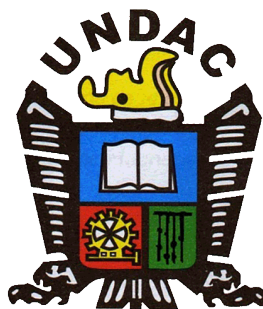


**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**TESIS**

**Parámetros geomecánicos en la evaluación del macizo rocoso para el diseño del tajeo de producción veta travieso en la Unidad Huarón - Pan American Silver Huarón S.A.**

**Para optar el título profesional de:**

**Ingeniero de Minas**

**Autor: Bach. Madjer Karím HINOSTROZA BALDEON**

**Asesor: Mg: Nieves Oswaldo GORA TUFINO**

**Cerro de Pasco - Perú - 2019**

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**TESIS**

**Parámetros geomecánicos en la evaluación del macizo rocoso para el diseño del tajeo de producción veta travieso en la Unidad Huarón - Pan American Silver Huarón S.A.**

**Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:**

---

**Mg. Joel Enrique OSCUVILCA TAPIA  
PRESIDENTE**

---

**Dr. Agustín Arturo AGUIRRE ADAUTO  
MIEMBRO**

---

**Ing. Julio César SANTIAGO RIVERA  
MIEMBRO**

## **DEDICATORIA**

### **A Dios:**

Por darme la dicha de la existencia y acompañarme en los momentos más difíciles de mi vida.

### **A mis queridos padres:**

Con todo cariño a quienes con su esfuerzo y dedicación han permitido el logro de mis metas y objetivos.

## **RECONOCIMIENTO**

Expreso mi cordial agradecimiento al Departamento de Geomecánica de la EMPRESA MINERA PAN AMERICAN SILVER HUARÓN S.A. por la oportunidad y el apoyo de haberme permitido realizar el presente trabajo.

Mi más sincero agradecimiento a mi alma mater Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, a la plana de Docentes y compañeros de estudio de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, por hacer de mí un digno profesional.

**Madjer**

## RESUMEN

En las excavaciones mineras uno de los problemas más comunes para desarrollar ingeniería es determinar la estabilidad de las aberturas diseñadas para las paredes de los tajeos abiertos.

El método gráfico de Estabilidad fue desarrollado en 1980 por Mathews, pero debido a que la data para la consideración de sus ábacos fue de carácter limitado, estos gráficos han sufrido varias modificaciones y actualizaciones. Estas actualizaciones se dieron tomando en cuenta muchos más casos prácticos y tomando más zonas de estabilidad que las planteadas al inicio por Mathews.

Para el análisis de estabilidad del método de explotación por Taladros Largos se realizó la simulación mediante el método de elementos finitos usando el Software Phase2.

En base al proyecto de ingeniería se realizará excavaciones de preparación como By Pass, Subniveles y Ventanas en la parte superior. A través de los Subniveles se realizará taladros largos negativos en abanico para la voladura.

El diseño del Método Gráfico de Estabilidad se basa esencialmente en dos factores: El número de estabilidad y Factor es el Radio hidráulico o factor de forma. El primero es el número de estabilidad modificado y representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. El segundo es el factor de forma o radio hidráulico que toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo.

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. El método también sugiere rangos de densidad de cablebolt, cuando el diseño está en el rango de “estable con sostenimiento”.

Es una técnica empleada para el dimensionamiento geomecánico de tajeos, esta ha demostrado ser una herramienta adecuada para el diseño subterráneo.

**Palabras claves:** Dimensionamiento geomecánico; diseño.

## **ABSTRACT**

In mining excavations one of the most common problems to develop engineering is to determine the stability of the openings designed for the walls of the open cuttings.

The graphical Stability method was developed in 1980 by Mathews, but because the data for the consideration of its abacus was limited, these graphs have undergone several modifications and updates. These updates were made taking into account many more case studies and taking more stability zones than those raised at the beginning by Mathews.

For the analysis of stability of the exploitation method by Long Drills, the simulation was carried out by means of the finite element method using the Phase2 Software.

On the basis of the engineering project, preparatory excavations will be carried out, such as By Pass, Sub-levels and Windows at the top. Negative long holes will be made in the fan for blasting.

The design of the Stability Graph Method is essentially based on two factors: The stability number and Factor is the hydraulic Radius or form factor. The first is the modified stability number and represents the ability of the rock mass to remain stable under a given stress condition. The second is the form factor or hydraulic radius that takes into account the size and shape of the cut.

Information on the strength and structure of the rock mass, the efforts around the excavation, and the size, shape and orientation of the excavation, is used to determine if the tillage will be stable without support,

or unstable even with support. The method also suggests cablebolt density ranges, when the design is in the range of "stable with support".

It is a technique used for the geomechanical dimensioning of tajes, this has proven to be a suitable tool for the underground design

**Keywords:** geomechanical dimensioning; design.



## INTRODUCCIÓN

El desarrollo de la presente Tesis “PARÁMETROS GEOMECÁNICOS EN LA EVALUACIÓN DEL MACIZO ROCOSO PARA EL DISEÑO DEL TAJEO DE PRODUCCIÓN VETA TRAVIESO EN LA UNIDAD HUARÓN – PAN AMERICAN SILVER HUARÓN S.A.”, se realiza a través de los parámetros y evaluaciones de Bieniawski con el RMR, de Barton con el índice Q y de Hoek y Marinos con el GSI, con estas consideraciones se determina el diseño de los tajeos a través de los análisis realizados por Potvin y Matthews en la veta Travieso en la Unidad Minera Huarón. Esta investigación se realizó en dos etapas:

Primera etapa orientada a realizar trabajos de campo y recopilar información proporcionada por el personal del Departamento de Geomecánica de la empresa Minera. Segunda etapa orientada íntegramente al desarrollo de trabajos en gabinete (proceso, análisis, interpretación de información registrada durante investigaciones geomecánicas de campo. El presente estudio de tesis consiste de los capítulos siguientes:

El Capítulo I, trata de los aspectos de la investigación, donde se considera: el planteamiento del problema, su formulación, sus objetivos, justificación, importancia y alcances de investigación y limitaciones.

El capítulo II, comprende el marco teórico, sus antecedentes, las bases teórico-científico, marco conceptual, Hipótesis general, identificación de las variables independiente, dependiente e interviniente con sus respectivos indicadores.

En el capítulo III, se desarrolla la metodología, que comprende; tipo de investigación, diseño de investigación, población y muestra, métodos de la investigación, técnicas e instrumentos de recolección de datos y técnicas de procesamiento y análisis de datos.

En el Capítulo IV. Se considera las generalidades de la mina, como la ubicación y accesibilidad, clima-flora-fauna, relieve, hidrografía y reseña histórica. También trata la geología de la mina, como: geología regional, estratigrafía, geología estructural y geología económica. Asimismo: trata de las operaciones en mina como: generalidades, plan de desarrollo de la mina, zonas de explotación, métodos de explotación, ciclo de minado, método de minado AVOCA, relleno hidráulica y ventilación.

El Capítulo V, se analiza la evaluación geomecánica con la caracterización de la masa rocosa, los análisis de los esfuerzos, el diseño del tajeo de producción veta travieso, a través del dimensionamiento de aberturas en el minado, estimación de la magnitud de los esfuerzos veta Travieso, cálculo del numero  $N'$ , radio hidráulico, análisis de estabilidad de la excavación por Mathews, estudio de estabilidad mediante métodos numéricos. Asimismo, se realizó la prueba de hipótesis y la discusión de resultados.

**Madjer**

## ÍNDICE

Dedicatoria	
Agradecimiento	
Resumen	
Abstract	
Introducción	
Indice	

### CAPITULO I: PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA	16
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	17
1.2.1. Problema General	17
1.2.2. Problema Específicos	17
1.3. OBJETIVOS	17
1.3.1. Objetivo General	17
1.3.2. Objetivos Específicos	17
1.4. JUSTIFICACIÓN DEL PROBLEMA	18
1.4.1. Justificación teórica	18
1.4.2. Justificación metodológica	18
1.4.3. Justificación práctica	18
1.5. IMPORTANCIA Y ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN	18
1.6. LIMITACIONES	19

### CAPITULO II: MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES	20
2.2. BASES TEÓRICOS – CIENTÍFICAS	22
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS	30
2.4. SISTEMA DE HIPÓTESIS	33

2.4.1. Hipótesis general	33
2.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES	33
2.5.1. Variable independiente	33
2.5.2. Variable dependiente	34
2.5.3. Variable interviniente	34
<b>CAPITULO III: METODOLOGÍA</b>	
3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN.	35
3.2. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN	35
3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA	35
3.4. MÉTODOS DE LA INVESTIGACIÓN	36
3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTO DE RECOLECCIÓN DE DATOS	36
3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS	36
3.7. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO DE DATOS	36
<b>CAPITULO IV: GENERALIDADES DE LA MINA</b>	
4.1. GENERALIDADES	37
4.1.1. Ubicación y accesibilidad	37
4.1.2. Clima-flora-fauna	40
4.1.3. Relieve	40
4.1.4. Hidrografía	40
4.1.5. Reseña histórica	41
4.2. GEOLOGÍA	42
4.2.1. Geología Regional	42

4.2.2. Estratigrafía	42
4.2.2.1. Mesozoico	42
4.2.2.2. Mesozoico, Cretáceo Superior	45
4.2.2.3. Intrusivos	48
4.2.3. Geología Estructural	51
4.2.3.1. Plegamiento	51
4.2.3.2. Fallas	52
4.2.3.3. Discordancia	53
4.2.4. Geología de la Estructura Veta Travieso	53
4.2.5. Geología Económica	54
4.2.5.1. Mineralización	54
4.2.5.2. Alteración hidrotermal	56
4.2.5.3. Controles de mineralización	56
4.2.6. Reservas de Mineral	56
<b>4.3. OPERACIONES MINA</b>	<b>58</b>
4.3.1. Generalidades	58
4.3.2. Plan de Desarrollo de la Mina	58
4.3.3. Zonas de Explotación	59
4.3.4. Método de Explotación	59
4.3.4.1. Características físicas del yacimiento	60
4.3.2.2. Preparación	61
4.3.2.3. Parámetros del método de explotación	61
4.3.3. Ciclo de Minado	61
4.3.3.1. Perforación	61

4.3.3.2. Voladura	62
4.3.3.3. Sostenimiento	63
4.3.3.4. Limpieza, acarreo y transporte	64
4.3.4. Método de Minado AVOCA	65
4.3.5. Relleno Hidráulico	68
4.3.6. Ventilación	70

## CAPITULO V: DISCUSIÓN Y RESULTADOS

5.1. PARAMETROS GEOMECÁNICOS EN LA EVALUACIÓN DEL MACIZO ROCOSO	73
5.1.1. Parámetros Geomecánicos	73
5.1.2. Característica Estructural Veta Travieso	76
5.1.3. Análisis de los Esfuerzos	77
5.1.4. Cálculo de las Orientaciones de Esfuerzo	77
5.2. DISEÑO DEL TAJEO DE PRODUCCIÓN VETA TRAVIESO EN LA UNIDAD HUARÓN – PAN AMERICAN SILVER HUARÓN S.A.	81
5.2.1. Método de Diseño	81
5.2.2. Dimensionamiento de Aberturas en el Minado	82
5.2.2.1. Numero de estabilidad	82
5.2.2.2. Factor de esfuerzo de la roca (A)	85
5.2.2.3. Estimación de la magnitud de los esfuerzos Veta Travieso	88
5.2.2.4. Factor de ajuste por orientación de Discontinuidades (B)	89

5.2.2.5. Factor de ajuste gravitacional (C)	90
5.2.2.6. Cálculo del número N'	91
5.2.2.7. Radio hidráulico	92
5.2.3. Análisis de Estabilidad de la Excavación por Mathews	93
5.2.4. Estudio de Estabilidad mediante Métodos Numéricos	94
5.2.4.1. Método de explotación del TJ 640 por Taladros largos	95
5.2.4.2. Diseño de minado en base a los resultados del método gráfico	96
5.2.4.3. Modelamiento numérico del Tj 640	96
5.3. PRUEBA DE HIPOTESIS	97
5.4. DISCUSIÓN DE RESULTADOS	101
<b>CONCLUSIONES</b>	
<b>RECOMENDACIONES</b>	
<b>BIBLIOGRAFÍA</b>	
<b>ANEXO</b>	

## **CAPITULO I**

### **PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN**

#### **1.1. IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA**

Pan American Silver Huarón S.A. Mina Huarón se dedica a la exploración y explotación de yacimientos mineros para la producción comercialización de concentrados de zinc, cobre y contenido de plata. Dentro de sus estructuras a ser explotadas se encuentra, un conjunto de estructuras mineralizadas, que está emplazada en contacto entre la marga silicificada y el intrusivo de composición monzonítico, controlada por la Veta Pozo D – Shiusha Warren hacia el extremo Norte y el intrusivo hacia el extremo Sur. Tiene un rumbo N 87 E y buzamiento de 85 NW.

La propuesta del presente estudio, es la determinación geomecánica de la masa rocosa de la mina, en base a ello realizar el diseño de los tajeos de explotación, determinando que las operaciones mineras



sean seguras, asimismo, genere mayor productividad y rentabilidad. Es la razón, que Pan American Silver Huarón S.A., UEA Huarón; liderados por departamento de Ingeniería, planeamiento y proyectos, en coordinación con los demás departamentos diseñan los tajeos de producción que optimice la explotación y sea influyente en la producción de la unidad.

## **1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.**

### **1.2.1. Problema general**

¿Cómo ejecutar los parámetros geomecánicos en la evaluación del macizo rocoso en el diseño del tajeo de producción veta Travieso en la Unidad Huarón – Pan American Silver Huarón S.A.?

### **1.2.2. Problemas específicos**

- a) ¿Cuáles son los parámetros geomecánicos del macizo en la Unidad Huarón – Pan American Silver Huarón S.A.?
- b) ¿Cómo realizar el diseño del tajeo de producción veta Travieso en la Unidad Huarón – Pan American Silver Huarón S.A.?

## **1.3. OBJETIVOS**

### **1.3.1. Objetivo general**

Ejecutar los parámetros geomecánicos en la evaluación del macizo rocoso en el diseño del tajeo de producción veta Travieso en la Unidad Huarón – Pan American Silver Huarón S.A.

### **1.3.2. Objetivos específicos**

- a) Determinar los parámetros geomecánicos del macizo rocoso

en la Unidad Huarón – Pan American Silver Huarón S.A.

- b) Realizar el diseño del tajeo de producción veta Travieso en la Unidad Huarón – Pan American Silver Huarón S.A.

#### **1.4. JUSTIFICACIÓN DEL PROBLEMA**

##### **1.4.1. Justificación teórica**

La investigación propuesta busca describir, explicar y realizar el diseño de las dimensiones del tajeo en producción considerando los parámetros de la evaluación geomecánica referidos a la masa rocosa y de la estructura mineralizada. Considerando técnicas de diseño como el análisis de Potvin, a través de diferentes gráficos, del radio hidráulico, etc.

##### **1.4.2. Justificación metodológica**

Para lograr el cumplimiento de los objetivos del presente estudio, la investigación hará uso de su propia metodología, teniendo como base el método científico. Por lo que el resultado será importante para el diseño de las labores de explotación.

##### **1.4.3. Justificación práctica**

En relación a los objetivos propuestos, se hallará soluciones planteadas al problema de la evaluación geomecánica de la masa rocosa y estructuras mineralizadas en el diseño de las dimensiones de los tajeos en producción en la Unidad Huarón.

#### **1.5. IMPORTANCIA Y ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN.**

La importancia de este trabajo de investigación se expresa en el

hecho de que, el avance de la tecnología en la geomecánica, no solo permite disminuir los accidentes por caída de rocas, sino también a través de los conocimientos geomecánicos podemos realizar el dimensionamiento de los tajeos de explotación y al mismo tiempo obtener mayores volúmenes de producción; es decir mejorar la minería de escala.

De igual manera, este trabajo de tesis tiene un mayor alcance, ya que aparte de contribuir con esta información al personal técnico de la empresa, también se hará extensivo a estudiantes, docentes y profesionales de especialidades afines; y a toda persona involucrada con el quehacer minero.

#### **1.6. LIMITACIONES.**

El estudio de investigación considera un tema poco estudiado y aplicado en las minas subterráneas, es así que el presente trabajo contribuiría en el cambio de condiciones preventivas de trabajo seguro y de diseño. Las limitaciones que se considera es la poca información que se tiene de la empresa y que son datos propios de la mina.

## **CAPITULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1. ANTECEDENTES**

En este capítulo se menciona un conjunto de investigaciones y trabajos relacionados al presente estudio, que han sido tomados en cuenta su aporte; asimismo, se considera un enfoque orientado a estudios referenciales sobre el comportamiento geomecánico del macizo rocoso y su influencia en el dimensionamiento de los tajeos de producción. Así, tenemos:

Inga Muñoz, Carlos D. (2016), en su tesis titulado: “La geomecánica y diseño de la malla de perforación en mejorar la eficiencia de voladura en el nivel 940 en Compañía Minera Raura S.A.C.”; concluye, que es un estudio detallado de la geomecánica para el diseño de una malla de perforación y voladura en la Compañía Minera Raura S.A.C. El

problema principal de trabajo de investigación fue: ¿Es posible diseñar una malla de perforación en relación al estudio geomecánico del macizo rocoso, para mejorar la eficiencia de voladura en el Nivel 940 en Compañía Minera Raura S.A.C.?; teniendo como objetivo general Diseñar la malla de perforación en relación al estudio y clasificación geomecánico del macizo rocoso para mejorar la voladura en el Nivel 940 en Compañía Minera Raura S.A.C.

Quintana Ortega Juan J. (2011), en su trabajo de investigación: “Proyecto y diseño geomecánico para explotar la Veta Piedad Mina Catalina Huanca”; involucra criterios técnicos y económicos orientados a la selección del método óptimo para la explotación de la Veta Piedad como una alternativa de solución al problema del alto costo y la baja productividad de los métodos de explotación en vetas. Se fundamenta en el análisis de las condiciones geológicas, geométricas e hidrogeológicas y el estudio geomecánico de la veta Piedad y su entorno físico como base para seleccionar técnicamente los métodos aplicables para la explotación de la veta Piedad. Posteriormente estos métodos se evalúan bajo consideraciones económicas (dilución, recuperación de reservas geológicas. En base a estas consideraciones se realiza la evaluación económica empleando los criterios del “VAN” y “TIR” cuyo análisis finalmente permitirá seleccionar el método óptimo para la explotación de la veta Piedad.

Ladera N, (1989), Ingeniero de Minas en su publicación “Estado

Tecnológico de las Minas Subterráneas en el Perú” considera que la geología, las labores de exploración, las reservas, la geometría de la estructura mineralizada, las características geomecánicas y la hidrogeología influyen en la selección del método de explotación adecuado. Por ello sugiere que es importante el conocimiento de las características del yacimiento antes de seleccionar la tecnología más adecuada y eficiente.

Gerónimo Damas Joel (2008) en su tesis “Implementación de un nuevo método de explotación minero”, donde se hace un diagnóstico de la situación actual en cuanto a los factores geológicos y geomecánicos de un yacimiento para la posterior implementación y puesta en práctica de un nuevo método de explotación; describe en detalle cómo diseñar el plan de implementación y minado, para lo cual se realiza una evaluación de riesgos y vulnerabilidades a los que está expuesta la mina, luego se desarrollan estándares con el fin de contar con una guía para la implementación.

## **2.2. BASES TEÓRICAS – CIENTÍFICAS**

### **MECÁNICA DE ROCAS Y GEOMECÁNICA**

El sustento teórico del presente estudio, por su simplicidad y utilidad, considera los índices geomecánicos: RMR (valoración de la masa rocosa) de Bieniawski, índice Q de Barton para el estudio en túneles y GSI (Índice de Resistencia Geológica) de Hoek y Marinos, los mismos que se determinan con los datos de los mapeos geomecánicos en las labores mineras.

EL CRITERIO RMR (Rock Mass Rating). -Toma en cuenta seis parámetros importantes:

- La resistencia compresiva. - De la roca intacta, que puede ser determinada mediante ensayos de laboratorio.
- RQD (Rock Quality Designation).-Que es determinado utilizando los testigos de la perforación diamantina, el RQD es el porcentaje de trozos de testigos recuperados mayores a 10 cms., de la longitud del taladro.
- El espaciamiento de las discontinuidades.
- La condición de las discontinuidades. Referidas a la persistencia, apertura, rugosidad, relleno y meteorización.
- La presencia de agua.
- Orientación de las discontinuidades en relación a la excavación.

#### EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI)

En el criterio original se consideran 6 categorías de masa rocosa. Para compatibilizar este criterio con el criterio RMR y las guías de clasificación. El índice de resistencia geológica considera dos parámetros la condición de la estructura de la masa rocosa y la condición superficial de la misma.

- a. La estructura de la masa rocosa considera el grado de fracturamiento o la cantidad de fracturas (discontinuidades) por metro lineal, según esto, las cinco categorías consideradas son:

Masiva o levemente fracturada

Moderadamente fracturada

Muy fracturada

Intensamente fracturada

Triturada o brechada.

- b. La condición superficial de la masa rocosa involucra a la resistencia de la roca intacta y a las propiedades de las discontinuidades: resistencia, apertura, rugosidad, relleno y la meteorización o alteración, los cuales se definen de la siguiente manera:

Masa rocosa muy buena

Masa rocosa buena

Masa rocosa regular

Masa rocosa mala

Masa rocosa muy mala.

Asimismo, se considera:

### **La geomecánica aplicada al diseño subterráneo**

La geomecánica constituye en la actualidad la base científica de la ingeniería minera, puesto que esta diferencia de la ingeniería civil, tiene sus propias peculiaridades, guiados por el concepto “vida económica”, junto con el beneficio económico con márgenes ajustados de seguridad, lo cual crea problemas de diseño que son únicos a la explotación de minas. En este contexto la geomecánica involucra seguridad y economía.

### **Metodología de aplicabilidad de la geomecánica**

La metodología que intenta proveer una base para el diseño minero



en un medio geológico comprende aspectos que involucran los modelos geológicos, geomecánico y numérico.

### **Modelo geológico.**

A través de este modelo se trata de conocer la estructura de la masa rocosa, es decir el medio en el cual se realizará el diseño minero.

Conceptuar el modelo geológico constituye la base de toda evaluación geomecánica. Pues este involucra litología, estructura, características geomecánicas de las discontinuidades, la hidrogeología y tectónica.

### **Modelo geomecánico.**

El modelo geomecánico es el que permite cuantificar los diferentes parámetros de la masa rocosa definidos en el modelo geológico. Este modelo se apoya con la aplicación de técnicas de valoración de calidad de roca, así como la instrumentación adecuada para la determinación de las propiedades mecánicas del macizo (ensayos en campo y laboratorio).

