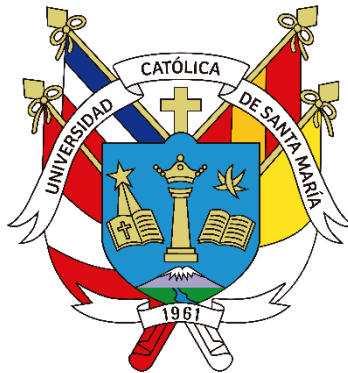


**Universidad Católica Santa María**  
**Facultad de Ciencias e Ingeniería Físicas y**  
**Formales**  
**Escuela Profesional de Ingeniería de Minas**



**“OPTIMIZACIÓN DE LA PRODUCCIÓN MEDIANTE EL REDISEÑO DE  
MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CON TALADROS EN  
ABANICO SUB LEVEL CAVING TAJO 6950 NIVEL 970, LIMA- 2018”**

Tesis presentada por el bachiller

**Flores Martínez, Dante David**

Para Optar el Título Profesional de

**Ingeniero de Minas**

Asesor:

Mg. Reategui Ordoñez, Fulton  
Carlos Pastor

Arequipa-Perú  
2023

# DICTAMEN APROBATORIO

UCSM-ERP

**UNIVERSIDAD CATÓLICA DE SANTA MARÍA**  
**INGENIERIA DE MINAS**  
**TITULACIÓN CON TESIS**  
**DICTAMEN APROBACIÓN DE BORRADOR**

Arequipa, 12 de Diciembre del 2022

**Dictamen: 002787-C-EPIM-2022**

Visto el borrador del expediente 002787, presentado por:

**2013801481 - FLORES MARTINEZ DANTE DAVID**

Titulado:

**OPTIMIZACIÓN DE LA PRODUCCION MEDIANTE EL REDISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN Y  
VOLADURA CON TALADROS EN ABANICO SUB LEVEL CAVING TAJO 6950 NIVEL 970, LIMA-  
2018.**

Nuestro dictamen es:

**APROBADO**

**2872 - LOPEZ CASAPERALTA PATRICIA YANETH  
DICTAMINADOR**



**3324 - DELGADO PONCE MARIA AZUCENA  
DICTAMINADOR**



**9571 - BERNEDO TITO EDWIN JOSE  
DICTAMINADOR**



## RESUMEN

El método de minado por hundimiento permite la extracción a gran escala de yacimientos de baja ley y elevado volumen de manera rentable, en donde la mecánica fundamental del hundimiento implica la auto propagación del hundimiento de un macizo rocoso en respuesta a la extracción del mineral a través de un nivel ubicado a mayor profundidad.

El tajo 6950, nivel 970 del cuerpo Esperanza tiene un plunge aproximado de 85° y una potencia promedio de 80 m, con un RMR de 22 la roca es de tipo V. Es por ello que para su explotación se requiere sostener las ventanas de extracción mediante cimbras espaciadas a 1 metro. Este cuerpo es explotado mediante Sublevel Caving (SLC) con corte transversal para explotar dos tipos de mineral: CuS, con una ley promedio de 1.72% y polimetálico con leyes promedio de Zn 2.14%, Pb 0.87% y Ag 1.93 Oz/t.

El mineral se perfora en abanico y se explota a partir de una serie de cortes transversales, en donde el frente disparado retrocede desde la caja techo hacia la caja piso. A medida que el mineral es extraído por el equipo de carguío, la caja techo se hunde para rellenar el vacío dejado por la extracción; por lo tanto, el método depende de la susceptibilidad de la caja techo a la socavación; en donde los parámetros para una eficiente operación de extracción son una óptima fragmentación y un bajo daño de la masa rocosa alrededor de los bolsillos. Así mismo se requiere de un control estricto de carguío, ya que las pérdidas y dilución son inevitables; debiendo estas mantenerse dentro de los límites previstos y aceptados. Según Hamrin et al. (2001), la dilución debiera variar entre 15% y 40% y las pérdidas podrían ser de 15% a 25%. Los anteriores factores afectan directamente la producción del piso 08 en el Nv. 970, la cual de acuerdo al planeamiento debiera ser de 175,922 t, producción que no se llega a alcanzar debido a los problemas de dilución y pérdidas. Diferentes estudios (Brunton et al. (2009), Tawadrous (2015), Zhang (2017) han demostrado que la producción de mineral tiene una estrecha relación con la voladura pudiéndose optimizar la recuperación y disminuir la dilución mediante mejoras en la voladura en el SLC.

Por otra parte, Laredo & Chipana (2012) explican que la voladura en abanico es quizá una de las técnicas más complejas en la minería por taladros largos.

Debido a la longitud de los taladros, diámetros pequeños y condiciones subterráneas de trabajo; la carga en la parte superior del taladro requiere de técnicas adecuadas para reducir la dilución y la pérdida de mineral. Se tiene estimado que durante los meses de marzo y abril del 2018, la dilución ascendió a 0.62% y las pérdidas a 76%. Ambos factores afectaron la producción y economía de la mina. Por ello que se ha hecho necesario optimizar el diseño de las tandas de voladura en los subniveles ahora que los tamaños de los anillos de voladura son más grandes. Una fragmentación adecuada es uno de los factores clave en las voladuras confinadas como en las de subniveles, esto influye en la movilización del abanico de voladura Johansson & Ouchterlony (2011). Así mismo Shekhar (2019) manifiesta que a fin de optimizar la producción del tajo es necesario un adecuado control del flujo de material, el cual se ve afectado por el diseño de los abanicos y el rendimiento de la voladura, entre otros.

Es por ello que en la presente investigación se optimizó la producción del tajo mediante un diseño adecuado de la malla de perforación y voladura, para ello se han modificado los parámetros de burden y espaciamiento, empleando la teoría de Langefors & Kihlstrom (1963), reduciendo la dilución y las pérdidas de mineral.

Palabras clave: Sublevel caving, dilución, malla de perforación y voladura.

## ABSTRACT

The Sub Level Caving method allows large-scale mining of low-grade, high-volume deposits in a cost-effective manner, where the fundamental mechanics of subsidence involves the self-propagation of subsidence of a rock mass in response to ore extraction through a level located at a greater depth.

The section 6950, level 970 of the Esperanza ore body has an approximate plunge of 85° and an average thickness of 80 m, with an RMR of 22, the rock is of type V. That is why for its exploitation it is required to support the extraction windows by means of steel ribs spaced at 1 meter. This ore body is mined by Sublevel Caving (SLC) with crosscutting to exploit two types of ore: CuS, with an average grade of 1.72% and polymetallic with average grades of Zn 2.14%, Pb 0.87% and Ag 1.93 Oz/t.

The ore is fan drilled and mined from a series of crosscuts, where the shot face retreats from the roof box to the floor box. As the ore is extracted by the loading equipment, the roof box sinks to fill the void left by the extraction; therefore, the method depends on the susceptibility of the roof box to scour; where the parameters for an efficient mining operation are optimum fragmentation and low damage to the rock mass around the pockets. Likewise, a strict control of loading is required, since losses and dilution are unavoidable; these must be kept within the expected and accepted limits. According to Hamrin et al. (2001), dilution should vary between 15% and 40% and losses could be 15% to 25%. The above factors directly affect the production of the floor 08 at Nv. 970, which according to planning should be 175,922 t, production that is not achieved due to dilution and loss problems. Different studies (Brunton et al. (2009), Tawadrous (2015), Zhang (2017) have shown that ore production has a close relationship with blasting being able to optimize recovery and decrease dilution through improvements in blasting in the SLC. On the other hand, Laredo & Chipana (2012) explain that fan blasting is perhaps one of the most complex techniques in long-hole mining.

Due to the length of the drill holes, small diameters and subway working conditions; loading at the top of the hole requires proper techniques to reduce dilution and ore loss. It is estimated that during the months of March and April 2018, dilution amounted to 0.81% and losses to 76%. Both factors affected the mine's production and economics. So that it has become necessary to optimize the design of blasting rounds in the sublevels now that the blast ring sizes are larger. Adequate fragmentation is one of the key factors in confined blasting as in sublevel blasting, this influences the mobilization of the blast fan Johansson & Ouchterlony (2011). Likewise Shekhar (2019) states that in order to optimize the stope production it is necessary an adequate control of the material flow, which is affected by the design of the fans and the blasting performance, amongst others.

For this reason, the research optimized the production of the stope through an adequate design of the drilling and blasting rounds, for which the parameters of burden and spacing have been modified, using the theory of Langefors & Kihlstrom (1963), reducing dilution and mineral losses.

Key words: Sublevel caving, dilution, perforation drilling and blasting.

## AGRADECIMIENTOS

En agradecimiento al padre celestial, por haber guiado mi camino hasta el presente. De igual manera agradecer a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Católica de Santa María, a mis docentes por transmitir su conocimiento durante los 5 años de carrera. Así como al Mag. Carlos Fulton Reátegui Ordóñez por su consejo y apoyo para la elaboración de esta presente tesis.

También en agradecimiento a mi querida madre Roxana Martínez Choque, hermanos y toda mi familia por su apoyo incondicional en todo momento de mi vida.



## DEDICATORIA

El camino recorrido hasta el momento fue difícil, pero fue posible con la compañía de toda mi familia, mis amigos y de mis fieles compañeros de cuatro patas.



## EPÍGRAFE

En un mercado global tan competitivo, las minas están presionadas para maximizar la producción y aumentar los ingresos. La dilución no planificada del mineral tiene una gran influencia directa en los costos de explotación y, en última instancia, en la rentabilidad de una operación minera. El impacto económico de la dilución se debe a los costos asociados a la limpieza, el transporte, la trituración, la extracción, la molienda y el tratamiento de los residuos o de la roca de baja calidad que tiene poco o ningún valor, desplazando mineral rentable y capacidad de procesamiento.

Henning & Mitri (2007)



## TABLA DE CONTENIDO

DICTAMEN APROBATORIO	ii
RESUMEN	iii
ABSTRACT	v
AGRADECIMIENTOS	vii
DEDICATORIA	viii
EPÍGRAFE	ix
TABLA DE CONTENIDO	x
ÍNDICE DE FIGURAS	xiv
ÍNDICE DE TABLAS	xvi
CAPITULO I	1
1. PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACION	1
1.1 Planteamiento del Problema	1
1.2 Objetivos	2
1.2.1 General	2
1.2.2 Específicos	2
1.3 Preguntas de Investigación	2
1.4 Líneas de Investigación a la que corresponde el Problema	3
1.5 Aporte del Desarrollo de la Tesis	3

1.5.1	Aporte Tecnológico	3
1.5.2	Aporte Económico	3
1.5.3	Aporte Social	3
1.5.4	Aporte Ambiental	3
1.6	Justificación	4
	CAPÍTULO II	5
2.	FUNDAMENTOS TEÓRICOS	5
2.1	Mina Yauricocha	5
2.2	Estado del arte	6
2.3	Antecedentes de la Investigación	16
2.4	Dilución	18
2.4.1	Dilución interna y externa	20
2.4.2	Dilución primaria y secundaria	21
2.4.3	Factores de dilución	22
2.5	Recuperación	24
2.6	Estrategia del control de extracción.	25
2.7	Descripción de las operaciones en el Tajo 6950	26
2.7.1	Perforación	27
2.7.2	Voladura	31
2.8	Secuencia operativa	35

2.9	Hipótesis	40
2.10	Variables	41
2.10.1	Variable Dependiente	41
2.10.2	Variables Independientes	41
	CAPÍTULO III	42
3.	MARCO METODOLOGICO	42
3.1	Alcances y Limitaciones	43
3.2	Tipo y Diseño de la Investigación	44
3.2.1	Tipo de investigación	44
3.3	Población y Muestra	44
3.3.1	Población	44
3.3.2	Muestra	44
3.4	Metodología de la investigación	44
3.5	Utilización de tubos PVC y Tacos de Arcilla para carguío.	64
3.6	Métodos, Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos	65
	CAPÍTULO IV	66
4.	RESULTADOS Y DISCUSIONES	66
4.1	Análisis e interpretación de resultados	66
4.1.1	Dilución promedio.	66
4.1.2	Pérdidas promedio.	67

4.2	Evaluación Económica	68
4.3	Análisis de los Resultados de las Mallas de Perforación	73
4.4	Optimización de la investigación	74
	CONCLUSIONES	82
	RECOMENDACIONES	83
	REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS	84
	ANEXOS	87



## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura 1</b> Hundimiento por Subniveles .....	14
<b>Figura 2</b> Esquema de un Método Típico de Hundimiento .....	14
<b>Figura 3</b> Dilución Primaria en un Cuerpo angosto.....	22
<b>Figura 4</b> Jumbo MUKI .....	28
<b>Figura 5</b> Superficie de Cobertura .....	28
<b>Figura 6</b> Perforadora Montarbert HC50.....	29
<b>Figura 7</b> Cartuchos Emulnor .....	33
<b>Figura 8</b> Armado de Cimbras .....	36
<b>Figura 9</b> Perforación de Taladros en Abanico .....	38
<b>Figura 10</b> Ventana Luego de la Voladura.....	38
<b>Figura 11</b> Etapa de Voladura en Vista Frontal y Planta .....	39
<b>Figura 12</b> Diagrama de Flujo en Ventanas.....	40
<b>Figura 13</b> Diseño de Malla con Teoría de Langefors .....	49
<b>Figura 14</b> Retardo por Fanel .....	50
<b>Figura 15</b> Características de Diseño de Malla con 2.07 M de Burden .....	51
<b>Figura 16</b> Primer Diseño de Bolsillo .....	52
<b>Figura 17</b> Primera Malla de Prueba .....	53
<b>Figura 18</b> Características de Diseño de Malla Con 1.7 M de Burden .....	54
<b>Figura 19</b> Segunda Malla de Prueba .....	55
<b>Figura 20</b> Tabla Técnica de la Malla con 1.2m de Burden.....	56
<b>Figura 21</b> Tercera Malla de Prueba.....	57
<b>Figura 22</b> Tabla Técnica de la Malla Con 1.2m de Burden .....	58
<b>Figura 23</b> Cuarta Malla de Prueba .....	59

<b>Figura 24</b> <i>Tabla Técnica de la Malla con 1.8m de Burden</i> .....	60
<b>Figura 25</b> <i>Quinta Malla de Prueba</i> .....	61
<b>Figura 26</b> <i>Tabla Técnica de la Malla Con 1.5m de Burden</i> .....	62
<b>Figura 27</b> <i>Sexta Malla de Prueba</i> .....	63
<b>Figura 28</b> <i>Tabla Técnica de la Malla con 2m de Burden</i> .....	63
<b>Figura 29</b> <i>Relación de Leyes Programados y Ejecutadas</i> .....	66
<b>Figura 30</b> <i>Relación de Programa de Producción Ejecutado</i> .....	67
<b>Figura 31</b> <i>Mineral Arrancado vs kg de Explosivo</i> .....	76
<b>Figura 32</b> <i>Resultado de Tonelaje Extraído Marzo-Mayo</i> .....	77
<b>Figura 33</b> <i>Grafica de Tonelaje Extraído marzo - mayo</i> .....	78
<b>Figura 34</b> <i>Secuencia de Salida por Ventana</i> .....	79
<b>Figura 35</b> <i>Fragmentación Luego de Voladura</i> .....	80
<b>Figura 36</b> <i>Correlación Abril</i> .....	81
<b>Figura 37</b> <i>Correlación Mayo</i> .....	81

## ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla 1</b> <i>Ventajas &amp; desventajas de SLC</i> .....	12
<b>Tabla 2</b> <i>Características Perforadoras Montabert HC50</i> .....	30
<b>Tabla 3</b> <i>Características Emulnor®</i> .....	32
<b>Tabla 4</b> <i>Características del Carmex</i> .....	34
<b>Tabla 5</b> <i>Comparación de Leyes Ejecutadas y Programadas</i> .....	66
<b>Tabla 6</b> <i>Tonelaje Extraído</i> .....	67
<b>Tabla 7</b> <i>Reporte de Memoria Anual</i> .....	69
<b>Tabla 8</b> <i>Tonelaje a Planta y Leyes de Cabeza</i> .....	70
<b>Tabla 9</b> <i>Recuperar Metalúrgica</i> .....	71
<b>Tabla 10</b> <i>Factores NSR por tipo de concentrado</i> .....	72
<b>Tabla 11</b> <i>Ingreso por Ventas</i> .....	72
<b>Tabla 12</b> <i>Optimización de Mallas de Perforación</i> .....	75

## CAPITULO I

### 1. PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACION

#### 1.1 Planteamiento del Problema

La Sociedad Minera Corona S.A., explota en su Unidad Minera (U.M) Yauricocha un yacimiento de minerales polimetálicos de cobre, plomo, plata y zinc. Dicho yacimiento se halla conformado por los cuerpos: Rosaura, Catas, Antacata Sur, Mascota y Esperanza. El método empleado es el de SLC el cual es aplicado desde el año 2014 en reemplazo del método de corte y relleno.

El principal problema en la explotación del Tajo 6950 (Cuerpo Esperanza), nivel 970 es la pérdida de mineral por sobre posición del material estéril y la dilución por mezcla del producto con la roca de caja. Dicho problema es característico de la explotación por el método de SLC; el cual sin embargo es el que mejor se adapta al tipo de yacimiento en estudio al tener ventajas por presentar bajos costos de explotación.

Los problemas de pérdidas y dilución tienen su origen en la operación de perforación y voladura al ser la fragmentación y control del terreno determinantes para el flujo de mineral. La principal deficiencia es que en la empresa no se tiene estandarizada una malla de perforación para las diferentes zonas de la unidad minera, malla que consta de: perforación en los bolsillos y taladros radiales.

El no llegar a la producción planificada, la cual es de 175,922 t en el Tajo 6950, piso 08, NV 970, implicaría una reducción en los ingresos de la empresa, elevando los costos unitarios de explotación y la ley de corte y reduciendo por ende el volumen de reservas. Todos los probables efectos anteriores originarían finalmente que se reduzca el valor actual neto de la empresa, siendo este último un indicador clave del desempeño económico de las operaciones.

Es por lo anterior que se hace necesario optimizar la producción, planteando para ello el rediseño de mallas de perforación y voladura con taladros en abanico.

La investigación es viable ya que se dispone de los recursos necesarios para su ejecución, tales como información de 92 días de operaciones en el tajo 6050, obtenidos durante la permanencia del autor en dichas operaciones.

## **1.2 Objetivos**

### **1.2.1 General**

Optimizar la producción a través de un rediseño de malla de perforación y voladura de taladros largos en abanico de producción para el método SLC en el tajo 6950 NV 970.

### **1.2.2 Específicos**

- a) Determinar la malla de taladros largos en abanico adecuada a fin de mejorar la producción en el tajo 6950 Nv. 970.
- b) Determinar el factor de carga en los taladros largos en abanico para mejorar la producción en el tajo 6950 Nv. 970.
- c) Determinar la secuencia de salida de los taladros largos en abanico para mejorar la producción en el tajo 6950 Nv. 970.

## **1.3 Preguntas de Investigación**

- a) ¿Será posible mejorar la producción en el tajo 6950, Nv. 970 mediante un rediseño de la malla de taladros largos en abanico?
- b) ¿Será posible mejorar la producción en el tajo 6950, Nv. 970 mediante una adecuada determinación del factor de carga de los taladros largos en abanico?
- c) ¿Será posible mejorar la producción en el tajo 6950, Nv. 970 mediante una adecuada secuencia de salida de los diferentes taladros del abanico?

#### **1.4 Líneas de Investigación a la que corresponde el Problema**

El presente trabajo corresponde a la línea de investigación de “Procesos Operacionales”.

#### **1.5 Aporte del Desarrollo de la Tesis**

##### **1.5.1 Aporte Tecnológico**

Los resultados conseguidos favorecerán notablemente la mejor comprensión de los factores determinantes para obtener una menor dilución y pérdidas en la aplicación del método de SLC en el Cuerpo Esperanza de la Unidad Minera Yauricocha.

##### **1.5.2 Aporte Económico**

Aunque se tienen cuantificados exactamente los beneficios económicos del trabajo; la aplicación sostenible y sistemática de los resultados del trabajo beneficiarán a la rentabilidad de la mina. El presente trabajo servirá, así mismo, para promover el empleo del método de Sublevel Caving como una alternativa económica y rentable al método de corte y relleno ascendente, tan ampliamente empleado en nuestro país no obstante su mayor costo y menor rentabilidad.

##### **1.5.3 Aporte Social**

Al incrementar la productividad y rentabilidad de las operaciones, se generarán mayores utilidades y por ende mayores niveles impositivos; lo cual beneficiará las arcas del Estado y finalmente engrosar el monto del Canon Minero a pagar por la empresa.

##### **1.5.4 Aporte Ambiental**

La huella hidrológica de la mina Yauricocha disminuirá a partir de una menor generación de relaves producto de una mejor ley de mineral y consecuentemente una menor cantidad de ganga o material de descarte.

## 1.6 Justificación

Los problemas observados durante la explotación de taladros largos en abanico para el método sublevel caving en el tajo 6950 se referían principalmente a una baja producción por efecto de problemas en la recuperación; ya que la meta de producción mensual para el piso 08 del nivel 970, establecida por planeamiento era de 20,350 t/mes, sin embargo, la producción real ascendía únicamente a 13,524 t/mes. Una causa del problema descrito es que el diseño de la malla de perforación y voladura obedecía a conocimientos empíricos o experiencias previas. Por ello se hacía necesario emplear un modelo reconocido para el diseño de estos parámetros, siendo el modelo de Langefors el más adecuado por su facilidad práctica de aplicación. En dicho modelo se resalta la importancia de un adecuado dimensionamiento del burden, sospechándose que este factor usado en el diseño de malla actual causa que las pérdidas se incrementen. Las elevadas pérdidas obligan a emplear blending para cumplir la meta que exige planta, lo cual requiere un mayor movimiento de tierras. Si bien el método permite un margen de recuperación en pisos inferiores ya que este contempla el hundimiento de los pisos superiores, la recuperación no tiene la misma eficiencia que podría alcanzarse con una buena voladura en piso. Esto conlleva que se pierda parte de lo que pudo ser un beneficio para la compañía.

## CAPÍTULO II

### 2. FUNDAMENTOS TEÓRICOS

#### 2.1 Mina Yauricocha

Sociedad Minera Corona S.A. fue constituida el 26 de abril de 1993. Un hito importante en la vida de la empresa se marcó el 6 de marzo del 2002 cuando suscribió el contrato de transferencia de concesiones mineras con la Empresa Minera del Centro del Perú (CENTROMIN) por el cual adquirió la propiedad de las concesiones mineras de Yauricocha, ubicadas en la provincia de Yauyos, departamento de Lima.

El 25 de mayo de 2011 un grupo de accionistas de la Compañía y Dia Bras Exploration Inc. (hoy Sierra Metals Inc.), a través de Dia Bras Perú S.A.C. (su subsidiaria peruana), suscribieron un acuerdo de adquisición por aproximadamente el 92.12% de las acciones con derecho a voto de la Compañía (aproximadamente el 81.65% del total del patrimonio) en conexión a un acuerdo vinculante de fecha 3 de marzo de 2011; así, la Compañía se convirtió en parte del grupo económico Sierra Metals a través de Dia Bras Perú S.A.C. (Sociedad Minera Corona., 2020)

#### Ubicación y Acceso

La mina Yauricocha políticamente está Ubicada en el distrito de Alis, provincia de Yauyos, departamento de Lima aproximadamente a 12 Km. al Oeste de la Divisoria Continental y a 60 Km. al Sur de la estación Pachacayo del FF.CC. Localizada geográficamente en la zona alta de la cordillera Occidental Andina, muy cerca de la línea Divisoria Continental, en las nacientes de uno de los afluentes del río Cañete, el que desemboca al Océano Pacífico. El área de la mina se encuentra a una altitud promedio de 4 600 m.s.n.m.

