

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA**



**“METODO DE MINADO TALADROS LARGOS EN  
VETAS ANGOSTAS MINA CORICANCHA”**

**INFORME POR COMPETENCIA PROFESIONAL**

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

**PRESENTADO POR:  
CESAR FERNANDO MAMANI QUISPE**

**ASESOR:  
MSc. ING. ROBERTO MALDONADO ASTORGA**

**LIMA – PERÚ  
2013**

## **DEDICATORIA**

A Dios

A mi madre Teófila Quispe

A mi padre Modesto Mamani

A mi hermano Rubén Mamani

## **AGRADECIMIENTO**

A Dios, a mis queridos padres, a mi hermano, a todo el personal que labora en la  
Universidad Nacional de Ingeniería.

## **RESUMEN**

El presente informe resume los aspectos técnicos y económicos más relevantes que nos permitieron decidir por la implementación de un método masivo, en este caso el método de explotación taladros largos en vetas angostas o sublevel stoping.

La implementación de este método se ha basado en:

- 1.- Mayor nivel de seguridad ya que la actividad de limpieza con scoop a control remoto se realiza por los draw point cada 5 m y el minado es en retirada.
- 2.- Permitir a la mina contar con una gran capacidad de incremento de la producción a mayor escala.
- 3.- Aumentar la productividad y reducir los costos.

Para el diseño de minado por sublevel stoping destacan aspectos Geomecánicos, Geológicos y Operativos, es así que el RMR corresponde a un tipo de roca III regular que está entre 55 a 65. Empleando el método gráfico de estabilidad se han dimensionado cámaras de 3 m de alto, pilares de 5 m de ancho y alturas de minado de 14 m con longitudes promedio de tajeo de 60 m.

## **ABSTRACT**

This report summarizes the most relevant technical and economic aspects that allowed us to decide for the implementation of a mass method, in this case the method of exploitation long narrow veins or sublevel stoping.

The implementation of this method is based on:

1. Highest level of security since cleaning is carried by the operation of a remote control scoop trough draw point place every 5 m and the mining is in retreat.
2. Allow the mine have a great capacity for increase in production on a larger scale.
3. Increase productivity and reduce costs.

For the design of mining by sublevel stoping, highlight aspects Geomechanics, geological and operational have been taking into consideration such as the RMR. The RMA for this kind of rock goes from 55 to 65, this imply a regular classification rock type III. Using the graphic method of stability, the dimension design are cameras of 3 m high, pillars of 5 m width and heights of mining of 14 m with average lengths of stope of 60 m.

## INDICE

|  | <b>Pág</b> |
|--|------------|
| <b>INTRODUCCIÓN</b>  | 13         |
| <b>CAPITULO I: GENERALIDADES</b>   |            |
| 1.1 UBICACIÓN Y ACCESO   | 14         |
| <b>CAPITULO II: GEOLOGIA</b>   |            |
| 2.1 GEOLOGÍA REGIONAL Y DISTRITAL  | 16         |
| 2.2 TIPO DE DEPÓSITO MINERALIZADO  | 17         |
| 2.3 PRINCIPALES VETAS MINERALIZADAS  | 19         |
| 2.4 RECURSOS Y RESERVAS  | 23         |
| 2.4.1 Clasificación de recursos  | 23         |
| 2.4.2 Criterios para la estimación de recursos y reservas minerales                              | 24         |
| <b>CAPITULO III: GEOMECANICA</b>   |            |
| 3.1 EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL MINADO DE<br>TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS                | 28         |
| 3.2 ANÁLISIS GEOMECÁNICO DE ESTABILIDAD PARA EL<br>MINADO DE TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS   | 29         |
| 3.3 CALCULO DE LAS ORIENTACIONES DE ESFUERZOS  | 32         |
| 3.4 ANÁLISIS DE LA ORIENTACIÓN DE LAS LABORES CON<br>RESPECTO A LA ORIENTACIÓN DE LOS ESFUERZOS. | 34         |

|  |   |    |
|--|---|----|
| 3.5  | ANÁLISIS DE PRESIONES PARA EL DESARROLLO DE LAS<br>LABORES                | 35 |
| 3.6  | CONDICIONES GEOMECÁNICAS  | 36 |
| 3.7  | ANÁLISIS DE ESTABILIDAD   | 37 |
| <b>CAPITULO IV: SELECCIÓN DEL METODO DE MINADO</b> |   |    |
| 4.1  | EVALUACIÓN DEL MÉTODO DE MINADO   | 39 |
| 4.2  | RECUPERACIÓN DE MINERAL   | 44 |
| 4.3  | DILUCIÓN Y VALOR DE MINERAL   | 45 |
| 4.4  | PRODUCTIVIDAD   | 46 |
| 4.5  | COSTOS  | 46 |
| <b>CAPITULO V: METODO DE EXPLOTACION</b>           |   |    |
| 5.1  | CONDICIONES PARA EL MÉTODO DE MINADO TALADROS<br>LARGOS EN VETAS ANGOSTAS | 49 |
| 5.2  | DISEÑO DEL MÉTODO DE MINADO TALADROS LARGOS EN<br>VETAS ANGOSTAS          | 50 |
| 5.2.1  | Secuencia de minado   | 52 |
| 5.2.2  | Descripción del minado en el block  | 56 |
| 5.3  | DESARROLLO Y PREPARACIONES  | 56 |
| 5.3.1  | Chimenea Slot   | 59 |
| 5.3.2  | Programa de Preparaciones.  | 60 |
| 5.3.3  | Descripción de labores de preparación                                     | 61 |

|  |  |    |
|--|--|----|
| 5.4                                      | PERFORACIÓN DE TALADROS LARGOS EN EL TAJEO | 62 |
| 5.5                                      | VOLADURA DE TALADROS LARGOS EN EL TAJEO    | 65 |
| 5.6                                      | SOSTENIMIENTO                              | 66 |
| 5.7                                      | LIMPIEZA Y CARGUÍO                         | 68 |
| <b>CAPITULO VI: SERVICIOS AUXILIARES</b> |  |    |
| 6.1                                      | RELLENO DETRÍTICO                          | 69 |
| 6.2                                      | VENTILACIÓN                                | 69 |
| 6.3                                      | ENERGÍA ELÉCTRICA                          | 71 |
| 6.4                                      | DRENAJE                                    | 71 |
| 6.5                                      | AGUA Y AIRE                                | 72 |
| 6.6                                      | SEGURIDAD DEL MÉTODO DE MINADO             | 72 |
| <b>CAPITULO VII: RECURSOS</b>            |  |    |
| 7.1                                      | PERSONAL                                   | 74 |
| 7.2                                      | EQUIPAMIENTO MECÁNICO                      | 74 |
| <b>CONCLUSIONES</b>                      |  | 77 |
| <b>RECOMENDACIONES</b>                   |  | 79 |
| <b>BIBLIOGRAFIA</b>                      |  | 81 |



## INDICE DE TABLAS

|   | <b>Pág</b> |
|---|------------|
| Tabla 2.1 Reservas al 30 de Setiembre del 2012  | 25         |
| Tabla 2.2 Tipos de Recursos al 30 de setiembre del 2012   | 26         |
| Tabla 2.3 Reservas y Recursos al 30 de setiembre del 2012   | 27         |
| Tabla 2.4 Precio de los metales con los que se realizaron los cálculos.   | 27         |
| Tabla 2.5 Reservas aplicables al método de minado sublevel stoping  | 27         |
| Tabla 3.1 Información de campo  | 30         |
| Tabla 3.2 Rumbo e inclinación de esfuerzos  | 33         |
| Tabla 4.1 Geometría, distribución de leyes y características geomecánicas.  | 40         |
| Tabla 4.2 Clasificación de los métodos de minado en función de la geometría y distribución de leyes del yacimiento.   | 41         |
| Tabla 4.3 Clasificación de los métodos de minado en función de las características geomecánicas en la zona mineral.   | 42         |
| Tabla 4.4 Clasificación de los métodos de minado en función de las características geomecánicas en la zona del techo. | 42         |
| Tabla 4.5 Clasificación de los métodos de minado en función de las características geomecánicas en la zona del piso.  | 43         |
| Tabla 4.6 Resultado de las valoraciones de los métodos de minado.   | 43         |
| Tabla 4.7 Recuperación de mineral por método de minado sublevel stoping   | 44         |
| Tabla 4.8 Recuperación de mineral por el método de minado shrinkage.  | 44         |
| Tabla 4.9 Dilución y valor de mineral de los métodos de minado.   | 45         |
| Tabla 4.10 Parámetros de productividad de los métodos de minado.  | 46         |

|  |    |
|--|----|
| Tabla 4.11 Costo por tonelada de los métodos de minado.              | 47 |
| Tabla 4.12 Valor presente neto del método de minado sublevel stoping | 48 |
| Tabla 4.13 Valor presente neto del método de minado shrinkage.       | 48 |
| Tabla 5.1 Programa de preparación del tajeo piloto 598.              | 60 |
| Tabla 5.2 Labores de preparación.                                    | 61 |
| Tabla 5.3 Costo por tonelada del sostenimiento de la preparación.    | 68 |
| Tabla 6.1 Requerimiento de aire para el tajeo 598 Nv 140 en cfm.     | 70 |
| Tabla 6.2 Costo de energía por tonelada para el tajeo piloto.        | 71 |
| Tabla 7.1 Listado de los equipos para el tajeo piloto 598.           | 76 |

## INDICE DE FIGURAS

|   | <b>Pág</b> |
|---|------------|
| Figura 1.1 Ubicación de la mina Coricancha.   | 15         |
| Figura 2.1 Sección longitudinal de la veta Constancia.  | 20         |
| Figura 2.2 Sección longitudinal de la veta Wellington   | 21         |
| Figura 3.1 Concentración de polos   | 30         |
| Figura 3.2 Familia de discontinuidades  | 31         |
| Figura 3.3 Proyección de las discontinuidades   | 31         |
| Figura 3.4 Orientación de los sistemas de falla del yacimiento Coricancha.  | 32         |
| Figura 3.5 Diagrama de roseta indicando la orientación de los dos sistemas de fallas  | 33         |
| Figura 3.6 Orientación de esfuerzos.  | 34         |
| Figura 3.7 Esfuerzo horizontal y perpendicular a la labor.  | 36         |
| Figura 3.8 Esfuerzo mayor disipado en la labor, actuando los esfuerzos menores ( $\sigma_2$ y $\sigma_3$ ) sin generar deformación. | 36         |
| Figura 3.9 Orientación de los esfuerzos con respecto al rumbo de las labores.   | 37         |
| Figura 3.10 Orientación de los esfuerzos con respecto a las labores.  | 38         |
| Figura 3.11 Disposición de la veta.   | 41         |
| Figura 3.12 Tajero preparado  | 41         |
| Figura 3.13 Tajero vacío  | 41         |

|   |    |
|---|----|
| Figura 3.14 Se muestra el incremento de factor de seguridad al rellenar el tajeo con relleno detrítico. | 42 |
| Figura 5.1 Preparación del block.   | 56 |
| Figura 5.2 Secuencia de la preparación del block.   | 57 |
| Figura 5.3 Vista en planta de la zona inferior.   | 57 |
| Figura 5.4 Secuencia de voladura del block  | 58 |
| Figura 5.5 Vista en planta de la zona inferior y vista en perfil.                                       | 58 |
| Figura 5.6 Secuencia de voladura y limpieza.  | 59 |
| Figura 5.7 Vista en planta de la zona inferior y vista en perfil.                                       | 59 |
| Figura 5.8 Limpieza de mineral.   | 60 |
| Figura 5.9. Vista en perfil de la limpieza de mineral.  | 60 |
| Figura 5.10 Sección 2.4 x 2.4 de by pass y ventanas.  | 62 |
| Figura 5.11 Sección 2.4 x 3.0 de sub niveles intermedios.   | 63 |
| Figura 5.12 Sección 2.7 x 3.0 de galerías.  | 63 |
| Figura 5.13 Malla de perforación chimenea slot (1.5m x 1.5m).   | 64 |
| Figura 5.14 Malla de perforación de los taladros largos del tajeo 598.                                  | 68 |
| Figura 5.15 Diseño de la malla de perforación por secciones del tajeo 598.                              | 69 |
| Figura 5.16 Secuencia de perforación y voladura.  | 70 |
| Figura 5.17 Secuencia de disparo.   | 71 |
| Figura 5.18 Secuencia de voladura tramo final.  | 71 |
| Figura 5.19 Sección de una labor de preparación.  | 72 |
| Figura 7.1 Equipo de perforación neumático (colibrí).   | 80 |

## INTRODUCCIÓN

El método de minado taladros largos en vetas angostas se ejecutará en la veta Constancia de la mina Coricancha. En este proyecto se estima una productividad en el tajeo de 24 toneladas por hombre guardia además de reducir el costo de operación de 28.8 \$/TM con el método Shrinkage a 19.5 \$/TM con el método taladros largos (sublevel stoping) según tajo piloto, con la opción de mejoras en el diseño y aumento en el dimensionamiento de bloques de explotación de acuerdo a la información de desviación de taladro, perforación y voladura obtenida en el tajo piloto. Bajo este marco es que mostramos los criterios y parámetros utilizados, así como la descripción técnica de cada operación unitaria del proceso productivo, para lograrlo se evalúa la posibilidad de trabajar con el método de taladros largos en vetas angostas en sus diferentes variantes de acuerdo a las características Geológicas y Geomecánicas del yacimiento.

El método de minado conocido también como derribo por subniveles, se aplica cuando el mineral y las rocas encajonantes son competentes y el yacimiento tiene un ángulo de buzamiento vertical con formas y dimensiones regulares.

## **CAPITULO I**

### **GENERALIDADES**

#### **1.1 UBICACIÓN Y ACCESO**

La Mina Coricancha es accesible desde la Carretera Central (Saliendo de Lima hacia La Oroya). Por esta vía se llega a la Planta de Tamboraque (Km. 90.5), ubicada unos kilómetros antes de la ciudad de San Mateo. Desde este poblado, se accede a la mina por medio de una trocha de 20 Km que asciende hasta alcanzar el campamento minero por las laderas de un valle abrupto modelado por el Río Aruri. En la fig 1.1 se muestra la ubicación.

Este distrito presenta una topografía muy abrupta, en donde el valle del Río Rímac forma una quebrada profunda que va desde los 2,900 hasta los 4,450 m.s.n.m. de la cumbre de la veta Constancia.

El área total de derechos mineros que comprende la Mina Coricancha es de 1,687.83 hectáreas, la Concesión de beneficio Concentradora Tamboraque 27.9 hectáreas y la Concesión de Transporte Minero Tamboraque II 1.93 hectáreas. El conjunto de estos activos mineros pertenecen ahora a NYRSTAR CORICANCHA S.A.

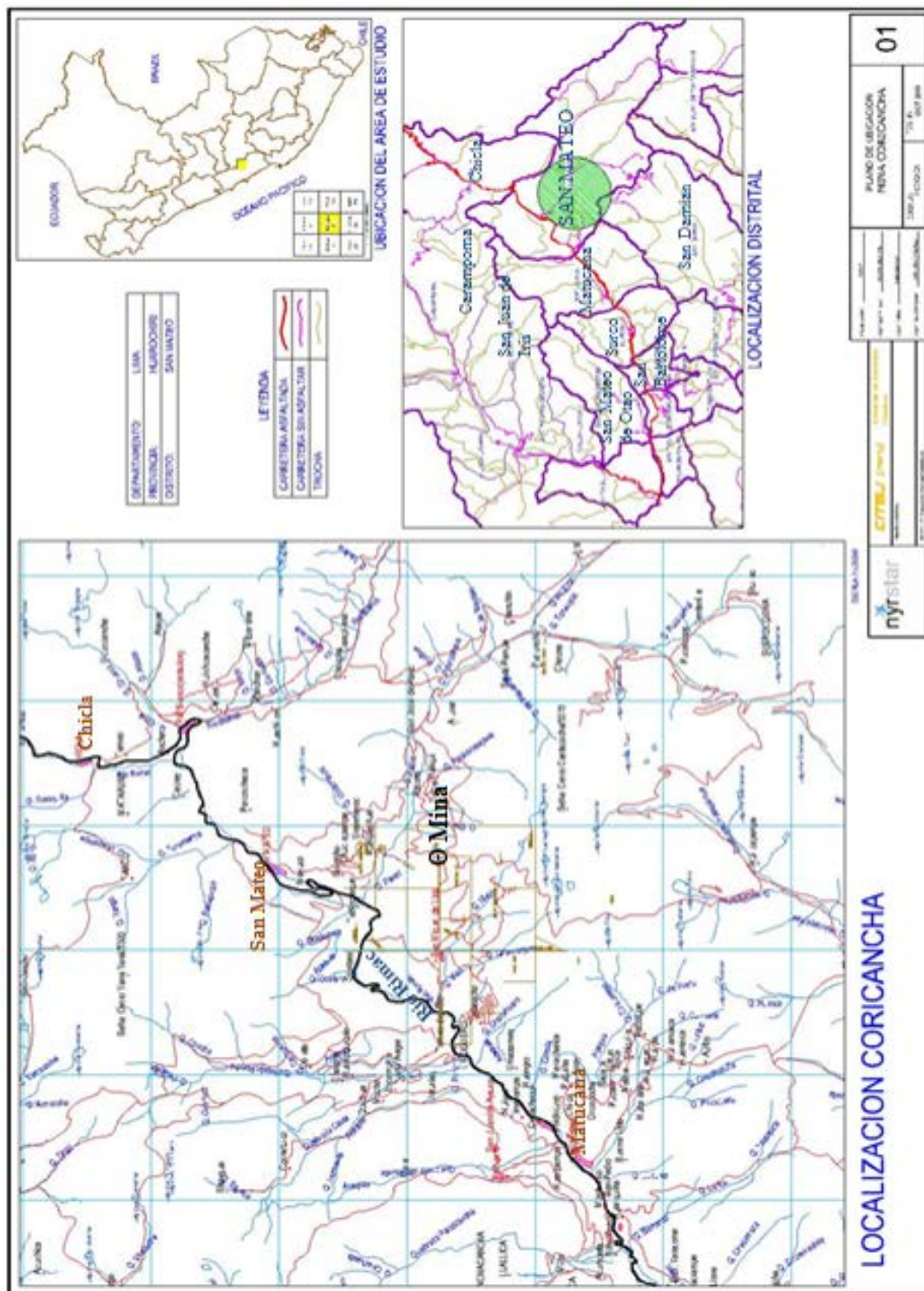


Figura 1.1 Ubicación de la mina Coricancha.

## **CAPITULO II**

### **GEOLOGÍA**

#### **2.1 GEOLOGÍA REGIONAL Y DISTRITAL**

Al Sur de la quebrada Aruri, aflora toda la secuencia de los volcánicos andesíticos del grupo Rímac; consisten de brechas volcánicas en los niveles inferiores adyacentes a la quebrada Aruri hasta derrames andesíticos potentes y aglomerados volcánicos y tobas hacia las partes altas de la sierra.

En el Mapa Geológico Estructural se pueden observar las principales vetas y/o estructuras del sistema mineralizado del yacimiento de Coricancha. Las principales vetas del sistema pertenecen al dominio estructural de rumbo N 15° E (subverticales) y parecen conformar un corredor tectónico, con movimientos de cizalla entre bloques, hecho que permite la aparición de otras fracturas tensionales de rumbo NE-SW, de menor orden. En ambos casos, debido a los eventos magmáticos e hidrotermales tardíos, se produjo la mineralización polimetálica de estas fracturas abiertas formando vetas.

Al dominio estructural principal pertenecen las vetas de desgarre como Wellington, Constancia y Animas, las mismas que han delimitado tres bloques



estructurales, posiblemente dislocados, contienen las demás vetas tensionales como Escondida, Rocío, San José, Trinidad, Colquipallana, Sta. Catalina y Esperanza, por mencionar las más importantes y reconocidas en superficie por el momento.

En el fondo de las quebradas también aparecen intrusiones confinadas de diques leucócratos (blanquecinos) ácidos que alteran ligeramente el entorno encajante volcánico, los cuales, podrían representar las fases someras de intrusivos profundos (ocultos en este sector de Coricancha) como los responsables de los focos mineralizados a nivel distrital. No existen estudios geológicos ni estructurales serios y detallados que nos permitan confirmar y correlacionar la secuencia de eventos estructurales, magmáticos, volcánicos, geoquímicos, acerca de los diversos tipos de alteración hidrotermal en relación con las mineralizaciones polimetálicas ocurridas en el lugar.

