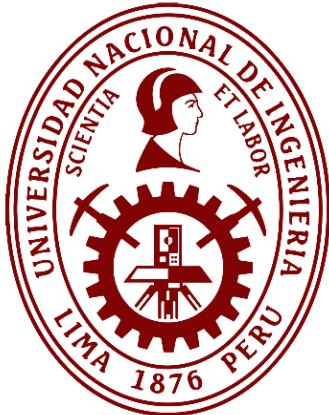


**Universidad Nacional de Ingeniería**  
**Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica**



TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

**Evaluación de infraestructura para mejorar el tiempo del ciclo de  
relleno detrítico en método de minado masivo subterráneo**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Eduardo Zamora Culqui

ID [0009-0003-3677-9247](#)

Asesor

Dr. Jimmy Aurelio Rosales Huamani

ID [0000-0002-3737-8694](#)

LIMA – PERÚ

2024

---

Citar/How to cite	Zamora Culqui [1]
Referencia/Reference	[1] E. Zamora Culqui, “ <i>Evaluación de infraestructura para mejorar el tiempo del ciclo de relleno detrítico en método de minado masivo subterráneo</i> ” [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2024.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

---

---

Citar/How to cite	(Zamora, 2024)
Referencia/Reference	Zamora, E. (2024). <i>Evaluación de infraestructura para mejorar el tiempo del ciclo de relleno detrítico en método de minado masivo subterráneo</i> . [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

---

**Dedicatoria**

*El presente trabajo de investigación lo dedico a mis hijos, esposa y padres, que fueron todos y cada uno de ellos parte de este esfuerzo; con sus consejos, su apoyo incondicional y paciencia, que me impulsan para ser mejor persona y un mejor profesional.*

## **Agradecimientos**

Quiero agradecer a la Compañía Minera Raura S.A por haberme brindado la oportunidad ser integrante de ese gran equipo humano y de mi formación profesional, así también agradezco a todo el personal del área de planeamiento e ingeniería porque han aportado mucho en mi formación profesional y como humano.

## Resumen

En el sector minero subterráneo peruano, la aplicación de métodos de explotación masivos se hace cada vez más común, por la utilización de equipos mecanizados y automatizados de mayor envergadura dada su alta productividad y a su vez operando yacimientos con menores leyes esto decanta en una mayor producción para poder satisfacer las necesidades del negocio y en consecuencia la generación de espacios vacíos producto del minado continuo, por lo tanto la atención y la construcción de la infraestructura necesaria para el relleno de las zonas explotadas es de similar importancia que la extracción del mineral a comercializar.

No atender a tiempo el relleno de los espacios vacíos producto de la explotación minera, genera problemas de estabilidad con la ocurrencia de eventos microsísmicos o estallidos de roca en el caso de operaciones subterráneas cada vez más profundas que afectan y causan daño al sostenimiento instalado en las labores de desarrollo y preparación además de las unidades de producción (tajos).

La evaluación de infraestructura para mejorar el tiempo del ciclo de relleno detrítico en un método de minado masivo subterráneo, se llevó a cabo en la Unidad Minera Raura subsidiaria de Minsur S.A., situado en el distrito de San Miguel de Cauri, provincia de Lauricocha, región Huánuco, a 4,700 msnm.

En este trabajo se presenta las características técnicas como dimensiones y ubicación de la infraestructura necesaria para mejorar el tiempo de relleno de las zonas de explotación por reducción de distancias de acarreo del scoop, además se indicaran los equipos requeridos para cubrir la necesidad operativa que forma parte del ciclo de minado, cabe resaltar que el material considerado para el relleno de las cavidades es desmonte proveniente de las labores de avance que es cargado por scoops (6 yd<sup>3</sup>) y transportado a las cámaras de acumulación mediante volquetes (FMX-440), estas cámaras de acopio forman parte de la preparación global de la unidad de minado, para su construcción se realiza una excavación de 4.00x4.00 (ancho-alto) y un posterior realce en la zona de la

corona hasta los 7.5 m como mínimo para el posterior volteo de la tolva, la ubicación de la infraestructura será en el by pass paralelo a la galería del mineral a una menor distancia a diferencia de casos anteriores ubicados en la propia rampa.

Como resultado de la evaluación e implementación de la infraestructura para reducir el ciclo de relleno detrítico, se logró reducir el ciclo de acarreo de material de 0.11 a 0.06 horas, incrementando el rendimiento del equipo de 77 a 134.2 ton/hora. Dicho incremento de rendimiento del equipo genera una reducción del tiempo de relleno de tajos, logrando reducir el tiempo de 8.0 a 4.6 días, por lo que se puede estabilizar la caja techo más rápido. Con respecto a los costos, la nueva infraestructura no genera costos adicionales a la mina, mas bien se logra obtener un pequeño saldo a favor de 2926.79 \$

Palabras clave — Métodos de explotación masivo, equipos mecanizados, productividad, leyes, relleno, microsísmicos, detrítico, scoops, by pass, rampa.

## **Abstract**

In the Peruvian underground mining sector, the application of massive exploitation methods is becoming more and more common, due to the use of larger mechanized and automated equipment given its high productivity and in turn operating deposits with lower grades, this results in greater production to be able to satisfy the needs of the business and consequently the generation of empty spaces as a result of continuous mining, therefore the attention and construction of the infrastructure necessary for the filling of the exploited areas is of similar importance to the extraction of the mineral to be marketed.

Not attending to the filling of empty spaces as a result of mining exploitation in time, generates stability problems with the occurrence of microseismic events or rock bursts in the case of increasingly deeper underground operations that affect and cause damage to the support installed in the development and preparation work in addition to the production units (pits).

The infrastructure evaluation to improve the detrital fill cycle time in a massive underground mining method was carried out at the Raura Mining Unit, a subsidiary of Minsur S.A., located in the district of San Miguel de Cauri, province of Lauricocha, Huánuco region, at 4,700 meters above sea level. This work presents the technical characteristics such as dimensions and location of the infrastructure necessary to improve the filling time of the exploitation areas by reducing the transport distances of the scoop, in addition the equipment required to cover the operational need that is part of the mining cycle will be indicated, it should be noted that the material considered for the filling of the cavities is waste coming from the advancement works that is loaded by scoops (6 yd<sup>3</sup>) and transported to the accumulation chambers by dump trucks (FMX-440), these stockpile chambers are part of the global preparation of the mining unit, for its construction an excavation of 4.00x4.00 (width-height) is made and a subsequent enhancement in the crown area up to 7.5 m minimum for the subsequent turning of the hopper, the location of

the infrastructure will be in the by-pass parallel to the mineral gallery at a shorter distance unlike previous cases located on the ramp itself.

As a result of the evaluation and implementation of the infrastructure to reduce the detrital fill cycle, the material transport cycle was reduced from 0.11 to 0.06 hours, increasing the equipment performance from 77 to 134.2 tons/hour. This increase in equipment performance generates a reduction in the time of filling the pits, reducing the time from 8.0 to 4.6 days, so the roof box can be stabilized more quickly. Regarding costs, the new infrastructure does not generate additional costs to the mine, but rather a small balance in favor of \$2926.79 is achieved.

Keywords — Mass exploitation methods, mechanized equipment, productivity, grades, filling, microseismic, detrital, scoops, bypass, ramp.

## Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen .....	v
Abstract .....	vii
Introducción .....	XV
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo.....	1
1.1    Descripción del Problema de investigación .....	1
1.2    Objetivo general.....	5
1.3    Hipótesis general .....	5
1.4    Operacionalización de variables.....	5
1.5    Metodología .....	5
1.5.1    Tipo y diseño de la investigación .....	5
1.6    Antecedentes investigativos .....	8
1.6.1    Antecedente internacional .....	8
1.6.2    Antecedente nacional .....	8
1.6.3    Antecedente local .....	12
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual.....	13
2.1    Marco teórico .....	13
2.1.1    Bases teóricas .....	13
2.2    Marco conceptual.....	29
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación.....	30
3.1    Unidad de análisis .....	30
3.1.1    Historia y Antecedentes .....	31
3.1.2    Geología Regional .....	32
3.1.3    Geología Local .....	34
3.1.4    Geología Estructural .....	35
3.1.5    Estratigrafía .....	37
3.1.6    Geología Económica y Mineralización .....	39

3.1.7	Alteraciones.....	41
3.1.8	Curvas Isovalores .....	43
3.1.9	Densidad .....	44
3.1.10	Métodos de Minado .....	45
3.2	Recolección de datos .....	55
3.3	Procesamiento de la información .....	69
	Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados .....	71
4.1	Análisis de productividad.....	71
4.2	Análisis de costos .....	87
4.3	Validación de hipótesis.....	92
	Conclusiones .....	93
	Recomendaciones .....	95
	Referencias bibliográficas.....	96
	Anexos .....	97

## Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1: Métodos de minado con mayores volúmenes de producción .....	2
Tabla 2: Operacionalización de variables e indicadores.....	5
Tabla 3: Matriz de consistencia.....	7
Tabla 4: Ecuaciones para cálculo de indicadores .....	24
Tabla 5: Accesibilidad de Lima a Raura .....	30
Tabla 6: Dimensiones de la zona de minado .....	65
Tabla 7: Dimensiones propuestas de la zona de minado .....	66
Tabla 8: Calculo de Q' .....	67
Tabla 9: Cuadro resumen de valores .....	67
Tabla 10: Análisis de horas programadas turno día .....	72
Tabla 11: Análisis de horas programadas turno noche .....	73
Tabla 12: Promedio de horas programadas .....	73
Tabla 13: Rendimiento de acarreo de material con scoop 6.0 yd3 (30 a 120 metros) ....	75
Tabla 14: Rendimiento de acarreo de material con scoop 6.0 yd3 (130 a 220 metros) ...	76
Tabla 15: Rendimientos y costos a diferentes distancias .....	77
Tabla 16: Datos de toma de tiempos de equipo Scoop 6.0 yd3 .....	79
Tabla 17: Datos de ciclo de acarreo y rendimiento del Scoop 6.0yd3 .....	82
Tabla 18: Resumen de datos recolectados por guardia – Scoop .....	84
Tabla 19: Días de relleno con Scoop 6.0 yd3.....	84
Tabla 20: Datos de toma de tiempos de volquetes Volvo.....	85
Tabla 21: Resumen de datos recolectados por guardia – Volquetes.....	87
Tabla 22: Días de relleno con volquetes .....	87
Tabla 23: Precios unitarios para laboreo minero .....	88
Tabla 24: Costos de construcción de cámara de volteo .....	88
Tabla 25: Tonelaje total para relleno entre subniveles .....	89
Tabla 26: Tiempo total para relleno entre subniveles .....	89

Tabla 27: Costo total para relleno entre subniveles .....	89
Tabla 28: Costo total para relleno por distancia de acarreo .....	90
Tabla 29: Días de relleno por tajo por distancia de acarreo .....	90
Tabla 30: Costos totales .....	91

## Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1: Labor afectada por estallido de roca .....	3
Figura 2: Desplazamiento de caja techo .....	4
Figura 3: Gráfico de estabilidad modificado .....	16
Figura 4: Tipos de relleno .....	17
Figura 5: Mapa de ubicación de la CIA Raura S.A.....	31
Figura 6: Plano estructural de la Unidad Raura.....	37
Figura 7: Columna estratigráfica Unidad Raura .....	38
Figura 8: Vista Frontal N-S Formación Jumasha II.....	39
Figura 9: Plano de Isovalores del Cuerpo Hadas 1 (Zn).....	44
Figura 10: Densidad de recursos .....	45
Figura 11: Vistas del método de explotación “Sub Level Stoping” .....	48
Figura 12: Vista longitudinal secuencia 1 “Sub Level Stoping” .....	48
Figura 13: Vista longitudinal secuencia 2 “Sub Level Stoping” .....	49
Figura 14: Vistas del método de explotación “Bench and Fill” .....	51
Figura 15: Secuencia de minado del método de explotación “Bench and Fill”.....	51
Figura 16: Secuencia de minado SLST.....	52
Figura 17: Vistas del método de explotación “Sub-Level Stoping Transversal (SLST)” ...	53
Figura 18: Método de explotación corte y relleno ascendente mecanizado (Breasting) ..	54
Figura 19: Método de explotación por estructura .....	55
Figura 20: Fotografía de volquete FMX 440.....	56
Figura 21: Dimensiones del tracto.....	57
Figura 22: Altura y longitud de Tolveo para descarga de material.....	57
Figura 23: Altura y longitud de Tolveo para descarga de material.....	58
Figura 24: Fotografía de Scoop CAT 6.3 yd3 .....	59
Figura 25: Análisis de precios unitarios – Cámara .....	60
Figura 26: Análisis de precios unitarios – Desquinche .....	61

Figura 27: Dimensiones de la cámara de volteo .....	62
Figura 28: Vista planta de la ubicación de la cámara de volteo.....	62
Figura 29: Proceso de relleno de las unidades de minado.....	63
Figura 30: Vistas de los stopes (3D) de minado.....	64
Figura 31: Vistas de la zona de influencia de los stopes de minado.....	64
Figura 32: Fallas principales aledañas a la zona de minado .....	65
Figura 33: Falla Brunilda Techo es transversal al minado.....	65
Figura 34: Radio Hidráulico (RH) .....	66
Figura 35: Método grafico de estabilidad .....	67
Figura 36: Gráfico de probabilidad de estabilidad .....	68
Figura 37: Abaco para el ELOS .....	69
Figura 38: Curva de rendimiento y costos para diferentes distancias.....	77
Figura 39: Costos totales .....	91

## Introducción

En el presente trabajo de investigación, se tiene como objetivo evaluar la infraestructura para mejorar el tiempo del ciclo de relleno detrítico en el método de minado masivo subterráneo.

El contenido se ha estructurado en seis capítulos, descritos a continuación:

El Capítulo 1, se titula Parte introductoria del trabajo y contiene: Generalidades, donde se describe el alcance de la investigación. Asimismo, se integra la descripción de la problemática donde se detalla la causa relacionada con la problemática actual que sostienen las empresas mineras. También contiene hipótesis, operacionalización de variables y metodología de la investigación la cual es basada en el enfoque se determina cuantitativa y basado en el alcance se determina explicativa, además se indica que el diseño de la investigación es experimental, en este ítem se encuentra la unidad de análisis ubicada en la unidad minera Raura y la matriz de consistencia.

El Capítulo 2, se titula Marco Teórico y Conceptual y contiene: Marco Teórico, donde se expone sobre los métodos de explotación en la mediana minería subterránea en el Perú, la importancia del relleno para el ciclo de minado, el dimensionamiento de las unidades de minado con la aplicación del Método Gráfico de Estabilidad Modificado por Potvin y a fin de llevar a cabo una estimación de la producción de los equipos de carguío y acarreo, es necesario conocer algunos conceptos sobre programación de equipos, utilización y disponibilidad de estos. También se incluye en el presente capítulo el Marco Conceptual, donde se precisa los términos recurrentes en la investigación que connotan un significado específico.

El Capítulo 3, se titula Desarrollo del trabajo de investigación y contiene: las etapas de la investigación.

- Población y muestra, donde se indica el origen de la información y su naturaleza.
- Recolección de datos, se toma como base los formatos presentados en el plan de suficiencia.

- Procesamiento de la información, se procede a elaborar cuadros, gráficos a partir de los datos para realizar un mejor análisis.

El Capítulo 4, se titula Análisis y Discusión de Resultados de la evaluación de la infraestructura minera que permitirá mejorar el tiempo del ciclo de relleno en el método masivo de minado subterráneo, también se realizará la contrastación de la hipótesis planteada sobre la adecuada evaluación de la infraestructura.

