

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES
CARRIÓN**

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE
INGENIERIA DE MINAS**



**“PRUEBA PILOTO EN LA EJECUCIÓN DEL
SLOT DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUB
LEVEL CAVING EN COMPAÑÍA MINERA
VOLCAN – UNIDAD CARAHUACRA”**

TESIS

**Para Optar el Título Profesional de
INGENIERO DE MINAS**

Bachiller: BUSTAMANTE ROMERO, Abad Wilson

Asesor: Mg. TEODORO R. SANTIAGO ALMERCÓ

Cerro de Pasco - Perú 2018

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA
DE MINAS



**“PRUEBA PILOTO EN LA EJECUCIÓN DEL
SLOT DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUB
LEVEL CAVING EN COMPAÑÍA MINERA
VOLCAN – UNIDAD CARAHUACRA”**

Presentado por:

Bachiller: BUSTAMANTE ROMERO, Abad Wilson

**Sustentado el 09 de Enero del 2019 y aprobado ante la comisión de
Jurados**

.....
Ing. GARCIA CONTRERAS, Toribio
PRESIDENTE

.....
Mg. SANCHEZ ESPINOZA, Edwin E.
MIEMBRO

.....
FERNANDEZ MALLQUI, Raúl
MIEMBRO

DEDICATORIA

A mis padres que con su esfuerzo y empeño me ayudaron a sobresalir en vida, a mis hermanas, ingenieros y colegas que aportaron, para mi desarrollo profesional y personal, a todos ellos, solo les queda dar mis muestras de afecto y estima personal.

AGRADECIMIENTO

A DIOS

A mi padre Teodocio BUSTAMANTE YANAC
por su apoyo incondicional

A mi madre Gudelia ROMERO GARGATE, por
su amor infinito.

A la UNDAC por brindarme la formación
profesional.

ÍNDICE GENERAL

Resumen.....	8
Introducción.....	9
CAPÍTULO I: PROBLEMAS DE INVESTIGACIÓN	
1.1 Identificación y Planteamiento del Problema.....	11
1.2 Delimitación de la Investigación.....	12
1.2.1 Delimitación espacial.....	12
1.2.2 Delimitación temporal.....	12
1.2.3 Delimitación conceptual.....	12
1.3 Formulación del Problema.....	13
1.3.1 Problema General.....	13
1.3.2 Problemas específicos.....	13
1.4 formulación de objetivos.....	13
1.4.1 Objetivo General.....	13
1.4.2 Objetivos Específicos.....	13
1.5 justificación e importancia de la investigación.....	14
1.6 Limitaciones de la investigación.....	14
1.3 lugar donde se desarrollara la investigación.....	14
CAPITULO II: MARCO TEÓRICO	
2.1 Antecedentes del Problema.....	16
2.2 Bases Teóricas - Científicas.....	16
2.3 Fundamentos del Diseño.....	24
2.4 Definición de Términos Básicos.....	40

2.5 formulación de hipótesis.....	44
2.5.1 Hipótesis General.....	44
2.5.2 Hipótesis específicas.....	44
2.6 identificación de variables.....	45
2.6.1 Variables para la hipótesis general.....	45
2.6.2 Variables para las hipótesis específicas.....	45

CAPITULO III: METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1 tipo y nivel de investigación.....	46
3.2 métodos de investigación.....	46
3.3 diseño de investigación.....	46
3.4 población y muestra.....	47
3.4.1 Población.....	47
3.4.2 Muestra.....	47
3.5 técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	47
3.5.1 Técnicas.....	47
3.5.2 Instrumentos.....	47

CAPITULO IV: RESULTADO

4.1 prueba piloto.....	48
4.1.1 Identificación de Zona de Prueba.....	48
4.1.2 Inicio de Prueba.....	53
4.1.3 Continuación de la Perforación.....	54
4.1.4 Inicio de Prueba Piloto Tajo Esperanza.....	61
4.1.5 Inicio de perforación Prueba Piloto Tajo Esperanza.....	62
4.1.6 Continuación de perforación Prueba Piloto Tajo Esperanza.....	64

4.1.7 Voladura Slot derecho Ventana 7 Tajo piloto Esperanza Perforación Slot derecho ventana 8.....	66
4.1.8 Perforación Slot derecho ventana 8 - 08/11/18.....	67
4.1.9 Perforación slot izquierdo ventana 7.....	69
4.1.10 Voladura slot izquierdo ventana 7.....	72
4.1.11 Perforación slot izquierdo ventana 8.....	75
4.1.12 Detonación slot izquierdo ventana 8.....	76
4.1.13 Generación Slot Corona Ventana 7.....	78
4.1.14 Generación slot lateral derecho Ventana 8.....	80
4.1.15 Recuperación Puente Ventana 7.....	82
4.1.16 Generación Slot Ventana 8.....	82
4.2 Medición de KPI's de Prueba Piloto Tajo Esperanza.....	85
4.3 modelo de flujo gravitacional – zona piloto calibración rebop.....	88
Conclusión	
Recomendaciones	
Bibliografía	

RESUMEN

El Sub level Caving es un método de minado masivo basado en el flujo gravitacional del mineral fragmentado. Sin embargo este método de minado no es muy popular en las situaciones donde se tiene que decidir entre uno u otro método de explotación, debido principalmente a las bajas recuperaciones de mineral y excesiva dilución que resultan en su operación minera. Es común escuchar decir que estas variables (recuperación, dilución) no son controlables; por ello la presente investigación intenta demostrar que principalmente la recuperación del mineral es una variable controlable, y depende de algunas otras variables, como son el método de extracción del mineral (frontal o lateral), el grado de fragmentación y el ancho de la labor de extracción. Estas variables determinarán las dimensiones de excentricidad del elipsoide generado durante la extracción del mineral. Por lo tanto, las dimensiones del elipsoide generado serán directamente proporcionales al grado de recuperación del mineral, y el incremento del rango de este último (recuperación) determinará la eficiencia de las operaciones con mejores ratios de productividad.

Existen algunos investigadores plantean y demuestran algunas teorías sobre este tema, sin embargo las variables descritas anteriormente en ningún caso fueron desarrolladas ni mencionadas por estos investigadores, por ello la importancia de la presente investigación.

INTRODUCCION

A diferencia de otros métodos de explotación, en el Sub level Caving no es posible observar directamente los sucesos que gobiernan el flujo gravitacional del mineral roto, pues la extracción del mineral se realiza a través de aberturas relativamente pequeñas; entonces es necesario realizar pruebas de simulación a escala para identificar las leyes que gobiernan los parámetros del flujo gravitacional del mineral roto en extracción.

Existe información que describe algunas fórmulas teóricas para el cálculo de las características geométricas del método de explotación; la aplicación directa de estas fórmulas puede resultar aproximada, pero quedará la incertidumbre de haber encontrado durante la simulación a escala algunos detalles característicos aplicables a la operación y podría ser determinante en los resultados de la operación.

Los resultados de la operación en el Sub level Caving se miden en función de la recuperación y calidad de mineral producido. Está generalizado que el sub level caving es un método de extracción masivo y de alta dilución, no selectivo; por ello llegar a 80% en la recuperación de mineral en mina resulta un éxito aunque las leyes de mineral no cumplan el objetivo.

La presente investigación intenta demostrar que el método de explotación por Subniveles puede ser altamente productivo con leyes de minerales controlables, los cuales dependerá no sólo del diseño geométrico aplicado, sino también del método de extracción aplicado, el ancho de la abertura de extracción y la granulometría del material.

Actualmente la mina Volcan - Unidad yauli - mina carahuacra, realiza sus operaciones aplicando el método Sub level Caving, y ya está experimentando problemas operativos durante la operación; como por ejemplo el bajo grado de recuperación por filas, por draw point, por niveles y en total de la explotación; la calidad de roca variable en una misma área local de la veta hace de la perforación y voladura un problema crítico, pues se tiene distintos grados de fragmentación del mineral roto, el cual causa dificultades en el proceso del flujo de mineral.

La presente investigación se divide en IV Capítulos de la siguiente manera:

Capítulo I: Planteamiento del Problema; en este capítulo definimos el problema en función a una matriz de consistencia.

Capítulo II: Marco Teórico y Conceptual; en este capítulo se describe y determinan los principios del flujo gravitacional como alternativa de solución al problema identificado en el Capítulo I.

Capítulo III: Diseño de Investigación; en este capítulo se describe la situación actual de la unidad de producción en discusión y la metodología de investigación del tema.

Capítulo IV: Análisis y Presentación de Resultados; Los resultados obtenidos son analizados y discutidos.

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1 IDENTIFICACIÓN Y PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.

Dentro de las zonas explotadas por Sub Level Caving se evidencia un diseño que emplea extracción de mineral mediante bolsillos laterales sobre ventanas fortificadas con cimbras las cuales resultan en un excelente sistema de soporte para facilitar la operación de la perforación de producción. Sin embargo, se identifica que el dejar las cimbras sin removerlas dificulta la interacción y propagación del flujo gravitacional, producto de dejar sobre las cimbras pilares de mineral sin movimiento y sin interacción, lo cual resulta en riesgo operacional para los trabajadores, equipos y procesos, pérdida de recuperación minera y alta dilución, ineficiencia en el proceso de las operaciones unitarias que redundan en baja productividad y altos costos de operación.

Es así que basados en las observaciones realizadas de las operaciones unitarias tomando en cuenta aspectos geomecánicos y estándares de seguridad, se propone la presente investigación, **“PRUEBA PILOTO EN LA EJECUCIÓN DEL SLOT DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUB LEVEL CAVING EN COMPAÑÍA MINERA VOLCAN – UNIDAD CARAHUACRA”**.

Dicha investigación se propone brindar mayor productividad y seguridad al método de explotación Sub Level Caving empleado actualmente en Carahuacra, razón por la cual el plasteo de cimbras es fundamental para lograr que el caving se manifieste de manera íntegra sin generar discontinuidades en el caving y el flujo gravitacional no pudiesen inducir bombeos o problemas de estabilidad. Por otro lado se debe lograr inducir la interacción entre ventanas de manera de mejorar la recuperación de reservas y el estado del flujo gravitacional, por esto es fundamental el reemplazo de bolsillo laterales y el chuteo por la generación de slot laterales inclinados y abanicos de producción en retirada. Esto facilita la extracción del SLC de múltiples niveles para lograr mejoras productivas en la mina

1.2 DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

1.2.1 Delimitación espacial

El presente trabajo se ha realizado en las instalaciones de la
COMPAÑÍA MINERA VOLCAN - UNIDAD CARAHUACRA.

1.2.2 Delimitación temporal

6 meses; Enero, del 2018 – Julio del 2018

1.2.3 Delimitación conceptual

La presente tesis está enmarcada dentro del aspecto de la investigación sobre el método de explotación Sub Level Caving.

Dentro de los aspectos conceptuales que se desarrollan se considera: método de minado Sub Level Caving, ejecución del slot, perforación, voladura, KPI, flujo gravitacional.

1.3 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.

1.3.1 Problema General

¿En qué medida una prueba piloto en la ejecución del slot, brindara mayor seguridad y productividad durante la explotación por sub level caving empleado actualmente en la Compañía Minera Volcán – Unidad Yauli – mina Carahuacra?

1.3.2 Problemas específicos.

- a. ¿En qué medida una prueba piloto en la ejecución del slot, brindara mayor seguridad durante la explotación por sub level caving empleado actualmente en la Compañía Minera Volcán – Unidad Carahuacra?
- b. ¿En qué medida una prueba piloto en la ejecución del slot, brindara mayor productividad durante la explotación por sub level caving empleado actualmente en la Compañía Minera Volcán – Unidad Carahuacra?

1.4 FORMULACIÓN DE OBJETIVOS.

1.4.1 Objetivo General.

Determinar si la prueba piloto en la ejecución del slot, brinda mayor seguridad y productividad durante la explotación por sub level caving empleado actualmente en la Compañía Minera Volcán – Unidad Yauli - Mina Carahuacra.

1.4.2 Objetivos Específicos.

- a. Determinar si la prueba piloto en la ejecución del slot, brinda mayor seguridad durante la explotación por sub level caving empleado actualmente en la Compañía Minera Volcán – Unidad Carahuacra.

- b. Determinar si la prueba piloto en la ejecución del slot, brinda mayor seguridad y productividad durante la explotación por sub level caving empleado actualmente en la Compañía Minera Volcán – Unidad Yauli Mina Carahuacra.

1.5 JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN

La presente investigación justifica su realización y su importancia toda vez que nos permitirá determinar si la confección de slot brinda mayor productividad y seguridad al método de explotación Sub Level Caving empleado actualmente en Carahuacra, razón por la cual el plasteo de cimbras es fundamental para lograr que el caving se manifieste de manera íntegra sin generar discontinuidades en el caving y el flujo gravitacional no pudiesen inducir bombeos o problemas de estabilidad. Estos aspectos justifican y dan la debida importancia a la realización de la investigación.

1.6 LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN.

Podemos tener limitación en cuanto a:

- Financiamiento para la elaboración del presente estudio.
- Apoyo de personal capacitado.
- Limitaciones en cuanto al apoyo de la empresa no se han encontrado

1.7 LUGAR DONDE SE DESARROLLARA LA INVESTIGACIÓN.

El presente trabajo se ha realizado en las instalaciones de la COMPAÑÍA MINERA VOLCAN – UNIDAD CARAHUACRA. Está ubicada en la región de

Carahuacra, Pancar y Rangra, Distrito de Yauli, Provincia de Oroya, Departamento de Junín, a una altitud que varía entre los 4450 a 4800 msnm.



CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1 ANTECEDENTES DEL PROBLEMA.

Habiendo hecho una revisión sobre el tema de investigación en el campo de la minería encontramos que casi todas las minas que emplean el método de explotación subterráneo vienen empleando el método sub level caving por razones técnicas y económicas. Así tenemos Compañía Minera Volcán unidades, Animón, Cerro de Pasca, Andaychagua, San Cristóbal, Compañías mineras Milpo, Brocal, San Vicente, Casapalca, Yauliyacu etc.

2.2 BASES TEÓRICAS - CIENTÍFICAS.

Durante el desarrollo de la presente Tesis haremos uso de una serie de información tanto bibliográficos, de campo.

Las cuales darán evidencia sobre la presente investigación. Dentro de la información que haremos uso tenemos:

- **Descripción del Método Hundimiento por Subniveles**

En el método hundimiento por subniveles se desarrollan accesos paralelos separados generalmente de 8 a 15 m. en la horizontal, conocidas como ventanas de producción o *draw points*. Los subniveles se ubican a través del cuerpo mineralizado en intervalos verticales que varían, en la mayoría de los casos, de 6 a 20 m, dependiendo de las condiciones del macizo rocoso y de la disponibilidad de equipos a utilizar. La explotación queda de este modo diseñada según una configuración geométrica simétrica. El acceso a los subniveles es por medio de rampas comunicadoras.

El método hundimiento por subniveles se aplica generalmente en cuerpos subverticales como vetas, brechas y diques. También puede ser aplicado en cuerpos horizontales o subhorizontales que sean de gran potencia.

La configuración de los subniveles se puede adecuar a los distintos cuerpos y a formas irregulares, se distinguen dos configuraciones principales: En cuerpos anchos se usa una configuración transversal, cuando el cuerpo es angosto esta configuración es impracticable, por lo que las ventanas deben girarse en la dirección del cuerpo adoptando una configuración longitudinal.

Las características del método son:

- Es un método de minado masivo y no es selectivo.
- Consiste en extraer mineral produciendo un flujo gravitacional continuo provocado por la perforación y voladura de taladros largos, generando hundimiento en el área mineralizada
- Aplicable por las condiciones geomecánicas favorables (RMR: 15-35).

- El objetivo de este método es recuperar un alto volumen de producción de mineral a un bajo costo.
- Es un método completamente seguro por las fortificaciones en los puntos de extracción que genera el mayor costo de la operación.
- **Condiciones de Aplicación del Método Hundimiento por Subniveles**

Se aplica bajo las siguientes condiciones:

- Generalmente es aplicado en cuerpos verticales masivos y en depósitos que tienen grandes dimensiones y alto buzamiento.
- Los minerales adecuados para el empleo de este método son los de resistencia media, quebradizos y bien estratificados que permitan poner al descubierto una superficie relativamente grande y que se derriben con facilidad, sea con explosivos o por sí solos debido a la presión del techo.
- Los límites del yacimiento deben ser regulares.
- Debido a las pérdidas de mineral se aplica este método sólo en minerales de valor medio y que no presenten problemas en el tratamiento metalúrgico.
- El método resulta especialmente favorable para yacimientos de gran volumen.
- El yacimiento debe ser muy potente y poseer una gran extensión horizontal pues de ésta forma la presión del techo es mayor y el hundimiento será uniforme.
- El método se aplica para yacimientos que no requieren de clasificación.
- Los requerimientos mínimos para la estabilidad del mineral exigen que la ventana de producción deba sostenerse firmemente.
- El acarreo permite que la extracción del mineral sea continua.

- La dilución es el factor que influye en la aplicación de hundimientos por subniveles. El método es preferido para yacimientos en los cuales el mineral económico sea fácilmente hundible. Sin embargo, esta situación es diferente cuando los límites de mineral son determinados por la Ley de Corte.
- **Aspectos Técnicos en la Aplicación de Hundimiento por Subniveles**

- **Principio del Método**

Los esfuerzos que actúan en un lugar y a cierta profundidad de un yacimiento, tienen su origen en el peso de las rocas y en los fenómenos externos de un yacimiento, tales como movimientos horizontales, debido a movimientos de placas en la corteza terrestre. Todo macizo rocoso permanece en equilibrio mientras no se cree una cavidad lo suficientemente extensa en su interior, a modo de romper el equilibrio existente, creando una redistribución de esfuerzos en su alrededor. La estabilidad de ésta cavidad dependerá de sus dimensiones, competencia de la roca y de los esfuerzos existentes en el área. Si la resistencia de la roca, no es lo suficiente para soportar el cambio de sollicitación, ésta socavará hasta llenar la cavidad con material fragmentado de distintas densidades. Una vez llena la cavidad se genera una fuerza de reacción que restablece el equilibrio. Si se extrae el mineral fragmentado, a medida que se socava, el equilibrio no se restablece y la socavación continuará hasta afectar zonas adyacentes, el techo y llegar a la superficie.

El hundimiento por subniveles se basa en éste principio, el cual consiste en crear una cavidad de manera que la dinámica de desplome no se detenga, extrayendo el mineral por una serie de puntos ubicados en la

base. De esta forma queda sin apoyo el mineral que está por encima (millones de toneladas) y las fuerzas de gravedad que actúan sobre esta masa producen una fractura sucesiva que afecta al tajeo completo.

El éxito en el hundimiento de un subnivel, independiente de las características de punibilidad de la roca, depende de los factores fundamentales que son:

El tajeo de la ventana deberá fracturarse completamente. Si quedaran pequeñas áreas sin quebrar, ellas actúan como pilar, transmitiéndose grandes presiones desde el nivel de hundimiento hacia el de producción, las que pueden llegar a romper el pilar existente entre ellos, afectando completamente la estabilidad de los accesos del nivel de producción. Esto trae consigo un aumento importante en los costos de extracción.

La altura de socavación inicial proporcionada por la voladura, debe ser tal que no se produzcan puntos de apoyo de la ventana que impidan o afecten el proceso de socavación natural inmediata.

El primer caso, o sea, la formación de bancos, se evita con un adecuado diseño de perforación y, especialmente, con un correcto carguío de los taladros. En todo caso, si se verifica la existencia de un banco, se interrumpe la etapa de hundimiento, concentrando las actividades en eliminarlo completamente, para poder continuar con la secuencia de disparos. En el segundo caso, para evitar los posibles puntos de apoyo del tajeo, es necesario determinar previamente la altura que debe alcanzar la socavación producida por la voladura. La extracción en cada bolsillo debe ser controlada con sumo cuidado de manera de evitar contaminaciones del mineral con el estéril. El contacto mineral-desmante

debe mantenerse según un plano bien definido que pueda ser horizontal o inclinado.

a) Altura de Tajeo

La altura de tajeo se define como la distancia vertical existente entre el piso del nivel de hundimiento y la base suspendida del bloque resultante de la voladura. En la práctica, la altura de tajeo así definida debe superar a la altura del cono formado por el ángulo de reposo del mineral. Lo que se pretende es evitar que la roca fracturada que se acumula a partir del espacio limitado por los bordes del tajo, no alcance una altura de socavación producida por la voladura, ya que de ser así, la roca acumulada serviría de apoyo al bloque cuya base se ha socavado impidiendo o dificultando el desplome posterior.

La altura del cono formado por el ángulo de reposo depende fundamentalmente de la distancia entre los puntos de extracción, ya que, mientras más grande sea ésta, mayor será la base del cono y por ende su altura.

b) Altura Optima del Tajo

En depósitos de gran altura la explotación se hace en diferentes niveles a medida que se agotan los niveles superiores. La separación de dos niveles sucesivos está asociada al tonelaje que se extrae por cada punto de extracción y en consecuencia se relacionará con la vida o utilización que tendrá la infraestructura del nivel. Debido al alto costo que representa la preparación de un nivel de producción y de un tajo en particular, es porque la altura del tajo, es una de las decisiones más

importantes de la planificación en la explotación por hundimiento y por lo cual se invierten fuertes recursos de ingeniería antes de decidir la altura óptima.

Podemos decir que el gran desafío que ha impuesto el bajo precio de los metales en el último tiempo, asociado a los nuevos antecedentes entregados por la moderna ciencia de la mecánica de roca, nos ha hecho cuestionar los diseños tradicionales y considerar alternativas de alturas de tajos.

La altura de la columna mineralizada se justifica en lo siguiente:

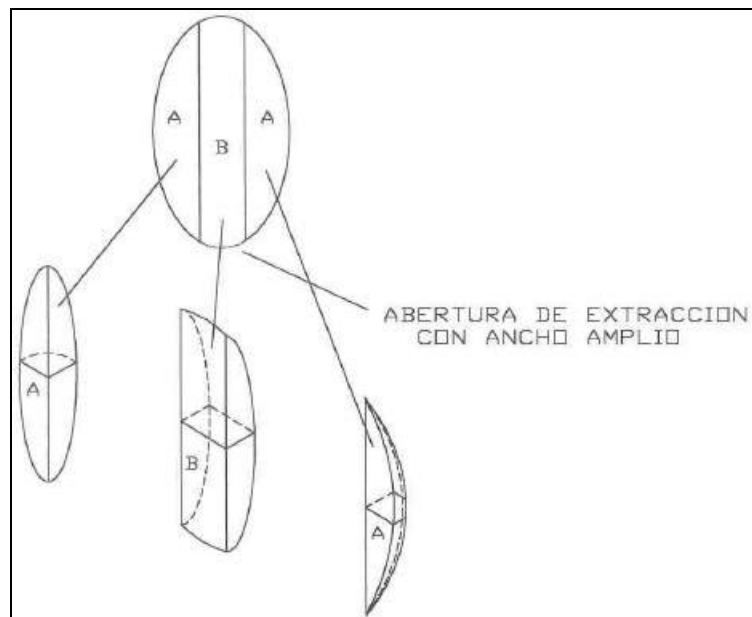
- Para justificar los altos costos de desarrollos primarios y secundarios.
- Para asegurar una buena explotación.

Los principales factores que tienen directa relación con la altura de los tajos son:

- Amortización de la infraestructura.
 - Estabilidad del nivel de producción.
 - Dilución y pérdida de mineral.
 - Distribución de leyes en altura.
 - Fragmentación.
 - Planeamiento e ingeniería.
 - Índices de seguridad.
- **Operación del Método**

La operación consiste básicamente en la perforación de tiros en abanico desde las ventanas hacia arriba, la posterior voladura de las perforaciones, el carguío y evacuación del mineral triturado hasta las cámaras de acumulación y carguío.

A medida que se extrae el mineral, el estéril adyacente hunde, rellenando el espacio creado y llegando a producir subsidencia en la parte superior. De esta forma, el mineral in situ se ve rodeado por tres caras de material hundido (cara, frente y costado). El flujo másico parcial (B), tiene contacto con el plano vertical del frente del subnivel, mientras que la zona restante del elipsoide (A) tiene un flujo gravitacional normal.



Forma simplificada de la zona de extracción creada en el hundimiento según la abertura del ancho de extracción

Al producirse la extracción en los frentes de las ventanas, se produce el escurrimiento del mineral y del material quebrado; este escurrimiento se comporta según lo que se conoce como flujo de material grueso.

La extracción desde un frente de ventana de producción, llamado también punto de extracción, continua hasta que ingresa estéril en una cantidad tal que la ley extraída ya no es económica, en este momento, se dispara la corrida de abanico contigua y se repite el proceso.

La producción en este método proviene, tanto de los frentes de extracción, como de las labores de preparación realizadas en mineral; generalmente,

entre un 10 a 15% de la producción proviene del desarrollo de nuevas ventanas.