## **2.2 TIPO DE DEPÓSITO MINERALIZADO**

La mina Coricancha está caracterizada por ser un yacimiento de vetas polimetálicas, de relleno hidrotermal en fracturas tensionales y de cizalla, que atraviesan los volcánicos andesíticos del grupo Rímac. Las vetas tienen hasta 120 cm. de ancho, presentando ensanchamientos locales de hasta 2 metros y lazos cimoides.

La mineralización está conformada de pirita, esfalerita ferrífera (marmatita), galena argentífera, calcopirita, cuarzo y arsenopirita como los minerales más importantes; algo de tetraedrita también está presente.

También se han observado pequeñas cantidades de minerales argentíferos: Pyrargyrita ( $\text{Ag}_3\text{SbS}_3$ ), Preibergita ( $(\text{Ag}, \text{Cu}, \text{Fe})_{12}(\text{Sb}, \text{As})_4\text{S}_{13}$ ), Proussita ( $\text{Ag}_3\text{AsS}_3$ ).

Otros estudios realizados por el Dr. U. Petersen y el Ing. Noel Díaz B. (1995), identificaron mejor las distintas etapas de mineralización encontradas en la veta Constancia:

Etapas I, de cuarzo–pirita con escasa presencia de sulfuros.

Etapas II, de sulfuros como esfalerita, galena argentífera, algo de calcopirita y pirita, cuarzo y arsenopirita con escaso oro.

Etapas III, de cuarzo–arsenopirita aurífera, rellenando la parte central de las vetas, y trazas de oro o parches “ojos de pirita”, marmatita, galena y calcopirita.

Etapas IV estaría conformada de cuarzo junto a tetraedrita-tenantita, enriquecidas en plata. La ganga está siempre compuesta por rellenos de cuarzo mayormente, con algo de calcita.

La alteración de la roca volcánica de caja, mayormente andesitas, es del tipo argílica (cuarzo-sericita) que resultó ser completamente estéril y se extiende hasta 2 m desde el centro de la veta; luego, más externamente aparece una alteración propilítica notoria (epidota-clorita-pirita) hasta llegar a zonas sin alterar. Es decir, por la naturaleza mineralógica y tipo de alteración hidrotermal

observados, Coricancha sería un yacimiento del tipo “baja sulfuración” (Low Sulphidation Deposit).

## 2.3 PRINCIPALES VETAS MINERALIZADAS

**a. Veta Constancia.**- Ha sido la veta más intensamente trabajada en los diferentes periodos operativos de la mina (desde 1906 hasta la fecha en periodos intermitentes). Se la conoce en más de 11 niveles, desde el nivel superior 4015 hasta el nivel 460 (3460) con una diferencia de elevación de más de 550 m. En la parte inferior hasta el nivel 140 (3140), por lo que se observa una aparente continuidad vertical total de casi 1,000 m. Tiene una longitud cercana a los de 3,800 m, y se la conoce también como vetas Constancia – Jorge Chávez – María Elena, etc. De este total, solamente 2,300 m quedan dentro de las propiedades de la Mina Coricancha.

Es la veta polimetálica del sistema más estudiada por numerosos autores; tiene rumbo N 20° E, y buzamiento poco variable de 75°-80° NW. La mineralización consiste de un relleno de cuarzo bandeado con arsenopirita, pirita, seguido de otra banda de esfalerita-galena-calcopirita hasta tocar el hastial andesítico. Presenta anchos variables (10-120 cm.), un promedio de 54 cm. de potencia con 0.20 oz. Au/TM, 5.96 oz. Ag/TM, 3.61 %Pb, 3.79 %Zn y 0.36 %Cu. Ha sido explotada en una longitud de 1,600 m x 500 m de altura, siguiendo una franja paralela horizontal. Los contenidos en oro se encuentran asociados a la estructura cristalina de la arsenopirita (mispikel) por lo que se considera oro refractario; en profundidad, aumenta el zinc y disminuyen los valores de oro. En la figura 2.1 se muestra una sección de la veta Constancia.

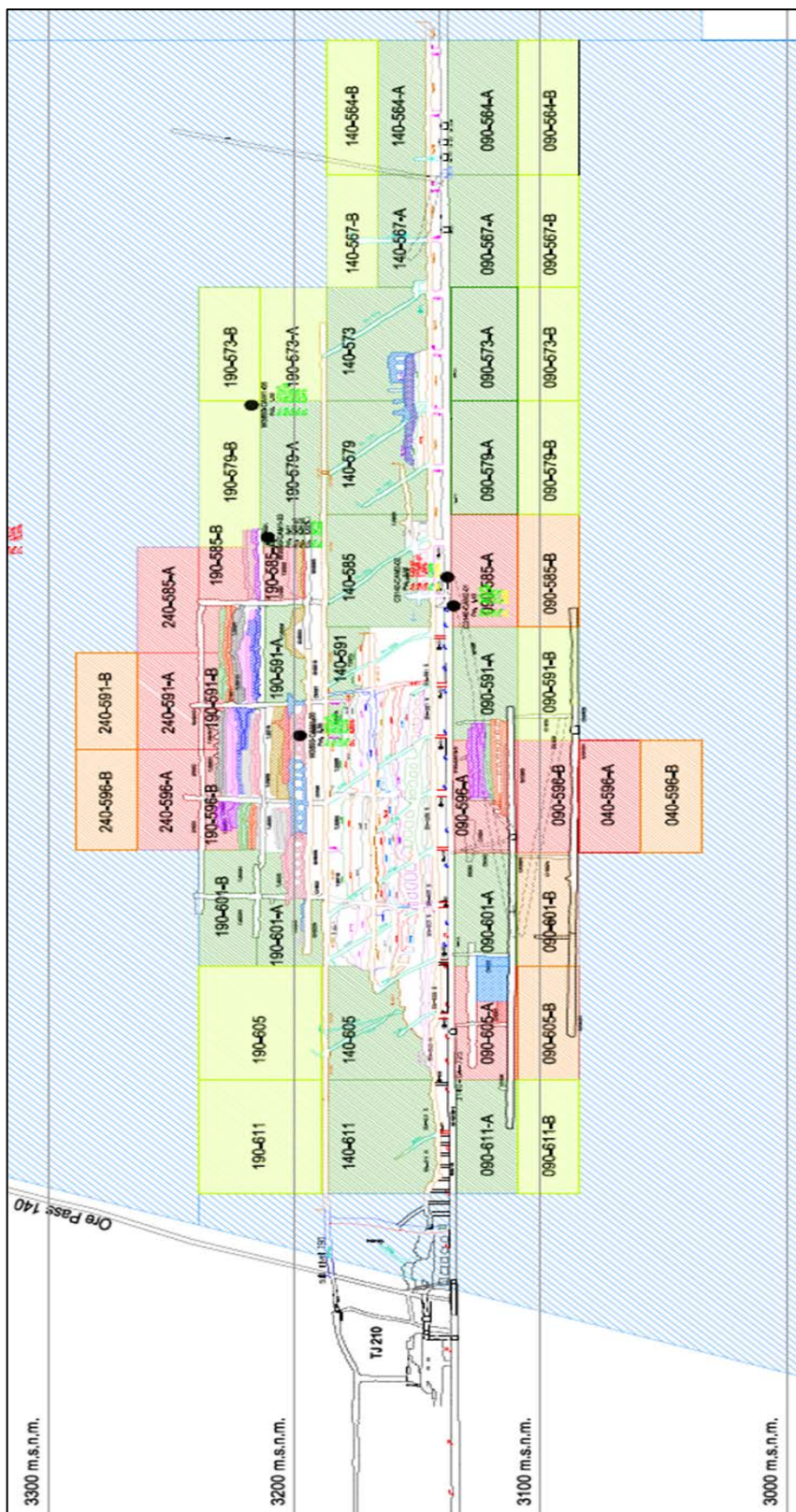


Figura 2.1 Sección longitudinal de la veta Constancia.

**b. Veta Wellington.-** Esta es quizás la estructura mineralizada más importante del distrito. Tiene una longitud de afloramiento de 2 Km. en los sectores Wellington, Huáscar y Sarita. De este total 1,500 m están dentro de las propiedades de Coricancha. En los últimos años ha sido trabajada en 6 niveles (nivel 880 a nivel 690) en una longitud de 600 m x 200 m de altura, donde se han tenido tajos de explotación por corte y relleno. La veta tiene rumbo N 20° E, con buzamiento de 75° NW formando hacia la parte alta un lazo cimoide con separación hasta 140 m; en las labores subterráneas aún no ha sido desarrollado este lazo.

La mineralización polimetálica consiste de un relleno de cuarzo acompañado de bandas de sulfuros como arsenopirita, pirita, galena, esfalerita, tetraedrita y bornita; presenta en anchos variables (20-140 cm), algunos tramos presentan mayores ensanches (3 m) formando un ramal de vetas. Los hastiales presentan una alteración argílica dominante (caolinizadas y sericitizadas), con zonas de falla de arrastre. Hacia los niveles altos y en afloramientos predomina la mineralización de arsenopirita y oro, por lo que se hace recomendable explorar y desarrollar también los niveles superiores. Parece formar hacia la parte alta un lazo cimoide que en las labores subterráneas aún no ha sido reconocido. En la figura 2.2 se muestra la sección de la veta Wellington.

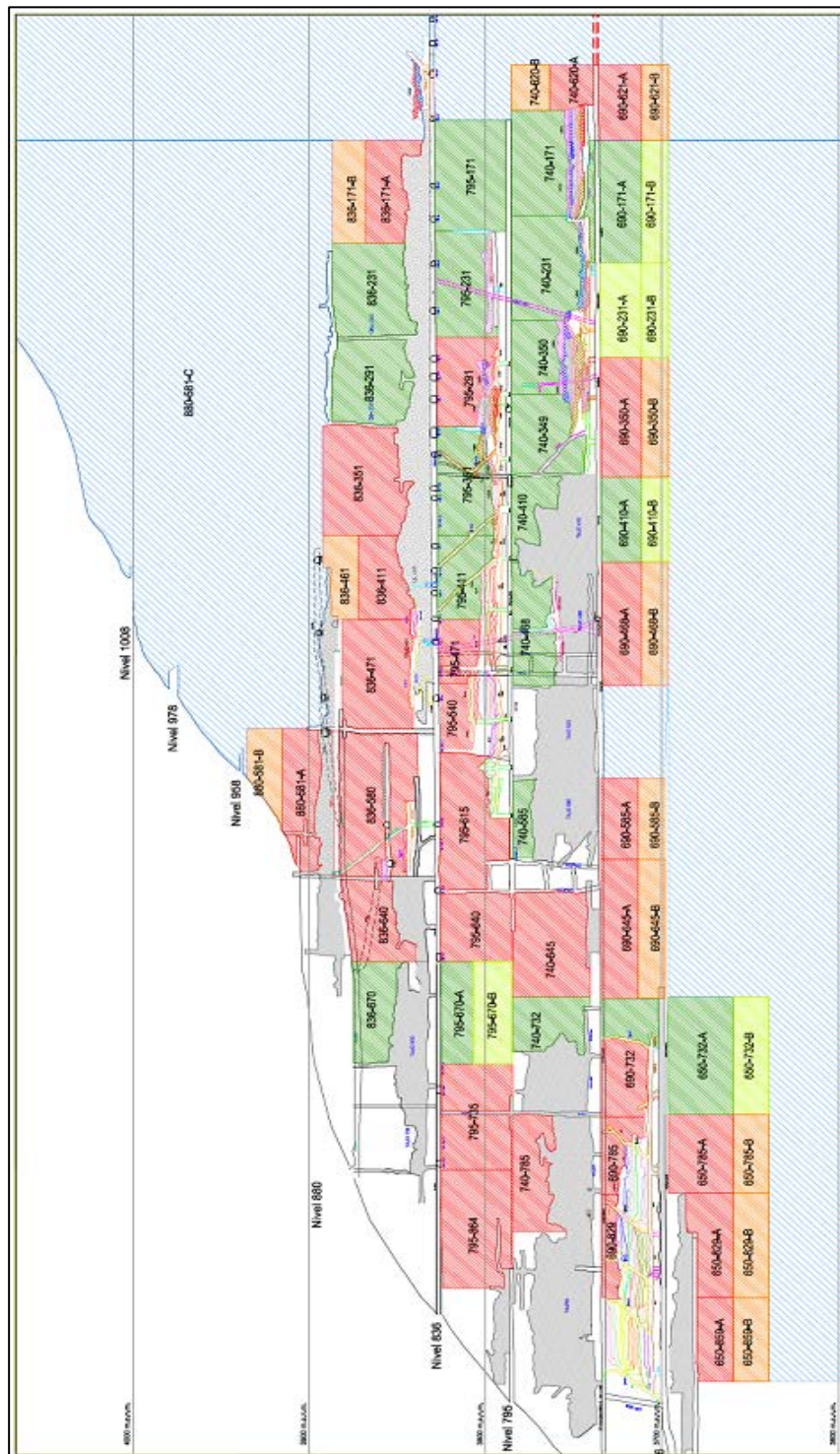


Figura 2.2 Sección longitudinal de la veta Wellington

## **2.4 RECURSOS Y RESERVAS**

Se tiene un total de 18,197 muestras de la Veta Constancia, Wellington, Escondida, San José y Colquipallana. Las muestras se tomaron a intervalos de 2m en los niveles y subniveles accesibles e información de bloques inaccesibles.

### **2.4.1 Clasificación de recursos**

En la definición de una clasificación de recursos se utilizaron los siguientes factores:

Recursos Medidos, son bloques que tienen desarrollo (silling) en al menos un lado del bloque.

Recursos Indicados, son bloques que no contienen ningún desarrollo y son más de 15 m de distancia de cualquier desarrollo pero no más de 25 m de cualquier desarrollo.

Recursos Inferidos, son bloques que no contienen ningún desarrollo y son más de 25 m de desarrollo.

Reservas minerales, sólo pueden estimarse sobre la base de una evaluación económica que se utiliza en un estudio preliminar de viabilidad de un proyecto mineral u operación.

## **2.4.2 Criterios para la estimación de recursos y reservas minerales**

Las Reservas Minerales son parte de los Recursos Minerales que luego de ser evaluados a través de los factores de minado, dan como resultado un estimado de tonelaje y ley que pueden ser la base de programas y proyectos de viabilidad económica (luego de tomar en cuenta los factores de procesamiento, metalúrgicos, económicos, de mercadeo, legales, ambientales, sociales y gubernamentales). Incluyen material de dilución, por lo que se debe tener mucha precaución y no deben agregarse al total de Recursos.

“Los Recursos Minerales Medidos e Indicados incluyen los Recursos Minerales modificados para producir las Reservas Minerales”.

“Las Reservas Minerales incorporan material (dilución) que no es parte del Recurso Mineral original. Es esencial que se tome en cuenta esta diferencia fundamental entre Recursos Minerales y Reservas Minerales y se tenga precaución si se trata de sacar conclusiones de una comparación entre ambos”.

Las reservas Probadas y Probables entre Accesibles e Inaccesibles con que cuenta la zona Constancia son 428,255 TM con una ley de 4.50 gr/ton Au; 4.80 oz/ton Ag; 0.28% Cu; 2.02% Pb y 2.74% Zn, en la figura 2.1 se muestra las reservas totales al 30 de setiembre del 2012, los recursos entre Constancia y Wellington tiene un potencial de 3'832,769 TM, en la tabla 2.2, se muestra los recursos totales al 30 de setiembre del 2012, en la tabla 2.3 se muestra la suma de las reservas y recursos al 30 de setiembre del 2012, en la tabla 2.4, se muestra los precios de los metales con los que se realizaron los cálculos.



Para efectos de la implementación del método de minado masivo sublevel stoping, se ha procedido a ubicar las reservas en el nivel 140 (profundización), zonificando la mina donde la mineralización es económica y las condiciones geomecánicas son favorables para la aplicación del método de minado masivo SLS, teniendo un total de reservas aplicables al método de 32,382 TM. En la tabla 2.5 se muestra las reservas aplicables al método SLS.

Tabla 2.1 Reservas al 30 de Setiembre del 2012

| CUADRO DE RESERVAS SETIEMBRE 2012 |          |               |                |             |             |             |             |             |             |             |            |
|-----------------------------------|----------|---------------|----------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|------------|
| Veta                              | Certeza  | Accesibilidad | TMS            | A.veta      | A.diluido   | gr/t Au     | oz/t Ag     | %Cu         | %Pb         | %Zn         | US\$/t     |
| CONSTANCIA                        | Probado  | Accesible     | 78,369         | 0.62        | 1.11        | 3.74        | 5.04        | 0.25        | 1.23        | 2.09        | 266        |
| CONSTANCIA ESTE                   | Probado  | Accesible     | 8,788          | 0.52        | 1.08        | 3.52        | 3.05        | 0.06        | 1.47        | 1.73        | 220        |
| WELLINGTON                        | Probado  | Accesible     | 30,384         | 0.73        | 1.08        | 4.78        | 5.64        | 0.36        | 1.50        | 3.26        | 331        |
| <b>TOTAL PROBADO ACCESIBLE</b>    |          |               | <b>117,541</b> | <b>0.64</b> | <b>1.10</b> | <b>3.99</b> | <b>5.05</b> | <b>0.26</b> | <b>1.31</b> | <b>2.37</b> | <b>279</b> |
| Veta                              | Certeza  | Accesibilidad | TMS            | A.veta      | A.diluido   | gr/t Au     | oz/t Ag     | %Cu         | %Pb         | %Zn         | US\$/t     |
| CONSTANCIA                        | Probable | Accesible     | 39,739         | 0.56        | 1.08        | 4.95        | 6.77        | 0.23        | 1.40        | 2.22        | 344        |
| WELLINGTON                        | Probable | Accesible     | 4,548          | 0.58        | 1.08        | 4.96        | 5.93        | 0.42        | 1.61        | 4.97        | 363        |
| CONSTANCIA ESTE                   | Probable | Accesible     | 5,867          | 0.46        | 1.08        | 2.98        | 3.69        | 0.06        | 1.68        | 2.77        | 226        |
| SAN JOSE                          | Probable | Accesible     | 636            | 0.62        | 1.08        | 2.83        | 3.67        | 0.09        | 2.71        | 1.79        | 223        |
| <b>TOTAL PROBABLE ACCESIBLE</b>   |          |               | <b>50,789</b>  | <b>0.55</b> | <b>1.08</b> | <b>4.70</b> | <b>6.30</b> | <b>0.23</b> | <b>1.47</b> | <b>2.52</b> | <b>331</b> |
| <b>TOTAL RESERVAS ACCESIBLE</b>   |          |               | <b>168,331</b> | <b>0.61</b> | <b>1.09</b> | <b>4.20</b> | <b>5.43</b> | <b>0.25</b> | <b>1.36</b> | <b>2.41</b> | <b>295</b> |
| Veta                              | Certeza  | Accesibilidad | TMS            | A.veta      | A.diluido   | gr/t Au     | oz/t Ag     | %Cu         | %Pb         | %Zn         | US\$/t     |
| CONSTANCIA                        | Probado  | Inaccesible   | 219,586        | 0.72        | 1.11        | 4.51        | 4.37        | 0.26        | 2.44        | 2.75        | 304        |
| WELLINGTON                        | Probado  | Inaccesible   | 124,943        | 0.88        | 1.27        | 4.36        | 4.36        | 0.36        | 1.38        | 2.09        | 279        |
| <b>TOTAL PROBADO INACCESIBLE</b>  |          |               | <b>344,529</b> | <b>0.78</b> | <b>1.17</b> | <b>4.46</b> | <b>4.36</b> | <b>0.30</b> | <b>2.05</b> | <b>2.51</b> | <b>295</b> |
| Veta                              | Certeza  | Accesibilidad | TMS            | A.veta      | A.diluido   | gr/t Au     | oz/t Ag     | %Cu         | %Pb         | %Zn         | US\$/t     |
| CONSTANCIA                        | Probable | Inaccesible   | 90,560         | 0.80        | 1.17        | 4.94        | 4.79        | 0.35        | 1.99        | 3.50        | 331        |
| WELLINGTON                        | Probable | Inaccesible   | 35,447         | 0.81        | 1.25        | 4.16        | 5.11        | 0.54        | 1.18        | 2.34        | 287        |
| CONSTANCIA ESTE                   | Probable | Inaccesible   | 1,280          | 0.73        | 1.08        | 5.23        | 2.68        | 0.06        | 1.65        | 1.12        | 271        |
| <b>TOTAL PROBADO INACCESIBLE</b>  |          |               | <b>127,287</b> | <b>0.80</b> | <b>1.19</b> | <b>4.73</b> | <b>4.86</b> | <b>0.40</b> | <b>1.76</b> | <b>3.15</b> | <b>318</b> |
| <b>TOTAL RESERVAS INACCESIBLE</b> |          |               | <b>471,816</b> | <b>0.78</b> | <b>1.17</b> | <b>4.53</b> | <b>4.50</b> | <b>0.33</b> | <b>1.97</b> | <b>2.68</b> | <b>301</b> |
| <b>TOTAL RESERVAS</b>             |          |               | <b>640,146</b> | <b>0.74</b> | <b>1.15</b> | <b>4.44</b> | <b>4.74</b> | <b>0.31</b> | <b>1.81</b> | <b>2.61</b> | <b>300</b> |