# **Capítulo I. Parte introductoria del trabajo**

## **1.1 Descripción del Problema de investigación**

El relleno detrítico dentro del ciclo de minado en explotaciones mineras subterráneas es un cuello de botella crítico, produciendo demoras y retrasos por la poca importancia que se brinda a la construcción de infraestructura robusta y adecuada para el correcto almacenamiento de este material que finalmente es dispuesto en los espacios abiertos generados por la propia explotación y que permite continuar con la secuencia de minado.

Este problema surge por las labores de gran dimensión que requiere en todos los niveles de preparación, para el adecuado volteo de las tolvas de los volquetes que transportan este material desde los frentes de avance y en otros casos por la construcción de chimeneas Raise Borer (RB) de gran longitud para el traspaso del material estéril de nivel a nivel, con lo cual decidir desarrollar este tipo de infraestructuras conduce a que se incurran en altos costos operativos que deben estar sustentados.

Por otro lado, no contar con un relleno oportuno en las zonas de minado, conlleva problemas de distinta índole tales como, condiciones no adecuadas para los colaboradores y equipos, inestabilidad del macizo rocoso, baja utilización de los equipos, baja recuperación del yacimiento y retraso en la secuencia de producción de los siguientes niveles.

La operación unitaria de perforación de taladros de producción es la siguiente etapa del proceso afectada directamente por los retrasos generados durante la actividad de relleno, por bajo rendimiento de los equipos de acarreo al realizar recorridos de largas distancias y no contar con una infraestructura cercana.

Una de las causas inherentes de inestabilidad de labores y retrasos en el ciclo de minado es no contar con cámaras adecuadas durante la preparación de las unidades de explotación para la acumulación masiva de material de relleno producto de las labores de avance.

La mayoría de las operaciones subterráneas peruanas se entrampan en considerar labores de dimensiones menores para sus preparaciones con la idea equivocada de ahorrar costos, con el tiempo se generan cuellos de botella y bajas productividades por no haber dimensionado una mina de acuerdo con los niveles de producción planificados.

De acuerdo con el estudio implementación del método de minado Bench & Fill en la veta Mary del tajo 120 Unidad Productora Carahuacra de Volcan Compañía Minera S. A. A. Aquino (2019), en estos últimos años la unidad productora Carahuacra realizó varios estudios geomecánicos preliminares para la implementación del método de minado Bench & Fill con relleno detrítico, para el incremento de la producción, ya que en este tiempo la misma fue decreciendo, esta implementación presenta una incidencia del 70% de la producción comprometida, es por esto la importancia de analizar y evaluar las recomendaciones emitidas.

Escalante (2018), en su Proyecto de incremento de la producción de 1,200 tpd a 2,000 tpd mediante el método Sublevel Stoping y Bench & Fill en la U.E.A. Contonga S.A, indica que la empresa requiere mejorar sus indicadores de productividad del método de explotación empleado, para el cual se ha considerado la migración a métodos de explotación de mayor volumen y bajo costo.

Mendieta (2014), presenta en su estudio optimización de costos operativos en la unidad cerro chico, las variaciones entre la aplicación de métodos selectivos y masivos e indica claramente estas diferencias y las razones de optar por métodos de minado con mayores volúmenes de producción, según la Tabla 1.

**Tabla 1**

*Métodos de minado con mayores volúmenes de producción*

Costos actuales (\$/ton)	Costos obtenidos (\$/ton)
Sostenimiento en cuadros	8.50
Corte y relleno ascendente	40.75
Relleno hidráulico (1/20)	3.04
Costo actual	52.29
Sostenimiento mecanizado	6.60
Bench & fill	33.72
Relleno hidráulico (1/25)	2.59
Costo obtenido	42.91

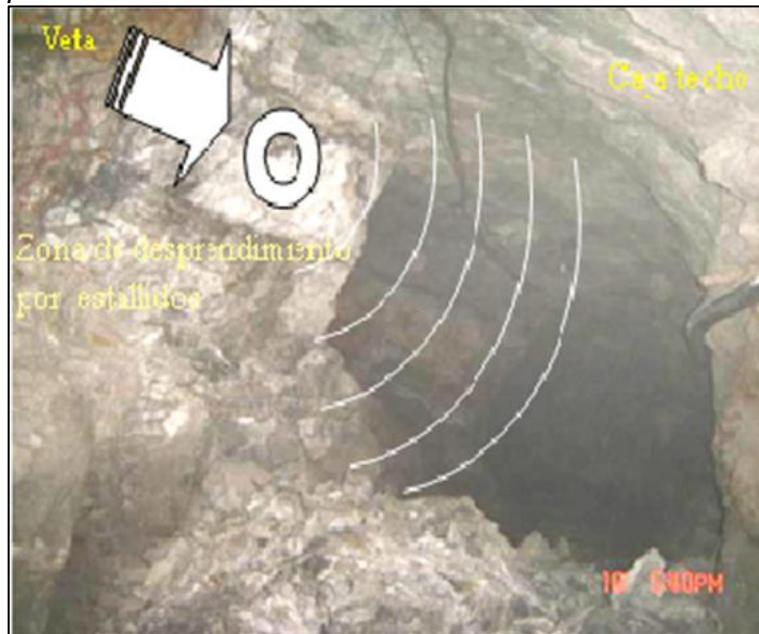
Fuente: Mendieta, 2014, "Optimización de costos en la unidad cerro chico".

Huaman (2007), en su tesis titulada “Aplicación de relleno hidráulico en la mina Jimena de Compañía Minera Poderosa S.A.”, hace mención al problema principal de inestabilidad de los pilares en mineral y de la masa rocosa adyacente como consecuencia del tiempo de exposición de las áreas abiertas dejadas por el método inicial de minado, a razón de la recuperación de los pilares de manera simultánea, se iniciaron los relajamientos y proyecciones de roca provocando el colapso de la infraestructura necesaria para el minado.

El sostenimiento que se coloca para acceder a los pilares son cuadros de madera, en los pilares mismos se combina cuadros, puntales y cribbing en función a la caracterización geomecánica. Por ser un sostenimiento temporal, a medida que pasa el tiempo, y dada la recuperación de los pilares a un ritmo lento, el sostenimiento de los accesos se va deteriorando o cediendo por los esfuerzos circundantes, lo cual implica tener que reforzar el sostenimiento de los accesos doblando nuevamente los cuadros. Todas estas tareas de sostenimiento implican incrementar recursos humanos y materiales, haciendo más lenta la recuperación de pilares y por ende eleva los costos de minado.

### **Figura 1**

*Labor afectada por estallido de roca*



Fuente: Huaman (2007) “Aplicación de relleno hidráulico en la mina Jimena de Compañía Minera Poderosa”

**Figura 2**

*Desplazamiento de caja techo*



Fuente: Huaman (2007) "Aplicación de relleno hidráulico en la mina Jimena de Compañía Minera Poderosa"

Arroyo (2019), en su tesis "Diseño del sistema hidráulico con relave y cemento para incrementar la productividad de tajos en zona vetas en la compañía minera Casapalca S.A", indica que a la fecha la producción y la productividad en minería subterránea requieren ser mejoradas, porque existen tajos paralizados por falta de relleno y que no continúan con su ciclo de minado y como consecuencia el incumplimiento de los programas mensuales de producción.

Con el paso del tiempo, se han implementado diversas formas de relleno para los espacios vacíos producto de la explotación, dentro de ello se tienen variantes tales como el relleno detrítico (desmonte) y relleno hidráulico (relave).

Soto (2019), en su tesis titulada "Eficiencia de equipos Scoop en el carguío y transporte en la unidad minera Yauricocha de la Sociedad Minera Corona S.A.", indica las causas más representativas de los bajos rendimientos asociados a equipos de acarreo tales como; tipo de material a trasladar, porcentaje de humedad, granulometría, mayores distancias de recorrido y las bajas disponibilidades mecánicas debido a la falta de talleres en interior mina, estas condiciones deben ser evaluadas al momento de realizar los planes de producción.