Se puede acceder a la mina Yauricocha, ya sea por la Carretera Central, tomando la ruta Lima - Huancayo - Yauricocha, con una distancia de 420 Km, la vía es asfaltada hasta la localidad de Chupaca; desde ahí hasta la mina Yauricocha la vía es afirmada. Otra vía alternativa es tomando la Panamericana Sur de Lima – Cañete - Yauricocha, siguiendo el valle del río Cañete con una distancia de 370 Km. La vía es asfaltada de Lima a Pacarán y de Pacarán a la mina Yauricocha es carretera afirmada.

### Geología Regional

Cairo Camarena (2019), menciona que el área de la mina, se caracteriza por presentar una marcada y gruesa secuencia sedimentaria calcárea y clástica, fuertemente plegada. Estructuralmente los ejes de los pliegues tienen una dirección preferencial NW, de igual forma se observa un sistema de fallas que siguen la dirección NW.

Así mismo, la mina Yauricocha presenta varios cuerpos mineralizados, que han sido emplazados a lo largo de tendencias estructurales, con la mineralización misma relacionada con el reemplazo de calizas por fluidos hidrotermales relacionados con intrusiones cercanas. La mineralización varía ampliamente en morfología, desde depósitos grandes y relativamente anchos de estilo tabular (manto) hasta chimeneas estrechas y subverticales. La mineralización presenta grados económicos de plata (Ag), cobre (Cu), plomo (Pb) y zinc (Zn), con oro (Au) local en menor grado. La mayoría de los yacimientos están relacionados con la falla regional de alto ángulo con orientación NO de Yauricocha o con la tendencia estructural Cachi-Cachi, de orientación NE y menos definida. La mineralización se presenta generalmente como sulfuros polimetálicos, pero está localmente oxidada a profundidades significativas o está asociada con cuerpos ricos en Cu (Sierra Metals Inc., 2020).

### 2.2 Estado del arte

Peele (1941) explicaba que el Sublevel Caving (SLC) deriva del método de Top Slicing, el cual se emplea en yacimientos de mineral amplios, moderadamente blandos o moderadamente firmes,

recubiertos por un terreno que cede fácilmente, pero de forma gruesa, para formar una capa que se arquea de manera natural y se sostiene temporalmente sobre pequeñas aberturas. Adecuadamente diseñado es un método seguro, del que se obtiene una elevada producción.

Posteriormente Kumar (1970), menciona que, por su desarrollo mecanizado y su equipo de perforación de taladros largos, mejoras en las técnicas de voladura y el advenimiento de las unidades “trackless” de extracción, el método SLC está siendo cada vez más considerado y aplicado en las minas de metales base y ferrosos en donde los yacimientos son grandes y competentes. Debido a que puede ser fácilmente mecanizado, su seguridad, la estandarización de los equipos presenta pocos problemas, es posible lograr la selectividad en yacimientos de leyes variables ya que una gran parte de la preparación se lleva a cabo en mineral. Todos estos factores contribuyen a mantener costos bajos y a que se prefiera este método en vez del “block caving” o al tajeo por sub niveles. Janelid (1972), aclara que tal como el método se aplica hoy en día, toda la cantidad de mineral entre los diferentes subniveles se rompe (o al menos debería hacerlo) mediante perforación y voladura controladas. Si esto se hace de forma adecuada y racional, hay buenas posibilidades de aplicar el método de manera técnica a cualquier yacimiento de tamaño, ubicación y propiedades mecánicas de roca adecuados.

Henning & Mitri (2007), explican que el término explotación mediante hundimiento por subniveles se aplica a los métodos mineros que emplean perforación de taladros largos para la producción de mineral. Se trata de un sistema de perforación y voladura a gran escala en el que se rompen grandes cantidades de mineral en una sola voladura. Los trozos de roca fragmentada caen en un espacio vacío abierto dentro del tajo. La roca se extrae y el vacío es rellenado por la roca de caja que colapsa. Este método se utiliza para la extracción de mineral cuando tanto el mineral como la roca de las cajas sean medianamente competentes ya que se pretende que la caja techo se fracture y colapse hacia el bloque hundido en condiciones controladas. Der lo anterior se evidencia que la mecánica fundamental del SLC consiste en la

auto propagación del hundimiento de un macizo rocoso en respuesta a la extracción de un nivel situado en profundidad. Sainsbury et al. (2018), sostienen que, desde el inicio de los métodos de extracción por hundimiento, los investigadores han tratado de entender y predecir la naturaleza de la propagación del hundimiento mediante relaciones unidimensionales basadas en el volumen y métodos empíricos, las cuales se han venido aplicando de manera exitosa en diferentes minas.

De lo anterior, es evidente que para una correcta aplicación de este método se requiere comprender y aplicar adecuadamente los principios de la mecánica del flujo de los materiales por gravedad. Hamrin et al. (2001), explican que, al inicio de la explotación, cuando solamente se ha explotado una pequeña área, los paneles pudieran no socavar, y la operación será similar a las cámaras abiertas. Luego, el desprendimiento de las paredes rellenará los vacíos creados, y el mineral, tras la voladura, quedará contenido por los residuos socavados y gravitará hacia abajo a medida que se produzca la extracción. Así mismo mencionan que la principal desventaja del método es la elevada dilución y los problemas de su control. Los primeros diseños incluían taladros laterales planos de aproximadamente  $45^\circ$ . Su finalidad era reducir la longitud de los taladros ascendentes desde el nivel inferior. Sin embargo, no era posible extraer el mineral roto de estos taladros desde el nivel donde estos se perforaban, debido a que no había espacio para la expansión cuando los taladros planos en el siguiente abanico fueran disparados. Por ello recomiendan que, los taladros laterales deben tener una inclinación superior a  $70^\circ$ , debiendo el collar ubicarse en los extremos de la labor para obtener la máxima anchura de la garganta. El pie de los taladros está normalmente a una distancia de 1,5 a 1,8 m. Normalmente hay ocho taladros en un abanico y aproximadamente 100,6 m en un anillo. La carga entre abanicos está diseñada para dar una buena fragmentación y varía entre 1,2 y 2,7 m (4 y 6 pies).

McMurray (1976), en su artículo referente a la práctica de SLC en la mina Shabaine en Rhodesia menciona que uno de los parámetros más importantes para el éxito del SLC es el diseño del patrón de

voladura en anillo/abanico. Para aproximarse lo más posible al ideal, los taladros laterales de los patrones deben perforarse con un ángulo lo más pronunciado posible. Habiéndose demostrado claramente, mediante experimentos con modelos, que el mineral que se halla bajo la cavidad de subniveles se mueve en forma de elipsoide, con el límite del movimiento inclinado a aproximadamente  $70^\circ$  (coincidiendo con la propuesta de Hamrin et al. (2001)). Fuera de este ángulo, el mineral no se moverá hacia el punto de extracción; pero dentro del elipsoide, el mineral en la parte central se mueve a un ritmo más rápido que el mineral en los límites, y, por lo tanto, la capa de residuos es arrastrada hacia el punto de extracción en una fase relativamente temprana.

Es evidente entonces que para una adecuada extracción del material es necesario incorporar el concepto del elipsoide de extracción en el diseño del método de explotación, en donde la fragmentación es un factor importante a fin de evaluar la voladura ya que esta tiene un innegable impacto sobre las utilidades y productividad de una operación minera (Sharma et al., 1990). Así mismo es necesario resaltar lo expuesto por Shekhar (2019), quien manifiesta que la carga del material del frente de producción en la excavación de subniveles se ve facilitada por el flujo de material por gravedad hacia el frente de producción.

Refiriéndose a la voladura Kosowan (1999), sostiene que los resultados de las operaciones subterráneas han puesto de manifiesto que la fragmentación es importante para el tajeo del subnivel. La fragmentación adecuada de la columna de mineral mejoró la eficiencia de las otras operaciones mineras. La eficiencia de las demás operaciones mineras fue fundamental para la recuperación. Las observaciones subterráneas indicaron que los puntos de extracción deben ser lo suficientemente amplios para acomodar resultados inconsistentes en las voladuras y proporcionar un flujo regular. La anchura de los puntos de extracción determina la anchura y la fuerza del flujo del canal central, que es importante para lograr una alta recuperación del anillo.

Durant et al. (1999), explican que los cortes en abanico se utilizan en situaciones en las que la apertura en la base de la labor para la siguiente tanda de perforación es más amplia que la entrada, o el avance de la misma, debiéndose disponer de una anchura suficiente para que el equipo de perforación llegue a la cara de la roca y se coloque de forma que cree cortes en ángulo. En esta situación, se puede perforar una serie de taladros inclinados en la cara abierta. Los taladros se colocan en ángulos que provoquen la mayor rotura posible en la cara de la roca, de modo que se pueda alcanzar la siguiente capa de la cara libre. En referencia al ángulo de corte en abanico se indica que este no debe ser muy agudo. Sin embargo, si se necesitan ángulos agudos, habrá que utilizar un mayor factor de carga para conseguir el efecto deseado. Lo ideal es que los cortes en abanico tengan una inclinación mayor a  $60^\circ$ . Los cortes pueden hacerse en doble uve o incluso en cuádruple uve en caso de disponer de espacio. Las detonaciones también deberán estar espaciadas al menos 50 milisegundos para dar tiempo suficiente a la expansión y el desplazamiento de la roca. Esto dará a la explosión el impacto necesario para desplazar la mayor cantidad de roca.

Hustrulid (2000), sostiene que normalmente se elige el mayor diámetro de barreno posible (desde el punto de vista de la capacidad de perforación y de carga de explosivos). Hoy en día, este diámetro es de 115 mm y se basa en gran medida en la capacidad de cargar y retener el explosivo en el agujero. de cargar y retener el explosivo en el taladro. Los diseños de anillos más grandes incorporan taladros con longitudes de hasta 50 m.

McKenzie & Adamson (2011), en referencia al tiempo de retardo entre taladros mencionan que en América del Sur, por ejemplo, existe la idea de que para conseguir una fragmentación lo más fina posible, hay que utilizar retardos electrónicos muy cortos entre los agujeros sucesivos de una fila; sin embargo en América del Norte, los estudios sugieren que el tiempo óptimo es considerablemente más largo que los tiempos comúnmente utilizados en América del Sur. Concluyen que se sugiere la existencia

de dos filosofías o paradigmas bastante diferentes y parcialmente opuestos para describir los mecanismos físicos dominantes que conducen a una fragmentación optimizada como resultado de la selección del tiempo de retardo. Ambos paradigmas se apoyan en los mecanismos sugeridos. Ambos paradigmas se apoyan en datos cuidadosamente recogidos y analizados a partir de mediciones. Sin embargo, estas dos opciones sugieren o apuntan a prácticas muy diferentes a la hora de seleccionar los tiempos de retardo entre pozos. Podemos por ello concluir que esta selección estaría fuertemente influenciada por las condiciones locales del macizo rocoso y la experiencia previa.

Laredo & Chipana(2012), sostienen que la voladura en abanico presenta características particulares que no corresponden con la voladura en bancos en mina superficial o subterránea; siendo quizás una de las técnicas de voladura más complejas en la minería. Además de los largos taladros, diámetros pequeños y condiciones subterráneas de trabajo, la carga en la parte superior del taladro requiere de técnicas adecuadas para alcanzar eficientemente sus objetivos. Estos típicamente son: lograr una adecuada fragmentación, reducir la dilución, reducir la pérdida de mineral, controlar las vibraciones, proteger la integridad de la labor y evitar la formación de gibas en el suelo de la mina.

Shekhar et. al (2019) explican que en las operaciones del SLC, la decisión de dejar de cargar desde un punto de extracción y proceder a siguiente es una decisión crítica. Si se cierra un punto de extracción antes de tiempo, el mineral se pierde en el punto de extracción y no se puede recuperar de forma eficiente en los niveles inferiores. Si se cierra tarde, la mina se enfrenta a una mayor dilución y a un aumento de los costes de extracción. El control de extracción se ocupa de con la gestión de la carga en el punto de extracción. Así mismo indica que el flujo de materiales en el SLC se ha estudiado ampliamente en las últimas cinco décadas, habiéndose utilizado diferentes métodos para simular el flujo de material en las operaciones de socavación. Los modelos físicos iniciales mostraban una zona elipsoidal por encima del punto de extracción desde de la que fluía el material hacia el punto de extracción. Sin embargo, los

resultados de los modelos físicos posteriores no coinciden con esta noción de flujo de material. También se han aplicado técnicas de modelización numérica para simular el flujo de material. En la actualidad, se utilizan pruebas de campo a gran escala, como los ensayos con marcadores, para comprender el flujo de materiales en el SLC. Los resultados de los ensayos con marcadores ponen de manifiesto la naturaleza caótica del flujo de materiales y la imprevisibilidad asociada a la simulación del flujo de materiales. Además, sostiene que el flujo de materiales en el SLC es un sistema dinámico (caótico y no uniforme), pero actualmente se controla mediante una estrategia de control de extracción estática.

Como todo método de explotación, este tiene también ventajas y desventajas. Las desventajas del método son comunes a todos los métodos de hundimiento y se pueden resumir en la siguiente tabla, las cuales han sido compiladas en Queens Mine Design Wiki (2021):

**Tabla 1**

*Ventajas & desventajas de SLC*

Ventajas
Método económico que produce una gran cantidad de material.
Las operaciones pueden ser altamente mecanizadas.
En la mayoría de los casos las labores son lo suficientemente amplias como para introducir equipo trackless. Elevada eficiencia.
Debido a la naturaleza repetitiva del método de minado todas las actividades pueden estandarizarse.
Gran flexibilidad en las ratios de producción. Debido a que todas las actividades de explotación son ejecutadas desde aberturas relativamente pequeñas, el SLC es uno de los métodos de explotación más seguros.
Desventajas

---

Elevados niveles de dilución.

Baja recuperación.

Pérdidas de mineral

~ Cuando se alcanza el límite de extracción (punto de máxima dilución permitida), el mineral diluido restante representa una pérdida de mineral.

~ Las pérdidas son mayores a medida que se reduce el buzamiento del yacimiento y de la caja techo.

Se necesita un elevado número de desarrollos.

---

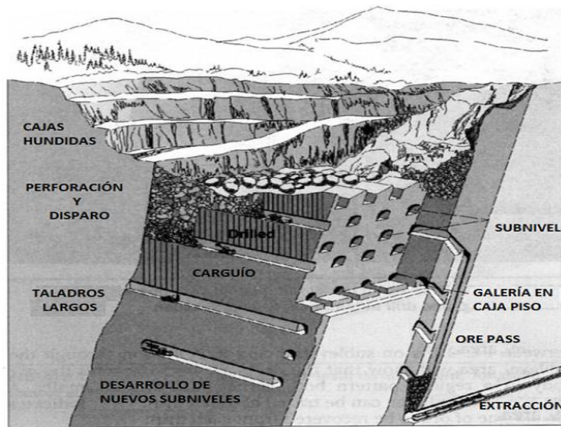
Fuente: Queens Mine Design Wiky (2021)

Así mismo, en la Figura 1 se observa que el método de explotación por SLC se basa en la caída por gravedad del material disparado hacia una ventana de extracción. La ventana de extracción, transversal a la veta, es desarrollada a partir de un subnivel desde la caja piso del yacimiento hasta la caja techo del mismo. Es por ello que el método puede aplicarse a una variedad de formas y tamaños de yacimientos verticales o de fuerte buzamiento.

En la actualidad gracias a los avances tecnológicos el método se fue ajustando a rocas de mayor competencia que precisan perforación y voladura, lo que hizo que ya no se empleara como un método de hundimiento, pero aún conserva su nombre original.

**Figura 1**

*Hundimiento por Subniveles*

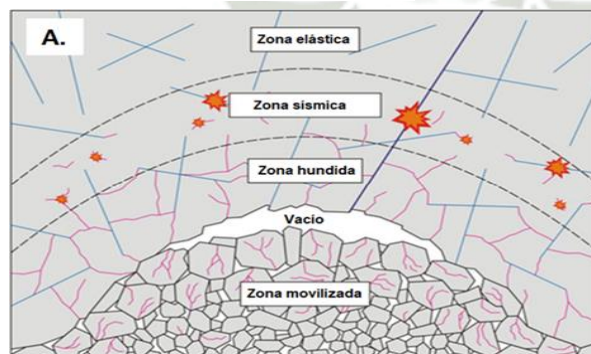


Nota. Hundimiento por subniveles, Han mrin et al. (2001).

“Los métodos de minería en cuevas permiten la extracción a gran escala de yacimientos grandes y de baja ley de forma rentable como se puede ver en la Figura 2. El proceso de hundimiento implica la socavación (voladura de un horizonte de masa rocosa in situ) y la extracción de la roca rota desde puntos de extracción en un nivel de producción situado en profundidad” (B. L. Sainsbury et al., 2011).

**Figura 2**

*Esquema de un Método Típico de Hundimiento*



Nota. Esquema de un método típico de hundimiento, Sainsbury et al. (2011).

Duplancic & Brady (1999), desarrollaron un modelo conceptual de hundimiento. El modelo incluye varias regiones con diferente comportamiento, las cuales se muestran en la Figura. A continuación, explicamos cada una de dichas regiones:

- **Zona elástica:** El macizo rocoso alrededor de la región de hundimiento se comporta principalmente de manera elástica y tiene propiedades consistentes con una masa rocosa "no perturbada".
- **Zona sísmica:** La actividad micro sísmica (y a veces sísmica) se concentra en esta región principalmente debido al deslizamiento a lo largo de discontinuidades preexistentes y al inicio de nuevas fracturas.
- **Zona hundida:** El macizo rocoso de esta región está fracturado y ha perdido parte o la totalidad de su fuerza cohesiva y proporciona un soporte mínimo a la masa rocosa suprayacente. Este macizo está sujeto a daños significativos, es decir, los espacios abiertos se cortan y el agrietamiento se observa en el macizo. Los componentes de tensión dentro de esta región suelen ser de baja magnitud.
- **Zona movilizadada:** Esta zona da una estimación de la parte del yacimiento que se ha desplazado al menos de 1-2 m, en respuesta a la extracción de la producción y puede ser recuperable.

Gertsch & Bullock (1998), mencionan que los principales problemas en el SLC son el control y minimización de la dilución ya que es evidente que el mineral fragmentado está rodeado por desmonte en tres lados. A fin de lograr un buen control de extracción es necesario garantizar cejas fuertes (la unión del material disparado por el abanico con el fondo de la ventana de extracción) y una buena fragmentación.

Por lo tanto, el mineral debe ser lo suficientemente fuerte como para mantenerse en pie sin necesidades excesivas de sostenimiento debido a:

- La gran cantidad de labores de desarrollo
- Para proporcionar cejas razonablemente fuertes
- Para una adecuada perforación de taladros largos de 15,2 m (50 pies) o más de longitud.
- Para que los taladros permanezcan abiertos para su carguío con explosivo.

### 2.3 Antecedentes de la Investigación

Hinostroza (2019) en su tesis titulada *“Implementación de malla de perforación y voladura de taladros largos para evaluar los costos operativos en el método de explotación sublevel stoping en la mina subterránea Marcapunta Sur-El Brocal”* tuvo como objetivo comparar la antigua malla de perforación en relación con la nueva malla en diseño utilizando brocas de mayor diámetro. La investigación fue cuantitativa y de tipo de diseño de investigación experimental. Los resultados advierten que el diseño de perforación permite controlar la granulometría del material volado y evitar el desgajamiento de hastiales. Debido a que la nueva malla obtenida tiene un burden de 2.00 m y espaciamiento de 2.00 m, respecto a los disparos que se realizan de dos a cuatro filas. Además, para la perforación en filas negativas de tipo radial o de abanico el factor de carga de explosivo para brocas de 89 mm es de 1.77 kg de ANFO/m<sup>3</sup>, con factor de potencia de 0.48 kg ANFO/ton. Además, la perforación es paralela y en abanico en metros perforados de 4,225 m con brocas de 64 mm y 4,585 m con brocas de 89 mm. Con una diferencia en la optimización respecto al año 2018 entre las dos brocas, se tiene una producción en toneladas de 79,591, en metro perforado 20,228 metros. Mientras que en el consumo total son 12 unidades, en el costo total de metros perforados US\$ 30,342 y el rendimiento de vida útil total en metros 314. Todo respecto al cambio de broca de 64 mm a 89 mm. Concluye que la optimización de rendimientos en la perforación con brocas de menor diámetro mejora la eficiencia de la perforación y la voladura, por tanto, al evaluar costos operativos, ayuda a reducir costos que es el principal objetivo de la mina. Entonces, el proponer un diseño de malla de perforación y voladura nueva para taladros largos e implementarla evaluando costos

operativos unitarios, influye significativamente en el incremento de la productividad en Marcapunta Sur-El Brocal.

Mallqui (Mallqui-Balbín, 2019) en su tesis titulada *“Diseño de malla de perforación y voladura de taladros largos en sublevel stoping para incrementar la productividad en mina Marcapunta Sur de Sociedad Minera El Brocal S.A.A.”* donde la investigación tuvo como objetivo crear un nuevo diseño de malla de perforación y voladura para ser utilizado en la explotación minera con taladros largos en sublevel stoping, para así incrementar la productividad en la mina Marcapunta Sur de la Sociedad Minera el Brocal S.A.A.; cuya hipótesis fue: la aplicación de la malla de perforación y voladura de taladros largos en el método sublevel stoping, influye significativamente en la reducción de los costos operativos e incrementar de la productividad. Utilizó el método científico, de tipo aplicado y de diseño experimental descriptivo y correlacional; siendo la población de estudio los Bloques mineralizados de la zona Alta, Intermedia y la profundización de la mina Marcapunta Sur – Sociedad Minera el Brocal S.A.A y la muestra 01 block mineralizado del Nivel 4172 – 4152, Zona alta block 8950. Tajo 692 Nv. 4172 – 4152 (Tajo pasante), Marcapunta Sur – Sociedad Minera el Brocal S.A.A. Teniendo como variable independiente al diseño de malla de perforación y voladura de taladros largos en sublevel stoping y la variable dependiente a la productividad. Concluye que el diseño de malla de perforación permite homogeneizar la fragmentación y la mejora de la resistencia de los hastiales en función a los nuevos parámetros de diseño: burden de 1.60 m, espaciamiento de 1.50 m. y factor de potencia de: VCR + SLOT de 3.84 Kg ANFO/Ton. Rotas. De 4 a 5 Filas de 0.10 Kg ANFO/Ton. Rotas.

Carhuamarca (2018) se plantea el problema de optimizar la recuperación en el método de minado de sublevel caving en la mina Azulcocha. A fin de controlar la dilución se planteó la alternativa de iniciar el minado estrictamente en retirada con el SLC desde superficie bajando por debajo del nivel -40, este método requiere un orden para el Secuenciamiento de Minado, tanto en forma horizontal como vertical,

controlando la velocidad de deformación, control hidrogeológico, control para ejecución de labores necesarias para la explotación, preparación y desarrollo requerida para cumplir con el volumen de producción planeada. Así mismo, recomienda que el control geomecánico es importante ya que el minado tiene que equiparar las velocidades de extracción del mineral con las deformaciones de la masa rocosa a fin de evitar pérdidas de mineral.

