de sostenimiento. 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 tajeos abiertos. Información sobre la resistencia y estructura 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 inestable aún con sostenimiento.

Método Gráfico de Estabilidad

El procedimiento de diseño está basado en el cálculo de dos factores, N' , que es el número de estabilidad modificada, que representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado, y S , que es el factor de forma o Radio Hidráulico, que toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo.

Numero de Estabilidad (N).-

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

.....Ecuación 1

Donde:

Q': Índice de calidad “Q” modificado.

A: Factor de esfuerzo en la roca

B: Factor de ajuste por orientación de discontinuidades.

C: Factor de ajuste gravitacional.

El Índice de Calidad Tunelera modificado Q', es calculado a partir de los resultados del mapeo estructural de la masa rocosa, exactamente de la misma forma que la clasificación de la masa rocosa NGI estándar, excepto que el factor de reducción del esfuerzo SRF es fijado en 1.00. El sistema no ha sido aplicado en condiciones con agua subterránea significativa, de tal manera que el factor de reducción por agua en juntas Jw es comúnmente 1.0. También podemos usar la relación entre RMR y Q utilizando la siguiente ecuación: $RMR = 9 \ln Q + 44$ (after Choquet and Hadjigeorgiou, 1993), ya que siendo SRF y Jw iguales a 1 el Q' modificado sería igual al Q original.

El factor de esfuerzo en la roca, A, refleja los esfuerzos actuantes sobre las caras libres del tajeo abierto en profundidad. Este factor es determinado a partir de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta y el esfuerzo actuante paralelo a la cara expuesta del tajeo bajo consideración. La resistencia de la roca intacta puede ser determinada mediante ensayos de laboratorio de la roca, o por estimaciones. El esfuerzo compresivo inducido se establece a partir del Modelamiento numérico o se estima a partir de distribuciones de esfuerzos publicadas como aquellas en Hoek & Brown (1980a), usando valores de esfuerzos in situ medidas o asumidas. El factor de esfuerzo en la roca, A, es por lo tanto determinado a partir de la relación σ_c/σ_1 , resistencia de la roca intacta a esfuerzo compresivo inducido, sobre el borde de la abertura:

$$\sigma_c/\sigma_1 < 2: A = 0.1$$

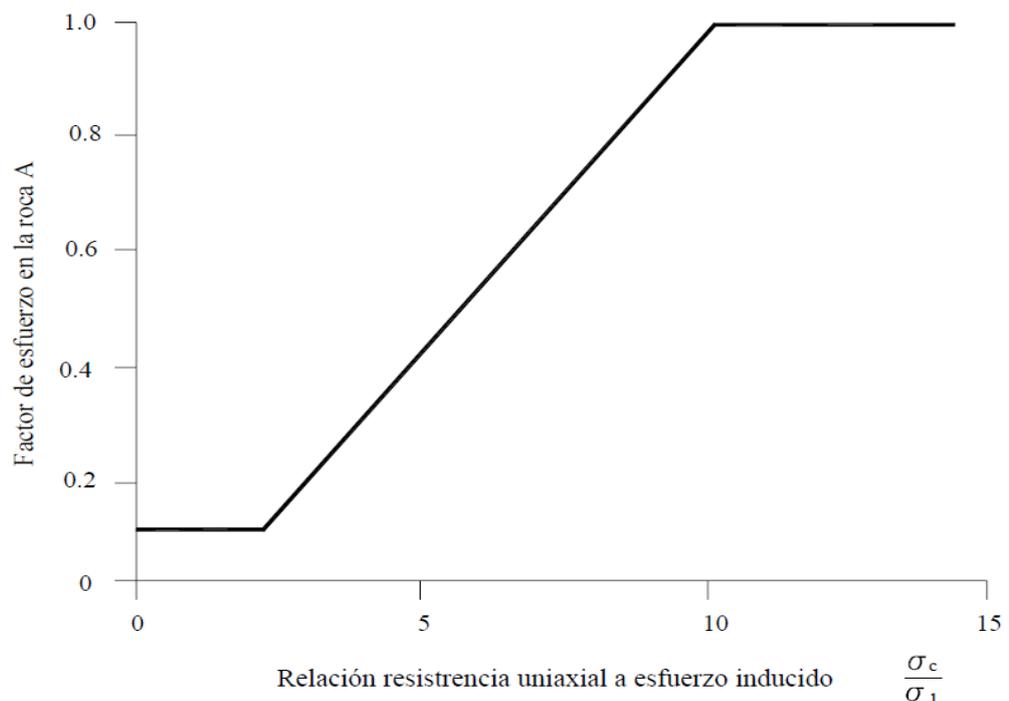
$$2 < \sigma_c/\sigma_1 < 10: A = 0.1125 (\sigma_c/\sigma_1) - 0.125 \text{ (14.2)..... Ecuación 2}$$

$$\sigma_c/\sigma_1 > 10: A = 1.0$$

En la Figura del factor de esfuerzo en la roca A, se determina los valores de σ_c/σ_1 .

El factor de ajuste por orientación de juntas, B , toma en cuenta la influencia de las juntas sobre la estabilidad de las caras del tajeo. Muchos casos de fallas estructuralmente controladas ocurren a lo largo de juntas críticas, las cuales forman un pequeño ángulo con la superficie libre. Mientras el ángulo entre la junta y la superficie sea más pequeño, será más fácil que el puente de roca intacta, según la Figura de la orientación de la junta, se rompa por efecto de la voladura, esfuerzos o por otro sistema de juntas. Cuando el ángulo θ se aproxima a 0, ocurre un ligero incremento de la resistencia, desde que los bloques de roca diaclasada actúan como una viga. La influencia de las juntas críticas sobre la estabilidad de la superficie de la excavación, es más alto cuando el rumbo es paralelo a la superficie libre, y es más pequeño cuando los planos son perpendiculares entre sí. El factor B , que depende de la diferencia entre la orientación de la junta crítica y cada cara del tajeo, puede ser determinado a partir del diagrama de factor de ajuste B .

Factor de esfuerzo en la roca A, para diferentes valores de σ_c/σ_1

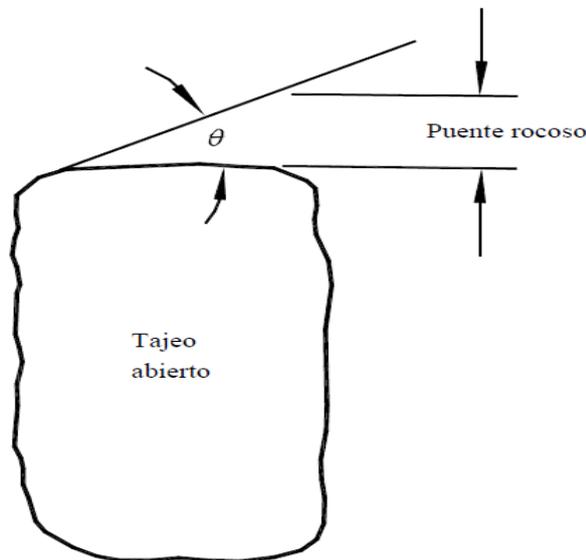


El factor final C, es un ajuste por el efecto de la gravedad. La falla puede ocurrir desde el techo debido a caídas inducidas por la gravedad o, desde las paredes del tajeo, debido a lajamientos o deslizamientos. Potvin (1988) sugirió que tanto las fallas inducidas por gravedad y como las fallas por lajamiento, dependen de la inclinación de la superficie del tajeo α .