Por lo tanto, en la presente investigación la formulación del problema corresponde a: ¿De qué manera una inadecuada evaluación de infraestructura incrementa los tiempos del ciclo de relleno detrítico en método de minado masivo subterráneo?

## 1.2 Objetivo general

Mejorar el tiempo del ciclo de relleno detrítico en método de minado masivo subterráneo.

## 1.3 Hipótesis general

Una adecuada evaluación de infraestructura minera permitirá mejorar el tiempo del ciclo de relleno detrítico en método de minado masivo subterráneo.

## 1.4 Operacionalización de variables

- Variable independiente: evaluación de infraestructura
- Variable dependiente: Tiempo de ciclo de relleno detrítico

**Tabla 2**

*Operacionalización de variables e indicadores*

CLASE	VARIABLE	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
Independiente	Evaluación de infraestructura	Se define como el proceso sistemático de inspección, análisis y valoración de las condiciones y estado de las instalaciones y equipos que componen la infraestructura de la mina subterránea	Dimensiones de infraestructura Seguridad Movimiento de material	Tonelaje diario de movimiento (Ktpd) Tonelaje diario para procesamiento (Ktpd)
Dependiente	Tiempo de ciclo de relleno detrítico	Se define como el tiempo total requerido para completar un ciclo de relleno detrítico, desde el inicio de la extracción de material hasta la finalización del relleno	Tiempo de acarreo Tiempos de espera Tiempo de limpieza Costo de operación	Rendimiento (m <sup>3</sup> /hora) Costos (\$/ton)

Fuente: Elaboración propia

## 1.5 Metodología

### 1.5.1 Tipo y diseño de la investigación

#### **Tipo de investigación basado en el enfoque**

El tipo de la presente investigación con respecto al enfoque es una investigación cuantitativa considerando que cinco de las siete características epistemológicas son de

naturaleza cuantitativa (percepción de la realidad, orientada, principio de verdad, perspectiva del investigador y causalidad).

A continuación, se detallan cada una de ellas:

Es objetiva, la recolección de los datos se realizará a partir de mediciones de campo (rendimiento de equipos mecanizados).

Es deductiva, contrastara la hipótesis para verificar el impacto de la propuesta.

Está orientada al resultado, interesa el producto del análisis de los datos, para la toma de la decisión.

Respecto al principio de verdad, particulariza una parte del proceso del ciclo de minado (etapa de relleno).

La perspectiva del investigador está al margen de los datos porque se recopilará de las mediciones de campo producto de actividades realizadas por terceros (operación de equipos).

### **Tipo de investigación basado en el alcance**

El tipo de la presente investigación con respecto al alcance es una investigación explicativa porque indicara la relación de causa y efecto entre la propuesta de infraestructura para la acumulación y distribución del relleno detrítico producto de los avances transportado mediante volquetes y cómo impacta positivamente en mejorar el tiempo en el ciclo de disposición mediante equipos de acarreo del estéril en los espacios vacíos generados por la explotación y extracción del mineral mediante método de minado masivo subterráneo que contemplan dentro la secuencia la incorporación de este material para continuar el minado, por encontrarse cercano al material que servirá como relleno.

### **Diseño de la investigación**

El diseño de la presente investigación es de tipo experimental, porque se analizará como varia la mejora de los tiempos del ciclo de relleno en función de la propuesta de infraestructura minera, para lo cual se recopilará datos de rendimiento de los equipos asociados al proceso.

**Tabla 3***Matriz de consistencia*

PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPOTESIS GENERAL	VARIABLES		INDICADOR	TECNICA E INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE DATOS
			INDEPENDIENTE	DEPENDIENTE		
¿De qué manera una inadecuada evaluación de infraestructura incrementa los tiempos del ciclo de relleno detrítico en método de minado masivo subterráneo?	Mejorar el tiempo del ciclo de relleno detrítico en método de minado masivo subterráneo.	Una adecuada evaluación de infraestructura minera permitirá mejorar el tiempo del ciclo de relleno detrítico en método de minado masivo subterráneo.	Evaluación de infraestructura	Tiempo de ciclo de relleno detrítico	Rendimiento (m <sup>3</sup> /hora) Costos (\$/ton)	Reportes diarios de trabajo de equipos para relleno Oferta económica de empresa contratista Estándar de métodos de minado

Fuente: Elaboración propia

## **1.6 Antecedentes investigativos**

### ***1.6.1 Antecedente internacional***

Jorquera (2018), en su tesis titulada: “Método de Explotación Bench & Fill y su aplicación en Minera Michilla”. Los altos costos incurridos por minera Michilla durante la explotación de la mina Estefanía por el método de minado Cut & Fill post Room & Pillar, motivo a identificar nuevos métodos alternativos aplicados a la realidad del yacimiento.

El método de minado Bench & Fill, es la variación del tradicional Cut & Fill, la secuencia comprende el banqueo y relleno respectivo bajo dos direcciones: se realiza en retroceso dentro de un mismo nivel y se efectúa de forma descendente dentro de un mismo sector. El diseño subterráneo para este caso particular está compuesto por 03 bloques, abarca profundidades desde el nivel 51.5 hasta el nivel -31.5. El método considera dos tipos de cámaras, primaria y secundaria. Ambas cámaras son de 15m de altura, el ancho es de 7m y 9m respectivamente. Además, se considera la presencia de pilares de 6m entre dos cámaras continuas y una losa de 8m de altura entre dos niveles para asegurar la estabilidad de las labores. Las galerías del sector son de sección de 7x5m. Los parámetros de diseño son ingresados al modelo computacional que permite estimar los costos directos asociados al método de explotación.

Se calcula el costo mina para el Bench & Fill sin considerar los costos distribuibles de otros departamentos. Resulta el costo mina de 34,3 US\$/ton y un costo total de desarrollo para el sector de 18,46 [MUS\$], comparable de manera favorable con el Cut & Fill post Room & Pillar (46,5 [US\$/ton] y 31,2 [MUS\$] de costo total). Se concluye que el método de Bench & Fill resulta ser atractivo y de menor costo que el actual Cut & Fill y a su vez mejora la seguridad del personal en la mina.

### ***1.6.2 Antecedente nacional***

Vasquez (2018), “Aplicación del método Bench & Fill para la mejora de la productividad en las operaciones mineras – Veta Gina Socorro - unidad minera Uchucchacua – 2018”. El tipo de investigación es aplicada y cuantitativa, la muestra es la veta Gina-Socorro, la técnica de recolección de datos se realizó mediante el análisis

documental y comprendió un análisis descriptivo y la base estadística es la prueba t-student para muestras independientes.

El resultado demostró que la aplicación del método Bench & Fill reduce el costo por tonelada métrica, se logró un ahorro de \$ 37.02 dólares por tonelada métrica. Asimismo, se demostró que la aplicación del método en estudio reduce el tiempo de minado en 02 horas. Sin embargo, no reduce el porcentaje de dilución, la dilución promedio del método Cut & Fill es 19%, mientras que con el método Bench & Fill es 15%. Por lo tanto, se concluyó que la aplicación del método Bench & Fill mejora la productividad de las operaciones mineras.

Casimiro (2021), "Diseño e implementación del método de minado Bench & Fill en el tajo 100 de la Unidad Productora Carahuacra". La unidad Carahuacra pertenece al grupo Volcan Compañía Minera S. A. A., dedicada a la explotación y tratamiento de minerales polimetálicos. La investigación se relaciona con el estudio de la veta Mary del tajo 100 en el acceso 992, nivel 1360, se consideró la aplicación del método de minado Bench & Fill para vetas angostas y se realizó la evaluación de los estudios geológicos, geomecánicos, seguridad, operaciones y planeamiento.