Se ha podido demostrar que el ingreso de estéril va en aumento a medida que progresa la extracción y aparece generalmente luego de extraer un 90% del tonelaje total triturado, sin embargo, existen numerosos factores que pueden apresurar o retardar su aparición.

2.3 FUNDAMENTOS DEL DISEÑO

La principal interrogante en el diseño de hundimiento por subniveles es la determinación de la geometría, la cual debe satisfacer tanto como sea posible los parámetros de flujo gravitacional. Esto significa determinar el ancho y el espesor del elipsoide de extracción para una cierta altura de extracción. Naturalmente estos parámetros pueden ser determinados por pruebas in-situ, pero generalmente los datos no están disponibles a tiempo para el diseño.

Hasta ahora, ningún método implícito para cálculos de ingeniería ha estado disponible, esto debido a la heterogeneidad del material y a la complejidad de los factores envueltos en el flujo gravitacional.

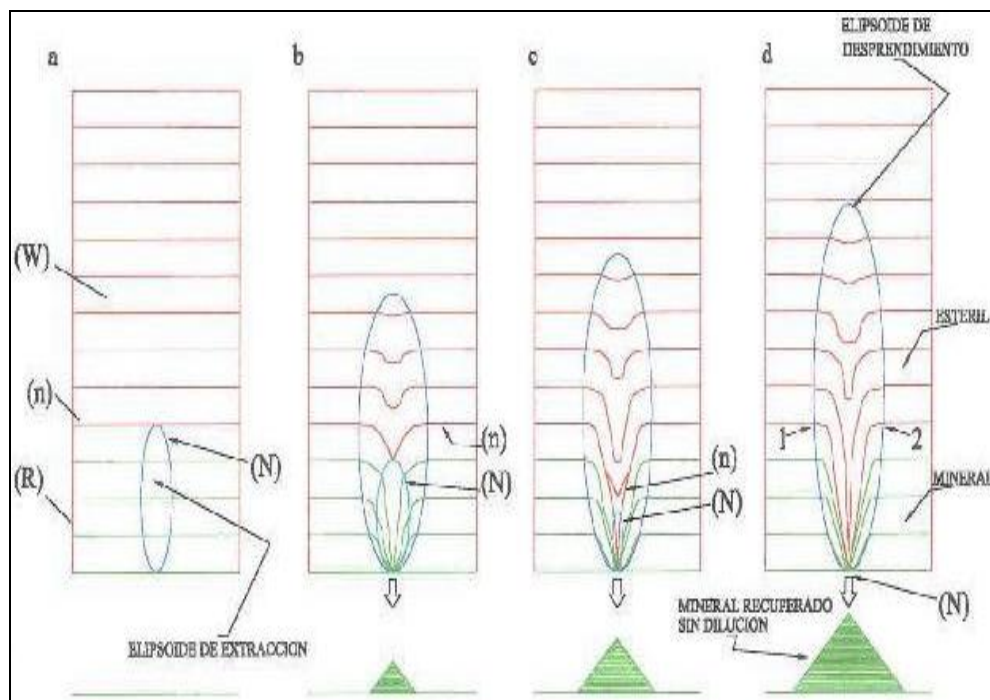
De acuerdo al principio de flujo gravitacional, la extracción del material quebrado por un punto, genera sobre él un volumen en movimiento en forma de elipsoide de revolución. Este elipsoide de altura "h" y ancho "W", crece en dimensiones a medida que la extracción aumenta, manteniendo una relación de excentricidad prácticamente constante, e igual a:

$$E = \frac{\sqrt{a^2 - b^2}}{a}$$

Con "a" y "b" semiejes mayor y menor, respectivamente. En rigor la excentricidad aumenta con la altura.

La excentricidad (E) varía de acuerdo al tipo de material (granulometría, viscosidad, humedad, etc.). Este elipsoide se denomina "Elipsoide de desprendimiento".

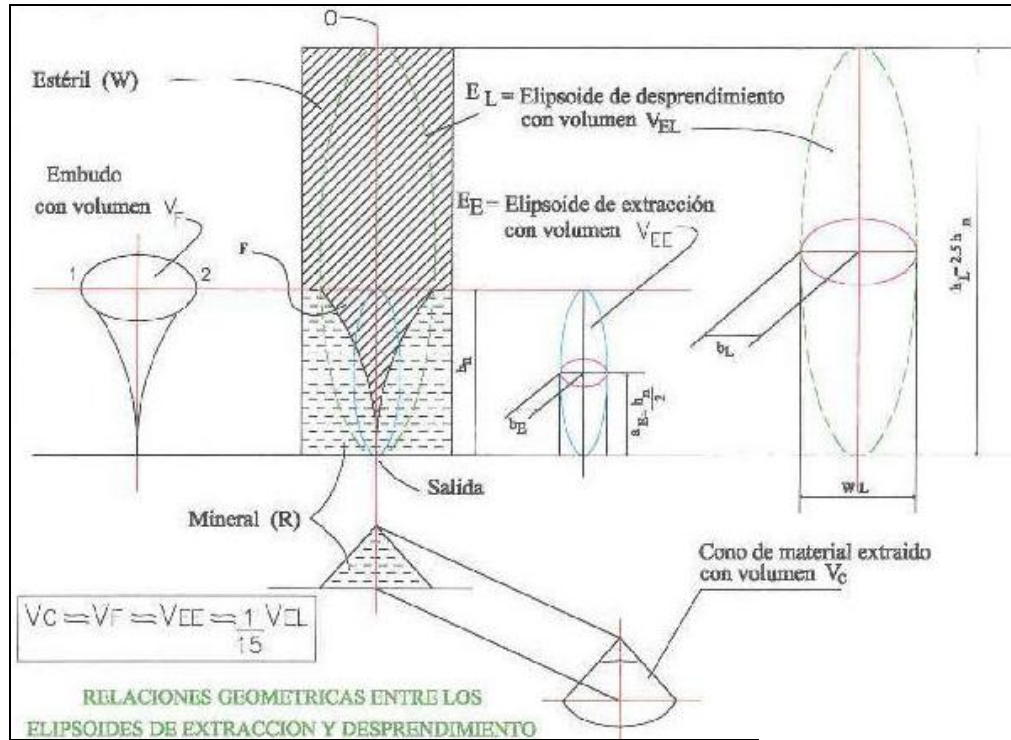
En el instante inicial, el mineral se encuentra dispuesto sin contaminación y estéril sobre él. Al inicio de la extracción comienzan a moverse las distintas capas permitiendo la salida del mineral, en tanto que el estéril desciende sobre él.



Elipsoide de extracción y desprendimiento

En el esquema la fase "a" representa el modelo donde se marca claramente el elipsoide de extracción, ubicando el apex N a una distancia "hn" (altura del elipsoide de extracción) sobre la abertura de descarga, y

siendo “n” el plano horizontal original que pasa a través del apex N, el cual es flectado hacia abajo, formando los flujos de salida 1, N, 2.



Relaciones geométricas entre los elipsoides de extracción y desprendimiento

Donde:

V_c: Volumen de material extraído

EE: Elipsoide de extracción

VEE: Volumen del elipsoide de extracción

h_n: Altura del elipsoide de extracción

EL: Elipsoide de desprendimiento

VEL: Volumen del elipsoide de desprendimiento

h_L: Altura del elipsoide de desprendimiento

F: Salida del embudo

VF: Volumen del embudo de salida

Los puntos 1 y 2 interceptan el elipsoide de desprendimiento a la altura "hn", cabe señalar que el diámetro medio del embudo de salida de los puntos 1 y 2 es igual a la sección horizontal del elipsoide de desprendimiento medido a la altura del punto apex.

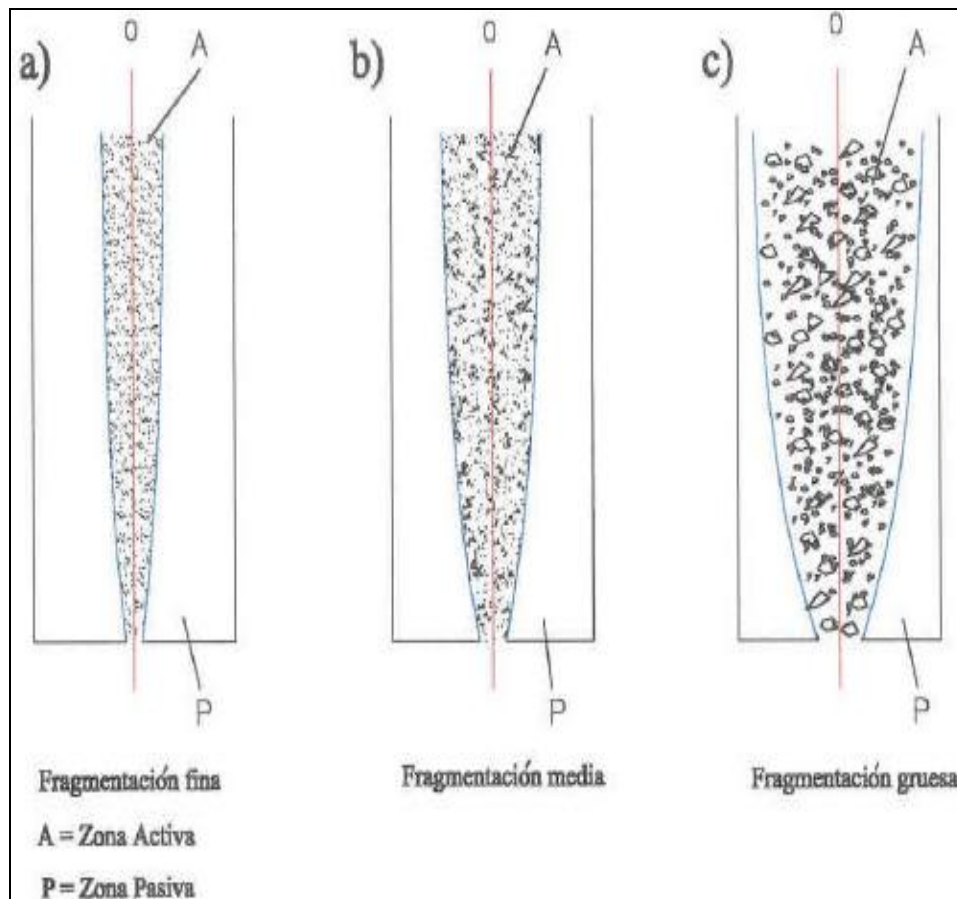
El volumen del flujo de salida es el mismo que el volumen del elipsoide de extracción.

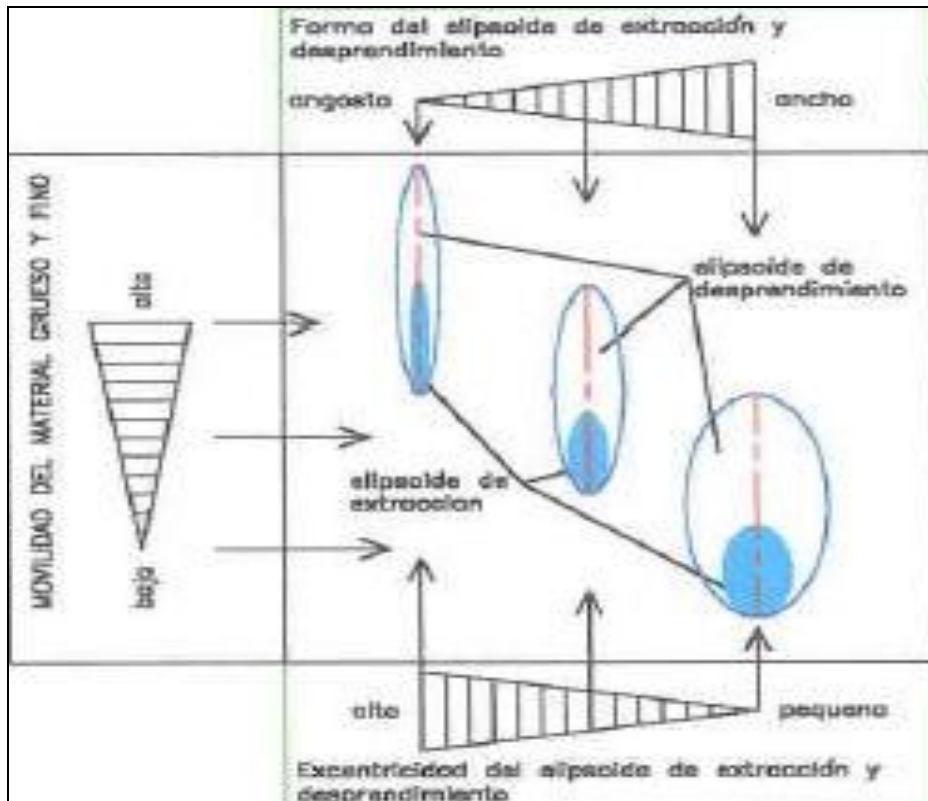
El mayor movimiento se encuentra en el centro de la abertura, definiendo una gradiente de velocidades de escurrimiento. El instante en que termina de salir el mineral y comienza a afectar el techo, se ha acumulado una cantidad de mineral, equivalente al volumen encerrado por él, que se denomina "Elipsoide de extracción", con una altura "hn" y un ancho máximo "Wt".

Entonces para una columna constituida por un segmento de mineral y otro segmento de desmonte en la parte superior, se define el elipsoide de extracción como aquel volumen que es extraído sin llegar a ser contaminado por material estéril de sobrecarga. Este elipsoide está contenido dentro del elipsoide de desprendimiento y, empíricamente se han encontrado relaciones aproximadas entre los anchos y alturas correspondientes. El elipsoide de extracción tiene la singularidad de que todas las partículas que se encuentran en su manto, tienen la misma velocidad. Las dimensiones de este elipsoide determinan, en principio, la geometría y disposición de los puntos de extracción (ventanas). Otras características del comportamiento del flujo gravitacional de partículas o fragmentos que tienen relación con la velocidad de escurrimiento o relajación son:

1. Partículas más finas y redondeadas, fluyen más rápidamente.
2. Partículas más gruesas y angulosas, fluyen más lentamente.
3. Partículas más finas conforman elipsoides más esbeltos.
4. Partículas más gruesas y angulares conforman elipsoides más anchos.

Por lo tanto, si existe una disposición de fragmentos cuya parte superior es de partículas gruesas y angulosas y en su parte inferior partículas finas y redondeadas, entonces, la parte inferior fluirá más rápidamente, es decir, con mayor movilidad que la parte superior y viceversa.





Características del flujo gravitacional en función de la movilidad de las partículas

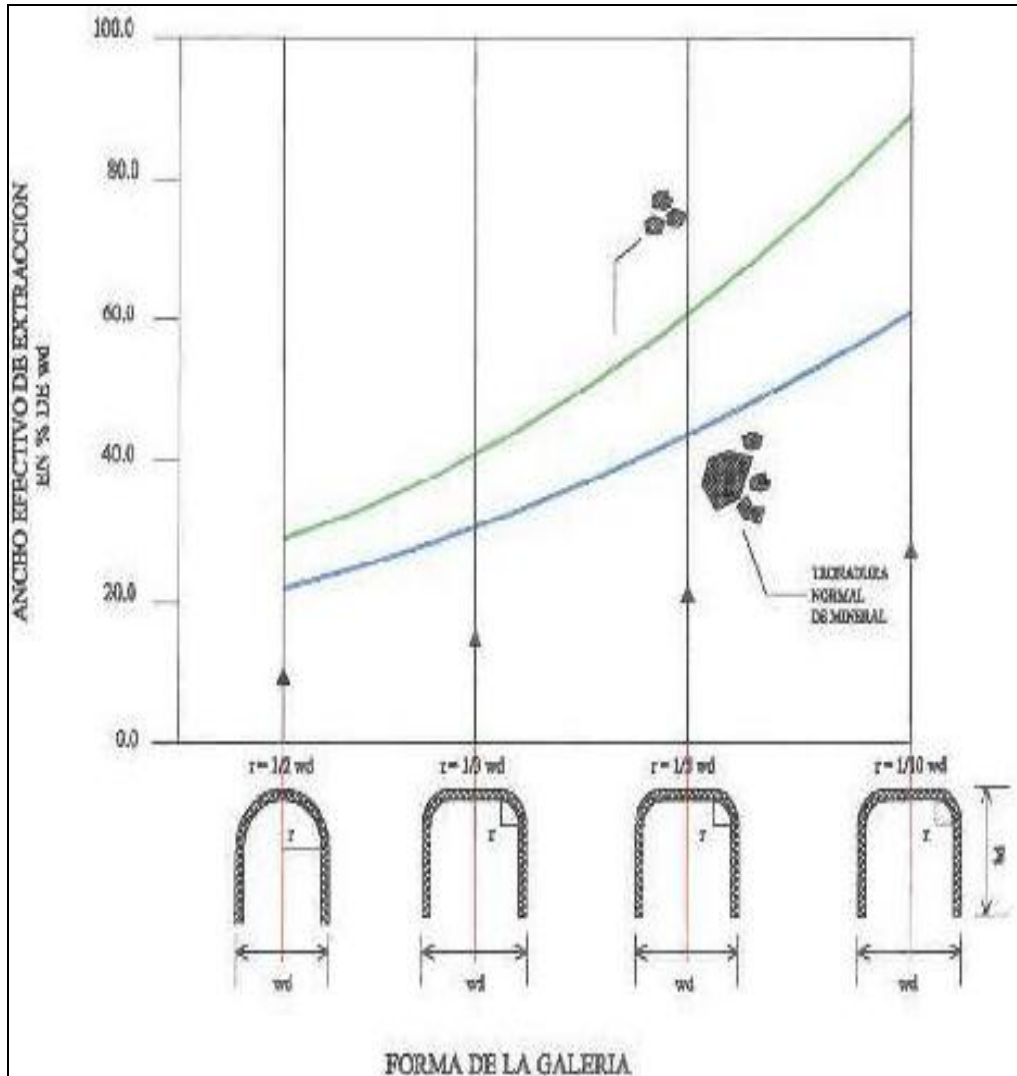
En el caso del ancho del elipsoide, se necesitan puntos más distanciados si los fragmentos son gruesos y más juntos si son más finos.

a) Dimensiones del Elipsoide de Extracción.

Dado que la excentricidad del elipsoide aumenta con su altura, para una misma fragmentación, a mayor altura, más delgado es el flujo. Esto es bien conocido en *Hundimiento por Bloques*, donde con bloques altos, el flujo gravitacional concentrado en un único punto de extracción, puede llegar a formar chimeneas con paredes casi verticales. Con la misma fragmentación, el flujo gravitacional de un material de alta densidad, será más delgado que el flujo de un material de baja densidad.

Se ha determinado en forma empírica que el ancho total del elipsoide de extracción (W_t), es también función de la geometría de las ventanas de producción, es decir, del ancho, altura y forma del techo. Luego, además

de su componente intrínseca relacionada al tipo de material involucrado, el ancho máximo del elipsoide de extracción puede variar de acuerdo al diseño.



Determinación del ancho efectivo de extracción

En la figura se indica el ancho efectivo de extracción como un porcentaje del ancho de la ventana en función de la forma del techo de ésta. Para excluir el factor variable de diferentes tamaños de aperturas de extracción, las operaciones fueron normalizadas a través de un ancho teórico de elipsoide de extracción (W'), asumiendo extracciones a través de un tamaño de apertura mínimo.

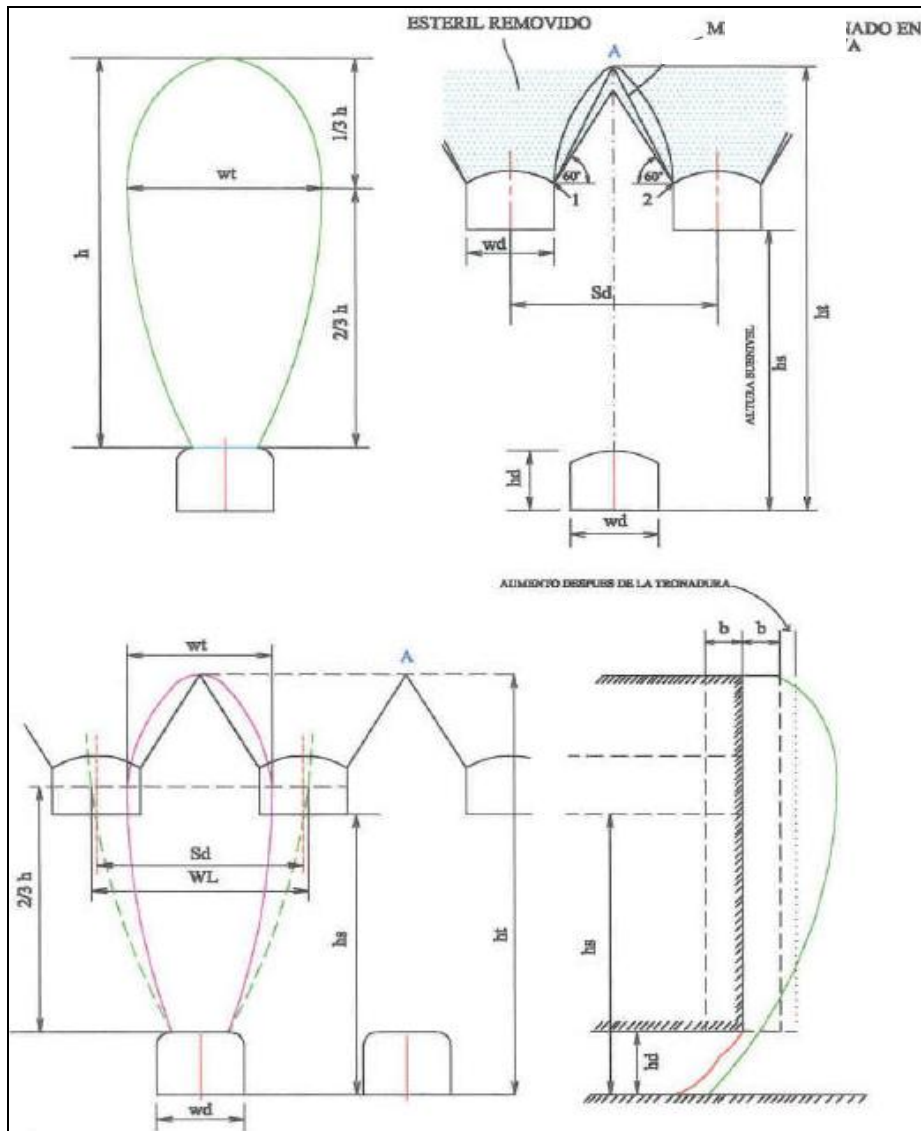
Por otro lado el espesor del elipsoide de extracción (dt) viene dado por la siguiente relación:

$$dt \leq \frac{Wt}{2}$$

b) Espaciamiento Vertical entre Subniveles (hs)

Las ventanas en hundimiento por subniveles deben ser localizadas de acuerdo a un patrón conforme al flujo gravitacional. En la dirección vertical, los subniveles deberían estar localizados en zonas donde el elipsoide de extracción tiene su ancho máximo "Wt". Esto ocurre alrededor de 2/3 h (h es la altura de extracción sobre el techo de la ventana).

Después de la extracción, un pilar con forma triangular queda en la parte superior cubierto de una zona pasiva con mineral remanente que puede ser parcialmente recuperada desde el subnivel inferior. Por lo tanto, la altura de extracción total es la distancia entre el piso del nivel inferior y el apex A (definido por la intersección de dos planos a 60°) con mineral remanente.



Disposición de las ventanas en función al ancho del elipsoide

Para el análisis de la figura se deben tener las siguientes consideraciones:

h: Altura de extracción sobre el techo de la ventana

Wt: Ancho máximo del elipsoide de extracción

Sd: Espaciamiento horizontal entre ventanas

Wd: Ancho de las ventanas

hd: Altura de las ventanas

hs: Espaciamiento vertical entre subniveles

ht: Altura total de extracción

Wl: Ancho del elipsoide de desprendimiento en la sección horizontal en que el elipsoide de extracción tiene su ancho máximo

b: Ancho del tajeo disparado (burden)

c) Espaciamiento Horizontal de Ventanas (sd)

Se necesita determinar el ancho del elipsoide de desprendimiento (W) en una sección horizontal justo al nivel donde el elipsoide de extracción tiene su ancho máximo "Wt". El ancho del elipsoide de desprendimiento en este nivel indica el espaciamiento horizontal aproximado de las ventanas (Sd).

Asumiendo que las relaciones y principios del flujo gravitacional son aplicadas al hundimiento por subniveles, el ancho total del elipsoide de extracción Wt es un 60 a 65% del ancho del elipsoide de desprendimiento, en el nivel donde el elipsoide de extracción tiene su máximo ancho Wt.

El ancho es de alrededor de un 60% para distancias verticales entre subniveles (hs), cercanas a los 18 m; sobre 18 m el ancho Wt es cerca del 65%.