García Reyes (2017), se plantea el problema de reducir el consumo del explosivo por metro cúbico de mineral arrancado, optimizar la fragmentación de la roca a fin de recuperar la mayor cantidad posible de mineral y disminuir el nivel de vibraciones. Para ello se determinó ampliar el burden y el espaciamiento en el orden del 4.0%, lo cual repercutió en el número de taladros, consiguiendo una disminución en los costos de voladura y mejoró la granulometría del mineral disparado mediante el empleo de heavy ANFO.

#### **2.4 Dilución**

El término "dilución" se refiere a cualquier material de desecho dentro del bloque minado, incluida la roca estéril y de baja ley, así como el material de relleno. La dilución suele ser el factor más subestimado en la planificación minera ya que un incremento de la dilución del mineral provoca una disminución de la ley de extracción en comparación con las reservas mineras; afectando negativamente la rentabilidad de la operación al reducir la cantidad de mineral o metal que puede producirse a partir de cada tonelada de mineral procesado.

A medida que se desarrolla un proyecto minero, desde la fase conceptual hasta la de producción, existen diversas incertidumbres y dificultades que afectan al diseño y al valor económico de la operación. Un parámetro de diseño notable que hay que tener en cuenta es el factor de dilución. La dilución es el material de desecho que no se separa del mineral en las fases de extracción y que se envía a la planta de procesamiento. Se define como la relación entre el tonelaje de residuos extraídos y enviados para su

procesamiento sobre el tonelaje combinado de mineral y residuos molidos. La siguiente ecuación es la expresión utilizada para la dilución.

La fórmula general para el cálculo de la dilución es la siguiente:

$$\text{Dilución} = \text{Desmote tratado} \div (\text{Mineral tratado} + \text{Desmote tratado})$$

Las siguientes definiciones son importantes a fin de determinar el porcentaje de dilución planificado y el no planificado:

- Reservas geológicas ( $T_g$ ): El tonelaje de mineral por encima de la ley de corte.
- Desmote planificado ( $W_p$ ): La roca con menor contenido de mineral que la ley de corte, dentro de los límites del tajeo.
- Reservas mineras ( $T_m$ ): El tonelaje de mineral dentro de los límites del tajeo planificados.
- Desmote no planificado ( $W_u$ ): La roca con menor contenido de mineral que la ley de corte, proveniente fuera de los límites del tajeo.
- Desmote total: Toda la roca con mineralización por debajo de la ley de corte.
- Producción de mina ( $T_t$ ): El tonelaje enviado a planta, la suma de las reservas, el desmote planificado y el desmote no planificado.

Así mismo, se tienen las siguientes fórmulas, propuestas en Queens Mine Design Wiki (2017) para calcular los diferentes porcentajes de dilución en una operación minera:

$$\text{Dilución planificada (\%)} = \frac{W_p}{T_g + W_p} \times 100\%$$

$$\text{Dilución no planificada (\%)} = \frac{W_u}{T_t} \times 100\%$$

$$\text{Dilución final (\%)} = \frac{Wp + Wu}{Tg + Wp + Wu} \times 100\%$$

En donde:

*Desmante planificado (Wp)*: Roca con menor contenido de mineralización que la ley de corte, dentro de los límites del tajo.

*Reservas Geológicas (Tg)*: tonelaje de roca por encima de la ley de corte.

*Desmante no planificado (Wu)*: Roca con menor contenido de mineralización que la ley de corte, procedente de más allá de los límites previstos del tajo.

*Mineral de mina (Tt)*: el tonelaje enviado a planta, suma de las reservas geológicas, el desmante planificado y el desmante no planificado.

#### 2.4.1 Dilución interna y externa

La dilución interna se produce dentro de un bloque tajeado en el que las bolsas de residuos no pueden separarse y se extraen con el bloque. Los grados de dilución interna pueden variar dentro de los distintos tipos de yacimientos; concretamente, las distribuciones litológicas y de grado influyen de forma significativa en el grado de dilución. Además, los siguientes cuatro componentes principales rigen la dilución interna:

1. Geología y mineralogía: Mineralización típicamente de grano fino con ocurrencias locales, pero relativamente pequeñas de mineralización.
2. Densidad de datos: Se convierte en un factor importante una vez que se entiende la geología.
3. Método de estimación: Los métodos de estimación manuales y automáticos tienden a sobreestimar la ley y subestimar las toneladas.

4. Ley de corte y control de leyes: Cuando se aplica la ley de corte a un yacimiento, el ingeniero asume que los contactos de diferente ley son definibles para cualquier ley determinada.

La dilución externa es producida los residuos fuera del yacimiento que se extrae dentro del bloque. Varía en función de una serie de parámetros y puede controlarse utilizando equipos y prácticas mineras eficaces. Para minimizar la dilución externa se pueden utilizar las siguientes iniciativas:

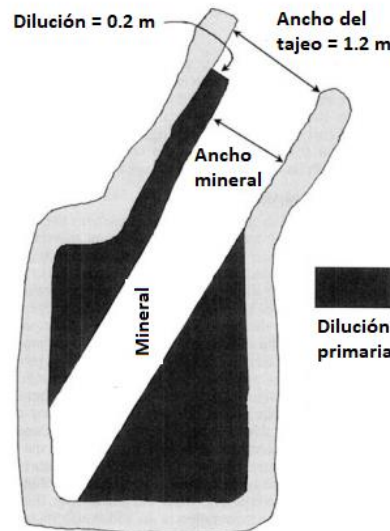
1. Definición de las superficies de contacto del mineral y los residuos.
2. Selección del equipo adecuado para lograr la selectividad deseada.
3. Extracción a lo largo de las superficies de contacto.
4. Modelización de los efectos inevitables de la dilución.

#### 2.4.2 Dilución primaria y secundaria

El estimar la dilución previamente a la explotación es una tarea retadora, la que demanda el mejor juicio de parte del ingeniero a fin de evaluar la factibilidad y valor económico de la explotación del bloque o tajeo (QueensMineDesignWiki, 2017). Un factor importante a considerar al estimar la dilución es la dilución total, la misma que puede ser expresada mediante la siguiente ecuación:

$$\text{Dilución total (\%)} = \text{Dilución primaria (\%)} + \text{Dilución secundaria (\%)}$$

En general, la dilución primaria se encuentra en depósitos angostos, ya que el espesor de la zona mineralizada constituye la principal fuente de dilución, la Figura 3 ilustra el concepto de dilución primaria dentro de un cuerpo angosto:

**Figura 3***Dilución Primaria en un Cuerpo*

Nota. Primary Dilution in a Narrow Orebody (Crawford, 2004)

Según Crawford (2004), la dilución secundaria es aquella que se presenta más allá de las dimensiones planificadas del tajeo. La dilución secundaria es ocasionada por varios factores, los cuales incluyen la perforación y voladura, condiciones del terreno, discontinuidades planares, método de minado, equipo y prácticas de trabajo.

#### 2.4.3 Factores de dilución

La dilución de la mina se produce debido al método de extracción seleccionado y a la sobreexplotación durante el proceso de extracción. Existen múltiples consideraciones en cuanto a la dilución. Los métodos de explotación minera, como el hundimiento por bloques, la explotación por subniveles y la explotación por cámaras y pilares, son más predecibles y la dilución puede modelarse mediante ecuaciones generadas empíricamente. Los principales factores que tienen un efecto directo en la dilución son los siguientes:

- Método de explotación - Los métodos con mayor selectividad presentan una menor dilución.
- Competencia de la roca - Una roca más competente será menos susceptible de desprenderse y romperse en exceso, lo cual está directamente relacionado con el elipsoide de extracción.
- Tipo de mineral - Define los parámetros de dilución selectiva y efectiva.
- Soporte del terreno - Se puede utilizar el soporte para mantener las caras del mineral y de los residuos, limitando la cantidad de dilución.

Según Brunton (2009), una de las principales desventajas del método de SLC es la dilución relativamente alta del mineral por los residuos de la excavación; siendo el comportamiento del flujo del mineral y desmonte, uno de los principales factores de influencia. Los parámetros que influyen directamente en el comportamiento del flujo son: la geometría de la disposición de la extracción y los sistemas de accionamiento, la altura de los subniveles, el diseño del anillo de voladura, las características del material volado y de los residuos, y la metodología de control de la extracción. Así mismo, Hustrulid (2001) menciona que la dilución en el método de minado mediante SLC se encuentra entre 15% y 40%.

La dilución con respecto al SLC es el porcentaje de la columna de mineral que se extrae antes de que los materiales de desecho salgan por el punto de extracción. Según Mine Design Wiky (2021), es una función de la mezcla que se produce en los puntos de extracción, con los siguientes parámetros de entrada:

- Altura de extracción del mineral.
- Rango de fragmentación del mineral y de los residuos.
- Distancia entre zonas de extracción.
- Tonelaje Rango del punto de extracción.

## 2.5 Recuperación

La recuperación de mineral se refiere al material que se deja de recuperar cuando se interrumpe la extracción de mineral por el bolsillo al evidenciar una mayor dilución. La ecuación generalizada para la recuperación se da en la siguiente ecuación:

$$\text{Recuperación (\%)} = \frac{\text{Mineral Extraído} * 100\%}{\text{Mineral extraído} + \text{Mineral no extraído}}$$

Concretamente, la recuperación de mineral puede definirse por el porcentaje de reservas minables extraídas en el proceso de explotación. La cuestión de equilibrar la dilución y la recuperación de mineral es un reto, ya que hay que optimizar la rentabilidad sin afectar a la eficacia de la explotación. Se ha observado que, en lugar de utilizar métodos de minería intensivos en mano de obra, la minería de alto tonelaje (SLC) ha disminuido la capacidad de controlar la recuperación de mineral. En la práctica, la recuperación de mineral en minas subterráneas y a cielo abierto se ve afectada por tres factores principales:

1. Las cuñas de mineral situadas en los puentes superior e inferior del panel no se pueden extraer, ya que proporcionan acceso a las zonas minadas en el relleno y sirven de apoyo. Esto es comparable a las operaciones de cuarto y pilar en las que también se dejan pilares para el apoyo.
2. El mineral que se deja contra el relleno, ya que existe una cierta cantidad de mineral adyacente al relleno que no se puede extraer debido a las irregularidades de la superficie de contacto entre el mineral y el relleno.
3. La oxidación del mineral pegado al muro de fondo es una consecuencia directa de la secuencia de extracción. En este sentido, el mineral disparado al principio de la fase de extracción debe permanecer dentro del tajo hasta que se extraiga la última porción de mineral.

La carga del material desde el frente de producción en SLC se facilita mediante el flujo de material por gravedad hacia el bolsillo de producción, en donde se carga una gran cantidad de material desde una abertura limitada, lo que crea desafíos para el método de extracción. Según Shekhar (2019), en las operaciones del SLC, la decisión de dejar de cargar desde un bolsillo de extracción y pasar al siguiente es una decisión crítica. Si se cierra un punto de extracción antes de tiempo, el mineral se pierde en el Si se cierra un punto de extracción antes de tiempo, el mineral se pierde en el punto de extracción y no se puede recuperar de forma concluyente en los niveles inferiores. Si se cierra tarde, la mina se enfrenta a una mayor dilución y a un aumento de los costos de extracción. De acuerdo con Hamrin et al.(2001), las pérdidas en el método de SLC pueden encontrarse entre 15% y 25%, dependiendo de las condiciones locales.

Gertsch & Bullock (1998), sostienen que los principales problemas en el SLC son el control y minimización de la dilución, siendo evidente que el mineral fragmentado está rodeado por desmonte en tres lados. Para un adecuado control de la dilución y pérdidas, es necesario lograr un buen control de extracción, garantizando bolsillos y cejas fuertes (la unión del material disparado por el abanico con el fondo de la ventana de extracción) y una buena fragmentación.

## **2.6 Estrategia del control de extracción.**

Una estrategia eficaz de control de la extracción maximiza la recuperación del mineral al tiempo que minimiza la dilución y retrasa la entrada de la dilución en el bolsillo de extracción mediante el despliegue de métodos correctivos para detener la dilución.

El control de la extracción para el SLC es una cuestión operativa que tiene que ver con las prácticas diarias de carga de una mina para un diseño de mina y unas condiciones de flujo de materiales determinadas. Esta estrategia afecta directamente a la eficiencia del método de explotación en términos

de dilución y recuperación del mineral. Smith & Rahal (2001), sostienen que el desarrollo de una estrategia de control de la extracción incorpora la secuenciación y la programación de desarrollo, producción y manejo de materiales con el doble objetivo de minimizar los costes de extracción y la dilución.

El objetivo de una estrategia de control de la extracción es contradictorio ya que reducir la dilución y mejorar la recuperación del mineral es difícil de entender y complicado de aplicar. La decisión de dejar de cargar un anillo disparado y proceder a la voladura del anillo siguiente es crucial en el SLC, ya que el mineral que queda en el anillo no puede recuperarse de forma concluyente una vez que se abandona el punto de extracción, pero la sobrecarga de material de un anillo disparado supone un aumento de la dilución y de los costos de explotación.

Además, se recomienda que haya una estrecha coordinación entre el desarrollo de la ventana y la activación de la producción de los bolsillos de extracción. Si la producción va por detrás del desarrollo, la tensión se acumulará en la ventana de producción en lugar de transferirse a los límites del panel. Esto dará lugar a la compactación del mineral, el aumento de la incidencia de cuelgues en y, en casos extremos, la pérdida de ventanas y puntos de extracción en el nivel de producción.

## **2.7 Descripción de las operaciones en el Tajo 6950**

El tajo 6950, nivel 970 del cuerpo Esperanza tiene un plunge aproximado de  $85^\circ$  y una potencia promedio de 80 m. El índice de clasificación del macizo rocoso (Rock Mass Rating) es de 22, por lo que la roca es de tipo V. Es por ello que, para su explotación se requiere sostener las ventanas de extracción mediante cimbras espaciadas a 1 metro. Este cuerpo es explotado mediante el método de SLC con corte transversal en la explotación de dos tipos de mineral: CuS, con una ley promedio de 1.72% y polimetálico con leyes promedio de Zn 2.14%, Pb 0.87% y Ag 1.93 Oz/t.

### 2.7.1 Perforación

Perforación: Entre cercha y cercha se preparan bolsillos de  $2.00 \times 2.40$  m, a fin de extraer por ellos el material de los taladros de producción. Para la perforación en los bolsillos es que se emplean perforadoras Jackleg, con brocas de 49 mm y taladros de 1.80 m (6 pies); lo cual nos da una perforación neta por disparo de 36.60 m (120 pies). El tiempo de perforación de los 20 taladros es de 1.45 horas.

La perforación constituye la primera y la más importante de las operaciones unitarias en los métodos de minado subterráneos debido a que de ella dependen los resultados y costos de las demás; Kazeem & Bangian (2007) resaltan la importancia de esta operación indicando que hasta el 50% de los costos de explotación en el método de SLC pueden ser atribuidos a ella y que con el advenimiento de los nuevos equipos de perforación el empleo de SLC se ha hecho más ventajoso.

Para la ejecución de la ventana de extracción se emplean equipos jackleg, los cuales perforan una sección de  $3.5 \times 3.5$  m y barrenos de 4 pies (1.20 m) de longitud. La longitud del barreno está limitada debido al hecho de que es necesario instalar cimbras espaciadas a un metro a fin de evitar una excesiva carga en estos elementos de sostenimiento.

Luego de ejecutada la ventana de extracción, se procede con la perforación de los bolsillos, para lo cual se emplean técnicas convencionales de perforación y voladura, esto debido a la mala calidad de la estructura mineralizada. Estos bolsillos revisten una especial importancia ya que son determinantes para la formación del elipsoide y el inicio del flujo del mineral, en caso de que no se diese esto será necesario aperturar más bolsillos hasta provocar el flujo gravitacional.

Posteriormente a la ejecución de los bolsillos es que se perforan los abanicos, los cuales se ejecutan siguiendo un diseño estandarizado para evitar la sobrecarga de las cimbras y a fin de garantizar la formación del elipsoide para dar inicio a la extracción del mineral. El diseño de la malla se materializa en la labor mediante cuadrículas pintadas, las cuales se marcan en la veta previamente contorneada por

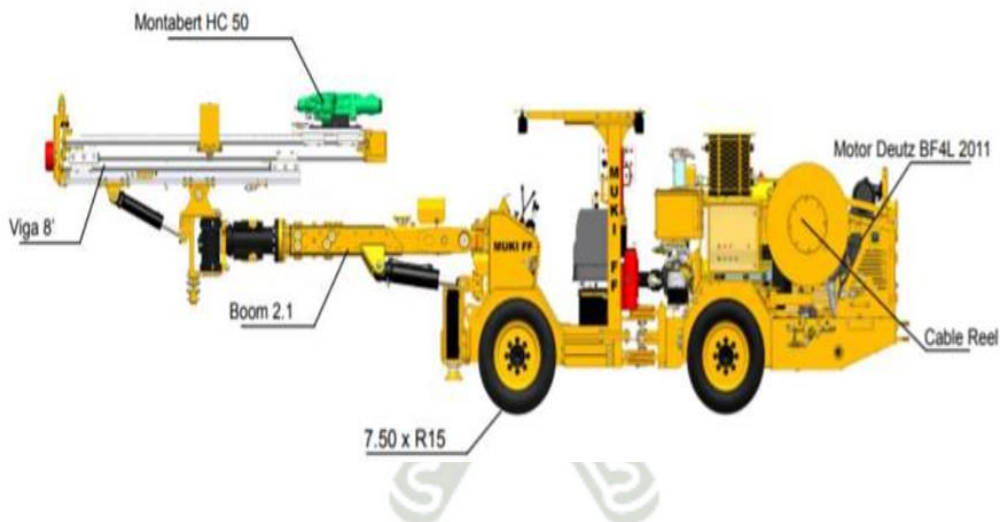
el área de geología, dichas cuadrículas tienen por objeto guiar al perforista ya que la malla estandarizada está en función de la potencia de la veta para un mejor control de la roca encajonante.

#### A. Jumbo electro-hidráulico MUKI

Para la perforación de los taladros en abanico se emplea este micro jumbo electrohidráulico, el cual tiene un ancho de 1.05 m, lo que lo hace muy útil para secciones pequeñas de 1.5 m de ancho x 2.0 m de alto hasta áreas de 3.5 x 3.5 m. Además, puede funcionar como Upper Drill para realces en corte y relleno. Las características y dimensiones del equipo se muestran en las Figuras 3 y 4.

**Figura 4**

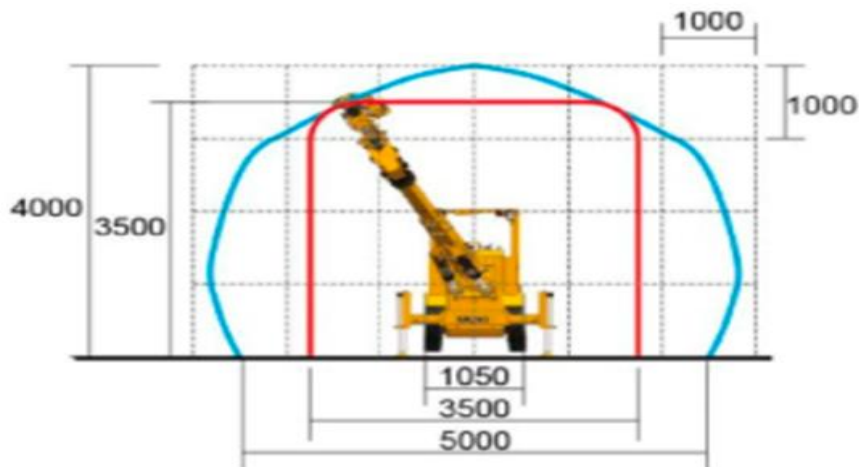
Jumbo MUKI



nota Jumbo MUKI (Resemín, 2019)

**Figura 5**

*Superficie de Cobertura*



Nota Superficie de cobertura (Resemín, 2019)

#### B. Perforadora Montabert HC50

El jumbo Muki está equipado con esta perforadora, la cual es ideal para la perforación y empernado de frentes pequeños. Así mismo cuenta con un sistema hidráulico de amortiguación a fin de lograr una óptima transmisión de las ondas de choque y una válvula de recuperación de energía a fin de utilizar la energía de rebote del pistón.

**Figura 6**

*Perforadora Montarbert HC50*

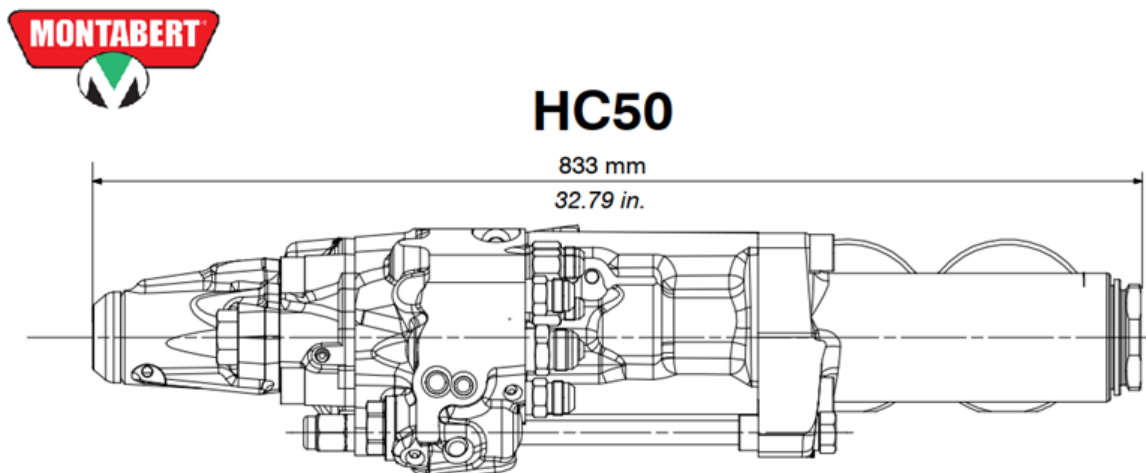


Figura 5. Perforadora Montabert HC50, Delkom A.S.

En la siguiente tabla se muestran las principales características de la perforadora Montabert HC50.

**Tabla 2**

*Características Perforadoras Montabert HC50*

<b>Dimensión y Peso</b>	
Peso	103 kg (227 lb.)
Largo (sin vástago)	826 mm
Largo (con vástago)	996 – 1000 mm
Ancho	314 mm (12.3 pulg)
Altura	164.5 mm (6.4 pulg)
<b>Tasa de Rotación</b>	
Rotación	31 cc (235 rpm), 43 cc (209 rpm), 55 cc (193 rpm), 67 cc (237 rpm).
Rango de flujo de aceite	31 cc (25 l/min), 43 cc (30 l/min), 55 cc (35 l/min), 67 cc (52 l/min).
Presión (máxima)	31 cc (140 bar), 43 cc (140 bar), 55 cc (140 bar), 67 cc (140 bar).
Torque (máximo)	31 cc (230 Nm), 43 cc (305 Nm), 55 cc (385 Nm), 67 cc (446 Nm).
<b>Tasa de percusión</b>	

---

Salida de percusión	12 – 14 kW (16 – 19 hp)
Entrada de percusión	21 – 23 kW (28.5 – 31 hp)
Rango de flujos	90 – 105 l/min
Presión de percusión	130 – 150 bar (1885 – 2175 psi)
Tasa de percusión	55 – 70 Hz (3300 – 4200 bpm)

---

Nota. Se muestra las características principales de la perforadora Perforadora Montabert HC50

### 2.7.2 Voladura

McMurray (1976), indica que uno de los parámetros más importantes para el éxito del SLC es el diseño del patrón de voladura en anillo/abanico. Para aproximarse lo más posible al ideal, los taladros laterales de los patrones deben perforarse con un ángulo lo más pronunciado posible. Se ha demostrado claramente, mediante experimentos con modelos, que el mineral que se halla bajo la cavidad de subniveles se mueve en forma de elipsoide, con el límite del movimiento inclinado a aproximadamente 1,2 rad (70°), ya que fuera de esto, el mineral no desplazará hacia el punto de extracción.