En el estudio geomecánico, el análisis tensional de la deformación del macizo rocoso para altura de bancos de 10, 12 y 15 metros presento deformaciones de 11.10, 12.10 y 12.80 centímetros respectivamente, el punto óptimo se definió para los bancos de 10 metros con 11.10 centímetros en deformación y el relleno debe ser dentro de las 24 horas para evitar la inestabilidad de labores adyacentes con un factor de seguridad del 1.26. El plan de producción anual para el método de minado Bench & Fill asocia una producción de 857 908 t con un costo unitario de \$ 5.88 por tonelada y para el método de minado Cut & Fill, la producción es 570 293 t con un costo unitario de \$ 7.01 por tonelada, es factible aplicar el método de minado Bench & Fill, se logra una reducción de 1.13 dólares por tonelada. La decisión del método a aplicar se realizó en base al margen económico analizado para el método de minado Cut & Fill ascendiendo a US\$ 78.24 / t en relación con

el método de minado Bench & Fill que es de US\$ 83.83 / t, se concluye que el método de minado Bench & Fill genera un ahorro de US\$ 5.6 / t.

Curilla (2019), en su tesis titulada “Incremento de la producción mediante la aplicación del método Bench & Fill en veta el Angel del tajo 227NE de compañía minera Brexia Goldplata Perú S.A.C”, menciona sobre el incremento de los costos por la aplicación del método de explotación Cut & Fill, la empresa estudio otros métodos eficientes para la reducción de costos finalmente utilizando método Bench & Fill en la veta el Ángel. El presente informe sintetiza los aspectos técnicos y económicos relevantes que condujeron a decidir por la implementación de un método masivo, en este caso el método de explotación Bench & Fill.

La implementación de este método se ha basado en:

- Mayor nivel de seguridad ya que la actividad de limpieza es con scooptram a control remoto, donde la limpieza se realiza por los draw points cada 3.3 m y el minado es en retirada.
- Permitir a la mina contar con una gran capacidad de incremento de la producción para ser implementado a mayor escala.
- Aumentar la productividad y reducir los costos.

Se toma en cuenta el tajo piloto 227 NE para el análisis del incremento de la productividad y su incidencia en la reducción de costos operativos en comparación con el corte y relleno ascendente. La empresa HN realizó estudios geomecánicos en las que se identificó que aplicando el método de explotación corte y relleno ascendente solo favorece a corto plazo y genera un desequilibrio en el estado tenso deformacional en la masa rocosa, ante esta situación se evaluaron los parámetros del método, favorece al incremento de la producción mensual, con el método Bench & Fill se tiene una producción de 4,733 ton/mes; mientras que con el método corte y relleno ascendente se tiene una producción de 2,164 ton/mes la diferencia de ambos métodos es 2,569 ton/mes que se puede aportar para el incremento de la producción. Asimismo, en los costos operativos se tiene 41.58 \$/ton con la técnica C&R, incluyendo los costos de planta, energía, precio de preparación

y con el método del Bench & Fill se obtiene un costo de 28.49 \$/ton, con una diferencia de 13.09 \$/ton, el cual conlleva a tomar decisiones con respecto a una mejora continua

Prudencio et al. (2021) en su tesis titulada “Propuesta de uso de equipo LHD a batería como alternativa competitiva frente al equipo diésel en el proceso de limpieza de labores subterráneas horizontales en una operación minera mecanizada”, tiene como objetivo evaluar una propuesta de uso del equipo LHD a batería como alternativa competitiva frente al equipo diésel en el proceso de limpieza de labores subterráneas horizontales determinando los factores productivos, analizando la sostenibilidad ambiental y evaluando los costos operacionales relacionada a los equipos LHD diésel y batería. Asimismo, para la evaluación comparativa de estos equipos se realizó un análisis a través de un caso de estudio en una unidad minera de operación mecanizada, con similares características a la Unidad Minera Atacocha. Los equipos que serán utilizados para la evaluación, bajo las mismas condiciones de trabajo, son el LHD a batería (ST7), de la empresa Epiroc, y el LHD diésel (R 1300G), de la empresa Caterpillar; ambos con una capacidad de carga útil nominal de 6,800 kg (4.2 yd<sup>3</sup>). Los resultados obtenidos a través del caso de estudio se dieron en tres niveles: productivo, sostenible ambiental y económico. En el aspecto productivo, se determinó que el equipo LHD a batería en comparación con el equipo LHD a diésel, para una distancia de acarreo de 150 m, tiene un menor tiempo de ciclo de 8.23%, y un mayor rendimiento productivo de 8.98%. En relación con los indicadores de gestión, se determinó que los equipos LHD a batería poseen una ventaja frente a los equipos diésel como en los indicadores de disponibilidad mecánica, utilización efectiva, MTBF y MTTR, obteniendo que en los tres primeros es mayor en 0.51%, 10.45%, 4.8%, respectivamente; por el lado del indicador de MTTR, con un resultado de 12.52% menor que el equipo diésel. En el aspecto de sostenibilidad ambiental, cuando se tiene al equipo diésel en funcionamiento se incrementan los niveles de gases en comparación a los equipos a batería en 76.63% en CO, 72.45% en CO<sub>2</sub>, 50% en NO<sub>2</sub>; asimismo, en la zona de trabajo del equipo diésel, se genera un incremento de temperatura de 19°C mientras que con el equipo a batería se tiene un incremento de 3.5°C. Finalmente, en el

aspecto económico, se determinó que los equipos a diésel poseen un menor costo de posesión de 35.28 \$/hr, un mayor costo operacional de 31.24 \$/hr y un mayor costo total, incluyendo costo ventilación, de 1.63 \$/hr a diferencia del equipo a batería.

### ***1.6.3 Antecedente local***

Uriarte (2013), en el informe técnico denominado “Implementación de Taladros Largos en el método de corte y relleno ascendente” menciona que el Bench & Fill es la combinación de los métodos de explotación de corte y relleno ascendente con tajeos por subniveles, presenta gran aplicabilidad en vetas y cuerpos emplazados en rocas encajonantes de baja competencia donde se complica la aplicación del método de tajeos por subniveles. La característica de este método es el control de la estabilidad de la baja calidad de roca en las cajas mediante el uso oportuno del relleno detrítico, el cual minimiza las aberturas generadas por los disparos de los taladros largos y mantiene una distancia horizontal mínima de trabajo entre la cara libre del tajo y el del talud del relleno.

## **Capítulo II. Marcos teórico y conceptual**

### **2.1 Marco teórico**

#### **2.1.1 *Bases teóricas***

De la Cruz (2012), “Métodos de Explotación en la Mediana Minería del Perú”, En el Perú tenemos yacimientos minerales en la costa y en la sierra (andes peruanos), la mineralización se presenta en forma de vetas, mantos y cuerpos. Las empresas mineras de acuerdo con el tipo de yacimiento y algunos criterios eligen el método de explotación. Por el volumen de producción, se consideran gran minería, mediana minería, pequeña minería y minería artesanal.

Luego de la independencia del Perú, todas las minas fueron abandonadas por motivo que los trabajadores eran los naturales de la zona quienes fueron esclavizados por los invasores (españoles) que explotaban al personal sin costo y beneficio alguno. Cuando se quiso retomar las operaciones mineras, ningún comunero quería ir a la mina porque “ir a la mina era ir a morir”. Hasta que los gobernantes de ese entonces (1895) ofrecieron muchas ventajas a los extranjeros para que exploten las minas en el Perú, razón por la que en 1905 llega al Perú una empresa norteamericana que en 1915 llega a formar la Cerro de Pasco Corporation, que funcionó hasta 1974, año en que fue nacionalizada. Esta empresa implementa tecnologías de explotación en seis grandes unidades mineras ubicadas en la región central del Perú, con profesionales mineros.