De este modo el espaciamiento horizontal "Sd" es:

Para extracciones con:

$hs < 18 \text{ m}$

$Sd < Wt / 0,6$

Para extracciones con:

$hs > 18 \text{ m}$

$Sd < Wt / 0,65$

d) Ancho de Tajeo (burden) (b)

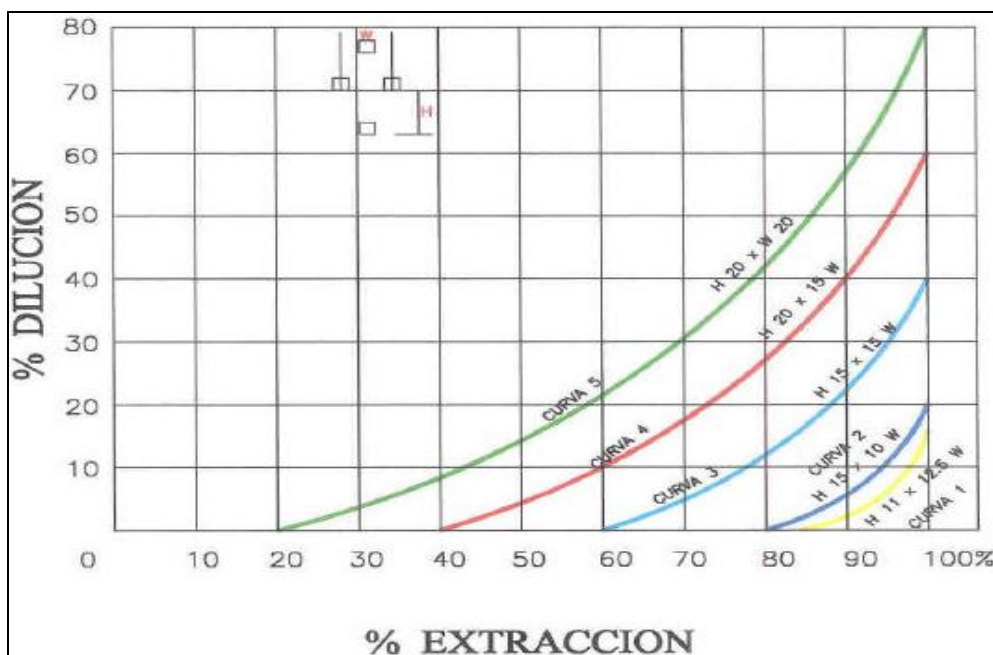
Una guía aproximada para el espesor de un tajeo disparado en el frente de una ventana es usualmente: $b < dt / 2$

El conjunto de las relaciones anteriores supone que la geometría resultante satisface la recuperación del 100% del elipsoide de extracción, lo que es absolutamente teórico, y por lo tanto, dichos resultados deben tomarse como referencia.

Como en cualquier negocio minero, en el diseño de un hundimiento por subniveles se busca encontrar el menor costo en US\$/Ton que, dado un precio, permite obtener las mayores utilidades esperadas. Es por esto, que en la elección del diseño final, deben incorporarse otras variables que permitan evaluar económicamente las alternativas estudiadas.

e) Enfoque del Diseño

Con la ayuda de las relaciones empíricas de D.H. Laubscher se ha podido determinar, cómo se comporta la dilución en función de la disposición de las ventanas y subniveles



Relación entre parámetros geométricos hundimiento por subniveles y dilución asociada

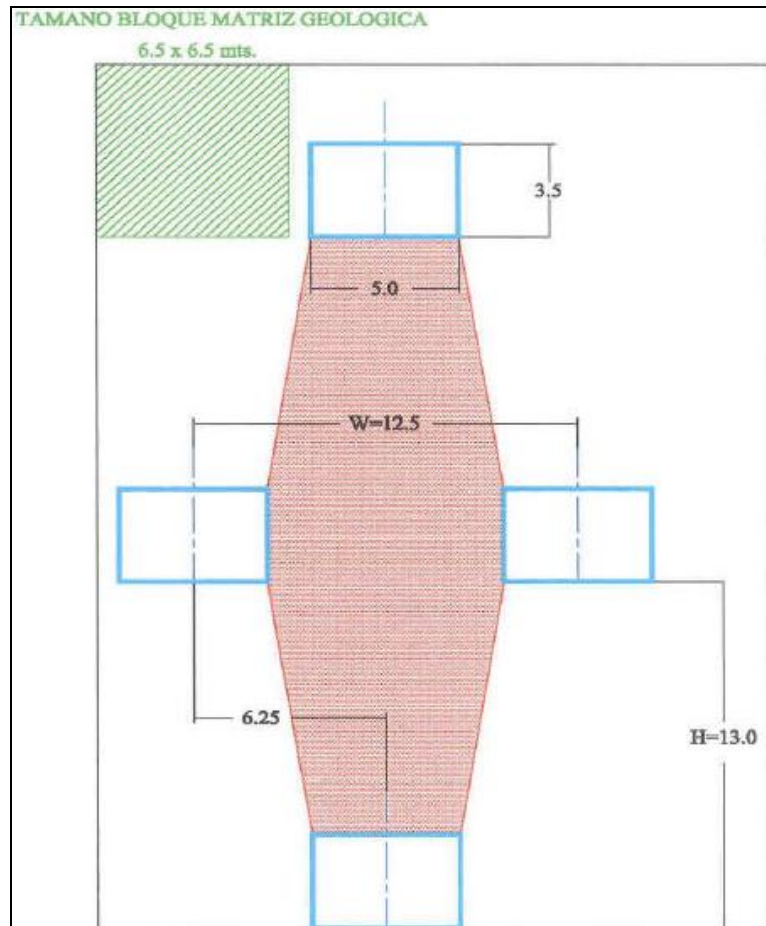
El grafico muestra, para algunas configuraciones de hundimiento por subniveles, la relación entre los parámetros geométricos de espaciamiento entre ventanas y subniveles, y la dilución asociada. Se pueden ver claramente las tendencias de entrada de dilución. En términos generales, se aprecia que a medida que aumenta el par H, W, el punto de entrada de la dilución (PED) se presenta más temprano.

Entre las curvas 2 y 3, hay un aumento de W, manteniéndose H constante y la entrada de la dilución pasa de un 80% de extracción a un 60%. De igual modo, en las curvas 3 y 4 hay un crecimiento de H, manteniéndose W constante, con una variación en la entrada de dilución de 60% a 40%. Entre las curvas 4 y 5 sucede algo similar.

Por lo tanto se puede decir que:

PED a $1/H$ PED a $1/W$

Ahora bien, si H crece, entonces el número de ventanas decrece y la relación metros de desarrollo/ton decrece. Aumenta la longitud de perforación y se hace más productiva tanto la perforación como la voladura, dado que el diámetro aumenta y los eventos de voladura disminuyen. Si la longitud de perforación "L" aumenta, el diámetro aumenta en forma discreta y también el burden. En consecuencia se han incorporado al análisis nuevas variables a considerar, es decir, desarrollos, perforación, voladuras y mecanización. Entonces para resolver el problema de elegir el mejor diseño de hundimiento por subniveles entre otras alternativas, debe considerarse la valorización de todas las actividades asociadas al respectivo diseño.



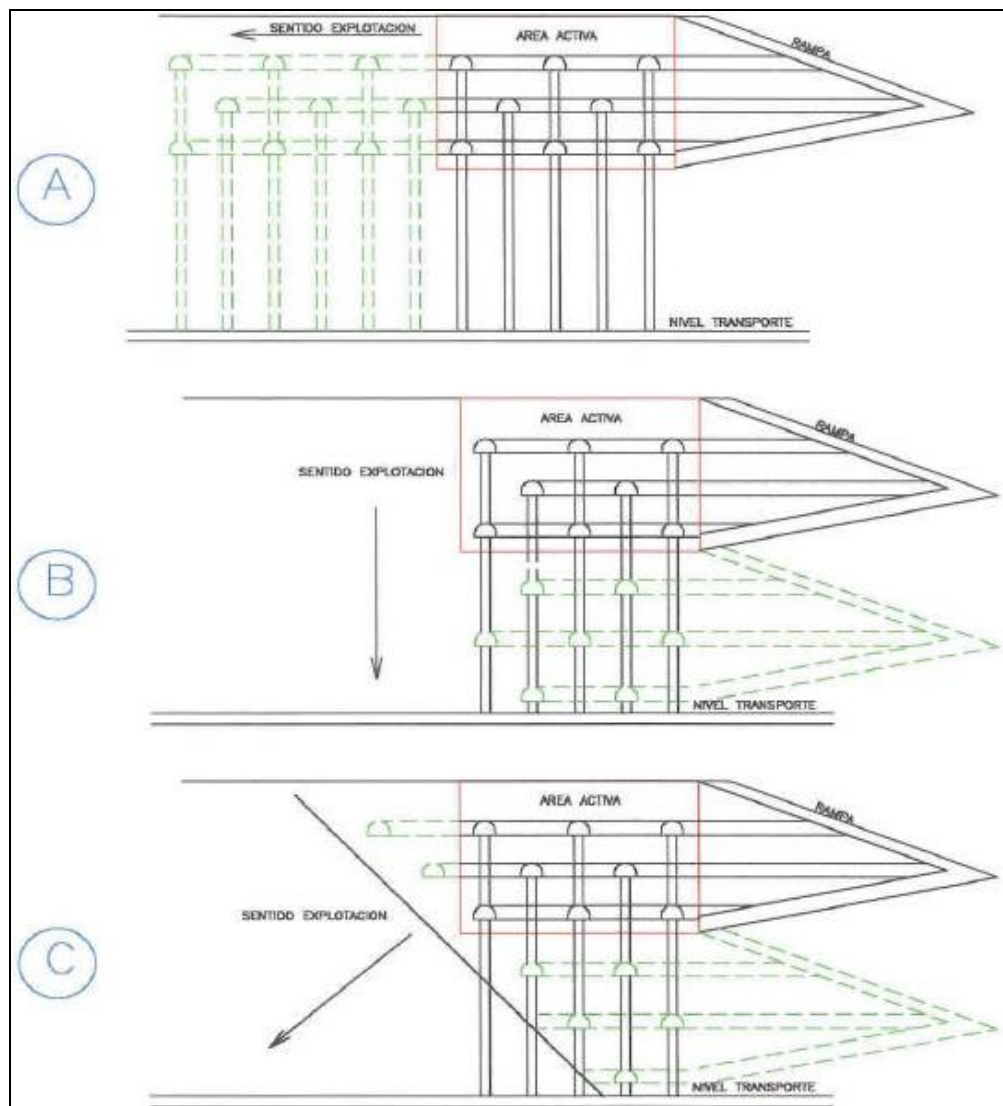
Geometría de unidad de explotación

Si H crece, la longitud y el diámetro de perforación crecen, el burden crece y entonces la granulometría esperada de la voladura debiera crecer, disminuyendo la movilidad del mineral con respecto al material estéril e incrementando la probabilidad que el estéril se incluya más tempranamente, aumentando la dilución, lo que es consecuente de las curvas de D.H. Laubscher.

f) Secuencia

En hundimiento por subniveles, la secuencia de explotación es por naturaleza descendente y en retroceso. Las recomendaciones operacionales indican que es aconsejable trabajar manteniendo independencias entre las operaciones de preparación, perforación y

extracción, de modo de reponer sin interferencias, al área activa perdida por la explotación.



Secuencia y sentido de explotación

Al respecto, es posible visualizar dos situaciones extremas.

- Secuencia horizontal estricta.
- Secuencia descendente estricta.

La secuencia horizontal estricta A, consiste en el descenso de la explotación, una vez que se ha extraído todo el mineral hasta una cierta cota. Así, los desarrollos se realizan hasta los límites de la

mineralización en la horizontal. En este caso, se deben ir construyendo todos los echaderos y servicios hasta en nivel de transporte principal, adelantando los desarrollos de los sectores más bajos, que serán explotados con posterioridad.

La secuencia descendente estricta B, consiste en el descenso de la explotación, bajo el área activa en producción. De esta forma los desarrollos se ejecutan limitados en la horizontal.

- **Resumen del Método**

	Aceptable	Óptimo
1. Geometría del Yacimiento		
Forma	Tabular	Tabular
Potencia	Media	Grande
Buzamiento	Cualquiera	Vertical
Tamaño	Medio	Grande
Regularidad	Media	Alta
2. Aspectos Geotécnico		
Resistencia (Techo)	>100 MPa	>50 MPa
Resistencia (Mena)	>50 MPa	>50 MPa
Fracturación (Techo)	Media-Alta	Alta
Fracturación (Mena)	Media	Baja
Campo Tensional In-situ (Profundidad)	<1000 m	<500 m
Comportamiento Tenso-Deformacional	Elástico	Elástico
3. Aspectos Económicos		
Valor Unitario de la MENA	Bajo	NA
Productividad y ritmo de Explotación	Alto	NA

- **Ventajas y Desventajas**

Ventajas.

Las principales ventajas de este método se detallan a continuación:

- El método puede ser aplicado en roca "de muy competente a moderadamente competente".
- Puede adecuarse a cuerpos irregulares y angostos.
- Es un método seguro ya que todas las actividades se realizan siempre dentro de las ventanas debidamente sostenidas y nunca en tajeos expuestos.
- Dadas las características de configuración y de operación, este método es altamente mecanizable, permitiendo importantes reducciones de costos operativos.
- Todas las actividades que se realizan son especializadas, simplificándose el entrenamiento y mano de obra requerida.
- Al no quedar pilares sin explotar, la recuperación puede ser alta.
- El método es aplicable a recuperación de pilares en labores explotadas.
- Las ventanas se distribuyen según una configuración uniforme.
- Se puede variar el ritmo de producción con facilidad permitiendo gran flexibilidad.
- La estandarización y especialización de las actividades mineras y del equipamiento permite una alta flexibilidad de las operaciones y una utilización de los equipos en distintos niveles.
- Las operaciones unitarias son de fácil organización ya que existe poca interferencia entre ellas.

- Se puede llevar la perforación adelantada lo que da holgura en caso de imprevistos.
- Efectuar los desarrollos en mineral, permite obtener beneficios en el corto plazo e incluso en el periodo de preparación. Además permite un mejor reconocimiento del cuerpo mineralizado y disponer de mineral para efectuar pruebas y ajustes de los procesos metalúrgicos involucrados.

Las principales desventajas son:

- Se debe admitir un cierto grado de dilución del mineral.
- Se debe implementar un control de producción acucioso.
- Existen pérdidas de mineral; al llegar al punto límite de extracción, el mineral altamente diluido remanente se pierde, además se pueden generar zonas pasivas, es decir, sin escurrimiento, lo que implica pérdidas.
- El método requiere un alto grado de desarrollos y preparaciones.
- Al generarse el hundimiento, se produce subsidencia, con influencia hacia la superficie, además, las labores permanentes como chimeneas y rampas deben ubicarse fuera del cono de subsidencia requiriéndose mayor desarrollo.

2.4 DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

- Método de explotación

Es el modo de dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para la explotación de una mina.

- **Subnivel**

Labor de acceso y de preparación para trabajar en el cuerpo. Se hace siempre a unos metros sobre el nivel principal, para extraer el mineral. Su salida es por el nivel principal y para corto tiempo de funcionamiento. También se le denomina nivel secundario.

- **Hundimiento**

Fracturamiento de mineral y de la caja circundante bajo condiciones controladas en donde el material roto llena los espacios vacíos creados y los derrumbes continuos son esenciales para provocar la extracción por flujo gravitacional continuo.

- **Sublevel caving**

Término en inglés, representa al método de explotación en donde el cuerpo es dividido en subniveles o espacios verticales proporcionalmente a las condiciones del terreno y se realizan aperturas transversales desde las cuales se ejecutan perforaciones en taladros largos con trazo en abanico o en paralelo para derribar el mineral y subsidencia del cuerpo, permitiendo flexibilidad y alta capacidad de extracción.

- **Cuerpo de Mineral**

Forma vertical del mineral que se encuentra en el subsuelo, en extensiones grandes de seis a quince metros de ancho, indefinidos y voluminosos.

- **Planeamiento**

Acciones preparatorias, para llevar a cabo todo el trabajo en la mina con el fin de extraer el mineral durante un año calendario considerando el personal, campamento, maquinaria, costos y ganancias.

- **Reserva de Mineral**

Es la cantidad de mineral económicamente explotable con leyes superiores al Cut Off.

- **Cimbra**

Elemento de sostenimiento pasivo o de soporte utilizado generalmente en condiciones de masa rocosa muy fracturada o muy débil. Construidas con perfil de acero según los requerimientos de forma y sección de la excavación.

- **Dilución**

Es la disminución de la Ley de cubicación por la presencia de rocas estéril.

- **Relleno Hidráulico**

Mezcla de relaves granulados con agua y cemento que se utiliza en minas mecanizadas.

- **Loza**

Relleno hidráulico en proporción de seis partes de cemento por una parte de relave, que en fraguado tiene una consistencia muy concreta.

- **Sostenimiento:** según (Mendieta Britto, 2014), es la operación que resuelve el problema de la estructura de la masa rocosa y de los esfuerzos, controlando el movimiento y reduciendo la posibilidad de falla en los bordes de la excavación con el objetivo de crear ambientes de condiciones seguras para el personal de diferentes áreas.

- **RMR:** es la clasificación geomecánica de Bieniawski, *rock mass rating*, es un sistema de clasificación geomecánica presentado por el Ingeniero

Bieniawski y en todas sus modificaciones para estimar el tiempo de soporte de una labor, según lo investigado por (Mendieta Britto, 2014).

- **GSI:** planteado por (Hoek 2002), es el índice de resistencia geológica, como complemento a su criterio generalizado de falla en roca, también el GSI estima la reducción de la resistencia del macizo para diferentes condiciones geológicas, citado por (Mendieta Britto, 2014).
- **Macizo rocoso:** según (Mendieta Britto, 2014), es el conjunto de la matriz rocosa y sus discontinuidades, presenta un carácter heterogéneo, comportamiento discontinuo y normalmente anisotrópico, como consecuencia de la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad que condicionan su comportamiento geomecánico e hidráulico.
- **Índice de designación de la calidad de la roca (RQD):** el índice de designación de la calidad de la roca (RQD) desarrollado por Deere en 1967, provee un estimado cuantitativo de la calidad de la masa rocosa, a partir de los testigos de la perforación diamantina. (Deere, 1984)
- **Mapeo geomecánico:** El mapeo geomecánico consiste en la recolección de la data del macizo rocoso in situ, la descripción gráfica de las condiciones in situ del macizo rocoso consideran las diaclasas, las condiciones del ambiente y la clasificación del tipo de macizo rocoso, haciendo uso de las herramientas geomecánicas: picota de geólogo, martillo Schmidt, brújula y juego de colores, (Mendieta Britto, 2014).

2.5 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.

2.5.1 Hipótesis General

Con la prueba piloto de ejecución de slot podemos decir que hay mejor productividad y seguridad durante la explotación por sub level caving empleado actualmente en la Compañía Minera **Volcán** – Unidad - Yauli Mina Carahuacra.

2.5.2 Hipótesis específicas

- a. Con la prueba piloto de ejecución de slot podemos decir que hay mejor productividad durante la explotación por sub level caving empleado actualmente en la Compañía Minera Volcán – Unidad Carahuacra.
- b. Con la prueba piloto de ejecución de slot podemos decir que hay mejor seguridad durante la explotación por sub level caving empleado actualmente en la Compañía Minera Volcán – Unidad Carahuacra.



Generación de Slot derecho – Ventana 7 Tajo piloto

2.6 IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES.

2.6.1 Variables para la hipótesis general

- **Variable Independiente:**
Prueba piloto de ejecución de slot
- **Variable Dependiente:**
Mejor productividad y seguridad

2.6.2 Variables para las hipótesis específicas

- **Para la hipótesis a.**
Variable independiente
Prueba piloto de ejecución de slot

Variable dependiente
Mejor productividad
- **Para la hipótesis b.**
Variable independiente
Prueba piloto de ejecución de slot

Variable dependiente
Mejor seguridad

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1 TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN.

El presente trabajo de investigación es de carácter APLICATIVO, conforme a los propósitos y naturaleza de la investigación; el estudio se ubica en el nivel descriptivo, explicativo y de correlación siguiendo la siguiente secuencia:

3.2 MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN.

A efectos de abordar todos los factores que intervienen en el problema planteado, se empleó métodos: inductivo, deductivo, análisis, síntesis.

3.3 DISEÑO DE INVESTIGACIÓN.

El diseño que utilizare en la investigación será por objetivos conforme al esquema siguiente, conforme al esquema siguiente:

OG = OBJETIVO GENERAL
HG = HIPÓTESIS GENERAL
CG = CONCLUSIÓN GENERAL

3.4 POBLACIÓN Y MUESTRA.

3.4.1 Población

La población está constituida por todas las labores mineras que están en plena operación en la Compañía Minera Volcan. – Unidad Carahuacra.

3.4.2 Muestra

La muestra será el tajeo de explotación del Nv 720, es ahí donde se realizará toda la investigación y se extraerá todos los datos necesarios para la presente investigación.

3.5 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.

3.5.1 Técnicas

Las principales técnicas que utilizaré en la investigación es:

- Entrevistas y Encuestas
- Análisis Documental
- Observación

3.5.2 Instrumentos

Los principales instrumentos que utilizare en la investigación son:

- Guía de entrevista
- Cuestionario
- Guía de Análisis Documental
- Guía de Observación
- Técnicas de procesamiento y análisis de datos

CAPITULO IV

RESULTADOS

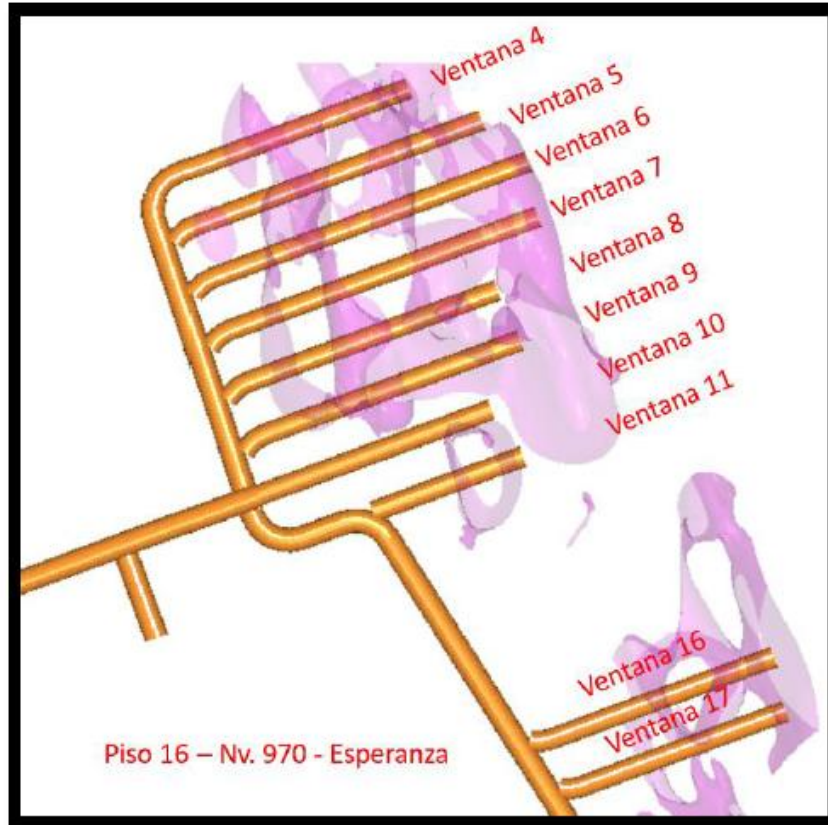
4.1 PRUEBA PILOTO

4.1.1 Identificación de Zona de Prueba

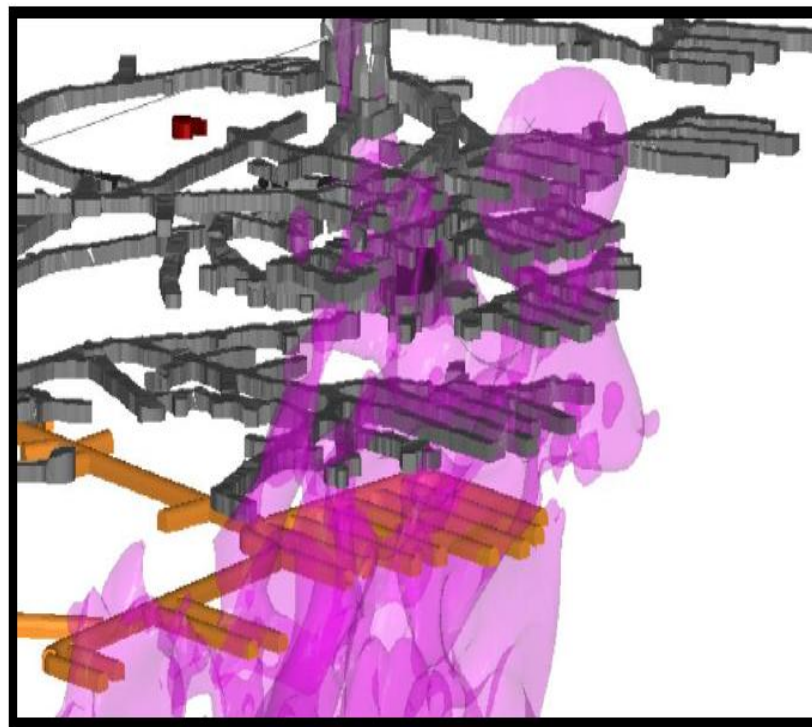
Se identificó la zona para realizar la prueba piloto, siendo el cuerpo Esperanza Nivel 970 – Piso 16 – Ventana 8 inicialmente para luego continuar con las ventanas aledañas número 7 y 9 mientras se culmina su limpieza y preparación respectivamente, con la finalidad de mantener interacción entre 03 ventanas contiguas generando suficiente radio hidráulico para la propagación del hundimiento parejo.