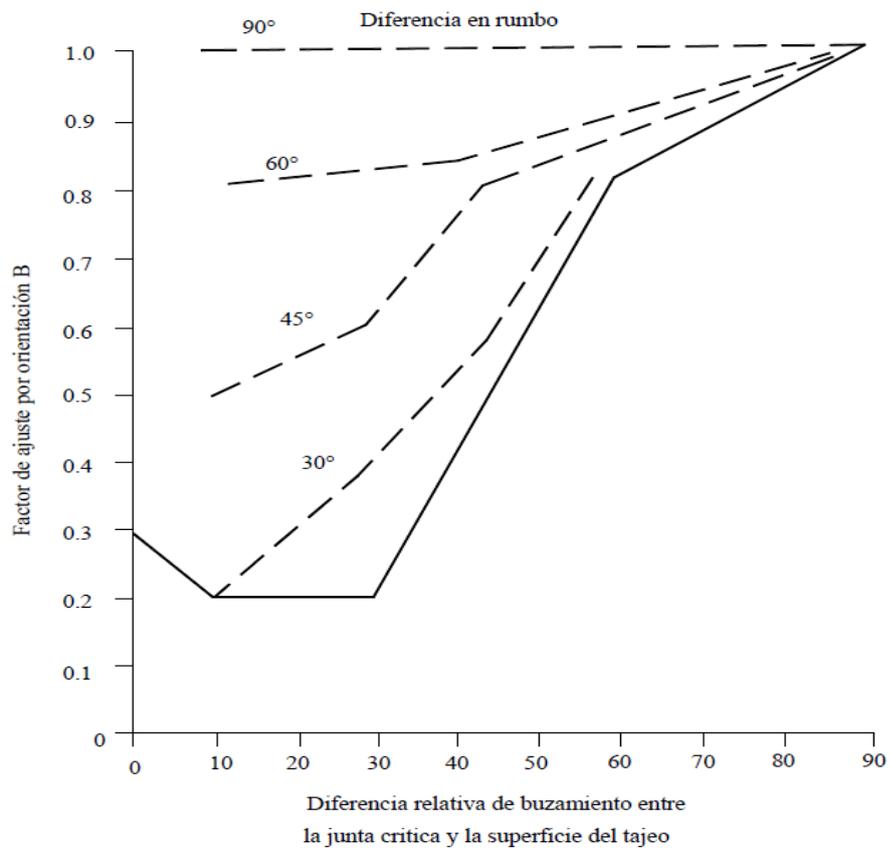
El factor C para estos casos puede ser calculado a partir de la relación $C = 8 - 6 \cos \alpha$, ó determinado a partir del diagrama graficado en la Figura de factor C por gravedad. Este factor tiene un valor máximo de 8 para paredes verticales y un valor mínimo de 2 para techos horizontales de tajeos. La falla por deslizamiento dependerá de la inclinación β de la junta crítica, y el factor de ajuste C, dado en la Figura de factor C por caídas.

Orientación de la junta crítica con respecto a la superficie de la excavación

(Según Potvin, 1988).

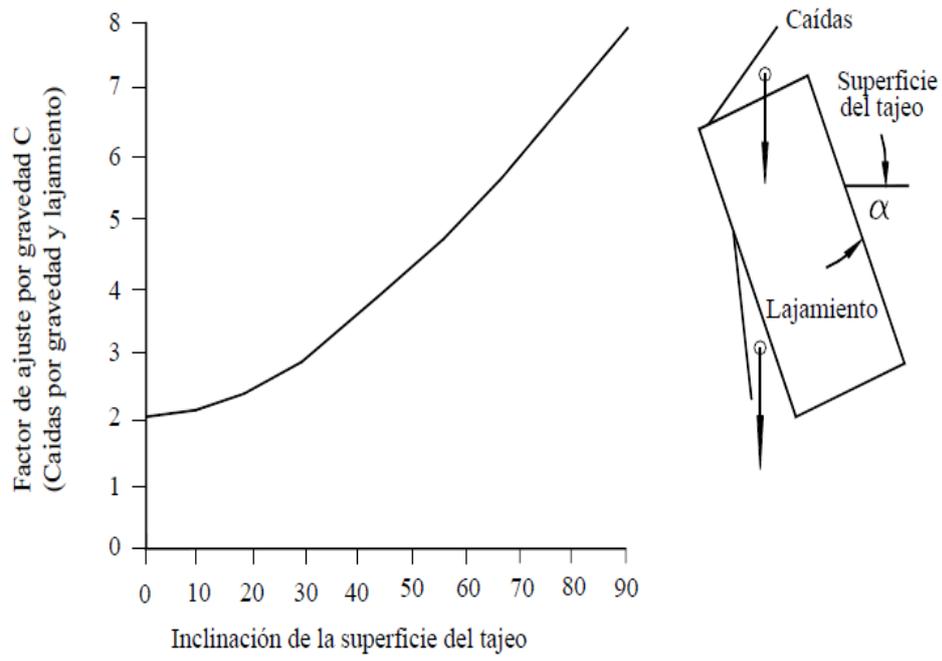


Factor de ajuste B, que toma en cuenta la orientación de las juntas con respecto a la superficie del tajeo (Según Potvin, 1988).

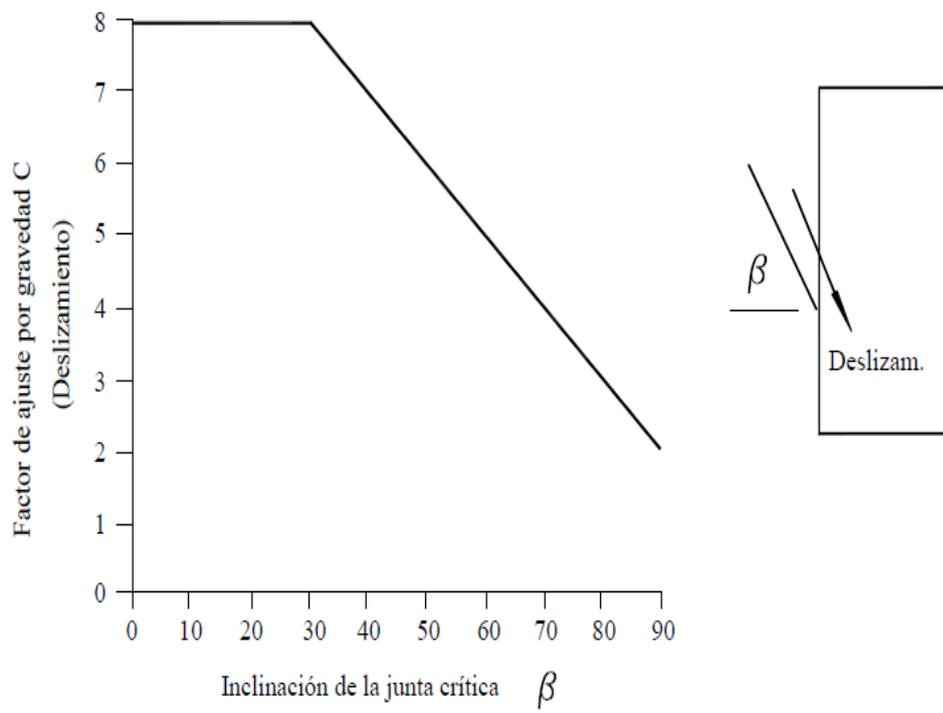


Factor de ajuste por gravedad C, para caídas por gravedad y
lajamientos.

Según Potvin (1988).



Factor de ajuste por gravedad C, para modos de falla por deslizamiento.
Según Potvin (1988).



Radio Hidráulico (S).-

$$S = \left(\frac{W \times H}{2 \times (W + H)} \right) \dots\dots \text{Ecuación}$$

3

Donde:

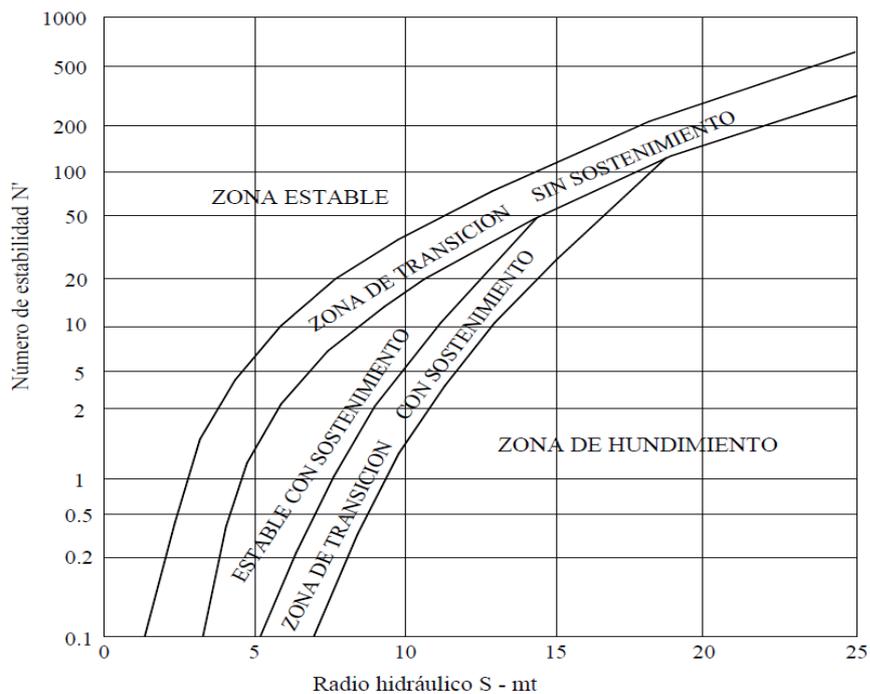
W: Longitud del tajeo.

H: Ancho del tajeo.

El gráfico de estabilidad

Usando los valores de N', el Número de Estabilidad y el Radio Hidráulico (S), se puede estimar la estabilidad del tajeo a partir de la Figura grafico de estabilidad. Esta figura representa el rendimiento de tajeos abiertos observados en varias minas canadienses, que fueron tabuladas y analizadas por Potvin (1988) y actualizado por Nickson (1992).