El objetivo al investigar los métodos de explotación que emplea la mediana minería en el Perú es mostrar una visión en conjunto de la tecnología de explotación de minas subterráneas de mediana minería, las empresas de este rubro dentro de sus posibilidades económicas y las inquietudes propias de sus profesionales se ingenian en implementar el método de explotación que aplican en su unidad de producción. En el Perú existen alrededor de 60 empresas de la mediana minería en nuestro estudio estamos abarcando 10 empresas mineras de las que se trata las fases de sus operaciones, que algunos no toman en cuenta el orden que debe tener un método de explotación, simplemente describe

el yacimiento, las labores mineras, la producción, dando mayor importancia a la organización de la empresa, problemas con su personal y otros. En este trabajo se ordenará y tomará temas concernientes a la tecnología de explotación de las minas subterráneas de la mediana minería del Perú.

Villaescusa (1998), "Backfill for Bench Stoping Operations", el relleno se describe generalmente como cualquier material que se inserta en los espacios abiertos para completar los vacíos creados por el proceso de minado. En los métodos de explotación ascendentes, el relleno proporciona un piso de trabajo para la extracción del siguiente nivel y también estabiliza los sectores expuestos al minimizar la deformación y la carga dinámica de las paredes excavadas producto de las voladuras. Luego de la extracción del mineral económico de la estructura con buzamiento pronunciado, el vacío creado es cubierto con relleno hidráulico o relleno seco (desmonte) hasta el piso de la perforación.

Consolidado el relleno se utiliza para minimizar las deformaciones y optimizar la estabilidad mientras se extraen los bancos, siempre que el relleno se mantenga lo suficientemente lejos para minimizar la dilución del mineral disparado. Los gráficos de estabilidad empíricos como el HSR (Villaescusa et al, 1997) y el Método del Gráfico de Estabilidad Modificado (Potvin et al, 1989) se utilizan para determinar las longitudes máximas de abertura en el rumbo de la estructura sin soporte que se pueden exponer de manera segura durante las operaciones continuas de relleno. La utilización óptima del concepto de "longitud de rumbo crítico" garantizaría que no se produzca una dilución excesiva durante la voladura de producción, donde el material volado se mezclaría con el relleno ubicado muy cerca, lo que contribuye a la contaminación del mineral durante la limpieza.

El soporte beneficioso proporcionado por el relleno es muy importante para minimizar las deformaciones experimentadas por las paredes colgantes expuestas sin soporte a medida que se extrae o después de la finalización del banco.

También se ha utilizado instrumentación para determinar la respuesta dinámica de las paredes a medida que se extrae y se llena progresivamente un banco. Se realizó un

análisis de frecuencia de muros instrumentados utilizando arreglos triaxiales de geófonos que indican que un banco relleno (usando relleno detrítico) se comporta como un muro cerrado (es decir, suelo sólido intacto, donde no se ha creado ningún vacío. El impacto benéfico del relleno para estabilizar el macizo rocoso que rodea un vacío es muy claro. El relleno colocado rápidamente reduce la carga dinámica causada por las voladuras, mejorando así la estabilidad global del macizo rocoso.

Potvin (1988), “Método Grafico de Estabilidad Modificado”, propuso un gráfico de estabilidad modificado del gráfico original de Mathews. El objetivo Principal de su estudio fue desarrollar un modelo geomecánico valido que prediga la estabilidad de caserones abiertos en el contexto geológico canadiense, para esto Potvin se basó en 176 casos históricos de caserones sin soporte y 66 casos con soporte recolectados de faenas de Sublevel Stoping en Canadá.

La Figura 3, muestra el gráfico estabilidad modificado junto con los casos históricos sin soporte, en éste se identifican 03 zonas de estabilidad:

- **Zona estable:**

Estabilidad con pequeños desprendimientos locales, que no necesita de mayor soporte o refuerzo.

- **Zona inestable:**

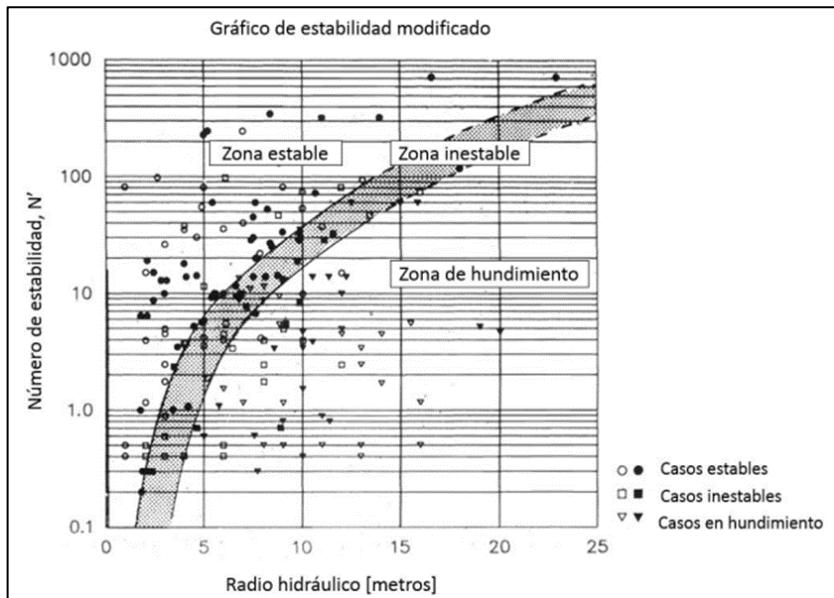
Se generan desprendimientos locales que pueden ser considerables hasta lograr la geometría de arco mecánico estable. Se aconseja la utilización de soporte y refuerzo.

- **Zona de hundimiento:**

Inestabilidad potencial, donde puede ocurrir desprendimientos a lo largo de toda la pared de manera de inhabilitar la actividad.

**Figura 3**

Gráfico de estabilidad modificado



Fuente: Potvin, 1988, "Método grafico de estabilidad modificado"

Para ubicar los casos históricos en este gráfico, al igual que en la metodología de Mathews, es necesario el desarrollo de 02 factores: número de estabilidad modificado ( $N'$ ) y radio hidráulico. El número es obtenido de manera similar al de Mathews, sin embargo, difieren en el cálculo de los factores de ajuste.

$$N' = Q'.A.B.C \quad (1)$$

En el método de Potvin el Factor A, derivado por modelamiento numérico, representa la influencia de los esfuerzos inducidos en torno a la excavación. Los factores B y C fueron modificados de sus antecesores de Mathews, a través del estudio en redes estereográficas y minimizando las formas de falla por gravedad en dos formas: caída por causa gravitacional y deslizamiento relativo de bloques.

Slayer (2020), en su publicación "Relleno en minería para minería subterránea", menciona que el relleno de los tajos tiene la función de recuperar la estabilidad perdida del macizo rocoso producto de la extracción del mineral económico manteniendo la estabilidad adecuada y continuar con la explotación.

En el presente trabajo se describirá los principales tipos de relleno para tajos, así como los componentes que lo conforman. La elección del tipo de relleno está orientada a

la utilización de los materiales que provienen de zonas de acceso (desmonte) y del aprovechamiento de relaves, producto de los procesos metalúrgicos, disminuye así el impacto ambiental, acelera el ciclo de minado, minimiza los accidentes por exposición en zonas de aberturas por estallido de roca y reduce costos en la explotación.

El relleno se define como el material que sustituye al mineral extraído en los métodos de explotación, principalmente en los métodos de corte y relleno, es un material que está constituido por una variada granulometría en la cual existen partículas de varios centímetros hasta micrones. Los materiales deben de ser de fácil adquisición (costo, disponibilidad y cercanía), propiedades y funciones geomecánicas, protege la superficie exterior de hundimientos rápidos y excesivos, además reduce la presión del terreno y protege las excavaciones.