Durant et al. (1999) recomiendan que el ángulo del corte en abanico no debe ser muy agudo. Sin embargo, si se necesitan ángulos agudos, habrá que utilizar una mayor concentración de explosivos en los taladros para conseguir el efecto deseado. Lo ideal es que los cortes en abanico tengan más de 60°.

Para la voladura en los bolsillos se utiliza el explosivo Emulnor® 1000 de 1" x 7", empleándose para ello un factor de carga de 1.92 kg/m<sup>3</sup>, 0.73 kg/t.

#### A. Explosivos y accesorios de voladura

Emulnor 3000®

La línea Emulnor es fabricada por la empresa Famesa, se trata de una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura.

Su uso está orientado a cualquier tipo de aplicación, tanto en operaciones y desarrollos mineros, en trabajos de ingeniería civil, en canteras, en taladros secos húmedos o mojados. Su método de aplicación es similar al de la dinamita convencional, de tal manera que puede ser usado como columna explosiva o como un cebo “primer” de columnas de nitro-carbonitrato.

En la siguiente tabla se muestran las principales características de las emulsiones Emulnor®, así como su aspecto en la Figura 7 diferenciando cada uno de ellos por sus colores y descripción para facilidad de uso.

**Tabla 3**

*Características Emulnor®*

CARACTERÍSTICAS	Emulnor® 500	Emulnor® 1000	Emulnor® 3000	Emulnor® 5000
Densidad relativa (g/cm <sup>3</sup> )	0.90	1.13	1.14	1.16
Velocidad de detonación (m/s)	4,400	5,800	5,700	5,500
Presión de detonación (kbar)	44	95	93	88
Energía (kcal/kg)	628	785	920	1010

Volumen normal de gases (L/kg)	952	920	880	870
Potencia relativa en peso*	63	85	100	105
Potencia relativa en volumen*	75	120	145	155
Sensibilidad al fulminante	N°8	N°8	N°8	N°8
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	Primera	Primera	Primera	Primera
Tipo de rocas	Muy suaves	Suaves a intermedias	Intermedias a duras	Muy duras

Nota. \* Potencia relativa al ANFO = 100

Debido a la buena calidad de los gases residuales y al hecho de que no contiene nitroglicerina en su composición, este explosivo permite que el personal reingrese a las labores en menor tiempo, mejorando los ciclos de trabajo sin comprometer la seguridad.

**Figura 7**

*Cartuchos Emulnor*



Carmex®

Fabricado por Famesa, se emplea como un eficiente sistema de iniciación para voladuras convencionales. El mismo debe ser ensamblado por personal especializado mediante el uso de máquinas fijadoras neumáticas, garantizando con ello la hermeticidad del Fulminante – Mecha de Seguridad – Conector. Las características se detallan en la tabla 4.

**Tabla 4**

*Características del Carmex*

DEL DETONADOR COMÚN	CARMEX®
Diámetro del detonador (mm)	6.3
Longitud del detonador (mm)	45
Prueba de ESOPO. Diámetro de perforación	10.0
Volumen Trauzl (cm <sup>3</sup> )	23
Resistencia a la humedad relativa del 100% por 24 horas	Detona

Resistencia al impacto 2 kg/1m No detona

Sensibilidad a la chispa de la mecha de seguridad Buena

**DE LA MECHA DE SEGURIDAD**

**CARMEX®**

Color de recubrimiento plástico Blanco/verde

Núcleo de pólvora (g/m) 6

Tiempo de combustión a.n.m. (s/m) 150 ±165

Longitud de la chispa a.n.m. (mm) 50

Diámetro externo (mm) 5.2

Resistencia a la tensión durante 3 minutos (kg) 30

Fuente: FAMESA Explosivos

Este accesorio cuenta con los siguientes componentes: Un fulminante común N°8, un tramo de mecha de seguridad, un conector para mecha rápida y un block de sujeción que viene a ser un seguro de plástico cuya función es asegurar la mecha rápida al conector para mecha rápida.

**2.8 Secuencia operativa**

Preparación de ventana

Para la preparación de ventana se debe tener en consideración que por motivos de seguridad bajo recomendación del área de geomecánica el avance será de 1 metro y para la perforación se requiere de una jackleg, ya que un equipo grande como un muki debido a la vibración puede causar derrumbes, en cuanto a personal se requiere un maestro perforista y un ayudante perforista, para finalizar con el carguío y la voladura.

El siguiente paso es el sostenimiento y consiste que un equipo de carguío, volquete de carga compacto realice la limpieza del material y una cuadrilla de armadores de cimbra procederá con el

desatado de rocas para seguir con la instalación de las cimbras contando siempre con un vigía por posible caída de mineral. una vez armada la cimbras creando un área de 3.5 x 3.5 y un espaciamiento de 1 metro entre cada par de cimbras armadas como se puede apreciar en la Figura 8, se coloca tablas de madera en toda la intersección a partir del metro de altura y evitar que la compresión deforme el sostenimiento y finalmente fijar puntos de soldadura para ayudar con la alineación general junto a la colocación de marchavantes para la seguridad en el siguiente armado de cimbras. En caso quede un espacio entre el mineral y las cimbras, estos se rellenan con bolsacret (sacos rellenos con el mineral que se desprende de las paredes) este mineral se recupera al final de la extracción. Ya para este punto se tiene que instalar servicios como las mangas de ventilación, conexión de agua, conexión energía, conexión de aire comprimido e iluminación por medio de reflectores.

**Figura 8**

*Armado de Cimbras*



Al encontrar ya la zona intrusiva se detiene el avance para instalar un tapón de madera y evitar que el intrusivo ingrese a la ventana con escombros, en este punto ya se tiene servicios de agua, cajas para toma eléctrica, mangas de ventilación, así luminarias y herramientas como juego de barretillas, pico y lampa.

### **Producción por taladros largos en abanico**

La etapa de producción empieza con la perforación, esta tarea la realiza un equipo jumbo de un brazo, perforando los bolsillos en los laterales del fondo de la ventana, ya que este proceso se realiza en retirada, tanto izquierdo como derecho para la generación de la cara libre de la malla. una vez perforado se coloca tubos de PVC para que los agujeros no se tapen, para cargar con Emulnor resistente a la humedad, antes de realizar la voladura se retiran las tablas de madera para que la energía de la voladura no dañe estas o las cimbras. La guardia siguiente se encarga de iniciar con la ventilación para luego provocar el deslizamiento del mineral con barretillas y realizar la limpieza mediante un equipo LHD, sigue con volver a colocar las tablas de madera en los laterales.

Luego el jumbo vuelve a ingresar a la ventana con la perforadora de un brazo para iniciar la perforación de taladros largos en abanico como se puede visualizar en la Figura 9 y realizando el mismo proceso colocando los tubos de PVC y luego cargarlos para dar paso a la voladura. Y finalmente ventilar la ventana para proseguir con la limpieza de mineral que se encontraría tendido a lo largo de la ventana referenciado en la Figura 12.

**Figura 9**

*Perforación de Taladros en Abanico*



**Figura 10**

*Ventana Luego de la Voladura*

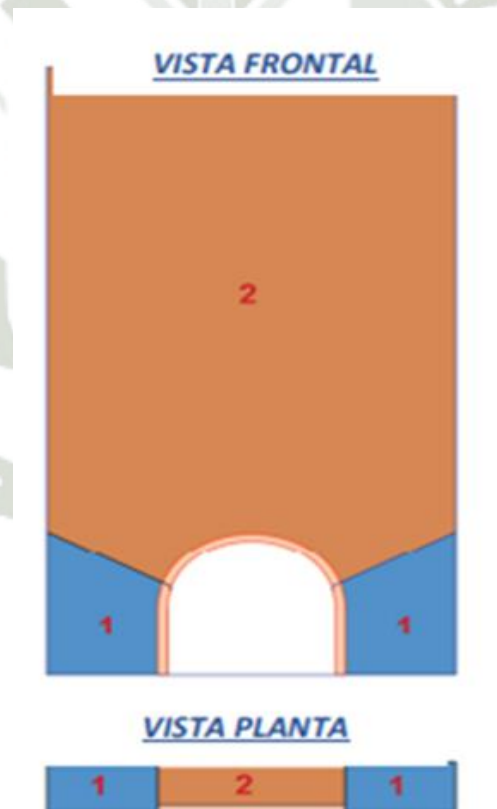


Nota. mineral en ventana de producción

Para realizar la extracción del mineral se debe provocar el mineral mediante barretillas y un vigía constante con el objetivo de crear un óvalo lo más ancho posible y así se generará mayor deslizamiento. Este proceso se repite en retirada. cuando ya se tiene un avance considerable se coloca explosivo en el sostenimiento por cimbras y deja caer el mineral del techo que no es posible retirar por los bolsillos. Como se puede ver en la Figura 14 se puede ver el orden que primera es creación de bolsillos y luego la corona con los taladros en abanico.

**Figura 11**

*Etapa de Voladura en Vista Frontal y Planta*



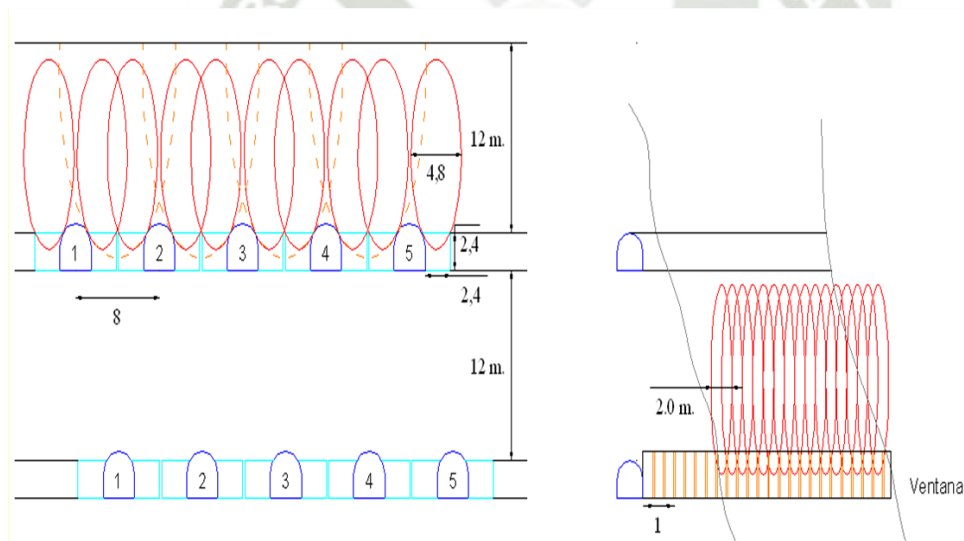
Paso 1: Se inicia con la perforación y voladura de los bolsillos y así generar la cara libre en el lado izquierdo y derecho.

Paso 2: Se realiza la perforación y voladura de la corona en abanico.

En la Figura 15 se ilustra como es que se genera el flujo de mineral que descende por los laterales de la ventana luego de la generación de los bolsillos, por lo que se podría llamar óvalos estos se generan cada dos a los laterales de cada ventana y en los intermedios de cada 1 de sostenimiento de cada Cimbra armada.

**Figura 12**

*Diagrama de Flujo en Ventanas*



Dimensiones de flujo mineral entre las ventanas.

## 2.9 Hipótesis

Mediante un rediseño de la malla de perforación y voladura de taladros largos en abanico se optimizará la producción en el tajo 6950 NV 970.

## 2.10 Variables

### 2.10.1 Variable Dependiente

Producción (t/mes).

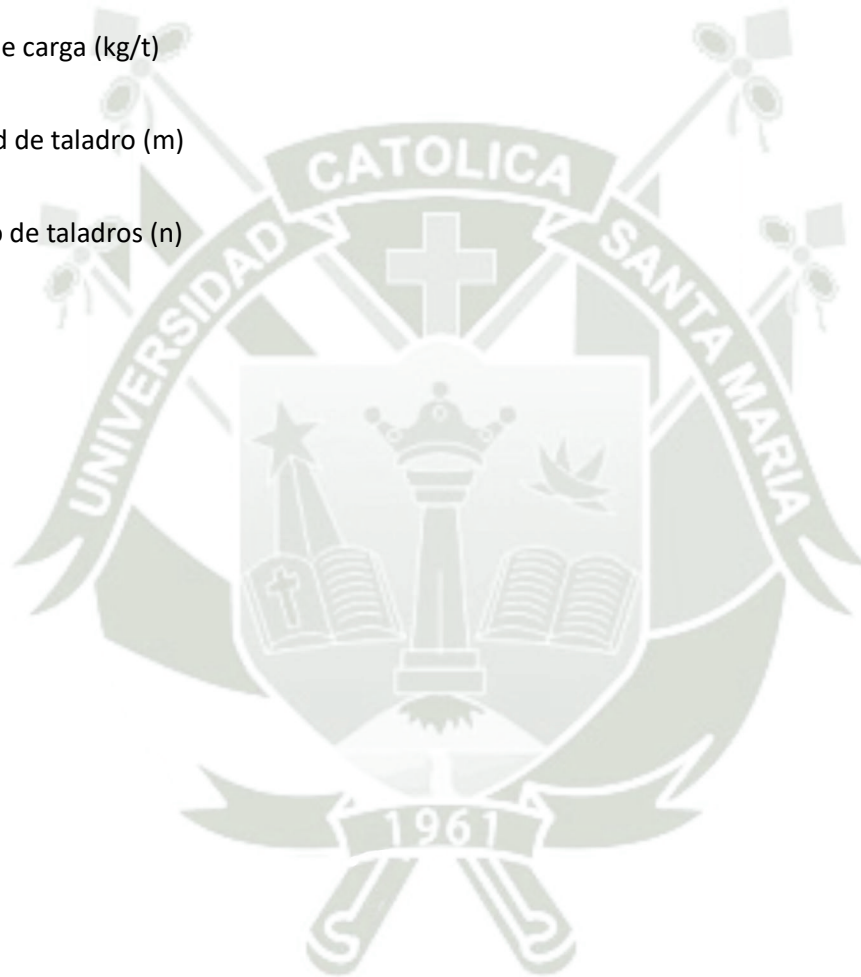
### 2.10.2 Variables Independientes

Burden (m)

factor de carga (kg/t)

longitud de taladro (m)

número de taladros (n)



### CAPÍTULO III

#### 3. MARCO METODOLOGICO

La metodología seguida en esta investigación se centra en el empleo del modelo propuesto por Langefors & Kihlstrom (1978), mostrado a continuación, en donde el burden máximo depende de la carga por metro en el fondo del taladro y de la altura de este, de la fuerza por peso del explosivo, de la constante de la roca, del grado de fijación y del espaciado del taladro. Se propone el empleo de este modelo matemático debido a que considera características como la constante específica de la roca y la potencia relativa del explosivo, ambos parámetros que permiten diseñar de manera práctica los disparos en función de las características del explosivo empleado y de la roca predominante.

En donde:

D: Diámetro de perforación (mm).

P: Grado de retardo, el cual es la cantidad de carga en  $\text{kg}/\text{dm}^3$  del volumen nominal del disparo.

S: Potencia relativa en peso del explosivo (1 – 1.4).

f: Grado de fijación de los taladros, el cual depende de la inclinación de los mismos.

c: Constante específica de la roca, cantidad de explosivo necesario para fragmentar  $1 \text{ m}^3$  de roca.

Normalmente en voladuras de tajo abierto y rocas duras se toma  $c = 0.4$ .

En primer lugar, al haberse determinado los valores de recuperación y pérdidas obtenidas como resultado de la malla originalmente aplicada, se evidenció la necesidad de optimizar la malla, ya que estos se hallaban en 85% para la recuperación y 24% para las pérdidas.

Es mediante el modelo mencionado que se determinó la nueva malla de taladros largos en abanico, analizando posteriormente los resultados obtenidos para los factores a optimizar. La malla originalmente empleada en el Tj. 6950 tenía un burden de diseño que variaba entre 1.5 y 1.2 m, habiendo sido el más utilizado el de 2 m.

A efectos de iniciar con la optimización de la malla, se procedió a calcular diferentes para el burden máximo mediante el modelo mencionado y sus recomendaciones. No obstante haberse obtenido mejores valores para la recuperación (60%) y las pérdidas (24%) y considerando que ningún modelo matemático aplicado a voladura es 100% efectivo dadas las condiciones de variabilidad del macizo rocoso; se continuó modificando la malla de voladura mediante prueba y error y verificando los resultados obtenidos en cada caso.

Finalmente se halló que el valor adecuado para el burden es de 2, ya que es con la aplicación de este valor que las pérdidas se redujeron a un mínimo de 15 % y la recuperación se incrementó a un máximo de 76 %.

### **3.1 Alcances y Limitaciones**

El presente estudio se ha llevado a cabo en la empresa Sierra Metals Inc., Sociedad Minera Corona S.A. Unidad Minera de Yauricocha, en el Tajo 6950, durante los meses de enero a mayo del 2018.

El trabajo se inició con la revisión de la literatura y el cálculo de diseño de mallas de perforación en minería subterránea con el método SLC. Luego de la revisión de la literatura, el alcance de la investigación se definió como correlacional ya que se analiza la asociación entre el burden con las pérdidas y dilución de los tonelajes y leyes en el material disparado en el Tajo 6950 de la Unidad Minera de Yauricocha; explicando la relación entre estas variables y ofreciendo predicciones acerca de los posibles resultados.

Sobre la base de los resultados que se obtuvieron, se propusieron modificaciones en el diseño de mallas de perforación y voladura, una vez implementadas dichas modificaciones, se procedió a evaluar las variables en estudio.

### 3.2 Tipo y Diseño de la Investigación

#### 3.2.1 Tipo de investigación

Alineado con la definición de Hernández-Sampieri & Torres (2018), “el trabajo de investigación responde a un enfoque cuantitativo de carácter deductivo y de tipo aplicada, ya que ésta se distingue por tener propósitos prácticos inmediatos bien definidos y resolver problemas”.

### 3.3 Población y Muestra

#### 3.3.1 Población

La población será el tonelaje que contiene el Nv 970 del tajo 6950.

#### 3.3.2 Muestra

La muestra resultara de la producción a lo largo de 6 meses del piso 08 del Nv 970 del tajo 6950.

### 3.4 Metodología de la investigación

Primero partiremos de la línea base que es cuando se empieza a probar diversas mallas por medio de consultorías tanto externas como involucrados de la compañía en si, teniendo la malla de la figura 16 con la cual se tenía como resultado en la producción 2545 t/mes, sin embargo, tomaremos como comparación principal la malla de la figura 23 con resultados de 13785 t/mes ya que es de donde tomaremos referencia para la malla que elaborar una optimización con ayuda de la teoría de Langefors debido a que esta presenta mejores características adecuadas para esta zona mineralizada.

La metodología empleada para conseguir mejorar la producción fue en primer lugar lograr la reducción de las perdidas en la explotación del tajo 6950, debidas principalmente a un mal diseño del abanico el cual no favorecía el flujo de caída del mineral. Así mismo, a fin de mejorar la producción fue necesario reducir la dilución, la cual estaba relacionada con la contaminación del mineral con material de caja, la cual se producida por una excesiva sobreperforación. Era por ello necesario rediseñar la malla de voladura, empleando para ello la metodología de Langefors y probar con diferentes valores para el burden,

así como también diferentes valores para el factor de carga. A través de prueba y error es que finalmente se llegó a determinar un valor adecuado para el burden de un 2.07 m y un factor de carga de 0.07 kg/t

Si bien es cierto que se han realizado muchas investigaciones para describir y cuantificar los daños inducidos por las voladuras en la masa rocosa circundante y se han desarrollado muchas técnicas para prevenir estos daños, los cuales generan dilución y pérdidas al momento de la extracción del mineral en el subnivel, se ha seleccionado el modelo propuesto por Langefors & Kihlstrom (1978) debido a ser de aplicación práctica y sencilla al plantear que la dimensión del burden es uno de los principales determinantes en voladura.

El diseño y la optimización de la voladura en SLC es importante debido a que el tamaño de los anillos de voladura es mayor. Como ya fue mencionado, la fragmentación no es de especial importancia en Yauricocha dado el carácter friable del mineral. Siendo, sin embargo, de especial interés el flujo del mineral en el anillo disparado, el cual influye tanto en la recuperación como en la dilución del mineral.

A fin de optimizar el diseño del anillo es que se ha empleado el modelo de Langefors debido a que este ha demostrado ser adecuado en SLC y taladros largos (P. Darling 2001; J. Cabello 2018; G. Cairo 2019; Mallqui-Balbín 2019). Los factores que hacen que el empleo de este modelo sea adecuado para operaciones subterráneas son:

- El empleo de la relación E/B, el cual incluye los parámetros geométricos de la voladura, siendo estos de suma importancia en voladuras confinadas y taladros largos.
- La sugerencia de los autores (Langefors & Kihlstrom (1963)) de considerar la energía del explosivo en relación con el volumen de gases; siendo este parámetro de especial interés dada su relación inversa con el volumen de gases producidos. Para el problema en estudio, el volumen de gases es de especial importancia ya que lo que se pretende no es romper un material que de por sí se encuentra poco consolidado, sino más bien remover todo este, originando su flujo por gravedad.

- La aplicabilidad del modelo a taladros medianos, tal como es el caso de las operaciones en estudio.

Un parámetro en el modelo de Langefors es el factor de fijación; sin embargo, este fue propuesto por Langefors para voladuras a cielo abierto con taladros inclinados, a fin de reflejar la posibilidad de incrementar el burden en taladros cada vez más alejados de la vertical.

Tal como el propio Langefors lo menciona “Con los barrenos inclinados se puede tener más roca por metro perforado. Siendo esto proporcional a B/S, la relación  $BS \times j = \text{const.}$  es válida para un diámetro dado. Con  $j = 0,90$ , el valor BE puede aumentar un 11 % en comparación con un banco vertical” (Langefors & Kihlstrom 1963).

Es debido a ello que, para el caso del tema en estudio, se decidió mantener el factor de fijación en 1.00 a fin de evitar afectar el burden con valores que, en la práctica, no son factibles de conseguir con los equipos de perforación actualmente en uso. Ya que, de así hacerlo, se necesitaría implementar valores del burden de 2.10 m ( $f=1.00$ ), 2.30 m ( $f=0.90$ ) y 2.40 c ( $f= 0.85$ ), lo cual originaría un problema de supervisión ya que difícilmente un perforista alcanza tal grado de precisión con el equipo en uso. Además, el posible beneficio alcanzado no compensaría los costos en mayores tiempos consumidos.

Otra consideración práctica contraria a la implementación de mayores valores para el burden es la necesidad de mantener en un metro el espaciamiento entre cerchas debido a las condiciones geotécnicas del macizo, lo cual no sería posible para mayores incrementos del burden.