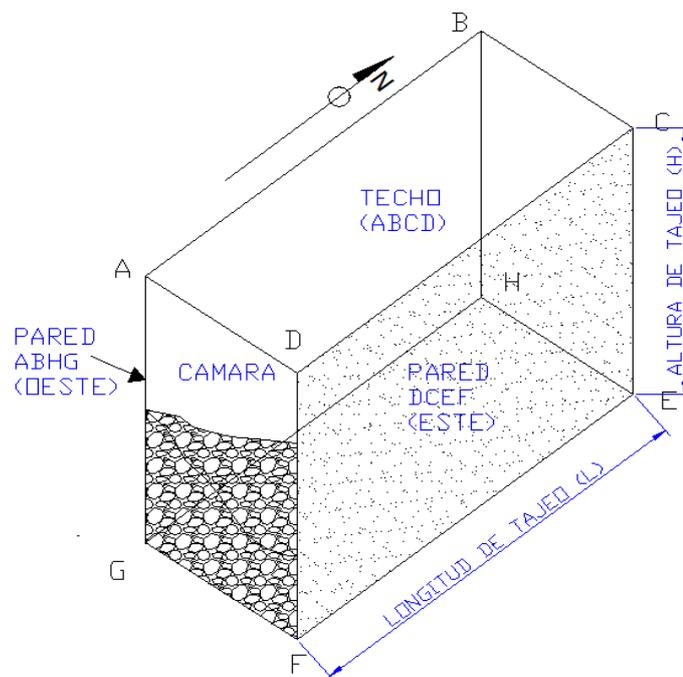
Gráfico de estabilidad que muestra zonas de terreno estable, terreno hundible y terreno con requerimiento de sostenimiento. Según Potvin (1988), modificado por Nickson (1992).



Desarrollo Aplicativo del Método Gráfico de Estabilidad.

Según la información obtenida de campo y desarrollada en los capítulos anteriores desarrollaremos la aplicación del “Método Gráfico de Estabilidad”. Definiremos las superficies de análisis de acuerdo a la figura de esquema de un tajeo, donde la superficie DCEF es la Pared Este, la Pared Oeste es la superficie ABHG y el techo es la superficie ABCD, para todos los bloques, con una dirección Norte - Sur de avance de minado.

Esquema de un Tajeo para el análisis con el “Método Gráfico de Estabilidad”



Con los datos del cuadro, Dimensiones Propuestas de los Tajeos, procederemos a realizar el análisis del método gráfico de estabilidad, a continuación analizaremos cada uno de los parámetros requeridos:

Cálculo de Q'

De la información obtenida de los mapeos y utilizando la relación $RMR=9\ln Q+44$ obtenemos los valores de Q para cada una de las zonas de análisis, que se muestran en el cuadro valores de Q'. Como se mencionó anteriormente se ha considerado que SRF es igual a 1, ya que la máxima profundidad de encampane no supera los 130 que no representa mayores problemas de esfuerzo. El factor de J_w también los tomamos como 1 ya que en las condiciones actuales y previstas no se observa presencia de agua en cantidades que afecten la estabilidad del tajeo.

Valores de Q' por Bloques

Zona	RMR	Q'
BLOQUE A	50	1.95
BLOQUE B	55	3.39
BLOQUE C	58	4.74
BLOQUE D	55	3.39

Por lo expuesto anteriormente estos valores de Q son los mismos para el Q' modificado. Los valores de Q' por bloques o zonas se muestran en el cuadro valores Q y son iguales para las paredes y techos.

Cálculo del Factor A

Para la determinación de este valor utilizaremos la fórmula 1 que se da en el acápite anterior a partir de la relación de la resistencia de la roca intacta al esfuerzo compresivo inducido σ_c/σ_1 . Se toma la resistencia de la roca intacta y el esfuerzo compresivo inducido puede ser estimado considerando los esfuerzos in-situ y la geometría propuesta para el tajeo.

Los "Esfuerzos in situ" se determinó que para una profundidad máxima de excavación entre 100 y 130 metros con una densidad promedio de 0.026 MN/m^3 se tiene un esfuerzo vertical entre 2.6 y 3.35 MPa los cuales tomaremos como esfuerzo inducido mínimo y máximo respectivamente, ya que al ser de poca profundidad no se debe tener

problemas de esfuerzos. Utilizando la ecuación 2 para una resistencia del mineral de 80 MPa (Block A, y los valores de esfuerzos anteriores tenemos que la relación σ_c/σ_1 está entre 24 y 31 que al ser mayores que 10 nos da un factor de A igual a 1. Aplicando la misma metodología en el siguiente cuadro se muestran los valores de A para todas las zonas de estudio:

Valores del Factor A por bloques y superficie de análisis

Bloque / Zona	Resistencia Roca Intacta σ_c (MPa)	Esfuerzo Máximo σ_1 (MPa)	Relación σ_c/σ_1	A
BLOQUE SUR A				
PARED ESTE (DCEF)	80	2.58	31.07	1
PARED OESTE (ABHG)	80	2.58	31.07	1
TECHO (ABCD)	80	3.35	23.88	1
BLOQUE SUR B				
PARED ESTE (DCEF)	100	2.58	38.83	1
PARED OESTE (ABHG)	100	2.58	38.83	1
TECHO (ABCD)	100	3.35	29.87	1
BLOQUE SUR C				
PARED ESTE (DCEF)	100	2.58	38.83	1
PARED OESTE (ABHG)	100	2.58	38.83	1
TECHO (ABCD)	100	3.35	29.87	1
BLOQUE SUR D				
PARED ESTE (DCEF)	90	2.58	34.95	1
PARED OESTE (ABHG)	90	2.58	34.95	1
TECHO (ABCD)	90	3.35	26.88	1

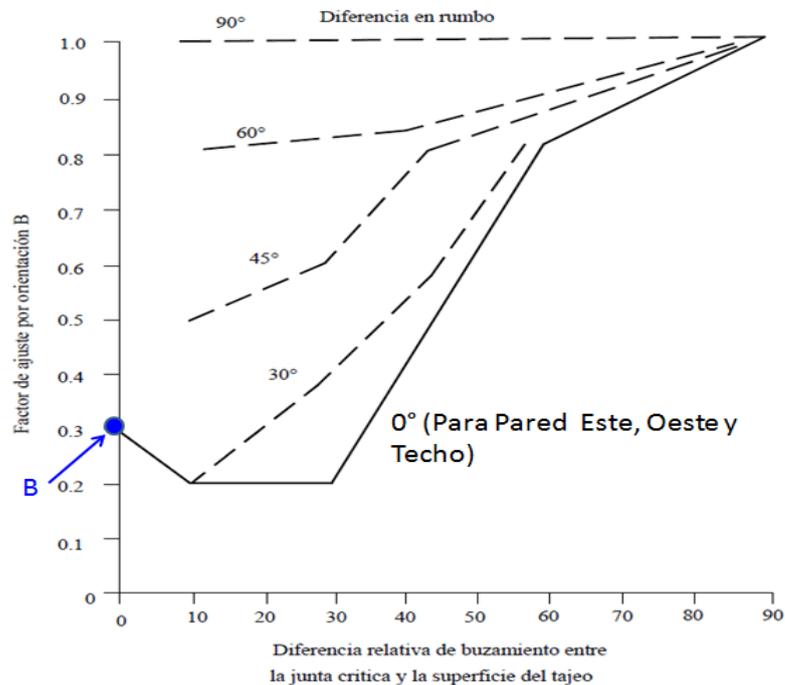
Cálculo del Factor B

El factor B es usado para tomar en cuenta la influencia de la orientación de las juntas sobre la estabilidad del tajeo. La junta más crítica que influye en la estabilidad del borde del tajeo, es generalmente aquella que es más cercanamente paralela al borde. En el cuadro de los sistemas de discontinuidades principales tenemos para nuestro análisis el Sistema 2 para las paredes Este y Oeste y el sistema 1 para el techo, con estos datos utilizamos la figura para el cálculo del factor B, que para el caso de las paredes y el techo es el mismo valor de 0.3. Los resultados se muestran en el siguiente cuadro.