Parámetros: propiedades mecánicas de los materiales, propiedades mecánicas de las discontinuidades estructurales, calidad del macizo rocoso (Q, RMR, GSI, etc.), propiedades resistentes del macizo rocoso, esfuerzos in-situ (debido al efecto gravitatorio, el efecto del agua, efectos dinámicos, esfuerzos de tectónica residual, etc.).

### **Modelo matemático.**

Este modelo integra los dos modelos anteriores considerando aspectos geométricos del diseño (condiciones de borde) según se

trate de un determinado método de minado podremos dimensionar las estructuras y tener una visión de los modos posibles del comportamiento o respuesta de los macizos rocosos involucrados.

### **Método gráfico de estabilidad.**

El “Método Gráfico de Estabilidad” desarrollado por Mathews y modificada por Potvin & Milne, es una técnica empleada para el dimensionamiento geomecánico de tajeos, esta ha demostrado ser una herramienta adecuada para el diseño subterráneo.

### **Fundamento.**

El método gráfico de estabilidad para dimensionamiento de tajeos se fundamenta en el estudio realizado en una serie de casos en minas subterráneas. Esta técnica toma en consideración los principales factores de influencia en el diseño estable de los tajeos. La información sobre la estructura, la resistencia del macizo rocoso, los esfuerzos alrededor de las excavaciones, el tamaño, la forma y la orientación de las excavaciones con respecto a la orientación de los sistemas de discontinuidades críticas presentes en el macizo rocoso para dimensionar un tajeo en distintos escenarios (desde el autosoporte hasta el colapso).

### **Procedimiento de cálculo.**

El procedimiento para dimensionar los tajeos aplicando el método gráfico de estabilidad se fundamenta en el cálculo de los siguientes parámetros:

a) **Número de Estabilidad (N’)**. El número de estabilidad “N”, representa la respuesta del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. Para el cálculo de este valor se emplea la ecuación N<sup>a</sup> 02, el cual considera la calidad del macizo rocoso expresado en el índice Q’ modificado, el factor de reducción por esfuerzos en la roca, el factor de ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades con respecto a la orientación del eje del tajeo, el factor de ajuste por efecto de la gravedad sobre las cuñas de techo y pared que forman el arreglo estructural de los sistema de discontinuidades con el tajeo.

$$N = Q' \times A \times B \times C \text{ Ecuación 01}$$

Dónde:

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.

b) **Radio Hidráulico (S)**. El radio hidráulico viene a ser el factor de forma para la superficie del tajeo, se obtiene como el cociente del área de la sección transversal de la superficie del tajeo entre su perímetro. Para calcular este valor se emplea la ecuación N<sup>o</sup> 02.

$$S = \left[ \frac{W \times H}{2 \times (W + H)} \right] \quad \text{Ecuación 02}$$

Dónde:

W: Longitud del tajeo en el rumbo de la estructura.

H: Altura del tajeo (espaciamiento entre los niveles).

### **Métodos de explotación subterráneos**

La variedad de métodos de minería subterránea es tan grande como lo son los tipos de yacimientos donde se aplican.

Antes de poner en explotación una mina de interior es preciso llevar a cabo un amplio conjunto de labores previas, como accesos, preparaciones, intercomunicaciones, ventilación, etc., que en la mayoría de los casos suponen un importante desembolso de capital.

La forma de extracción del mineral y tratamiento del hueco creado, son los factores que definen, de alguna manera, el método de explotación, pudiendo distinguirse tres grandes grupos.

**Sostenimiento de los huecos con macizos.** Se deja sin explotar parte del mineral del yacimiento con unas dimensiones y disposición tales que soportan el conjunto de materiales que se encuentran sobre ellos.

**Relleno o fortificación de los huecos.** Con el material adecuado se procede al relleno de los huecos para que estos no sufran alteración alguna, o lo sea en una zona muy próxima al mismo. Dependiendo de las dimensiones y forma de los huecos, podrán utilizarse,

ocasionalmente, otros sistemas de sostenimiento o fortificación, cuadros metálicos o de madera, bulones o cables de anclaje, etc.

**Hundimiento controlado de los huecos.** En algunos métodos, tras la extracción del mineral, se induce el colapso de los macizos supra yacentes de manera controlada. Las rocas sufrirán una rotura, un esponjamiento y descenso gradual, pudiendo llegar a afectar tales movimientos hasta la superficie. Esta alteración dependerá de muchas variables: geometría del hueco, propiedades del techo, profundidad, etc.

#### **Corte y relleno.**

El mineral se arranca por rebanadas horizontales, en sentido ascendente, desde la galería de fondo.

Una vez volado se extrae completamente de la cámara, a través de unas tolvas, efectuándose a continuación el relleno del hueco creado con estériles, con lo que se consigue crear una plataforma de trabajo estable y el sostenimiento de los hastiales.

#### **Cámaras por subniveles, taladros largos.**

Actualmente, el conjunto de métodos de explotación denominado de cámaras por subniveles agrupa a una gran variedad de sistemas que se aplican a yacimientos verticales o con fuerte pendiente y que genéricamente, podrían clasificarse a su vez en tres grupos: cráteres invertidos, taladros largos y taladros en abanico.

Todos esos métodos tienen en común realizar la explotación desde los subniveles y niveles horizontales a intervalos verticales fijos,

abriendo los subniveles dentro del yacimiento entre los niveles principales.

#### **Sublevel stoping mecanizado:**

El advenimiento de innovaciones tecnológicas en cuanto a perforación y voladura subterránea de taladros largos de gran diámetro (LBH), ha traído consigo un significativo aumento de la popularidad de este método. El mayor volumen y complejidad de los desarrollos es compensado por la mayor eficiencia de las operaciones.

### **2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS**

#### **Caracterización geomecánica de macizos rocosos.**

La caracterización geomecánica del macizo rocoso constituye la fase inicial en todo estudio geológico – geomecánico e implica la descripción de las características particulares que intervienen en el comportamiento geomecánico frente a procesos de minado (parámetros de la roca intacta, parámetros de las discontinuidades estructurales, la hidrogeología). La caracterización de macizos rocosos se basa en las observaciones y descripciones tomadas en afloramientos y sondajes diamantinos.

#### **Factores que influyen en las condiciones de estabilidad.**

Los factores que influyen en las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones subterráneas, son: La litología, intemperización y alteración, la estructura de la masa rocosa, los esfuerzos, el agua subterránea, la forma tamaño y orientación de las excavaciones, el esquema y secuencia de avance de minado, la

voladura, el tiempo de exposición abierta de la excavación y los estándares de sostenimiento.

### **Clasificaciones geomecánicas.**

Las clasificaciones geomecánicas determinan la sistemática del diseño empírico en ingeniería de rocas y relacionan la experiencia práctica obtenida en distintos proyectos con las condiciones particulares de cada lugar.

El propósito de las clasificaciones geomecánicas es proporcionar un índice numérico que nos indica la calidad del macizo rocoso.

Existe una amplia gama de sistemas de clasificación geomecánica de macizos rocosos, sin embargo, los más utilizados y que tienen una relevancia histórica son: Terzaghi (1946), Laufer (1958), Deere (1967), Wickham (1972), Bieniawski (1973, 1989), Barton (1974), Laubscher (1977).

### **Aberturas mineras permanentes.**

Excavaciones que tendrán una larga duración, cercanas a la vida de la mina por ser importantes para el minado. Ejemplo: piques, chimeneas, galerías de nivel, etc.

### **Caídae de rocas.**

La caída de rocas constituye uno de los mayores riesgos en el minado subterráneo. Por esta razón, para que las operaciones mineras sean seguras, es importante que el personal de la mina identifique los problemas de inestabilidad de la masa rocosa, de esta manera adoptar medidas adecuadas para prevenir los accidentes por caída

de rocas.

**Geomecánica.** Se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos. Básicamente este comportamiento geomecánico depende de los siguientes factores: Resistencia de la roca, grado de fracturación del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades.

**Actividad minera.** es el ejercicio de las actividades de exploración, explotación, labor general, beneficio, comercialización, y transporte minero, en concordancia con la normatividad vigente.

Explotación. Desarrollo de las operaciones mineras en sí, de un yacimiento dado.

**Minería.** Actividad desarrollada por el hombre para la extracción de productos minerales que se encuentran en la corteza terrestre y que tienen algún valor económico.

**Nivel.** ¿Son galerías horizontales de un frente de trabajo existente en una mina; es usual trabajar las minas desde un pozo, estableciendo niveles a intervalos regulares, generalmente con una separación de 50 metros o más.

**Tajo.** Son las labores temporales destinadas a la extracción de mineral.

**Banco de mineral o desmonte.** Término usado en minería para definir rocas de diferente tamaño.

**Banco o cara.** Es la parte de cualquier mina subterránea o a cielo abierto donde se va a efectuar trabajos de excavación.



**Echadero.** Es una labor minera vertical o semivertical que sirve como medio de transporte del mineral o desmonte de un nivel a otro.

**Burden.** “Distancia más corta al punto de alivio al momento que un taladro detona, considerando al alivio como la cara original del banco o bien como una cara interna creada por una hilera de taladros que han sido previamente disparados” (Konya).

## **2.4. SISTEMA DE HIPÓTESIS**

### **2.4.1. Hipótesis general**

Si se utiliza los parámetros geomecánicos en la evaluación de la masa rocosa, entonces se podrá diseñar el tajeo de producción veta Travieso en la Unidad Huarón – Pan American Silver Huarón S.A.

## **2.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES**

### **2.5.1. Variable independiente**

Parámetros geomecánicos en la evaluación de la masa rocosa.

#### **Indicadores**

- ✓ Geología estructural de la masa rocosa.
- ✓ Tipo de roca.
- ✓ Resistencia de la masa rocosa.
- ✓ Índice geológico
- ✓ Calidad de roca.

### **2.5.2. Variable dependiente**

Diseño del tajo de producción veta Travieso.

#### **Indicadores:**

- ✓ Método gráfico de estabilidad.
- ✓ Cálculo del índice Q.
- ✓ Cálculos del número de estabilidad.
- ✓ Radio Hidráulico.
- ✓ Dimensionamiento de tajeo.

### **2.5.3. Variable interviniente**

Con la evaluación geomecánica permite trabajar con mayor estabilidad del tajeo.

## **CAPITULO III**

### **METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN**

#### **3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN**

Por el tipo de la investigación, el presente estudio reúne las condiciones metodológicas de una investigación del tipo aplicativo.

#### **3.2. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN**

Se aplicará el diseño descriptivo correlacional, y se evaluarán cada una de las variables que participan en el estudio:

VARIABLES                      V1 y V2 (Evaluables)

#### **3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA**

Se toma como población a todas las labores subterráneas operativas de la mina que están relacionadas a la evaluación geomecánica.

Se considera como muestra a los tajeos de producción, de la mina en la Unidad Huarón – Pan American Silver Huarón S.A., donde se considera su dimensionamiento.

#### **3.4. MÉTODOS DE LA INVESTIGACIÓN**

El método implementado durante el desarrollo de este proyecto de investigación es de carácter descriptivo y de análisis; como es la evaluación geomecánica y el diseño de tajeo por dimensionamiento.

#### **3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.**

La toma de datos será en forma directa, recopilando información en el departamento de ingeniería, planeamiento y geotecnia, obteniendo la data del tajeo de producción de la Unidad minera Huarón. Se recurrirá a informes, libreta de campo, planos de labores, vistas fotográficas, observación insitu de las dimensiones del tajeo.

#### **3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS.**

Todos los datos que requieren ser tabulados y/o graficados se harán mediante análisis geomecánicos para el dimensionamiento del tajeo. De igual manera se hará uso de calculadoras, computadoras y softwares para el análisis respectivo, hasta la culminación de la misma.

#### **3.7. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO DE DATOS.**

Se ampliarán en lo necesario técnicas propias de la estadística descriptiva, como por ejemplo el cálculo de frecuencias absolutas y relativas, la elaboración de tablas de contingencia, histogramas y de diagramas circulares. Estas, además de facilitar la ordenación y comparación de datos, nos permiten conocer los parámetros de las muestras.

## **CAPITULO IV**

### **TRABAJO DE CAMPO**

#### **4.1. GENERALIDADES**

##### **4.1.1. Ubicación y accesibilidad**

El yacimiento de Huarón se encuentra ubicado en el distrito de Huayllay, provincia de Pasco y Región Andrés Bello Cáceres, en un área aproximada de 15 Km<sup>2</sup>, en el flanco oriental de la cordillera occidental de los Andes. Ver figura 4.1.

- Huarón se ubica geográficamente en las siguientes coordenadas:
- 76° 25' 30" de longitud Oeste de Greenwich
- 11° 00' 45" de latitud Sur
- 4,200 a 4,800 m.s.n.m.: altitudes promedio.

Existen esencialmente dos vías de acceso carrozables que son:

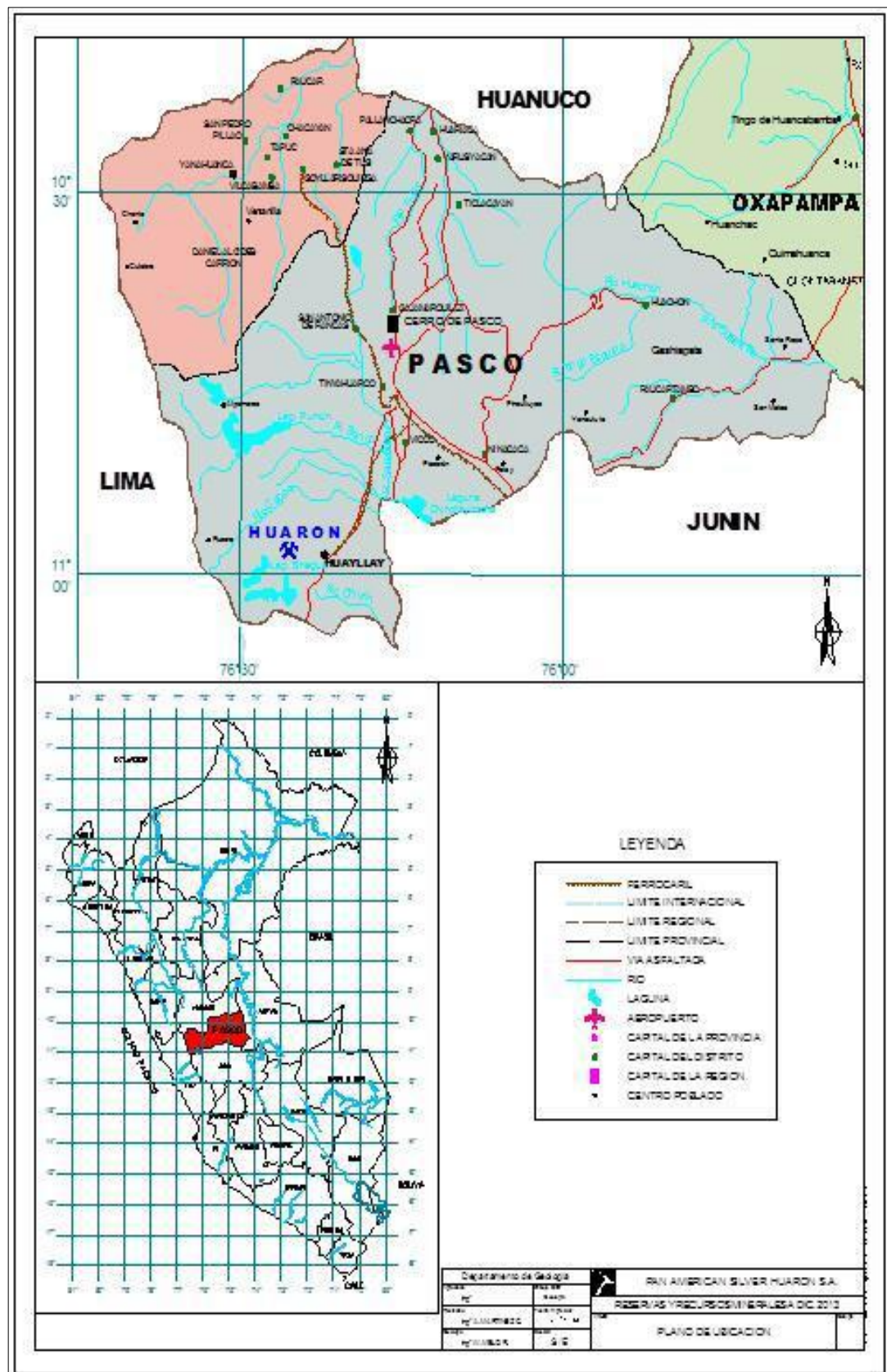
Lima - la Oroya - Unish - Huarón

Es la carretera más conservada y utilizada, por constituir en gran parte la carretera central (Lima - Unish).

Lima - Canta – Huarón.

Asfaltada solo en el tramo: Lima Santa Rosa de Quives en 75 Km. y afirmada lo 146 Km., es poco utilizada por su poca conservación.

Figura N°1: Ubicación y acceso



#### **4.1.2. Clima-flora-fauna**

El clima de la región es frígido, determinándose periodos secos y lluviosos, en cuanto a la flora es pobre, donde la superficie mayormente está cubierta por pastos matorrales “Ichu”, conocidos como pastos alto-andinos que sirven de alimento al ganado, ovino principalmente. Respecto a la fauna, hay gran cantidad de ganado ovino, camélidos sudafricanos (llamas, alpacas, vicuñas), pequeña cantidad de vacunos y algunas variedades de aves.

#### **4.1.3. Relieve**

Topográficamente hablando, Huarón presenta zonas accidentadas con ondulaciones ligeramente inclinadas hacia el oriente conforman taludes de derrubios aluviales que fueron producidos por causa de la erosión. El valle en U en casi toda su extensión producto de la acción glacial que presenta.

Como remanentes algunas lagunas escalonadas interconectadas por un drenaje natural, representan geoformas o rasgos de glacial como morrenas hacia las partes bajas de Huayllay y San José que son constituidos por detritos de areniscas, cuarcitas, etc. Con matriz suelta de arcilla color rojo ocre y blanco plumizo.

#### **4.1.4. Hidrografía**

Existe un sistema de lagunas numerosas que pertenecen a la cuenca hidrográfica del río Mantaro. Estas lagunas son:



Laguna Llacsacocha,

Laguna Lavandería, Laguna Naticocha, Laguna Shegue y otros.

#### **4.1.5. Reseña histórica**

No existen registros de actividad minera durante la época colonial, los yacimientos de Huarón, ubicados en el distrito de Huayllay, iniciaron su explotación industrial en 1912 cuando se creó la "Compagnie des Mines de Huarón", nacida de la fusión de las compañías " Venus" "Concordia" y de la "Compañía Francesa de Estudios Mineros en el Perú", hasta 1978 en que, adecuándose a la ley, se transforma en Compañía Minera Huarón S.A. con aporte de capitales peruanos. En junio de 1987 las acciones de los franceses fueron transferidas a Mauricio Hochschild Compañía (M.H.C.S.A.), quien posteriormente las vende al Grupo Canadiense PAN AMERICAN SIL VER, en marzo del 2000.

Entre 1912 y 1929 la mina se explotó por cobre, que se fundía en el mismo lugar. A partir de 1929 se adoptó una nueva orientación con el propósito de recuperar los abundantes sulfuros de plomo argentífero y de zinc. La Huarón se dedica a la exploración y explotación de yacimientos mineros para la producción y comercial concentrado de zinc, cobre y plomo, con un alto contenido de plata. La producción de la mina es polimetálica: plata, cobre y plomo.

Actualmente la planta concentradora trata 2 000 t/d con 175 g. de Ag., 3 % de Zn, 1.2 % de Pb, y 0.3 % de Cu.

## **4.2 GEOLOGÍA**

### **4.2.1. Geología Regional**

Huarón tiene un relieve regularmente Accidentado en una superficie con rasgos de erosión glacial, la estratigrafía secuencial del distrito está constituido por rocas sedimentarias como volcánicas cuyas edades fluctúan desde el triásico hasta el cuaternario. Muestra en su estructura plegamiento, desarrollando un anticlinal y un sinclinal, cuyos ejes se orientan paralelamente a la dirección general de la cordillera de los Andes. En este distrito minero de Huarón encontramos rocas sedimentarias–intrusivas de composición ácida, terminando en diques hacia el Sur, Norte y Este: así también tobas grises volcánicas. Ver plano N° 5.2.

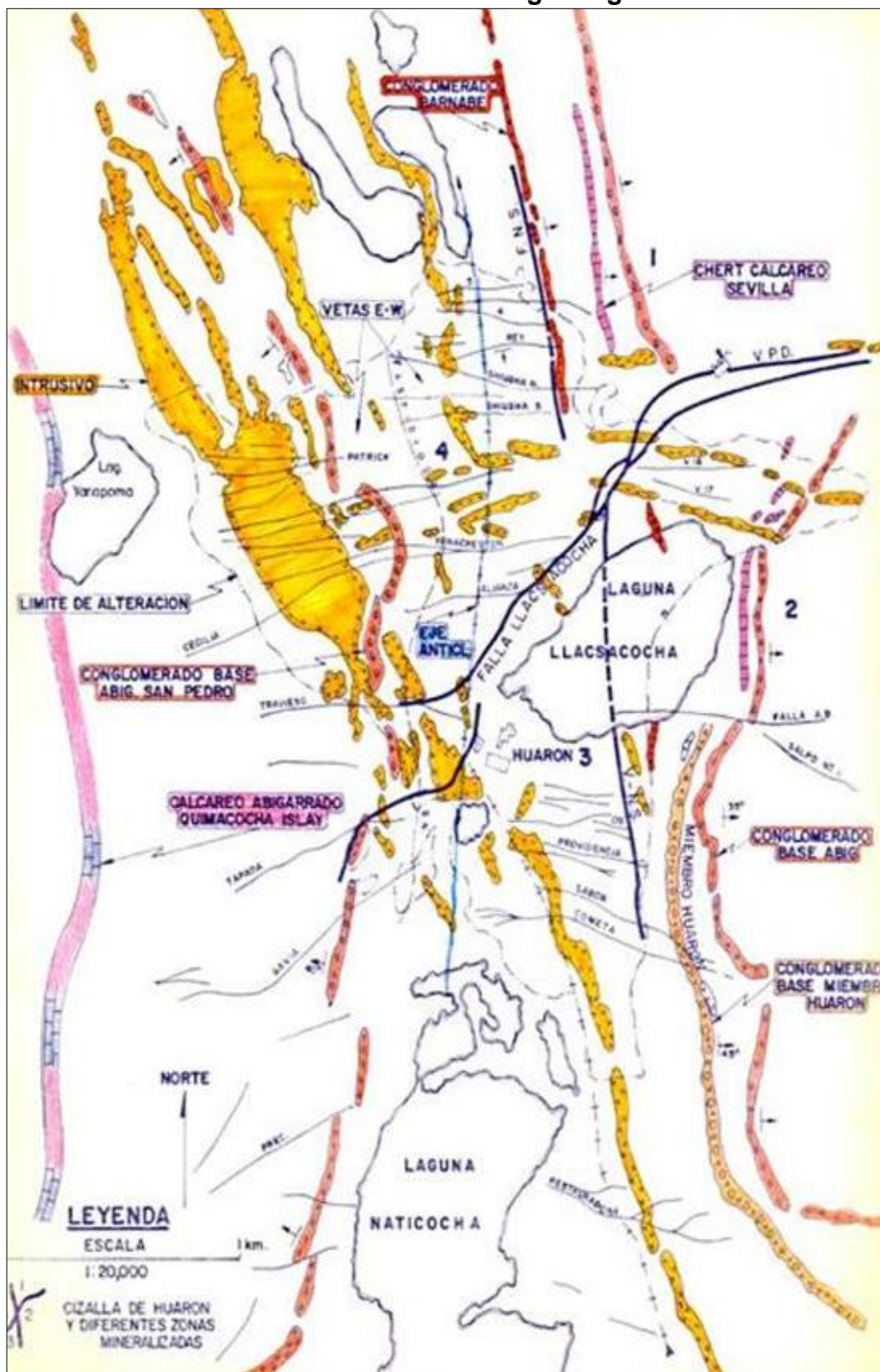
### **4.2.2. Estratigrafía**

#### **4.2.2.1. Mesozoico**

##### **Formación Casapalca:**

Aflora discordantemente sobre el geoanticlinal del Marañón, con más de 1,000 metros de potencia promedio. Su litología consiste de lutitas, limonitas y areniscas de colores rojo

Plano ° 5.2: Geología Regional



Oscuro. Hacia la base presenta niveles de conglomerados con clastos de calizas, areniscas rojas, intrusivos y esquistos subangulares; hacia el oeste hay predominancia de calizas blanquecinas con intercalación de conglomerados rojizos. Presenta tres miembros.