Langefors & Kihlstrom (1978) propusieron la siguiente relación a fin de calcular el burden máximo para una fragmentación deseada.

$$B_{max} = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{\rho_e \times PRP}{c \times fx \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

D: diámetro de perforación, mm

P: Grado de retardo, es la cantidad de carga en Kg/dm<sup>3</sup> del volumen nominal del disparo

S: Potencia relativa en peso del explosivo (se encuentra en 1-1.4)

F: grado de fijación de los tiros. Depende de la inclinación de los tiros

C: constante específica de la roca cantidad de explosivo necesario para fragmentar 1 m<sup>3</sup> de roca, normalmente en voladuras de tajo abierto y rocas duras se toma C=0.4 este valor se modifica de acuerdo con:

B=1.4 - 1.5m

B= <1.4

S/B: relación espaciamento burden (entre 1 a 2)

ENTONCES:

D = 64 mm

P= 0.68 kg/dm<sup>3</sup>

S= 1.05

F= 1

C= 0.4

S/B= 0.83

$$B_{max} = \frac{64}{33} \sqrt{\frac{0.68 \times 1.05}{1.15 \times 0.95 \times 1.25}}$$

$$(B_{max}) = 2.63m$$

Burden práctico

$$(B_{práctico}) = B_{max} - e' - (d_b \times H)$$

Bmax: burden máximo

e` = error de emboquille en (m/m)

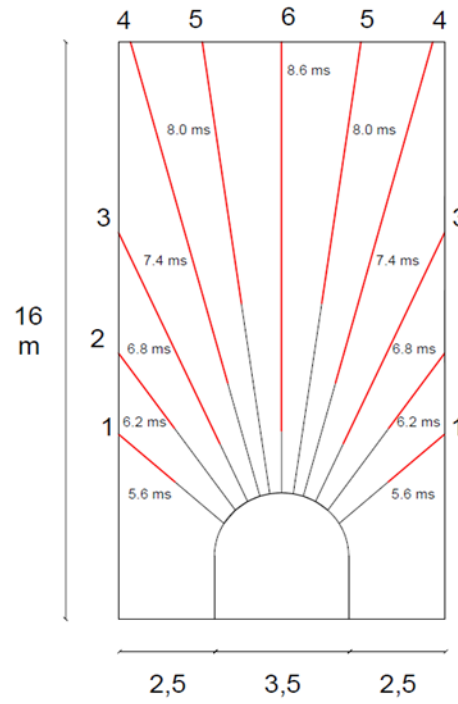
db= desviación de los barrenos

H= altura de banco

$$(B_{práctico}) = 2.63 - 0.18 - (0.03 \times 12.5)$$

$$(B_{práctico}) = 2.07 m$$

Ya habiendo obtenido un burden adecuado se procede a diseñar una malla en abanico, partiendo de los 90 grados como punto de inicio lo más alto de la ventana que son 16 de altura siendo el diseño final el presentado en la figura 17.

**Figura 13***Diseño de Malla con Teoría de Langefors*

Mostrar la secuencia de salida indicando el detalle de tiempos por taladro.

Coincidiendo con Brunton (2009), quien expone que a pesar de haber sido demostrado que el tiempo de iniciación impacta en las características del flujo del material disparado, los mecanismos de dicho impacto no son claramente comprendidos. Ya que con el empleo de retardos se logran varias ventajas como: mejorar y uniformizar la fragmentación, facilitar la salida de arranque, reducir la vibración, limitar la proyección de fragmentos y el grado de afectación de la roca circundante, además de apilar adecuadamente los detritos de la voladura; es que se ha decidido utilizarlos, no obstante que la fragmentación no es un problema en las operaciones.

Su diseño, sin embargo, responde principalmente a recomendaciones prácticas, tales como aquellas mencionadas por EXSA en su “Manual Práctico de Voladura”, en donde recomienda que los retardos deben ser lo bastante rápidos para permitir el fallamiento y movimiento de la roca con

anterioridad al asentamiento del material ya aflojado en todas las direcciones. En nuestro caso, al ser material friable, el aspecto más importante es el movimiento del material y su adecuado apilonamiento.

Para lograr una adecuada secuencia de salida que favorezca los aspectos mencionados anteriormente se instalan los retardos de manera consecutiva en los taladros 1, 2, 3, 4, 5 y 6; según el número de serie del Fanel de período largo (11, 12, 13, 14 y 15). Se han elegido retardos de período largo debido a que la velocidad pico de partícula es menor en este tipo de material y de esta manera las ondas se reforzarán. En la Figura 14 se muestran las especificaciones técnicas de los Faneles utilizados.

**Figura 14**

*Retardo por Fanel*

Periodo Largo	
N° de Serie	TDR (seg.)
1	0,5
2	1,0
3	1,5
4	2,0
5	2,5
6	3,0
7	3,5
8	4,0
9	4,5
10	5,0
11	5,6
12	6,2
13	6,8
14	7,4
15	8,0
16	8,6

*Fuente: Famesa.*

Este diseño de malla presenta una mejor distribución de los taladros de acuerdo al burden hallado mediante la teoría de Langefors, dentro de los criterios considerados es que los taladros alcancen la altura máxima de la ventana siendo 16 metros, otro criterio es que los taladros no estén demasiado juntos uno del otro, por último, se brinda un espacio amplio para la perforación de bolsillo.

**Figura 15**

*Características de Diseño de Malla con 2.07 M de Burden*

Sección	3.5 x 3.5
Densidad	3.56

PERFORACIÓN			
Burden	2.07	Ancho block	8.5
Espaciamiento	1	Altura Block	16
Diametro	64 mm	Volumen Roto	150
Long. Barra	1.2	TMS	534.00

VOLADURA			
Nº Taladros	11	Metros Perforados	97.93
Nº Cartuchos	221	Ton/mts perforados	5.45
Total Explosivo kg	38.37	RMR	21-30
Factor de Potencia kg/Ton	0.07		

TALADROS DE MALLA EN ABANICO					
------------------------------	--	--	--	--	--

Nº Taladro	Longitud Tal (m)	Angulo	Long. Carga (m)	Nº Cartuchos 1/2 x 12"	Kg. Explosivo
1	3.66	138	1.98	7	1.22
2	5.22	125	2.54	9	1.56
3	8.10	114	6.42	21	3.65
4	13.08	105	9.79	32	5.56
5	12.64	98	7.32	24	4.17
6	12.53	90	10.79	35	6.08
7	12.64	82	7.32	24	4.17
8	13.08	75	9.79	32	5.56
9	8.10	66	6.42	21	3.65
10	5.22	55	2.54	9	1.56
11	3.66	42	1.98	7	1.22

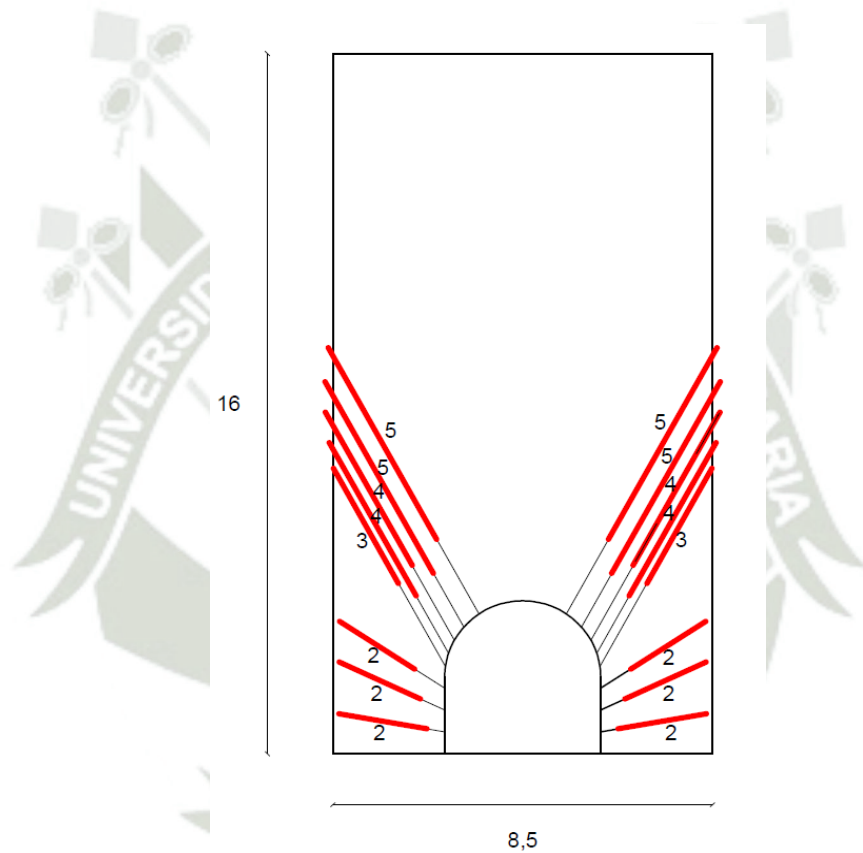
Las pruebas de las distintas mallas de perforación se inician en el mes de agosto, modificando el burden, número de taladros, longitud de taladros y distribución de cargas por taladros, llevando a muchas modificaciones en el lapso de 11 meses.

Paso 1 Generación de slot

En este primer paso para iniciar con la explotación de ventanas en sublevel caving es fundamental generar un slot o bolsillo adecuado, con una cara libre adecuada para que elipse de flujo de material sea mayor.

**Figura 16**

*Primer Diseño de Bolsillo*

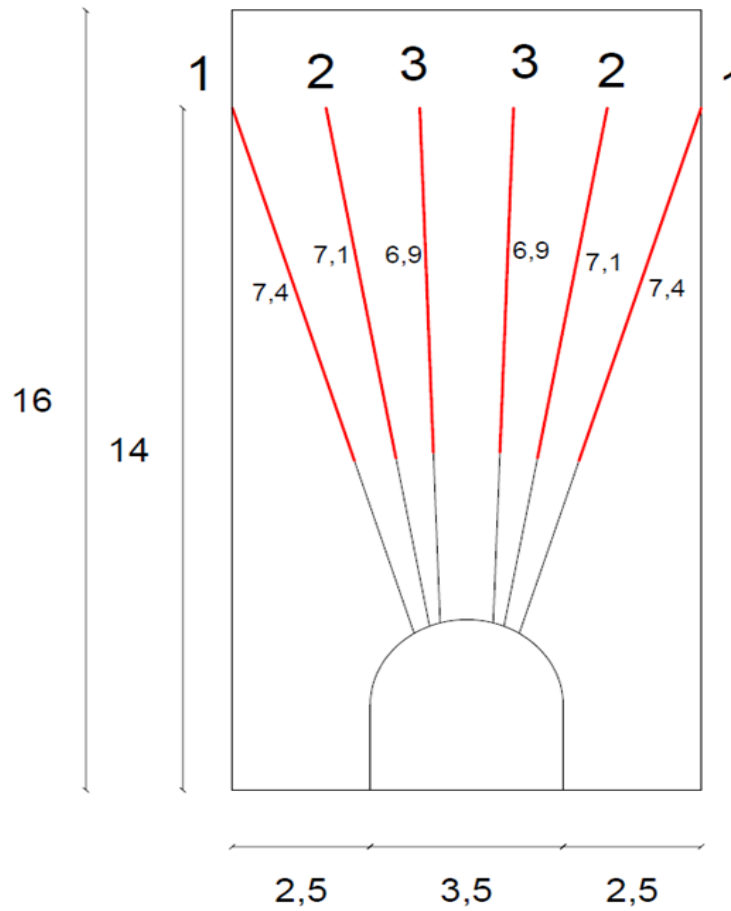


Los taladros largos en abanico ubicados en la corona de las ventanas es el siguiente paso en el proceso de voladura, para el cual se diseñaron múltiples pruebas, con diferentes criterios empíricos.

Se inicia la etapa de prueba tomando como criterio que la gravedad es importante en el método empleado SLC y por ello se opta por poner 6 taladros en la corona con un burden de 1.7 de distancia, con esto disminuyendo los costos de perforación como se muestra en la figura 20 y 21.

Figura 17

Primera Malla de Prueba



**Figura 18**

*Características de Diseño de Malla Con 1.7 M de Burden*

Sección	3.5 x 3.5
Densidad	3.56

PERFORACIÓN			
Burden	1.7	Ancho block	8.5
Espaciamiento	1	Altura Block	14
Diametro	64 mm	Volumen Roto	72.76
Long. Barra	1.2	TMS	259.0

VOLADURA			
Nº Taladros	6	Metros Perforados	64.2
Nº Cartuchos	138	Ton/mts perforados	4.03
Total Explosivo kg	15.13	RMR	21-30
Factor de Potencia kg/Ton	0.06		

TALADROS DE MALLA EN ABANICO					
------------------------------	--	--	--	--	--

Nº Taladro	Longitud Tal (m)	Angulo	Long. Carga (m)	Nº Cartuchos 1/2 x 12"	Kg. Explosivo
1	11.1	73	7.4	24	2.63
2	10.6	80	7.1	22	2.41
3	10.4	88	6.9	23	2.52
4	10.4	92	6.9	23	2.52
5	10.6	100	7.1	22	2.41
6	11.1	107	7.4	24	2.63

Noviembre Se realizó las pruebas en el nivel 970, piso 16 del cuerpo esperanza en las ventanas 7, 8 y 9. En un terreno que tiene RMR 21-25 e inicia el 01/11/17. La interacción en la producción de estas ventanas mejorará el hundimiento parejo.

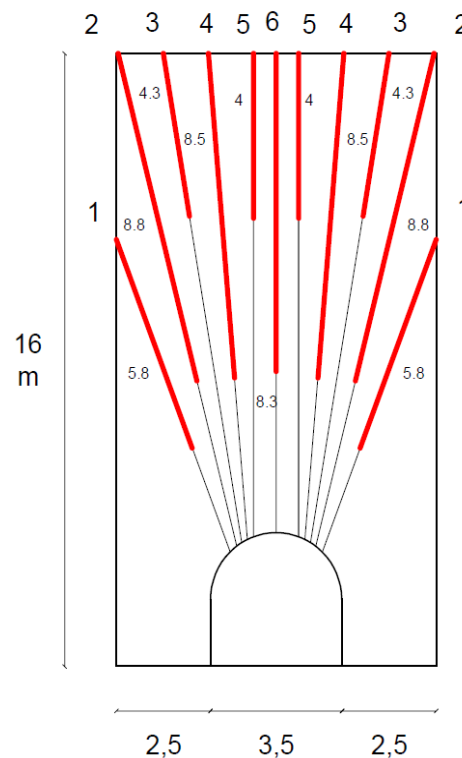
Noviembre corona Para el carguío se usaron retardos de periodo largo con un intervalo de 500MS (dos cebos por taladro), en la F1 se cargaron 10 taladros y F2 8 taladros. Se usaron 248 cartuchos de emulnor 3000 1 ½" x 24" (181 kg), generando un tonelaje roto de 250 ton aprox.

La perforación de los taladros en la corona (slot) debe ser a 90°, esto para asegurar que la salida tenga mayor cara libre

Luego avanzando las filas en la ventana 8 se modifica la malla para utilizar un burden de 1.2m, también se realizan menos taladros en el slot ya que debido a que la inclinación hace que se obstruya los taladros antes del carguío y voladura. Y de esta manera obtendremos 11 taladros en la corona y tiene 3 puntos distintos de origen.

**Figura 19**

*Segunda Malla de Prueba*



Con este diseño se pretendía repotenciar la rotura en la parte más alta de la ventana, esperando facilitar el descenso del mineral ubicado en los 14 a 16 metros de altura del piso.

**Figura 20**

*Tabla Técnica de la Malla con 1.2m de Burden*

Sección	3.5 x 3.5
Densidad	3.56

PERFORACIÓN			
Burden	1.2	Ancho block	8.5
Espaciamiento	1	Altura Block	14
Diametro	64 mm	Volumen Roto	85.1
Long. Barra	1.2	TMS	302.956

VOLADURA			
Nº Taladros	11	Metros Perforados	132.86
Nº Cartuchos	234	Ton/mts perforados	2.28
Total Explosivo kg	25.66	RMR	21-30
Factor de Potencia kg/Ton	0.08		

TALADROS DE MALLA EN ABANICO					
------------------------------	--	--	--	--	--

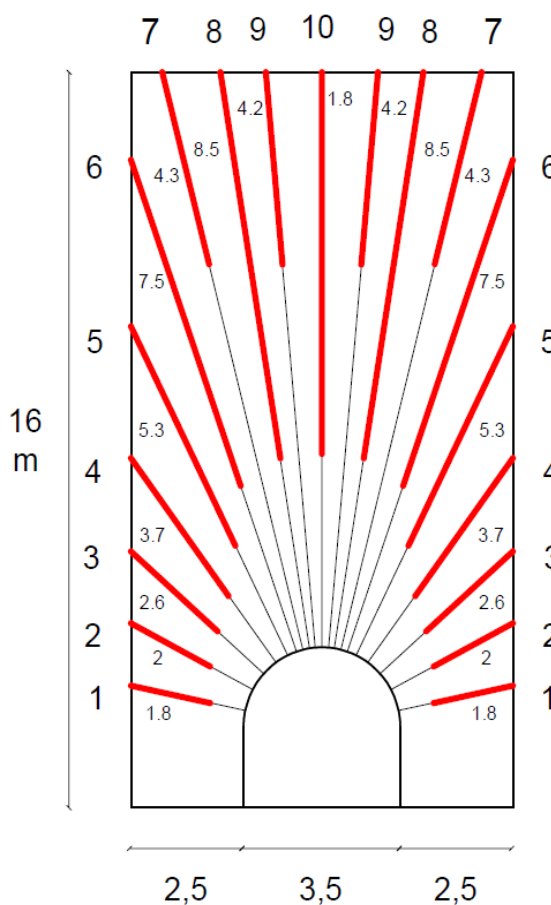
Nº Taladro	Longitud Tal (m)	Angulo	Long. Carga (m)	Nº Cartuchos 1/2 x 12"	Kg. Explosivo
1	8.69	70	5.8	19	2.08
2	13.23	76	8.8	29	3.18
3	12.93	81	4.3	14	1.54
4	12.72	85	8.5	28	3.07
5	12.61	90	4	13	1.43
6	12.5	90	8.3	28	3.07
7	12.61	90	4	13	1.43
8	12.72	95	8.5	28	3.07
9	12.93	99	4.3	14	1.54
10	13.23	104	8.8	29	3.18
11	8.69	110	5.8	19	2.08

Etapa 2

Diciembre se modifica la malla y se opta por utilizar una gran área de la producción en un diseño para la corona utilizando un punto de inicio a diferencia del anterior que fueron 3 y manteniendo 1.7 metros de burden dando 19 taladros, también de consideración Faneles LP periodo largo 500ms, el diseño se puede ver en las Figuras 24 y 25.

**Figura 21**

*Tercera Malla de Prueba*



Se consideró realizar toda la voladura en un solo disparo, sin separar la voladura de bolsillo para la cara libre como en sus diseños previos, con el fin de optimizar los tiempos de voladuras y limpieza de ventana entre las guardias.

**Figura 22**

*Tabla Técnica de la Malla Con 1.2m de Burden*

sección	3.5 x 3.5
Densidad	3.56

PERFORACIÓN			
Burden	1.2	Ancho block	8.5
Espaciamiento	1	Altura Block	14
Diametro	64 mm	Volumen Roto	113.14
Long. Barra	1.2	TMS	402.78

VOLADURA			
Nº Taladros	13	Metros Perforados	157.72
Nº Cartuchos	281	Ton/mts perforados	2.55
Total Explosivo kg	48.78	RMR	21-30
Factor de Potencia kg/Ton	0.12		

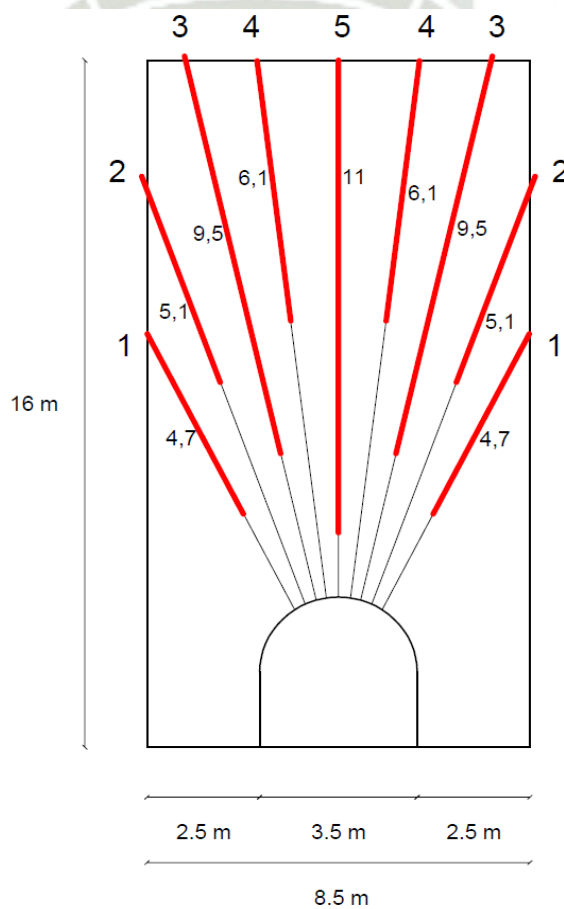
TALADROS DE MALLA EN ABANICO					
------------------------------	--	--	--	--	--

Nº Taladro	Longitud Tal (m)	Angulo	Long. Carga (m)	Nº Cartuchos 1/2 x 12"	Kg. Explosivo
1	2.69	12	1.8	6	1.04
2	3.06	28	2.0	6	1.04
3	3.97	42	2.6	8	1.39
4	5.48	54	3.7	12	2.08
5	7.94	64	5.3	17	2.95
6	11.3	71	7.5	24	4.17
7	12.94	76	4.3	14	2.43
8	12.68	81	8.5	27	4.69
9	12.55	85	4.0	13	2.26
10	12.5	90	8.3	27	4.69
11	12.55	95	4.0	13	2.26
12	12.68	99	8.5	27	4.69
13	12.94	104	4.3	14	2.43
14	11.3	109	7.5	24	4.17
15	7.94	116	5.3	17	2.95
16	5.48	126	3.7	12	2.08
17	3.97	138	2.6	8	1.39
18	3.06	152	2.0	6	1.04
19	2.69	168	1.8	6	1.04

Posterior a esta modificación se aumenta el burden para la malla de la corona y se mantiene un punto base para la inclinación de los taladros, siendo 9 taladros en total, y distribuyendo la carga en cada taladro se puede ver en las Figuras 26 y 27.