Fuente: Mina Coricancha

Tabla 2.2 Tipos de Recursos al 30 de setiembre del 2012

| CUADRO DE RECURSOS SETIEMBRE 2012 |          |               |                  |             |             |             |             |             |             |             |            |
|-----------------------------------|----------|---------------|------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|------------|
| Veta                              | Certeza  | Accesibilidad | TMS              | A.veta      | A.diluido   | gr/t Au     | oz/t Ag     | %Cu         | %Pb         | %Zn         | US\$/t     |
| CONSTANCIA                        | Medido   | Accesible     | 148,375          | 0.46        | 0.90        | 1.77        | 1.94        | 0.12        | 0.55        | 1.02        | 118        |
| WELLINGTON                        | Medido   | Accesible     | 34,683           | 0.52        | 0.90        | 2.50        | 2.40        | 0.23        | 0.81        | 2.19        | 169        |
| CONSTANCIA ESTE                   | Medido   | Accesible     | 68,126           | 0.45        | 0.90        | 1.40        | 0.88        | 0.03        | 0.35        | 0.45        | 76         |
| COLQUIPALLANA                     | Medido   | Accesible     | 7,051            | 0.24        | 0.90        | 0.87        | 1.78        | 0.05        | 0.80        | 1.33        | 88         |
| ESCONDIDA                         | Medido   | Accesible     | 4,584            | 0.71        | 0.90        | 1.66        | 3.31        | 0.81        | 0.15        | 0.91        | 138        |
| SAN JOSE                          | Medido   | Accesible     | 1,900            | 0.39        | 0.90        | 2.46        | 3.18        | 0.13        | 1.94        | 1.38        | 187        |
| <b>TOTAL MEDIDO ACCESIBLE</b>     |          |               | <b>264,719</b>   | <b>0.46</b> | <b>0.90</b> | <b>1.75</b> | <b>1.76</b> | <b>0.12</b> | <b>0.54</b> | <b>1.03</b> | <b>114</b> |
| Veta                              | Certeza  | Accesibilidad | TMS              | A.veta      | A.diluido   | gr/t Au     | oz/t Ag     | %Cu         | %Pb         | %Zn         | US\$/t     |
| CONSTANCIA                        | Indicado | Accesible     | 30,460           | 0.48        | 0.90        | 1.25        | 1.01        | 0.08        | 0.30        | 0.82        | 77         |
| CONSTANCIA ESTE                   | Indicado | Accesible     | 4,958            | 0.43        | 0.90        | 2.47        | 1.81        | 0.03        | 0.87        | 0.92        | 143        |
| ESCONDIDA                         | Indicado | Accesible     | 4,584            | 0.71        | 0.90        | 1.66        | 3.31        | 0.81        | 0.15        | 0.91        | 138        |
| <b>TOTAL INDICADO ACCESIBLE</b>   |          |               | <b>40,002</b>    | <b>0.50</b> | <b>0.90</b> | <b>1.45</b> | <b>1.37</b> | <b>0.16</b> | <b>0.36</b> | <b>0.84</b> | <b>92</b>  |
| Veta                              | Certeza  | Accesibilidad | TMS              | A.veta      | A.diluido   | gr/t Au     | oz/t Ag     | %Cu         | %Pb         | %Zn         | US\$/t     |
| 0.00                              | Inferido | Accesible     |                  |             |             |             |             |             |             |             |            |
| <b>TOTAL INFERIDO ACCESIBLE</b>   |          |               |                  | <b>0.00</b> | <b>0.00</b> | <b>0.00</b> | <b>0.00</b> | <b>0.00</b> | <b>0.00</b> | <b>0.00</b> | <b>0</b>   |
| <b>TOTAL RECURSOS ACCESIBLE</b>   |          |               | <b>304,721</b>   | <b>0.47</b> | <b>0.90</b> | <b>1.71</b> | <b>1.71</b> | <b>0.13</b> | <b>0.52</b> | <b>1.01</b> | <b>111</b> |
| Veta                              | Certeza  | Accesibilidad | TMS              | A.veta      | A.diluido   | gr/t Au     | oz/t Ag     | %Cu         | %Pb         | %Zn         | US\$/t     |
| CONSTANCIA                        | Medido   | Inaccesible   | 126,755          | 0.50        | 0.90        | 2.32        | 1.78        | 0.13        | 0.97        | 1.06        | 141        |
| WELLINGTON                        | Medido   | Inaccesible   | 42,240           | 0.54        | 0.91        | 2.64        | 2.44        | 0.36        | 0.92        | 2.09        | 176        |
| ESCONDIDA                         | Medido   | Inaccesible   | 4,584            | 0.71        | 0.90        | 1.66        | 3.31        | 0.81        | 0.15        | 0.91        | 138        |
| SAN JOSE                          | Medido   | Inaccesible   | 2,075            | 0.45        | 0.90        | 2.41        | 2.62        | 0.11        | 1.70        | 1.19        | 170        |
| <b>TOTAL MEDIDO INACCESIBLE</b>   |          |               | <b>175,654</b>   | <b>0.52</b> | <b>0.90</b> | <b>2.38</b> | <b>1.99</b> | <b>0.20</b> | <b>0.95</b> | <b>1.31</b> | <b>150</b> |
| Veta                              | Certeza  | Accesibilidad | TMS              | A.veta      | A.diluido   | gr/t Au     | oz/t Ag     | %Cu         | %Pb         | %Zn         | US\$/t     |
| CONSTANCIA                        | Indicado | Inaccesible   | 92,190           | 0.49        | 0.90        | 1.65        | 1.98        | 0.16        | 0.71        | 1.18        | 118        |
| WELLINGTON                        | Indicado | Inaccesible   | 16,050           | 0.58        | 0.93        | 2.26        | 1.70        | 0.34        | 0.75        | 2.20        | 148        |
| CONSTANCIA ESTE                   | Indicado | Inaccesible   | 14,516           | 0.37        | 0.90        | 0.66        | 0.42        | 0.03        | 0.27        | 0.32        | 39         |
| SAN JOSE                          | Indicado | Inaccesible   | 1,516            | 0.45        | 0.90        | 2.41        | 2.61        | 0.11        | 1.69        | 1.17        | 169        |
| ESCONDIDA                         | Indicado | Inaccesible   | 4,584            | 0.71        | 0.90        | 1.66        | 3.31        | 0.81        | 0.15        | 0.91        | 138        |
| <b>TOTAL INDICADO INACCESIBLE</b> |          |               | <b>128,857</b>   | <b>0.50</b> | <b>0.90</b> | <b>1.62</b> | <b>1.82</b> | <b>0.19</b> | <b>0.66</b> | <b>1.20</b> | <b>114</b> |
| Veta                              | Certeza  | Accesibilidad | TMS              | A.veta      | A.diluido   | gr/t Au     | oz/t Ag     | %Cu         | %Pb         | %Zn         | US\$/t     |
| CONSTANCIA                        | Inferido | Inaccesible   | 2,339,934        | 0.64        | 0.90        | 5.81        | 5.96        | 0.41        | 2.12        | 3.71        | 388        |
| WELLINGTON                        | Inferido | Inaccesible   | 1,002,081        | 0.63        | 0.90        | 6.32        | 7.41        | 0.68        | 1.75        | 3.55        | 428        |
| CONSTANCIA ESTE                   | Inferido | Inaccesible   | 73,561           | 0.43        | 0.90        | 2.34        | 2.42        | 0.08        | 1.24        | 1.52        | 161        |
| COLQUIPALLANA                     | Inferido | Inaccesible   | 60,963           | 0.48        | 0.90        | 9.49        | 7.05        | 0.00        | 3.59        | 4.10        | 560        |
| ESCONDIDA                         | Inferido | Inaccesible   | 389,732          | 0.71        | 0.90        | 2.15        | 4.14        | 1.03        | 0.20        | 1.19        | 176        |
| SAN JOSE                          | Inferido | Inaccesible   | 18,611           | 0.46        | 0.90        | 4.46        | 4.94        | 0.21        | 3.17        | 2.31        | 317        |
| ANIMAS                            | Inferido | Inaccesible   | 601,146          | 0.65        | 0.90        | 2.36        | 14.74       | 0.11        | 0.30        | 0.48        | 359        |
| ROCIO                             | Inferido | Inaccesible   | 199,474          | 0.74        | 0.90        | 3.67        | 5.60        | 0.60        | 2.19        | 4.94        | 318        |
| <b>TOTAL INFERIDO INACCESIBLE</b> |          |               | <b>4,685,502</b> | <b>0.64</b> | <b>0.90</b> | <b>5.07</b> | <b>7.19</b> | <b>0.48</b> | <b>1.66</b> | <b>3.07</b> | <b>370</b> |
| <b>TOTAL RECURSOS INACCESIBLE</b> |          |               | <b>4,990,012</b> | <b>0.63</b> | <b>0.90</b> | <b>4.89</b> | <b>6.87</b> | <b>0.46</b> | <b>1.61</b> | <b>2.96</b> | <b>356</b> |
| <b>TOTAL RECURSOS</b>             |          |               | <b>5,294,733</b> | <b>0.62</b> | <b>0.90</b> | <b>4.70</b> | <b>6.57</b> | <b>0.44</b> | <b>1.55</b> | <b>2.85</b> | <b>342</b> |
| <b>TOTAL RESERVAS Y RECURSOS</b>  |          |               | <b>5,934,879</b> | <b>0.64</b> | <b>0.93</b> | <b>4.68</b> | <b>6.37</b> | <b>0.43</b> | <b>1.58</b> | <b>2.82</b> | <b>337</b> |

Fuente: Mina Coricancha

Tabla 2.3 Reservas y Recursos al 30 de setiembre del 2012.

| RESERVAS AL 30 DE SETIEMBRE DEL 2012 |                  |              |               |             |             |             |
|--------------------------------------|------------------|--------------|---------------|-------------|-------------|-------------|
|                                      | TM               | Au (g / ton) | Ag (oz / ton) | %Cu         | %Pb         | %Zn         |
| PROBADO                              | 462,070          | 4.34         | 4.54          | 0.29        | 1.87        | 2.47        |
| PROBABLE                             | 178,077          | 4.72         | 5.27          | 0.35        | 1.68        | 2.97        |
|                                      | 640,146          | 4.44         | 4.74          | 0.31        | 1.81        | 2.61        |
| RECURSOS AL 30 DE SETIEMBRE DEL 2012 |                  |              |               |             |             |             |
|                                      | TM               | Au (g / ton) | Ag (oz / ton) | %Cu         | %Pb         | %Zn         |
| MEDIDO                               | 440,373          | 2            | 1.86          | 0.15        | 0.71        | 1.15        |
| INDICADO                             | 168,858          | 1.58         | 1.71          | 0.18        | 0.59        | 1.12        |
| INFERIDO                             | 4,685,502        | 5.07         | 7.19          | 0.48        | 1.66        | 3.07        |
|                                      | 5,294,733        | 4.71         | 6.57          | 0.44        | 1.55        | 2.85        |
| <b>TOTAL</b>                         | <b>5,934,879</b> | <b>4.68</b>  | <b>6.37</b>   | <b>0.43</b> | <b>1.58</b> | <b>2.82</b> |

Fuente: Mina Coricancha

Tabla 2.4 Precio de los metales con los que se realizaron los cálculos.

| Precios Unitarios |           |       |
|-------------------|-----------|-------|
| Oro               | US\$ / gr | 36.36 |
| Plata             | US\$ / oz | 17.88 |
| Zinc              | US\$ / %  | 10.41 |
| Plomo             | US\$ / %  | 12.95 |
| Cobre             | US\$ / %  | 8.54  |

Fuente: Mina Coricancha

Tabla 2.5 Reservas aplicables al método de minado sublevel stoping

| RESERVAS AL 30 DE SETIEMBRE DEL 2012 |           |          |           |      |      |      |
|--------------------------------------|-----------|----------|-----------|------|------|------|
| Block                                | TM        | Au g/ton | Ag Oz/ton | %Cu  | %Pb  | %Zn  |
| 090605A                              | 6,545.00  | 5.27     | 7.36      | 1.17 | 0.98 | 3.18 |
| 090605B                              | 7,373.00  | 5.27     | 7.36      | 1.17 | 0.98 | 3.18 |
| 090596A                              | 3,772.00  | 2.37     | 4.84      | 0.40 | 0.34 | 3.10 |
| 090696B                              | 5,743.00  | 3.39     | 6.37      | 0.36 | 0.32 | 3.05 |
| 090585A                              | 4,520.00  | 3.50     | 4.04      | 0.49 | 0.51 | 3.69 |
| 090585B                              | 4,520.00  | 3.50     | 4.04      | 0.49 | 0.51 | 3.69 |
|                                      | 32,382.00 | 3.93     | 5.96      | 0.75 | 0.66 | 3.29 |

Fuente: Mina Coricancha

### **CAPITULO III**

### **GEOMECAÁNICA**

#### **3.1 EVALUACIÓN GEOMECAÁNICA PARA EL MINADO DE TALADROS**

##### **LARGOS EN VETAS ANGOSTAS.**

La evaluación geomecánica de la Mina Coricancha tiene como objetivo establecer los parámetros geomecánicos para el diseño del nuevo método de explotación. En este contexto se realizaron observaciones “in-situ” sobre las condiciones geomecánicas del minado actual particularmente en el área de los blocks geomecánicos 9368 – 9478 - 9700. Con la finalidad de tener mayores elementos de juicio sobre las condiciones geomecánicas se trabajó con la información de las evaluaciones de campo y los reportes de ensayos de mecánica de rocas en el área de interés, así mismo con la información geológica para fines del estudio.

El estudio geomecánico se ha realizado en dos etapas. En la primera etapa se define el arreglo estructural, la dirección preferencial de minado, las condiciones de esfuerzos “in-situ”, las condiciones de estabilidad

estructuralmente controlada, estabilidad debido a los esfuerzos, los parámetros geomecánicos que definen cada uno de los dominios estructurales; en la segunda etapa se dimensionan los tajeos de explotación para cada uno de los sectores en la mina Coricancha usando la técnica del Método Grafico de Estabilidad desarrollado Potvin – Milne, 1992 y método de elementos finitos (Phases) y método de los diedros conjugados para interpretación de esfuerzos.

### **3.2 ANÁLISIS GEOMECÁNICO DE ESTABILIDAD PARA EL MINADO DE TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS.**

Se realiza el paso a paso del análisis para la interpretación de esfuerzos ( $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$ ,  $\sigma_3$ ) para determinar el comportamiento estructural del macizo rocoso en los diferentes tipos de aberturas subterráneas.

En la tabla 3.1 se muestra la información de campo, en la figura 3.1 se muestra el contorno de la concentración de los polos, en la figura 3.2 se muestra el set de las discontinuidades, en la figura 3.3 se muestra el ploteo del set y su orientación.

En la zona de Coricancha en forma general se tiene claramente definidos 2 sistemas de fallamientos, la Primera con orientación NNE-SSW teniendo como buzamiento y dirección de buzamiento (DIP/DIP DIRECCION) de  $85^\circ/115^\circ$ , la Segunda con orientación NE-SW con DIP/DIP DIRECCION de  $75^\circ/163^\circ$ . En la figura 3.4 se muestra la orientación de los sistemas de fallas del yacimiento, en la figura 3.5 se muestra el diagrama de roseta indicando la orientación de los dos sistemas de fallas.

Tabla 3.1 Información de campo

| ITEM | DIP° | DIP DIRECCTION | ITEM | DIP° | DIP DIRECCTION |
|------|------|----------------|------|------|----------------|
| 1    | 85   | 113            | 20   | 80   | 115            |
| 2    | 86   | 112            | 21   | 85   | 114            |
| 3    | 75   | 117            | 22   | 87   | 114            |
| 4    | 74   | 117            | 23   | 89   | 111            |
| 5    | 84   | 110            | 24   | 85   | 144            |
| 6    | 72   | 120            | 25   | 80   | 141            |
| 7    | 71   | 112            | 26   | 80   | 127            |
| 8    | 88   | 116            | 27   | 74   | 140            |
| 9    | 82   | 121            | 28   | 81   | 141            |
| 10   | 83   | 107            | 29   | 48   | 138            |
| 11   | 84   | 110            | 30   | 38   | 150            |
| 12   | 80   | 107            | 31   | 28   | 145            |
| 13   | 80   | 107            | 32   | 60   | 124            |
| 14   | 85   | 117            | 33   | 65   | 136            |
| 15   | 80   | 115            | 34   | 80   | 120            |
| 16   | 84   | 115            | 35   | 81   | 130            |
| 17   | 81   | 121            | 36   | 85   | 114            |
| 18   | 72   | 118            | 37   | 38   | 150            |
| 19   | 73   | 115            |      |      |                |

Fuente: Mina Coricancha

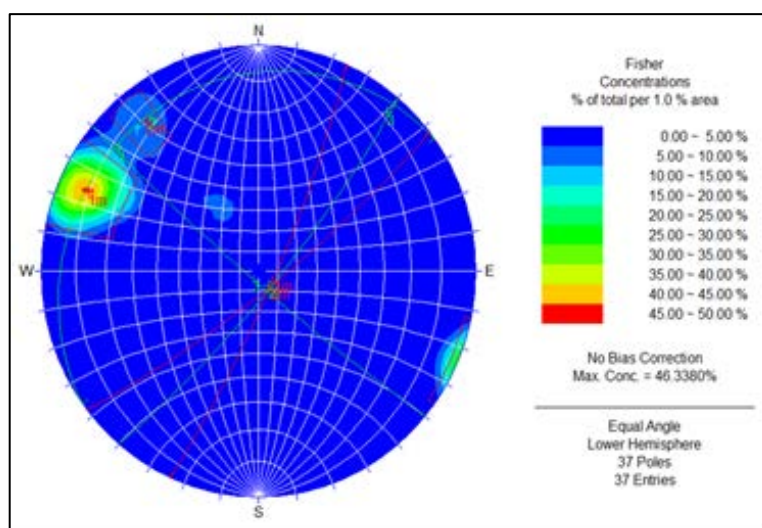


Figura 3.1 Contorno de la concentración de polos

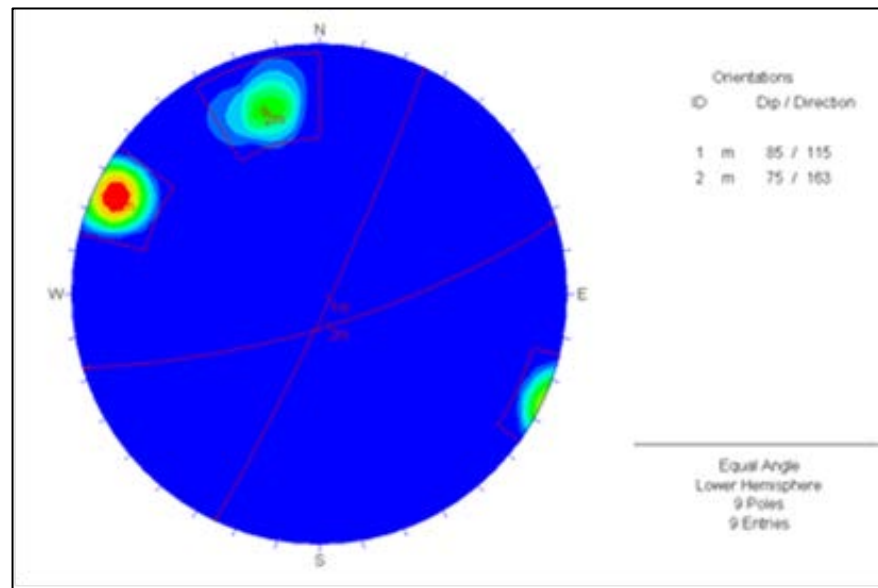


Figura 3.2 Set de discontinuidades.