✓ **Miembro Inferior**, constituido por lutitas rojas, areniscas semiconsolidadas de color verde grisáceo a rojizo, conglomerados en varias capas y lentes de calizas. Se estima una potencia de 300 a 330 metros.

✓ **Miembro Conglomerado Shuco**, constituido por conglomerados resistentes, con clastos de calizas, cuarcitas, chert, areniscas rojas y filitas; englobada en una matriz calcárea, brechada, los fragmentos presentan bordes subangulares, de tamaños variables. La potencia varía entre 150 a 200 metros.

✓ **Miembro Calera**, en la base presenta margas y lutitas en estratos delgados, gradando a calizas y dolomías con nódulos de chert, con espesor aproximado de 60 a 65 metros. En la parte media está compuesto por calizas y margas con intercalaciones de lutitas con estratificación

delgada, con potencia de 53 metros.

Hacia el tope presenta calizas y dolomitas con nódulos de chert en estratos medios de color gris blanquecino. Por su relación estratigráfica es considerada haberse depositado desde el Cretáceo hasta el Paleógeno temprano. El plegamiento y el desarrollo de la superficie de discordancia se dieron en el Paleoceno (Paleógeno inferior).

En Mina Huarón, no se ha definido con precisión en que sector de la columna de la Formación Casapalca se encuentran los laboreos. Por la presencia del contacto discordante con el grupo Calipuy, se puede asumir que estamos en la parte superior de la columna.

#### **4.2.2.2. Mesozoico, Cretáceo Superior**

##### **Grupo Calipuy**

Aflora discordantemente sobre la Formación Casapalca, fue depositado después del periodo de plegamiento, erosión y levantamiento que afectaron a la Formación Casapalca. Consiste de rocas piroclásticas, lavas, ignimbritas, tufos, basaltos, riolitas y dacitas.

En la Mina Huarón no está bien definida la columna del Grupo Calipuy, ni el sector de la columna que está

presente.

A nivel de la región se le reconoce cuatro unidades:

- ✓ **Unidad Formación Yantac**, secuencia volcano-sedimentaria, denominada también como serie abigarrada, constituida por rocas elásticas y piroclásticas, variando a conglomerados, areniscas gris parduscas, caliza arenosa, limolitas y lutitas de colores abigarrados (verde a marrón, púrpura, rosado, gris, blanco y pardo).
- ✓ Hacia la tope muestra intercalaciones de tufos, brechas tufáceas, algunos niveles de aglomerados con derrames lávicos andesíticos. Su potencia varía desde 60 a 150 metros. La datación de esta secuencia lo ubica entre el Paleoceno a Eoceno.
- ✓ **Unidad Volcánico Carlos Francisco**, consiste en derrames andesíticos porfiroides ocasionalmente intercalados brecha volcánica y pórfidos masivos. Su potencia varía desde 4 a 1000 metros y la datación por correlación la ubica entre el Eoceno al Oligoceno.
- ✓ **Unidad Volcánico Colqui**, consiste de derrames andesíticos con cierta alternancia de tufo fino, lapillis y aglomerados. Hay presencia de delgadas capas de areniscas y calizas tufáceas. Su potencia

es de 200 metros y su datación la ubica entre el Eoceno al Oligoceno.

- ✓ **Unidad Volcánico Millotingo**, constituido por derrames lávicos andesíticos a riodacíticos, ocasionalmente traquiandesíticos. Su potencia promedio es de 180 metros y su datación lo ubica entre el Oligoceno superior y el Mioceno inferior.

#### **Volcánico Rumillana**

Es una secuencia de rocas volcanoclásticas conocido como aglomerado Rumillana y toba Unish. El aglomerado Rumillana está compuesto por fragmentos angulosos y subangulosos de caliza, filita y chert y roca ígnea porfirítica fuertemente alterada. Las tobas Unish están constituidos por piroclastos y lavas. Su potencia es de 150 metros y su datación lo ubica en el Mioceno superior.

#### **Volcánico Pacococha:**

Está constituido por derrames volcánicos andesíticos y por basaltos con ciertas intercalaciones de flujos de brecha volcánica y esporádicamente se observa tufos blanquecinos en capas delgadas. Su potencia es de 150 metros y su datación lo ubica entre el Mioceno y el Plioceno.

### **Formación Huayllay:**

Después de la última fase Tectónica Andina hubo una actividad volcánica con ignimbritas que rellenaron las superficies de erosión bajo la forma de efusiones lávicas andesíticas intercaladas con piroclastos. Su datación radiométrica lo ubica en el Plioceno.

### **Depósitos Cuaternarios:**

Son los depósitos de cobertura inconsolidados y de distribución irregular. Se han distinguido depósitos aluviales pleistocénicos, depósitos morrénicos, depósitos fluvioglaciares, depósitos de turbas, depósitos coluviales y depósitos aluviales.

#### **4.2.2.3. Intrusivos**

Entre la Cordillera Occidental y Oriental se ha reconocido intrusivos menores, de 4 Km<sup>2</sup> de tamaño, de característica hipabisal relacionados a yacimientos hidrotermales, distribuidos irregularmente y denominados stocks de alto nivel. Instruyen generalmente a rocas del Paleógeno. Son porfiríticos con fenocristales de plagioclasa (1 a 2 cm) y la presencia de cuarzo es común. La presencia de biotita y hornblenda es común en algunas áreas. La composición reconocida de estos intrusivos es

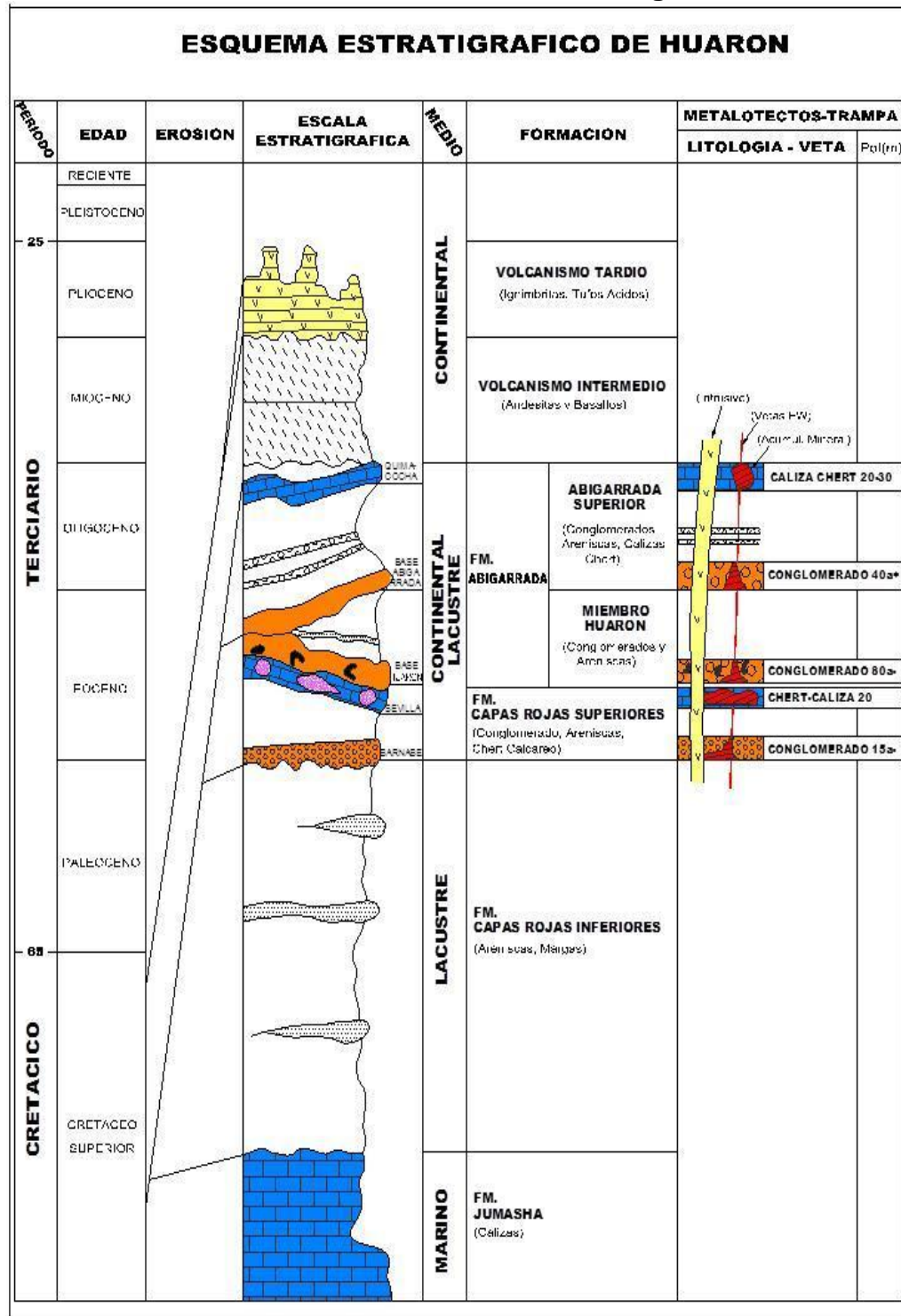


Monzogranito, en relación a su formación.

En el área de Huarón, aflora un stock alargado de monzonita y está emplazado en la Formación Casapalca y en los Volcánicos Calipuy afloramiento se distinguen formas tabulares de dirección NS y EW. Su potencia varía desde metros hasta 300 metros. Estas dos orientaciones predominantes también son observadas en interior mina. La datación que se asume para estos intrusivos lo relaciona al Paleógeno.

Ver figura N° 4.1.

FIGURA 4.1: Columna Estratigráfica



Fuente: Departamento de Geología.

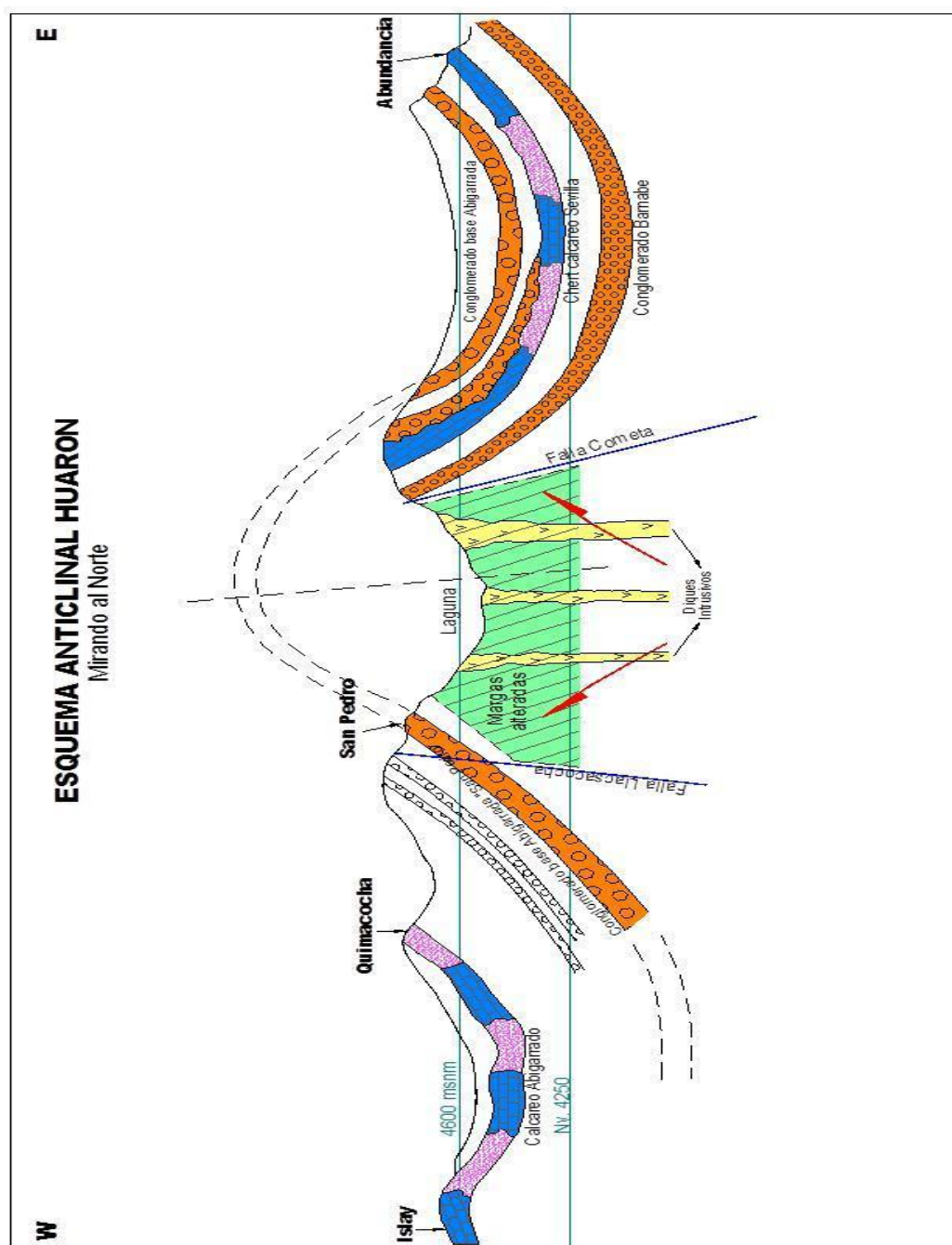
### **4.2.3 Geología Estructural**

#### **4.2.3.1. Plegamiento**

Las secuencias paleógenas depositadas en el miogeosinclinal fueron deformadas por la Fase Incaica, orientando sus estructuras con dirección NO-SE (tendencia andina), el levantamiento macizo del bloque miogeosinclinal ocurrió en una superficie de erosión regional; este levantamiento de erosión coincidió con el emplazamiento de los últimos eventos magmáticos del batolito.

El plegamiento en los sedimentos dentro del miogeosinclinal tomó lugar antes y después de la depositación de la Formación Casapalca y del Grupo Calipuy. Este plegamiento se dio durante el paleógeno. Durante la depositación del Calipuy, ocurrió una deformación que fue la Fase Quechua. En el área de Huarón, estas dos fases están presentes, se observa la secuencia de la formación Casapalca plegada, formando un anticlinal y la secuencia del Grupo Calipuy formando un anticlinal abierto asimétrico. Ver figura N° 4.2.

Figura N° 4.2: Anticlinal de Huarón



Fuente: Departamento de geología

#### 4.2.3.2. Fallas

En la región existen grandes dislocaduras acompañadas de fallas secundarias. Estas fallas secundarias en el área de Huarón estarían

representadas por la Falla NS (conocida como Huaychao-Cometa) y la Falla LLacsacochoa. Ambas fallas dividen al yacimiento en cuatro sectores. Fallas locales reconocidas posteriormente con los trabajos de minado son: Falla Shiusha (relacionada a la Falla Pozo D) y la Falla Tapada (relacionada con la Falla Anteabigarrada). Existen más fallas locales y la revisión de ellos va a permitir entender el efecto de estas fallas en el control del yacimiento. Entre la Falla Shiusha y la Falla Tapada parece ubicarse el movimiento “hórstico”.

#### **4.2.3.3. Discordancia**

Recientemente se ha definido una superficie de discordancia presente en todo el yacimiento y visible en cada flanco del anticlinal. Esta superficie de discordancia estaría en el contacto entre la Formación Casapalca y el Grupo Calipuy. Parece tener un efecto en el control de la mineralización.

#### **4.2.4. Geología de la Estructura Veta Travieso**

El sistema estructural está conformado por la Veta Travieso. Son predominantemente de rumbo EW y buzamiento hacia el Norte. La mineralización en la zona de Travieso se encuentra en contacto con la marga silicificada con horizontes de intrusivo por el este y hacia el lado oeste entra en contacto con horizontes de alteración argílica, estructura de rumbo S75°W y

buzamiento 75°NW. Tiene potencia variantes esta estructura ambas alas (Este y Oeste) de 2.80 a 3.50 mts y en el centro bolones (cuerpos) con potencia de entre 15 a 20 metros, y sus leyes son 162 Gr Ag, 4.13% Cu, 0.29% Pb y 0.78% Zn.

#### **Veta Travieso**

RUMBO	BUZ.	POT.	GrAg	% Cu	% Pb	% Zn
S 75° W	75° NW	3.06 m.	162	4.13	0.29	0.78

Su asociación mineralógica consta de tetraedrita, esfalerita, enargita y chalcopirita como mena y cuarzo, pirita, rodocrosita, calcita como ganga. La alteración hidrotermal de la roca encajonante margosa está constituida por un halo de silicificación y epidotización -piritización, con horizontes de alteración argílica predominante hacia el Oeste.

### **4.2.5. Geología Económica**

#### **4.2.5.1 Mineralización**

La provincia metal genética del área presenta yacimientos de diferente génesis. En Huarón, la mineralización está asociada a Yacimientos Hidrotermales ligadas al magmatismo andino del Paleógeno.

La mineralización de mena está representada por tetraedritatenantita, esfalerita- marmatita, calcopirita-enargita, galena, entre las principales. La ganga está representada por cuarzo, pirita, rodocrosita, rodonita, manganocalcita y alabandita.

La bibliografía muestra la presencia de tres etapas diferenciadas en la deposición de la mineralización, y relacionadas con temperaturas altas (cuarzo lechoso, pirita, tetraedrita), con temperaturas intermedias (cuarzo lechoso, pirita, esfalerita marrón y galena) y a temperaturas bajas (barita, siderita, dolomita, esfalerita rubia, galena, tetraedrita argentífera, polibasita, calcopirita, rodocrosita, cuarzo y calcita). Se asume una datación Pliocénica para la mineralización de Huarón.

Los tipos de estructura presente en Huarón son: Vetas, Mantos y Cuerpos (bolsonadas).

- **Vetas**, son estructuras tabulares emplazadas en fracturas de tensión o en fracturas tensionales. Su potencia varía desde centímetros hasta 10 metros. Existen dos sistemas bien diferenciados (NS y EW). Son estructuras que pueden responder a una mecanización dependiendo del ancho.
- **Mantos**, son estructuras de bajo buzamiento y su presencia está localizada en el flanco oeste del anticlinal. Su potencia permite mecanizar en algunos sectores.
- **Cuerpos**, han sido trabajados con métodos mecanizados y alta productividad. Se encuentran

en el cruce de vetas a manera de stockwork, en el cruce de vetas con estratos de conglomerados (originando reemplazamientos), y también en el cruce de vetas con estratos de arenisca calcárea (originando diseminados). Existen cuerpos a manera de stockwork en el contacto intrusivo-arenisca, los que han sido poco reconocidos.

#### **4.2.5.2. Alteración hidrotermal**

La alteración hidrotermal reconocida en superficie y en los laboreos subterráneos son: sericitización y silicificación muy cerca de las vetas, y cloritización, epidotización y propilitización alejada de las vetas.

Por la cantidad de vetas principales más ramales, existe una superposición de alteraciones que origina franjas de alteración propias de la mineralización.

#### **4.2.5.3. Controles de mineralización**

Los controles de mineralización reconocidos en el yacimiento son:

Estructural

Litológico

estratigráfico.

#### **4.2.6. Reservas de Mineral**

La reserva de mineral, se puede apreciar y deducir a través del siguiente gráfico.