**Figura 23**

*Cuarta Malla de Prueba*



**Figura 24**

*Tabla Técnica de la Malla con 1.8m de Burden*

Sección	3.5 x 3.5
Densidad	3.56

PERFORACIÓN			
Burden	1.8	Ancho Bolsillo	8.5
Espaciamiento	1	Altura Bolsillo	16
Diametro	64 mm	Volumen Roto	87.2
Long. Barra	1.2	TMS	310.4

VOLADURA			
Nº Taladros	9	Metros Perforados	251
Nº Cartuchos	124	Ton/mts perforados	1.24
Total Explosivo kg	34.55	RMR	21-30
Factor de Potencia kg/Ton	0.11		

TALADROS DE MALLA EN ABANICO					
------------------------------	--	--	--	--	--

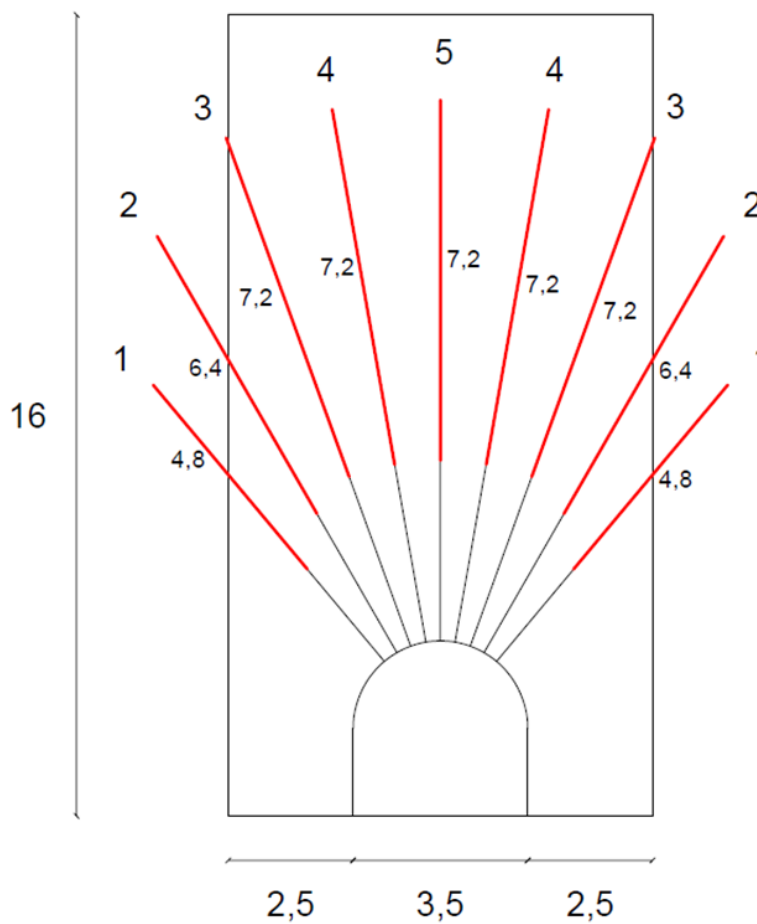
Nº Taladro	Longitud Tal (m)	Angulo	Long. Carga (m)	Nº Cartuchos 1/2 x 12"	Kg. Explosivo
1	7.2	63	4.7	16	2.78
2	10.26	70	5.1	17	2.95
3	12.9	77	9.5	31	5.38
4	12.61	83	6.1	20	3.47
5	12.5	90	11	36	6.25
6	12.61	97	6.1	20	3.47
7	12.9	103	9.5	26	4.51
8	10.26	110	5.1	17	2.95
9	7.2	117	4.7	16	2.78

### Etapa 3

Para inicios de mayo se ejecuta la malla con 1.5 de burden y 9 taladros en la corona con la modificación de del diseño anterior que no se alcanzaba la altura máxima de producción de la ventana 16 m y también excediendo el ancho máximo de la ventana 2.5 m después de los laterales de la cimbra. Con esto se espera que la gravedad y la onda de detonación alcance la altura programada en la ventana y la elipse para el flujo de mineral el diseño y sus características están en las Figuras 28 y 29.

Figura 25

Quinta Malla de Prueba



Otra posible aplicación que se propuso para este diseño era para ventanas o final sin producción en los laterales para poder arrastras el mineral de las ventanas aledañas.

**Figura 26**

*Tabla Técnica de la Malla Con 1.5m de Burden*

Sección	3.5 x 3.5
Densidad	3.56

PERFORACIÓN			
Burden	1.5	Ancho block	8.5
Espaciamiento	1	Altura Block	16
Diametro	64 mm	Volumen Roto	111.86
Long. Barra	1.2	TMS	398.22

VOLADURA			
Nº Taladros	9	Metros Perforados	87.6
Nº Cartuchos	151	Ton/mts perforados	4.55
Total Explosivo kg	26.22	RMR	21-30
Factor de Potencia kg/Ton	0.07		

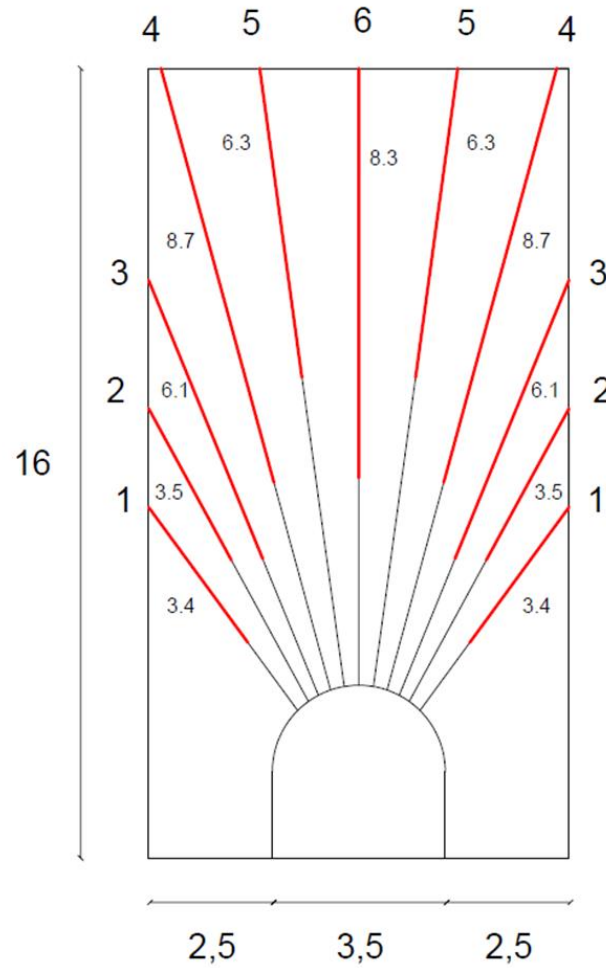
TALADROS DE MALLA EN ABANICO					
------------------------------	--	--	--	--	--

Nº Taladro	Longitud Tal (m)	Angulo	Long. Carga (m)	Nº Cartuchos 1/2 x 12"	Kg. Explosivo
1	7.2	50º	4	13	2.26
2	9.6	60º	5	16	2.78
3	10.8	70º	6	19	3.30
4	10.8	80º	5	16	2.78
5	10.8	90º	7	23	3.99
6	10.8	100º	5	16	2.78
7	10.8	110º	6	19	3.30
8	9.6	120º	5	16	2.78
9	7.2	130º	4	13	2.26

En la siguiente malla se mantiene el burden de 1.5 m y manteniendo los márgenes de la ventana de producción, además de que también está diseñada para que sea generada una cara libre mediante los bolsillos previamente señalados.

**Figura 27**

*Sexta Malla de Prueba*



Esta viene a ser la última malla diseñada en el lapso de la investigación, buscando un balance entre los taladros de la corona y de los laterales de.

**Figura 28**

*Tabla Técnica de la Malla con 2m de Burden*

Sección	3.5 x 3.5
Densidad	3.56

PERFORACIÓN			
Burden	2	Ancho block	8.5
Espaciamiento	1	Altura Block	16
Diametro	64 mm	Volumen Roto	97.32
Long. Barra	1.2	TMS	346.46

VOLADURA			
Nº Taladros	11	Metros Perforados	251
Nº Cartuchos	261	Ton/mts perforados	0.492
Total Explosivo kg	41	RMR	21-30
Factor de Potencia kg/Ton	0.12		

TALADROS DE MALLA EN ABANICO					
------------------------------	--	--	--	--	--

Nº Taladro	Longitud Tal (m)	Angulo	Long. Carga (m)	Nº Cartuchos 1 1/2 x 12"	Kg. Explosivo
1	5.3	54	3.4	11	1.9
2	6.8	61	4.5	29	5.0
3	9.1	68	6.1	23	4.0
4	13.1	75	8.7	29	5.0
5	12.6	82	8.4	26	4.5
6	12.5	90	8.3	29	5.0
7	12.6	98	8.4	23	4.0
8	13.1	105	8.7	28	4.9
9	9.1	112	6.1	23	4.0
10	6.8	119	4.5	29	5.0
11	5.3	126	3.5	11	1.9

En caso del detonador no eléctrico se usó en la prueba se utilizó la marca Famesa del número 10 al 16 o siendo los números más altos disponibles en stock.

### 3.5 Utilización de tubos PVC y Tacos de Arcilla para carguío.

Diversas mejoras, tales como el empleo de tubos de PVC y el empleo de tacos de arcilla fueron implementadas a partir de la cuarta malla. Sin embargo, tal como se observa en la Figura XX, los resultados no alcanzaron la meta establecida; y debido a que estas no fueron estudiadas sistemáticamente no es factible cuantificar la mejora atribuible dichas implementaciones.

No obstante, podemos mencionar se emplearon tubos de PVC a fin de evitar el cierre de los taladros debido a que el material de veta es friable y luego de la perforación, estos comienzan a cerrarse dificultando o en el peor de los casos impidiendo un carguío adecuado. Así mismo, mediante el empleo de estos tubos se asegura la estabilidad física de los taladros, estando así disponibles para su carguío, aunado a ello los tubos de PVC facilitan el carguío de los cartuchos de Emulnor.

En el momento del carguío de la emulsión en los taladros esta tenía el riesgo de resbalar debido a la gravedad, es por ello que se empieza a utilizar de 1 a 2 tacos de arcilla en cada taladro para evitar que los cartuchos resbalen fuera del taladro y así mismo asegurar un buen confinamiento de los gases de la voladura.

### 3.6 Métodos, Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos

La técnica usada para la investigación es la observación y como instrumento la evaluación de los registros como los Cardex, Check list, Reportes de producción.

- Fuentes Primarias - Informes de productividad la unidad minera, visita técnica al centro mineros y levantamiento de planos.
- Fuentes Secundarias – Reporte de extracción diaria, reporte de perforación, reporte de disparo.

Como se muestra en la Figura 32, la producción de la mina se incrementó de un valor promedio de 13524 a 20475, representando un incremento del 51%. Al realizar el análisis estadístico con la prueba t-Student para determinar si existe diferencia significativa en cuanto a la producción antes y después de la implementación del método de Hundimiento por subniveles, se observa que las diferencias son estadísticamente significativas ( $p < 0.05$ ), con lo que se puede afirmar que la implementación del nuevo diseño de malla favorece significativamente la reducción en los valores de dilución y el incremento de la producción.

## CAPÍTULO IV

### 4. RESULTADOS Y DISCUSIONES

#### 4.1 Análisis e interpretación de resultados

##### 4.1.1 Dilución promedio.

A fin de determinar la dilución promedio mensual se tomará en cuenta la dilución planificada, para luego compararla con la dilución total, la cual incorpora también la dilución no planificada.

**Tabla 5**

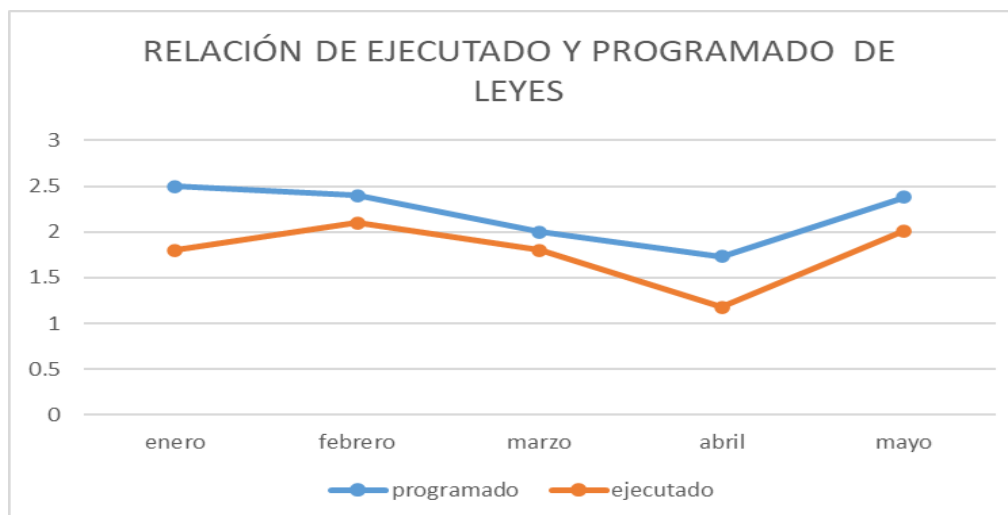
*Comparación de Leyes Ejecutadas y Programadas*

	enero	febrero	marzo	abril	mayo
Programado %	2.5	2.4	2	1.73	2.38
Ejecutado %	1.8	2.1	1.8	1.18	2.01

Como se muestra en la Figura 32, la producción de la mina se incrementó de un valor promedio de 13524 a 20475, representando un incremento del 51%. Lo cual demuestra que si existía una diferencia significativa en cuanto a la producción antes y después de la implementación del método de Hundimiento por subniveles. Con lo que se puede afirmar que la implementación del nuevo diseño de malla favorece significativamente la reducción en los valores de dilución y el incremento de la producción.

**Figura 29**

*Relación de Leyes Programados y Ejecutadas*



#### 4.1.2 Pérdidas promedio.

La recuperación puede calcularse comparando la extracción real de un tajo con la prevista en el diseño del mismo, es decir, las toneladas extraídas divididas por las toneladas disparadas. Cambiando el tipo de material en el numerador es posible calcular la recuperación total, de mineral, de residuos o de MSTP. El resultado de la producción se refleja en el siguiente gráfico.

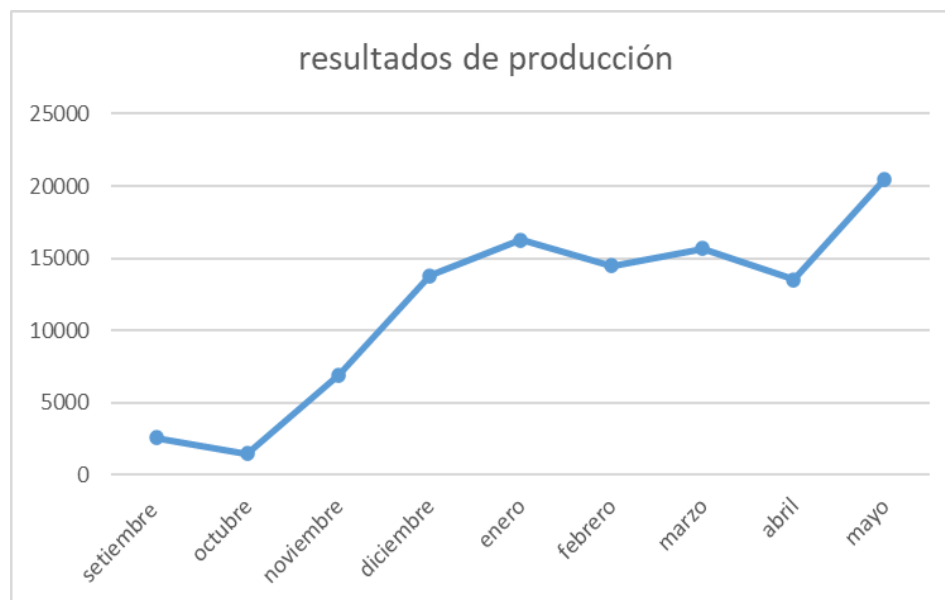
**Tabla 6**

*Tonelaje Extraído*

Mes	Set	Oct	Nov	Dic	Ene	Feb	Mar	Abr	May
TM	2545	1446	6924	13785	16275	14469	15683	13524	20475

**Figura 30**

*Relación de Programa de Producción Ejecutado*



Los resultados de este gráfico se analizarán de acuerdo a las 3 etapas en las que lo hemos dividido.

#### 4.2 Evaluación Económica

Información de SRK Consulting (2020) indica que: “La mina utiliza métodos de extracción probados y bien establecidos y se prevé que siga manteniendo una tasa de producción de 3.300 t/día (1,2 Mt/año) hasta 2020. Se estima que las reservas y la infraestructura pueden soportar un pequeño aumento orgánico de la tasa de producción a 3.600 t/d (1,3 Mt/año) en el cuarto trimestre de 2020 sin que sea necesario ningún gasto de capital para la mina o la planta, y que esta tasa de producción será alcanzable y sostenible para el plan Life of Mine (LoM)”.

En línea con lo expresado por la empresa consultora es que se implementaron diferentes planes de optimización a lo largo de toda la cadena productiva, una de ellas es la descrita en el presente trabajo de investigación, con el objeto de incrementar la recuperación y reducir la dilución del mineral. Como resultado de las medidas implementadas, en la siguiente Tabla mostramos los resultados de productividad y costos, tal como fueran reportadas en las memorias de la empresa de los años 2017, 2018, 2019 y 2020.

**Tabla 7**

*Reporte de Memoria Anual*

	<b>2017</b>	<b>2018</b>	<b>2019</b>	<b>2020</b>
Productividad mina (TMS/Tarea)	2.11	2.22	2.35	3.53
Productividad general (TMS/Tarea)	1.90	2.00	2.07	2.81
Costo de Mina (US\$/TMS)	57.42	53.01	57.15	47.75
Tipo de cambio S/	3.262	3.366	3.343	3.604

En la anterior tabla se puede observar que desde el año 2017 la productividad se ha venido incrementando de manera sostenida hasta llegar a un valor de 3.53 TMS/tarea durante el año 2020. Se observa, sin embargo, que los costos de mina del año 2019 sufrieron un incremento de US\$ 4.14/TMS con respecto al año anterior. Esto debido principalmente a los siguientes motivos (Reportados en la Memoria Anual 2019 de la empresa):

- Paralización de las operaciones por la huelga promovida por el sindicato que se prolongó por 24 días, en cuyo lapso -pese a que a la larga se pudo remontar la producción- la Compañía tuvo que seguir cubriendo una parte de los costos fijos.
- Incremento de los jornales y remuneraciones de los trabajadores de la Compañía en cumplimiento del convenio colectivo suscrito con el sindicato.

- Mejora de la estandarización de las labores (cadenas para asegurar las tuberías, uso de wipcheck en mangueras para evitar accidentes por desempalme, mantenimiento periódico de rampas, otros)
- Incremento en el volumen de shotcrete utilizado en la fortificación de las excavaciones mineras.

No obstante haber incrementado los costos en rubros de jornales, remuneraciones y en diferentes aspectos operativos en el año 2019, se observa que en el año 2020 los costos interanuales sufren una reducción de 16.50% a 47.75 US\$/TMS

Por información obtenida del documento de evaluación económica preliminar presentado por la empresa SRK Consulting (2020a) conocemos la variación de la ley de cabeza para los meses de enero a diciembre del 2019; la cual se muestra en Tabla 8.

**Tabla 8**

*Tonelaje a Planta y Leyes de Cabeza*

Período	Mineral (t)	Ley de Cabeza				
		Au (g/t)	Ag (g/t)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
2019 Dic	110,939	0.70	59.33	1.5	1.2	4.0
2019 Nov	101,862	0.55	58.74	1.7	0.9	4.1
2019 Oct	108,900	0.56	62.27	1.5	1.0	4.1
2019 Set	100,030	0.51	63.02	1.5	1.1	3.6
2019 Ago	106,988	0.59	66.77	1.8	1.1	3.9
2019 Jul	100,221	0.64	69.25	1.7	1.1	3.9
2019 Jun	99,588	0.55	68.84	1.8	1.1	3.6
2019 May	101,502	0.65	59.55	1.5	0.9	3.3

2019 Abr*	53,075	0.61	59.25	1.3	1.1	3.0
2019 Mar*	51,707	0.59	64.91	1.5	1.2	3.3
2019 Feb	88,010	0.59	63.08	1.3	1.1	3.6
2019 Ene	94,097	0.50	63.15	1.6	0.9	3.7

Teniendo en cuenta los precios de los metales producidos durante el año del 2019, así como también las recuperaciones metalúrgicas empleadas para las diversas fuentes de alimentación de mineral polimetálico Sierra Metals elaboró la siguiente Tabla XX donde se muestra la Recuperación Metalúrgica del proceso de concentración:

**Tabla 9**

*Recuperar Metalúrgica*

Proceso de recuperación	Ag (%)	Au (%)	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)
<b>Recuperación total (Polimetálicos)</b>	<b>76.4</b>	<b>17.2</b>	<b>80.4</b>	<b>88.6</b>	<b>89.2</b>
Concentrado de cobre	26.3	9.2	74.9	-	-
Concentrado de plomo	40.9	8.0	5.5	88.6	-
Concentrado de zinc	9.2	-	-	-	89.2
<b>Recuperación total (Óxidos de plomo)</b>	<b>50.5</b>	<b>52.9</b>	-	<b>64.6</b>	-
Concentrado de sulfuros de plomo	21.5	27.9	-	9.1	-
Concentrado de óxidos de plomo	29.1	25.1	-	55.5	-

Fuente: Sierra Metals, 2019

Así mismo hay que tener en cuenta que de la venta de los concentrados no se cobra por el contenido fino, sino que, al contrario, hay que tener en cuenta el Retorno Neto de Refinación (NSR por sus siglas en inglés). El cual, es el ingreso neto que recibe la empresa minera por la venta de los productos metálicos de la mina menos los costos de transporte y refinado.

Los factores NSR utilizados para calcular los valores NSR tienen en cuenta los gastos de tratamiento del concentrado, los gastos de refinado, el contenido de metal pagable, las deducciones mínimas, la

participación en el precio y las deducciones por elementos deletéreos. En la Tabla XX mostramos un resumen de los Factores NSR por tipo de concentrado que fuera elaborado por Sierra Metals.

**Tabla 10**

*Factores NSR por tipo de concentrado*

Tipo de material	Ag	Au	Cu	Pb	Zn
	(US\$/gpt)	(US\$/gpt)	(US\$/%)	(US\$/%)	(US\$/%)
<b>Recuperación total (Polimetálicos)</b>	<b>0.299</b>	<b>4.290</b>	<b>39.312</b>	<b>16.058</b>	<b>15.111</b>
Concentrado de cobre	0.111	2.579	39.312	-	-
Concentrado de plomo	0.187	1.711	-	16.058	-
Concentrado de zinc	0.001	-	16.058	-	15.111
<b>Recuperación total (Pb Ox.)</b>	<b>0.214</b>	<b>16.460</b>	-	<b>10.359</b>	-
Concentrado de sulfuros de plomo	0.098	10.228	-	1.526	-
Concentrado de óxidos de plomo	0.115	6.232	-	8.834	-

Fuente: Sierra Metals, 2019

En las siguientes tablas se puede observar el incremento del ingreso por ventas obtenido mediante mejoras en la malla de perforación. Dichas mejoras, en la mayoría de los casos, significaron un incremento en el tonelaje producido y por ende en los ingresos de la empresa.

Es necesario mencionar que al emplear el factor NSR, estamos incorporando solamente los costos de transporte y refinado. A fin de obtener la utilidad operativa sería necesario incorporar otros costos tales como los de mina, planta y administrativos.

En la anterior tabla se observa que los ingresos por ventas incrementan para todas las diferentes mallas, excepto para la segunda malla en donde disminuye en 43% para el metal vendido.

Así mismo podemos observar que el mayor incremento ocurre en la malla 6, en donde para el caso del cobre se obtiene un incremento de 504%.

**Tabla 11**

*Ingreso por Ventas*

Malla	Toneladas	Cu (%)	INGRESO POR VENTAS		
			NSR (\$/%)	INGRESOS (US\$)	VARIACIÓN (%)
Malla 1	2545.00	1.20	38.312	117005	100
Malla 2	1446.00	1.20	38.312	66479	-43
Malla 3	6927.00	1.10	38.312	291926	149
Malla 4	6777.00	1.10	38.312	285604	144
Malla 5	13524.00	0.90	38.312	466318	299
Malla 6	20495.00	0.90	38.312	706684	504

### 4.3 Análisis de los Resultados de las Mallas de Perforación

#### Primera malla

Los resultados del primer diseño de malla que considera 1.7 m de burden y 6 taladros en la corona tiene resultados de 2545 TM al mes. Esto se debe al no perforar hasta el techo, dejando 2 metros libres. Además de que el espacio para la perforación de los bolsillos es muy amplio. Así mismo, en esta malla se empleó un factor de carga de 0.05 kg/ton siendo esta la mayor entre todas las pruebas echas.