#### **Figura 4**

##### *Tipos de Relleno*

PROPIEDAD	RELLENO DE ROCA	RELLENO HIDRAULICO	RELLENO TIPO PASTA
ESTADO	Seco	60-73% sólido	65-85% sólido
SISTEMA DE TRANSPORTE	Chimenea, equipo	Sondajes, cañerías a través de gravedad	Sondajes, cañerías a través de gravedad
CEMENTO	Si y no	Si y no	Si
RAZON AGUA/CEMENTO	Baja	Alta	Baja dependiendo de las especificaciones
VELOCIDAD DE DEPOSITACION	100-400 ton/h	100-200 ton/h	50-200 ton/h
SEGREGACION	En la pila se produce reduciendo su resistencia y rigidez	Se produce segregación lo cual induce baja resistencia	No existe segregación
RIGIDEZ	Alta si se instala adecuadamente	Baja	Baja a alta dependiendo de la composición
CONTACTO CON LAS PAREDES	Difícil	No se puede	Fácil para ajustar a paredes

Fuente: Slayer (2020), "Relleno en minería para minería subterránea"

Este tipo de relleno es netamente ascendente, su preparación requiere la utilización de taladros y explosivos, también con la ayuda de rastillos, palas mecánicas, tractores, entre otros.

El material detrítico debe tener las siguientes características:

Nula adherencia a los dispositivos de transporte (control del grado de humedad), la producción de polvo no debe afectar al ambiente de trabajo (control de humedad), su

granulometría debe ser tal que no permita los espacios o poros entre los trozos y facilite el “empaqueado” de las cajas, cuenta con un peso específico tal que permite la compresión del material por su propio peso.

**Coeficiente de compresibilidad:**

El coeficiente de comprensibilidad en el material detrítico es el mismo que en términos generales: 0.7. Este coeficiente es mayormente debido a la humedad, granulometría, etc. Este valor de 0.7 significa que, en realidad, 1m<sup>3</sup> del material de relleno introducido a la labor, luego de asentarse por peso propio, solo ocupara en espacio de 0.7 m<sup>3</sup> de dicho espacio inicial.

A continuación, se presentan las ventajas y desventajas

**Ventajas:**

- El material requerido es de fácil adquisición
- El costo del material requerido es económico
- El material no requiere pasar por un proceso complejo de selección
- Su aplicación no requiere de conocimientos sofisticados, se puede decir que es un método sencillo

**Desventajas:**

- El proceso de aplicación consume demasiado tiempo del personal
- La superficie de trabajo que resulta del relleno, en la mayoría de los casos, no es regular, esto genera mayor dilución en el mineral.
- Su aplicación en grandes espacios vacíos no es viable por lo que es un método principalmente destinado a potencias medias y pequeñas.
- Por la consistencia del material no es apta su utilización en zonas con gran presencia de agua.

Durant (2006), en su publicación “Acarreo y Transporte Minero”, A fin de llevar a cabo una estimación de la producción de los equipos de carguío y acarreo, es necesario conocer algunos conceptos sobre programación de equipos, utilización y disponibilidad de estos.

Conceptos que posteriormente nos permitirán sistematizar y analizar nuestros estudios de tiempos. En cualquier operación de movimiento de tierras, se puede ganar o perder más dinero en la programación de los equipos que en cualquier otra faceta de trabajo. Muchas de las actuales operaciones mineras hoy cerradas, pudieron haber sobrevivido la reducción de costos si es que hubiesen seguido un programa eficiente de reducción de costos y programación de equipos. El programa ideal de equipos es aquel que tiene cada uno de los mismos trabajando todo el tiempo. En la práctica (por muchas razones obvias, principalmente debido a las condiciones mecánicas, condiciones operativas y razones de naturaleza humana), esta situación ideal no es factible de conseguir. Las organizaciones mineras luchan por mantener trabajando la mayor cantidad de tiempo al mayor número posible de unidades de la flota. La eficiencia de las operaciones requiere que el número mínimo de equipo mueva las toneladas proyectadas en el período de tiempo estipulado. En el caso de una operación de palas y camiones, esto significaría la programación del número mínimo de guardias de palas y camiones a fin de excavar y transportar el tonelaje necesario a la planta de procesamiento o a los echaderos. Para lograr esta meta, el operador debe partir de la producción predeterminada establecida por los requisitos de la planta, la relación de desbroce, el plan de minado, etc., Este programa de producción puede estar planteado en términos de toneladas o yardas por año, por mes, o por hora; pero deberá eventualmente expresarse en términos de toneladas o yardas por máquina y por unidad de tiempo. La tendencia a equipos más grandes y rápidos, y como resultados más costosos; implica que el operador considere cada posibilidad a fin de que los equipos se encuentren operando las 24 horas del día, siete días por semana. En algunas áreas puede no ser económicamente factible que los equipos se encuentren operativos los siete días de la semana, debido los cargos laborales por sobre tiempos o por dominicales.

Se usan varios métodos básicos de programación de equipos, con un número infinito de variaciones menores:

- El primer método implica utilizar una mínima flota de equipo, en la que todas las unidades son programadas en cada guardia. Esta es una práctica común en las operaciones de pocas toneladas que trabajan una guardia por día, cinco o seis días por semana. El éxito de este plan depende de que la reparación y mantenimiento se realicen durante las guardias no programadas. En caso de una avería de equipo, los operarios son puestos en stand-by mientras se repara el equipo. La efectividad de este procedimiento es cuestionada debido al costo extra de mantener personal en stand-by, más el costo del equipo auxiliar que espera; es decir: camiones en espera por la pala o la chancadora en espera de los camiones, etc. El problema se agrava en una operación de tres guardias por día dónde no hay ninguna guardia ociosa para el trabajo de reparación. Un problema mayor encontrado en el método anterior es la pérdida de producción mientras las máquinas se reparan o se mantienen. Con algunas de las más nuevas excavadoras, estas pérdidas pueden ser mayores a 1,000 toneladas por hora. Este método de planificación tiene alguna ventaja en operaciones más pequeñas, las que trabajan en una sola guardia, al reducir los gastos de capital en el equipo de movimiento de tierras. Una desventaja mayor es que cualquier pérdida de tiempo retrasará a la operación respecto al programa de producción. Los retrasos deben recuperarse mediante horas extraordinarias, o eventualmente agregando más equipo (alquilado o propio), este puede ser un problema acumulativo. Las operaciones que puedan darse el lujo de mantener una flota sobredimensionada pueden permitirse el retrasarse en el plan de producción.
- El segundo método consiste comúnmente en comprar la suficiente cantidad de equipo para cubrir las condiciones pico, programa cada ítem a tiempo completo, y opera de esta manera hasta el programa este tan adelantado como lo permitan las condiciones de operación. Luego se fijan tasas mínimas de trabajo hasta que el programa este equilibrado, repitiéndose este ciclo las veces que sea necesario. Este sistema es preferible al primero ya que cualquier tiempo perdido en

reparaciones no afecta el programa de producción; sin embargo, durante los ciclos pico, todavía se mantiene el problema de personal en stand by. Las desventajas son: (a) la pérdida de eficacia de los obreros ya que ellos intentaran disminuir la velocidad de trabajo y estirar los tiempos de trabajo fuera de los horarios normales, (b) el costo de compensación para el personal en stand by, y (c) la inversión extra en desbroce y equipo excesivos.

- Un tercer método básico de programación consiste en determinar la cantidad de equipo necesario para mantener los tonelajes deseados, aplicando los factores de disponibilidad necesarios, y luego programar solamente el equipo necesario para realizar el trabajo. Este método permite que el personal de guardia mantenga la producción operando otra máquina en caso de una avería y permite que las reparaciones dispongan del tiempo necesario a fin de realizar un trabajo de reparación y mantenimiento adecuado. La mejora neta en la eficacia supera los costos ocasionales de mantener equipo en stand by. Este sistema básico, con menores variaciones, es comúnmente utilizado en minería superficial.