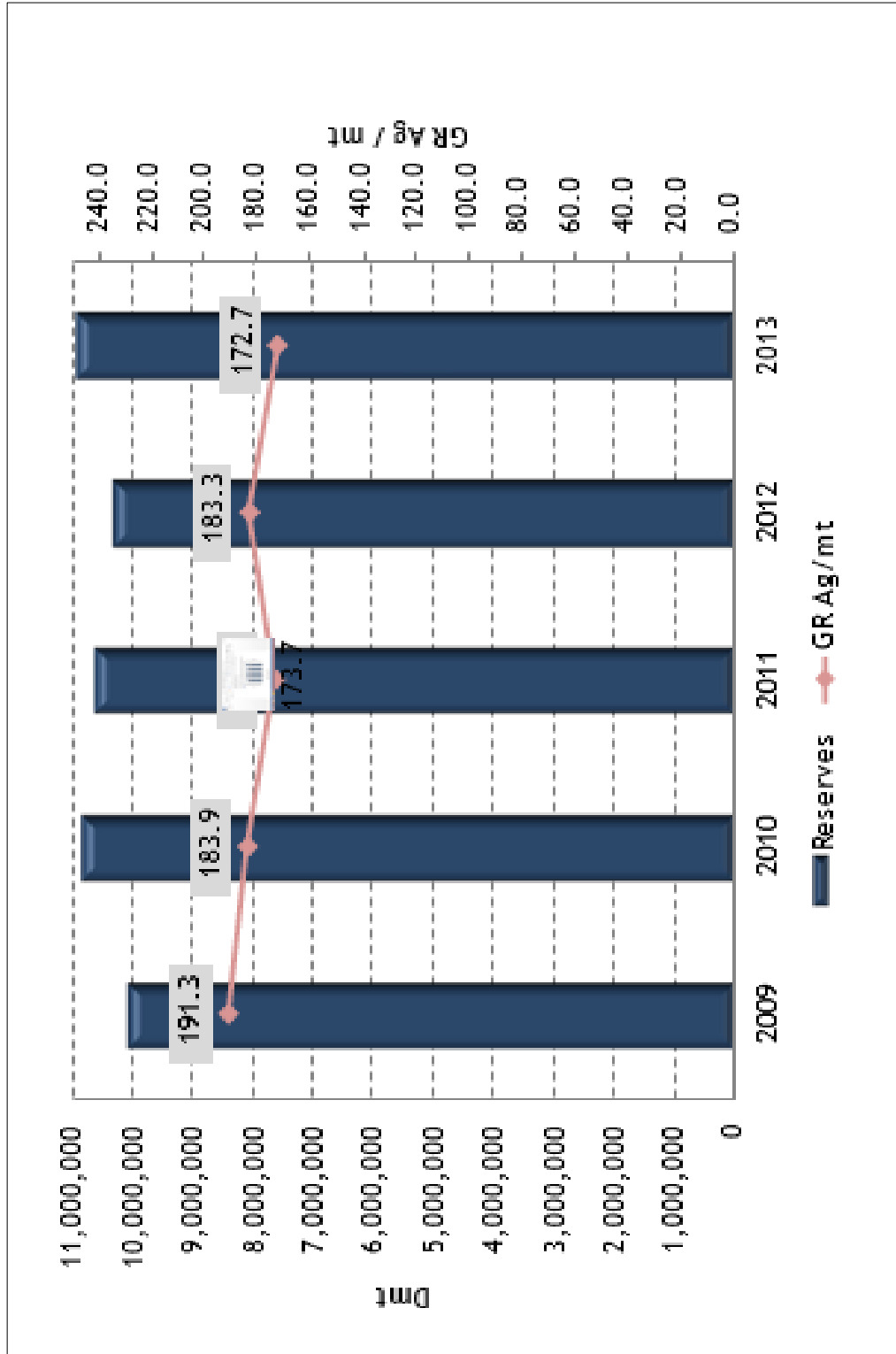


Gráfico N° 1: Reservas Mina Huarón

### 4.3. OPERACIONES MINA

#### 4.3.1. Generalidades

La empresa realiza sus actividades de explotación y cuenta con dos zonas; zona norte y zona sur. La mina está dividida en niveles producción, Nivel 450, Nivel 420, Nivel 370, Nivel 340, Nivel 320, Nivel 300, Nivel 280; aunque en la actualidad los niveles 320, 300 y 280 no están en explotación.

#### 4.3.2. Plan de Desarrollo de la Mina

Dentro del Plan de Desarrollo de la mina ejecutado el año 2015 y los próximos 4 años se muestran a continuación.

**Tabla 1: Plan de desarrollo de la mina**

TMS	Zona						
Año	NORTE	50	60	SU	SATÉLITE	TMS anual	Prom-mes
201	213,00	169,80	90,00	216,20	30,00	719,00	59,917
201	269,50	228,00	-	209,40	112,10	819,00	68,250
201	246,60	182,50	-	312,90	122,40	864,40	72,033
201	363,60	26,00	-	372,40	144,50	906,50	75,542
201	626,70	-	-	337,80	-	964,50	80,375
TMS	1,719,40	606,30	90,00	1,448,70	409,00	4,273,40	356,117

Fuente: Oficina de planeamiento.

En cuanto al Plan de Explotación para la mina, de acuerdo al potencial con el que contamos entre reservas y recursos es factible el incremento de producción, para lo cual se requerirá mayores desarrollos y preparaciones.

La producción estimada que se requiere alcanzar es de 900,000 toneladas al año, equivalente a una producción diaria de 2,500 toneladas.

#### **4.3.3. Zonas de Explotación**

La mina Huarón actualmente cuenta con cuatro zonas de operación. Estas se agrupan dentro de la mina HUARÓN y la cual cuenta con diversas concesiones donde se ubican las diferentes zonas de producción, ubicada en el distrito de Huayllay.

#### **4.3.4. Método de Explotación**

El método de minado utilizado en gran parte de las operaciones es el Corte y Relleno Ascendente, el cual se realiza en forma de tajadas y/o cortes horizontales comenzando del fondo del tajo en retirada y avanzando hacia arriba dependiendo de la longitud del mismo.

El mineral roto es cargado y extraído completamente del tajo, cuando todo el corte ha sido disparado, el volumen extraído es rellenado con material estéril, para el soporte de las cajas, proporcionando una plataforma mientras la próxima rebanada sea minada respectivamente. El material de relleno puede ser de 'material detrítico' proveniente de labores de avance en desmonte distribuidos mecánicamente con scooptram; el otro relleno es proveniente de las zonas de relave de la planta concentradora, mezclado con agua y transportado a la mina a través de una tubería, cuando el agua de relleno es drenada queda un relleno competente con una superficie lisa y pareja.

La aplicación de este método de explotación constituye un modo

particular flexible de operar, el cual ha sido adaptado a este yacimiento teniendo en cuenta las condiciones geomecánicas. Este método es bastante selectivo y teniendo vetas irregulares, es el método más recomendable.

Debido a la potencia de veta de las estructuras se tienen tajos con minado convencional y mecanizado. Los tajos convencionales cuentan con una longitud de 80 m, ubicando 2 chimeneas camino en los extremos y un echadero central reforzado con anillos de acero y compartimento de izaje, este diseño es aplicado para vetas cuya potencia varía entre 0,8 m a 1,8 m. Los tajos mecanizados cuya potencia de veta es mayor a 1,8 m tienen una longitud de 180 m y una rampa de operación que avanza con el tajo, así también se tienen chimeneas de ventilación hacia el nivel superior y un ore pass enlazado a la rampa.

#### **4.3.4.1. Características físicas del yacimiento**

Dentro de las principales características físicas del yacimiento tenemos:

- ✓ Peso Específico de mineral in-situ: 3.3 t/m<sup>3</sup>
- ✓ Peso Específico del material estéril: 2.7 t/m<sup>3</sup>
- ✓ Peso Específico del relleno hidráulico: 1.8 t/m<sup>3</sup>
- ✓ Factor de Esponjamiento: 30 – 40 %
- ✓ Humedad: 8-9.5 %

#### **4.3.2.2. Preparación**

Consiste en ejecutar primero una galería de transporte que debe ser desarrollada a lo largo de la veta en un nivel principal, o también desarrollar una galería fuera de la veta con sus respectivos cortes; luego se desarrollarán chimeneas, echaderos y caminos que deben ser construidos a una distancia requerida según el diseño, o planeamiento del desarrollo y explotación; luego se ejecuta un subnivel de ataque siguiendo el eje de la veta y el puente o pilar entre la galería y el subnivel oscila entre 5 y 12 metros sobre la galería de transporte. Una vez culminado la etapa de preparación, en el minado las operaciones unitarias son perforación, voladura, sostenimiento, limpieza y relleno.

#### **4.3.2.3. Parámetros del método de explotación**

- ✓ Productividad en el tajeo: 9.6 Tn/hg
- ✓ Consumo de explosivos: 0.32 Kg/Tn
- ✓ Metros de taladros perforados: 1.29 m/Tn
- ✓ Labores preparatorias: 8.2m/1000Tn
- ✓ Producción de labores preparatorias: 9.8 %
- ✓ Dilución: 15 %

#### **4.3.3. Ciclo de Minado**

##### **4.3.3.1. Perforación**

La perforación se realiza de dos formas: vertical y

horizontal; y jumbo electro hidráulicos con longitud de 12' y diámetro de 2,5". La perforación en dirección vertical se usa cuando las cajas y del mineral son competentes y cuando las vetas son angostas, esto favorece por que los disparos pueden efectuarse en mayores y eficientes números de taladros.

La perforación en dirección horizontal se realiza cuando la veta tiene una potencia considerable y cuando las cajas y mineral son poco competentes; es decir por seguridad y dilución. En la perforación vertical, ésta tiene una inclinación de 70° con respecto a la horizontal y se usan barrenos integrales de 6' aunque algunas veces se usa hasta de 8'. Mientras que en la perforación horizontal (Breasting) se usa barrenos de 6', por el sostenimiento.

#### **4.3.3.2. Voladura**

Para los efectos de la voladura se usan dinamita (Semexa 60), Pentacord 3p, como accesorios se usan Guía de seguridad, conectores, fanel, mecha rápida. Se usa dinamita semexa 65 para el cebo y el resto de la columna del taladro se carga con semexa 60.

El factor de potencia es de 0.32 Kg/TM. El sistema de iniciación de la voladura es mediante un Fulminante No Eléctrico de Retardo

llamado “FANEL” de manguera roja de 3.2 m de longitud, con un periodo de retardo de 25 ms; este fulminante que contiene en su interior una carga explosiva primaria y otra secundaria, posee además un elemento de retardo que de acuerdo a su número de serie permite detonarlo a diferentes intervalos de tiempo. Los faneles se conectan al cordón detonante llamado “PENTACORD 3P”, el cual va amarrado al “CARMEX” o Mecha Lenta, que es un sistema de iniciación convencional compuesto por accesorios tradicionales de voladura: fulminante común N° 8, mecha de seguridad y conector para mecha rápida; que permiten minimizar la ocurrencia de tiros cortados. A dichos conectores del Carmex se les conecta la mecha rápida o “IGNITER CORD” el cual va a eliminar el chispeo individual de las primas.

#### **4.3.3.3. Sostenimiento**

El sostenimiento se realiza inmediatamente después de la voladura (en la mayoría de los casos) teniendo en cuenta la calidad del terreno, el sostenimiento varía según el ancho de la labor (ancho de veta); se pueden utilizar puntales de seguridad, puntales en línea con guardacabeza, cuando la sección (ancho) de la labor es angosta; y cuando el ancho de la labor se amplía se usan Split Set (ocasionales o sistemáticos) y malla

electrosoldada.

Cabe mencionar además que el relleno también ayuda a estabilizar las labores (se comporta también como sostenimiento).

En tajos de cajas inestables se procederá a colocar los puntales de seguridad o de caja realizando el patillado respectivo, para la colocación del puntal se tomarán las medidas de labor para el corte de la madera (puntal). El diámetro del puntal es de 8 pulgadas, para garantizar un buen sostenimiento el puntal será colocado en forma perpendicular a las cajas acompañado de una plantilla o cabezal de tabla de 1 pulgada de espesor; el orden de colocación será de acuerdo a la inestabilidad del terreno (en avanzada). En donde el terreno es más arcilloso y deleznable se utilizan cuadros de madera y en tajos donde existe la posibilidad de caer planchones se utiliza los pernos Split Set de 4' y de 6' de acuerdo a la sección del tajo. Para las labores de avance como rampas, by pass se emplea cimbras metálicas, shotcrete via humeda, perno y malla.

#### **4.3.3.4. Limpieza, acarreo y transporte**

La limpieza de mineral en los tajos convencionales se realiza mediante winches de arrastre con rastrillos y en los tajos mecanizados se realiza con scoop diesel, los



cuales acumulan en el ore pass y desde este punto el material es trasladado a superficie a través de volquetes de 7.5m<sup>3</sup> de capacidad. Para las labores de avance se utilizan las cámaras de carguío acondicionadas para volquetes.

El nivel 250 para posteriormente tener una extracción combinada por medio de rieles y winche de izaje con skip, en este caso utilizando el pique 'D' que llega al costado de la Planta Concentradora. La extracción del mineral del interior de la mina se hace con volquetes, línea riel y pique.

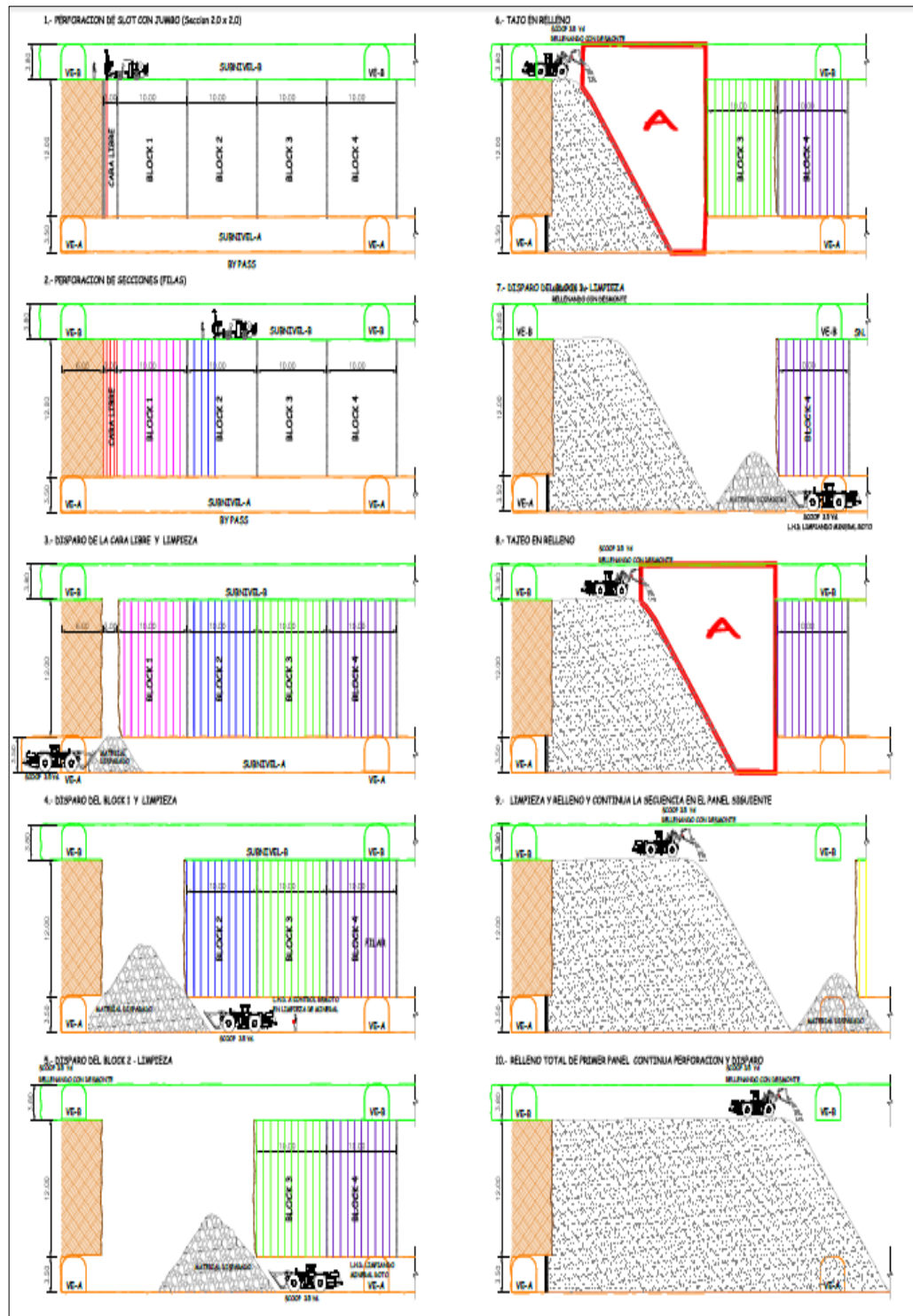
#### **4.3.4. Método de Minado AVOCA**

El método de minado AVOCA (Bench and Fill Stopping) es una variante del método de explotación sublevel stopping. Dado las características morfológicas y geomecánicas de la estructura mineralizada; el minado por el método AVOCA nos permite mantener el límite máximo de abertura, por el constate relleno que se realiza cada cierto tramo disparado y consiste en realizar un by pass paralelo a la estructura mineralizada, luego se ingresa con ventanas cada 50 m. y se realizan sub niveles cada 15 de altura, a la vez se realizan los pisos de minado con varios by pass que nos permiten mantener el relleno constante del tajo.

El método de minado AVOCA con relleno permanente denominado también como el método de minado TALADROS LARGOS se aplica en depósitos verticales con potencias

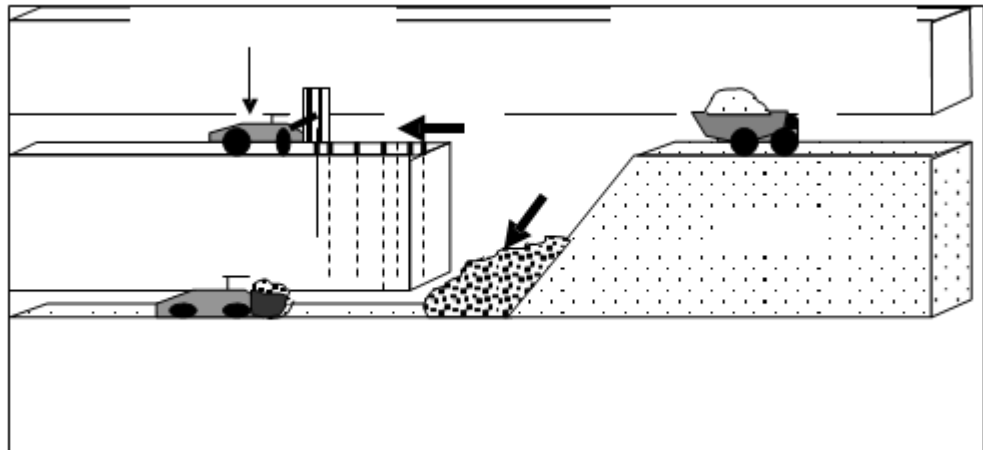
mayores a 3.0 m y cuyas cajas son de competencia pobre. Este método es bastante versátil, con un rango de aplicación amplio especialmente en condiciones de rocas incompetentes o de características impredecibles. Permite una buena recuperación y selectividad de las reservas, se puede obviar sin problemas las irregularidades del yacimiento. Los sectores estériles pueden quedar como pilares, así mismo se puede dejar mineral disparado de baja ley en el caserón. La dilución es controlable utilizando sistemas de protección adecuados. Ver figuras N° 4.3 y 4.4.

Figura N° 4.3: Plano Sección longitudinal del minado método AVOCA



Fuente: Departamento de planeamiento.

**Figura N° 4.4: Gráfico del método de Minado AVOCA**



Fuente: Departamento de planeamiento.

#### **4.3.5. Relleno Hidráulico**

Una vez que el tajo está limpio del mineral volado, se procede a prepararlo para el relleno hidráulico. Se procede a limitar el área a rellenar

mediante barreras que pueden ser de madera (cortina) o de desmonte (chaflán o dique). Para la colocación de cortina primero se pican patillas suficientemente profundas en las cajas cuidando que no tengan salida en dirección de la presión hidrostática del relleno. Es necesario verificar que las patillas estén en roca sólida, sin rajaduras ni roca alterada o fracturada, ya que el agua puede debilitar esta área y hacerlo colapsar.

Enseguida se colocan las bases (puntales de madera de Ø 6" a 8") que suelen ser 2 ó 3, dependiendo de la altura y del ancho del tajeo. Además deben estar horizontalmente bien alineadas.

Una vez colocado las bases se procede a clavar las tablas de 3m x 2", espaciados hasta 2", en la parte interna de los puntales

alineados.

En algunos tajos se refuerza a las cortinas con diques de desmonte, deben también guardar la altura correspondiente respecto a la línea de relleno y además deben estar empampilladas para evitar que rompan la tela. Una vez terminadas las barreras y/o diques se procede al enyutado o manteado. Se coloca una canaleta para el desfogue de agua generalmente en la parte del OP, estas canaletas gradúan por medio de compuertas pequeñas de madera la salida de agua de relave.

Se verificar que la tela quede herméticamente pegada a las cajas sin formar puentes o cavidades, porque la presencia de estas fallas provocaría fuga de relleno. En los tajeos con Relleno Hidráulico sin descaje se utiliza el forrado de tela solo en las inmediaciones de las cortinas o diques, pero si se ha hecho en el tajo descaje o relleno convencional, entonces se forra de tela todo el largo del tajeo y se denomina “embolsado”. El enyutado se realiza en ambas cajas y sellando las respectivas cortinas y diques, empleando para ello dos mantas de dos metros de ancho las que son cosidas con el mismo hilo de la tela a emplear, cuando el tajo es muy ancho se emplea más de dos mantas. Es importante que la tela no quede templada sino holgada para evitar que con la tensión se rompa y origine una fuga.

Para los casos en que no se puede huequear, entonces se

emplean clavos de 4" muy cerca para asegurar y fijar la tela a las cajas. En algunos casos en donde se tiene diques de desmonte, se procede a enterrar una tubería de 4" PBC la cual va a ir conectada a una canaleta y va a servir para el drenaje de agua de relave; haciendo de esta manera un desfogue para el drenaje de agua.

Una vez terminada la preparación de la cámara se puede iniciar inmediatamente la recepción de relave, pero verificando antes la colocación de plataformas en el área en donde se va a rellenar, generalmente a una distancia de 1.50 mt. del alza, la que nos va a servir para la instalación de nuestra tubería de relleno y para el control del relleno en sí (en retirada).

#### **4.3.6. Ventilación**

Actualmente, ingresa un caudal 599,125 cfm de aire fresco a las operaciones. El caudal de aire requerido en la mina es de 940,825 cfm, que es el resultado de emplear los estándares de 6m<sup>3</sup>/min-persona y de 3m<sup>3</sup>/min- HP a 4500 m.s.n.rn. conforme a lo establecido en el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera.