#### Segunda malla

Los resultados del segundo diseño de malla que considera 1.2 m de burden, aunque tiene 11 taladros en la corona. La falta de separación en el centro de los taladros evita que se genere un buen flujo, dando como resultado 1446 TM siendo más baja que su predecesora, para este diseño se necesitó un factor de carga de 0.08 kg/ton disminuyendo considerablemente respecto al resultado anterior.

#### Tercera malla

Los resultados del tercer diseño de malla que considera 1.7 metros al igual que el diseño anterior, pero con 19 taladros consecutivos en el abanico, mejoró en cuanto al diseño anterior 6927, pero sigue siendo inadecuado respecto a lo programado para ese mes. El factor de carga fue de 0.12 kg/ton siendo similar al de la segunda malla.

#### Cuarta malla

Los resultados del cuarto diseño de malla que considera 1.8 m dando como resultado mensual 13785 toneladas esta malla da resultados esperados en la ventana 8, cumpliendo su objetivo mensual de 6777 de manera individual al 100% por ventana y duplicando la producción de la malla anterior, al haber ajustado la malla también lo hizo el factor de carga con 0.3 kg/ton.

#### Quinta malla

Los resultados del quinto diseño de malla que considera 1.5m de burden y 13524 TM sin embargo no se admite continuar con este diseño ya que no se realizaba una perforación hasta el techo y además excede el ancho de la ventana, esto afectaría la producción de las ventanas adyacentes y dificultando el control de extracción en el piso inferior y en las ventanas adyacentes. El factor de carga disminuye a 0.07 kg/ton, pero no se obtiene los resultados esperados.

#### Sexta malla

Los resultados del sexto alcanzando 20495 toneladas de producción es la más alta registrada, aunque no alcanzando la meta mensual indica que el diseño debe tener ajustes para los resultados de manera mensual son crecientes hasta llegar a su máxima producción en el mes de mayo, en el diseño del mes señalado se puede ver al detalle de lo realizado en los anexos 7, 8 y 9, así mismo el factor de carga es de 0.12 kg/ton.

#### 4.4 Optimización de la investigación

En la presente investigación se optimizaron parámetros importantes en toda voladura, tales como el burden, numero de taladros y factor de potencia. Producto de ello es que se logra reducir el consumo de explosivo y agentes de voladura, incrementando la recuperación y reduciendo la dilución del mineral.

Así mismo, se consiguió incrementar la cantidad de material arrancado por cada fila de taladros, sin por ello incrementar el factor de potencia empleado en cada fila.

En la Tabla 7 se observa que el factor de potencia por fila inicialmente se encontraba en 15.13 kg/fila para luego de varias modificaciones subir hasta 48.78 kg/fila, sin por ello alcanzar la meta de producción, es a partir de la malla 4 que se optimiza el burden, incrementando la cantidad de mineral arrancado por fila y reduciendo el factor de potencia. Finalmente es con la malla 6 con la que se logra alcanzar la meta de producción, modificando el burden para emplear once taladros y lograr arrancar 534.00 toneladas de mineral por fila.

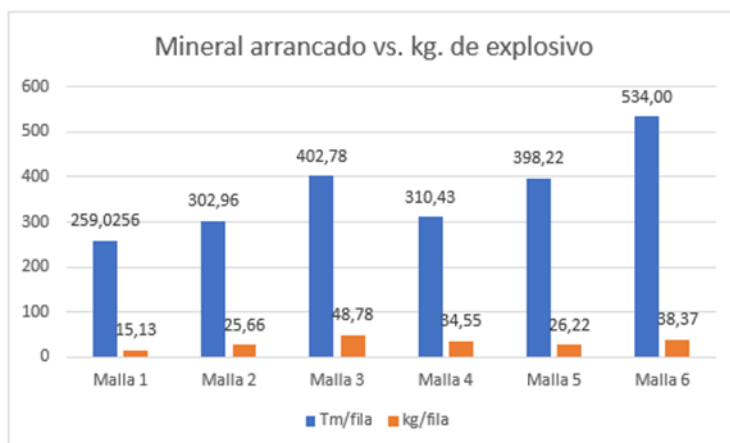
**Tabla 12**

*Optimización de Mallas de Perforación*

	Burden (m)	Factor de potencia (kg/t)	Taladros	Mineral arrancado Tm/fila	Factor de potencia kg/fila
Malla 1	1.7	0.06	6	259.03	15.13
Malla 2	1.2	0.08	11	302.96	25.66
Malla 3	1.2	0.12	19	402.78	48.78
Malla 4	1.8	0.11	13	310.43	34.55
Malla 5	1.5	0.07	11	398.22	34.55
Malla 6	2.07	0.07	11	534.00	38.37

**Figura 31**

*Mineral Arrancado vs kg de Explosivo*



En la figura 32 se aprecia la relación de tonelaje extraído en los meses de marzo, abril y mayo durante todos los días del mes e identificando que el tonelaje no es uniforme habiendo días de mayor o menor producción. Siendo resultados de la 6 malla de perforación y voladura de la figura 31.

**Figura 32**

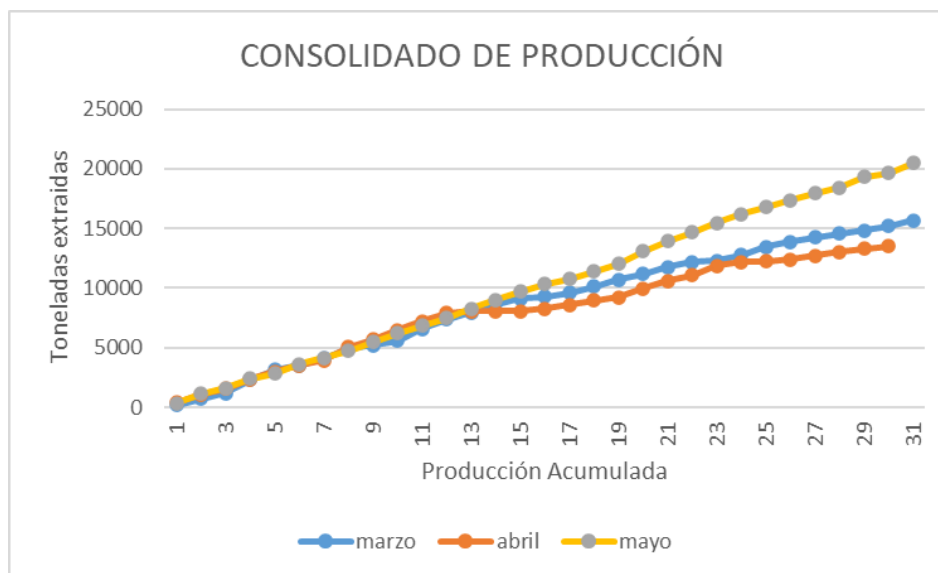
*Resultado de Tonelaje Extraído Marzo-Mayo*

Día	Toneladas Marzo	Toneladas Abril	Toneladas Mayo
1	175	421	323
2	560	638	828
3	455	519	451
4	1085	774	803
5	860	646	426
6	387	544	795
7	575	417	528
8	780	1096	555
9	309	646	739
10	415	756	738
11	989	765	646
12	808	683	646
13	568	132	816
14	662	0	697
15	516	0	685
16	118	221	663
17	335	328	434
18	524	377	638
19	567	239	628
20	517	751	1028
21	559	643	867
22	409	492	713.5
23	103	794	794
24	516	307	765
25	680	55	569
26	421	162	569
27	345	323	612
28	315	294	493
29	268	265	887
30	381	236	286.5
31	481	-	852

Se presenta los resultados obtenidos a partir de las ultima modificaciones en la malla de perforación, y a continuación en la figura 35 se puede observar la eficiencia en cuanto al aumento de tonelaje obtenido en el mes de mayo.

**Figura 33**

*Grafica de Tonelaje Extraído marzo - mayo*



## GRANULOMETRÍA

Tal como fuera mencionado por Laredo & Chipana (2012), la voladura en abanico es una de las técnicas de voladura más complejas en minería, ya que además de los taladros largos, pequeños diámetros y condiciones de trabajo confinadas, la carga en la parte superior del taladro requiere de técnicas adecuadas para alcanzar eficientemente los objetivos de fragmentación y dilución, así como también de reducir las pérdidas de mineral, controlar las vibraciones, proteger la integridad de las labores y evitar la formación de gibas en el suelo de la mina.

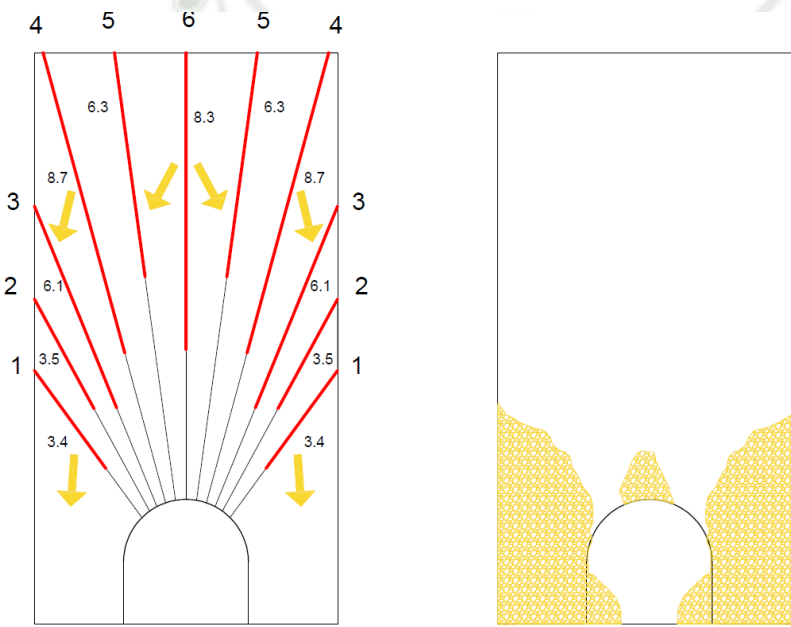
Si bien es cierto que a medida que se mejora la fragmentación por voladura, la recuperación aumenta (Zhang, 2017); se incrementa también la dilución del mineral, producto de la posible sobre perforación de las cajas. Este último es el principal problema en la mina Yauricocha, ya que el cuerpo

mineralizado tiene una naturaleza bastante friable, constituido principalmente por material de brecha y panizo (Valencia Huacotto, 2020).

Es por lo expuesto que el presente trabajo se centra principalmente en el control de la dilución no planificada, debido a la fracturación del material proveniente de las cajas.

**Figura 34**

*Secuencia de Salida por Ventana*



La secuencia de salida de la malla en abanico es como se puede observar en la figura 34 empezando a los taladros 1 y primer Fanel tanto de lado izquierdo y derecho hacia la cara libre generada en la voladura del bolsillos o slot, y siguiendo la secuencia con el taladro 2, 3, 4, 5 y 6. Moviéndose el mineral a los laterales inferiores de la ventana y entrando por espacios habilitados en el intermedio de las cimbras como se ve en la figura 34

En la voladura no han observado problemas debido a la granulometría, ya que por las condiciones del mineral es que esta se encuentra de manera natural en rangos bastantes finos, en donde el único

propósito de la voladura es el de desplazar el mineral que se encuentra apelmazado debido a la humedad. En un 90% del volumen del tajo el mineral se encuentra fragmentado con tamaño de partículas menores a 1 cm

**Figura 35**

*Fragmentación Luego de Voladura*

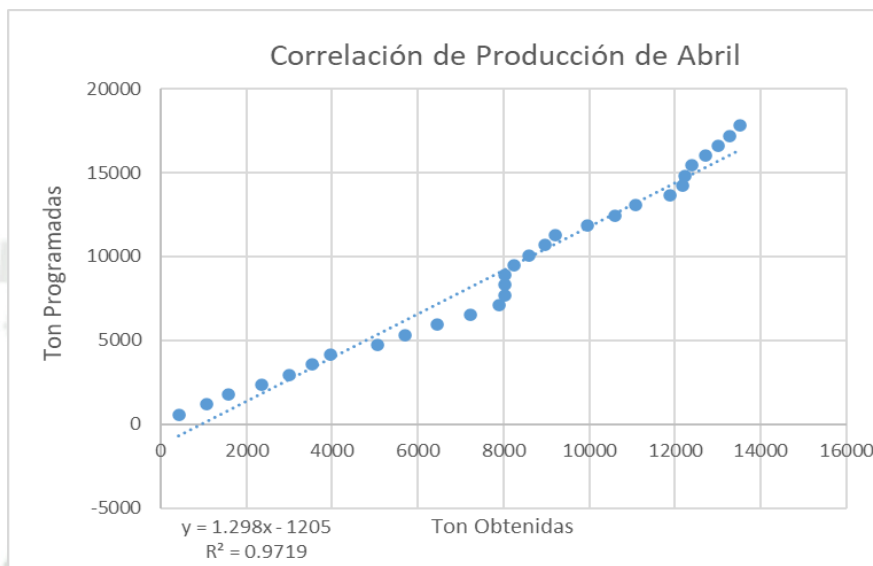


A continuación, se presenta la correlación en la figura 36 y 37 de la producción respecto a lo programado en los meses de abril y mayo, pudiendo observar los dos mejores meses en base los resultados de producción.

En ambos gráficos de dispersión se puede observar una tendencia línea cercana al 100% de esta manera verificando de tiene a cumplir la cuota mensual programada en el tajo 6950 mediante la última modificación de la malla de perforación en abanico.

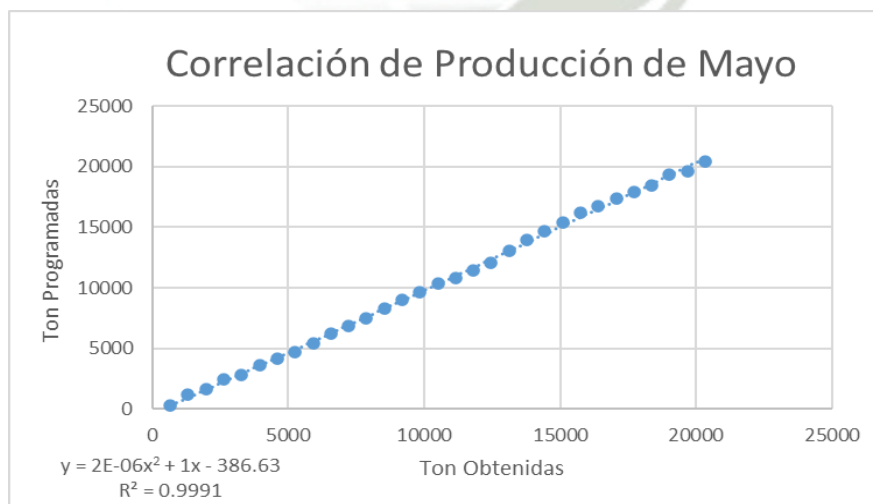
**Figura 36**

*Correlación Abril*



**Figura 37**

*Correlación Mayo*



## CONCLUSIONES

Se optimizó la producción ya que el inicio del presente trabajo la producción era de 13,785 TM en el mes diciembre y al final del proceso luego de modificar el diseño la producción ascendió a 20,475 TM en el mes de mayo.

La recuperación alcanzada con los primeros diseños de malla era del 72% de recuperación, esto se logra corregir a 84% de recuperación tras las modificaciones en la malla de perforación diseñada.

Para optimizar la producción anteriormente mencionada se llegó a determinar que la malla de taladros largos en abanico, en un principio solo contaba con 6 taladros en la corona de debería tener un burden de 2 metros en la corona y obteniendo 11 taladros, dando también un espacio adecuado para un diseño de bolsillos adecuado.

Se determinó en factor de carga de 0.05 kg/ton con el cual se obtuvo la producción inicial resultada no ventajoso para los objetivos de extracción, siendo mejor el resultado que acompaña a la última malla de perforación óptima con 0.07 kg/ton.

Se determinó que la mejor secuencia no es como se ve en el primer diseño de malla que las secuencia se realiza de derecha a izquierda, más bien corresponde iniciar con los taladros laterales para luego proceder hacia los taladros centrales con Faneles de periodo largo LP siendo los de mejor resultado del número 11 al 16, por el intervalo de tiempo favorece al no interferir con el flujo del siguiente número.

## RECOMENDACIONES

Se recomienda investigar acerca del plan de minado intercalado, dejando escudos de mineral que posteriormente se recuperaran para que las cajas no contaminen las filas posteriores.

Se recomienda investigar a cerca de la posibilidad de realizar disparos que incorporen de dos a más filas consecutivas, ya que la explotación de múltiples filas aumentaría la producción final, este debido a que el material removido seria mayor e incluso pudiendo reducir la carga operativa.

Se recomienda investigar la factibilidad de incrementar el ancho de las ventanas, ya que debido al peso ejercido por los pisos superiores el sistema de sostenimiento por cimbras empieza a ceder y por ende aumenta el riesgo de continuar trabajando en las ventanas que se encuentran más alejadas.



## REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Brunton, I. D., Fraser, S. J., Hodgkinson, J. H., & Stewart, P. C. (2010). Parameters influencing full scale sublevel caving material recovery at the Ridgeway gold mine. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 47(4), 647–656. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2009.12.011>
- Brunton, Ian D. (2009). *The Impact of Blasting on Sublevel Caving Material Flow Behaviour and Recovery*. February, 562. <https://espace.library.uq.edu.au/view/UQ:172746>
- Cairo Camarena, G. (2019). *Diseño de malla de perforación y voladura para estandarizar el método de Explotación Sublevel Caving*. Universidad Continental.
- Cotrina Barreto, C. (2019). *Evaluación de mallas de extracción en función de la recuperación y dilución del método de explotación sub level caving en la mina Yauricocha*. Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión.
- Crawford, G. D. (2004). Dilution and ore recovery. *Pincock Perspectives*, 60(4), 487–490.
- Duplancic, P., & Brady, B. H. (1999). Characterisation of caving mechanisms by analysis of seismicity and rock stress. *9th ISRM Congress*.
- Durant, J. G., Llanque, O., Navarro, V., Coila, Y. A., Calderón, R. G., & Tapia, H. A. (1999). Explotación Subterránea, Métodos y Casos Prácticos. In U. N. del Altiplano (Ed.), *Elección del Método y Planificación de la Mina*, pag (Primera Ed). Instituto de Ingenieros de Minas del Perú.
- Gertsch, R. E., & Bullock, R. L. (1998). *Techniques in underground mining: Selections from Underground mining methods handbook*. SME.
- Hamrin, H. (2001). Underground Mining Methods and Applications. In *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies* (pp. 3–14). <http://www.ct.ufrgs.br/laprom/Underground Mining Methods.pdf>
- Hamrin, H., Hustrulid, W. A., & Bullock, R. L. (2001). Underground Mining Methods and Applications. In R. Gertsch (Ed.), *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies* (pp. 3–14). SME, Littleton, CO. <http://www.ct.ufrgs.br/laprom/Underground Mining Methods.pdf>
- Henning, J. G., & Mitri, H. S. (2007). Numerical modelling of ore dilution in blasthole stoping. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 44(5), 692–703.
- Hinostroza, S. E. (2019). *Implementación de malla de perforación y voladura de Taladros Largos para evaluar los costos operativos en el método de explotación Sublevel Stopping en la mina subterránea Marcapunta Sur - El Brocal, Huancayo*. Universidad Continental.
- Hustrulid, W. (2000). Method selection for large-scale underground mining. *Australasian Institute of Mining and Metallurgy Publication Series*, 7, 29.
- Hustrulid, W. A., Hustrulid, W. A., Bullock, R. C., & Bullock, R. L. (2001). *Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies*. SME.
- Janelid, I. (1972). Study of the gravity flow process in sublevel caving. *Proceedings of the International Sublevel Caving Symposium, Stockholm, Sweden*, 25–27.

- Johansson, D., & Ouchterlony, F. (2011). Fragmentation in small-scale confined blasting. *International Journal of Mining and Mineral Engineering*, 3(1), 72–94. <https://doi.org/10.1504/IJMME.2011.041450>
- Kosowan, M. I. (1999). *Design and Operational Issues for Increasing Sublevel Cave Intervals at Stobie Mine*. Laurentian University.
- Kumar, D. (1970). *Design of Sub Level Caving Method by means of mine model tests* [The University of British Columbia]. <https://open.library.ubc.ca>
- Langefors, U, & Kihlström, B. (1963). *The modern technique of rock blasting* (Third Edic). John Wiley & Sons.
- Langefors, Ulf, & Kihlstrom, B. (1978). *The Modern Technique of Rock Blasting* (Third Ed.). Jhon Wiley & Sons.
- Laredo, R., & Chipana, J. (2012). Ring Blasting Mine to Mill Optimization. *ISEE*, 66, 37–39. <http://www.blast-consult.com/>
- Mallqui-Balbín, Y. (2019). *Diseño de malla de perforación y voladura de taladros largos en Sub Level Stopping para incrementar la productividad en mina Marcapunta Sur de Sociedad Minera El Brocal S.A.A.* [Universidad Nacional del Centro del Perú]. <http://repositorio.uncp.edu.pe/handle/UNCP/5328%09>
- McKenzie, C. K., & Adamson, W. R. (2011). Exploring optimised delay timing for fragmentation. *EXPLO 2011 - Blasting - Controlled Productivity, November*, 97–104.
- McMurray, D. (1976). Sublevel Caving Practice at Shabanie Mine, Rhodesia. *Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy, Section B: Applied Earth Science*.
- Oraee, K., & Bangian, A. H. (2007). Economic comparison of drilling systems in sublevel stoping method. *Sixteenth International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection (MPES 2007)*, 688–700.
- Peele, R. (1941). *Mining engineers' handbook* (R. Peele (ed.); Third Ed., Vol. 1). John Wiley & Sons.
- QueensMineDesignWiki. (2017). *Dilution and ore recovery*. [http://minewiki.engineering.queensu.ca/mediawiki/index.php/Dilution\\_and\\_ore\\_recovery](http://minewiki.engineering.queensu.ca/mediawiki/index.php/Dilution_and_ore_recovery)
- QueensMineDesignWiki. (2021). *Dilution*. [https://minewiki.engineering.queensu.ca/mediawiki/index.php/Main\\_Page](https://minewiki.engineering.queensu.ca/mediawiki/index.php/Main_Page)
- Sainsbury, B. L., Sainsbury, D. P., & Pierce, M. E. (2011). A historical review of the development of numerical cave propagation simulations. *Continuum and Distinct Element Numerical Modeling in Geomechanics-2011, Proc. 2nd Int. FLAC/DEM Symp., Melbourne*, 14–16.
- Sainsbury, B., Sainsbury, D., & Carroll, D. (2018). Back-analysis of PC1 cave propagation and subsidence behaviour at the Cadia East mine. *Proceedings of the Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving*, 167–178.
- Sharma, P. (n.d.). *Empirical equations supporting blast design*.
- Shekhar, G. (2019). *Draw Control Strategy for Sublevel Caving Mines* [Lulea University of Technology]. <http://ltu.diva-portal.org/smash/get/diva2:1167252/FULLTEXT01.pdf>
- Smith, M. L., & Rahal, D. (2001). Draw control optimisation in the context of production scheduling.