Valores del Factor B por bloques y superficie de Análisis

SUPERFICIE DE ANALISIS	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Rumbo Tajeo	Buzamiento to Tajeo	Diferencia Rumbo (+/- 10°)	Diferencia Buzamiento (+/- 10°)	Factor B
	N9°W/11°NE	N8°W/80°NE	N87°E/82°NW					
BLOQUE SUR A								
PARED ESTE (DCFE)		X		Norte 0	90°	0	0	0.3
PARED OESTE (ABGH)		X		Norte 0	90°	0	0	0.3
TECHO (ABCD)	X			Norte 0	0°	0	0	0.3
BLOQUE SUR B								
PARED ESTE (DCFE)		X		Norte 0	90°	0	0	0.3
PARED OESTE (ABGH)		X		Norte 0	90°	0	0	0.3
TECHO (ABCD)	X			Norte 0	0°	0	0	0.3
BLOQUE SUR C								
PARED ESTE (DCFE)		X		Norte 0	90°	0	0	0.3
PARED OESTE (ABGH)		X		Norte 0	90°	0	0	0.3
TECHO (ABCD)	X			Norte 0	0°	0	0	0.3
BLOQUE SUR D								
PARED ESTE (DCFE)		X		Norte 0	90°	0	0	0.3
PARED OESTE (ABGH)		X		Norte 0	90°	0	0	0.3
TECHO (ABCD)	X			Norte 0	0°	0	0	0.3

Cálculo de B para Pared Este, Oeste y Techo.

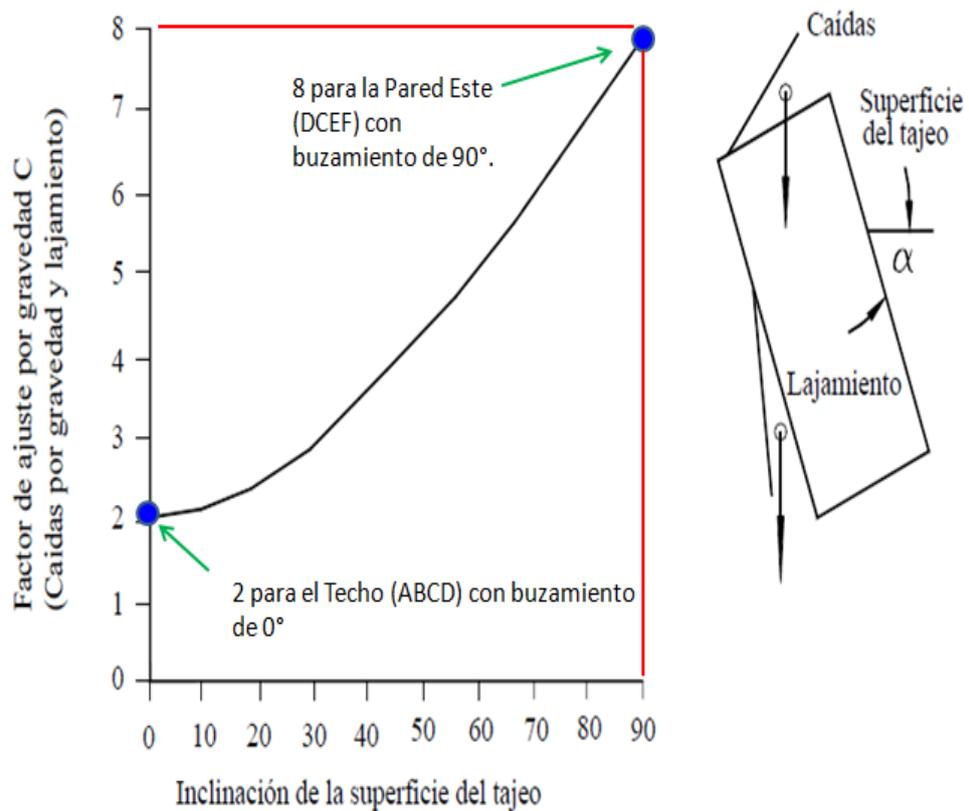


Cálculo del Factor C

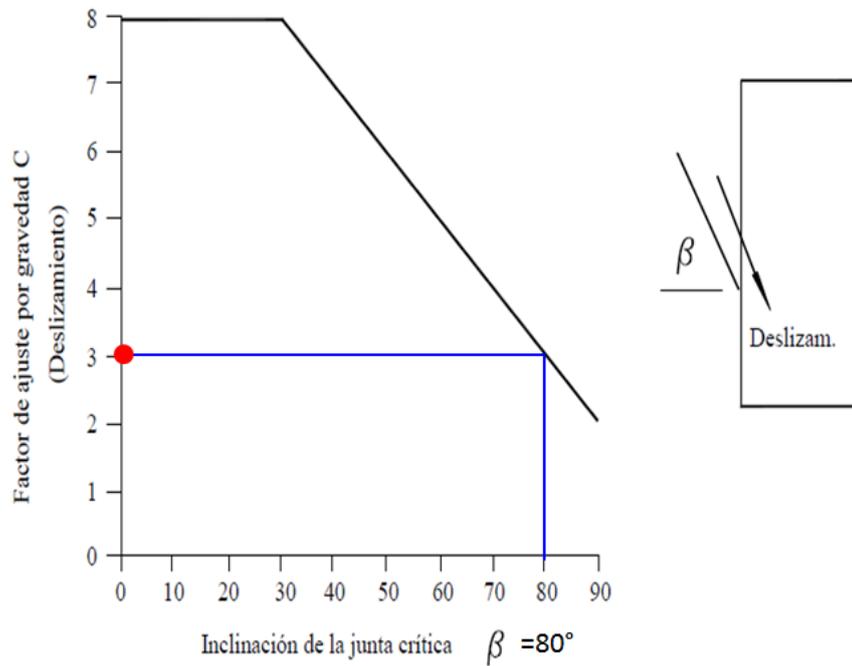
El factor C toma en cuenta la influencia de la orientación de las paredes del tajeo. Una comparación de la geometría del tajeo, con los esquemas mostrados en las Figuras de los cálculos del factor C por

gravedad y caídas, sugiere que los modos dominantes de falla serán las caídas por gravedad desde el Techo del tajeo y la Pared Este (DCEF) y las fallas por deslizamiento desde la Pared Oeste (ABHG). El factor de ajuste por gravedad, se obtiene de la Figura calculo denC por Gravedad para pared Este y Techo, la cual da $C = 2$, para el techo del Tajeo (ABCD) y $C = 8$ para la Pared Este (DCEF). El factor de ajuste por deslizamiento lo calculamos de la figura de calculo de C por deslizamiento y obtenemos un valor de $C = 3$ para la Pared Oeste (ABHG), donde el buzamiento de la junta crítica es 80° (Sistema 2 N8°W/80°NE). El resumen de los valores para el factor C obtenidos se presenta en el cuadro.

Cálculo de C por Gravedad para la Pared Este y Techo.



Cálculo de C por Deslizamiento para la Pared Oeste.



Valores del Factor C por bloques y superficie de análisis

SUPERFICIE DE ANALISIS	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Tipo de Modo de Falla	Factor C
	N9°W/11°NE	N8°W/80°NE	N87°E/82°NW		
BLOQUE SUR A					
PARED ESTE (DCFE)		X		Gravedad	8
PARED OESTE (ABGH)		X		Deslizamiento	3
TECHO (ABCD)	X			Gravedad	2
BLOQUE SUR B					
PARED ESTE (DCFE)		X		Gravedad	8
PARED OESTE (ABGH)		X		Deslizamiento	3
TECHO (ABCD)	X			Gravedad	2
BLOQUE SUR C					
PARED ESTE (DCFE)		X		Gravedad	8
PARED OESTE (ABGH)		X		Deslizamiento	3
TECHO (ABCD)	X			Gravedad	2
BLOQUE SUR D					
PARED ESTE (DCFE)		X		Gravedad	8
PARED OESTE (ABGH)		X		Deslizamiento	3
TECHO (ABCD)	X			Gravedad	2

Cálculo del Número de Estabilidad N' y Radio Hidráulico (S)

Con los valores de Q, A, B y C obtenidos calculamos el valor de N' y utilizando la figura Gráfico de estabilidad que muestra zonas de terreno estable, terreno hundible y terreno con requerimiento de sostenimiento, por gravedad como base obtenemos los valores del Radio Hidráulico (S) para cada una de las superficies analizadas.

Cálculo del Número de Estabilidad N' para cada block y superficie de análisis

Superficie Análisis	Q'	A	B	C	N'	S
BLOQUE SUR A						
PARED ESTE (DCEF)	1.95	1.0	0.3	8.0	4.7	4.5
PARED OESTE (ABHG)	1.95	1.0	0.3	3.0	1.8	3.5
TECHO (ABCD)	1.95	1.0	0.3	2.0	1.2	3.0
BLOQUE SUR B						
PARED ESTE (DCEF)	3.39	1.0	0.3	8.0	8.1	5.5
PARED OESTE (ABHG)	3.39	1.0	0.3	3.0	3.1	4.0
TECHO (ABCD)	3.39	1.0	0.3	2.0	2.0	3.4
BLOQUE SUR C						
PARED ESTE (DCEF)	4.74	1.0	0.3	8.0	11.4	6.2
PARED OESTE (ABHG)	4.74	1.0	0.3	3.0	4.3	4.2
TECHO (ABCD)	4.74	1.0	0.3	2.0	2.8	3.8
BLOQUE SUR D						
PARED ESTE (DCEF)	3.39	1.0	0.3	8.0	8.1	5.5
PARED OESTE (ABHG)	3.39	1.0	0.3	3.0	3.1	4.0
TECHO (ABCD)	3.39	1.0	0.3	2.0	2.0	3.8

Cálculo de la longitud del tajeo.