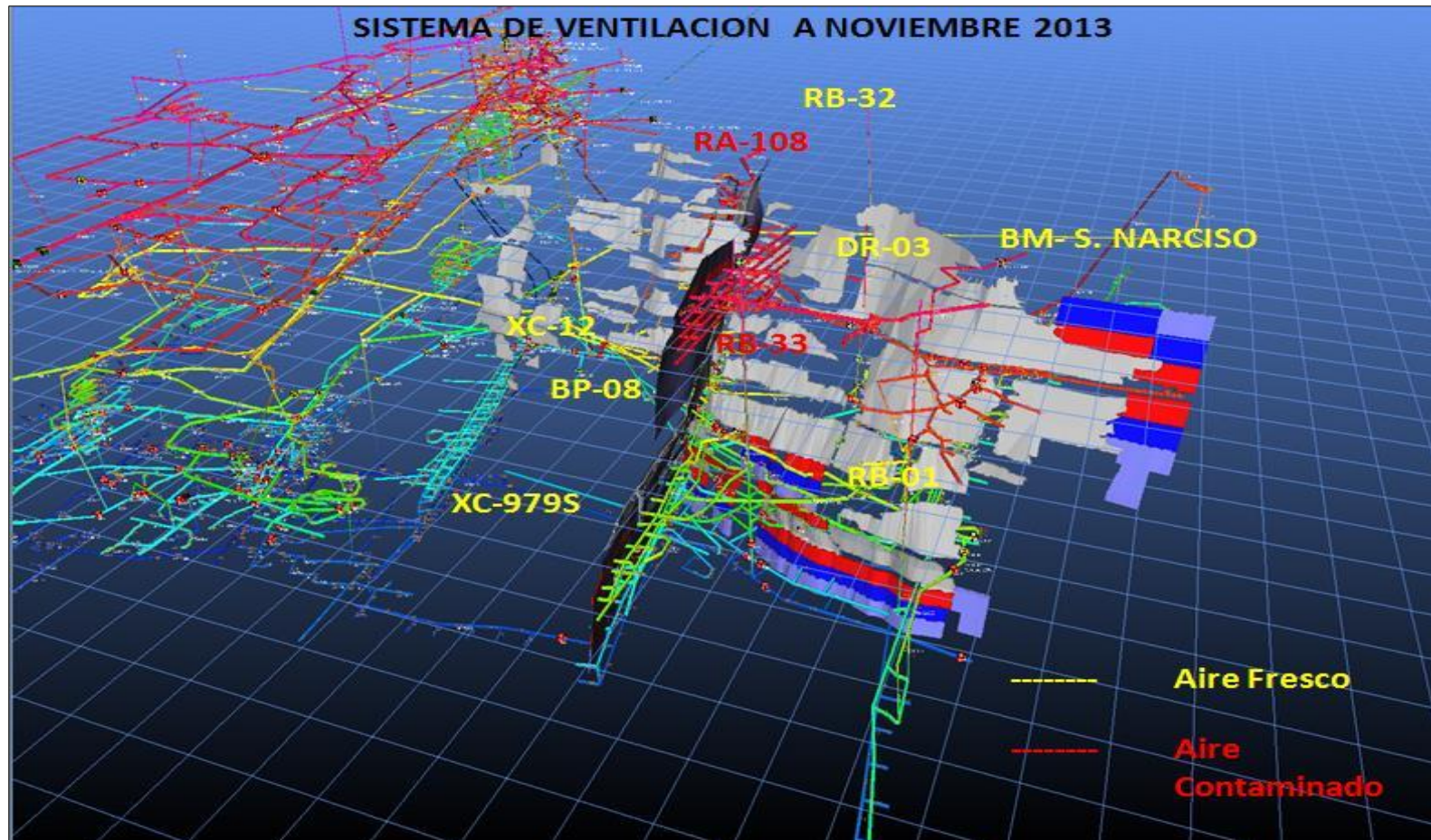
Por otro lado, los objetivos para el sistema de ventilación:

- ✓ Cubrir los requerimientos de aire fresco, normados por el DS-055, además disponer de un sistema flexible a diferentes escenarios de requerimiento de caudal de aire y diferencias de presiones.

- ✓ Plantear un sistema de ventilación, cuya infraestructura garantice un ambiente favorable\* para las personas y equipos.

Ver figura N° 4.5.

Figura N° 4.5: Esquema de Ventilación





## **CAPITULO V**

### **DISCUSIÓN Y RESULTADOS**

#### **5.1. PARÁMETROS GEOMECÁNICOS EN LA EVALUACIÓN DEL MACIZO ROCOSO**

##### **5.1.1. Parámetros Geomecánicos**

**Litología:** Litológicamente la veta está encajonada por roca marga silicificada con roca intrusiva al sur y marga con horizonte de alteración argílica próximo al contacto con la estructura.

##### **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 (Anexo 1) con este software se realizó mediante la técnica de proyección estereográfica equiareal. Ver cuadro N° 5.1.

### **Cuadro N° 5.1: Sistema de discontinuidades**

DOMINIO	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3
Rumbo // Buzamiento	N9°W/11°NE	N8°W/8Ú°NE	N87°E/82°NW
Dir. Buzamiento // Buzamiento	081/11	082/80	357/82

**Fuente: Departamento de geomecánica**

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.

Asimismo, el espaciado de las juntas es entre 0.05 a 0.30m, las familias de discontinuidades es de 3, la resistencia está en el rango de 41MPa en las cajas y menor de 50 MPa en el mineral, la alteración es moderada en las cajas y leve en el mineral, el relleno de fisuras es por calcitas ,material silíceos y limpias en algunos casos; para el control y su estabilización usamos pernos de confinamiento por fricción(Split Set), una capa de 2” a 3”de concreto lanzado (Shotcrete) como elemento preventivo de sostenimiento y como sostenimiento definitivo a los pernos compresión (Barras Helicoidales) además de las mallas electro soldadas esto para mantener confinado el macizo rocoso.

#### **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 (oc). Durante los trabajos de campo, como parte del mapeo geomecánico, se realizaron estimaciones

de la resistencia en campo usando el martillo de geólogo. Los resultados de los ensayos de compresión uniaxial se presentan en el Cuadro 5.2. Resistencia Compresiva Uniaxial de la roca intacta (ensayos de laboratorio).

**Cuadro N° 5.2: Resistencia compresiva uniaxial**

MUESTRA	TIPO DE ROCA	RESIST.COMPRESION UNIAXIAL(Mpa)
M - 2	Mineral	1 23.83
M - 3	Mineral	1 78.35
M - 6	Mineral	79.25
M - 7	Mineral	52.83

**Fuente: Departamento de geomecánica**

### **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.

### **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.

### **Condiciones Geomecánicas**

Los índices geomecánicos en la zona de estudio varían: En la zona encajonante (Caja techo y caja piso) a la zona mineralizada presenta una roca de tipo III-A y III-B con un RMR de 45-55 según la clasificación de Barton corresponde un Q de 8.5 y un GSI de F/B a F/R (Fracturada / bueno a regular).

La zona Mineralizada presenta una calidad de roca según Bienawski RMR 32, tipo IV-A con un Índice Q de 3.7 y un GSI de MF/R (Muy fracturado / regular) y por producto de las fallas en la zona de contacto se evidencia horizonte de Alteración Argílica el terreno presenta terreno tipo IV-B con RMR 28, Ver Anexo Fig. 8 donde muestra la zonificación Geomecánica.

#### **5.1.2. Característica Estructural Veta Travieso**

Son predominantemente de rumbo EW y buzamiento hacia el Norte. La mineralización en la zona de Travieso se encuentra en contacto con la marga silicificada con horizontes de intrusivo por el este y hacia el lado oeste entra en contacto con horizontes de alteración argílica, estructura de rumbo S75°W y buzamiento 75°NW.

Tiene potencia variante esta estructura ambas alas (Este y Oeste) de 2.80 a 3.50 mts y en el centro bolones (cuerpos) con potencia de entre 15 a 20 metros, y sus leyes son 162 Gr Ag,

4.13% Cu, 0.29% Pb y 0.78% Zn.

**Veta Travieso**

RUMBO	BUZ.	POT.	GrAg	% Cu	% Pb	% Zn
S 75° W	75° NW	3.06 m.	162	4.13	0.29	0.78

**5.1.3. Análisis de los Esfuerzos**

**Análisis del Comportamiento Estructural**

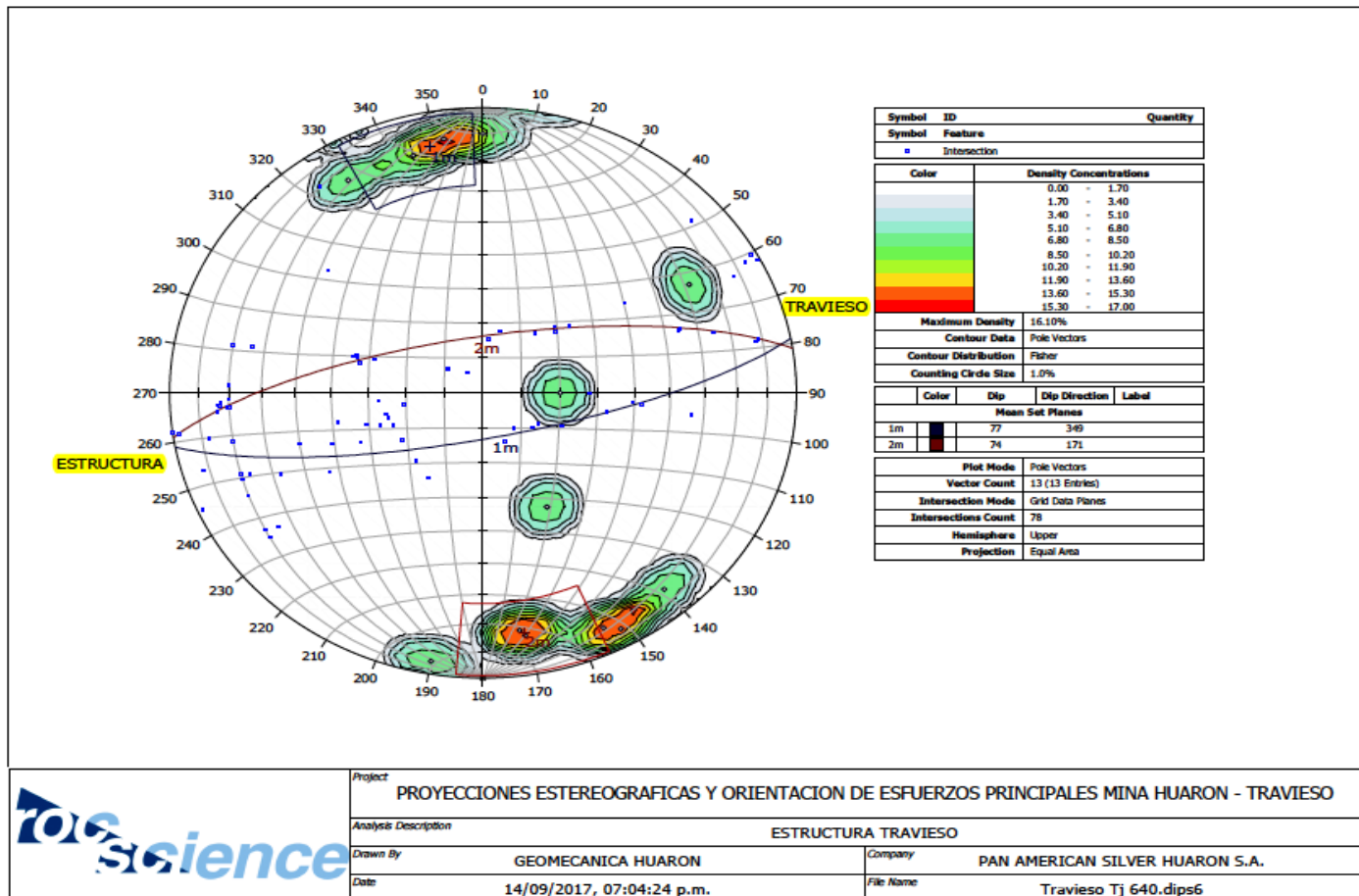
En la Estructura de Travieso en forma general se tiene definidos 2 sistemas de fallamientos, la Primera con orientación SSW-NNE teniendo como buzamiento y dirección de buzamiento (DIP/DIP DIRECCION) de 75°/345°, la Segunda con orientación NNW-SSE con DIP/DIP DIRECCION de 75°/171°. En las figuras N°5.1 y N° 5.2 se muestran las direcciones y orientaciones de los sistemas de fallas.

**5.1.4. Cálculo de las Orientaciones de Esfuerzo**

Realizando el análisis estructural de la zona de Travieso se pudo determinar los parámetros de tensores de esfuerzo mediante el método de Diedros Rectos y/o fallas conjugadas. Como se muestra en la figura 5.3.

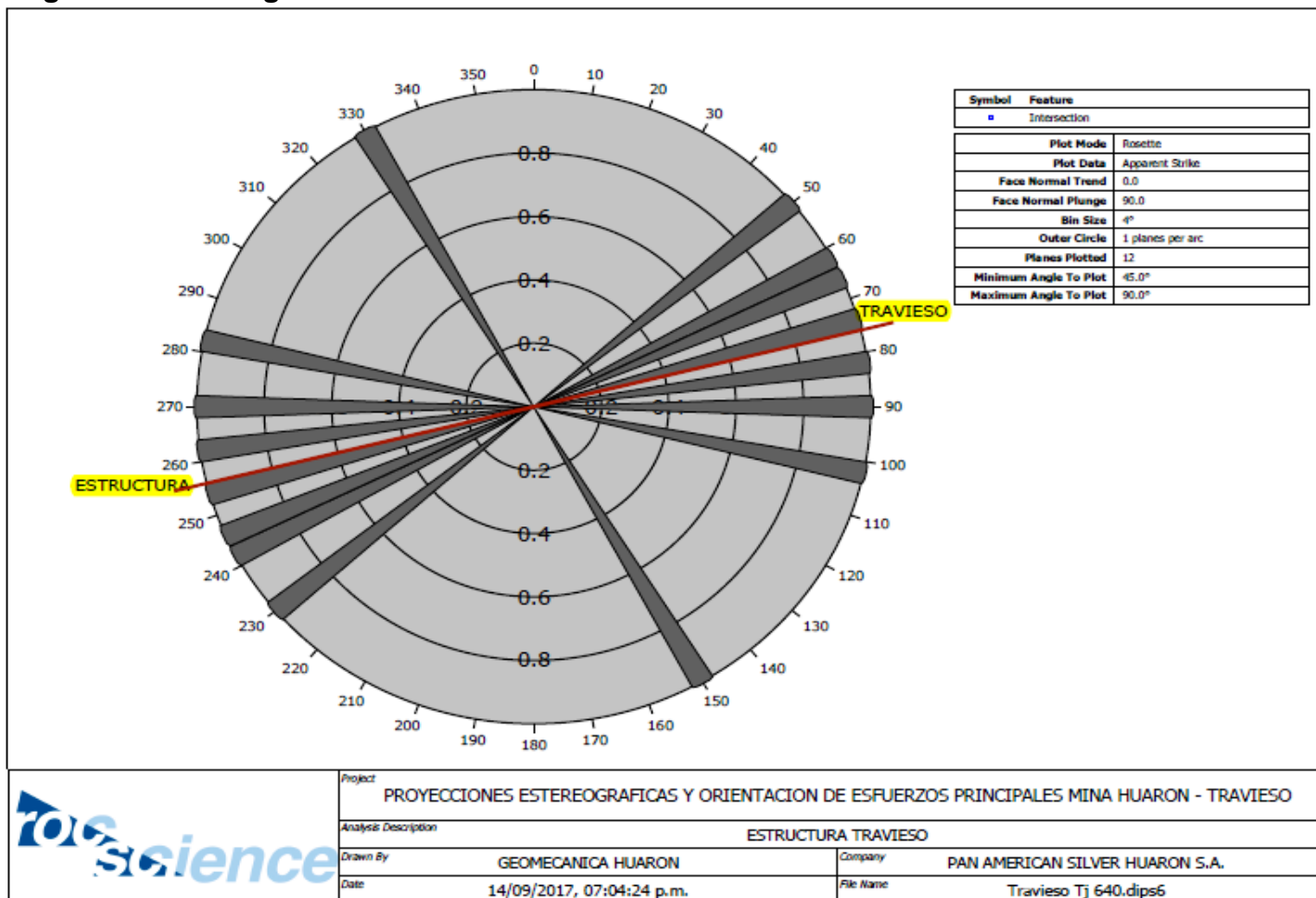
<i>ORIENTACION DE LOS ESFUERZOS</i>		
<i>Esfuerzo</i>	<i>Dip</i>	<i>Dip Direction</i>
$\sigma_1$	82°	274°
$\sigma_2$	86°	004°
$\sigma_3$	09°	121°

Figura N° 5.1: Orientación de los sistemas de falla y la proyección Estereográfica



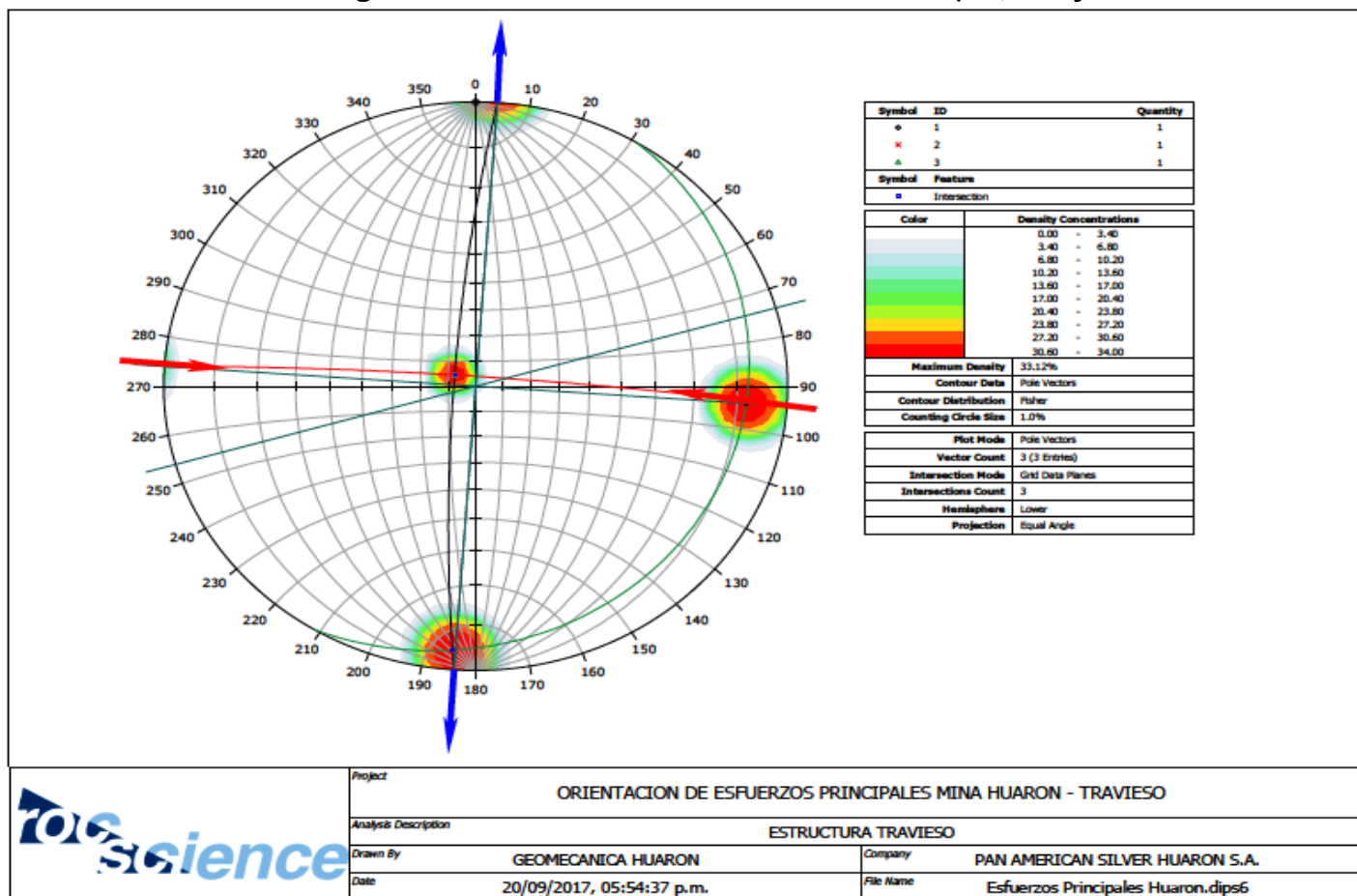
Fuente: Departamento de geomecánica.

Figura N° 5.2: Diagrama de rosetas indicando la orientación de los dos sistemas de fallas



Fuente: Departamento de geomecánica.

Figura N° 5.3: Orientaciones de Esfuerzos ( $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$  y  $\sigma_3$ )



Fuente: Departamento de geomecánica.



Según estos resultados la zona de Travieso presenta una orientación de esfuerzo mayor ( $\sigma_1$ ) al NW-SE tangencial, con un ángulo de  $82^\circ$  y la zona de deformación al SW-NE ( $\sigma_3$ ), estos esfuerzos considerados como esfuerzos Insitu de origen tectónico.

Al realizar análisis locales, estas orientaciones pueden variar ligeramente según las áreas abiertas generadas y estas van formando los esfuerzos inducidos (que son mayores al esfuerzo Insitu).

## **5.2. DISEÑO DEL TAJEO DE PRODUCCIÓN VETA TRAVIESO EN LA UNIDAD HUARÓN – PAN AMERICAN SILVER HUARÓN S.A.**

### **5.2.1. Método de Diseño**

El diseño para el dimensionamiento de las aberturas se determina utilizando técnicas geomecánicas, para el caso se aplica el “método gráfico de estabilidad”, y que demuestra ser una herramienta adecuada de diseño, que puede ser aplicada en otros yacimientos con similares condiciones a fin de mejorar la productividad.

El “Método gráfico de estabilidad” fue desarrollado por Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), siguiendo los trabajos iniciados por Mathews et. al. (1981). La versión actual del método, basado en el análisis de más de 350 casos históricos recolectados de minas subterráneas canadienses, toma en cuenta los principales factores de influencia del diseño

de tajos. Información sobre la estructura y resistencia de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, y el tamaño, forma y orientación de la excavación, es utilizada para determinar si el tajeo será estable sin sostenimiento, o con sostenimiento, o inestable aún con sostenimiento. Antes de realizar el análisis del método gráfico de estabilidad veremos algunos conceptos geomecánicos importantes.

### **5.2.2. Dimensionamiento de Aberturas en el Minado**

En forma resumida, el procedimiento de diseño para el dimensionamiento de aberturas se calcula aplicando un método que está basado en el cálculo de dos factores:  $N'$  y  $S$ . El primero es el número de estabilidad modificado y representa la capacidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. El segundo es el factor de forma o radio hidráulico que toma en cuenta el tamaño y forma del tajo. Usando los valores del número de estabilidad  $N'$ , y el radio hidráulico  $RH$ , se estima la estabilidad de un tajeo a partir del “gráfico de estabilidad”.

#### **5.2.2.1. Número de estabilidad**

El número de estabilidad  $N'$  se define como:

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

Dónde:

$Q'$ : es el índice de calidad tunelera  $Q$  modificado.

$A$ : es el factor de esfuerzo en la roca

B: es el factor de ajuste por orientación de las juntas

C: es el factor de ajuste gravitacional

### Clasificación Q'

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 (Barton, 1974) 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  $J_w$  es comúnmente 1.0. En Tapada tenemos condiciones de agua, húmeda a goteo y localmente.