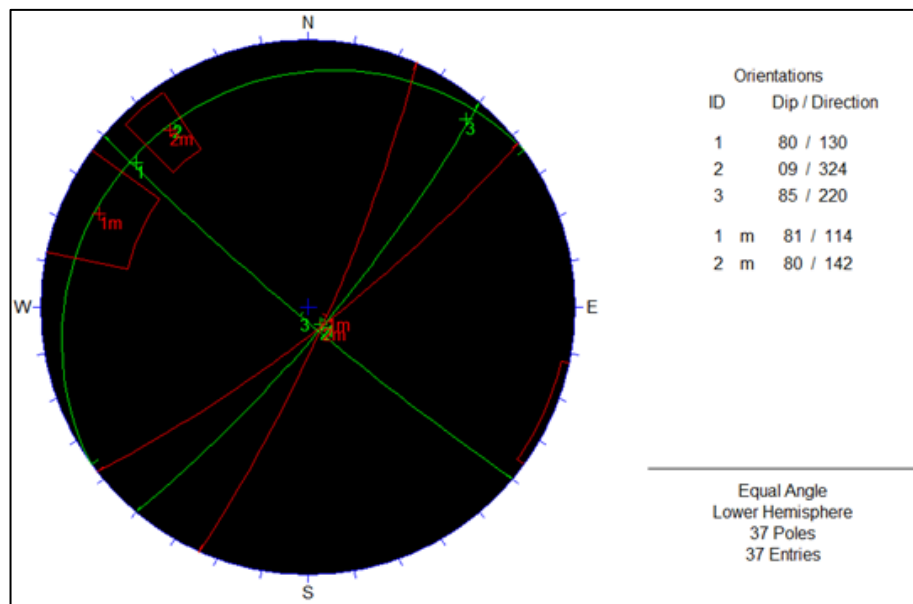


Figura 3.3 Ploteo del set y su orientación.

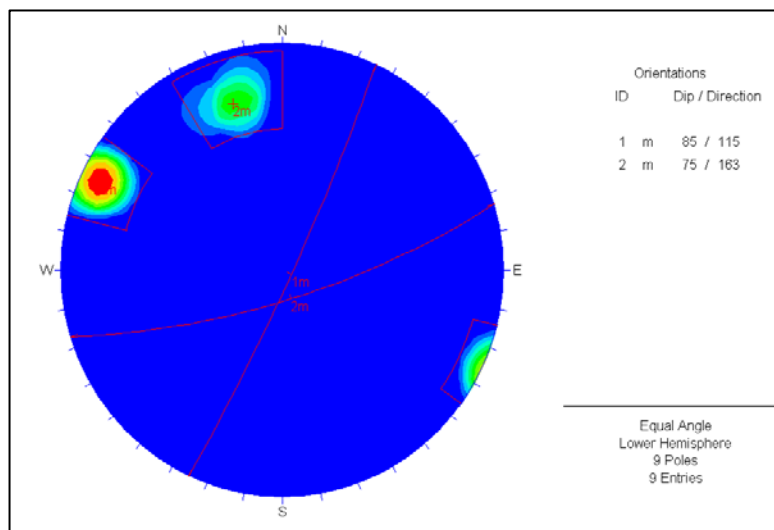


Figura 3.4 Orientación de los sistemas de falla del yacimiento Coricancha.

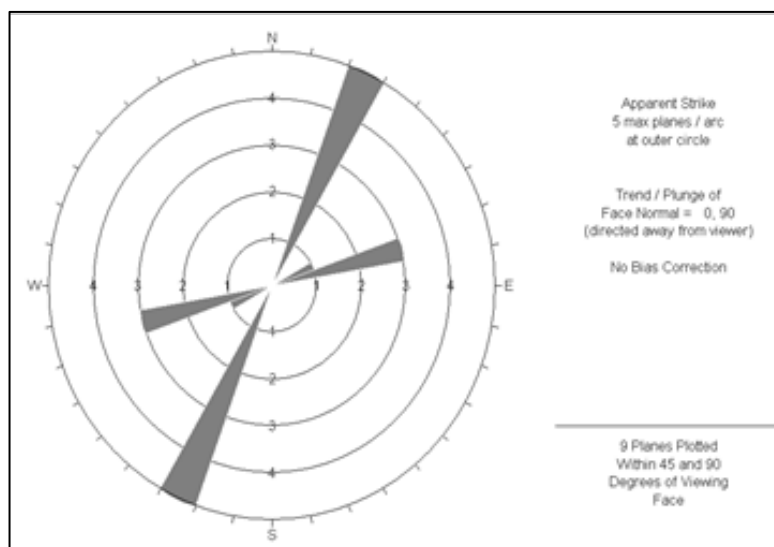


Figura 3.5 Diagrama de roseta indicando la orientación de los dos sistemas de fallas.

### 3.3 CALCULO DE LAS ORIENTACIONES DE ESFUERZOS

Realizando el análisis estructural de la zona se pudo determinar los parámetros de tensores de esfuerzo mediante el método de Diedros Rectos y/o fallas conjugadas, según la teoría de fracturación de Anderson



En la tabla 3.2 se muestra el rumbo y la inclinación de los esfuerzos, en la figura 3.6 se muestra la orientación de los esfuerzos.

Tabla 3.2 Rumbo e inclinación de esfuerzos

| ESFUERZO                      | RUMBO | INCLINACION(°) |
|-------------------------------|-------|----------------|
| $\sigma_1$ Mayor (deformante) | N41°W | 11°            |
| $\sigma_2$ Intermedio         | S8°W  | 74°            |
| $\sigma_3$ Menor (deformado)  | N52°E | 10°            |

Fuente: Geomecanica - Mina Coricancha.

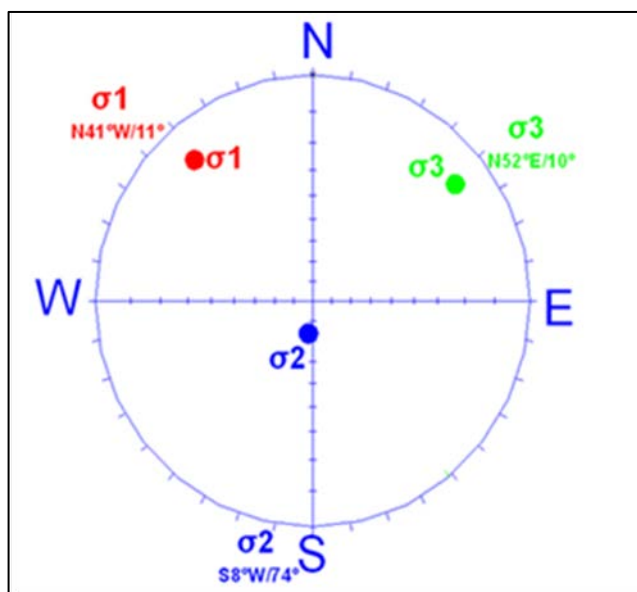


Figura 3.6 Orientación de esfuerzos.

Según estos resultados la zona de Estudio presenta una orientación de esfuerzo mayor ( $\sigma_1$ ) NW-SE, con un ángulo de 11° considerándolo esfuerzo tangencial, la zona de deformación al NE-SW ( $\sigma_3$ ), estos esfuerzos considerados como esfuerzos in situ de origen tectónico.

### 3.4 ANÁLISIS DE LA ORIENTACIÓN DE LAS LABORES CON RESPECTO A LA ORIENTACIÓN DE LOS ESFUERZOS.

Cuando las orientaciones de las labores son perpendiculares al esfuerzo mayor ( $\sigma_1$ ) estas tendrán una alta deformación a lo largo de toda su longitud, si el esfuerzo es horizontal la deformación se presentara en la corona presentándose como relajamientos tipo costra, dicha labor buscara su estabilidad a esa condición, esta condición se muestra en la figura 3.7.

En el caso que el esfuerzo mayor ( $\sigma_1$ ) sea paralelo a la labor esta se disipa en la excavación quedando solo los esfuerzos menores ( $\sigma_2$  y  $\sigma_3$ ) sin generar mucho daño a la labor siendo más estable. La grafica se muestra en la figura 3.8.

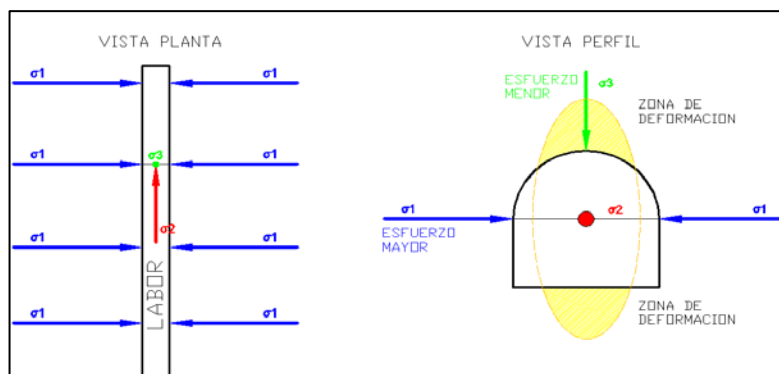


Figura 3.7 Esfuerzo horizontal y perpendicular a la labor.

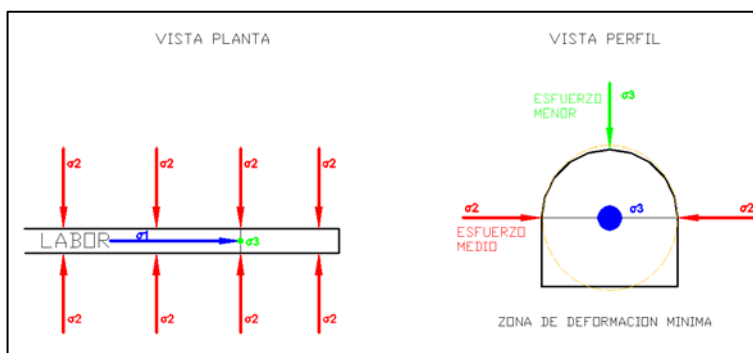


Figura 3.8 Esfuerzo mayor disipado en la labor.

### 3.5 ANÁLISIS DE PRESIONES PARA EL DESARROLLO DE LAS LABORES

La mayoría de las labores se realizan en rumbo de la dirección de las vetas NN E – SS W, en promedio N21E, el esfuerzo mayor ( $\sigma_1$ ) incide a las labores con un ángulo de  $62^\circ$  tangencialmente disminuyéndolo su efecto de deformación. En la figura 3.9 y 3.10 se muestran la orientación de los esfuerzos con respecto al rumbo de las labores.

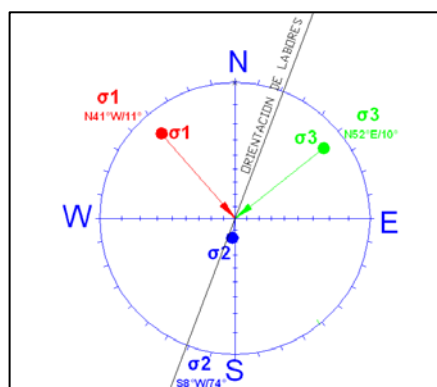


Figura 3.9 Orientación de los esfuerzos con respecto al rumbo de las labores.

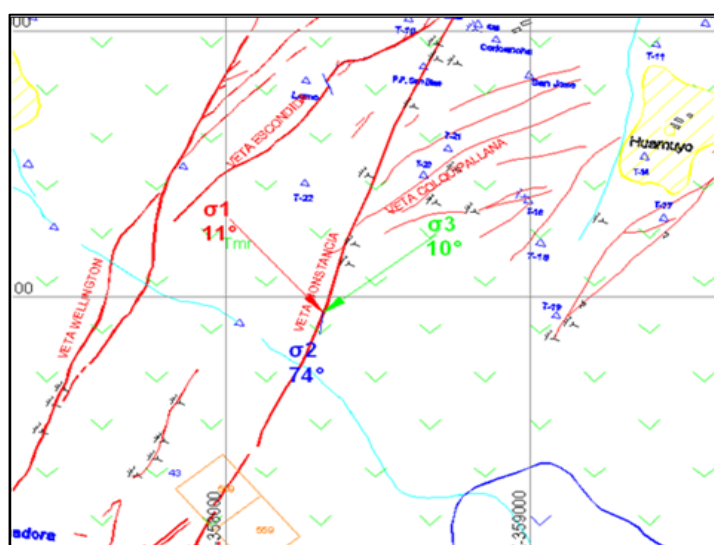


Figura 3.10 Orientación de los esfuerzos con respecto a las labores.

### 3.6 CONDICIONES GEOMECÁNICAS

Los índices geomecánicos en las zona de estudio varían: según la clasificación de Bienawski a un RMR de 55 a 65 que corresponde a un tipo de roca III (Regular), según la clasificación de Barton corresponde a un índice Q de 12 a 40 que corresponde a roca regular y un GSI F/B que corresponde a una roca Moderadamente Fracturada/Buena, cerca de la veta (zona alterada) presenta una roca de tipo IIIB con un RMR de 40 a 50 con un Q de 1 a 5 y un GSI de F/R (moderadamente fracturada regular) y la veta presenta un RMR de 35 a 40 con un Índice Q de 0.4 a 1 y un GSI de MF/P (muy fracturado pobre).

En forma general la resistencia del macizo rocoso corresponde a un R5, presentando como resistencia de macizo rocoso a 24.11 Mpa, comparando con la presión del macizo rocoso a una profundidad de 600m es de 16.20 Mpa según el cálculo de Shorey (1994).

$$k = 0.25 + 7 \times Eh (0.001 + 1/z)$$

k : constante de proporcionalidad de esfuerzo horizontal y vertical

z : profundidad bajo superficie

Eh : Modulo de deformación horizontal promedio de la masa rocosa(Gpa)

$$k = \sigma_h / \sigma_v$$

$\sigma_h$  : esfuerzo horizontal (MPa)

$\sigma_v$  : esfuerzo vertical (MPa)

### 3.7 ANÁLISIS DE ESTABILIDAD.

Para el análisis de estabilidad se realizó la simulación mediante el método de elementos finitos usando el Software Phases. Mostramos el análisis de estabilidad según secuencia de preparación, explotación y relleno detrítico.

Se muestra la secuencia en la figura 3.11, en la figura 3.12 se muestra el tajeo preparado, en la figura 3.13, se muestra el tajeo vacío después de ser explotado con un factor de seguridad de 1.04 en las cajas lo que indica posibles desprendimientos de cuñas tabulares o falsas cajas, el factor de seguridad 1.57 en el puente del nivel superior lo que indica estabilidad después de la explotación del tajeo.

Se muestran el incremento del factor de seguridad al rellenar el tajeo en la figura 3.14.

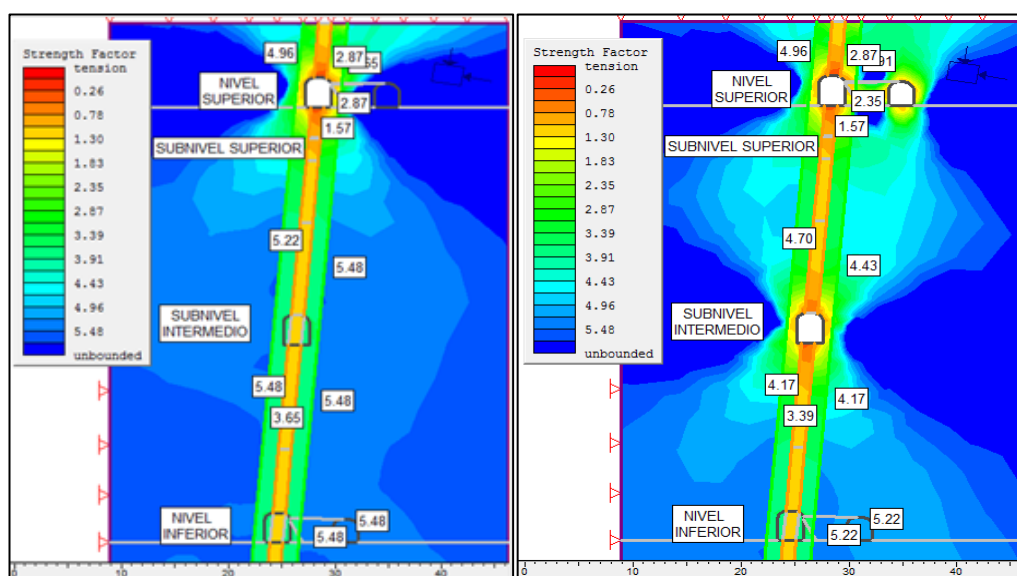


Figura 3.11 Disposición de la veta.

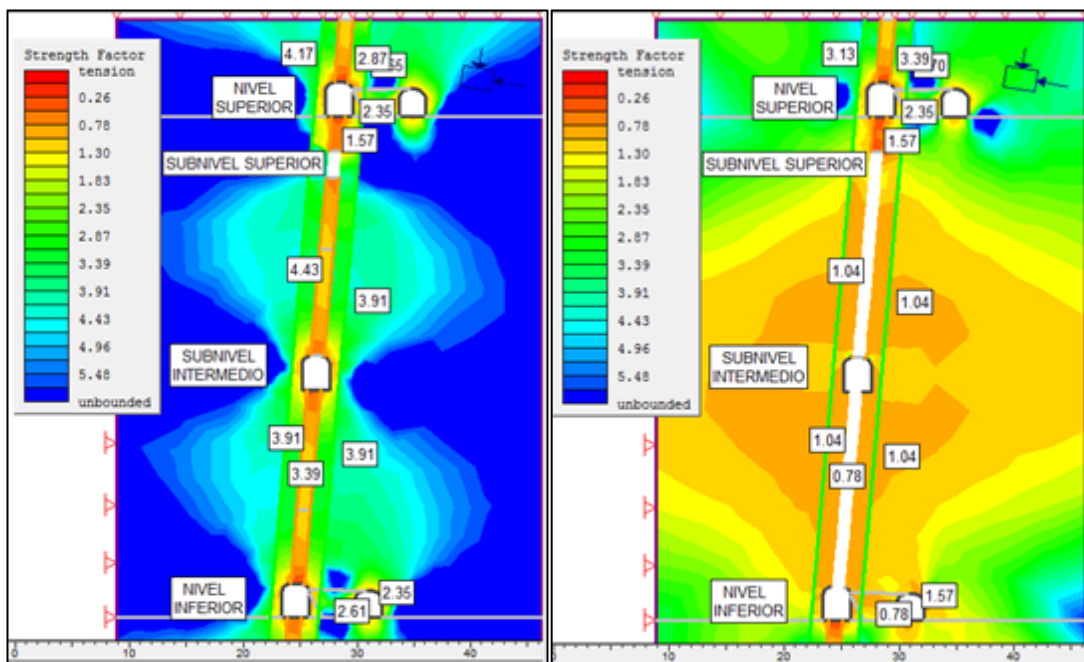


Figura 3.12 Tajeo preparado

Figura 3.13 Tajeo vacío

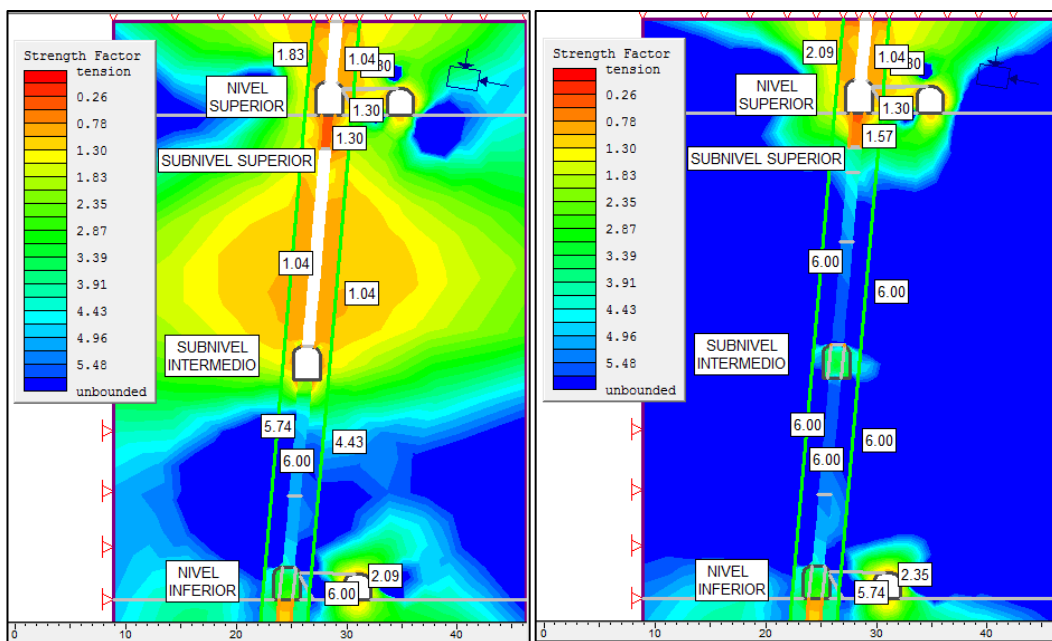


Figura 3.14 Se muestra el incremento de factor de seguridad al rellenar el tajeo con relleno detrítico.