Con los valores de Radio Hidráulico (S) calculado y con las dimensiones de los tajeos procedemos a calcular las longitudes de los tajeos de cada zona, despejando la variable "L" para cada una de las superficies de análisis, y considerando las diferentes zonas de estabilidad que se muestran en el siguiente cuadro.

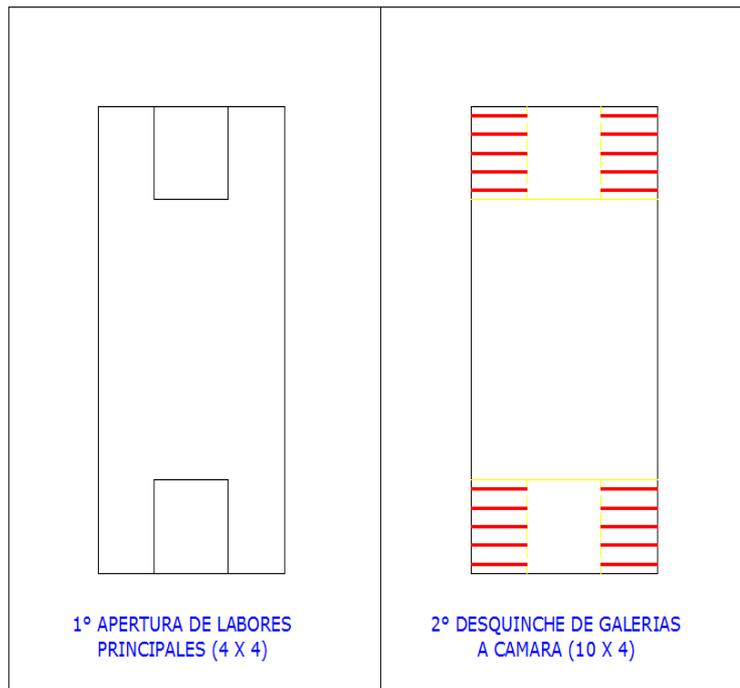
Cálculo de las longitudes de tajeos con diferentes Radios Hidráulicos
y por zonas de estabilidad

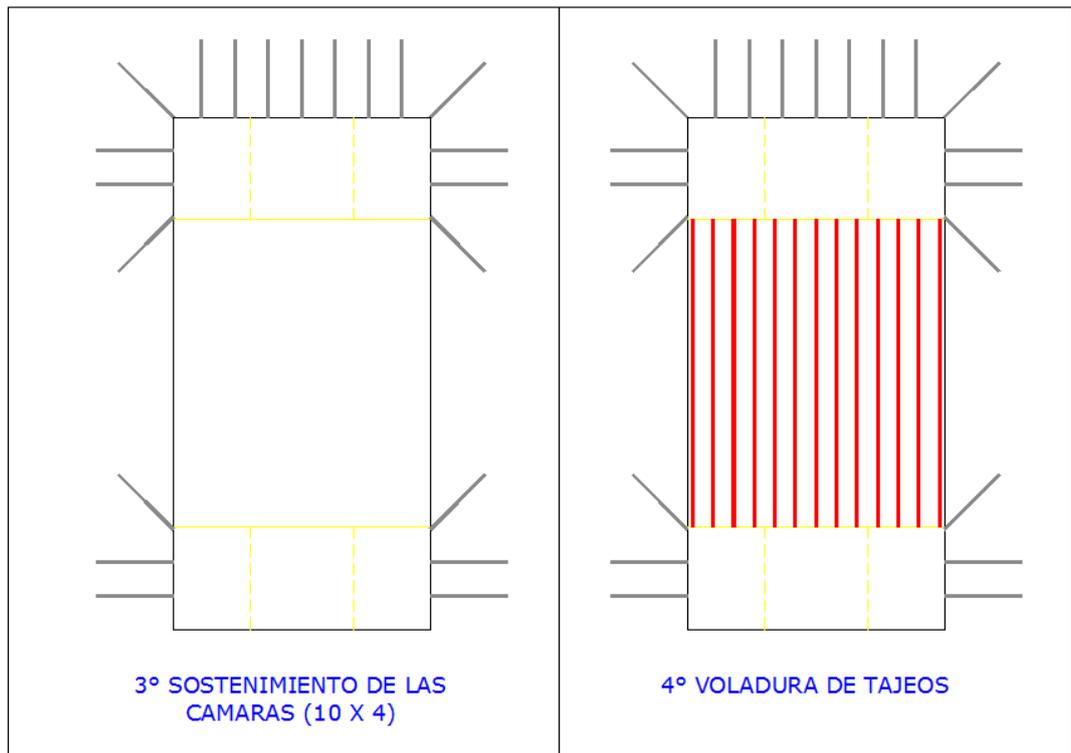
BLOQUE	Valores de N' y Dimensiones del Tajeo Propuesto			Zona estable sin Sostenimiento		Zona en Transición		Estable con Sostenimiento		
	Superficie Análisis	N'	Alto Tajeo	Ancho Tajeo	S	Longitud Tajeo	S	Longitud Tajeo	S	Longitud Tajeo
BLOQUE SUR A										
PARED ESTE (DCEF)	4.7	30			4.5	12.9	6.5	23	8.6	40
PARED OESTE (ABHG)	1.8	30			3.5	9.1	5.9	19	7.5	30
TECHO (ABCD)	1.2			10	3.0	15.0	4.5	90		
BLOQUE SUR B										
PARED ESTE (DCEF)	8.1	20			5.5	24.4	8.0	80	9.0	180
PARED OESTE (ABHG)	3.1	20			4.0	13.3	6.0	30	7.2	51
TECHO (ABCD)	2.0			7	3.4	238.0	3.4	238		
BLOQUE SUR C										
PARED ESTE (DCEF)	11.4	19			6.2	35.7	8.5	162	9.0	342
PARED OESTE (ABHG)	4.3	19			4.2	15.1	6.5	40	7.0	53
TECHO (ABCD)	2.8			10	3.8	31.7	4.9	490		
BLOQUE SUR D										
PARED ESTE (DCEF)	8.1	20			5.5	24.4	8.4	105	9.0	180
PARED OESTE (ABHG)	3.1	20			4.0	13.3	6.4	36	7.0	47
TECHO (ABCD)	2.0			10	3.8	31.7	4.9	490		

Se concluye que en todos los bloques a explotar la superficie de análisis que presenta menores valores del número de estabilidad (N') es la Pared Oeste (ABHG), por lo que sus valores de longitud obtenidas son las que tomaremos como base. Para el Block A la máxima longitud del tajeo es de 19 metros en la zona de transición sin sostenimiento y 30 metros como máximo con sostenimiento. Para el block B la longitud máxima de tajeo en la zona de transición sin sostenimiento es 30 metros y 51 metros con sostenimiento. Para el block C la longitud máxima de tajeo en la zona de transición es 40 metros y 53 metros con sostenimiento. Para el block D la longitud máxima de tajeo en la zona de transición es 36 metros y 47 metros con sostenimiento. Es importante recalcar que el sostenimiento a aplicar es la instalación de pernos de 3 metros de longitud en las paredes y el techo de la excavación, siguiendo el esquema que se muestra en la figura siguiente. En este esquema primero es recomendable abrir la sección de 4.0 x 4.0 metros, luego realizar los desquinches laterales, para

posteriormente instalar los pernos y luego realizar la perforación en paralelo que permitirán realizar una voladura controlada adecuada que minimice el daño a los pilares.

Esquema de Secuencia de Minado y Sostenimiento





Este esquema es aplicable para todos los bloques y con las diferentes alturas de minado.

4.3 PRUEBA DE HIPOTESIS

4.3.1 DISEÑO CONVENCIONAL POR CÁMARAS Y PILARES CORRIDOS

El método convencional de diseño de cámaras y pilares corridos, 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, dan un factor denominado factor de seguridad. 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 la estimación del esfuerzo actuante en el pilar corrido (σ_p), se ha utilizado el concepto de "Teoría del Área Tributaria". Babcock et al.