Ventana 8 Piso 16 Nv. 970 – Esperanza



Vista en planta Proyección Piso 16 Nv. 970 – Esperanza



Vista Isométrica Labores Ejecutadas– Cuerpo Esperanza

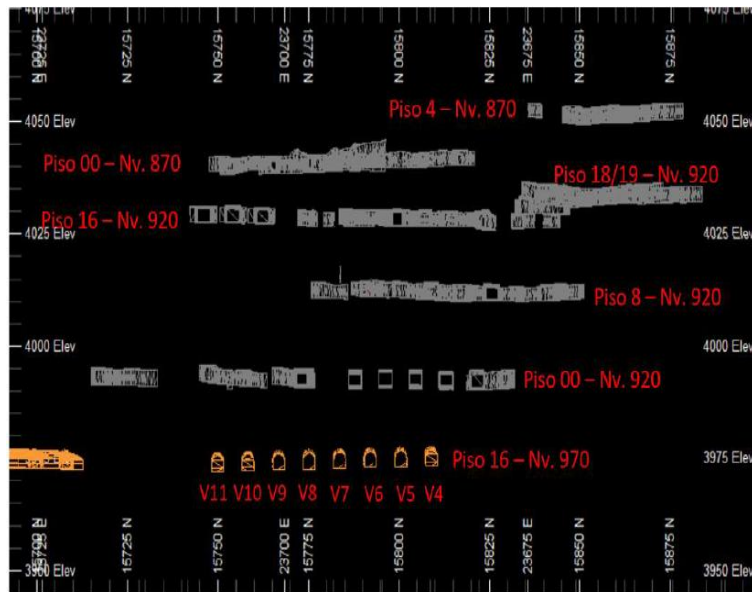


Fig. 4 Vista E-W Labores Realizadas-Cuerpo Esperanza

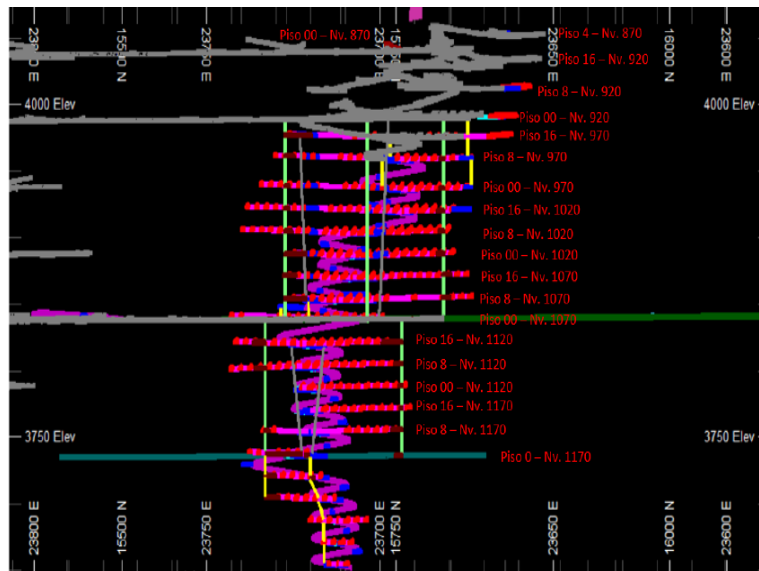
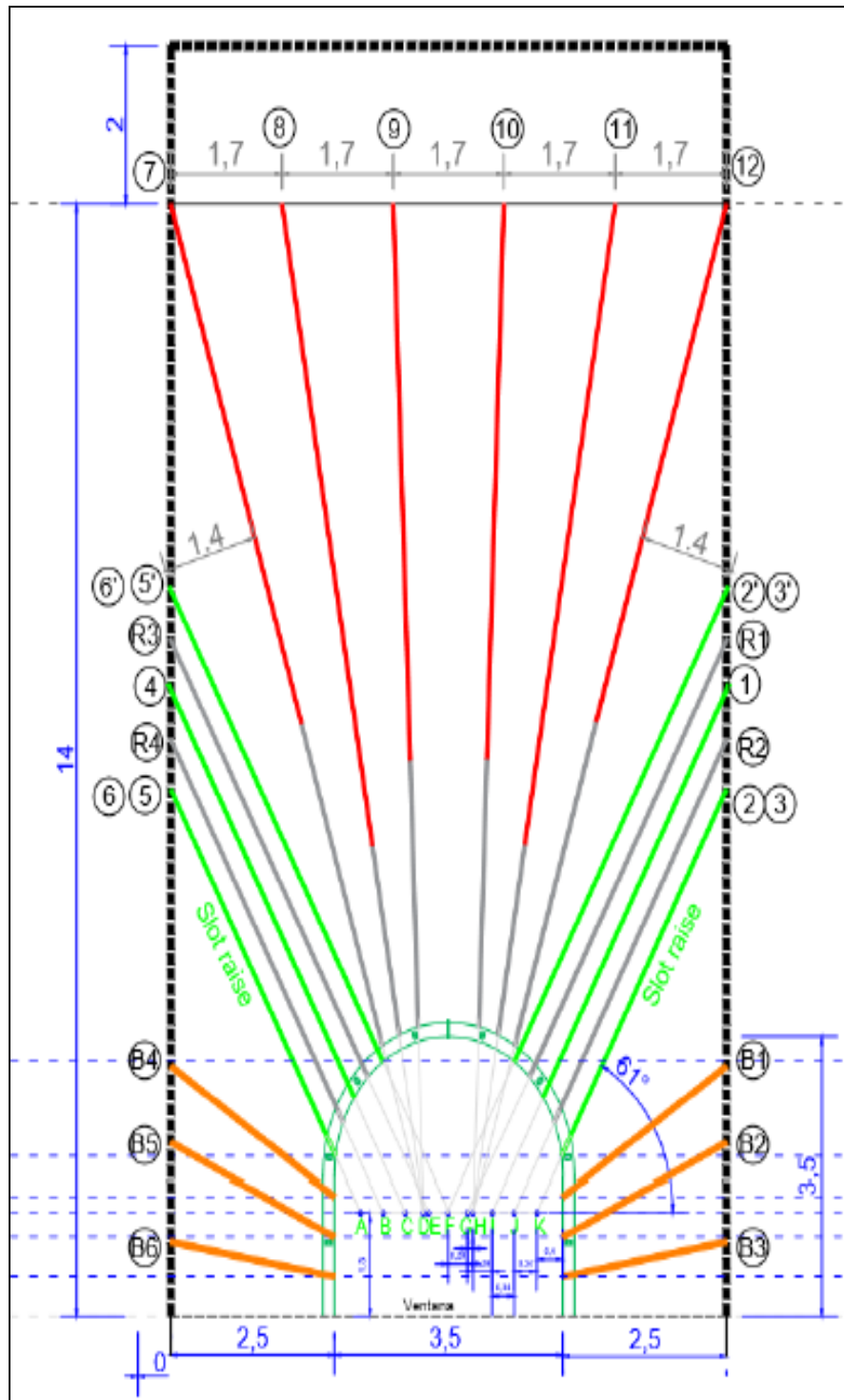
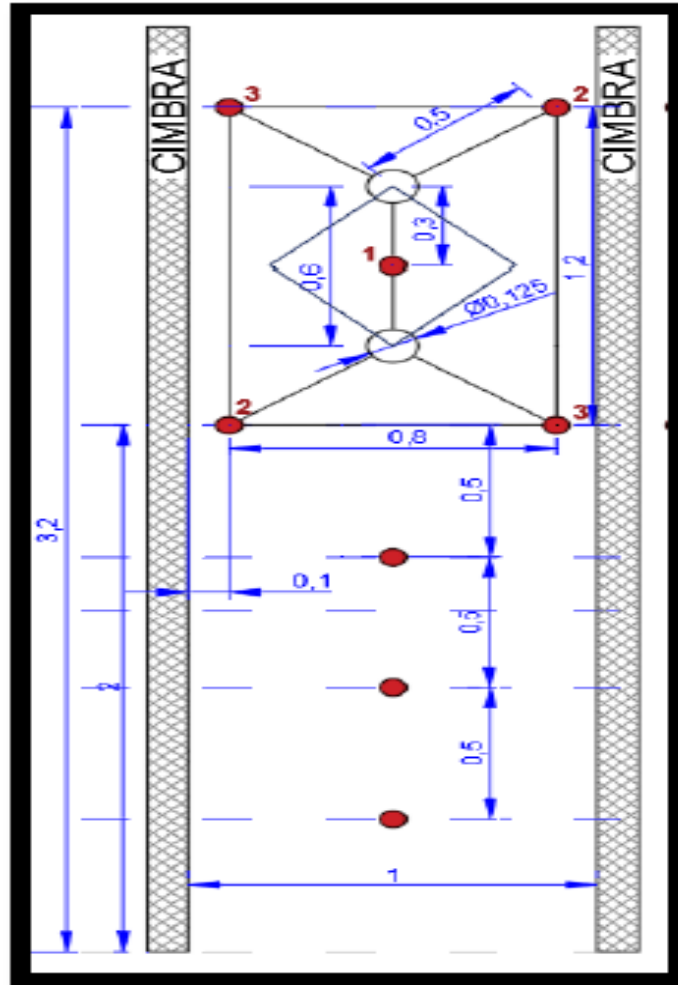


Fig. 5 Vista E-W Proyección de Labores -Cuerpo Esperanza

Inicialmente en base a los trabajos realizados con anterioridad por el equipo de SMCSA, se decidió emplear el siguiente diseño que consta de 16 taladros de carguío y 4 taladros rimados en total con una inclinación de 61° para el slot derecho e izquierdo de la primera fila de mineral, considerando taladros laterales para la detonación de los bolsillos.



Diseño de Slot y Corona Inicial



Esquema de taladros para Slot lateral

La secuencia propuesta inicialmente para realizar la prueba en la ventana 8, consistiría en:

Actividades	
1	Perforar, cargar y disparar solo los taladros de los slots laterales del primer abanico (f1)
2	Limpiar todo el esponjamiento de los slots laterales (f1)
3	Perforar, cargar y disparar los taladros de los slots laterales del segundo abanico (f2)
4	Limpiar todo el esponjamiento de los slots laterales (f2)
5	Proceder con la perforación, carguío y voladura de los taladros de la corona del primer y segundo abanico, además realizar el plasteo de las cimbras en conjunto (f1 y f2)
6	Limpieza del mineral quebrado (f1 y f2)
7	Dar inicio a la perforación, carguío y voladura de los abanicos de producción.

Tabla 1 – Secuencia de ejecución de Slot – Propuesta Inicial

4.1.2 Inicio de Prueba

- Se inició con la perforación a las 11:00 a.m. por demoras operativas en habilitación de la labor e instalación de energía y agua en la ventana 8 piso 16 Nv 970 – Esperanza. Se empleó el equipo “Muki 2”
- Se empleó el diseño inicial propuesto.
- Se acordó iniciar la perforación del slot desde la fila 3 (entre las cimbras 3 y 4) respecto del tope de la ventana, ya que las primeras 2 filas tenían presencia de desmante.
- Se culmina la perforación del slot lateral derecho, sin embargo 30 minutos antes de culminar la guardia día, el equipo "Muki" presenta una avería en la manguera de percusión, impidiendo culminar la perforación del slot del hastial izquierdo.
- Se decidió culminar al siguiente día con el mismo operador la perforación del slot para realizar la voladura de ambos slots según lo establecido

Actividad	Perforar, cargar y disparar solo los taladros de los slots laterales del primer abanico (f1)
Resultados	*Para el slot derecho se logró perforar 05 taladros de producción (64 mm), 02 rimados (125 mm) y 3 taladros de bolsillos (64 mm). *Para el slot izquierdo se logró perforar 05 taladros de producción (64 mm) y 01 rimado (125 mm)
Observaciones	*Existe dificultad en perforar rimados por la tendencia a juntarse debido a la presencia de sacos de mineral presente entre las cimbras y el tope de mineral. *Se muestra dificultad en perforar los taladros inferiores del slot por su alta inclinación (61°), decidiendo perforar a 50° para mejorar el performance del Muki 2.



Perforación Slot Derecho – V8

4.1.3 Continuación de la Perforación

- El equipo de Andean Drilling se une a la prueba piloto Tajo Esperanza.
- Andean Drilling evalúa el diseño realizado y recomiendan incrementar la cantidad de taladros rimados para asegurar la efectividad del disparo (3 rimados para cada slot).
- A las 11:30 a.m. se detiene la perforación de los slots en la ventana 8 debido al daño (derrumbe) generado en la ventana adyacente 9, la cual se encontraba en preparación.
- Se decide culminar la operación en dicha guardia, además se decide realizar la prueba en la ventana 7 siempre que la ventana 6 culmine con la colocación del tampón en el tope de la ventana.
- Se decide realizar un nuevo diseño tomando las recomendaciones de Andean Drilling y las recomendaciones obtenidas en la reunión del mismo día realizada a las 3:00 p.m con todo el equipo



Perforación Slot Izquierdo – V8 Inicio de Turno 03/11.

Los diseños y secuencia finales propuestos son los siguientes:

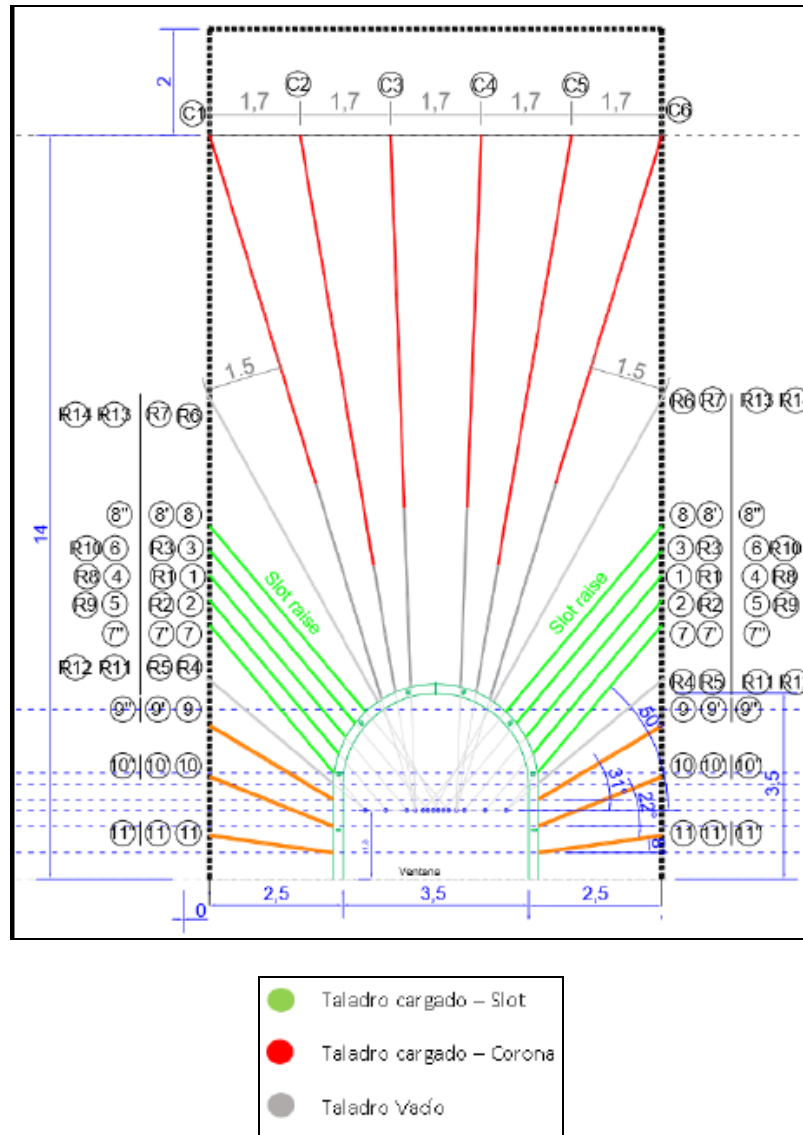
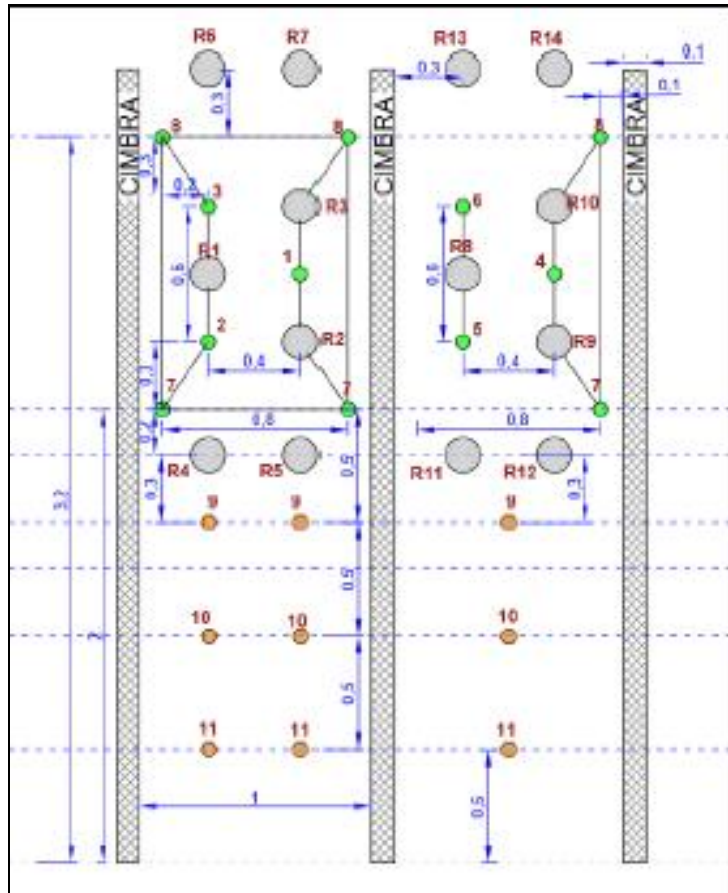
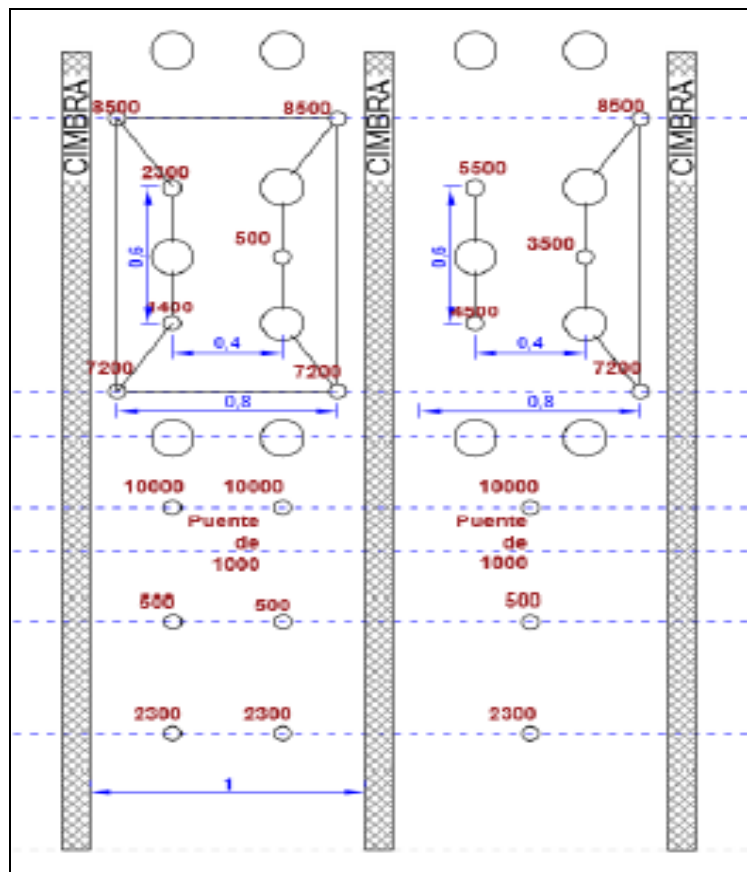


Fig. 10 – Diseño de Slot y Corona – Nueva Propuesta



Esquema de taladros 02 slots – Nueva Propuesta.



Secuencia de detonación 02 slots – Nueva Propuesta.

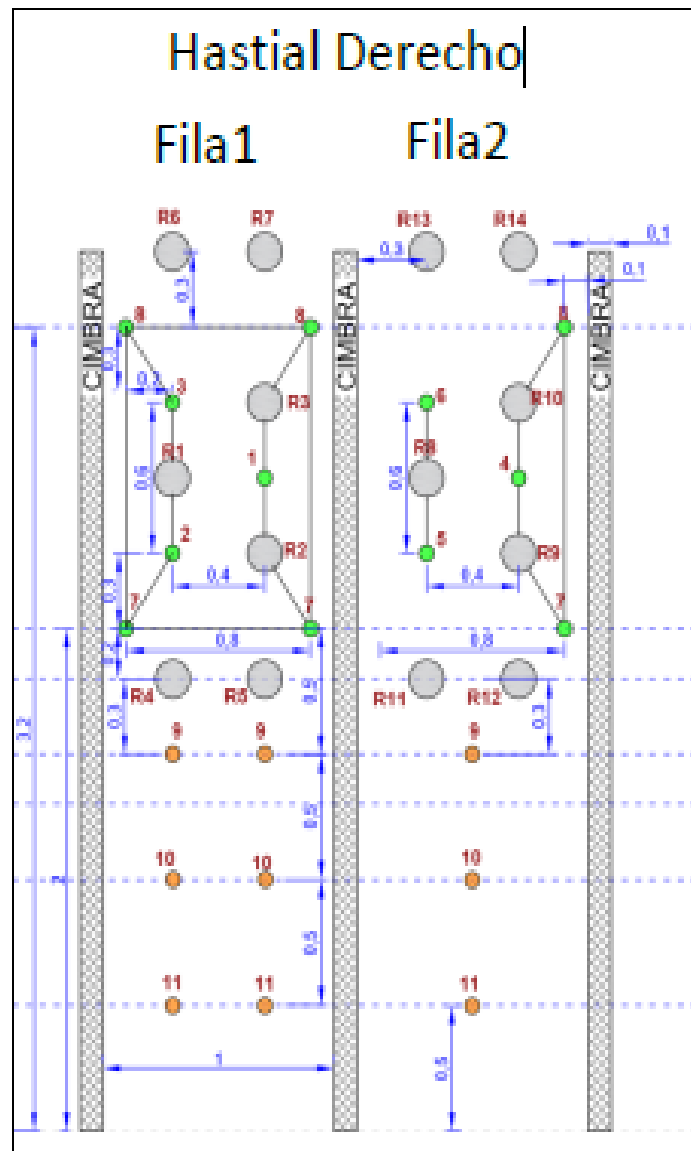
La secuencia establecida para realizar la prueba en la ventana 7 Piso 16

Nv. 970 Esperanza, es la siguiente:

	Actividades
1	Perforar, cargar y disparar solo los taladros del slot lateral derecho correspondiente a la F1 y F2.
2	Limpiar todo el esponjamiento del slot lateral derecho F1/F2 y colocar las tablas de madera.
3	Perforar, cargar y disparar los taladros del slot lateral izquierdo correspondiente a la F1 y F2.
4	Limpiar todo el esponjamiento del slot lateral izquierdo F1/F2 y colocar las tablas de madera.
5	Proceder con la perforación, carguío y voladura de los taladros de la corona del primer y segundo abanico, además realizar el plasteo de las cimbras en conjunto F1 y F2.
6	Limpieza del mineral quebrado F1 y F2.
7	Dar inicio a la perforación, carguío y voladura de los abanicos de producción.