### Clasificación Q

$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}$	
RQD	Índice de calidad de la roca
$J_n$	número de familias
$J_r$	coeficiente de rugosidad de la junta
$J_a$	coeficiente de alteración de la junta
$J_w$	coeficiente reductor por la presencia de agua
SRF	factor reductor por tensiones en el macizo rocoso

Los datos registrados, a partir de los mapeos geomecánicos, son utilizados aquí para calcular el índice de calidad tunelera modificado Q', según la siguiente relación:

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

El RQD promedio del yacimiento, medido en el laboreo minero, es de 50 %, con un rango 30 % a 85 %, los valores menores se encuentran en la estructura mineralizada, el valor más bajo corresponde al mineral y los valores mayores se dan en la caja piso y techo.

Basado en una detallada inspección de la masa rocosa en las labores de preparación y en otras áreas locales de las excavaciones de desarrollo, se establece que no todos los sistemas de discontinuidades ocurren en todos los lugares, y que una descripción razonable del diaclasamiento es “tres sistemas más juntas aleatorias”. Para esta descripción, el cuadro de valoraciones del Sistema Q (o NGI) de Barton, indica que  $J_n = 9$ .

Según los registros y las constataciones efectuadas en el campo, el número de rugosidad de las juntas  $J_r$ , varía entre 1 (lisa planar) y 2 (lisa ondulada), pero lo más típico es que, por lo general, las juntas se presentan ligeramente rugosas, correspondiéndole a  $J_r$  el valor de 2. Similarmente, el número de alteración de la junta  $J_a$  varía entre 4 y 8, puesto que las paredes de las discontinuidades se presentan de ligera a moderadamente intemperizadas (alteradas), con

rellenos blandos mayormente de óxidos y de calcita, de espesores 5 mm.

Los valores de Q', estimados para las condiciones promedias de la masa rocosa del yacimiento, son los siguientes:

**Tabla 5.3: Valores de Q**

Ubicación	Q'
Mineral	0.4
Cajas	3.2

#### 5.2.2.2. Factor de esfuerzo de la roca (A)

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 " $\sigma_c$ " y el esfuerzo actuante paralelo a la cara expuesta del tajeo bajo consideración " $\sigma_1$ ". El factor de esfuerzo en la roca "A", es por lo tanto determinado a partir de la relación  $\sigma_c/\sigma_1$  (resistencia de la roca intacta a esfuerzo compresivo inducido) sobre el borde de la abertura:

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

Para:  $2 \leq \sigma_c/\sigma_1 < 10$ :  $A = 0.1125 (\sigma_c/\sigma_1) - 0.125$

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

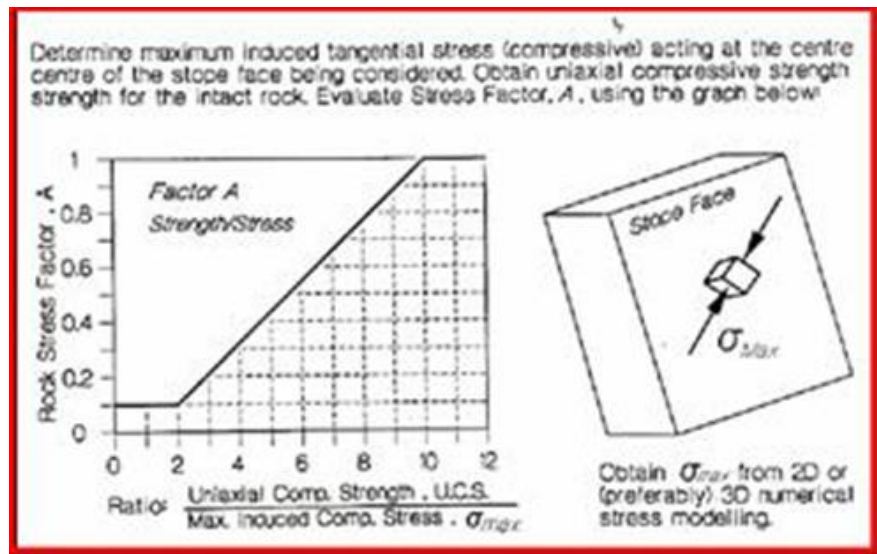
En el gráfico N° 5.1, se considera dicho gráfico para determinar el factor de esfuerzo "A; para ello se realiza

el siguiente análisis.

**Análisis de Presiones para las labores de preparación de la zona de Travieso.**

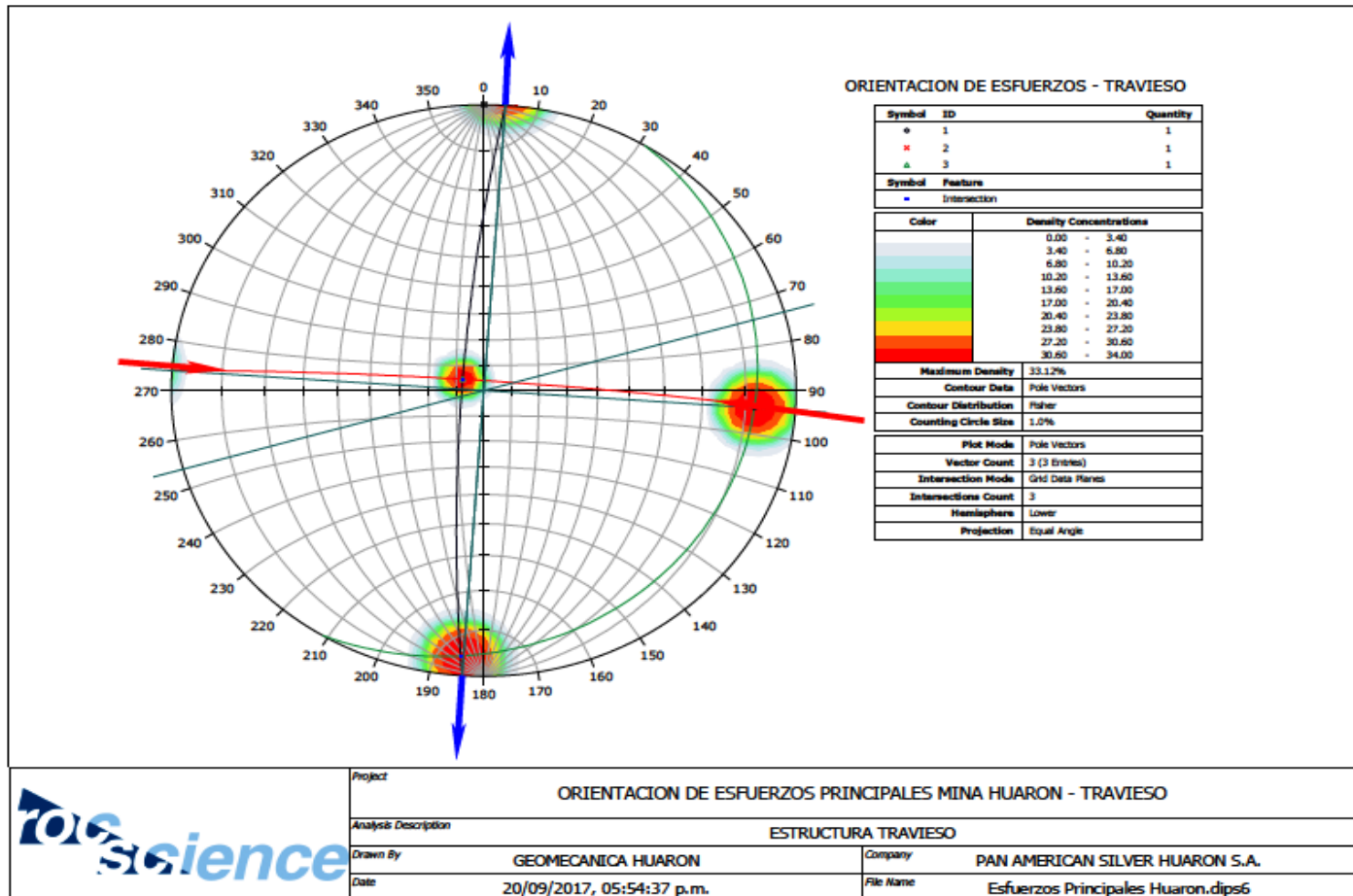
La veta Travieso presenta un rumbo S75°W, superponiendo los tensores de esfuerzos se nota que el esfuerzo principal incide diagonalmente a las labores generando menor presión dándonos más estabilidad con ligeros relajamientos en la corona del vértice caja techo de la labor. Se ve en la figura N° 5.4.

**Gráfico N° 5.1: Factor de esfuerzo A**



Fuente: Libro de Hoek and Brown

Figura N° 5.4: Orientaciones de Esfuerzos veta travieso



Fuente: Departamento de geomecánica

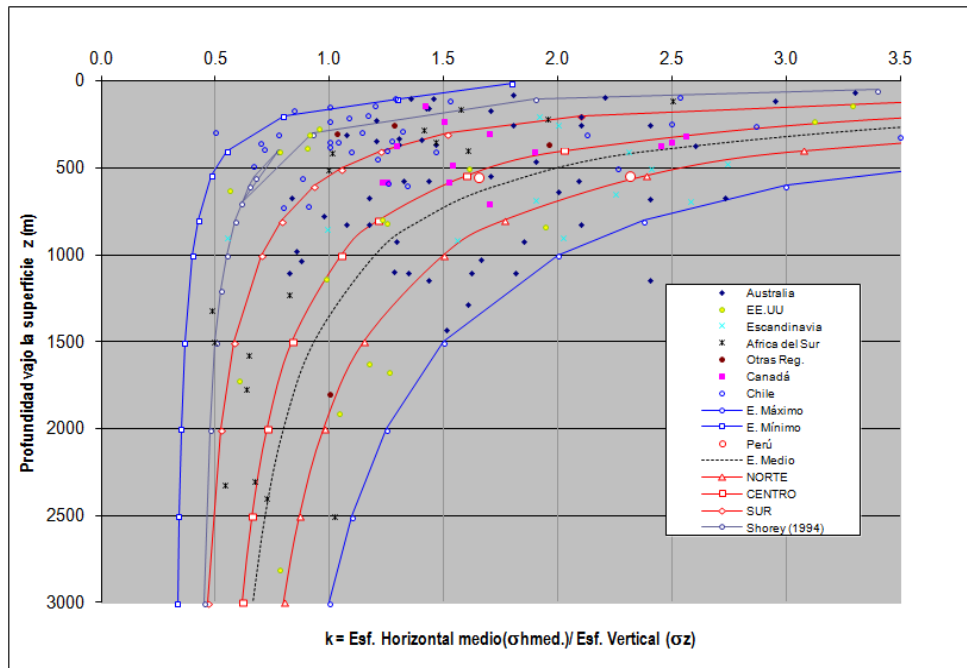
### **5.2.2.3. Estimación de la magnitud de los esfuerzos veta**

#### **Traviezo Tajeo 640**

La resistencia del macizo rocoso encajonante corresponde a un R4, presentando como resistencia de roca intacta de 110 MPa para roca intrusiva y 120 MPa para la marga silicificada, para la mineralización corresponde a un R2, que tiene una resistencia del mineral de 45 MPa, entre el macizo rocoso encajonante y la estructura se tiene horizonte de Alteración Argilica tanto en la caja techo como en la caja piso que corresponde a un R2 que tiene una resistencia de 20 a 30 MPa, comparando con la presión del macizo rocoso a una profundidad de 540m es de 14.7 MPa promedio según la gráfica de abajo. La relación de los esfuerzos horizontales con los verticales es de  $k=1.2$  En el grafico N° 5.2 se estima el valor de K y en el cuadro N°5.2 se tiene la estimación de los esfuerzos según la zona de América.



**Gráfico N° 5.2: Estimación de K**



Fuente: Libro de Hoek and Brown

**Cuadro N° 5.4: Estimación de esfuerzos**

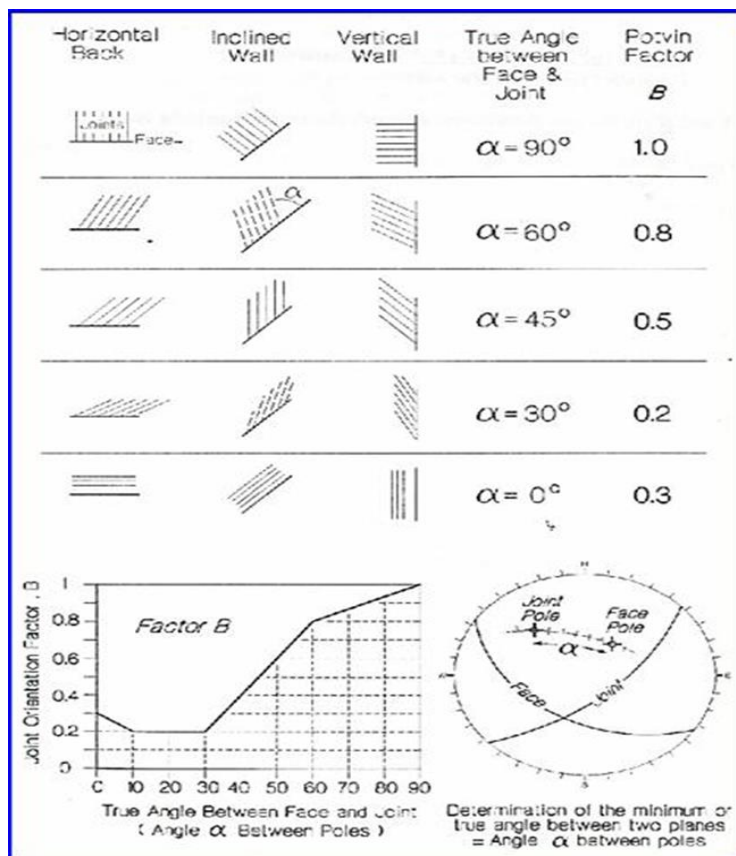
Z (m) Prof.	$\sigma_v$ (MPa)	$K = \sigma_h / \sigma_v$	$\sigma_h$ (MPa)
540	14.7	1.2	17.6

#### 5.2.2.4. Factor de ajuste por orientación de discontinuidades (B)

Este factor toma en cuenta la influencia de las discontinuidades sobre la estabilidad de las superficies expuestas del Tajeo, cuanto menor es el ángulo que forma la discontinuidad crítica con respecto a la superficie expuesta del Tajeo será una condición más desfavorable para la estabilidad del Tajeo y viceversa; en resumen la influencia de las discontinuidades críticas

sobre la estabilidad de la superficie de los tajeos, será mayor cuando el rumbo de estas sea paralelo a la superficie libre y más pequeña cuando los planos tiendan a ser perpendiculares. Este factor está en función de la diferencia aritmética entre la orientación del sistema de discontinuidad crítica (dominante) y la cara expuesta del Tajeo. Ver gráfico N° 5.3.

**Gráfico N° 5.3: Determinación factor B**



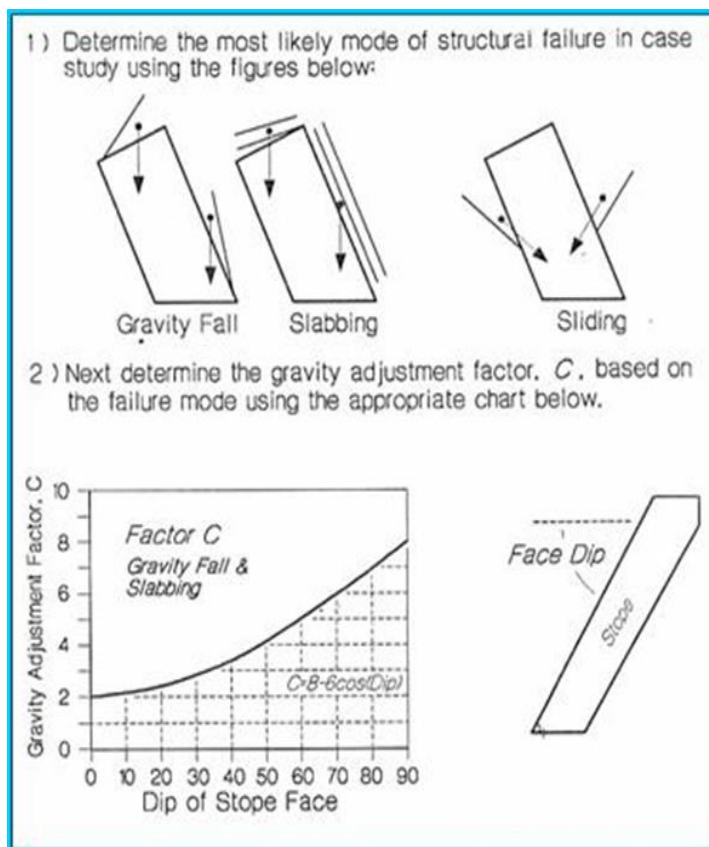
Fuente: Libro de Hoek and Brown

### 5.2.2.5. Factor de ajuste gravitacional (C)

Es un número que ingresa la componente de riesgo asociado al efecto de la gravedad sobre las cuñas que

forma el arreglo estructural de los sistemas de discontinuidades con las superficies expuestas del Tajeo (caja techo, estructura mineralizada y caja piso). Para el cálculo de este factor se parte del postulado que las fallas pueden ocurrir desde el techo del Tajeo a modo de desprendimiento de cuñas, desde las paredes del Tajeo a modo de lajamiento tipo losas y deslizamientos de cuñas. Ver gráfico 5.4.

**Gráfico N° 5.4: Determinación factor C**



#### 5.2.2.6. Cálculo del Número $N'$

Según el procedimiento de diseño en el Marco Teórico de este trabajo y utilizando los datos desarrollados

previamente, se ha calculado el número de estabilidad N` para la pared frontal, pared trasera, caja piso, caja techo y corona.

**Cuadro N° 5.5: Cálculo del Número N'**

Descripción	Cálculo Valor N'
Pared frontal	7.1
Pared trasera	7.1
Caja piso	10.5
Caja techo	10.5
Corona.	5.0

Fuente: Departamento de geomecánica

#### 5.2.2.7. Radio hidráulico

Es una relación entre el Área y el perímetro de la cara crítica; que mide la extensión de una pared relativa a su geometría. Está asociado a una constante N que permite dimensionar la cara crítica de los tajos. Ver los datos calculados en el cuadro N° 5.4.

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

**Cuadro N° 5.6: Cálculo del Número N'**

Descripción	Cálculo Valor N'
Pared frontal	2.6
Pared trasera	2.6
Caja piso	5.2
Caja techo	5.2
Corona.	2.6

Fuente: Departamento de geomecánica

### 5.2.3. Análisis de Estabilidad de la Excavación por Mathews

Para el análisis de la geometría de la excavación se considera la metodología de Mathews (1981) quien incorpora una relación entre la estabilidad del macizo rocoso y el tamaño/forma de la excavación expuesta.

El procedimiento para dimensionar los tajeos aplicando el método gráfico de estabilidad se fundamenta en el cálculo de los siguientes parámetros:

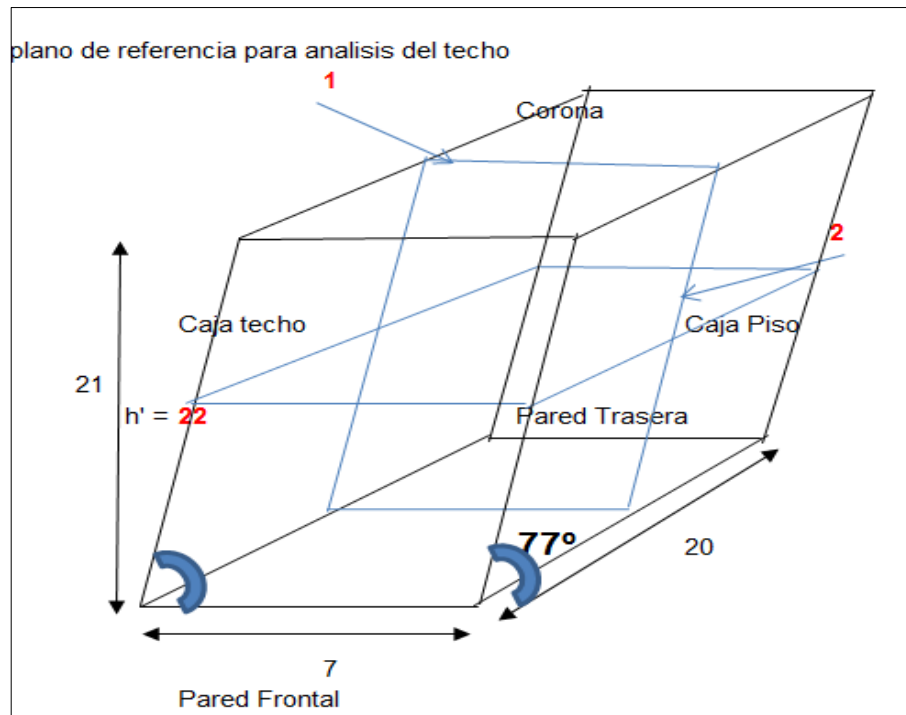
Número de estabilidad ( $N'$ ).

Radio hidráulico (RH).

Se realiza el análisis para diferentes aberturas: (ancho x largo x altura). Ver gráfico N° 5.5.

Gráfico N° 5.5:

**Fuente: Preparado por el tesista**



Siendo:

**Abertura estable de 7m x 20 m x 21 m**

Considerando el cuadro N° 5.5

**Cuadro N° 5.7: datos de cálculo de estabilidad**

NUMERO DE ESTABILIDAD						
Superficie	RH m	MANTEO PARED N	z	Logit value p	Probabilidad estable	Condicion
Pared Frontal	2.6	7.1	3.1	0.96	86%	ESTABLE
Pared Trasera	2.6	7.1	3.1	0.96	86%	ESTABLE
Caja Piso	5.2	10.5	2.5	0.92	56%	ESTABLE
Caja techo	5.2	10.5	2.5	0.92	56%	ESTABLE
Corona	2.6	5.0	2.9	0.95	80%	ESTABLE

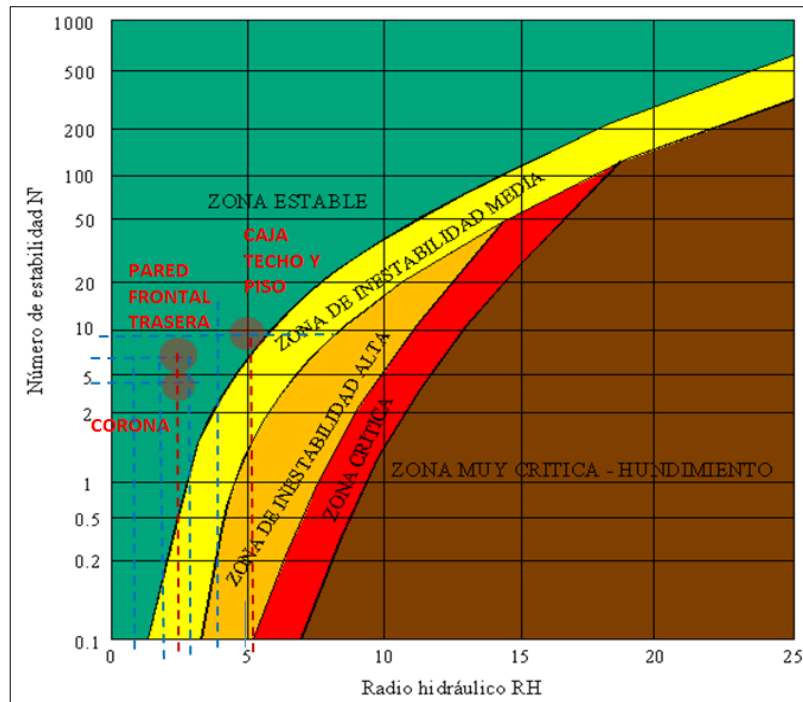
Fuente: Departamento de geomecánica

En el grafico 5.5., tal como se aprecia y se llega a determinar los resultados del número de estabilidad para la abertura mencionada, que a propósito se hallan dentro de la zona estable.