(1981) que estableció Bunting (1911) quién 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 desarrollados en grandes áreas regulares. La fórmula correspondiente para σ_p es la siguiente:

$$\sigma_p = \sigma_z \left[\frac{W_p + W_o}{W_p} \right] \quad \dots\text{Ecuación 4}$$

Donde:

σ_p : Esfuerzo actuante en el pilar. (MPa)

σ_z : Esfuerzo vertical o carga litostática que es igual al producto del peso específico de la roca y la profundidad a la que se encuentra. (MPa)

W_p : Ancho del Pilar (m)

W_o : Ancho de la Cámara (m)

Para la estimación de la resistencia de los pilares (S), se ha utilizado el criterio de Lunder y Pakalnis (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:

$$S = (K * UCS)(C_1 + \kappa C_2) \dots\dots\dots\text{Ecuación 5}$$

Donde:

S: Resistencia de los Pilares (MPa)

K: K (kappa) es un término de fricción del pilar; C1 y C2 son constantes derivadas empíricamente y cuyos valores determinados son 0.68 y 0.52, respectivamente, and K es el factor del tamaño de la resistencia del macizo rocoso, determinado a un valor de 0.44. El valor de κ también puede ser determinado con la siguiente fórmula:

$$K = \tan[\cos^{-1}(1 - C_{pav}/1 + C_{pav})] \dots\dots\dots\text{Ecuación 6}$$

Donde:

C_{pav} es la presión de confinamiento promedio del pilar que se estima con la siguiente fórmula:

$$C_{pav} = 0.46[\log(W_p/h + 0.75)]^{1.4/(W_p/h)} \dots\dots\dots\text{Ecuación 7}$$

Donde:

W_p: Ancho del pilar y

h : Altura del pilar

Con los valores de las dimensiones propuestas, obtenemos los parámetros de resistencia a la compresión, profundidad de minado y densidad, y aplicadas en las ecuaciones anteriores obtenemos los siguientes resultados de factores de seguridad para cada zona de explotación que se muestran a continuación.

Factores de Seguridad por el “Método Convencional de Cámaras y Pilares Corridos”.

Zona	Zv	r (Tn/m ³)	S c (Mpa)	Ancho Pilar (m)	Altura Pilar (m)	Ancho de Camara (m)	s v	s p	Cpav	K	S	F.S
Block A	130	3.0	80	10	30	10	3.82	7.64	0.000000343	0.0012	23.96	3.1
Block B	110	3.0	100	8	20	7	3.23	6.06	0.000025343	0.0101	30.15	5.0
Block C	110	3.0	100	10	19	10	3.23	6.47	0.001173857	0.0686	31.49	4.9
Block D	110	3.0	90	10	20	10	3.23	6.47	0.000667713	0.0517	27.99	4.3

Se ha determinado que un factor de seguridad aceptable para este método de cálculo es 1.6. Los factores de seguridad para todas las zonas son muy superiores a 1.6, por lo que podemos deducir que este método de cálculo es muy conservador.

4.4 DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.4.1 RESULTADO DE SIMULACION CON DATOS BACK ANÁLISIS USANDO EL SOFTWARE PHASES2

Diseño Geomecánico por Métodos Numéricos

Con finalidad de comprobar los resultados obtenidos con el “Método Gráfico de Estabilidad” y el “Diseño Convencional de Cámaras y Pilares” se ha realizado una serie de simulaciones numéricas (modelamiento numérico) de los esfuerzos y deformaciones que ocurrirían en la masa rocosa remanente (pilares y corona) en cada uno de los sectores considerando la simultaneidad de las excavaciones y evaluar las condiciones de estabilidad tanto a nivel local y global de la mina. Para este propósito se ha empleado el software de elementos finitos PHASE2 de Rocscience Inc (2005).

4.4.2 CONDICIONES DE ESTABILIDAD

Block A

Con las dimensiones de los pilares de 10 metros de ancho y 30 metros de altura y cámaras de 10 metros las condiciones de estabilidad son aceptables.

Es muy importante recalcar que el tipo de voladura asumido para este block es de una voladura controlada que producirá bajos niveles de daño en el macizo rocoso, por lo tanto deben tomarse todas las precauciones necesarias y aplicar las mejores técnicas de control de voladuras. El sostenimiento a aplicar en esta zona es obligatorio si se quiere explotar hasta una longitud de 30 metros como máximo. Para longitudes mayores a 30 metros se debe dejar un pilar escudo igual al pilar longitudinal de 10 metros.

Block B

Con las dimensiones de los pilares de 8 metros de ancho y 20 metros de altura y cámaras de 7 metros las condiciones de estabilidad son aceptables.

Es muy importante recalcar que el tipo de voladura asumido para este block es de una voladura controlada que producirá bajos niveles de daño en el macizo rocoso, por lo tanto deben tomarse todas las precauciones necesarias y aplicar las mejores técnicas de control de voladuras. El sostenimiento a aplicar en esta zona es obligatorio si se quiere explotar hasta una longitud de 51 metros como máximo. Para longitudes mayores a 51 metros se debe dejar un pilar escudo igual al pilar longitudinal de 8 metros.

Block C

Con las dimensiones de los pilares de 10 metros de ancho y 19 metros de altura y cámaras de 10 metros las condiciones de estabilidad son aceptables.

Es muy importante recalcar que el tipo de voladura asumido para este block es de una voladura controlada que producirá bajos niveles de daño en el macizo rocoso, por lo tanto deben tomarse todas las precauciones necesarias y aplicar las mejores técnicas de control de voladuras. El sostenimiento a aplicar en esta zona es obligatorio si se quiere explotar hasta una longitud de 53 metros como máximo. Para

longitudes mayores a 53 metros se debe dejar un pilar escudo igual al pilar longitudinal de 10 metros.

El espesor del pilar puente inferior es de 6 metros, el cual muestra condiciones aceptable de estabilidad.

Block D

Con las dimensiones de los pilares de 10 metros de ancho y 20 metros de altura y cámaras de 10 metros las condiciones de estabilidad son aceptables.

Es muy importante recalcar que el tipo de voladura asumido para este block es de una voladura controlada que producirá bajos niveles de daño en el macizo rocoso, por lo tanto deben tomarse todas las precauciones necesarias y aplicar las mejores técnicas de control de voladuras. El sostenimiento a aplicar en esta zona es obligatorio si se quiere explotar hasta una longitud de 53 metros como máximo. Para longitudes mayores a 47 metros se debe dejar un pilar escudo igual al pilar longitudinal de 10 metros.

El espesor del pilar puente inferior es de 6 metros, el cual muestra condiciones aceptable de estabilidad.

SECUENCIA DE MINADO

Del análisis estereográfico se establece que la dirección de los tajeos tendrá un alineamiento N-S y/o viceversa, para lo cual primero se realizará los desarrollos primarios (galerías superior inferior) con secciones de 4m x 4m en toda la longitud del tajeo los cuales se deben realizar con el sostenimiento adecuado, una vez llegado al limite de las galerías superior e inferior que configuran verticalmente los tajeos se deben realizar las chimeneas SLOT, luego iniciar la perforación de los taladros largos, culminado la perforación se deberá iniciar la rotura en retirada. Es importante acotar que en la fase de rotura no se deben romper tajeos adyacentes en simultáneo con la finalidad de minimizar el impacto de las vibraciones

4.4.3 DISTRIBUCIÓN DE DISCONTINUIDADES

Para establecer las características de la distribución espacial de las discontinuidades estructurales se ha empleado el software DIPS (Versión 5.103 de Rocscience Inc.2004); el procesamiento de los datos orientacionales, con este software se realizó mediante la técnica de proyección estereográfica equiareal.

Los resultados de las características de distribución espacial de los sistemas de discontinuidades estructurales a nivel composito se muestran en el Cuadro.

Sistemas de discontinuidades estructurales

DOMINIO	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3
Rumbo/Buzamiento	N 9°W/11 ° E	N8°W/80°N E	N87°E/82°N W
Dir Buzamiento/Buzamiento	081/11	082/80	357/82

La interpretación de toda esta información nos lleva a concluir que el arreglo estructural de la masa rocosa de la zona de evaluación, en general está conformado por dos sistemas principales de discontinuidades (Sistemas 1 y 2) y un sistema secundario (Sistemas 3), más discontinuidades aleatorias. Las principales características de los sistemas de discontinuidades estructurales son los siguientes:

Diagrama estereográfico de contornos del compuesto general.