ETAPA-1

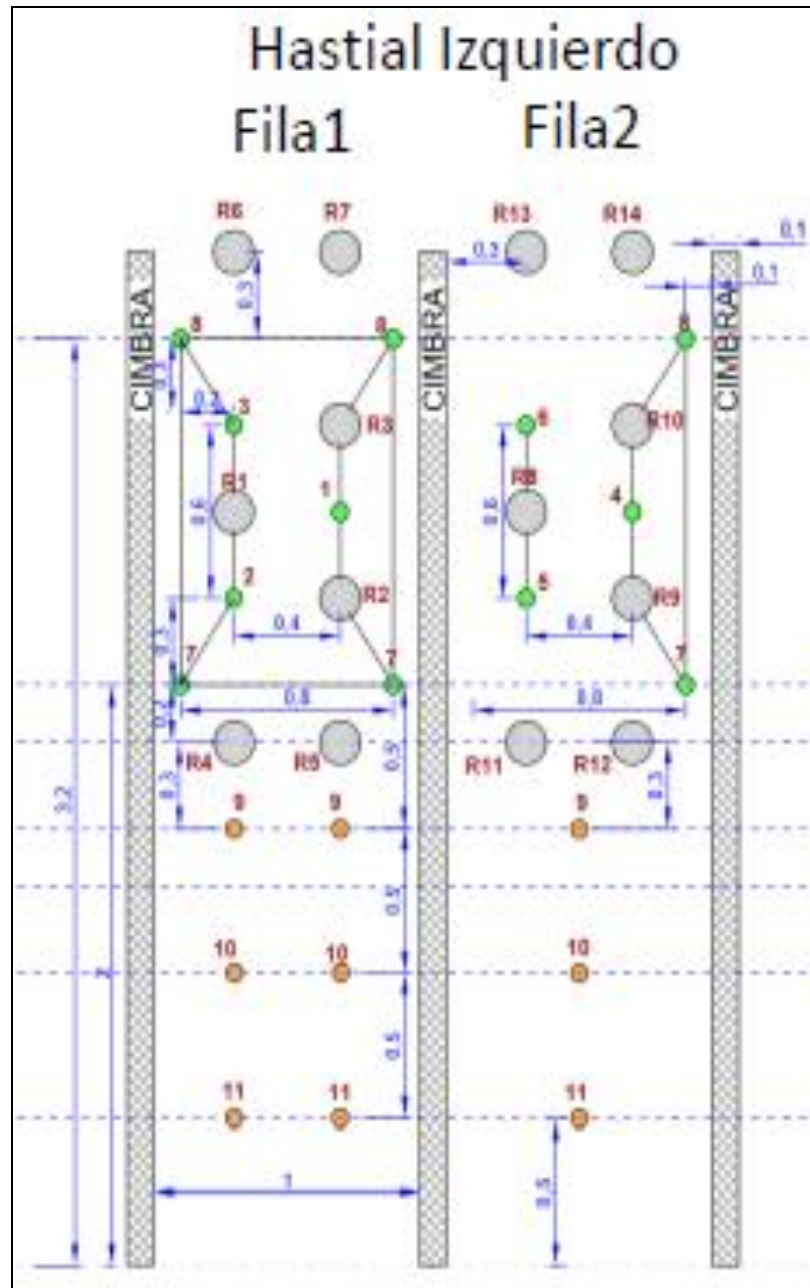
- Perforar cargar y disparar los taladros del slot lateral derecho correspondiente a la F1 y F2.
- Realizar la limpieza de mineral, extrayendo 72 ton de mineral en promedio.



Secuencia de Minado 1

ETAPA-2

- Perforar cargar y disparar los taladros del slot lateral izquierdo correspondiente a la F1 y F2.
- Realizar la limpieza de mineral, extrayendo 72 ton. de mineral en promedio.

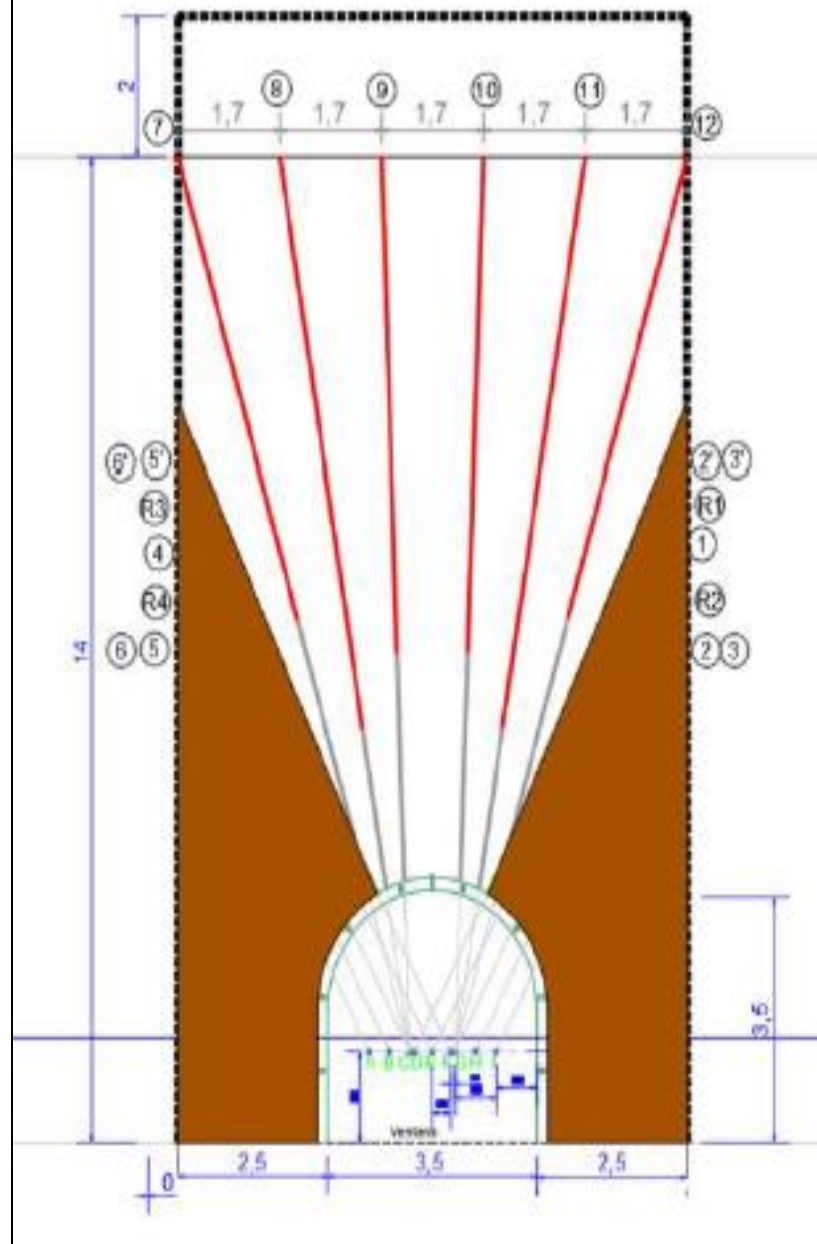


Secuencia de Minado 2

ETAPA-3

- Perforar y detonar los taladros de la corona de la fila 1 y 2, tomando en cuenta el plasteo de la cimbra.
- Realizar la limpieza de mineral, extrayendo 615 ton. de mineral en promedio por cada fila de corona.

Abanico 1 y 2



Secuencia de Minado 3

ETAPA-4

- Realizar la perforación y detonación de los taladros de producción, extrayendo 688 ton. de mineral en promedio por abanico.

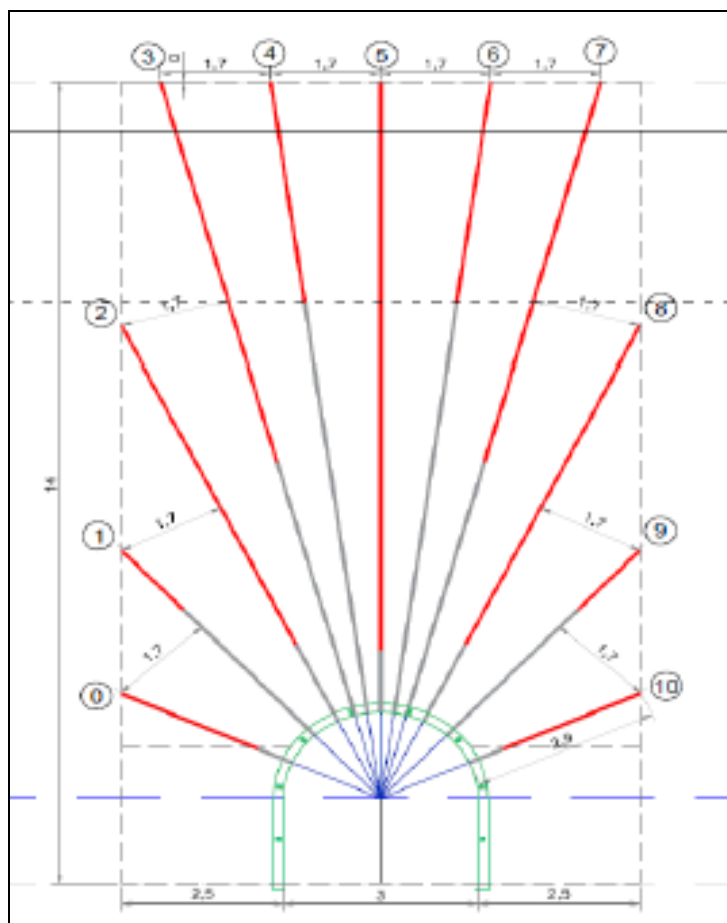


Figura 16. Secuencia de Minado 4 Abanico 1 y 2

4.1.4 Inicio de Prueba Piloto Tajo Esperanza

- Se tiene establecido las bases y diseños para la realización de la prueba piloto en la ventana 07 Piso 16 Nv 970 – Esperanza.
- Se presenta inconvenientes en el traslado del equipo “muki 2” hacia la ventana 7, debido al pase restringido por disparo en la rampa 5516.
- Se coordina la instalación de tablero eléctrico en dicho nivel para que opere el equipo muki 2.
- Se realiza el marcado de líneas de referencia para la perforación en la ventana 7.
- Se visita la zona de Esperanza Norte Nv 920 Piso 8, evidenciando el plasteo de cimbras para recuperación de pilares sobre la corona.



Figura 17. Plasteo de cimbras – Esperanza Norte Nv 920 Piso 8.



Figura 18. Resultado del plasteo de cimbras – Esperanza Norte Nv 920 Piso 8.

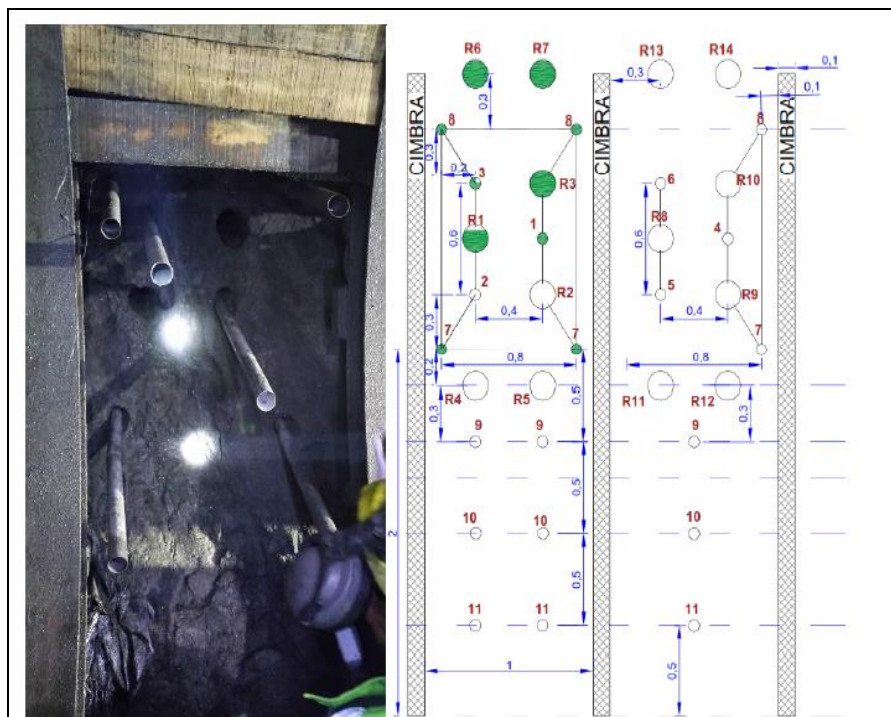
4.1.5 Inicio de perforación Prueba Piloto Tajo Esperanza

- Se concluyó con la instalación del tapón en la V6 (11:00 a.m.)
- Se trasladó el equipo del P12, Nv. 870 (Gallito) hasta la V7, P16, Nv 970 (Esperanza).
- Se realizaron las instalaciones (agua-energía) y se inició la perforación a las 11:00 am en el slot derecho (fila 2 desde el tope).

Actividad	Perforar, cargar y disparar solo los taladros del slot lateral derecho correspondiente a la F2 y F3 de la ventana 7.
Resultados	Se perforaron 10 taladros para carguío (64 mm) y 4 rimados (125 mm), haciendo en total de 46 metros perforados
Observaciones	<p>*Se coordina con el área de mina que el equipo Muki 2, se quedará en la misma ventana para acelerar los trabajos.</p> <p>*Para el día 06/11 se planea terminar de perforar los 87 metros restantes y realizar el carguío y la voladura.</p>



Perforación de Rimados superiores Slot derecho - Fila 2

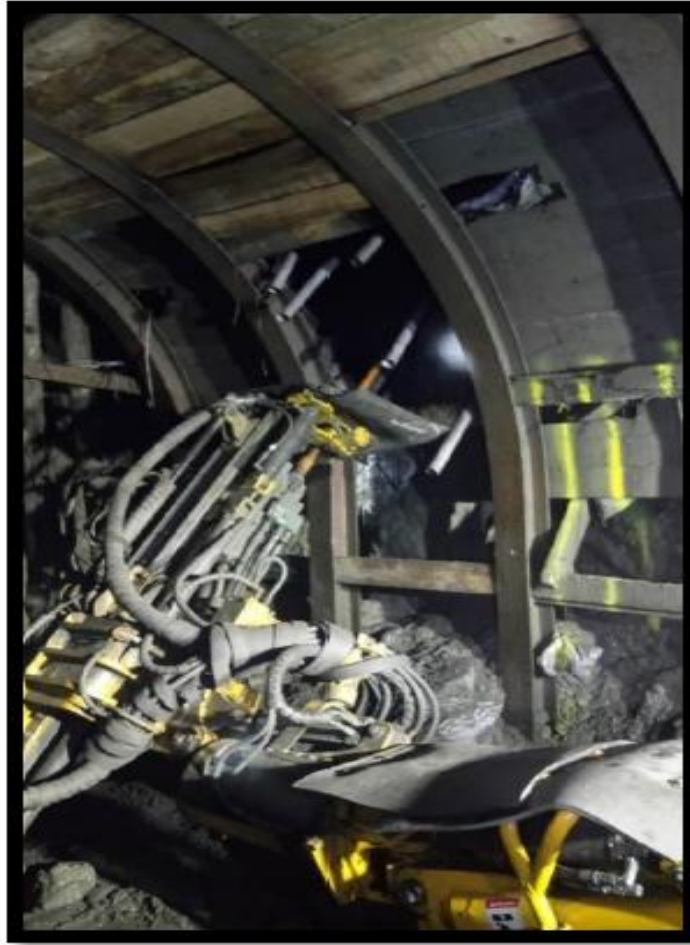


Avance de la perforación 1er slot (10 taladros y 4 rimados)

4.1.6 Continuación de perforación Prueba Piloto Tajo Esperanza

- Se inició la perforación con el equipo Muki 2, a las 8:30 a.m en la V7Nv 970 Piso 16.
- Se tuvo una demora desde las 10:00 a.m hasta las 11:30 a.m debido a que se tuvo que reemplazar la pieza que conecta el cabezal de la perforadora con la manguera de agua "codo 90°", a causa de desgaste.
- La presión de avance del Equipo Muki 2 es en promedio de 40 psi
- Se coordinó con el área de mantenimiento para que realice la revisión del cabezal (fuga de agua) en la guardia noche.
- Se culminó la preparación de la ventana 9 del mismo nivel, habilitando la posibilidad de explotar la ventana 8.

Actividad	Perforar, cargar y disparar solo los taladros del slot lateral derecho correspondiente a la F2 y F3 de la ventana 7.
Resultados	Se perforaron en total 11 taladros para carguío (64 mm) y 8 rimados (125 mm), haciendo en total de 110 metros perforados. Los taladros realizados fueron: 2, R2, R4, R5, 9, 9', 10, 11, 11', R13, R14, 8''' , 6, R10, 4, R8, 5, R9, 7'''.
Observaciones	*Se registró retraso de 1.5 hrs debido al mantenimiento del codo que conecta al cabezal de la perforadora.



Avance de la perforación slot derecho – ventana 7 (11 taladros y 8 rimados)



Figura 22. Culminación de la preparación de la ventana 9

4.1.7 Voladura Slot derecho Ventana 7 Tajo piloto Esperanza Perforación

Slot derecho ventana 8

- Se inició la perforación con el equipo Muki 2, a las 9:30 a.m en la V7 (por reconexión de la energía que había sido desenergizada por disparo de la guardia noche en el acceso al Piso 16).
- De 10:00 am. a 12:00 pm. se realizó el traslado de explosivo (tomando en cuenta que la atención del polvorín es de 12:00 pm. a 5:00 pm)
- El plan inicial consistía en terminar la perforación y realizar el carguío de la ventana 7 para luego avanzar con la perforación en la ventana 8, sin embargo, por temas de seguridad no se debe realizar trabajos simultáneos (carguío - perforación) en labores cercanas. Motivo por el cual se trasladó el equipo a otra labor y retornó a las 3:00 pm. para realizar el carguío.
- Se detonaron 20 taladros de producción (64mm) y 14 rimados (125mm) con retardos de periodo largo (1000MS en promedio), y 150 cartuchos de Emulnor 3000 (1 ½" 12") equivalentes a 58 Kg (~ 54000 kcal), removiéndose 57 ton (37 ton de slot y 20 de bolsillos).

Actividad	Perforar, cargar y disparar solo los taladros del slot lateral derecho correspondiente a la F1 y F2.
Resultados	*Se perforaron 3 taladros para cargar y 2 rimados culminando el diagrama de perforación a las 11:00 am. *Para los taladros del bolsillo del primer slot, se redujo 01 taladro de producción. *Se realizó el amarre de explosivos empleando periodos largos: 500, 1000, 2400, 3500, 4600, 5500, 7400, 8500, 9600 ms.
Observaciones	Por temas de seguridad no se debe realizar trabajos simultáneos (carguío - perforación) en labores cercanas, generando un retraso en la explotación simultánea de ventanas.



Carguío y amarre de explosivos – Ventana 7 Tajo piloto

4.1.8 Perforación Slot derecho ventana 8 - 08/11/18

- El Equipo Muki 2, estuvo en la labor (V8, P16) desde el inicio de guardia, evidenciándose la falta de ventilación (por des-energización del ventilador por disparo en el acceso al piso 16).
- Luego de ventilar el nivel, se realizó la limpieza de la V7, extrayendo 8 cucharas de scoop de 6 yd³.
- Se ingresó y verificó la generación del slot en la V7, mostrando un slot derecho con inclinación 50° y profundidad de 5 m. Sin embargo, se encontró 05 tiros cortados correspondientes a los taladros de los bolsillos, los cuales fueron plasteados.
- Debido a que ya se había perforado un slot inicial en la ventana 8, se decidió retomar dicho slot y generar taladros adicionales con la finalidad

de formar el esquema realizado en la ventana 7 (diagrama de perforación).

- Se inició la perforación a las 10:30 a.m. en la V8 del lado derecho, completándose 2 rimados en la fila 3(desde el tope) produciendo un relace de 2.5m hacia el techo como se muestra en la figura 22, lo que nos hizo reformular el plan de slot inicial pasando de la fila "3 y 4" a la fila "4 y 5" (respecto del tope de la ventana).
- Se realizó el cambio del cabezal del "Muki 2" por excesiva fuga de agua de 11:00 a 11:45 a.m. además de evaluar el reemplazo del stinger superior por otro de mayor longitud. También se realizó el cambio de broca por rotura del cuerpo (3:30 p.m.)

Actividad	Perforar, cargar y disparar solo los taladros del slot lateral derecho V8 correspondiente a la F4 y F5.
Resultados	*Se realizó la limpieza de la voladura del slot derecho V7, extrayendo en promedio 37 ton (Slot lateral). *Se perforó 2 rimados de 7 barras cada uno en el nuevo slot de la V8 (fila 4), sumado en total 50 metros perforados.
Observaciones	Se evidenció 05 tiros cortados del slot de la V7 provenientes del puente generado para los taladros del bolsillo. Siendo su posible causa los largos periodos de retardo (1000 ms) o el mismo puente generado con retardo de 1000 ms.



Generación de Slot derecho – Ventana 7 Tajo piloto



Plasteo de tiros cortados – Ventana 7 Tajo piloto

4.1.9 Perforación slot izquierdo ventana 7

- Se inició la ventilación en el nivel 970 – piso 16 – Esperanza, a las 9:30 a.m.
- Se realizó la limpieza de la ventana 7 del mineral proveniente del plasteo de los tiros cortados, extrayendo 4 cucharas de scoop de 6 yd³. La carga fue acumulada en la V8, ya que las ventanas 6 y 9 se encontraban con materiales.
- Se detuvo la perforación debido al uso del tablero eléctrico para que el scoop realizara la limpieza del acceso al piso 16.
- Se realizó cambio de manguera de agua del “muki 2” de 2:30 a 3:10 p.m. con la presencia de los mecánicos.

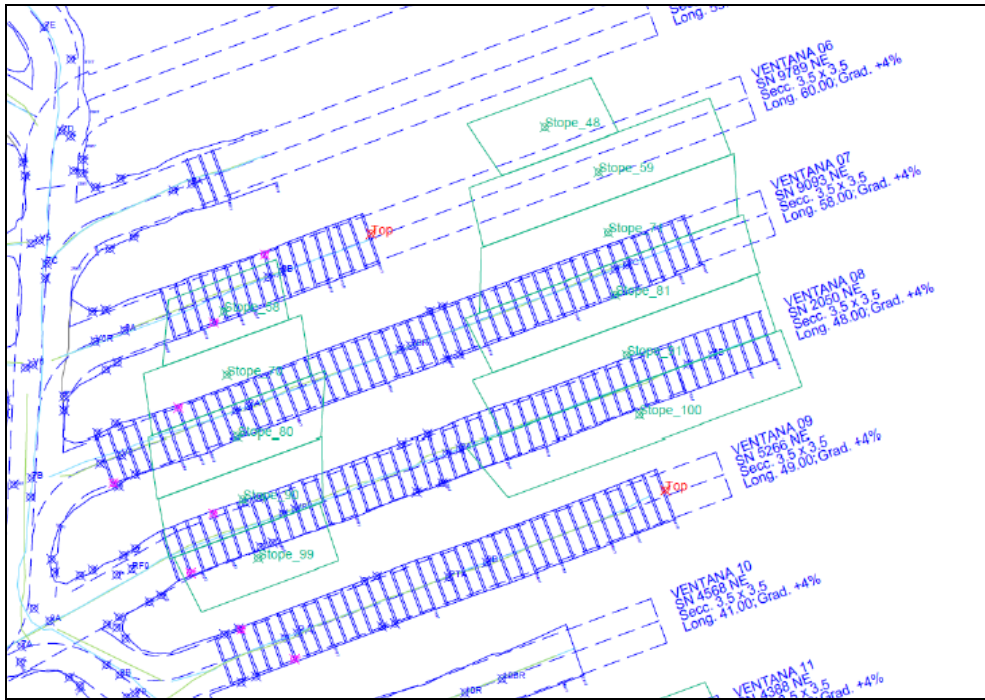


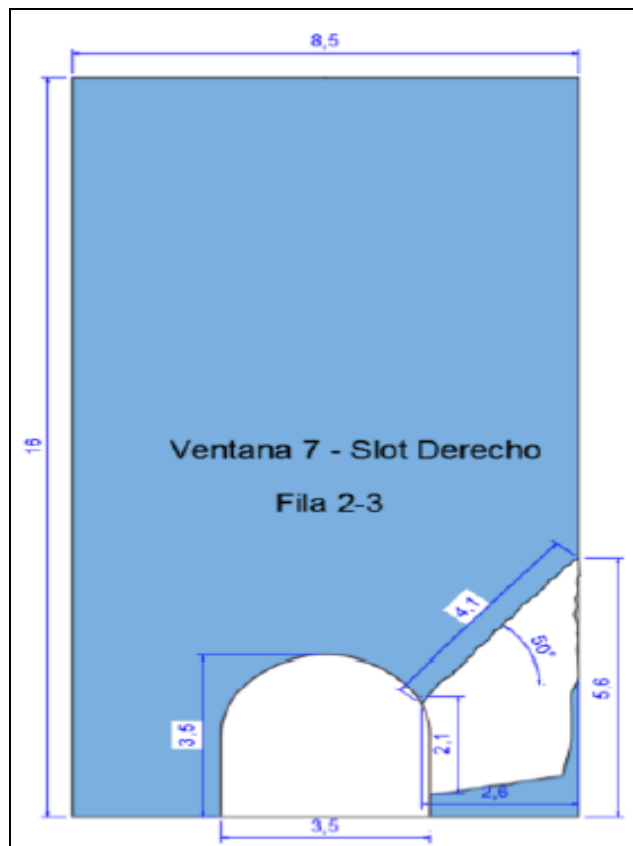
Figura 26. Vista Planta – Esperanza Nv 970 – P16 - Tajo piloto.