#### **5.2.4. Estudio de Estabilidad mediante Métodos Numéricos**

Para el análisis de estabilidad del método de explotación por Taladros Largos se realizó la simulación mediante el método de elementos finitos usando el Software Phase2. Para la simulación se realizó un corte transversal lo cual se muestra desde la figura 5.6.

**Gráfico N° 5.6: De estabilidad de Mathews**



#### 5.2.4.1. Método de explotación del TJ 640 por taladros largos

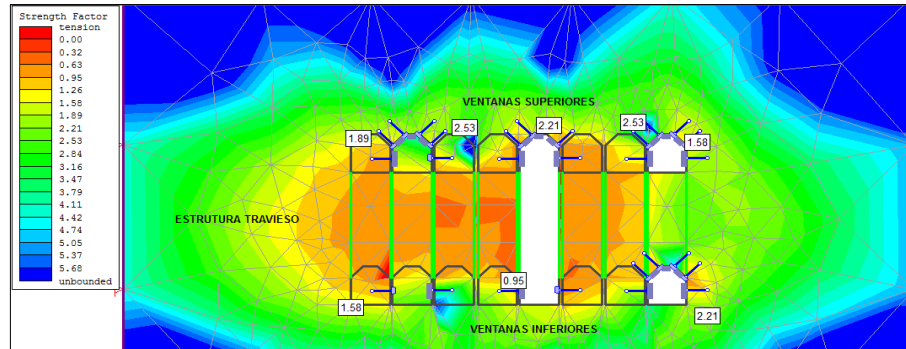
En base al proyecto de ingeniería se realizará excavaciones de preparación como By Pass, Subniveles y Ventanas en la parte superior. A través de los Subniveles se realizará taladros largos negativos en abanico para la voladura. Para la extracción del mineral se realizarán ventanas de extracción a través de un By Pass separado a 20m de pilar con respecto al Subnivel. Luego se procederá a rellenar el espacio vacío con relleno detrítico y/o cementado desde el By Pass y Ventanas.

### 5.2.4.2. Diseño de minado en base a los resultados del método gráfico

Secuencia de Minado y relleno en el Tajo de travieso:

Ver figura N° 5.5.

**Figura: 5.5: Sección transversal de Travieso**

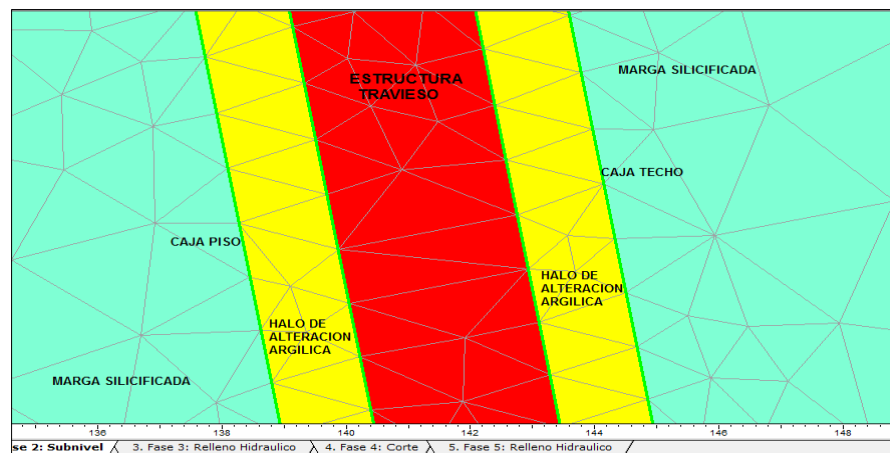


Fuente: Departamento de Geomecánica

### 5.2.4.3. Modelamiento numérico del Tj 640

Corte transversal donde se tiene identificado la estructura travieso con el halo de alteración argílica hacia ambas cajas de la veta, y hacia ellos se tiene la marga silicificada. Ver figura 5.6.

**Figura: 5.5: Sección transversal de Travieso**

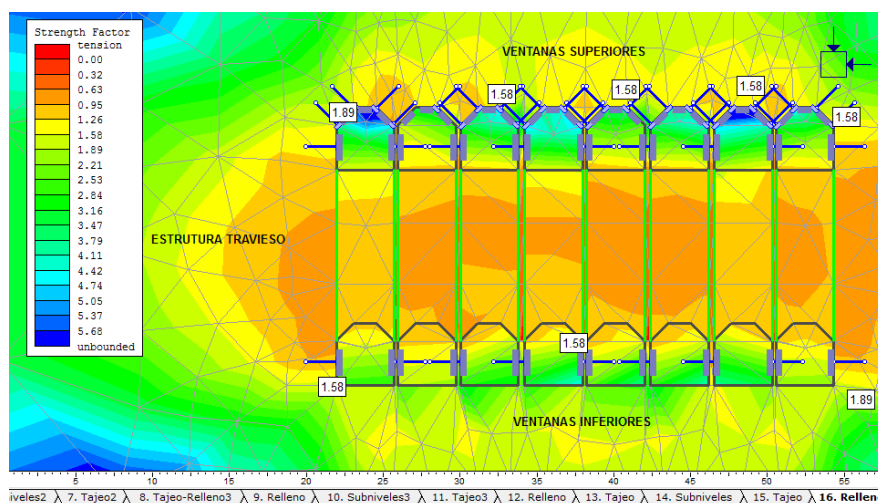


Fuente: Departamento de geomecánica



En la figura 5.7 se muestra el modelamiento numérico del progreso del Subnivel inmediato superior, se realizará taladros largos negativos del piso C al piso B. Al realizar el análisis mediante el factor de seguridad nos muestra que después de la voladura de taladros largos se tienen factores de seguridad de 0.95 al contorno de la zona explotada; al rellenarse las áreas vacías se incrementan el factor de seguridad a 1.26. Mientras que en los accesos principales se tienen factores de seguridad mayores a 1.5.

**Figura: 5.7: Preparación, voladura y relleno, los accesos con FS mayor a 1.5 estable**



Fuente: Departamento de geomecánica

### 5.3 PRUEBA DE HIPÓTESIS

Si se utiliza los parámetros geomecánicos en la evaluación de la masa rocosa, entonces se podrá diseñar el tajeo de producción veta Travieso en la Unidad Huarón – Pan American Silver Huarón S.A.

Para comprobar esta prueba; se hizo el estudio de los parámetros geomecánicos de la masa rocosa realizó el análisis geomecánico, como son las condiciones geomecánicas de la roca encajonante y la zona mineralizada referidos a la veta Travieso; de acuerdo a la evaluación, la zona Mineralizada presenta una calidad de roca según Bienawski RMR 32, tipo IV-A con un Índice Q de 3.7 y un GSI de MF/R (Muy fracturado / regular) y por producto de las fallas en la zona de contacto se evidencia horizonte de Alteración Argílica el terreno presenta terreno tipo IV-B con RMR 28. Asimismo, en la estructura de Travieso en forma general se tiene definidos 2 sistemas de fallamientos, la Primera con orientación SSW-NNE teniendo como buzamiento y dirección de buzamiento (DIP/DIP DIRECCION) de 75°/345° la Segunda con orientación NNW-SSE con DIP/DIP DIRECCION de 75°/171°.

En cuanto se refiere al diseño del tajeo de producción en la veta Travieso, se aplica el “método gráfico de estabilidad”, que demuestra ser una herramienta adecuada para este tipo de diseño. El procedimiento de diseño para el dimensionamiento de aberturas se calcula aplicando un método que está basado en el cálculo de dos factores: N' y S. El primero es el número de estabilidad modificado y representa la capacidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. El segundo es el factor de forma o radio hidráulico que toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo; de acuerdo a las siguientes formulas:

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

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

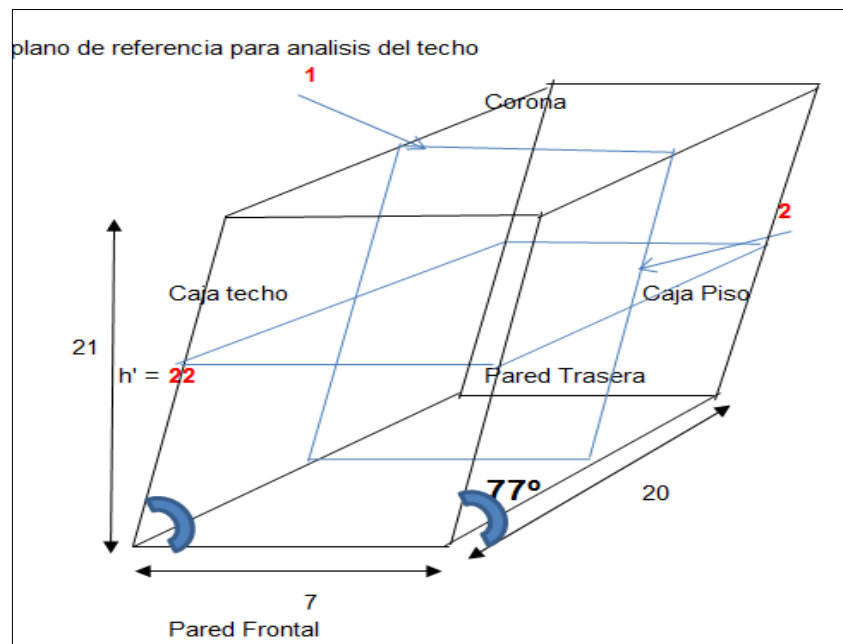
El procedimiento para dimensionar los tajeos aplicando el método gráfico de estabilidad se fundamenta en el cálculo de los siguientes parámetros:

**Número de estabilidad (N').**

**Radio hidráulico (RH).**

Se realiza el análisis para diferentes aberturas: (ancho x largo x altura).

Ver el siguiente gráfico:



Siendo:

**Abertura estable de 7m x 20 m x 21 m**

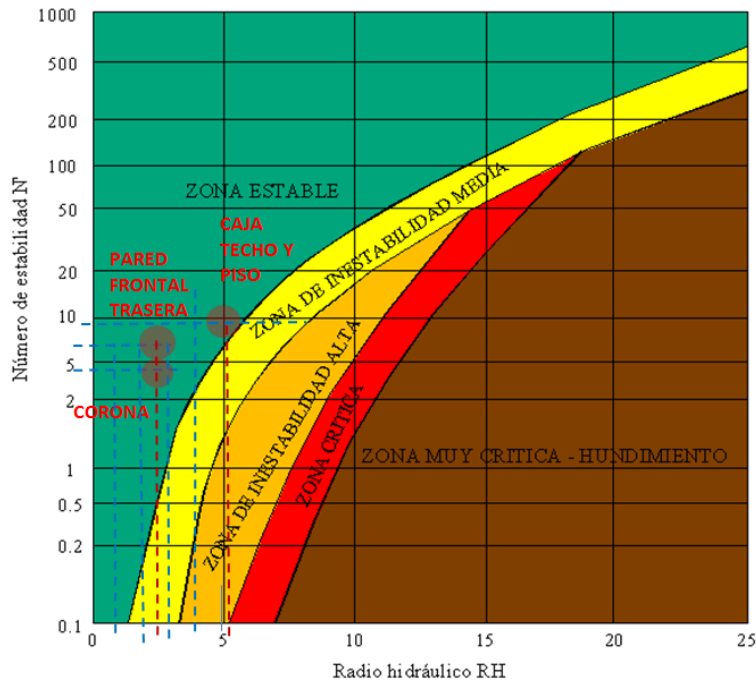
De acuerdo, al calculo realizado de las fórmulas y datos líneas arriba, se concluye en la siguiente tabla:

NUMERO DE ESTABILIDAD

Superficie	RH m	MANTEO PARED N	z	Logit value p	Probabilidad estable	Condicion
Pared Frontal	2.6	7.1	3.1	0.96	86%	ESTABLE
Pared Trasera	2.6	7.1	3.1	0.96	86%	ESTABLE
Caja Piso	5.2	10.5	2.5	0.92	56%	ESTABLE
Caja techo	5.2	10.5	2.5	0.92	56%	ESTABLE
Corona	2.6	5.0	2.9	0.95	80%	ESTABLE

Al realizar el análisis del cuadro anterior, se puede apreciar, que las dimensiones en las superficies que presenta el tajeo: pared frontal, pared trasera, caja piso, caja techo y corona; todos mantienen una probabilidad y condición estable.

Asimismo; en el siguiente gráfico, se determina la estabilidad de acuerdo al Número de estabilidad ( $N'$ ) y radio hidráulico (RH); concluyendo, que todas las superficies en relación al tajeo se encuentran en una zona estable.



También, se realizó el estudio de estabilidad mediante métodos numéricos, haciendo uso del Software Phase2, donde se aprecia

que los factores de seguridad son relativamente altos.

#### **5.4 DISCUSIÓN DE RESULTADOS**

El análisis de la masa rocosa, se realizó a través del mapeo geomecánico de la veta travieso, considerando la estructura mineralizada, caja piso y caja techo, evidenciando que presentan valores de acuerdo al rock mass rating de Bieniawski del tipo III-A y III-B con un RMR DE 45-55, según la clasificación de Barton corresponde u índice Q de 8.5 y un GSI de F/B a F/R (fracturada/bueno a regular). Este tipo de análisis también es característico en otras compañías mineras ya sea a nivel nacional e internacional, que de acuerdo a sus resultados, se toman desiciones para diferentes objetivos como; determinacion del tipo de sostenimiento, como en nuestro caso para determinar las dimensiones de un tajeo

Según el procedimiento señalado en el Marco Teórico del presente estudio de investigación para el dimensionamiento del tajeo se utilizó el método gráfico de estabilidad de Potvin de manera conjunta con todos sus parámetros; se aplicó también el software del rock science Phase 2; asimismo, se consideró las técnicas, teorías y conocimientos de los expertos internacionales en mecánica de rocas como son el rock mass rating de Bieniawski, índice Q de Barton, GSI de Ever Hoeck y Marinós, el gráfico de estabilidad de Potvin. Para cumplir con el objetivo del estudio de investigación se hizo el diseño de las dimensiones del tajeo de acuerdo a los análisis diversos, en la ejecución del tajeo se mantiene la estabilidad con un factor de seguridad mayor que uno.

## CONCLUSIONES

1. La Mina Huarón tiene un relieve regularmente Accidentado en una superficie con rasgos de erosión glaciár, la estratigrafía secuencial del distrito está constituido por rocas sedimentarias como volcánicas cuyas edades fluctúan desde el triásico hasta el cuaternario. Muestra en su estructura plegamiento, desarrollando un anticlinal y un sinclinal, cuyos ejes se orientan paralelamente a la dirección general de la cordillera de los Andes.
2. En Huarón, la mineralización está asociada a Yacimientos Hidrotermales ligadas al magmatismo andino del Paleógeno. La mineralización de mena está representada por tetraedrita tenantita, esfalerita- marmatita, calcopirita-enargita, galena, entre las principales.
3. Los tipos de estructura presente en Huarón son: Vetas, Mantos y Cuerpos (bolsonadas).
4. La empresa realiza sus actividades de explotación y cuenta con dos zonas; zona norte y zona sur. La mina está dividida en niveles producción, Nivel 450, Nivel 420, Nivel 370, Nivel 340, Nivel 320, Nivel 300, Nivel 280.
5. El método de minado utilizado en gran parte de las operaciones es el Corte y Relleno Ascendente, el cual se realiza en forma de tajadas y/o cortes horizontales comenzando del fondo del tajo en retirada y avanzando hacia arriba dependiendo de la longitud del mismo.
6. El método de minado AVOCA con relleno permanente denominado también como el método de minado TALADROS LARGOS se aplica en

depósitos verticales con potencias mayores a 3.0 m y cuyas cajas son de competencia pobre. La dilución es controlable utilizando sistemas de protección adecuados.

- 7.** De acuerdo al Mapeo Geomecánico realizado en los pisos de travieso, la calidad del macizo rocoso hacia las cajas es IIIA a IIIB (Regular) con un RMR de 55 a 45, la estructura su calidad del macizo rocoso es de IVA a IVB (Mala) con un RMR de 35 a 25. La estructura – Veta travieso - Tj 640 son tensionales principales con orientación E-W.
- 8.** Se tiene que respetar los pilares que se simularon con potencia mínima de 8.50 mts.
- 9.** De acuerdo al método gráfico se puede tener aberturas estables de 20m de longitud con 10m de altura y hasta 5 mts de potencia, siendo la mayor probabilidad de falla en las cajas piso y techo con un 44%; por lo cual siempre es importante el uso del equipo a control remoto. En la secuencia de minado es importante el relleno cementado y detrítico para garantizar la abertura de estabilidad calculada.
- 10.** En todos los casos del análisis de estabilidad del Bypass, Ventanas y Subniveles de preparación, el F.S. resulta mayor a 1.5 con ligeros a moderados relajamientos por causa del espacio vacío de los taladros largos por lo que el análisis realizado usando el índice tunelero actualizado Q y simulación en el software geomecánico Phase2 las ventanas de preparación deben estar sostenidas con shotcrete 2” más pernos Swellex 7 espaciados a 1.70mts para minimizar los esfuerzos inducidos.

## RECOMENDACIONES

1. Se recomienda mantener la abertura de acuerdo al cálculo del Método Gráfico con un relleno detrítico/cementado oportuno para minimizar el desprendimiento de las cajas ya sea techo o piso que puedan dañar al equipo a control remoto.
2. La Perforación y Voladura se hará en Taladros Negativos supervisado por el Área de Voladura en coordinación con Ingeniería, cumpliendo el diseño y minimizando los efectos de la voladura a las cajas.
3. Después de la limpieza de mineral, se recomienda realizar el relleno para minimizar el tiempo de exposición, además dar mayor estabilidad a la zona.
4. Realizar desate de rocas en los accesos a la zona de taladros largos.



## REFERENCIA BIBLIOGRAFICA

1. B.H.G. Brady & Brown. ROCK MECHANICS. George Allen & Unwin Ltd. 1985.
2. Bieniawski Z.T. "Engineering Rock Mass Classification" Wiley – Interscience Publication – 1989.
3. Cordova David R. "Análisis de Esfuerzos y Deformaciones. 2010 Pag.9.
4. Gavilanes J., Byron Andrade Haro, Asociación de Ingenieros de Minas del Ecuador – 2004 – "Introducción a la Ingeniería de Túneles: Clasificación y Análisis Geomecánico de Macizos Rocosos".
5. Gerónimo Damas Joel. Tesis "Implementación de un nuevo método de explotación minero".
6. Inga Muñoz, C. Tesis: "La geomecánica y diseño de la malla de perforación para mejorar la eficiencia de voladura en el nivel 940 en Compañía Minera Raura S.A.C." 2016.
7. Ladera N, en su publicación "Estado Tecnológico de las Minas Subterráneas en el Perú"- 1989.
8. Mercado Salas Gerald E., Tesis: "Modelamiento geomecánico a nivel de prefactibilidad de una mina subterránea" – 2017.
9. Quintana Ortega Juan. Tesis: "Proyecto y diseño geomecánico para explotar la Veta Piedad Mina Catalina Huanca"- 2011.
10. Rocscience, "Rocscience – Geomechanics Software & Research" Manuales de los programas de cómputo utilizados, 1998 – 2004.

# **ANEXOS**



## APORTE DE LA GEOMECÁNICA EN EL DISEÑO DE MINA EN HUARON

SUBLEVEL  
AND  
LONGHOLE  
VETA  
TRAVIESO






# HERRAMIENTAS DE GESTION DE GEOMECANICA EN MINA HUARON

## PARTE DIARIO DE GEOMECANICA

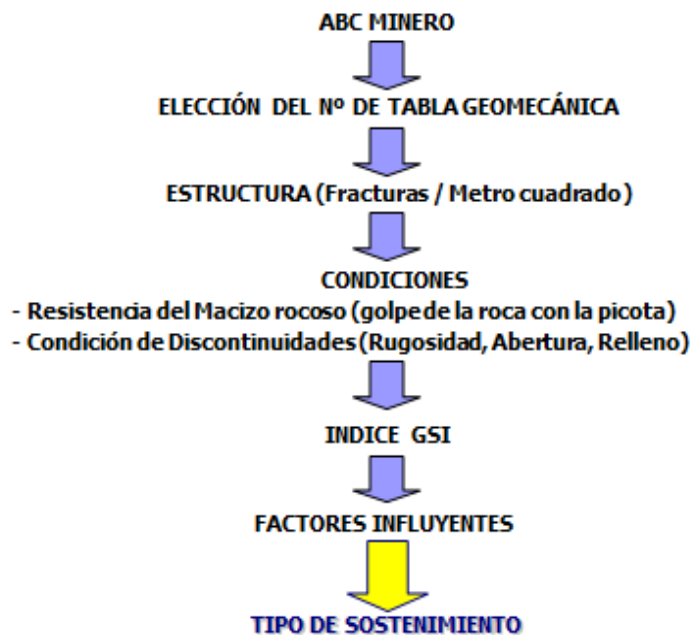
DENTRO DE LA OPERACION SE VIENE EMPLEANDO LA EJECUCIÓN DEL PARTE DIARIO DE GEOMECAÁNICA, EL CUAL DEBE SER RELLENADO POR EL PERSONAL DE LA LABOR AL INICIO DE GUARDIA. ESTA HERRAMIENTA PERMITE, VERIFICAR DE MANERA INMEDIATA EL TIPO DE ROCA Y EL SOSTENIMIENTO A COLOCAR.

EL PARTE DIARIO DEBE SER REVISADO Y VALIDADO POR EL SUPERVISOR DIRECTO DE LA LABOR.