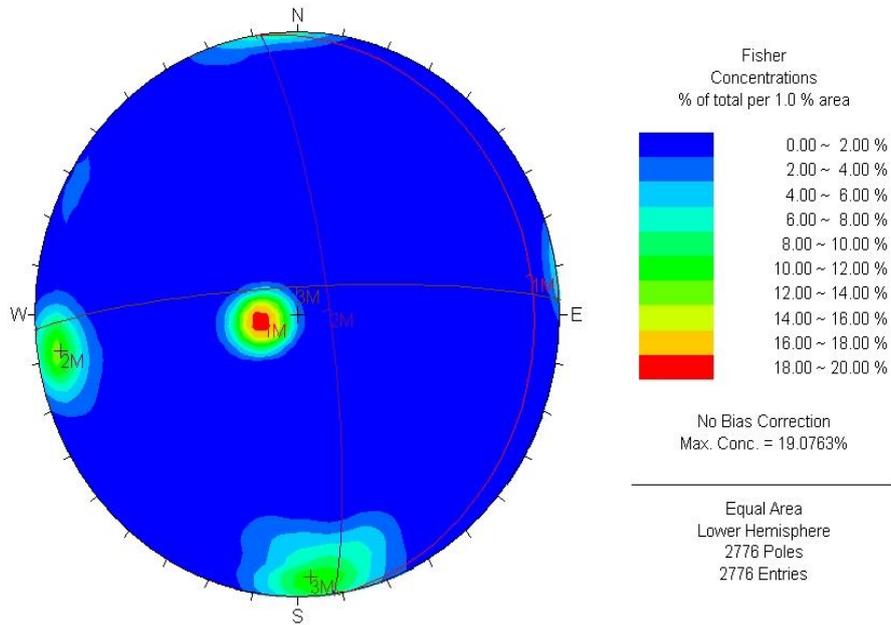


Diagrama estereográfico de planos principales del compuesto general.

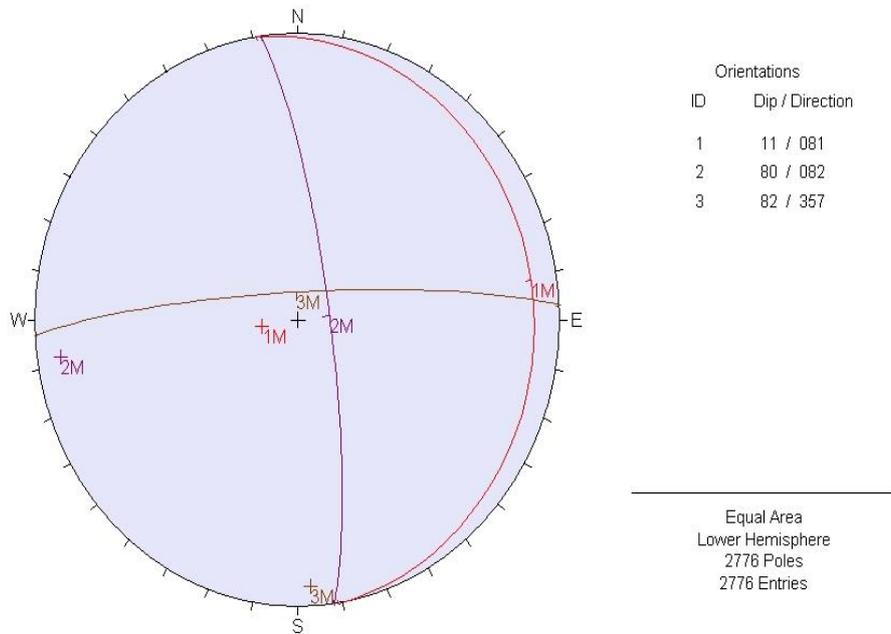
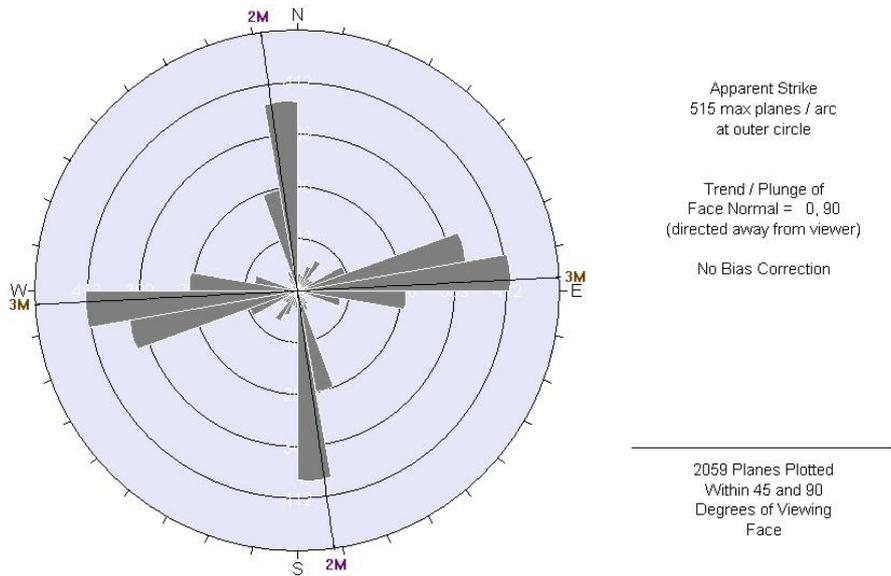


Diagrama de roseta de discontinuidades del compuesto general.



Sistema 1: Es el principal y dominante, de rumbo N9°W / 11°NE, conformado mayormente por estratificación con orientación N9°W.

Sistema 2: Es también principal, de rumbo N8°W / 80°NE, con un alineamiento paralelo a la falla regional cerro de Pasco.

Sistema 3: Es un sistema, de rumbo N87°E / 82°NW, este sistema tiene un alineamiento con el sistema de fallas W-E.

4.4.4 ESTIMACIÓN DEL SOSTENIMIENTO.

Para el arreglo estructural que presenta la masa rocosa, se tendrá un modo de falla típico por desprendimiento de rocas desde las paredes de la excavación. En el campo se observa que el sistema subhorizontal en la influencia de la zona mineralizada se encuentra silicificada lo cual le atribuye una mayor resistencia al esfuerzo de corte en la discontinuidad. Considerando la ocurrencia del mencionado

mecanismo de fallamiento se procede a analizar las cuñas utilizando el software UNWEDGE de Rocscience Inc.

En función a la clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR₈₉) se ha determinado los tipos de sostenimiento y autosoporte para las labores de avance con una sección de 4.0 x 4.0 metros y los cuales se presentan en el cuadro siguiente.

Categorías de sostenimiento para Labores de 4.0 x 4.0 metros.

TIPO ROCA	CLASE	COLOR	R.M.R.	ALGUNAS CARACTERISTICAS DEL MACIZO ROCOSO	TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA EXCAVACION	TIEMPO DE AUTOSOORTE
BUENA	II		> 61	Roca muy dura, levemente fracturada	Sin soporte	> a 2 meses
REGULAR "A"	III-A		51-60	Roca dura, levemente fracturada, sana o ligeramente intemperizada, humeda o mojada	Pernos Hydrabolt de 8 pies puntuales de ser requeridos	2 meses
REGULAR "B"	III - B		41 - 50	Roca medianamente dura, moderadamente fracturada, con presencia de algunas fallas menores, ligeramete a moderadamente intemperizada, ligeros goteos.	Pernos hydrabolt sistmaticos de 7 pies de longitud en la bóveda espaciados de 1.3 a 1.5 metros. Si el terreno lo requieres se puede utilizar malla tejida, cuando hay presencia de bloques rocosos pequeños. . Alternativamente se puede usar una capa de shotcrete de	2 semanas
MALA "A"	IV - A		31 -40	Roca suave, fracturada, con algunas fallas panizadas, moderadamente intemperizada, con goteo en fracturas y fallas.	Pernos Hydrabolt sistematicos de 7 pies de longitud en la bóveda espaciados de 1.0 a 1.2 metro + una capa de shotcrete de 2" de espesor.	4 días
MALA "B"	IV - B		21 - 30	Roca muy suave, muy fracturada, fallada, panizada, arcillosa, muy intemperizada con goteos o ligeros flujos de agua.	Pernos Hydrabolt sitemáticos de 10 pies de longitud en bóveda y 7 pies en hastiales, espaciados cada 1 metros + una capa de shotcrete de 3" de espesor + Arcos Noruegos espaciadas de 1.0 a 1.5 metro.	Inmediato
MUY MALA	V		< 21	Roca muy suave, intensamente fracturada, descompuesta, con presencia de arcillas, con goteos y flujos de agua.	Cerchas Tipo Omega espaciadas a 0.8 metros + una capa de shotcrete de espesor variable. De ser necesario (derrumbes) utilizar cerchas y marchavantes.	Inmediato

CONCLUSIONES

- De los análisis realizados se desprende que es factible adoptar el método de minado “Tajeo por Subniveles con Pilares Corridos” de 10 metros de ancho para los blocks A, B y C y cámaras de 10 metros de ancho, y para el block D los pilares corridos tienen un ancho de 8 metros y cámaras de 7 metros, esto debido a que se tiene laboreo antiguo en la parte superior y se debe continuar minado en la base inferior respetando el eje de los pilares. Posteriormente se deben realizar estudios complementarios para la recuperación de los pilares con la implementación de un relleno adecuado.
- Los análisis de estabilidad realizados con el “Método Convencional de Cámaras y Pilares”, “Método Gráfico de Estabilidad” y “Métodos Numéricos” indican que en el método convencional los resultados son bastantes conservadores, sin embargo los resultados del análisis numérico indican que para las dimensiones adoptadas se tienen factores de seguridad bajos, por lo que no sería factible variar y aumentar las dimensiones de las cámaras y pilares, y que combinados con el “Método Gráfico de Estabilidad” indican que los diseños propuestos son adecuados para mantener las condiciones satisfactorias de estabilidad, cumpliendo siempre con las recomendaciones que se dan en el presente informe.
- Del análisis estereográfico, se tiene la presencia de tres sistemas principales de discontinuidades estructurales los cuales son:
 - Sistema 1: N9°W/11°NE
 - Sistema 2: N8°W/80°NE.
 - Sistema 3: N87°E/82°NW

Del arreglo estructural mostrado en los distintos sectores, se tiene que estos son similares con una variabilidad de +-10% en el área de interés por lo mismo que se ha realizado un compósito de toda la información

estructural levantada. Del tratamiento de esta información se tiene que el eje de minado será en la dirección N-S y/o viceversa.