- Se evidencia deformación de las cimbras iniciando la ventana 8, por lo que se recomienda realizar la voladura simultánea de los bolsillos de la ventana 7 y 8, ya que mayor tiraje aislado de la ventana 7 generará mayores deformaciones en la ventana 8. Se debe de ir generando extracción continua en secuencia sobre todas las ventanas del mismo nivel una vez preparado y nivelado respecto a las cimbras con la finalidad de generar mayor radio hidráulico en un mismo nivel.

Actividad	Limpiar todo el esponjamiento del slot lateral derecho F2/F3 Ventana 7 y colocar las tablas de madera. / Perforación Slot lateral Izquierdo – Ventana 7
Resultados	*El tonelaje total extraído del slot lateral y bolsillo derecho de la fila 2-3 Ventana 7 es de 57 ton. *Se perforaron 5 taladros de producción y 3 rimados haciendo un total de 70m en el slot izquierdo Fila 2-3 de la ventana 7.
Observaciones	*Se incrementó el ángulo de los taladros del slot (de 50° a 55°) para generar mayor ángulo de reposo del mineral, facilitando la caída del mineral de la corona. *Debido a que el tajo piloto debe contribuir con la producción, se optó por detonar el slot izquierdo de la ventana 7 para luego continuar con los slots de la ventana 8 y realizar la extracción de la corona de ambas, permitiendo iniciar con los taladros de producción de dichas ventanas.



Slot y Bolsillo derecho V7 - Tajo piloto



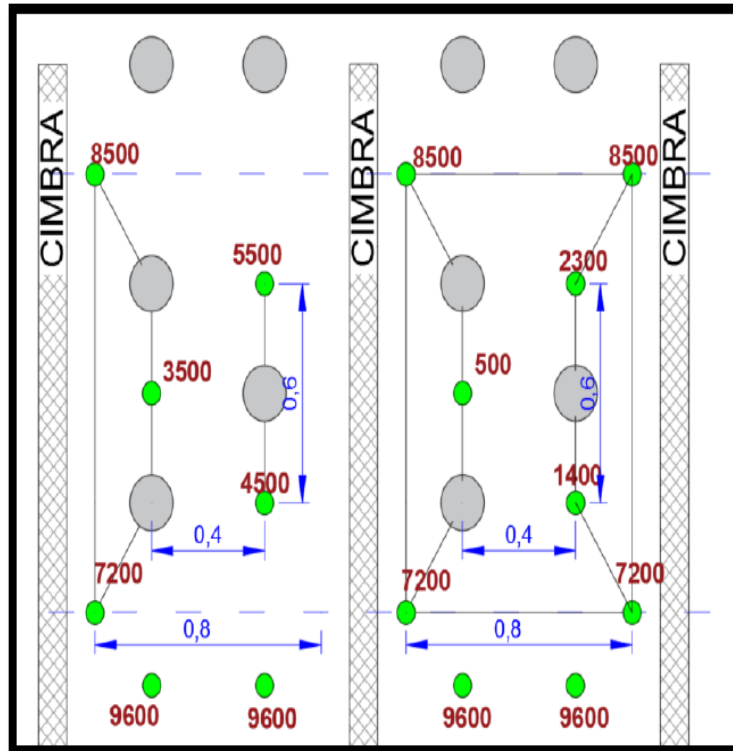
Generación Slot Lateral Derecho Fila 2-3 Ventana 7.



Entablado del slot derecho V7 - F2/F3 - Tajo piloto

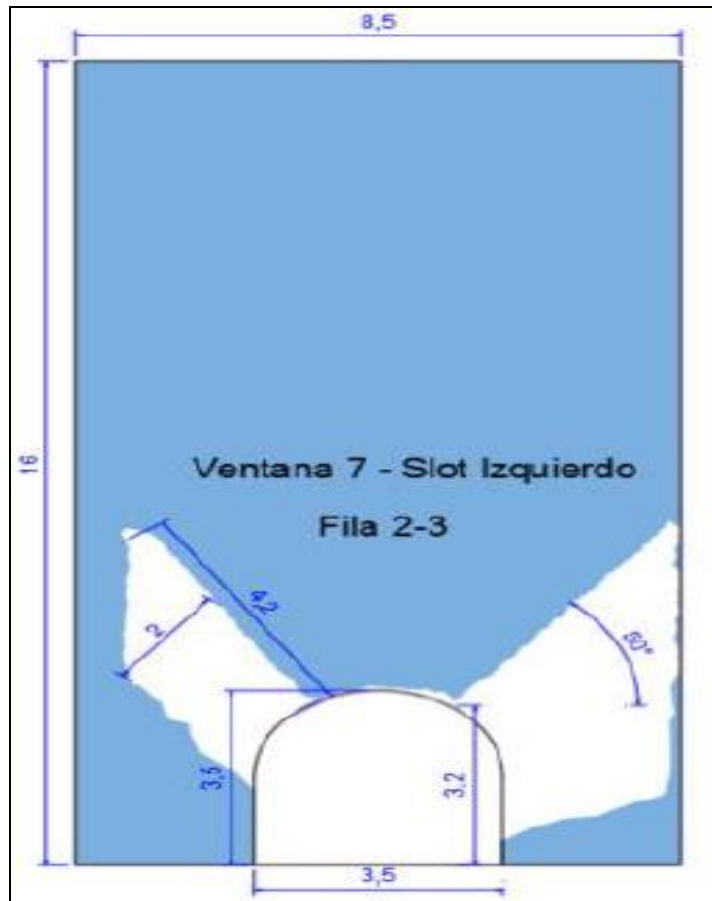
4.1.10 Voladura slot izquierdo ventana 7

- Se culminó la limpieza de la V8 - P16 a las 9:00 a.m, del mineral acumulado proveniente del slot derecho de la ventana 7.
- Se realizaron las instalaciones (agua - energía) y se inició a perforar a las 10:00 a.m. en el lado izquierdo de la V8 hasta las 4:00 p.m. Perforándose en total 5 rimados y 4 taladros de producción equivalentes a 112 m perforados.
- Se realizó el carguío y voladura del slot izquierdo de la V7 (Fila 2 y 3), se cargaron 16 taladros de producción con presencia de 10 rimados; usándose retardos de periodo largo y 160 cartuchos de emulnor 3000 - 1 1/2" x 12". El equipo optó por incrementar la longitud del taco a 2m para los taladros del slot lateral.
- El equipo decidió probar cargando solo el slot lateral izquierdo sin la presencia de taladros en los bolsillos debido al resultado obtenido en la detonación del slot derecho (poco mineral extraído del bolsillo).



Secuencia de disparo – Slot Izquierdo Fila 2-3 Ventana 7.

Actividad	Detonación de slot izquierdo Fila 2-3 Ventana 7
Resultados	<p>*Se cargaron 16 taladros de producción con presencia de 10 rimados.</p> <p>*El equipo decidió continuar con el uso de retardos de periodo largo (1000 ms) empleando 160 cartuchos de emulnor 3000 1 1/2" x 12" (62 kg), removiéndose 50 ton con un factor de carga de 1.2 kg/ton.</p>
Observaciones	<p>*Después de la voladura se encontró que el disparo había anillado, probablemente por los 2m de taco dejado desde la boca del taladro y/o por la secuencia de iniciación con periodos largos.</p> <p>*Según el resultado, el equipo recomienda continuar con la detonación de los taladros de los bolsillos en conjunto con el slot lateral, para generar mayor cara libre mas no para extraer material de los mismos, ya que estos podrán ser extraídos en niveles inferiores.</p> <p>*Los taladros anillados fueron detonados en la siguientes guardia día (11-11).</p>



Generación Slot Lateral Izquierdo Fila 2-3 Ventana 7.



Perforación slot lateral izquierdo Fila 3-4 Ventana 8.

4.1.11 Perforación slot izquierdo ventana 8

Se limpió la carga de la ventana 8 (producto del desmoronamiento) y se dio inicio a la perforación a las 9:45 a.m. haciendo en total 14 taladros de producción y 3 rimados (equivalente a 115m) culminando la perforación para el slot del lado izquierdo de la V8.

Se presentan taladros acumulados en el lado izquierdo fila 3 de la ventana 8, debido al diseño inicial planteado (02-11-17), por lo que se sugiere agregar rimados y brindar una secuencia de detonación acorde al diseño empleando retardos de periodo corto y considerando la perforación de taladros en los bolsillos.

Para la guardia noche del mismo día, se programó la limpieza y el entablado del lado izquierdo de la ventana 7 así como la acumulación de taladros de la corona del mismo.



Perforación Slot Izquierdo – V8 Inicio de Turno 03/11.

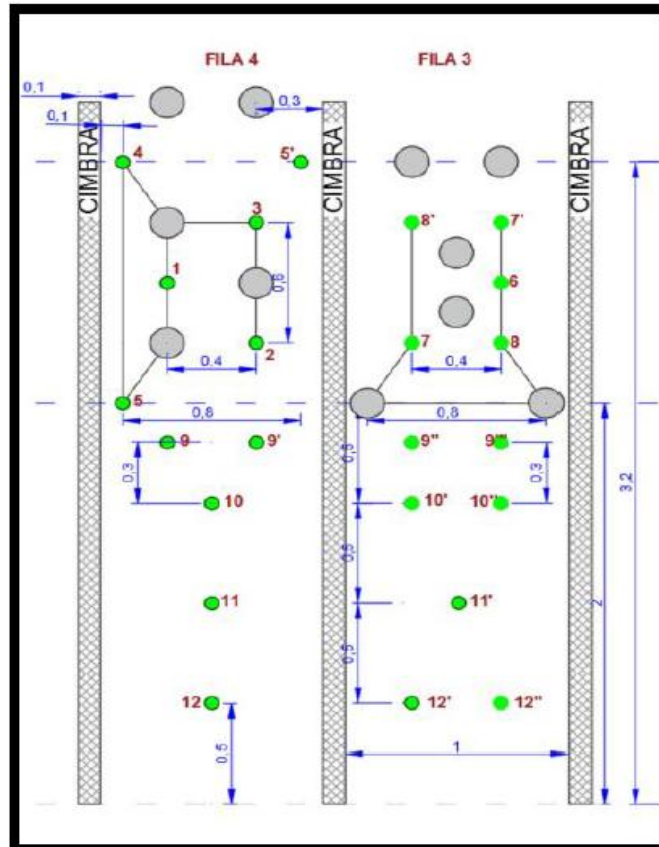


Diagrama secuencia slot lateral izquierdo Fila 3-4 Ventana 8.

Actividad	Perforación de slot izquierdo Fila 3-4 Ventana 8
Resultados	Se perforaron en total 23 taladros de producción y 11 rimados haciendo un total de 227m perforados.
Observaciones	El equipo decidió por cambiar los taladros rimados con secuencia "9" por taladros de producción, con la finalidad de ayudar en la generación del slot lateral.

4.1.12 Detonación slot izquierdo ventana 8

- Debido al resultado incompleto en la generación del slot lateral izquierdo fila 2-3 de la ventana 7, se programó perforar y detonar los bolsillos correspondientes al slot así mismo se realizaron taladros de producción en la fila 1 con la finalidad de extraer mineral de la fila inicial al ya tener cara libre en las filas 2-3.

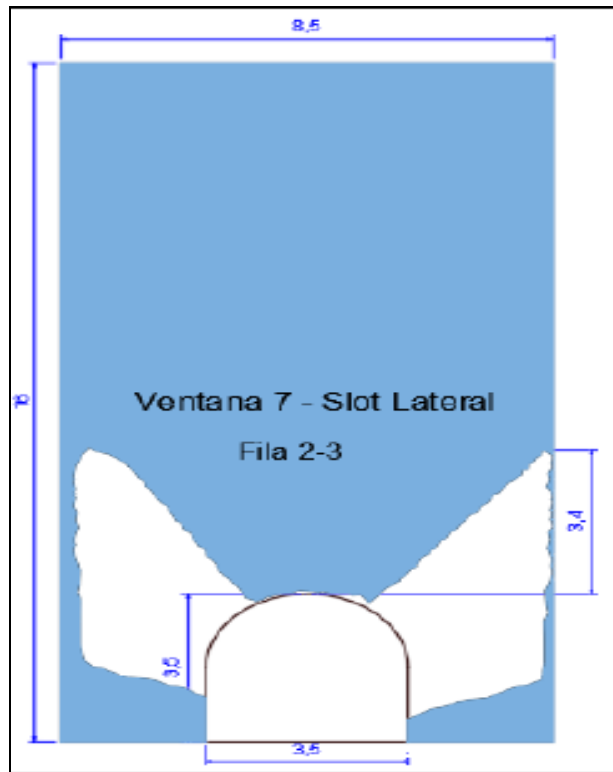
- Se perforó 17 taladros de producción y se realizó el carguío y voladura de los mismos, usándose 64 cartuchos 3000 1 ½ x 24 (~47 Kg).
- Se realizó el carguío y voladura del Slot lado Izq. V8 (23 taladros de producción y 11 rimados), usándose 136 cartuchos de Emulnor 3000 1 ½ x 24" (~100 kg); además se emplearon retardos con diferencia de 500 ms entre cada taladro con la finalidad de asegurar el disparo.
- En el turno noche se programa la limpieza y entablado de los slots generados, así mismo se acumularon taladros en la corona (76 m perforados) de la ventana 7 – Fila 1-2-3

Actividad	Detonación Bolsillos Ventana 7 / Detonación de slot izquierdo Fila 3-4 Ventana 8
Resultados	*Se extrajeron 23 cucharadas de mineral de la ventana 7, de material proveniente de los bolsillos equivalentes a 100 ton . *Se extrajeron 12 cucharadas de mineral de la ventana 8, de material proveniente del slot lateral izquierdo equivalentes a 57 ton.
Observaciones	Se emplearon retardos tales como 200, 500, 800, 1200, 1800, 2300, 3000, 3500 ms según lo presenten en el polvorín.

Perforación Bolsillos slot lateral izquierdo Fila 1-2-3 Ventana 7.



Carguío y amarre de taladros bolsillos slot lateral izquierdo Fila 1-2-3 Ventana 7.



Slot lateral izquierdo y derecho Fila 2-3 Ventana 7.



Acumulación de taladros corona Fila 2 Ventana 7.

4.1.13 Generación Slot Corona Ventana 7

- Se continuó con la perforación de los taladros de corona de la ventana 7, realizando el carguío y voladura. La perforación se realizó en la F1 y F2 con un ángulo de 80° hacia el tope en abanico, empleando 8 barras para la fila 1 (9.6m) y 11 barras para la fila 2 (13.2m).

- Para el carguío se usaron retardos de periodo largo con un intervalo de 500MS (dos cebos por taladro), en la F1 se cargaron 10 taladros y F2: 8 taladros.
- Se emplearon 248 cartuchos de emulnor 3000 1 ½" x 24" (181 kg), generando un tonelaje roto de 250 ton aprox. y un factor de carga de 0.72 kg/ton.

Actividad	Perforación y detonación de la corona slot Ventana 7
Resultados	*Se emplearon 248 cartuchos de emulnor 3000 1 ½" x 24" (181 kg), generando un tonelaje roto de 250 ton aprox. y un factor de carga de 0.72 kg/ton. *Queda un pilar de 5 m sobre la corona debido al tipo de roca presente en la ventana 7.
Observaciones	*Se emplearon dos cebos por taladros para la secuencia de salida. *Se agregó un taladro vertical en el centro de la corona para asegurar la interacción entre los mismos. *La secuencia consideró primero la detonación de las cimbras (se colocaron 2 plastas por cimbra iniciados directamente por cordón detonante), seguido de los taladros de producción.

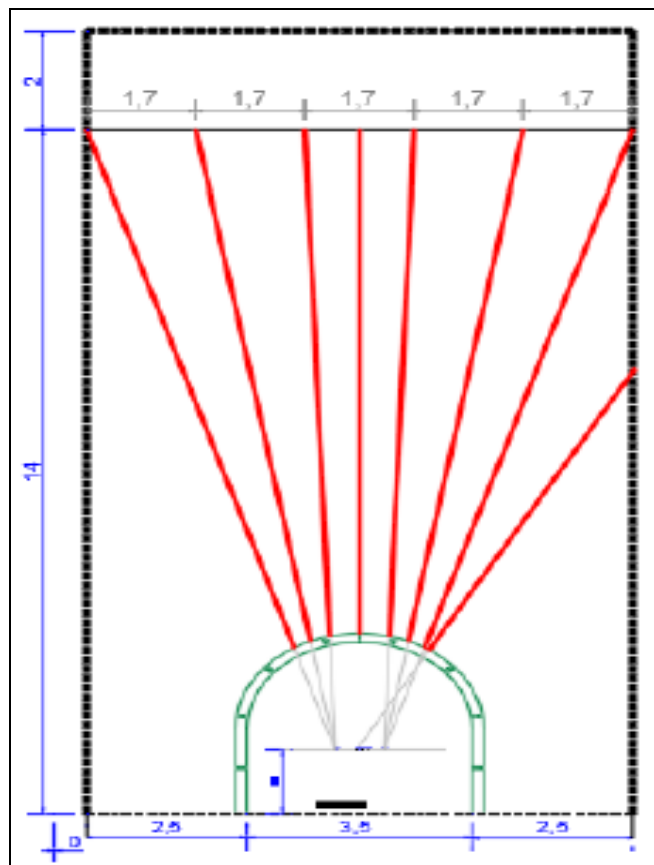


Diagrama de perforación corona Fila 1-2 Ventana 7.

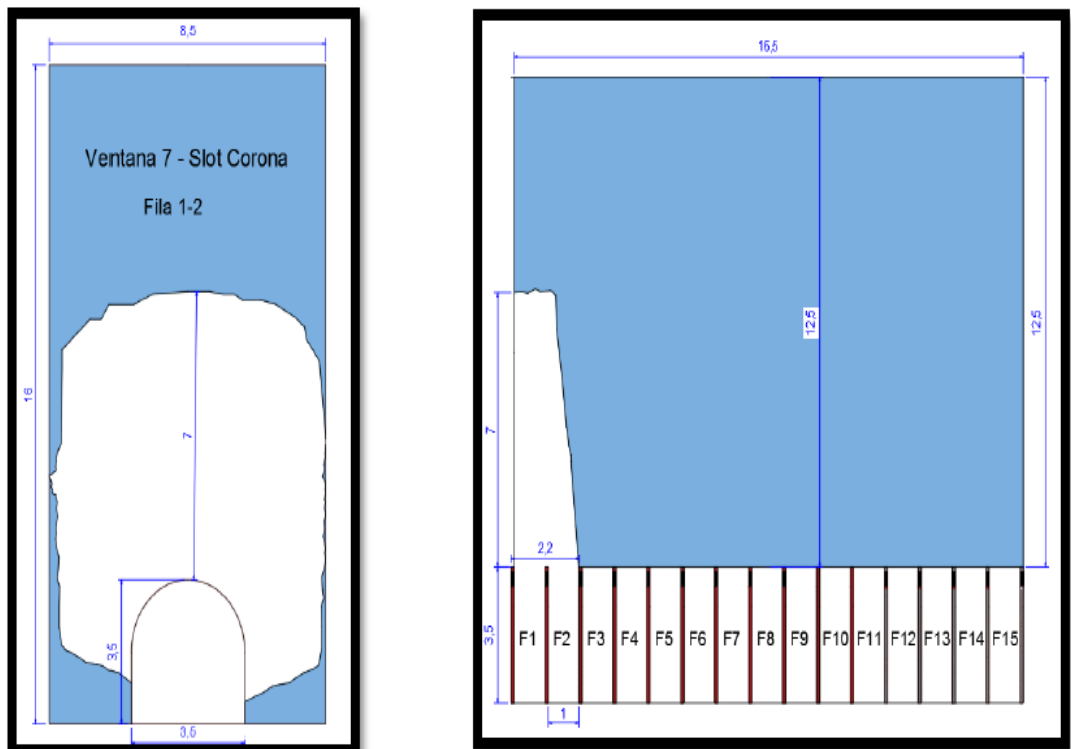


Figura 39. Generación corona Fila 1-2 Ventana 7.



Generación slot corona Fila 1-2 Ventana 7.

4.1.14 Generación slot lateral derecho Ventana 8

- Con la finalidad de continuar con la apertura de mayor área sobre las ventanas en explotación, se continúa con la generación del slot lateral derecho fila 2-3 de la ventana 8, para lo cual se emplea el diagrama ya realizado con éxito al lado izquierdo, tomando en cuenta que el tipo

de roca en la ventana 8 es de menor competencia que la roca de la ventana 7.

- En la ventana 7 se continúa con la perforación y detonación de 09 taladros de producción pertenecientes a la fila 3, empleando 250 cartuchos emulnor 3000 – 1 ½” 12”.
- Para la detonación de la fila 3 se emplearon faneles N°4, 12, 24, 40, 72, 92, 120, 140 y 240.

Actividad	Perforación y detonación de la corona fila 3 slot Ventana 7 / Perforación slot derecho fila 2-3 Ventana 8
Resultados	*Se emplearon dos cebos por taladros para la secuencia de salida orientada en dirección hacia la cara libre. *Se obtuvo como resultado de la fila 3 ventana 7, una carga aproximada de 220 ton. *La carga proveniente de la corona presentan un ángulo de reposo de 41° aproximadamente.

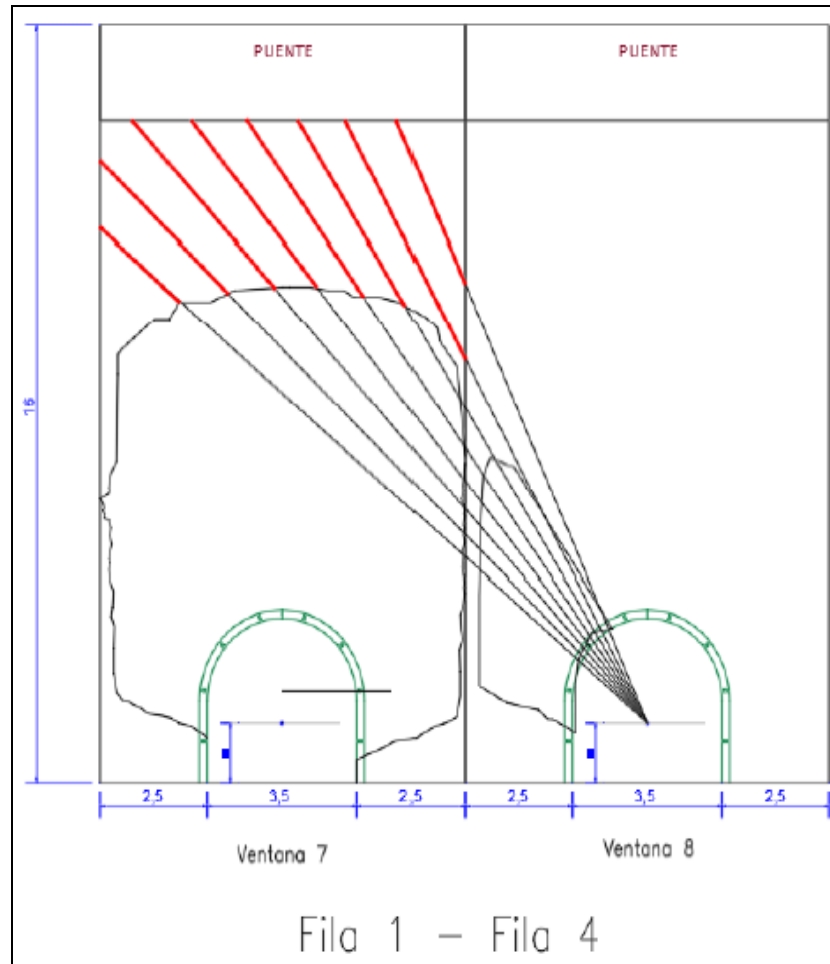
Apertura de área - Ventana 7.



Mineral de la corona Fila 3 - Ventana 7.

4.1.15 Recuperación Puesto Ventana 7

- El equipo decide iniciar la perforación del puente que quedó sobre la corona de la ventana 7; se perfora desde la ventana 8 empleando taladros con longitudes de 14 m.



Recuperación Puesto - Ventana 7.

4.1.16 Generación Slot Ventana 8

- Se detonó el slot lateral derecho de la ventana 8, obteniendo como resultado 60 ton aproximadamente, luego se procedió al entablado del slot para continuar con la perforación de la corona.
- Se brindó soporte al ing. Santos para mejorar los diagramas de disparo de la corona así como de los taladros de producción en abanico para la ventana 8.

- Para asegurar la efectividad en la detonación de la corona, el equipo sugirió realizar una chimenea triangular en el centro de la corona de la ventana 8, además de reducir el burden a 1.2 m, perforando los 12.5 m desde el tope de la cimbras hasta el nivel superior.