## **CAPITULO IV**

### **SELECCIÓN DEL METODO DE MINADO**

Actualmente en la unidad minera Coricancha se viene usando el método de minado Shrinkage, en la zona baja de la unidad a partir de los niveles 140 las cajas de la veta son competentes, por estas nuevas condiciones geomecánicas se evalúa la implementación del método de minado en taladros largos en vetas angostas (sublevel stoping).

#### **4.1 EVALUACIÓN DEL MÉTODO DE MINADO**

Para la selección de minado usamos el método de Nicholas, que asigna valores a los parámetros como son la forma del yacimiento, potencia, inclinación, distribución de leyes, resistencia de la veta y las cajas, condiciones de las discontinuidades.

En la tabla 4.1 se muestra la valoración de la geometría, distribución de leyes y características geomecánicas, estos valores fueron sacados del manual de evaluación económica de proyectos mineros.

Tabla 4.1 Geometría, distribución de leyes y características geomecánicas.

| Geometria del Yacimiento              |   |       |
|---------------------------------------|---|-------|
| Masivo                                | Todas las dimensiones son similares.          |       |
| Tabular                               | Dos dimensiones son mayores a la tercera.     |       |
| Irregular                             | Las dimensiones varían a distancias pequeñas. |       |
| Potencia (metros)                     | min   | max   |
| Angosto                               | 0   | 10    |
| Intermedio                            | 10  | 30    |
| Ancho                                 | 30  | 100   |
| Muy ancho                             | 100   | 10000 |
| Inclinación (grados)                  | min   | max   |
| Horizontal                            | 0   | 20    |
| Intermedio                            | 20  | 55    |
| Vertical                              | 55  | 90    |
| Distribucion de leyes                 |   |       |
| Uniforme                              |   |       |
| Gradacional                           |   |       |
| Diseminado                            |   |       |
| Resistencia de la matriz rocosa (Mpa) |   |       |
| Baja                                  | 0   | 8     |
| Mediana                               | 8   | 15    |
| Alta                                  | 15  | 10000 |
| Espaciamiento entre fracturas / metro |   |       |
| Muy cercanas                          | 16  | 10000 |
| Poco spac.                            | 10  | 16    |
| Espaciadas                            | 3   | 10    |
| Muy espaciadas                        | 0   | 3     |
| Condicion de discontinuidades         |   |       |
| Baja                                  | sin relleno con superficie suave              |       |
| Mediana                               | sin relleno con superficie rugosa             |       |
| Alta                                  | relleno con material de mayor resistencia     |       |

Fuente: Manual de evaluación económica de proyectos mineros.



Abreviaturas:

MA: macizo, T: tabular, I: irregular, ES: estrecho, IN: intermedio, P: potente, MP: muy potente, H: horizontal, V: vertical, U: uniforme, G: gradacional, ER: errático, B: bajo, M: medio, A: alto, MC: muy cercanas, PE: poco espaciadas, E: espaciadas, ME: muy espaciadas.

Para realizar el cálculo se usara la tabla 4.2 de clasificación en función de la geometría y leyes del yacimiento, también se usara las tablas 4.3, 4.4 y 4.5 de clasificación geomecánica de la zona mineralizada, de la caja techo y de la caja piso.

Tabla 4.2 Clasificación de los métodos de minado en función de la geometría y distribución de leyes del yacimiento.

| Metodo de explotacion | Forma del yacimiento |   |     | Potencia del mineral |    |     |     | Inclinacion |    |     | Distribucion de leyes |   |    |
|-----------------------|----------------------|---|-----|----------------------|----|-----|-----|-------------|----|-----|-----------------------|---|----|
|                       | MA                   | T | I   | ES                   | IN | P   | MP  | H           | IN | V   | U                     | G | ER |
| Block Caving          | 4                    | 2 | 0   | -49                  | 0  | 2   | 4   | 3           | 2  | 4   | 4                     | 2 | 0  |
| Sublevel Stopping     | 2                    | 2 | 1   | 1                    | 2  | 4   | 3   | 2           | 1  | 4   | 3                     | 3 | 1  |
| Sublevel Caving       | 3                    | 4 | 1   | -49                  | 0  | 4   | 3   | 1           | 1  | 4   | 4                     | 2 | 0  |
| Longwall mining       | -49                  | 4 | -49 | 4                    | 0  | -49 | -49 | 4           | 0  | -49 | 4                     | 2 | 0  |
| Room and Pillar       | 0                    | 4 | 2   | 4                    | 2  | -49 | -49 | 4           | 1  | 0   | 3                     | 3 | 3  |
| Shrinkage Stopping    | 2                    | 2 | 1   | 1                    | 1  | 2   | 4   | 2           | 1  | 4   | 3                     | 2 | 1  |
| Cut and Fill Stopping | 0                    | 4 | 2   | 4                    | 4  | 0   | 0   | 0           | 3  | 4   | 3                     | 3 | 3  |
| Top Slicing           | 3                    | 3 | 0   | -49                  | 0  | 3   | 4   | 4           | 1  | 2   | 4                     | 2 | 0  |
| Square Set            | 0                    | 2 | 4   | 4                    | 4  | 4   | 1   | 2           | 3  | 3   | 3                     | 3 | 3  |

Fuente: Manual de evaluación económica de proyectos mineros.

Tabla 4.3 Clasificación de los métodos de minado en función de las características geomecánicas en la zona mineral.

| Metodo de explotacion | Resistencia del mineral |   |   | Espaciamiento de fracturas |    |   |    | Resistencia de estructuras |   |   |
|-----------------------|-------------------------|---|---|----------------------------|----|---|----|----------------------------|---|---|
|                       | B                       | M | A | MC                         | PE | E | ME | B                          | M | A |
| Block Caving          | 4                       | 1 | 1 | 4                          | 4  | 3 | 0  | 4                          | 3 | 0 |
| Sublevel Stopping     | -49                     | 3 | 4 | 0                          | 0  | 1 | 4  | 0                          | 2 | 4 |
| Sublevel Caving       | 0                       | 3 | 3 | 0                          | 2  | 4 | 4  | 0                          | 2 | 2 |
| Longwall mining       | 4                       | 1 | 0 | 4                          | 4  | 0 | 0  | 4                          | 3 | 0 |
| Room and Pillar       | 0                       | 3 | 4 | 0                          | 1  | 2 | 4  | 0                          | 2 | 4 |
| Shrinkage Stopping    | 1                       | 3 | 4 | 0                          | 1  | 3 | 4  | 0                          | 2 | 4 |
| Cut and Fill Stopping | 3                       | 2 | 2 | 3                          | 3  | 2 | 2  | 3                          | 3 | 2 |
| Top Slicing           | 2                       | 3 | 3 | 1                          | 1  | 2 | 4  | 1                          | 2 | 4 |
| Square Set            | 4                       | 1 | 1 | 4                          | 4  | 2 | 1  | 4                          | 3 | 2 |

Fuente: Manual de evaluación económica de proyectos mineros.

Tabla 4.4 Clasificación de los métodos de minado en función de las características geomecánicas en la zona del techo.

| Metodo de explotacion | Resistencia de la caja techo |   |   | Espaciamiento de fracturas |    |   |    | Resistencia de estructuras |   |   |
|-----------------------|------------------------------|---|---|----------------------------|----|---|----|----------------------------|---|---|
|                       | B                            | M | A | MC                         | PE | E | ME | B                          | M | A |
| Block Caving          | 4                            | 2 | 1 | 3                          | 4  | 3 | 0  | 4                          | 2 | 0 |
| Sublevel Stopping     | -49                          | 3 | 4 | -49                        | 0  | 1 | 4  | 0                          | 2 | 4 |
| Sublevel Caving       | 3                            | 2 | 1 | 3                          | 4  | 3 | 1  | 4                          | 2 | 0 |
| Longwall mining       | 4                            | 2 | 0 | 4                          | 4  | 3 | 0  | 4                          | 2 | 0 |
| Room and Pillar       | 0                            | 3 | 4 | 0                          | 1  | 2 | 4  | 0                          | 2 | 4 |
| Shrinkage Stopping    | 4                            | 2 | 1 | 4                          | 4  | 3 | 0  | 4                          | 2 | 0 |
| Cut and Fill Stopping | 3                            | 2 | 2 | 3                          | 3  | 2 | 2  | 4                          | 3 | 2 |
| Top Slicing           | 4                            | 2 | 1 | 3                          | 3  | 3 | 0  | 4                          | 2 | 0 |
| Square Set            | 3                            | 2 | 2 | 3                          | 3  | 2 | 2  | 4                          | 3 | 2 |

Fuente: Manual de evaluación económica de proyectos mineros.

Tabla 4.5 Clasificación de los métodos de minado en función de las características geomecánicas en la zona del piso.

| Metodo de explotacion | Resistencia de la caja piso |   |   | Espaciamiento de fracturas |    |   |    | Resistencia de estructuras |   |   |
|-----------------------|-----------------------------|---|---|----------------------------|----|---|----|----------------------------|---|---|
|                       | B                           | M | A | MC                         | PE | E | ME | B                          | M | A |
| Block Caving          | 2                           | 3 | 3 | 1                          | 3  | 3 | 3  | 1                          | 3 | 3 |
| Sublevel Stopping     | 0                           | 2 | 4 | 0                          | 0  | 2 | 4  | 0                          | 1 | 4 |
| Sublevel Caving       | 0                           | 2 | 4 | 0                          | 1  | 3 | 4  | 0                          | 2 | 4 |
| Longwall mining       | 2                           | 3 | 3 | 1                          | 2  | 4 | 3  | 1                          | 3 | 3 |
| Room and Pillar       | 0                           | 2 | 4 | 0                          | 1  | 3 | 3  | 0                          | 3 | 3 |
| Shrinkage Stopping    | 2                           | 3 | 3 | 2                          | 3  | 3 | 2  | 2                          | 2 | 3 |
| Cut and Fill Stopping | 4                           | 2 | 2 | 4                          | 4  | 2 | 2  | 4                          | 4 | 2 |
| Top Slicing           | 2                           | 3 | 3 | 1                          | 3  | 3 | 3  | 1                          | 2 | 3 |
| Square Set            | 4                           | 2 | 2 | 4                          | 4  | 2 | 2  | 4                          | 4 | 2 |

Fuente: Manual de evaluación económica de proyectos mineros.

Tabla 4.6 Resultado de las valoraciones de los métodos de minado.

| Metodo de explotación | Yacimiento | Mineral | Techo | Piso | Total  |
|-----------------------|------------|---------|-------|------|--------|
| Block Caving          | -41        | 6       | 4.2   | 3.42 | -27.38 |
| Sublevel Stopping     | 10         | 3.75    | 3.6   | 1.9  | 19.25  |
| Sublevel Caving       | -39        | 5.25    | 4.2   | 2.66 | -26.89 |
| Longwall mining       | -39        | 6       | 4.2   | 3.8  | -25    |
| Room and Pillar       | 11         | 4.5     | 4.2   | 3.04 | 22.74  |
| Shrinkage Stopping    | 9          | 4.5     | 4.2   | 3.04 | 20.74  |
| Cut and Fill Stopping | 15         | 6       | 4.2   | 3.04 | 28.24  |
| Top Slicing           | -42        | 4.5     | 4.2   | 3.04 | -30.26 |
| Square Set            | 12         | 6       | 4.2   | 3.04 | 25.24  |

Fuente: Autor

Del resultado de las valoraciones de los métodos de minado de la tabla 4.6 analizaremos económicamente los métodos de minado sublevel stopping y shrinkage.

## 4.2 RECUPERACIÓN DE MINERAL

En la tabla 4.7 se calcula el porcentaje de recuperación y el tonelaje aplicando el método de minado sublevel stoping.

Tabla 4.7 Recuperación de mineral por método de minado sublevel stoping

| Metodo Sublevel stoping | Longitud m | Ancho m        | Altura m | Densidad ton/m3 | Toneladas |
|-------------------------|------------|----------------|----------|-----------------|-----------|
| Block                   | 60         | 1.4            | 40       | 2.8             | 9,408     |
| Pilar de seguridad      | 58.5       | 1.4            | 4        | 2.8             | 917       |
| Toneladas               | 8,491      | % Recuperación |          |                 | 90.3%     |

Fuente: Autor.

El porcentaje de recuperación y el tonelaje aplicando el método de minado shrinkage se muestra en la tabla 4.8.

Tabla 4.8 Recuperación de mineral por el método de minado shrinkage.

| Metodo Shrinkage   | Longitud m | Ancho m           | Altura m | Densidad ton / m3 | Toneladas ton |
|--------------------|------------|-------------------|----------|-------------------|---------------|
| Block              | 60         | 1.4               | 40       | 2.8               | 9408          |
| Pilar de seguridad | 57.6       | 1.4               | 3        | 2.8               | 677.4         |
| Pilares base       | 44         | 1.4               | 3        | 2.8               | 517.4         |
| Toneladas          | 8,213      | % de Recuperacion |          |                   | 87.3%         |

Fuente: Autor.

### 4.3 DILUCIÓN Y VALOR DE MINERAL

La dilución proyectada para el método de minado sublevel stoping es del 25%, para lo cual se realizara actividades como sostener con split set y malla todo el subnivel superior, para reducir los desprendimientos de material estéril.

$$D = d / (d + w)$$

D: dilución

w: potencia de la veta en metros

d: longitud de material estéril en metros

$$w = 1.4 \text{ m}, d = 0.46 \text{ m}, D = 25\%$$

La dilución utilizando el shrinkage es del 20%, datos de campo.

En la tabla se muestra el valor de mineral por los métodos de minado.

Tabla 4.9 Dilución y valor de mineral de los métodos de minado

| Método de Minado | Dilución % | Valor de mineral (US\$/ton) |
|------------------|------------|-----------------------------|
| Sublevel stoping | 25         | 281.43                      |
| Shrinkage        | 20         | 300.19                      |

Fuente: Autor

#### 4.4 PRODUCTIVIDAD

La productividad del método de minado sublevel stoping es mayor a la del shrinkage, se perfora mas metros por mes, mas toneladas rotas por mes, el ratio toneladas por tarea es mayor.

Tabla 4.10 Parámetros de productividad de los métodos de minado.

| Método minado    | Metros / mes | Toneladas / mes | Ton / tarea |
|------------------|--------------|-----------------|-------------|
| Sublevel stoping | 3,600        | 4,678           | 24          |
| Shrinkage        | 576          | 1,016           | 5.2         |

Fuente: Autor

#### 4.5 COSTOS

Se realiza el calculo de costos de los métodos de minado sublevel stoping y shrinkage por tonelada en la tabla 4.11, donde se observa que el costo por sublevel stoping es de 19.59 US\$ / ton y el costo por shrinkage es de 28.75 US\$ / ton, el costo de sostenimiento en el minado por sublevel stoping es cero, el costo de personal es menor aplicando el minado por sublevel stoping al del shrinkage.

El costo de preparación del minado por sublevel stoping es de 9.39 US\$/ton, el costo de preparación del minado por shrinkage es de 5.86 US\$/ton.

Tabla 4.11 Costo por tonelada de los métodos de minado

| <b>Personal</b>  | <b>SLS</b><br>US\$ / ton | <b>SHRINKAGE</b><br>US\$ / ton |
|--|--------------------------|--------------------------------|
| Costo del personal de tajeo                              | 1.55                     | 9.52                           |
| <b>Actividad</b>   |                          |                                |
| <b>Actividad</b>   | <b>SLS</b><br>US\$ / ton | <b>SHRINKAGE</b><br>US\$ / ton |
| <b>Perforación</b><br>Costo de perforación y accesorios  | 5.28                     | 3.21                           |
| <b>Voladura</b><br>Costo de voladura                     | 0.94                     | 3.49                           |
| <b>Sostenimiento</b><br>Costo de sostenimiento del tajeo | 0.00                     | 2.99                           |
| <b>Acarreo</b><br>Costo de equipo                        | 2.44                     | 3.69                           |
| <b>Costo de actividades de Explotación</b>               | 8.66                     | 13.37                          |
| <b>Preparación</b>                                       |                          |                                |
| <b>Preparación</b>                                       | <b>SLS</b><br>US\$ / ton | <b>SHRINKAGE</b><br>US\$ / ton |
| Costo de preparación                                     | 9.39                     | 5.86                           |
| <b>Costo de Explotación + Preparación</b>                | 19.59                    | 28.75                          |

Fuente: Autor

Para encontrar el método de minado más rentable calculamos el valor presente neto de los métodos de minado sublevel stoping y shrinkage en las tablas 4.12 y 4.13. El valor presente neto del minado por sublevel stoping es de 1'027,933 US\$, el valor presente neto del minado por shrinkage es de 724,416 US\$.

Tabla 4.12 Valor presente neto del método de minado sublevel stoping

|   |             |
|---|-------------|
| Recuperación (toneladas)                | 8,491       |
| Dilución                                | 25%         |
| Valor de mineral (US\$ / ton)           | 281.43      |
| Costo de minado (US\$ / ton)            | 19.59       |
| Meses de preparación                    | 3           |
| Meses de minado                         | 2           |
| Gastos administrativos (US\$ / mes)     | 80,374      |
| Tasa anual                              | 12%         |
| Valor presente neto <sup>1</sup> (US\$) | \$1,027,933 |

Fuente: Autor.

Tabla 4.13 Valor presente neto del método de minado shrinkage.

|                                     |         |
|-------------------------------------|---------|
| Recuperación (toneladas)            | 8,213   |
| Dilución                            | 20%     |
| Valor de mineral (US\$ / ton)       | 300.19  |
| Costo de minado (US\$ / ton)        | 28.75   |
| Meses de preparación                | 3       |
| Meses de explotación                | 9       |
| Gastos administrativos (US\$ / mes) | 80,374  |
| Tasa anual                          | 12%     |
| Valor presente neto (US\$)          | 724,416 |

Fuente: Autor.

NOTA:

1. El valor presente neto para el sublevel stoping es calculado con los recursos de la zona alta Nv 3781, debido a la paralización de esta zona.



## **CAPITULO V**

### **METODO DE MINADO SUBLEVEL STOPING**

#### **5.1 CONDICIONES PARA EL MÉTODO DE MINADO TALADROS**

##### **LARGOS EN VETAS ANGOSTAS O SUBLEVEL STOPING**

El método de minado sublevel stoping, es aplicable en yacimientos que tengan formas y dimensiones regulares donde la veta y las cajas deben ser competentes y el buzamiento del yacimiento debe ser muy inclinado idealmente vertical.

Este método consiste en tajar yacimientos verticales a partir de subniveles de explotación mediante disparos efectuados en planos verticales con taladros paralelos.

##### **Ventajas:**

a.- El método de minado presenta bajos costos unitarios.

- b.- Presenta una alta productividad, poca mano de obra.
- c.- Presenta una mayor seguridad durante las preparaciones y la explotación, se minimiza los accidentes por caída de rocas.
- d.- La recuperación es alta (para nuestro caso es del 90%).

**Desventajas:**

- a.- El método de minado requiere mayor preparación
- b.- No es selectivo.
- c.- La voladura secundaria es frecuente.
- d.- El scoop a control remoto es vulnerable a eventos por caída de rocas del tajeo.