- De la zonificación geomecánica en estructura mineralizada y masas rocosas adyacentes se tiene la presencia de masas rocosas tipificadas según el sistema de valoración RMR₈₉ como sigue:

ZONA MINERALIZADA: Block A (RMR: 41 - 50), Block B (RMR: 51 – 60), Block C (RMR: 55- 60), Block D (51 -60).

CALIZA: En los Blocks (A, B, C, D) las calizas se caracterizan con valores de RMR en el rango de “45 -50” (rocas tipo IIIB).

MARGAS CON LIMOARCILLITAS: En los Blocks (A, B, C, D) se exponen las margas con horizontes de limoarcillitas caracterizados con un RMR (35 -40).

VULCANOCLASTICOS: En los Blocks (A, B, C, D), se presentan estas rocas caracterizados con un RMR (35 -40).

DACITAS: Esta formación rocosa se presenta al lado “Este” del manto mineralizado, hacia el contacto con las calizas se encuentra fuertemente alterado, en promedio se caracteriza con un RMR “38 – 42” (rocas tipo IVA y IIIB).

- Del análisis empírico realizado con el método grafico de estabilidad para el dimensionamiento de los tajeos se tiene que de las superficies analizadas la Pared Oeste es la que tiene menores valores del Número de Estabilidad (N') y Radio Hidráulico (S), por lo que estos valores son los que se han adoptado para el cálculo de las longitudes de los tajeos. Los valores son los siguientes para la zona en transición:

- Bloque A: Numero de estabilidad (N: 1.8), Radio Hidráulico de (5.9).
- Bloque B: Numero de estabilidad (N: 3.1), Radio Hidráulico de (6.0)
- Bloque C: Numero de estabilidad (N: 4.3), Radio Hidráulico de (6.5)
- Bloque D: Numero de estabilidad (N: 3.1), Radio Hidráulico de (6.4).

- En base a los parámetros de N' y HR obtenidos y considerando un diseño en el límite de la zona de transición (sin sostenimiento) se han dimensionado los tajeos en los distintos sectores (bloques mineralizados), obteniendo las siguientes dimensiones de los tajeos:
 - Block A: Cámaras de 10 metros de ancho, con pilares corridos de 19 metros de ancho, altura de tajeo de 30 metros y 19 metros de largo.
 - Block B: Cámaras de 7 metros de ancho, con pilares corridos de 8 metros de ancho, altura de tajeo de 20 metros y 30 metros de largo.
 - Block C: Cámaras de 10 metros de ancho, con pilares corridos de 10 metros de ancho, altura de tajeo de 19 metros y 40 metros de largo.
 - Block D: Cámaras de 10 metros de ancho, con pilares corridos de 10 metros de ancho, altura de tajeo de 20 metros y 36 metros de largo.

RECOMENDACIONES

- En base a los parámetros de N y S obtenidos y considerando un diseño en el límite de la zona estable (con sostenimiento) se han dimensionado los tajeos en los distintos sectores (bloques mineralizados), obteniendo las siguientes dimensiones de los tajeos:
 - Block A: Cámaras de 10 metros de ancho, con pilares corridos de 19 metros de ancho, altura de tajeo de 30 metros y 30 metros de largo.
 - Block B: Cámaras de 7 metros de ancho, con pilares corridos de 8 metros de ancho, altura de tajeo de 20 metros y 51 metros de largo.
 - Block C: Cámaras de 10 metros de ancho, con pilares corridos de 10 metros de ancho, altura de tajeo de 19 metros y 53 metros de largo.
 - Block D: Cámaras de 10 metros de ancho, con pilares corridos de 10 metros de ancho, altura de tajeo de 20 metros y 47 metros de largo.

El sostenimiento a aplicar es la instalación de pernos de 3.0 metros en toda la longitud de la cámara siguiente el esquema de perforación, sostenimiento y voladura recomendado en este informe.

De no aplicarse el sostenimiento las longitudes indicadas en el punto anterior serían las máximas recomendables.

- Del análisis numérico, realizado para las condiciones geomecánicas de la masa rocosa muestran escenarios favorables (factor de seguridad >1.0) en las distintas alternativas; sin embargo es importante mencionar que se ha considerado para los análisis de estabilidad buenas prácticas de voladura por lo que se recomienda aplicar las técnicas adecuadas que minimicen el daño que estas puedan producir al macizo rocoso. Las dimensiones para cada bloque son:
 - *Block A*

Con las dimensiones de los pilares de 10 metros de ancho y 30 metros de altura y cámaras de 10 metros las condiciones de estabilidad son aceptables.

➤ *Block B*

Con las dimensiones de los pilares de 8 metros de ancho y 20 metros de altura y cámaras de 7 metros las condiciones de estabilidad son aceptables.

➤ *Block C*

Con las dimensiones de los pilares de 10 metros de ancho y 19 metros de altura y cámaras de 10 metros las condiciones de estabilidad son aceptables.

El espesor del pilar puente inferior es de 6 metros, el cual muestra condiciones aceptables de estabilidad.

➤ *Block D*

Con las dimensiones de los pilares de 10 metros de ancho y 20 metros de altura y cámaras de 10 metros las condiciones de estabilidad son aceptables.

El espesor del pilar puente inferior es de 6 metros, el cual muestra condiciones aceptables de estabilidad.

- Se ha diseñado un método de minado que combina el uso del método convencional de “cámaras y pilares corridos” con el método tajeos por subniveles con taladros largos para la apertura de las cámaras, lo cual permite el minado masivo de yacimientos tipo mantos de gran potencia como Marcapunta Norte.

BIBLIOGRAFIA

- Brady B.H.G & brown E.T. "Rock mechanics for Underground Mining" Third Edition Kluwer Academic Publishers – 2005.
- Bieniawski Z.T. "Engineering Rock Mass Clasification" Willey – Interscience Publication -1989.
- Brady B.H.G. & Brown E.T. "Rock Mechanics for Underground Mining" Third Edition Kluwer Acadmic Publishers –2005.
- Brown E.T. "Rock Characterization Testing and Monitoring" ISRM Suggested Methods – Commission on Testing Methods, International Society for Rock Mechanics – 1981.
- DCR Ingenieros S.R.Ltda. "Informe de Estudio Geomecánico para el Minado de Marcapunta Norte – Mina Colquijirca. Setiembre del 2008.
- Ernesto Villaescusa. "Global Extraction Sequences in Sublevel Stoping". MPES 2003, Conference Kalgoorlie April 2003.
- Esterhuizen G.S. "Evaluation of the strength of slender pillars" National Intitute for Ocupational Safety and Health (NIOSH, PA.). Pennsylvania 1999.
- Hoek E., Kaiser P., Bawden W. "Support of Underground Excavations in Hard Rock" A.A. Balkema 1995.
- Hoek E. "Practical rock engineering" Rocscience, 2002.
- Jucheng Wang. "Influence of Stress, Undercutting, Blasting and Time on Open Stope Stability and Dilution" A Thesis Submitted to the College of Graduate Studies and Research in Partial Fulfillment of the Requirements for the Degree of Doctor of Philosophy in the Department of Civil and Geological Engineering University of Saskatchewan Saskatoon. Agosto 2,004.
- Mark S. Diederichs and Peter K. Kaiser. "Rock Instability and Rosk Analyses in Open Stope Mine Design". Canada, Geotech, 1996.
- M. Lipalile, A.W. Naismith†, and A.B. Tunono. "Geotechnical considerations in the design of the MOCB mining method at Konkola No. 3 shaft". Octubre 2005.

ANEXOS

Plano de bloques