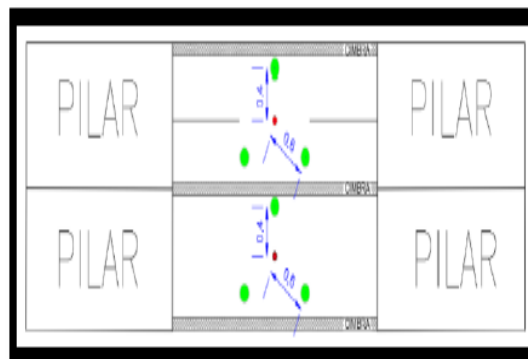
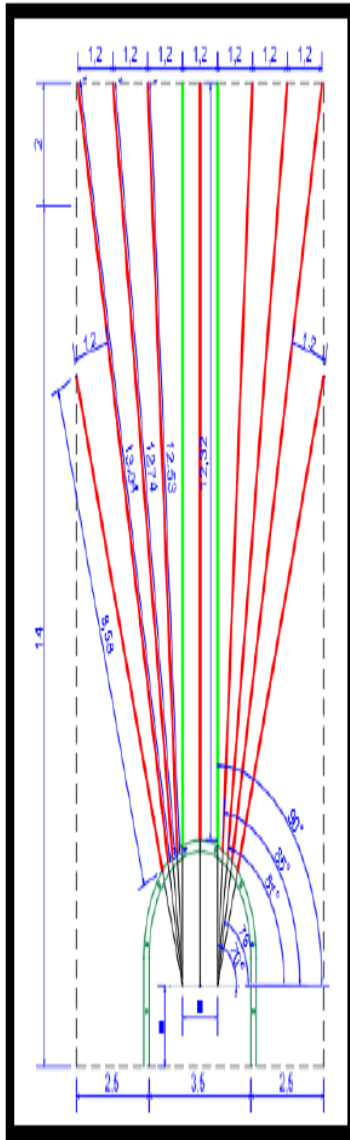


Diagrama de perforación Slot Corona - Ventana 8.

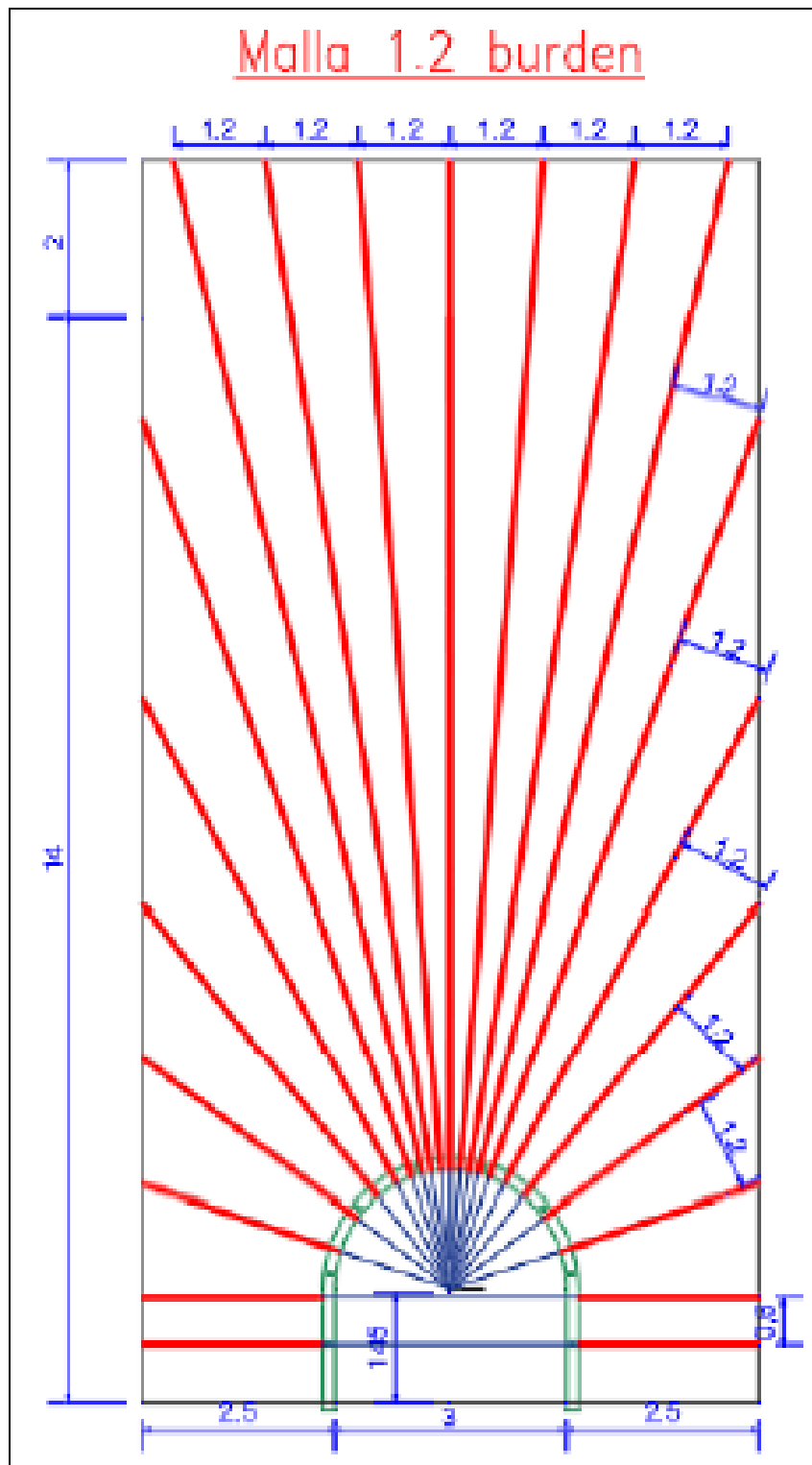


Figura 45. Diagrama de perforación Abanico de Producción - Ventana 8.

4.2 Medición de KPI's de Prueba Piloto Tajo Esperanza

Actividad	KPI		Resultados
Generación Slot lateral derecho - Ventana 7 Fila 2-3 Nivel 970 Piso 16 - Cuerpo Esperanza	Taladros Cargados:	20	*Se obtuvieron 05 tiros cortados de los taladros cargados en los bolsillos, cuya posible causa fueron los retardos de periodo largo y el puente de 1000 ms generado para el bolsillo.
	Taladros Rimados:	14	
	Total Perforado (m):	186	
	Ton por metro perforado (ton/m):	0.3	*El tonelaje generado fue 57 ton. Del slot lateral.
	Factor de Potencia (kg/ton):	1.02	*Se muestra que parte del mineral de los bolsillos queda como pilar, programando su extracción en niveles inferiores.
	Explosivo (kg):	Emulnor 3000 - 58 kg	*El taco para los taladros del slot fue de 1.5m y para el bolsillo 1m.
	Retardos (ms/tal):	1000	
Generación Slot lateral izquierdo - Ventana 7 Fila 2-3 Nivel 970 Piso 16 - Cuerpo Esperanza	Taladros Cargados:	16	*Se aumentó la inclinación de los taladros del slot de 50° a 55°, además no se detonó el bolsillo lateral para verificar si se obtenía el mismo resultado que el slot derecho.
	Taladros Rimados:	10	*El disparo resultó anillado debido a los 2m de taco que se dejó para los taladros cargados del slot.
	Total Perforado (m):	190.8	*Se volvió a cargar los taladros obteniendo 50 ton de mineral.
	Ton por metro perforado (ton/m):	0.26	
	Factor de Potencia (kg/ton):	1.2	
	Explosivo (kg):	Emulnor 3000 - 62.4 kg	*Se decidió seguir incorporando al final de la secuencia, la detonación del bolsillo con la finalidad de que ayude en la generación del slot inclinado.
	Retardos (ms/tal):	1000	

Generación Bolsillos Slot - Ventana 7 Fila 1-2 -3 Nivel 970 Piso 16 - Cuerpo Esperanza	Taladros Cargados:	17	*Se decidió detonar los bolsillos para ayudar a completar el slot lateral izquierdo. *Debido a que se contaba con cara libre del slot en las filas 2 y 3, se decide perforar la fila 1 con 05 taladros cargados a cada lado (en forma de Slot). *Se extrajo el equivalente a 100 toneladas de mineral de los bolsillos izquierdos y del slot de la fila 1
	Taladros Rimados:	-	
	Total Perforado (m):	85.2	
	Ton por metro perforado (ton/m):	1.17	
	Factor de Potencia (kg/ton):	0.47	
	Explosivo (kg):	Emulnor 3000 - 47 kg	
	Retardos (ms/tal):	500	
Generación Slot lateral Izquierdo - Ventana 8 Fila 3-4 Nivel 970 Piso 16 - Cuerpo Esperanza	Taladros Cargados:	23	*Se contaban con taladros acumulados del inicio de la prueba piloto, agradándose rimados para mejorar el diseño inicial. *Se redujo el retardo entre taladros según la secuencia: 200, 500, 800, 1200, 1800, 2300, 3000, 3500 ms. *Se decide cambiar los rimados ubicados entre los taladros inclinados del slot y los bolsillos, por taladros cargados. *El disparo resultó exitoso, detonándose todos los taladros cargados y extrayendo 57 toneladas de mineral.
	Taladros Rimados:	11	
	Total Perforado (m):	227	
	Ton por metro perforado (ton/m):	0.25	
	Factor de Potencia (kg/ton):	1.8	
	Explosivo (kg):	Emulnor 3000 - 106 kg	
	Retardos (ms/tal):	500	

Generación Slot lateral Derecho - Ventana 8 Fila 4-5 Nivel 970 Piso 16 - Cuerpo Esperanza	Taladros Cargados:	25	<p>* Inicialmente se perforaron taladros en la fila 2, pero debido a la discontinuación en la perforación, el material asentó y tapó los taladros realizados, optándose por iniciar el slot en la fila 3 y 4.</p> <p>* Se obtuvo 60 toneladas de mineral del slot, procediendo con el entablado respectivo.</p>
	Taladros Rimados:	10	
	Total Perforado (m):	220	
	Ton por metro perforado (ton/m):	0.27	
	Factor de Potencia (kg/ton):	1.4	
	Explosivo (kg):	Emulnor 3000 - 85 kg	
	Retardos (ms/tal):	500	
Generación Slot Corona - Ventana 7 Fila 1-2 Nivel 970 Piso 16 - Cuerpo Esperanza	Taladros Cargados:	18 (10- F1 / 8- F2)	* Se emplearon 02 cebos por taladro, considerando inicialmente la detonación de los cebos más cercanos a la boca del taladro y posteriormente los más alejados; la secuencia de salida consideró la cara libre generada por el slot.
	Taladros Rimados:	.	* Se agregó un taladro vertical en el centro de la corona para asegurar la interacción entre los mismos.
	Total Perforado (m):	208	* La secuencia consideró primero la detonación de las cimbras (se colocaron 2 plastas por cimbra iniciados directamente por cordón detonante), seguido de los taladros de producción.
	Ton por metro perforado (ton/m):	1.2	* Se extrajo 250 toneladas de minera roto.
	Factor de Potencia (kg/ton):	0.72	* Quedó un puente de 5m. Sobre la corona luego de la detonación.
	Explosivo (kg):	Emulnor 3000 - 181 kg	* Para mejorar el disparo se concluyó en realizar la perforación de la corona a 90° de inclinación para generar mayor interacción con la cara libre del slot.
	Retardos (ms/tal):	500	
	Taladros Cargados:	9	* Para la detonación de la fila 3 se emplearon exeles N°4, 12, 24, 40, 72, 92, 120, 140 y 240.

Generación Slot Corona - Ventana 7 Fila 3 Nivel 970 Piso 16 - Cuerpo Esperanza	Taladros Rimados:	-	*Se emplearon dos cebos por taladros para la secuencia de salida orientada en dirección hacia la cara libre.
	Total Perforado (m):	119	*Se obtuvo como resultado una carga aproximada de 220 ton.
	Ton por metro perforado (ton/m):	1.84	*La carga proveniente de la corona presentan un ángulo de reposo de 41° aproximadamente.
	Factor de Potencia (kg/ton):	0.44	*No se logra extraer el puente de 5m sin embargo Para la generación de slots o caras libres en métodos de caving, es habitual la colgadura o puentes sobre la corona por lo que se debe continuar con la apertura inmediata de mayor área sobre ventanas aladañas para propiciar el hundimiento del mismo, estos pilares pueden ser recuperados además en niveles inferiores.
	Explosivo (kg):	Emulnor 3000 - 97.5 kg	
	Retardos (ms/tal):	500	

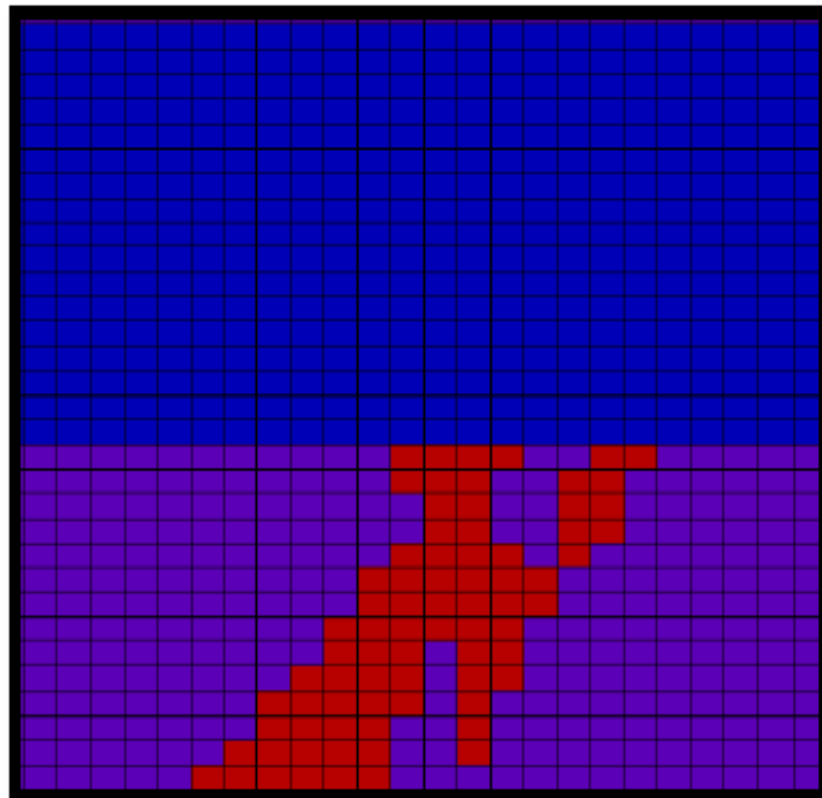
4.3 MODELO DE FLUJO GRAVITACIONAL – ZONA PILOTO CALIBRACIÓN REBOP

Con los resultados de ley y tonelaje obtenidos en la prueba piloto, se procede a calibrar y modelar el flujo gravitacional en Rebop de la zona de prueba.

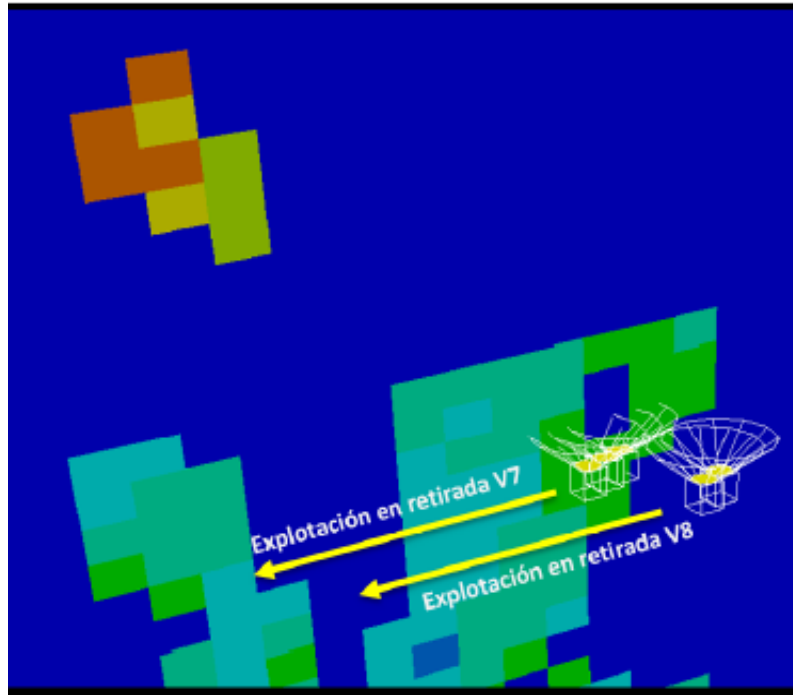
Los parámetros geomecánicos recopilados en la zona de prueba empleados en el modelo en Rebop, son los siguientes:

Parámetros		Valor Medio*
RMR	Zona Techo	40
	Zona Piso	50
	Zona Mineral	30
	Zona Explotada	10
Granulometría (d50 [m])*	Zona Techo	0.6
	Zona Piso	0.8

Granulometría (Desv. Est. [m])*	Zona Mineral	0.4
	Zona Explotada	0.1
Porosidad (%)*	Zona Techo	0.05
	Zona Piso	0.17
	Zona Mineral	0.05
	Zona Explotada	0
Densidad (t/m3)*	Zona Techo	0.5
	Zona Piso	0.07
	Zona Mineral	1.96
	Zona Explotada	17
UCS (Mpa)*	Zona Techo	2.7
	Zona Piso	2.7
	Zona Mineral	4.1
	Zona Explotada	1.8
Angulo de Fricción (°)*	Zona Techo	55
	Zona Piso	65
	Zona Mineral	40
	Zona Explotada	0
Angulo de Fricción (°)*	Zona Techo	37
	Zona Piso	40
	Zona Mineral	35
	Zona Explotada	32

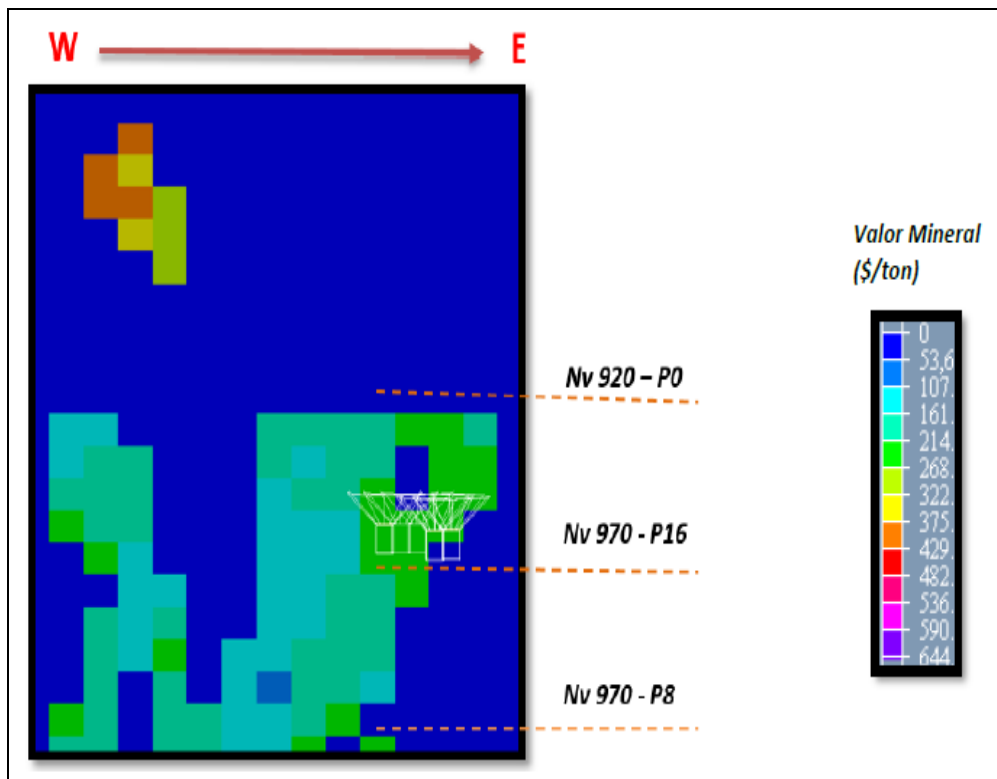


Vista Transversal – Cuerpo Esperanza – Piloto

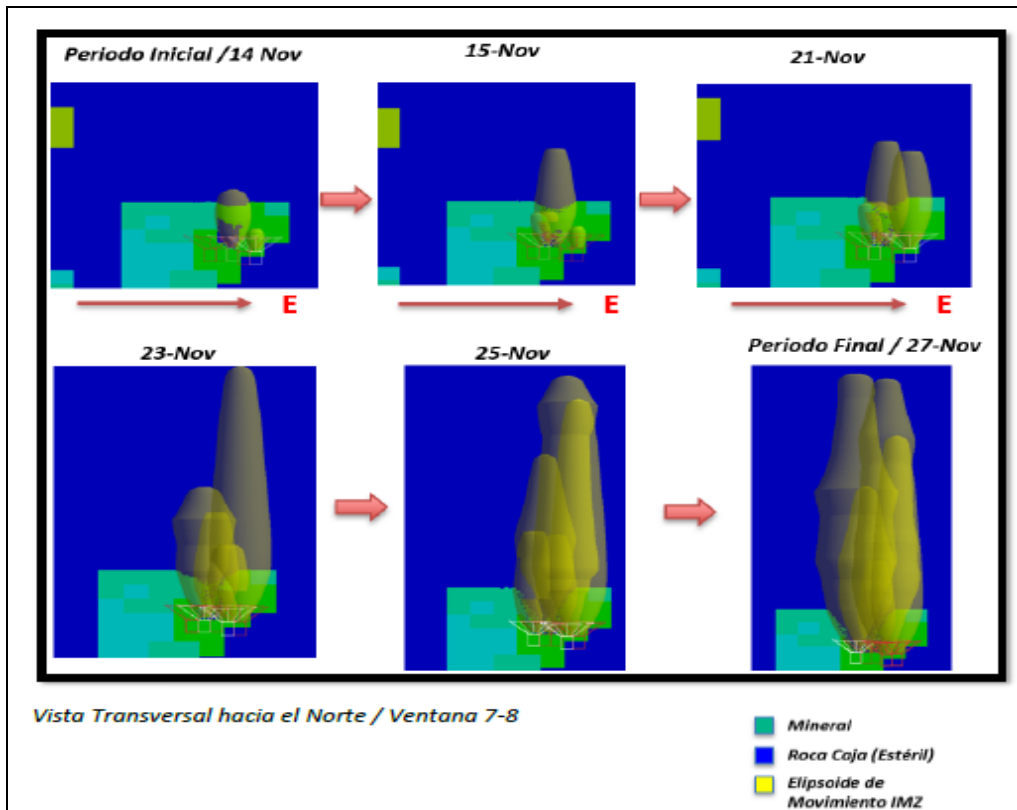


Vista Isométrica Plano de corte V7- Puntos de Extracción

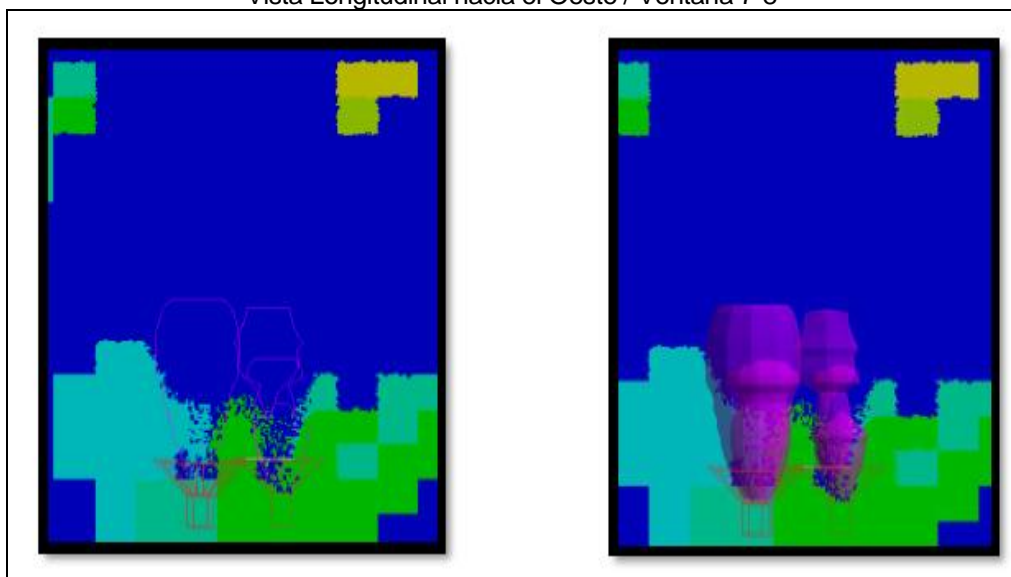
Se incorporan los periodos, secuencia, tonelaje de extracción por punto de la zona de prueba



Vista Transversal – Cuerpo Esperanza Nv 970 P-16 V7/V8

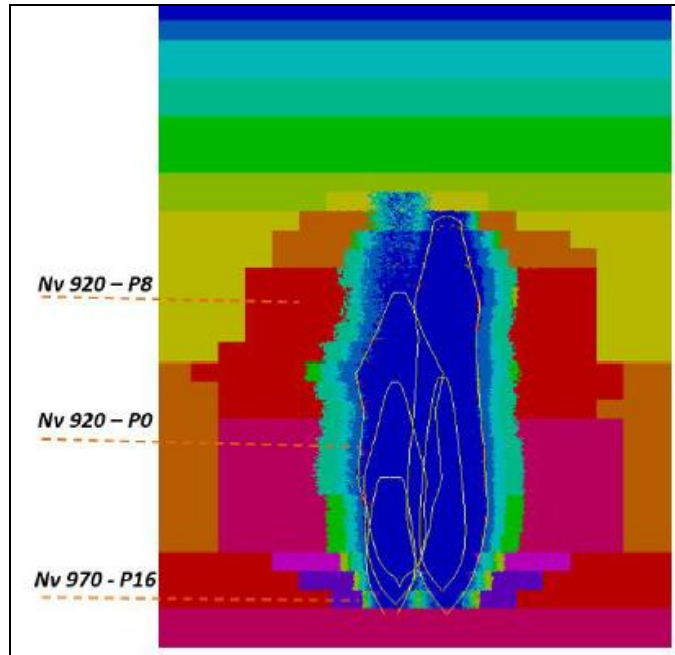


Generación de elipsoide de extracción "IEZ"
 Vista Longitudinal hacia el Oeste / Ventana 7-8



Entrada de dilución - Periodo 27 noviembre
 Vista Longitudinal hacia el Oeste / Ventana 7-8

Los resultados la simulación en Rebop de la extracción de mineral en la zona de prueba, determinan la altura del elipsoide de extracción de 18 m, lo que indica que se extrae mineral hasta 14.5 m por encima de las cimbras.