*Proceedings of the 17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey, 831–838.*

Tawadrous, A. (2015). Blasting, material flow and ore dilution in sublevel caving mining: state of the art review. *Blasting and Fragmentation*, 9, 25–40.

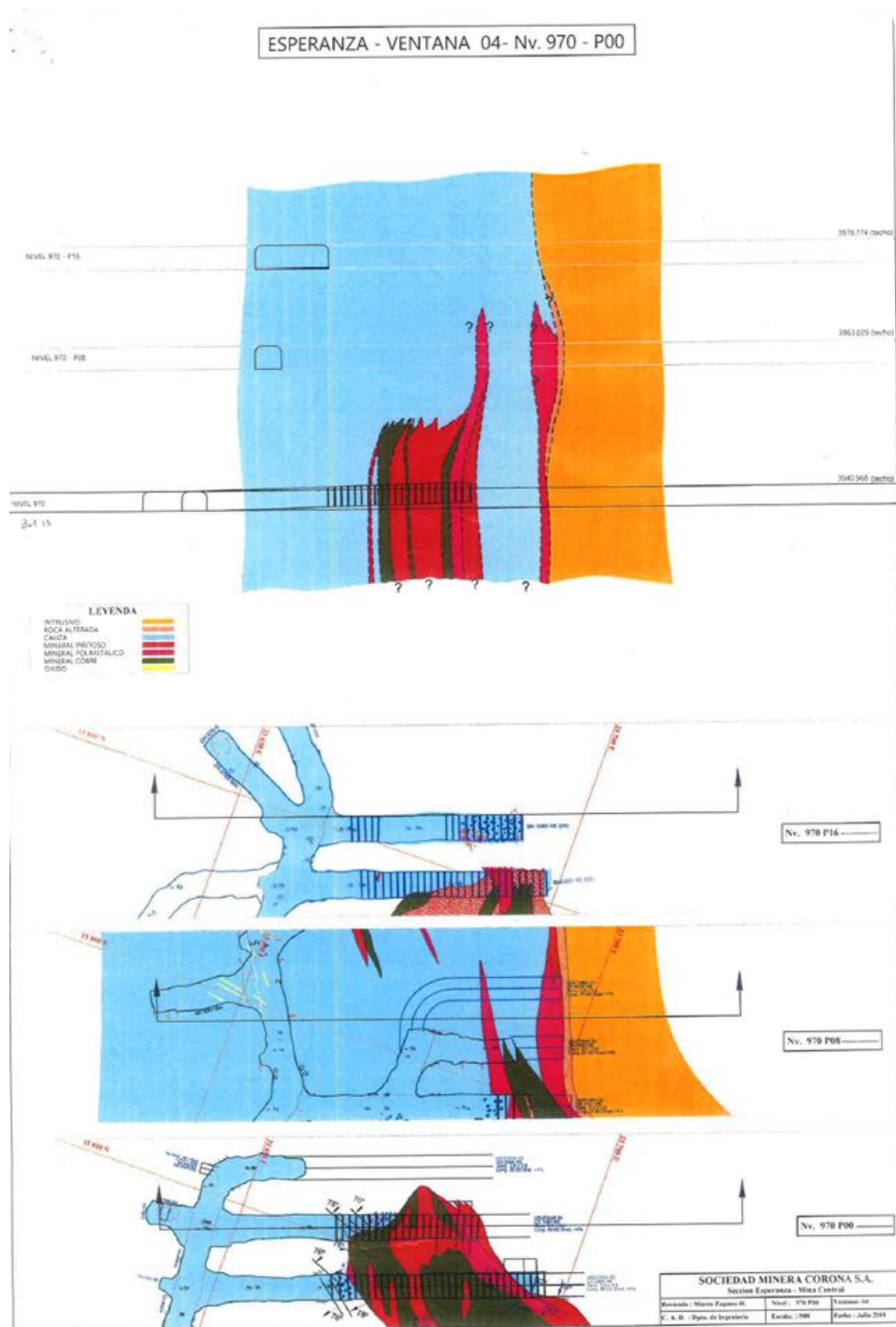
Zhang, Z. X. (2017). Rock mechanics related to mining engineering. *3rd Nordic Rock Mechanics Symposium, NRMS 2017, 2017-October*(October), 39–65.



### ANEXOS

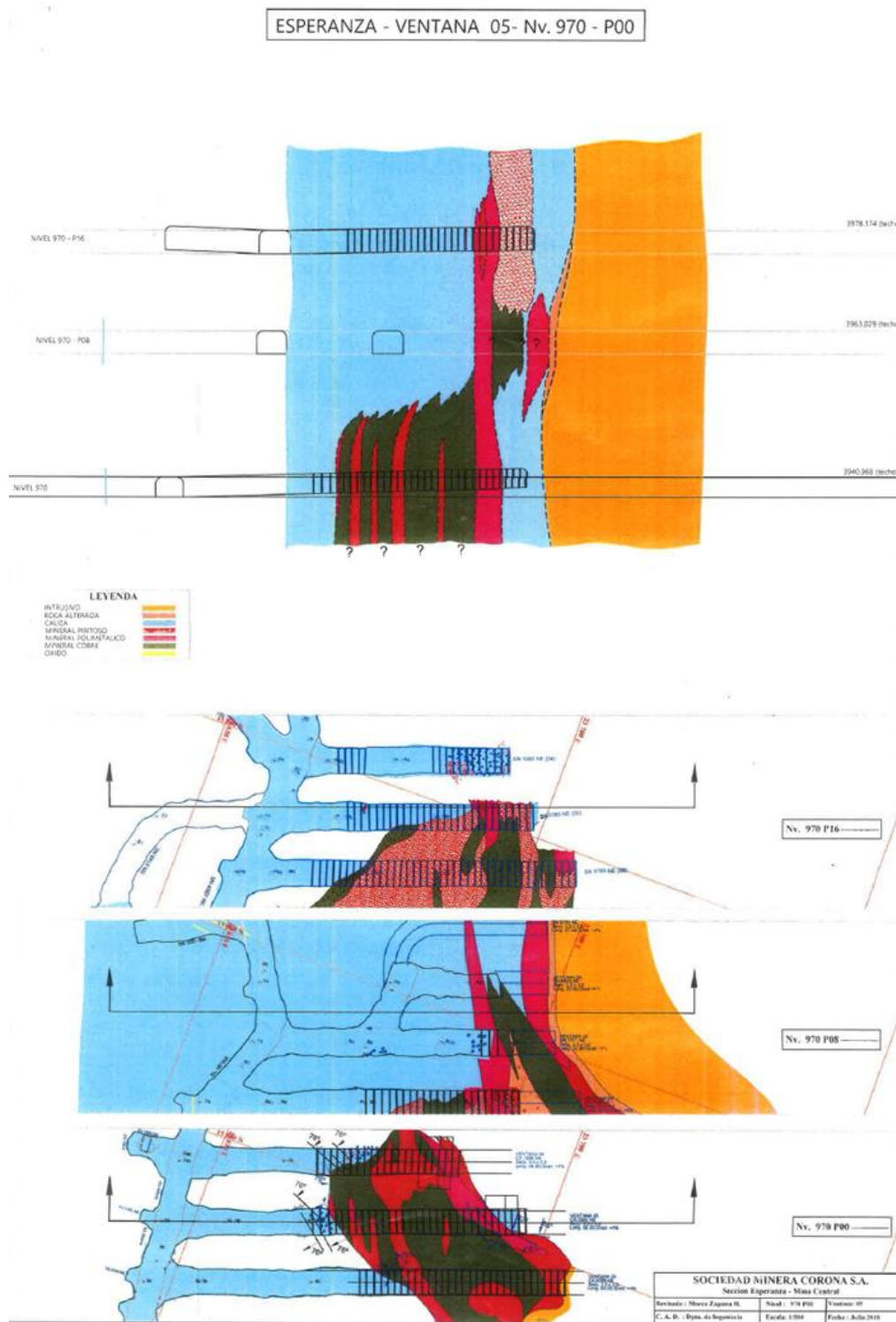
#### Anexo 1

Vista en corte y plante de la ventana 04 Nv 970 p.00



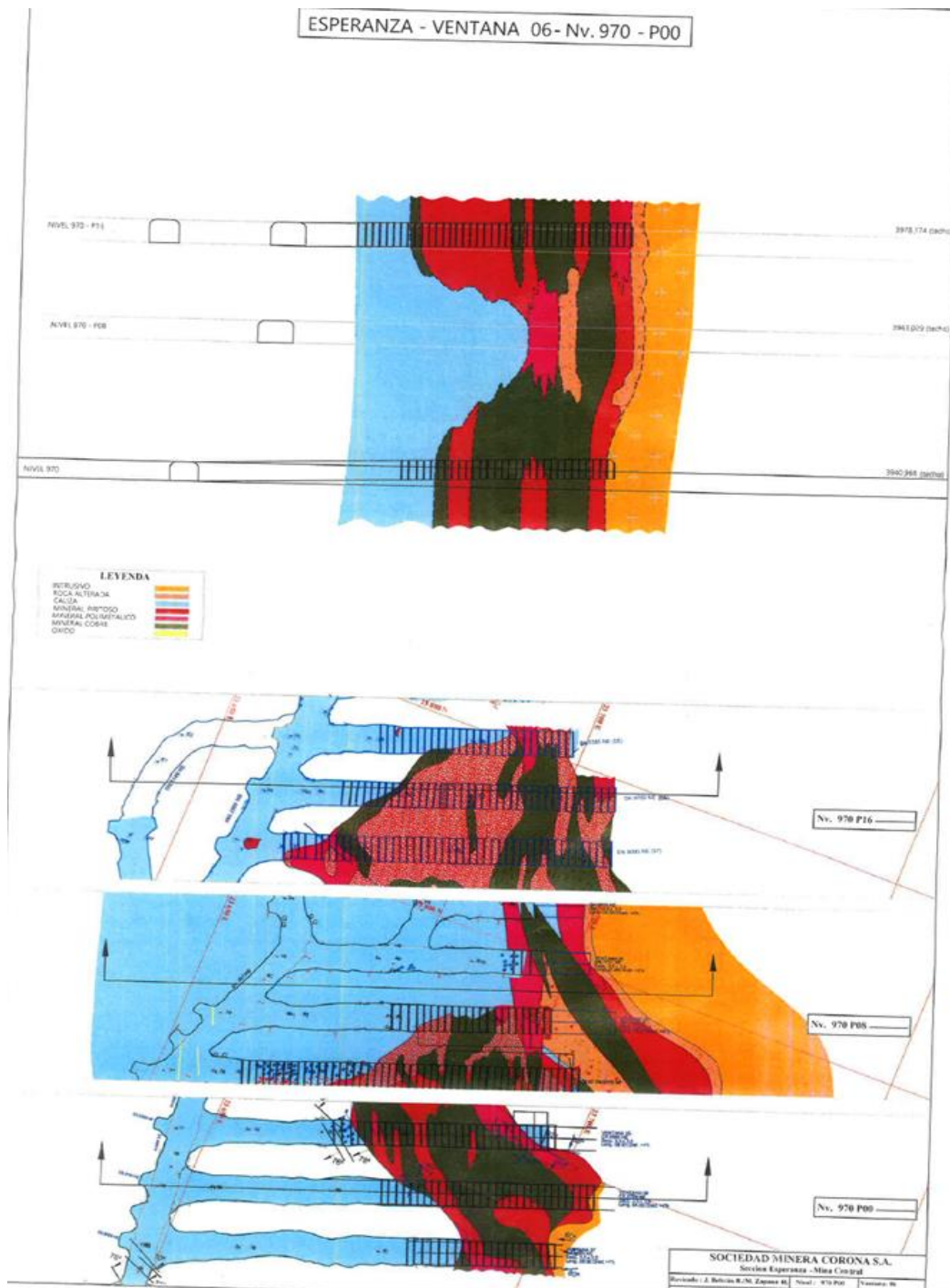
Anexo 2

Vista en corte y plante de la ventana 05 Nv 970 p.00



Anexo 3

Vista en corte y plante de la ventana 06 Nv 970 p.00



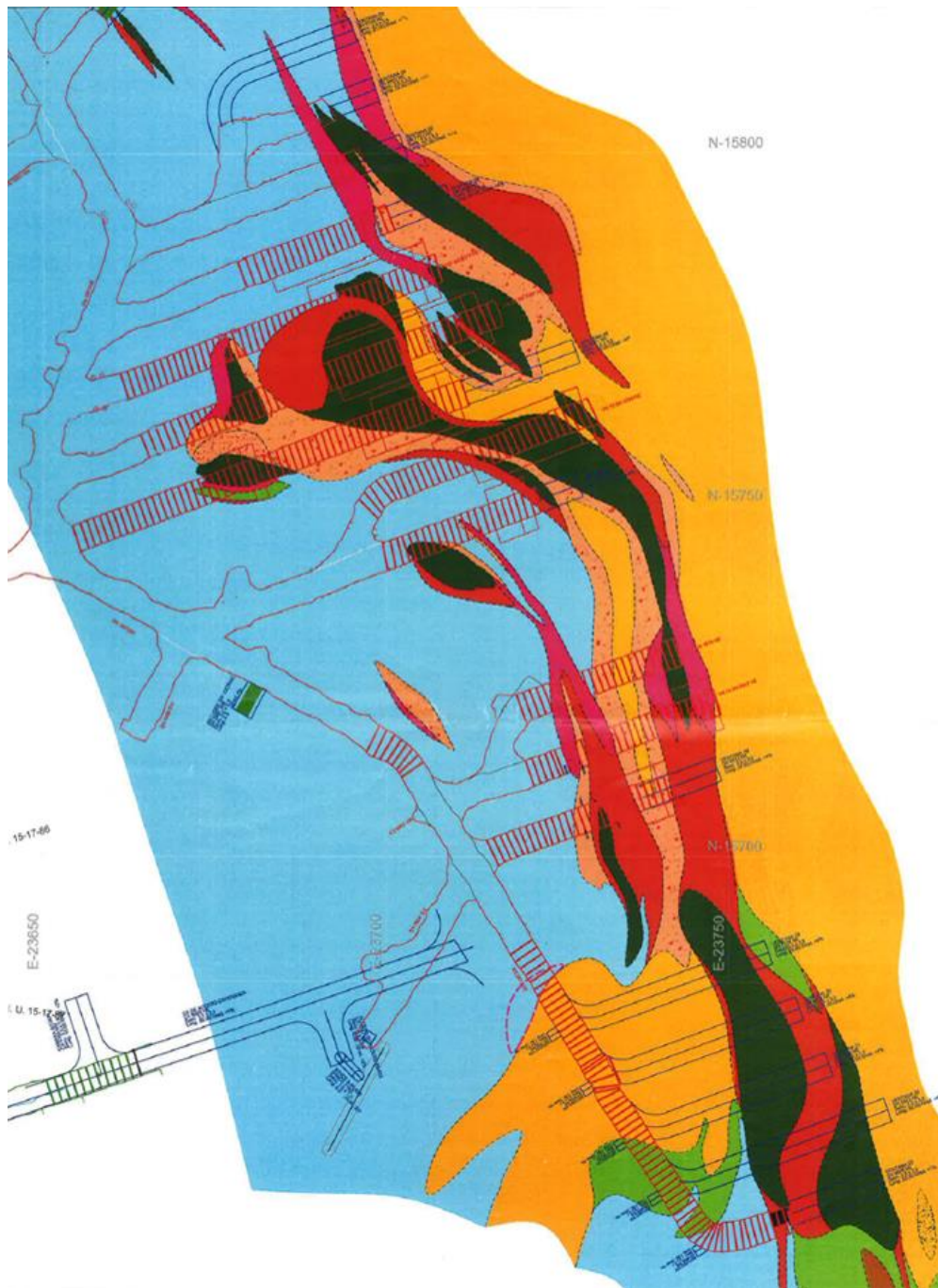
Anexo 4

vista en planta piso 00 nv 970



Anexo 5

vista en planta piso 08 nv 970



Anexo 7

Resultados ejecutados en el mes de mayo en la ventana 7 nivel 970 piso 8.

FECHA	VENTANA	TALADROS	TIPO	EXPLOSIVO	DIAMETRO	LONGITUD DE BARRA	NÚMERO DE CARTUCHOS	KG DE EXPLOSIVO	FACTOR DE POTENCIA	METROS PERFORADOS	RMR	DENSIDAD	TONELAJE PROGRAMA	TONELAJE REAL
1/05/2018	v7	11	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	228	93	0.204	196	21-30	3.56	456	0
2/05/2018	v7	22	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	467	186	0.408	392	21-30	3.56	912	397
3/05/2018	v7	11	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	228	93	0.204	196	21-30	3.56	456	0
4/05/2018	v7	11	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	476	186	0.408	392	21-30	3.56	456	0
5/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-30	3.56	-	0
6/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-31	3.56	-	303
7/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-32	3.56	-	252
8/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-33	3.56	-	188
9/05/2018	v7	6	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	138	54	0.193	46	21-30	3.56	279	414
10/05/2018	v7	20	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	170	47	0.38	61	21-30	3.56	125	271
11/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-30	3.56	-	303
12/05/2018	v7	18	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	414	162	0.258	137	21-30	3.56	627	58
13/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-30	3.56	-	372
14/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-31	3.56	-	271
15/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-32	3.56	-	115
16/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-33	3.56	-	51
17/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-34	3.56	-	68
18/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-35	3.56	-	76
19/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-36	3.56	-	204
20/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-37	3.56	-	68
21/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-38	3.56	-	0
22/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-39	3.56	-	42.5
23/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-40	3.56	-	0
24/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-41	3.56	-	133
25/05/2018	v7	6	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	106	41	0.19	46	21-42	3.56	217	55
26/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-43	3.56	-	185
27/05/2018	v7	30	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	180	70	0.228	91	21-44	3.56	309	204
28/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-45	3.56	-	62
29/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-46	3.56	-	0
30/05/2018	v7	-	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-47	3.56	309	188
31/05/2018	v7	11	production	emulnor 11/4*12*3000	64	1.2	476	186	0.408	392	21-30	3.56	456	324

Anexo 8

Resultados ejecutados en el mes de mayo en la ventana 10 nivel 970 piso 8.

FECHA	VENTANA	TALADROS	TIPO	EXPLOSIVO	DIAMETRO	LONGITUD DE BARRA	NÚMERO DE CARTUCHOS	KG DE EXPLOSIVO	FACTOR DE POTENCIA	METROS PERFORADOS	RMR	DENSIDAD	TONELAJE PROGRAMA DO	TONELAJE REAL
1/05/2018	v10	11	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	238	93	0.204	196	21-30	3.56	456	323
2/05/2018	v10	22	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	467	186	0.408	392	21-30	3.56	912	269
3/05/2018	v10	11	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	238	93	0.204	196	21-30	3.56	456	335
4/05/2018	v10	11	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	476	186	0.408	392	21-30	3.56	456	426
5/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-23	3.56	-	426
6/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-24	3.56	-	0
7/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-25	3.56	-	183
8/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-26	3.56	-	269
9/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-27	3.56	-	124
10/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-28	3.56	-	396
11/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-29	3.56	-	343
12/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-30	3.56	-	353
13/05/2018	v10	11	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	238	93	0.261	98	21-30	3.56	356	312
14/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-29	3.56	-	426
15/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-30	3.56	-	570
16/05/2018	v10	6	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	138	54	0.193	46	21-30	3.56	278	391
17/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-29	3.56	-	38
18/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-29	3.56	-	185
19/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-30	3.56	-	185
20/05/2018	v10	18	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	414	162	0.579	138	21-29	3.56	834	209
21/05/2018	v10	15	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	87	35	0.283	61	21-30	3.56	123	224
22/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-30	3.56	-	179
23/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-29	3.56	-	0
24/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-29	3.56	-	305
25/05/2018	v10	6	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	106	41	0.19	46	21-30	3.56	217	459
26/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-29	3.56	-	222
27/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-30	3.56	-	85
28/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-30	3.56	-	137
29/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-29	3.56	-	459
30/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-30	3.56	-	20.5
31/05/2018	v10	-	produccion	emulhor 1/4*12*3000	64	1.2	-	-	-	-	21-30	3.56	-	205

Anexo 9

Resultados ejecutados en el mes de mayo en la ventana 11 nivel 970 piso 8.

FECHA	VENTANA	TALADROS	TIPO	EXPLOSIVO	DIAMETRO	LONGITUD DE BARRA	NÚMERO DE CARTUCHOS	KG DE EXPLOSIVO	FACTOR DE POTENCIA	METROS PERFORADOS	RMR	DENSIDAD PROGRAMA	TONELAJE DO	TONELAJE REAL
1/05/2018	v11	11	production	emulnol 1.1/4*12*3000	64	1.2	288	93	0.204	196	21-30	3.56	456	0
2/05/2018	v11	22	production	emulnol 1.1/4*12*3000	64	1.2	467	186	0.408	392	21-30	3.56	912	162
3/05/2018	v11	11	production	emulnol 1.1/4*12*3000	64	1.2	288	93	0.204	196	21-30	3.56	456	116
4/05/2018	v11	11	production	emulnol 1.1/4*12*3000	64	1.2	476	186	0.408	392	21-30	3.56	456	377
5/05/2018	v11	-	production	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0
6/05/2018	v11	-	production	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	492
7/05/2018	v11	-	production	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	93
8/05/2018	v11	-	production	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	118
9/05/2018	v11	-	production	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	201
10/05/2018	v11	-	production	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	131
11/05/2018	v11	22	production	emulnol 1.1/4*12*3000	64	1.2	476	186	0.261	196	21-30	3.56	712	0
12/05/2018	v11	-	production	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	235
13/05/2018	v11	-	production	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	132
14/05/2018	v11	15	production	emulnol 1.1/4*12*3000	64	1.2	87	35	0.288	61	21-30	3.56	123	0
15/05/2018	v11	9	production	emulnol 1.1/4*12*3000	64	1.2	124	41	0.392	251	21-30	3.56	123	0
16/05/2018	v11	10	production	emulnol 1.1/4*12*3000	64	1.2	60	47	0.17	30.5	21-30	3.56	67.5	221
17/05/2018	v11	9	production	emulnol 1.1/4*12*3000	64	1.2	124	41	0.392	251	21-30	3.56	123	328
18/05/2018	v11	15	production	emulnol 1.1/4*12*3000	64	1.2	87	35	0.288	61	21-30	3.56	123	377
19/05/2018	v11	-	production	-	-	-	-	-	-	-	21-30	1.96	-	239
20/05/2018	v11	-	production	-	-	-	-	-	-	-	21-30	2.56	-	751
21/05/2018	v11	-	production	-	-	-	-	-	-	-	21-30	3.56	-	643
22/05/2018	v11	30	production	emulnol 1.1/4*12*3000	64	1.2	180	70	0.228	91	21-30	3.56	309	492
23/05/2018	v11	11	production	emulnol 1.1/4*12*3000	64	1.2	288	93	0.204	196	21-30	3.56	456	794
24/05/2018	v11	11	production	emulnol 1.1/4*12*3000	64	1.2	288	93	0.204	196	21-30	3.56	456	307
25/05/2018	v11	-	production	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	55
26/05/2018	v11	-	production	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	162
27/05/2018	v11	-	production	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	323
28/05/2018	v11	12	production	emulnol 1.1/4*12*3000	64	1.2	276	108	0.193	91	21-30	3.56	558	294
29/05/2018	v11	-	production	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	428
30/05/2018	v11	22	production	emulnol 1.1/4*12*3000	64	1.2	467	186	0.408	392	21-30	3.56	912	98
31/05/2018	v11	-	production	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	323