## **5.2 DISEÑO DEL MÉTODO DE MINADO TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS O SUBLEVEL STOPING**

El diseño del método de minado sublevel stoping, contempla la construcción de labores mineras como chimeneas de ventilación de 1.5 m x 1.5 m, rampas de acceso de 3 m x 3 m de sección, construcción de los subniveles de ataque de 2.4 m x 3 m que intersectan a la veta mineralizada en forma equidistante y la corta de caja a caja. Dentro de la veta mineralizada en la parte inferior del block se avanza una galería de sección de 2.7 m x 3.0 m de longitud que obedecen al dimensionamiento del tajeo de cada sector.

Una vez terminadas las galerías se construye una chimenea que nos sirve como cara libre para la voladura del tajeo, y a partir de la galería se avanzan by passes paralelos a estas y transversalmente se preparan cámaras (draw point) paralelas entre sí de sección 2.4 m x 2.4 m espaciados a 5 m, a partir de la galería se realizan las operaciones unitarias de perforación ascendente y descendente y la voladura de filas paralelas. A partir del by pass se realizara la limpieza de mineral, carguío y finalmente el transporte de mineral. En la figura 5.1 se muestra una sección del tajeo preparado.



Figura 5.1 Preparación del block

### 5.2.1 Secuencia de Minado

Terminada la preparación del block, se perforara en forma negativa desde el subnivel superior, luego se perforara desde el subnivel intermedio en forma positiva y negativa, para finalizar la perforación se perforara en forma positiva desde la galería inferior. En la figura 5.2, se muestra la preparación del block y en la figura 5.3 se muestra la vista en planta.

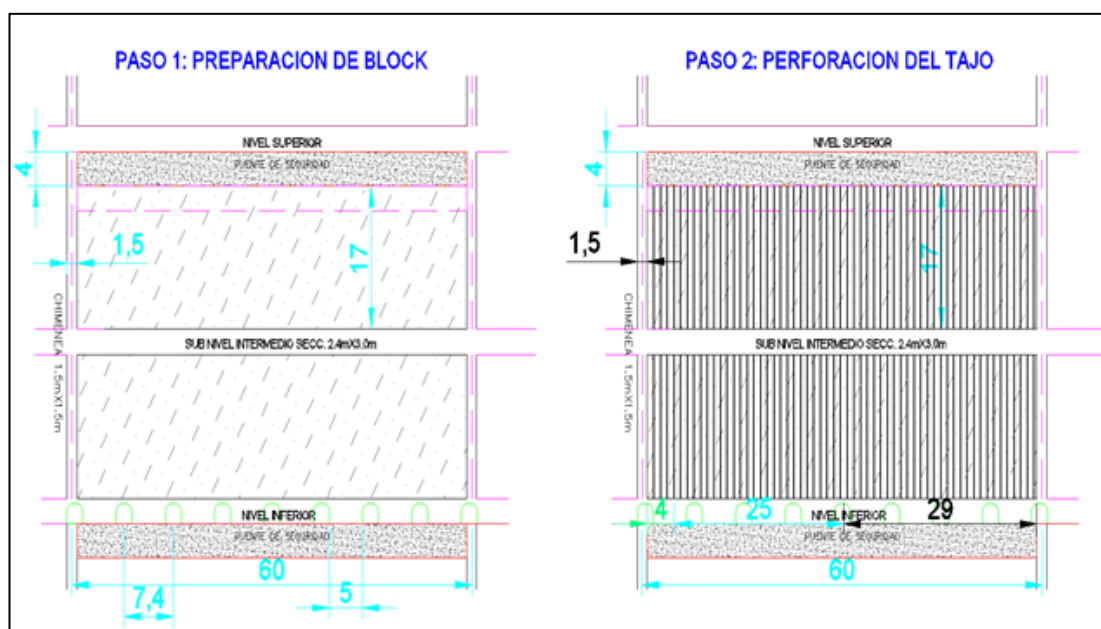


Figura 5.2 Secuencia de la preparación del block

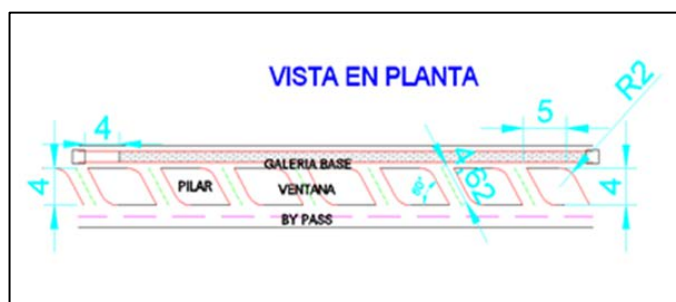


Figura 5.3 Vista en planta de la zona inferior y vista en perfil.

Se dispara el primer tramo de cinco metros, luego se realiza la limpieza con scoop por los draw points, tal como se muestra en la figura 5.4.

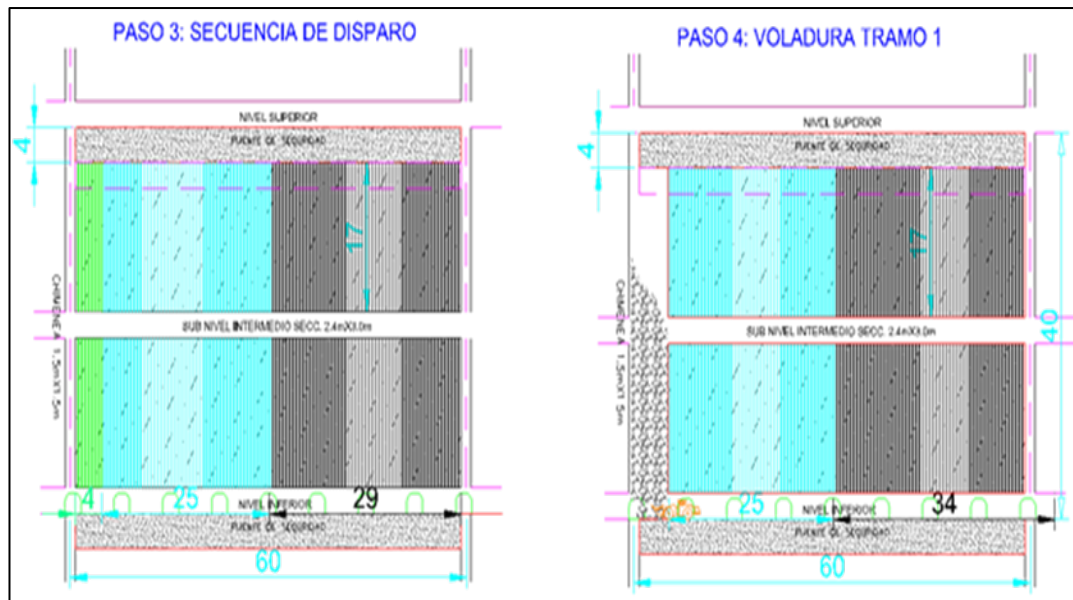


Figura 5.4 Secuencia de voladura del block

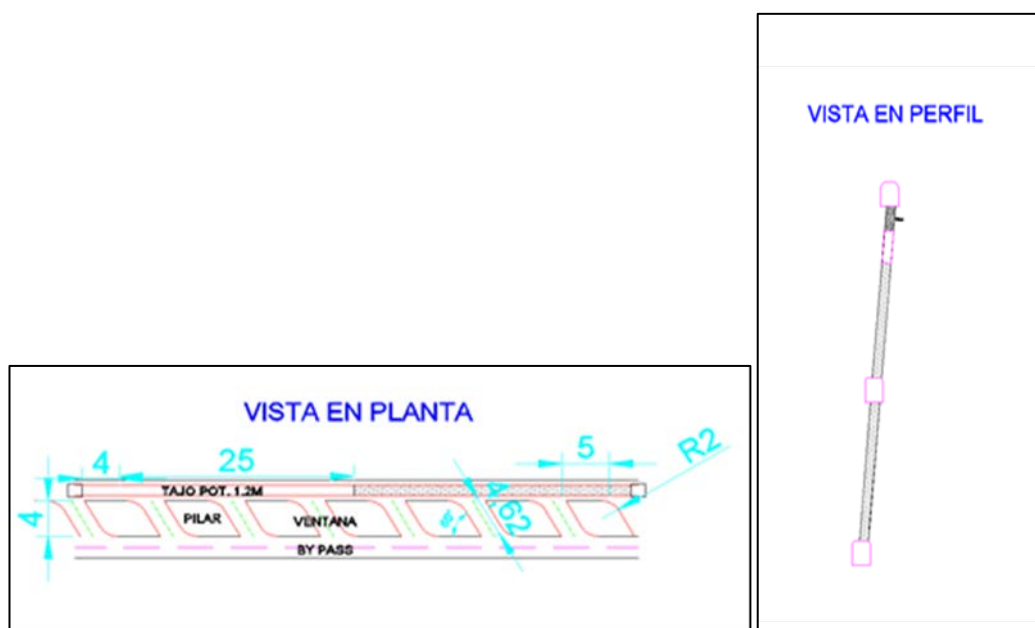


Figura 5.5 Vista en planta de la zona inferior y vista en perfil.

Se dispara un tramo de veinticinco metros, luego se realiza la limpieza con scoop a control remoto por los draw points. Luego se dispara los treinta metros restantes del block. En la figura 5.6 se muestra lo indicado y en la figura 5.7 se muestra la vista en planta y el perfil del block.

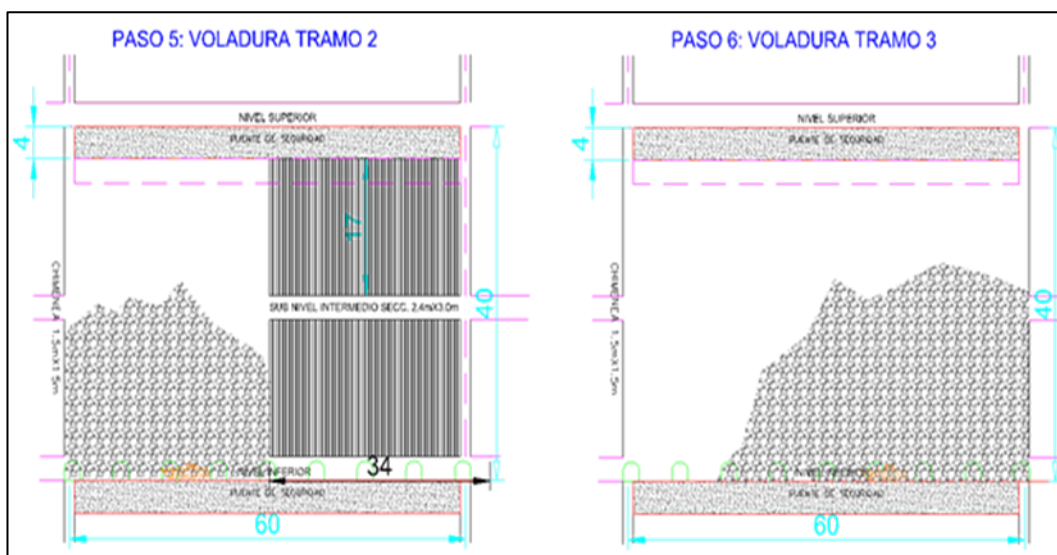


Figura 5.6 Secuencia de voladura y limpieza.

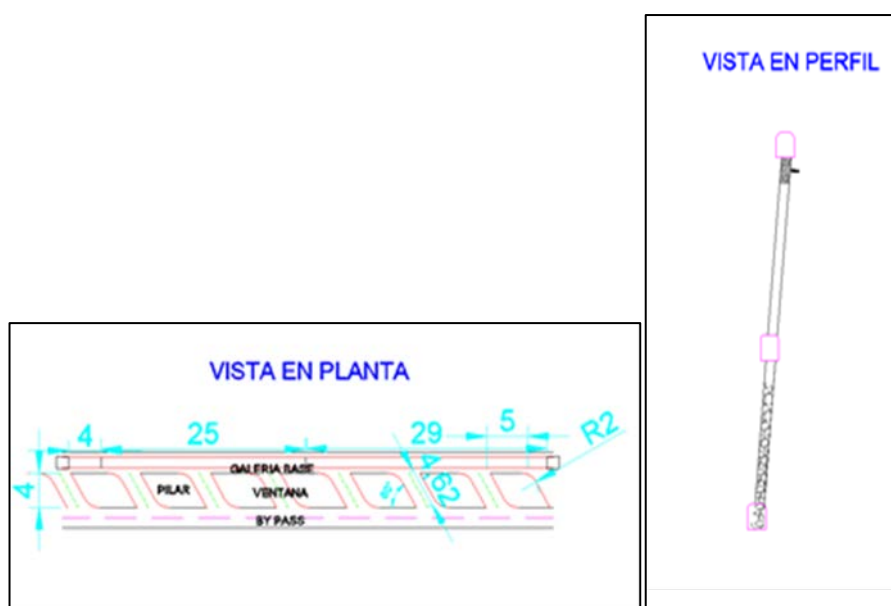


Figura 5.7 Vista en planta de la zona inferior y vista en perfil.

Terminada la voladura del ultimo tramo del block, se continua con la limpieza de mineral con scoop a control remoto por los draw points. En la figura 5.8 se muestra lo indicado y en la figura 5.9 se muestra la vista en perfil de la limpieza.

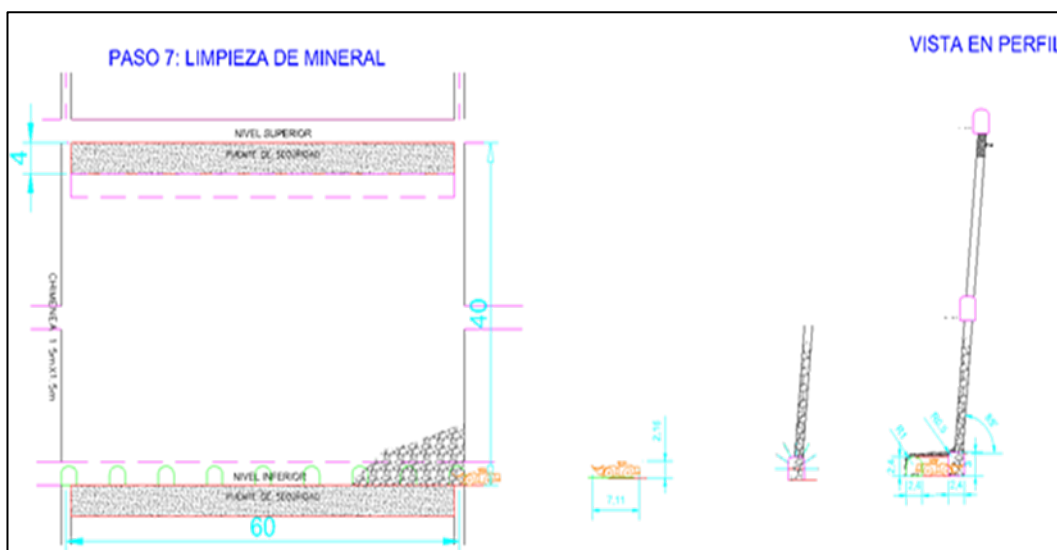


Figura 5.8 Limpieza de mineral.

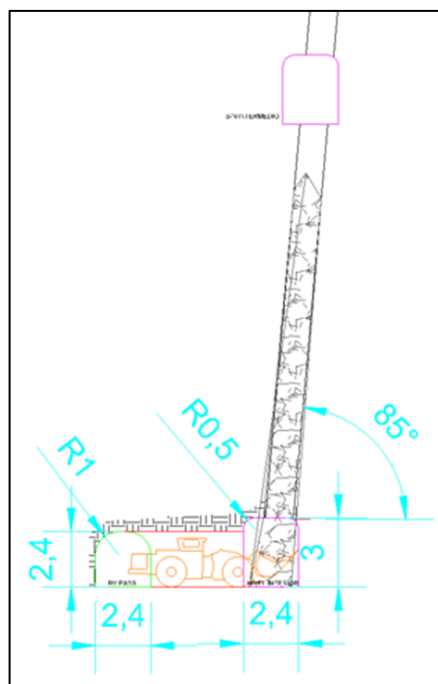


Figura 5.9. Vista en perfil de la limpieza de mineral

### **5.2.2 Descripción del Minado en el Block**

Para este block se ha diseñado un tajeo de 60 m de largo por una altura de 40 m para el minado, dejando un puente de seguridad de 60 m de largo por 4 m de alto, el cual servirá de soporte para la galería superior; también contaremos con subniveles de ataque tanto para la perforación y voladura; después del minado y continuando con la limpieza se tendrá una altura total de excavación de 36m en una longitud máxima de 60m, el cual se rellenará con material detrítico producto de los avances.

Se ha previsto que el tajo piloto se va a realizar en la Galería 598 N por ser la más representativa dentro del block, en este block los taladros largos se aplicaran con perforación en forma ascendente y descendente con este método el minado se hace en retirada y nunca más el personal ingresa a las labores explotadas.

### **5.3 DESARROLLOS Y PREPARACIONES**

Los desarrollos contemplan la construcción de rampas de 3 m x 3 m de sección ubicadas paralelas a cada sector y fuera de la zona mineralizada. A partir de la rampa se desarrollan accesos, se continúa con galerías de 2.7 m x 3.0 m y subniveles de ataque de 2.4 m x 3 m de sección los cuales son desarrollados en la veta mineralizada con una gradiente de +1%; paralelamente a partir de la galería inferior se preparará un by pass de 2.4 m x 2.4 m el cual nos



servirá para ingresar con ventanas de 2.4 m x 2.4 m, el cual ingresará con un ángulo de 60 grados a la veta, las secciones se muestran en las figuras 5.10, 5.11 y 5.12.

A partir del by pass, los draw point nos servirán como puntos de limpieza y extracción del mineral y las chimeneas de 1.5 m x 1.5 m delimitaran el block mineralizado, las mismas que servirán como cara libre del tajeo (slot).