 <b>REPORTE DIARIO DE GEOMECANICA</b>			
LABOR :		FECHA :	
GUARDIA :		AVANCE :	
ENCARGADOS :			
CALIDAD DE ROCA			
	PARED IZQUIERDA	TECHO	PARED DERECHA
FRACTIL			
CONDICION DE FRACTURAS			
RESISTENCIA CON LA PICOTA			
CLASIFICACION G.S.I			
FACTORES INFLUYENTES			
PARED IZQUIERDA			
TECHO			
PARED DERECHA			
SOSTENIMIENTO Y TIEMPO DE COLOCACION			
PARED IZQUIERDA			
TECHO			
PARED DERECHA			
OBSERVACIONES			
ENCARGADO		REVISADO	



## PROCESO DE MAPEO GEOMECANICO GSI



# 6. HERRAMIENTAS DE GESTION DE SEGURIDAD

## 12. CARTILLA GEOMECANICA – TABLAS GEOMECANICAS

**1ª TABLA: "Estructuras"**  
**DESCRIPCION DE LOS TIPOS DE ESTRUCTURAS**  
**INDICACIONES DE LOS TIPOS DE ESTRUCTURAS**

**1** ESTRUCTURAS DE TIPO "E" (Estructuras de tipo "E")

**2** ESTRUCTURAS DE TIPO "B" (Estructuras de tipo "B")

**3** ESTRUCTURAS DE TIPO "C" (Estructuras de tipo "C")

**4** ESTRUCTURAS DE TIPO "D" (Estructuras de tipo "D")

**5** ESTRUCTURAS DE TIPO "A" (Estructuras de tipo "A")

**6** ESTRUCTURAS DE TIPO "F" (Estructuras de tipo "F")

**ESQUEMA**

	LA	LA	LA	LA	LA
	LA	LA	LA	LA	LA
	LA	LA	LA	LA	LA
	LA	LA	LA	LA	LA
	LA	LA	LA	LA	LA
	LA	LA	LA	LA	LA

**2ª TABLA: "Estructuras"**  
**DESCRIPCION DE LOS TIPOS DE ESTRUCTURAS**  
**INDICACIONES DE LOS TIPOS DE ESTRUCTURAS**

**1** ESTRUCTURAS DE TIPO "E" (Estructuras de tipo "E")

**2** ESTRUCTURAS DE TIPO "B" (Estructuras de tipo "B")

**3** ESTRUCTURAS DE TIPO "C" (Estructuras de tipo "C")

**4** ESTRUCTURAS DE TIPO "D" (Estructuras de tipo "D")

**5** ESTRUCTURAS DE TIPO "A" (Estructuras de tipo "A")

**6** ESTRUCTURAS DE TIPO "F" (Estructuras de tipo "F")

**ESQUEMA**

	LA	LA	LA	LA	LA
	LA	LA	LA	LA	LA
	LA	LA	LA	LA	LA
	LA	LA	LA	LA	LA
	LA	LA	LA	LA	LA
	LA	LA	LA	LA	LA

**3ª TABLA: "Estructuras"**  
**DESCRIPCION DE LOS TIPOS DE ESTRUCTURAS**  
**INDICACIONES DE LOS TIPOS DE ESTRUCTURAS**

**1** ESTRUCTURAS DE TIPO "E" (Estructuras de tipo "E")

**2** ESTRUCTURAS DE TIPO "B" (Estructuras de tipo "B")

**3** ESTRUCTURAS DE TIPO "C" (Estructuras de tipo "C")

**4** ESTRUCTURAS DE TIPO "D" (Estructuras de tipo "D")

**5** ESTRUCTURAS DE TIPO "A" (Estructuras de tipo "A")

**6** ESTRUCTURAS DE TIPO "F" (Estructuras de tipo "F")


**ESQUEMA**

	LA	LA	LA	LA	LA
	LA	LA	LA	LA	LA
	LA	LA	LA	LA	LA
	LA	LA	LA	LA	LA
	LA	LA	LA	LA	LA
	LA	LA	LA	LA	LA





## 6. HERRAMIENTAS DE GESTION DE SEGURIDAD

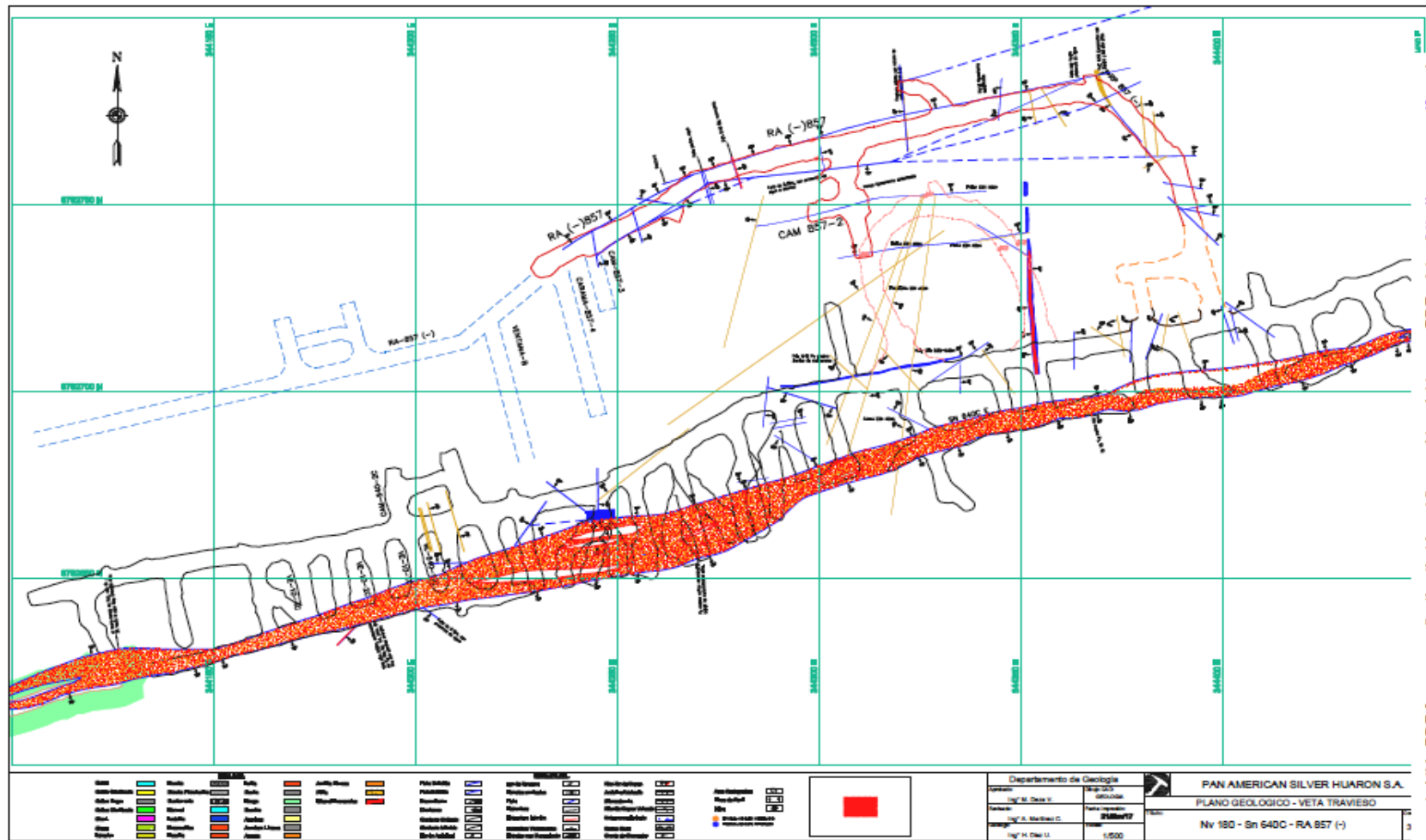
### 12. CARTILLA GEOMECANICA – EJEMPLO

El ejemplo lo realizaremos para la prolongación del By Pass 706-S en el nivel 200, de sección 3.5 x 3.5, roca caliza.

 <b>REPORTE DIARIO DE GEOMECANICA</b>			
LABOR: <b>By 706-S Niv 200</b> CANTON: <b>Sta</b> ENCARGADOS: <b>Variñas Delio Máximo - Aguilar Torres Edwin</b>		FECHA: <b>06-07-2006</b> AVANCE: <b>48 - 51</b>	
CALEDAO DE ROCA			
	PARED SUR-ROCA	TECHO	PARED DE-ROCA
FRACURA	15 fracturas	17 fracturas	13 fracturas
CONDICION DE FRACURAS	Ligeramente alteradas	Discontinuidades	Discontinuidades
	Ligeramente abiertas		may rugosas
RE GOLPE CON LA PROSA	2 golpes	Se indaga superficialmente	4 golpes
CLASIFICACION G.S.I	045/R	045/B	045/B
FACTORES RELLEVANTES			
PARED SUR-ROCA	No se observan		
TECHO	Presencia de humedad y goteo		
PARED DE-ROCA	No se observan		
SOSTENIMIENTO Y TIEMPO DE COLOCACION			
PARED SUR-ROCA	Perno ocasional, tiempo de colocación 5 años		
TECHO	Perno sistematico 1 x 1 m y malla, tiempo de colocación 5 años		
PARED DE-ROCA	Perno ocasional, tiempo de colocación 5 años		
OBSERVACIONES			
ENCARGADO		REVISADO	

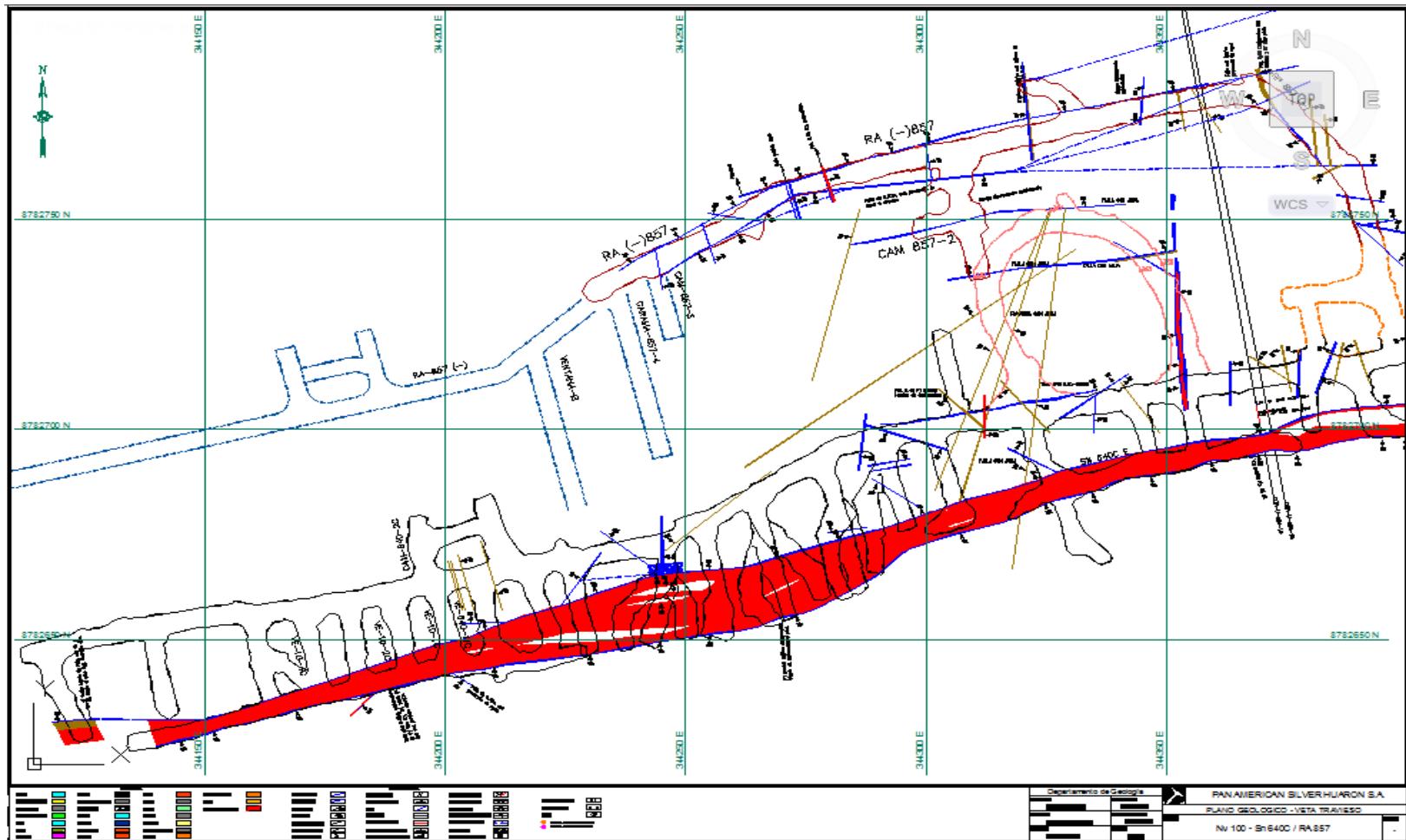
CONDICIONES	CONDICIONES	CONDICIONES	CONDICIONES
<b>A</b> <b>VERY SLIGHTLY WEATHERED</b> (Fracturas muy finas, no visibles a simple vista)	<b>B</b> <b>SLIGHTLY WEATHERED</b> (Fracturas finas, visibles a simple vista)	<b>C</b> <b>MODERATELY WEATHERED</b> (Fracturas medianas, visibles a simple vista)	<b>D</b> <b>HEAVILY WEATHERED</b> (Fracturas gruesas, visibles a simple vista)
<b>ESTRUCTURA</b>			
<b>1</b> <b>SLIGHTLY FRACTURED</b> (Fracturas muy finas, no visibles a simple vista)	<b>2</b> <b>MODERATELY FRACTURED</b> (Fracturas medianas, visibles a simple vista)	<b>3</b> <b>HEAVILY FRACTURED</b> (Fracturas gruesas, visibles a simple vista)	<b>4</b> <b>VERY HEAVILY FRACTURED</b> (Fracturas muy gruesas, visibles a simple vista)
			



u created this PDF from an application that is not licensed to print to novaPDF printer (<http://www.novapdf.com>)

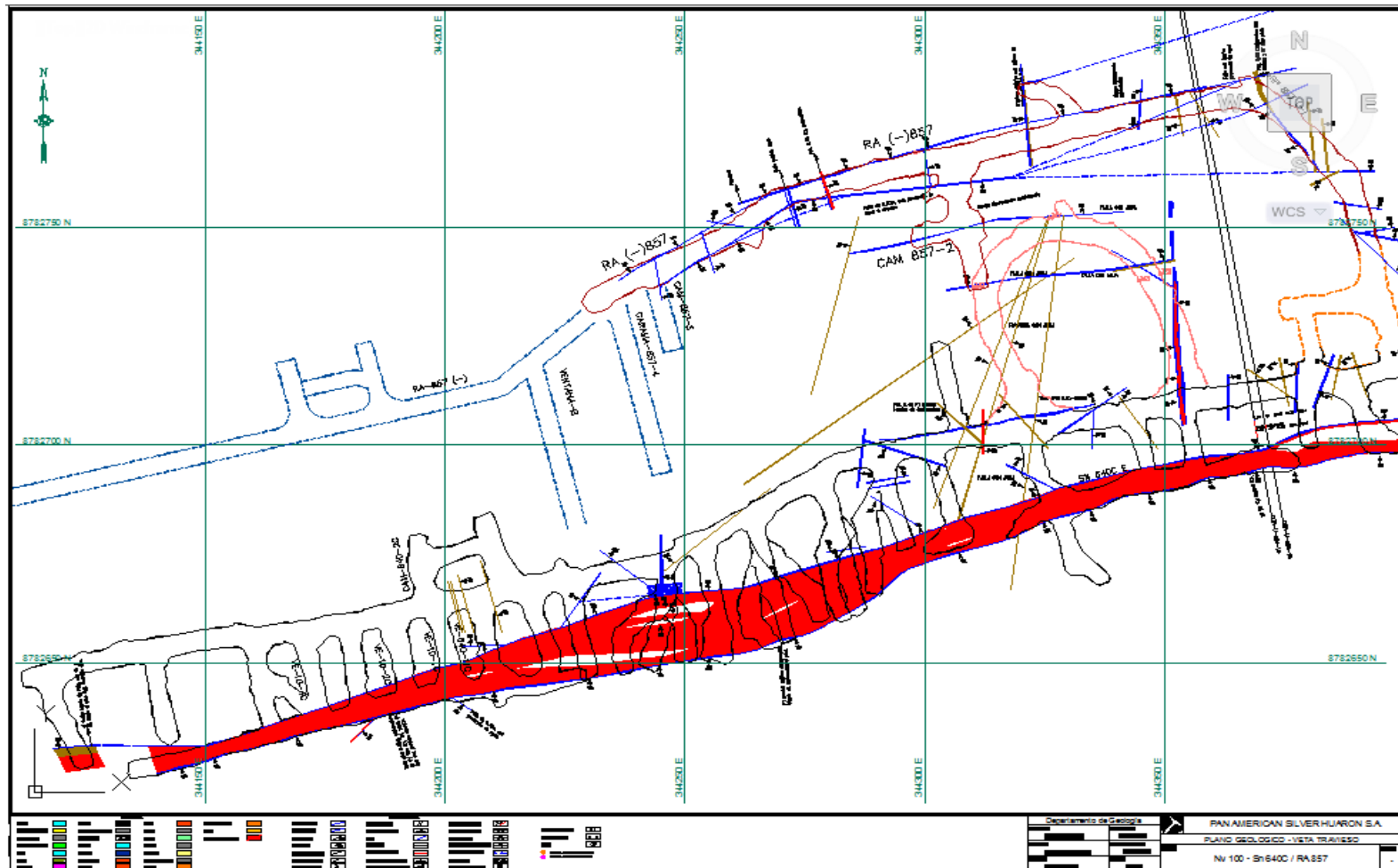
Plano Geológico de la Estructura – Veta Travieso



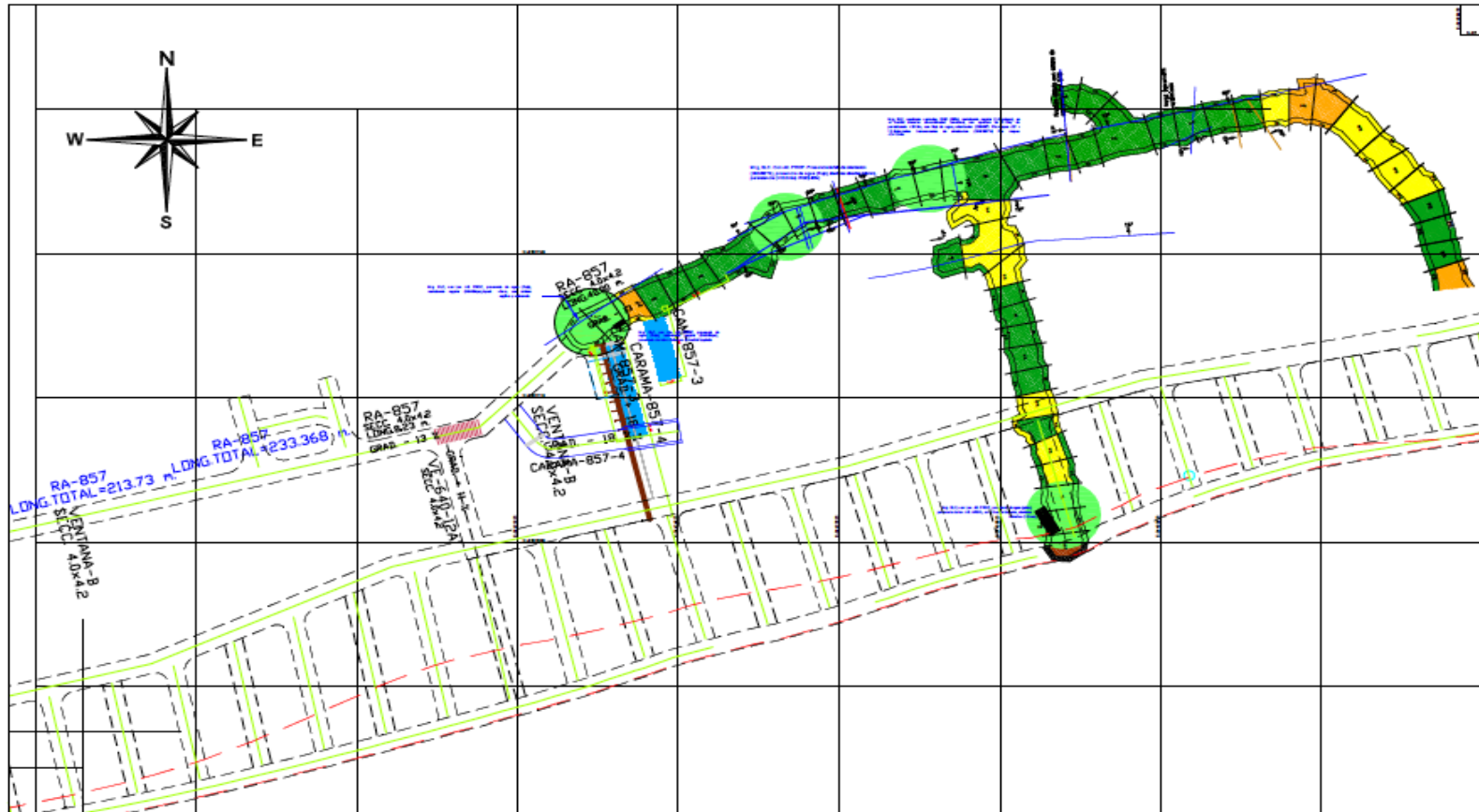


Plano estructural del TJ 640 mostrando el sistema de fallamiento EW





Orientación de los esfuerzos con respecto a la Estructura Traveso - Tj 640



GERENCIA DE OPERACIONES :	M. DEZA
SUITE. DE PLANEAMIENTO :	A. ZAPATA
SUITE. DE MINA :	D. ROCA
SUITE. DE GEOLOGIA :	A. MARTINEZ
SUITE. DE SEGURIDAD :	C. SILVA
JEFE DE GEOMECANICA :	E. VIZCARRA

VALORIZACION GEOMECANICA DE LA MASA ROCOSA			
SOIT. G.S.J.	CLASE	RMR	SOSTENIMIENTO RECOMENDADO
A	I	81-100	PERIGO BASTANTE LEVE
B	II-A	61-80	PERIGO BASTANTE LEVE
C	II-B	41-60	PERIGO BASTANTE LEVE
D	IV-A	21-40	PERIGO BASTANTE LEVE
E	IV-B	21-30	PERIGO BASTANTE LEVE


**Pan American Silver Huarón S.A.**  
 DEPARTAMENTO DE GEOMECANICA  
 RA 857 (←)  
 VETA TRAVIESO  
 NIVEL 180

ESCALA	1/1000
FECHA	M. H. P.
FECHA DE REVISIÓN	
FECHA DE IMPRESIÓN	21/11/2017
FOLIO Nº	1