Intensidad de Esfuerzo Vertical
Vista Transversal – Cuerpo Esperanza Nv 970 P-16 V7/V8

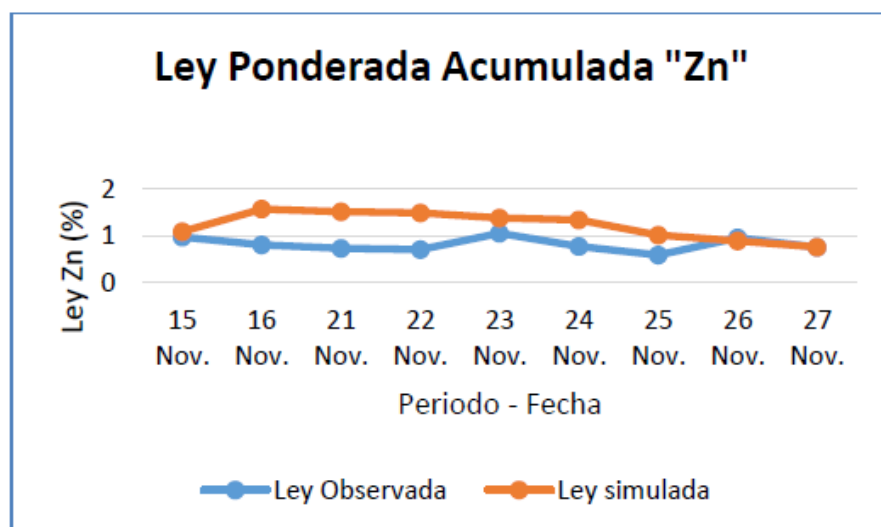
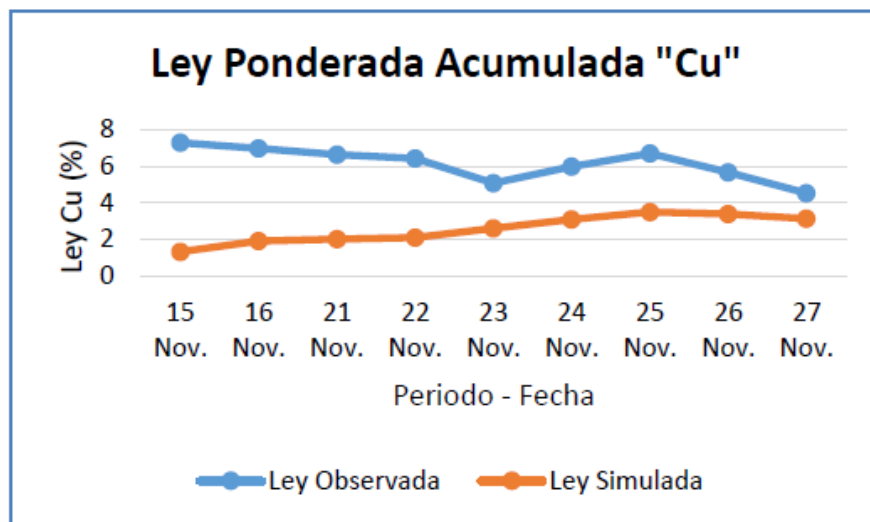
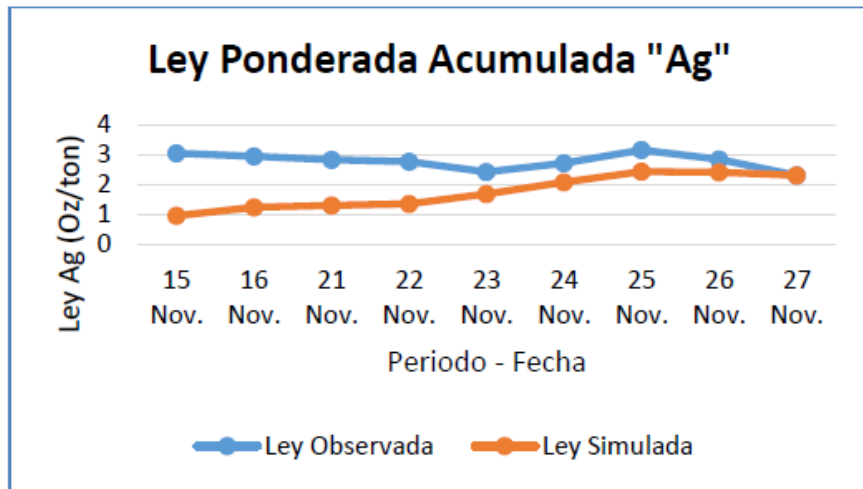
Mayor tiraje aislado en una ventana generará mayores deformaciones en ventanas adyacentes, por lo que se recomienda realizar extracción continua en secuencia sobre las ventanas de un mismo nivel, además de generar mayor radio hidráulico.

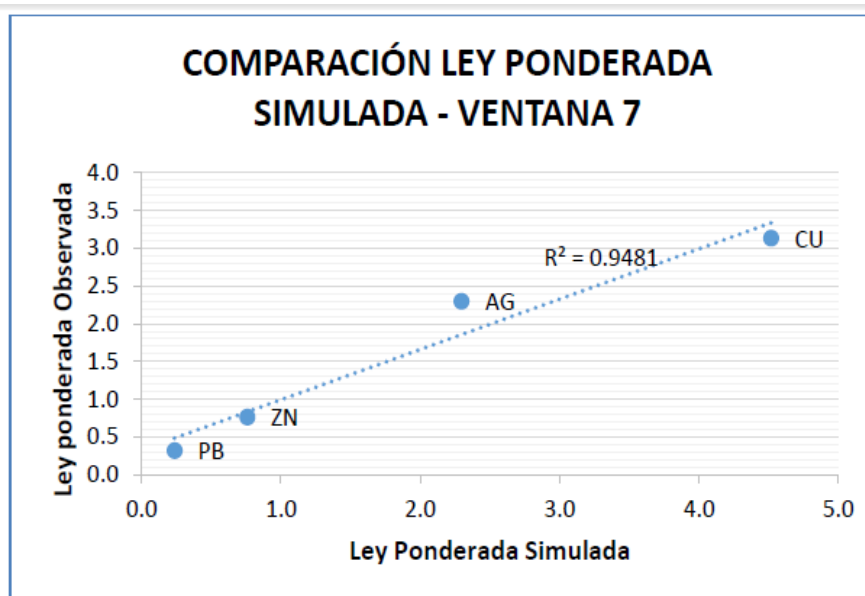
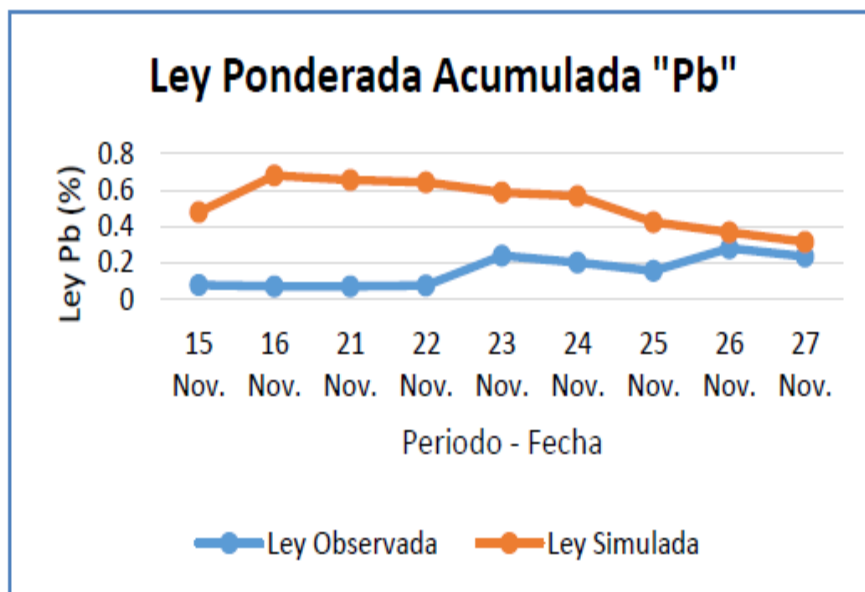
Los tonelajes y leyes observadas (de campo) se comparan con las reportadas de la simulación en Rebop de la zona de prueba.

	Fecha	14-nov	15-nov	16-nov	17-nov	18-nov	19-nov	20-nov	21-nov	22-nov	23-nov	24-nov	25-nov	26-nov	27-nov
Observado Ventana 8	ton	-	-	-	57	-	-	141	138	678	234	225	177	264	-
	Ag-Oz/t	-	-	-	0.79	-	-	1.27	1.48	1.42	1.35	1.38	1.38	0.57	-
	Pb%	-	-	-	0.04	-	-	0.12	0.12	0.17	0.78	0.25	0.25	0.13	-
	Cu%	-	-	-	1.74	-	-	1.45	2.42	3.20	0.74	2.08	2.08	0.09	-
	Zn%	-	-	-	0.10	-	-	0.82	0.22	0.56	2.20	0.62	0.62	1.24	-
Observado Ventana 7	Fecha	14-nov	15-nov	16-nov	17-nov	18-nov	19-nov	20-nov	21-nov	22-nov	23-nov	24-nov	25-nov	26-nov	27-nov
	ton	174	138	66	-	-	-	-	42	33	135	240	354	375	695
	Ag-Oz/t	2.76	3.38	2.45	-	-	-	-	1.87	1.86	1.29	3.44	4.17	1.82	1.11
	Pb%	0.12	0.04	0.04	-	-	-	-	0.07	0.16	0.79	0.11	0.05	0.67	0.14
	Cu%	6.06	8.83	5.49	-	-	-	-	3.50	3.87	0.56	8.17	8.40	2.35	1.98
Zn%	1.71	0.05	0.04	-	-	-	-	0.07	0.38	2.21	0.10	0.15	2.13	0.30	
Simulado Ventana 7	Fecha	14-nov	15-nov	16-nov	17-nov	18-nov	19-nov	20-nov	21-nov	22-nov	23-nov	24-nov	25-nov	26-nov	27-nov
	Ton	207	129	108	-	-	-	-	22	14	132	330	510	348	742
	Ag-Oz/t	0.76	1.24	2.14	-	-	-	-	2.54	3.10	2.86	2.79	3.08	2.30	2.05
	Pb%	0.37	0.65	1.33	-	-	-	-	0.16	0.23	0.39	0.53	0.16	0.14	0.19
	Cu%	1.12	1.62	3.84	-	-	-	-	3.99	5.02	4.38	3.86	4.23	2.91	2.54
Zn%	0.87	1.43	3.15	-	-	-	-	0.45	0.62	0.98	1.28	0.42	0.36	0.45	

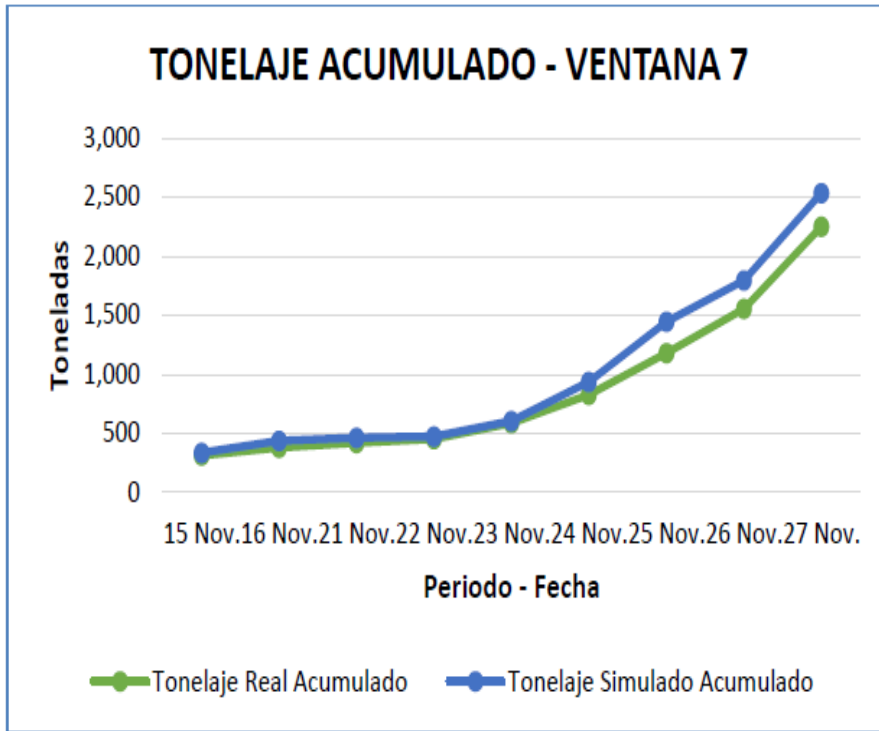
Datos observados extraídos de reporte "Rep. Ensayes Polimetálico Noviembre.xlsx"

Se realizó la comparación de las leyes ponderadas acumuladas de cada metal, obteniendo lo siguiente:





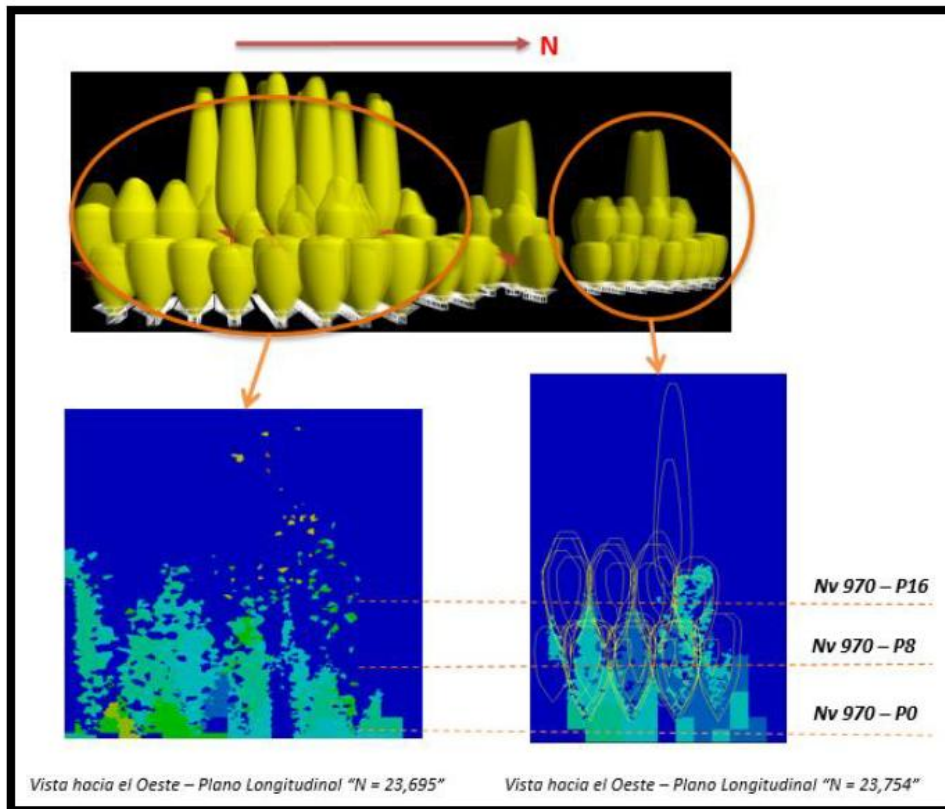
	Ley Polimetálico – Ventana 7		
	Observada	Simulado	Error
Ag (Oz/t)	2.296	2.297	0%
Pb %	0.236	0.316	33%
Cu %	4.519	3.132	30%
Zn %	0.758	0.762	1%



Tonelaje total acumulado – V7			
V7	Observada	Simulado	Error
Tonelaje	2252	2537	13%

Los errores obtenidos en la predicción de ley de la plata y zinc son menores al 1% mientras que el error más alto lo presenta el plomo con un 33%, con lo que queda validado nuestro modelo.

Teniendo calibrado el modelo se procede a simular 2 niveles inferiores a la zona de prueba (Nv 970 – P8 y Nv 970 – P0). Los resultados obtenidos son lo siguiente

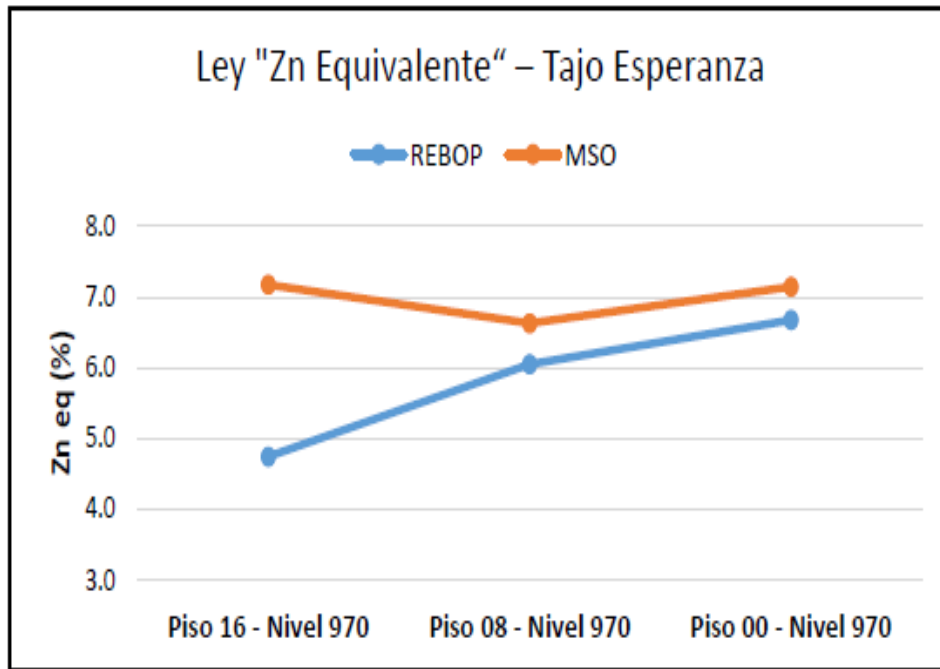


Ancho de pilar (m)	5
Mineral (ton)	355,375
Estéril (ton)	177,638
Total (ton)	533,013
Programado (ton)	634,099
Recuperación	84%
Dilución	33%

Los reportes de ley y tonelaje obtenidos por el modelo calibrado en Rebop y el programa base de Minera Corona, son los siguientes:

	Nivel	N° Ventanas	Ag (Oz/tn)	Pb %	Cu %	Zn %	Au (gr/ton)	Zn eq (%)	Ton
REBOP	Piso 16 - Nivel 970	12	1.13	0.77	1.22	1.60	0.26	4.75	97,154
	Piso 08 - Nivel 970	18	1.49	0.75	1.77	1.79	0.42	6.05	149,886
	Piso 00 - Nivel 970	21	1.74	0.73	2.02	1.91	0.46	6.68	285,973

	Nivel	N° Ventanas	Ag (Oz/tn)	Pb %	Cu %	Zn %	Au (gr/ton)	Zn eq (%)	Ton
MSO	Piso 16 - Nivel 970	12	1.84	0.90	2.11	2.09	0.46	7.17	96,553
	Piso 08 - Nivel 970	18	1.66	0.75	2.02	1.87	0.46	6.63	175,922
	Piso 00 - Nivel 970	21	1.85	0.71	2.24	1.97	0.50	7.15	361,625



Los reportes por nivel de leyes en Rebop son ligeramente menores que el programado en el plan base de Minera Corona, esto debido a que Rebop considera la mezcla de bloques por interacción y flujo.

CONCLUSIONES

1. La finalidad de la prueba piloto es de brindar mayor productividad y seguridad al método de explotación Sub Level Caving empleado actualmente en, razón por la cual el plasteo de cimbras es fundamental para lograr que el caving se manifieste de manera íntegra sin generar discontinuidades en el caving y luego flujo gravitacional que pudiesen inducir bombeos o problemas de estabilidad. Por otro lado se debe lograr inducir la interacción entre ventanas de manera de mejorar la recuperación de reservas y el estado del flujo gravitacional. Para esto es fundamental el reemplazo de bolsillo laterales y el chuteo por la generación de slot laterales inclinados y abanicos de producción en retirada. Esto facilita la extracción del SLC de múltiples niveles condiciones crítica para lograr mejoras productivas en la mina volcán – unidad Yauli mina Carahuacra.

2. En base al resultado de las pruebas, se extrae en promedio 60 toneladas de un disparo del slot lateral. La extracción de mineral de la corona fue en promedio 250 ton., quedando un pilar de 5 metros en el techo de la labor. Se debe extraer 688 toneladas de mineral por cada abanico de producción generado para inducir el caving, a través del flujo continuo e interactivo entre ventanas.

3. Los resultados muestran el éxito en la generación de slot laterales inclinados empleando como cara libre a los taladros rimados de 125 mm, y de esta manera eliminar el empleo de bolsillos y el chuteo lateral el cual expone al operador. Para asegurar la efectividad del disparo se recomienda emplear retardos de periodo corto ya que, al emplear retardos de periodo largo, los taladros iniciales pueden cortar la secuencia del resto de taladros generando tiros cortados.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda emplear tacos de 1.5 m para los taladros inclinados de los slots y tacos de 1 m para los taladros de los bolsillos laterales cuya función es solo la de ayudar a generar el slot inclinado.
2. Para la perforación de la corona del slot, es recomendable realizar el diseño a 80 c° de inclinación para emplear la mayor cara libre de los slots inclinados y así asegurar la secuencia de salida.
3. Para la generación de slots o caras libres en métodos de caving, es habitual la colgadura o puentes sobre la corona por lo que se debe continuar con la apertura inmediata de mayor área sobre ventanas aledañas para propiciar el hundimiento del mismo, estos puentes pueden ser recuperados además en niveles inferiores. Se debe generar un radio hidráulico interactivo entre ventanas donde el flujo gravitacional continuo e interactivo promueve la propagación del caving
4. Actualmente se continua con las pruebas en las ventanas 7 y 8 las cuales se encuentran en produccion por lo cual se recomienda iniciar la generación del slot de la ventana aledaña numero 9, con la finalidad de generar un flujo interactivo uniforme.

BIBLIOGRAFIA

1. Halim, 3D large scale physical modelling for studying interactive drawing and drawpoint spacing in Block Caving Mines, Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, The University of Queensland
2. Block Caving
<http://plata.uda.cl/minas/academicos/hmery/BLOCK%20CAVING.html>
3. G. Bull and C. H. Page, Sublevel Caving- Today's Dependable Low-Cost 'Ore Factory' MassMin 2000 Brisbane, Qld, 29 October - 2 November 2000, Page 537-556
4. Ingenieros S. R. Ltda. Geomecánica en Minería y Obras Civiles, Evaluación Geomecánica del Minado Mina Rosaura, DCR, Diciembre 2004 Lima – Perú.
5. Kvapil, Rudolf, 1992. Sublevel caving, SME Mining Engineers Handbook, 2nd Edition (Ed: H L Hartman), Chapter 20.2, pp1789-1814, (SME).
6. Kvapil, Rudolf, 1992. Sublevel caving, SME Mining Engineers Handbook, 2nd Edition (Ed: H L Hartman), Chapter 20.2, pp1789-1814, (SME).