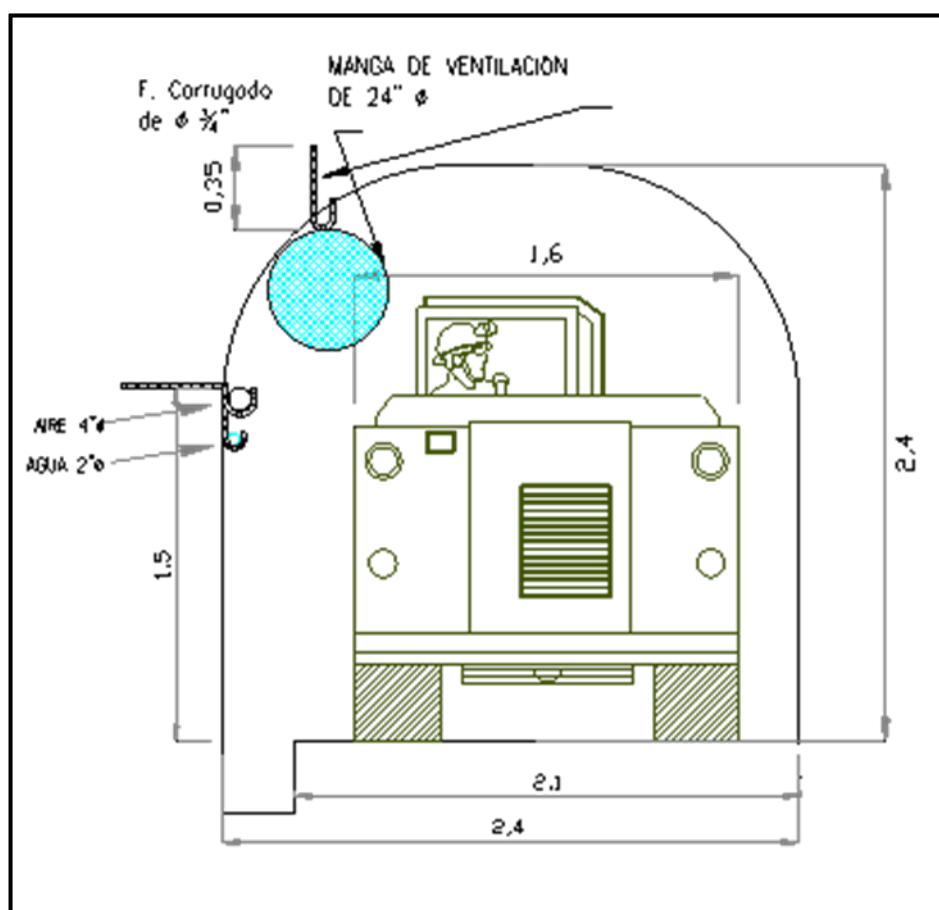


Figura 5.10 Sección 2.4 x 2.4 de by pass y ventanas

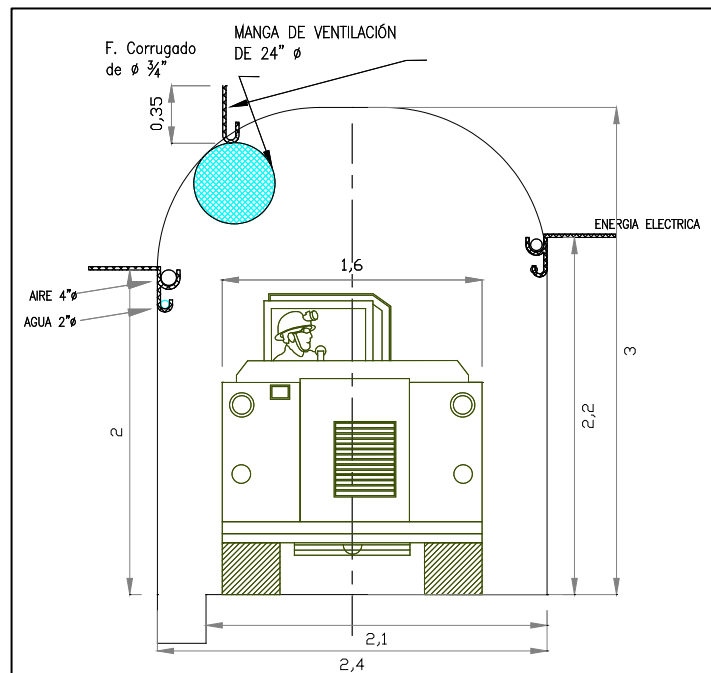


Figura 5.11 Sección 2.4 x 3.0 de sub niveles intermedios

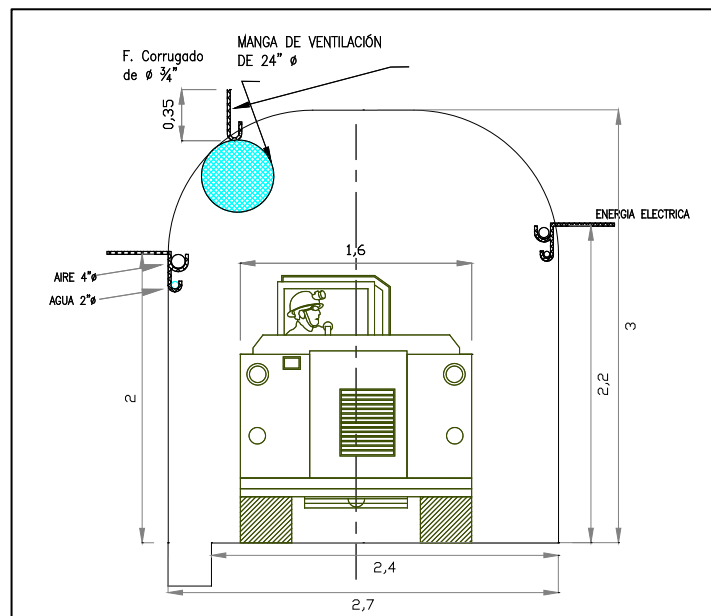


Figura 5.12 Sección 2.7 x 3.0 de galerías

### 5.3.1 Chimenea Slot

Con el objetivo de crear la cara libre para la voladura masiva luego de la preparación de la galería se procede a la construcción de la chimenea que servirá como slot del minado, para ello se presenta el diseño de perforación y voladura.

- Dimensiones de Chimenea: La longitud total de chimenea va desde 13 m a 14 m dependiendo de cada sector con una sección de 1.5 m x 1.5 m. En la figura 5.13 se muestra la malla de perforación de la chimenea slot.

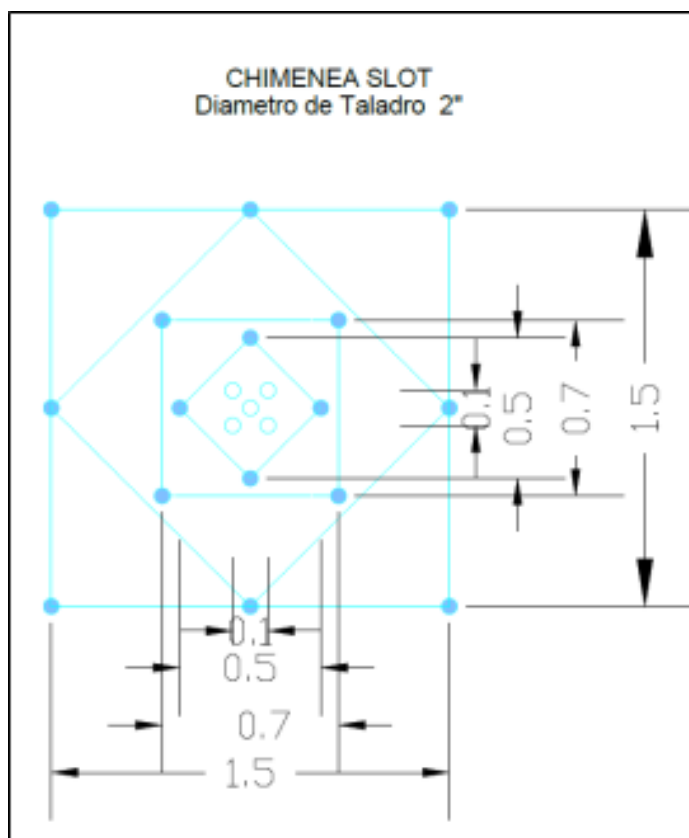


Figura 5.13 Malla de perforación chimenea slot (1.5m x 1.5m)

### 5.3.2 Programa de Preparaciones

En la tabla 5.1 se muestra solo el programa de avance para la preparación del tajeo piloto 598.

Tabla 5.1 Programa de preparación del tajeo piloto 598.

| Preparacion | Nv 090       | Ag 12 | Se 12 | Oc 12 | No 12 |
|-------------|--------------|-------|-------|-------|-------|
| Preparacion | Ch 040       | 0     | 0     | 30    | 0     |
| Preparacion | Ch 100       | 0     | 0     | 0     | 30    |
| Preparacion | Ch 160       | 0     | 0     | 30    | 0     |
| Preparacion | Ch 980       | 0     | 0     | 0     | 30    |
| Preparacion | Ch 920       | 0     | 0     | 0     | 0     |
| Preparacion | Ch 860       | 0     | 0     | 0     | 0     |
| Preparacion | Ve 1-9 N     | 0     | 0     | 0     | 45    |
| Preparacion | Sn sp N      | 60    | 20    | 0     | 0     |
| Preparacion | Sn in N      | 0     | 60    | 20    | 0     |
| Preparacion | Ga 598       | 60    | 20    | 0     | 0     |
| Preparacion | By pass 304N | 0     | 0     | 60    | 0     |

Fuente: Mina Coricancha

### 5.3.3 Descripción de labores de preparación

En la tabla 5.2 se muestra las labores de preparación, sus dimensiones, metraje y una breve descripción de ellas.

Tabla 5.2 Labores de preparación.

| Labor            | Dimensión     | Cantidad | Longitud | Observación  |
|------------------|---------------|----------|----------|--|
| Galería          | 2.7 m x 3.0 m | 1        | 60       | Se desarrolla sobre veta y se utilizara como labor de perforacion de taladros positivos.       |
| Sn superior      | 2.4 m x 3.0 m | 1        | 60       | Se desarrolla sobre veta y se usara para la perforacion de taladros negativos                  |
| Sn intermedio    | 2.4 m x 3.0 m | 1        | 60       | Se desarrolla sobre veta y se utilizara para la perforacion de taladros positivos y negativos. |
| Ch slot superior | 1.5 m x 1.5 m | 2        | 21       | Se inicia desde el sn intermedio hasta la galería superior.                                    |
| Ch slot inferior | 1.5 m x 1.5 m | 2        | 13       | Se inicia desde la galería 598 hasta el sn intermedio.   |
| By pass          | 2.4 m x 2.4 m | 1        | 60       | Se desarrolla sobre material esteril, que va paralela a la galería.                            |
| Ve (draw point)  | 2.4 m x 2.4 m | 9        | 4        | Se inicia desde el by pass con un angulo de 60 grados, en forma transversal a la veta.         |
| Ch relleno       | 1.5 m x 1.5 m | 1        | 6        | Se inicia sobre desmonte desde el sn superior hasta la ventana de relleno.                     |
| Ve relleno       | 2.4 m x 2.4 m | 1        | 3        | Se desarrolla sobre el Nv 140, para el relleno del tajo 598.                                   |

Fuente: Mina Coricancha

#### 5.4. PERFORACIÓN DE TALADROS LARGOS EN EL TAJEO

La perforación paralela se realizará con el equipo neumático “Colibrí, el procedimiento consiste en realizar primero la perforación positiva de todo el tajo, luego se realiza la limpieza de los detritos acumulados y con el piso limpio se inicia la perforación negativa (en caso sea necesario).

La perforación requiere una gran precisión para lograr una buena voladura, la perforación de cada taladro se realiza según diseño, para lo cual el perforista cuenta con el respectivo juego de planos con el diseño de malla, donde se indica la posición o parada de cada fila, el equipo con que se va a perforar, el baricentro de cada equipo, el ángulo de perforación, el diámetro de perforación, la longitud del taladro, incluso para facilitar el control al operador se señala la cantidad de barras por cada taladro, esto se muestra en las figuras 5.14 y 5.15.

La perforación es paralela y se realizará en forma positiva y negativa a lo largo del tajeo, se perforara una fila de 2 taladros luego una fila de 1 taladro, malla de perforación 2 x 1, la longitud de cada taladro es de 7m, la broca tiene un diámetro de 51 mm, el burden es 0.50 m y el espaciamiento de 0.60 m.

La perforación se realizara bajo las siguientes características:

- Tubo T: Tubo guía para minimizar la desviación del taladro.
- Aceros y accesorios de Perforación:
- Broca Retráctil (51 mm)
- Barra MF R-32 4 pies

- Shank adapter COP. 1032 – R32

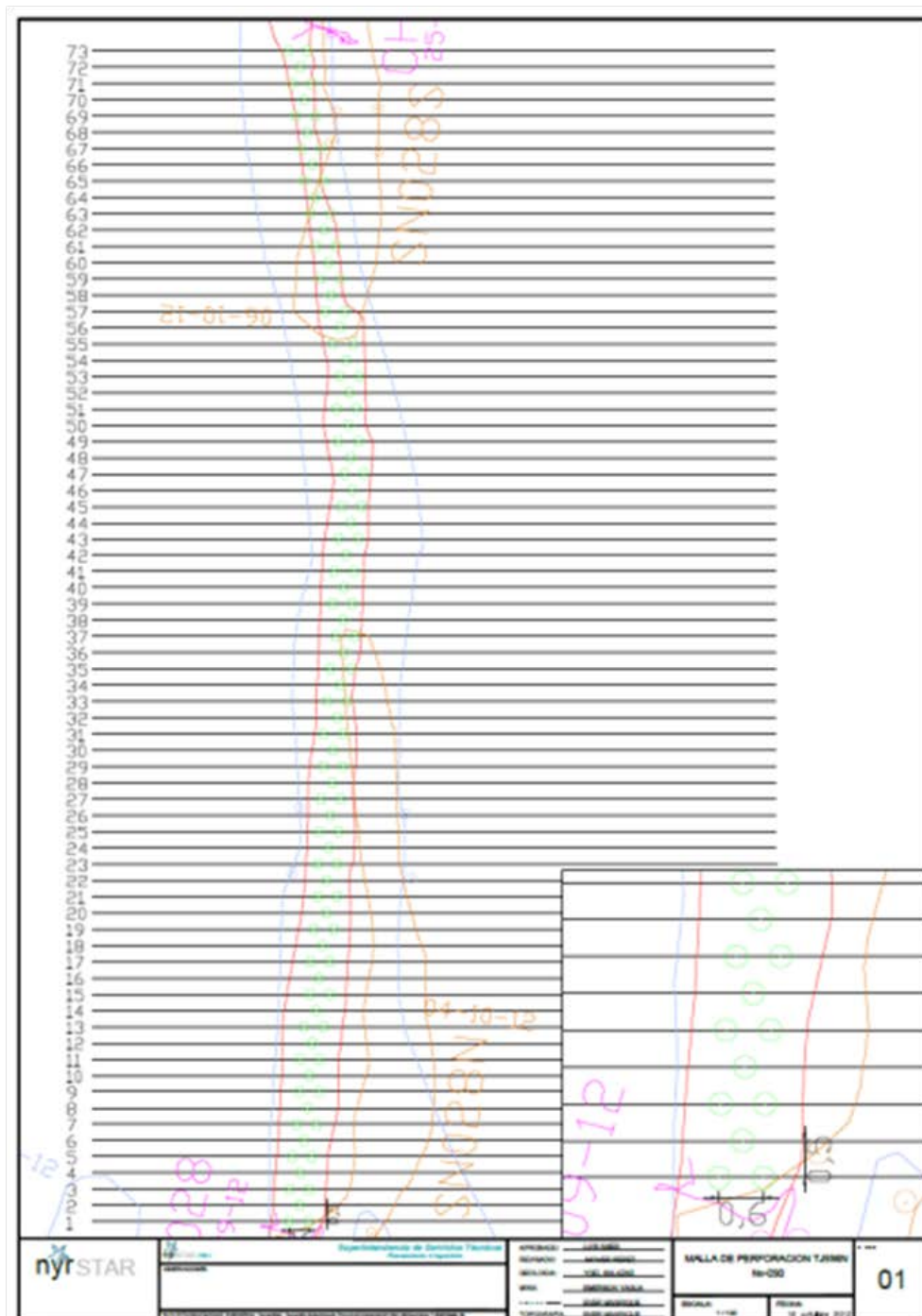


Figura 5.14 Malla de perforación de los taladros largos del tajeo 598.

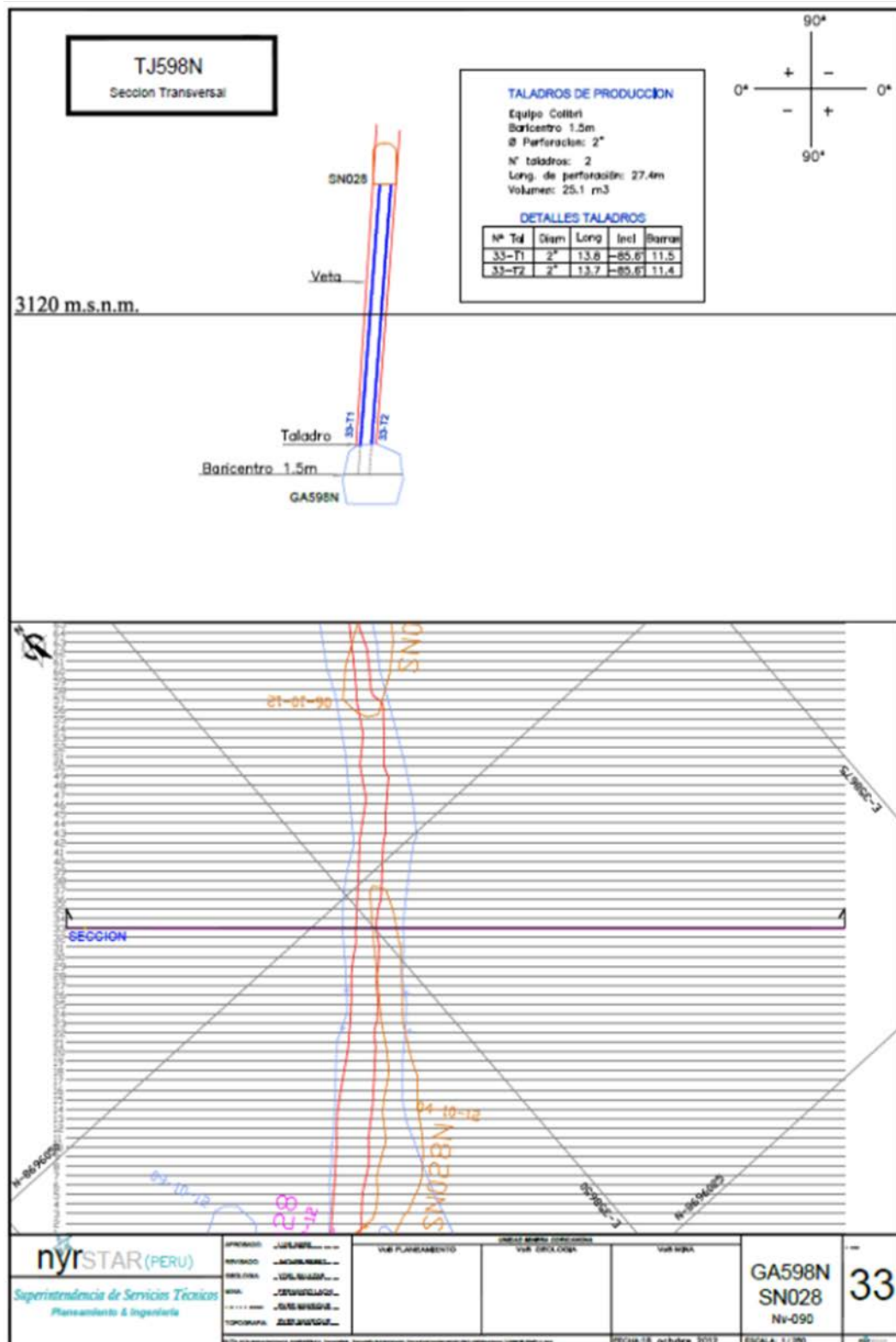


Figura 5.15 Diseño de la malla de perforación por secciones del tajeo 598.



## 5.5. VOLADURA TALADROS LARGOS EN EL TAJEO

La voladura se hace por tramos de 5 a 25 m. y los parámetros técnicos lo detallamos en la figura 5.16, asimismo se muestra una vista del diseño de voladura en las figuras 5.17 y 5.18.

En la voladura del tajeo piloto se usará emulnor 3000 de 1 ½" x 12", a modo de prueba, hasta conseguir el permiso del uso de anfo para la unidad minera.

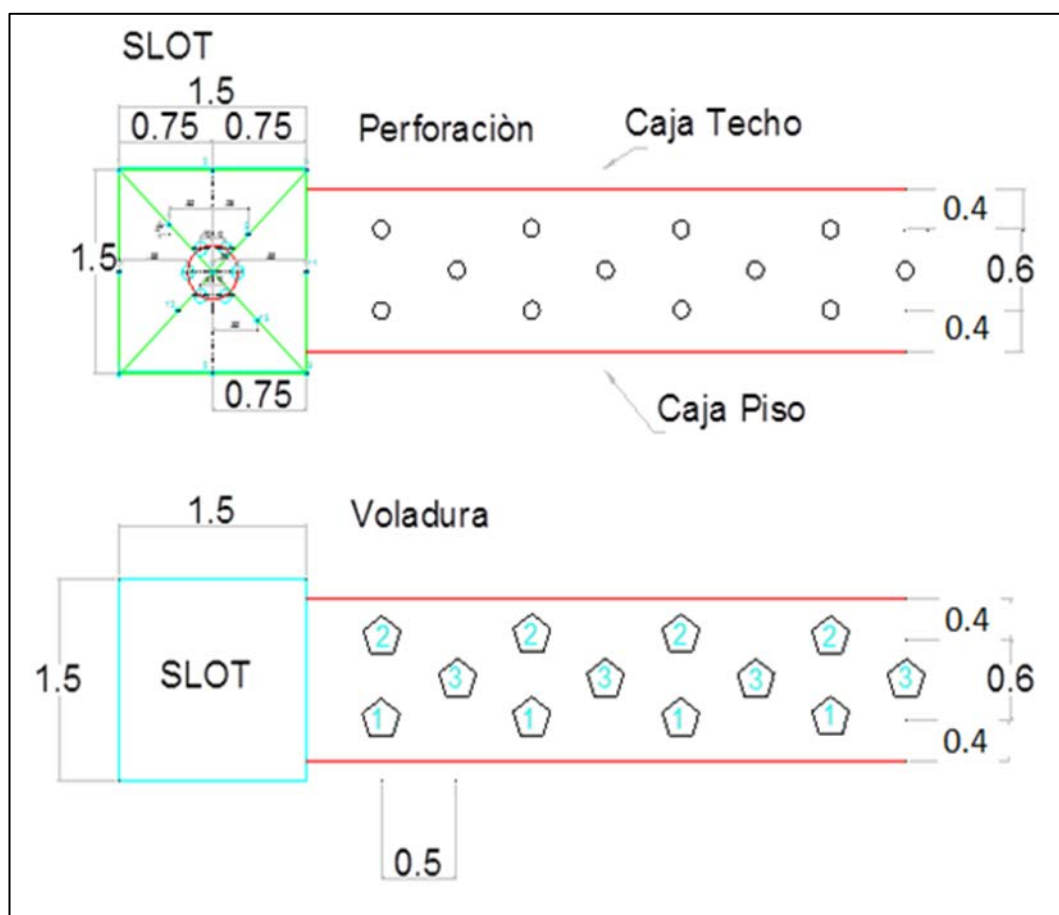


Figura 5.16 Secuencia de perforación y voladura.

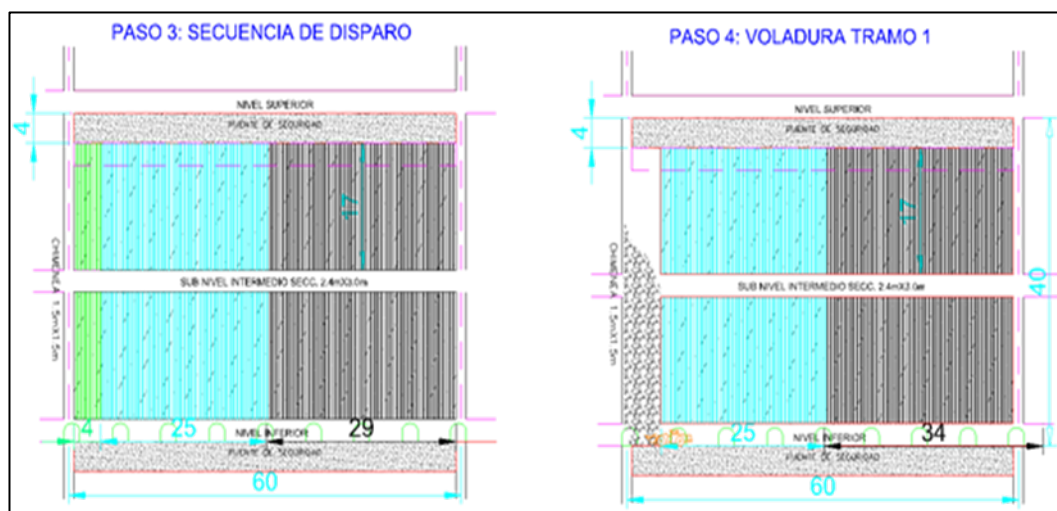


Figura 5.17 Secuencia de disparo.

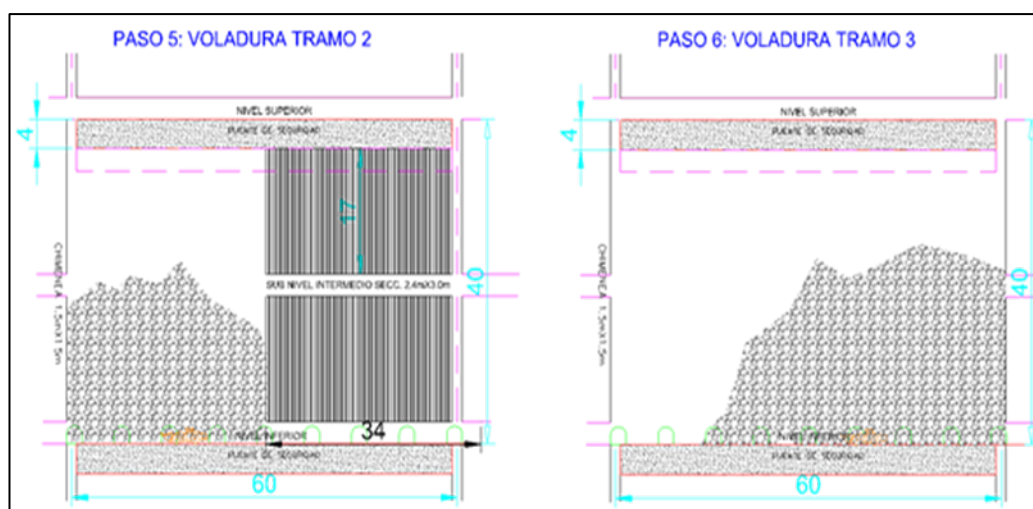


Figura 5.18 Secuencia de voladura tramo final.

## 5.6 SOSTENIMIENTO

El sostenimiento solo se realizará en las labores de preparación, ya que en el tajeo no se usará ningún tipo de sostenimiento por emplear el método de minado taladros largos.

En las galerías principales de sección 2.7 m x 3 m y sub niveles se utilizaran sostenimiento con split set y malla según evaluación geomecánica.

En el by pass y cámaras de 2.4 m x 2.4 m se colocaran split set de 5 pies mas malla, según evaluación geomecánica, se muestra el sostenimiento en la figura 5.19.

Las intersecciones de las labores temporales deberán ser sostenidas con split set mas malla y las intersecciones de labores permanentes deberán ser sostenidas con pernos helicoidales mas malla.

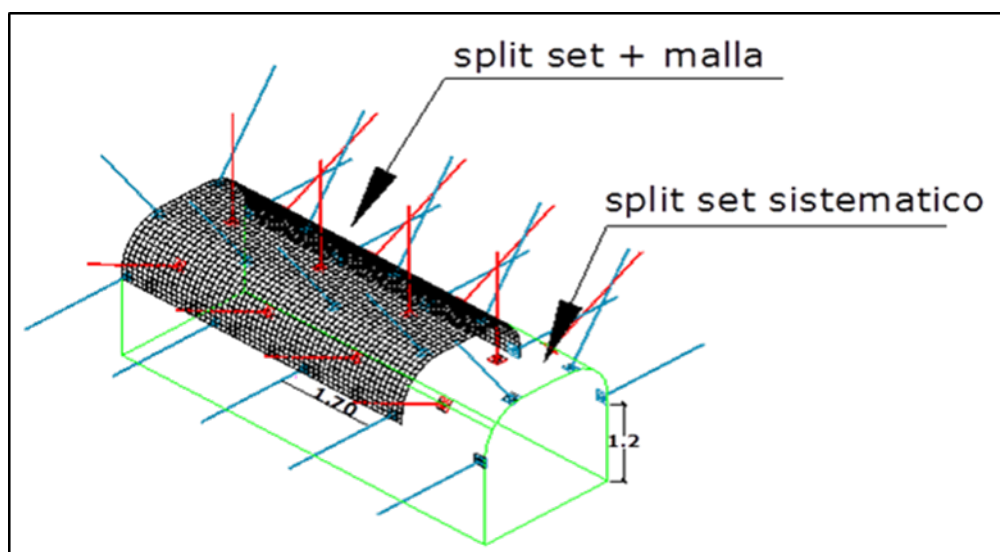


Figura 5.19 Sección de una labor de preparación.

En la tabla 5.3 se muestra el costo de sostenimiento de la preparación para el minado por sublevel stoping que es de 0.28 US\$ / ton.

Tabla 5.3 Costo por tonelada del sostenimiento de la preparación.

| Sostenimiento en preparación | Unidad | Cantidad | P.U. US\$ | Costo (US\$/ton) |
|------------------------------|--------|----------|-----------|------------------|
| Malla Electrosoldada         | m2     | 138      | 2.95      | 0.05             |
| Split Set                    | unid.  | 480      | 4.12      | 0.23             |
| <b>Costo US\$/ton</b>        |        |          |           | <b>0.28</b>      |

Fuente: Mina Coricancha

## 5.7 LIMPIEZA Y CARGUÍO

La limpieza se realizará con scooptram de 2.2 yd<sup>3</sup>, el equipo ingresará por los draw point de 2.4 m x 2.4 m para extraer el mineral roto, el operador se ubicará en un lugar seguro haciendo uso del control remoto, de esta forma no se expondrá al operador al tajeo con 36 m de altura de mineral roto.

El carguío de mineral roto a los carros gramby de 80 pies<sup>3</sup> de capacidad se realizará con los scooptram de 2.2 yd<sup>3</sup> en las cámaras de carguío, también se tiene cámaras de acumulación de mineral lo que permitirá una mejor utilización de los scooptram.

## **CAPITULO VI**

### **SERVICIOS AUXILIARES**

#### **6.1 RELLENO DETRÍTICO**

El tajeo deberá ser relleno con el desmonte proveniente de las labores de desarrollo, esto nos permitirá prevenir eventos de estallidos de roca a mayores profundidades.

El relleno detrítico provendrá de las labores de desarrollo, exploración y preparación el cual será cargado y transportado con un scooptram desde la cámara de acumulación hasta el tajo vacío.

#### **6.2 VENTILACIÓN**

La mina Coricancha Nv 140 actualmente cuenta con 01 ventilador extractor principal de 20,000 cfm instalado en la salida de la galería 190, evacuando el aire viciado hacia superficie y 05 ventiladores (02 impelentes de

10,000 cfm, 02 de 15,000 cfm y 1 de 30,000 cfm), ubicados en la rampa 586, en la chimenea 594, en la galería 190 sur respectivamente, las cuales toman aire fresco proveniente de la bocamina del Nv 140.

De acuerdo al D.S. 055 de la Dirección de Energía y Minas en el subcapítulo tres y artículo 204 en sus diferentes encisos refiere el caudal requeridos por equipos y personas las cuales se muestra en la tabla 6.1, para el Nv 140.

Tabla 6.1 Requerimiento de aire para el tajeo 598 Nv 140 en cfm.

| Descripcion                 | Cantidad | Potencia<br>hp | Caudal<br>m3 / min | Simultaneidad<br>Factor | Requerimiento |        |
|-----------------------------|----------|----------------|--------------------|-------------------------|---------------|--------|
|                             |          |                |                    |                         | m3 / min      | cfm    |
| Hombres / guardia           | 28       | 0              | 5.1                | 0.0                     | 142.8         | 5,043  |
| Scoop 2.2 yd <sup>3</sup>   | 2        | 140            | 3.0                | 0.5                     | 420.0         | 14,832 |
| Explosivo                   | 2        | 0              | 0.0                | 0.0                     | 324.0         | 11,440 |
| Total requerimiento de aire |          |                |                    |                         | 886.8         | 31,315 |

Fuente: Ventilación - Mina Coricancha

El requerimiento de aire para el tajeo 598 Nv 140, es de 31,315 cfm, siendo el caudal que ingresa a mina de 24,260 cfm,

Por consiguiente hay una diferencia de 7,055 cfm, considerando el caudal nominal de los extractores/ ventiladores. Se instalará un ventilador extractor de 30,000 cfm de doble tapa en el nivel superior 190 a fin de tener las labores en condiciones seguras.

### 6.3 ENERGÍA ELÉCTRICA

En el sistema eléctrico para el Nivel 090 se necesitará 209 kw. La alimentación será desde superficie pasando por la troncal del Nv 140 direccionando hacia las diferentes zonas de tajeo.

El costo de energía por tonelada sera de 1.87 US\$ / ton, en la tabla 6.2 se detalla el calculo.

Tabla 6.2 Costo de energia por tonelada para el tajeo piloto.

| Energia                       | Cantidad | Potencia (hp) | Potencia (kw) | Total (kw) | Costo (US\$/ton) |
|-------------------------------|----------|---------------|---------------|------------|------------------|
| Mini jumbo neumatico Colibri  | 1        | 5             | 3.73          | 3.73       | 11.94            |
| Ventilador axial de 30000 cfm | 1        | 75            | 55.95         | 55.95      | 111.90           |
| Ventilador axial de 10000 cfm | 2        | 20            | 14.92         | 29.84      | 59.68            |
| Bomba sumergible              | 2        | 30            | 22.38         | 44.76      | 89.52            |
| Compresora 446 cfm            | 1        | 100           | 74.60         | 74.60      | 238.72           |
| <b>Costo US\$/ton</b>         |          |               |               |            | <b>1.87</b>      |

Fuente: Mina Coricancha

### 6.4 DRENAJE

Actualmente la cámara de bombeo se encuentra en la rampa (-) 586, de donde se impulsa por la chimenea 594, llegando hacia galería principal del Nv 140 descargando cerca a la chimenea 600.

Se debe preparar una cámara de bombeo en la cola del acceso 490, donde se debe instalar una bomba Matador y la línea de impulsión se debe modificar por la chimenea 925 hacia la galería 140.

## **6.5 AGUA / AIRE**

Actualmente se encuentran instaladas 3 compresoras; una con capacidad de 1500 cfm marca Sullair y dos con capacidad de 446 cfm c/u marca Ingersoll rand, estos abastecen a las diferentes labores con una troncal hdpe de 6 pulgadas de diámetro.

Se debe fabricar e instalar en el acceso a cada zona, elementos purgadores con sus respectivos indicadores y elementos de seguridad para evitar que circule el agua condensado en la flexión de la tubería hdpe.

## **6.6 SEGURIDAD DEL MÉTODO DE MINADO**

Las actividades de perforación y voladura se realizan a partir de los subniveles de 2.4 m x 3.0 m y galerías de 2.7 m x 3.0 m de sección, que se encuentran fortalecidos con split set y malla electro soldada según evaluación geomecánica, mitigando así la caída de rocas. Sin embargo, la actividad de limpieza con los scoops sí presenta riesgo de caída de rocas por exposición aberturas.

La medida de seguridad en la limpieza de mineral consiste en el uso de draw points de 2.4 m x 2.4 m para el ingreso del scoop al tajeo, solo se limpiará el



talud de reposo del mineral roto que rebosa en el draw point, en este caso no existe exposición al vacío.

En el caso que exista una exposición al vacío para continuar la limpieza de mineral, por existir una exposición del equipo al vacío en altura vertical, se utilizará un scooptram a control remoto con sus respectivas herramientas de gestión de seguridad.

## **CAPITULO VII**

### **RECURSOS**

#### **7.1 PERSONAL**

Personal capacitado y con asistencia técnica in situ por parte del proveedor, los operadores tienen experiencia en el manejo del mini jumbo neumático, en otras unidades.

#### **7.2 EQUIPAMIENTO MECÁNICO**

a) **Mini jumbo neumático**, para la perforación de los taladros largos positivos y negativos, con las siguientes características:

Chasis TR-1,

Largo: 3 m,

Ancho: 1.2 m,

Alto: 1.4 m



Figura 7.1 Equipo de perforación neumático (colibrí).

- Viga de avance para barras ms speedrod de 4 pies de longitud.
- Perforadora neumática L400/L500 de Tamrock, diámetro de pistón 120 mm, frecuencia de impacto 1900/min.
- Capacidad de perforación radial de 360°

**b) Equipo de acarreo scoop st 2g de 2.2 yd<sup>3</sup>**, para la limpieza del mineral roto de los taladros largos con el uso del control remoto.

**c) Locomotoras eléctricas de 6 ton marca trojan / goodman**, las cuales llevan el mineral al echadero 665, y trasladaran el desmonte de las preparaciones y desarrollo.

**d) Volquetes scania de 15 m<sup>3</sup> de capacidad**, que ingresan al túnel 080 y chutean la carga de la tolva de mineral 665 y lo trasladan a la chancadora.

**e) Bombas sumergibles grindex de 20 y 30 hp**, que están ubicadas en las cámaras de bombeo, para la preparación de los nuevos blocks se continua profundizando la rampa (-) 568.

**f) Ventiladores eléctricos de la marca airtec de 20 hp** para las labores de preparación del block así como para la profundización de la rampa.

**g) Compresora Ingersoll Rand de 446 cfm**, para el abastecimiento de aire comprimido al Nv 140, donde se encuentra el tajeo piloto 598 del sublevel stoping.

Tabla 7.1 Listado de los equipos para el tajeo piloto 598.

| Equipo                           | Marca          | Modelo  | Capacidad           |
|----------------------------------|----------------|---------|---------------------|
| Mini jumbo neumatico             | Klef           | Grindex | 5 hp                |
| Locomotoras electricas a trolley | Trojan         |         | 6 ton               |
| Locomotoras electricas a trolley | Goodman        |         | 6 ton               |
| Scoop diesel                     | Atlas copco    | St 2g   | 2.2 yd <sup>3</sup> |
| Scoop diesel                     | Atlas copco    | St 2g   | 2.2 yd <sup>3</sup> |
| Volquete                         | Volvo          | Scania  | 15 m <sup>3</sup>   |
| Volquete                         | Volvo          | Scania  | 15 m <sup>3</sup>   |
| Ventilador electrico             | Airtec         |         | 20 hp               |
| Ventilador electrico             | Airtec         |         | 20 hp               |
| Ventilador electrico             | Ing.vent       |         | 75 hp               |
| Compresora                       | Ingersoll rand |         | 446 cfm             |
| Bomba sumergible de lodo         | Grindex        |         | 20 hp               |
| Bomba sumergible                 | Grindex        |         | 30 hp               |

Fuente: Mina Coricancha

## CONCLUSIONES

- De la evaluación económica el valor presente neto del minado con sublevel stoping es de 1'027,933 US\$ valor mayor al del minado con shrinkage que es de 724,416 US\$. Por lo que se concluye la implementación del método de minado sublevel stoping.
- La recuperación del minado con sublevel stoping es de 8,491 toneladas, valor mayor al del shrinkage que es de 8,213 toneladas.
- Los ratios de productividad del método de minado sublevel stoping son de 24 ton / h-g, valor alto comparado con el metodo de minado shrinkage que es de 5.2 ton/ h-g.
- Las excavaciones más favorables son aquellas orientadas paralelamente al esfuerzo mayor ( $\sigma_1$ ) que tiene una orientación de N41°W ya que el esfuerzo mayor será disipada por la excavación.

- Del dimensionamiento Geomecánico realizado aplicando la técnica del método gráfico de estabilidad, para las dimensiones propuestas se tienen factores de seguridad de 1.57 en Puentes, 1.04 en las cajas después de ser explotado el cual tiende a quebrar después de un tiempo de auto soporte de 5 a 7 días, el Factor de Seguridad es mayor a 5 después de ser rellenado.
- Para el método de minado taladros largos en vetas angostas -sub level stoping, se determina un puente de seguridad mínimo de 4.0 m para garantizar la estabilidad de la Galería superior que nos servirá como soporte en la perforación, extracción y relleno del tajo.
- Terminado la limpieza y evacuación del mineral roto se debe rellenar de inmediato ya que el relleno funciona como soporte global estabilizando las áreas minadas que a la vez nos permite prevenir una descompensación de esfuerzos y por ende eventos de relajamiento y estallidos de rocas en mayores profundidades.

## RECOMENDACIONES

- La aplicación del método taladros largos en vetas angostas es aplicable a la zona baja de la veta constancia niveles 140, 090 y profundización en condiciones de veta y cajas competentes, en esta zona continuar con los sondajes para incrementar las reservas.
- Hacer evaluaciones constantes en los resultados de la malla de perforación y voladura, para utilizar un burden óptimo.
- Realizar evaluaciones geomecánicas constantes en el área de influencia del tajeo piloto, coordinar con el área de planeamiento y mina, para evaluar los parámetros de diseño.
- Usar anfo, para optimizar los parámetros de diseño de perforación y voladura, reducir los costos y aumentar el rendimiento.
- Al terminar la limpieza de mineral, colocar tapones en los draw point para realizar el relleno del tajeo.

- Capacitar a todo el personal de mina, en el método de minado sublevel stoping, para evitar accidentes, exposiciones a grandes alturas.



## **BIBLIOGRAFIA**

- 1.- Estudios Mineros del Perú “Manual de Minería”
- 2.- Instituto de Ingenieros de Minas del Perú “Explotación de Minas métodos para la extracción de minerales”
- 3.- Instituto tecnológico geominero de España “Manual de evaluación técnico económica de proyectos mineros de Inversión”
4. - Wardrop “Coricancha Project review technical report”
- 5.- Instituto de Ingenieros del Perú “Explotación de minas Métodos para la extracción de minerales”.