### **Utilización de equipos.**

Cada operación minera requiere de diferentes tamaños de equipo. Para una capacidad de la planta de 2,500 toneladas por día, el uso de palas 9-yd<sup>3</sup> y camiones de 60 toneladas, capaces de producir aproximadamente 1500 toneladas por hora, sería irracional. Recíprocamente, el empleo de palas de 2½ yd<sup>3</sup> y camiones de 20 toneladas en una operación de 100,000 toneladas por día sería igualmente irracional. El problema principal es el diseño de un espacio operativo ideal, longitud de las vías de acarreo, etc.

Idealmente, el equipo es dimensionado a fin de satisfacer las metas anticipadas de producción. Los proveedores de equipos de carguío y acarreo tienen folletos, manuales, etc., los que proporcionan información confiable y conservadora acerca de la performance y productividad promedio de sus equipos. Como una regla práctica general, el mayor tamaño de equipo que pueda usarse eficazmente proporcionará los costos unitarios más bajos. El equipo sobredimensionado, inadecuadamente aplicado, incrementará los costos

operativos más allá de cualquier nivel razonable y a menudo demostrará ser más costoso que continuar utilizando el subdimensionado equipo obsoleto.

Una primera consideración en la utilización de equipo debe ser la disponibilidad mecánica esperada para una unidad. Es una pobre práctica que en una operación fijada para 2,500 toneladas por día se adquiera una excavadora que producirá solamente 2,500 toneladas por día. Se debe tener presente el efecto que el tiempo empleado en las reparaciones ejercerá en la producción total. Si la anterior es la condición operativa deseada, entonces debe tenerse en consideración el stock piling; o los operadores deben resignarse a los periodos de tiempo fuera de servicio o a disminuir la producción mientras se repara el equipo. Otra faceta del empleo de equipo es el principio de equilibrar los tamaños de este. La combinación más eficaz de pala y camión tienen un ajuste de cuatro a cinco pasadas de la pala para cargar un camión. Los estudios indican que el número de pasos es proporcional a la longitud de la vía de acarreo; sin embargo, al emplear menos de cuatro pasos y al emparejar los camiones con pala, la producción debe ser muy estrechamente coordinada a fin de evitar tiempos perdidos en la pala. También debe tenerse en consideración la velocidad de los camiones que constituyen la flota. En muchas minas a tajo abierto, no se emplean vías de paso, y el ciclo de la flota no será más veloz que los vehículos más lentos. Donde haya más de una salida del tajo, es más barato programar los camiones de la misma velocidad a una misma salida en lugar de los del mismo tamaño. Al añadir nuevas unidades a una flota establecida, un análisis de condiciones del acarreo puede mostrar que el retorno de la inversión es mayor si se cambia a un camión de mayor capacidad, el cual se ajuste al ciclo de la flota actual, en vez de adquirir unidades en donde la potencia del motor sea empleada en mayores velocidades. En la operación de una flota con diferentes tamaños de palas y camiones, el procedimiento más económico es asignar los camiones más grandes y rápidos a las palas más grandes, ganando así toda la productividad posible de las máquinas más grandes. Si un área es de máxima prioridad, los equipos más nuevos y grandes deben asignarse a esta. Programación del mismo tipo de equipo con diferentes características operativas, algunos

de los cuales ajustan mejor a una determinada condición, se recomienda que estos sean asignados a la condición a la que mejor se ajustan. Como ejemplo podemos citar que palas de fabricación diferente tienen características operativas completamente diferentes bajo condiciones de trabajo diferentes; así como también se puede mencionar que los camiones Caterpillar alcanzan mayores velocidades en rutas de acarreo relativamente planas y los camiones Komatsu se desempeñan mejor en vías con pendientes. Una máquina con menos potencia de izaje y empuje, pero con mayores velocidades de giro, mostrará ser más productiva en material bien fragmentado mientras una máquina con mayor potencia de izaje y empuje demostrará ser más productiva en áreas de excavación áspera. En las máquinas de tamaño más grandes esta diferencia puede ser tan alta como 1,000 a 1,500 toneladas por guardia, y la economía de la operación determina que las máquinas sean asignadas en donde tengan mayores ventajas. Las máquinas obsoletas, subdimensionadas o máquinas sobrantes que pueda tener en funcionamiento una operación minera, son mejor utilizadas en condiciones ásperas de excavación tales como mantenimiento de bancos, control de leyes o áreas de baja prioridad, y estas pueden utilizarse a menudo como válvulas de seguridad en caso de avería de una máquina asignada a áreas de producción de alta prioridad. A menudo las áreas problema son atendidas primero antes de que ellas se vuelvan lo suficientemente críticas como para requerir la asignación de máquinas más grandes. Una adecuada asignación de camiones a una unidad de excavación requiere de una detenida observación y una buena flexibilidad en la operación. La cuadrilla básica puede determinarse mediante cálculos, utilizando archivos y experiencias locales acerca de la productividad potencial de varias unidades y/o también factores de los manuales proporcionados por los constructores del equipo. Después de que la cuadrilla inicie su trabajo puede hacerse obvio que el grupo este sobre asignado y por ende este perdiendo tiempo, o que esta cuadrilla esta sub asignada y se pierda productividad de la unidad de excavación. Se emplean varios métodos, centrales de despacho, supervisión visual, u otros métodos a fin de reordenar eficientemente el equipo y cubrir adecuadamente las necesidades del equipo de excavación. Otro sistema

es asignar las unidades de excavación; y entonces mediante centrales de despacho asignar los camiones, cada unidad de acarreo es dirigida a una de las unidades de excavación viaje por viaje. Un tercer método de planificación frecuentemente utilizado es asignar una cuadrilla, excavadora y unidades del acarreo a un área con una ley particular por un determinado número específico de cargas o toneladas. Este método enfatiza las leyes en lugar de la productividad total, y no es apropiado en minas o canteras que tienen bajos relaciones de desbroce o que estén en las fases avanzadas de desarrollo.

### **Disponibilidad.**

Un factor importante al programar el equipo es la disponibilidad de las unidades. Por ejemplo, al programar una pala, un 80% de disponibilidad es un factor común, por consiguiente, de cada 100 guardias 80 serán productivas y se perderán 20 en reparación. Con este factor de disponibilidad en mente, es apropiado programar, tal como se ha indicado anteriormente, el equipo más nuevo y con mayor disponibilidad en las áreas de alta prioridad. Las máquinas más viejas, que requieren más tiempo en reparación, deben programarse en trabajos menos exigentes. Hay dos métodos generales para el cálculo de disponibilidad de equipos. El primero, la disponibilidad mecánica, es el factor que muestra la disponibilidad menos los tiempos perdidos por razones mecánicas. Un segundo método es el de la disponibilidad física, que es la disponibilidad operacional total y considera tiempo perdido por cualquier razón. Además de los cálculos anteriores, otros dos factores han demostrado ser útiles, el uso de la disponibilidad y la utilización, los dos son medidos como un porcentaje (Véase la siguiente Tabla).

**Tabla 4**

*Ecuaciones para cálculo de indicadores*

	Disponibilidad mecánica	Disponibilidad física	Uso de la disponibilidad	Utilización efectiva
Ecuación W: horas trabajando R: horas mantenimiento S: horas stanby T: horas totales	$\frac{W}{W + R} \times 100$	$\frac{W + S}{T} \times 100$	$\frac{W}{W + S} \times 100$	$\frac{W}{T} \times 100$

Fuente: Elaboración propia

### **Disponibilidad Mecánica.**

Las horas trabajadas, o las horas operadas, se definen como el tiempo que una cuadrilla o un operador son asignados a un equipo y la máquina está en condiciones operativas. Entonces las horas trabajadas incluirían cada retraso. El tiempo de retraso incluye el tiempo perdido en el viaje de y hacia el lugar de trabajo, el tiempo traslado, tiempos de lubricación y llenado de combustible, tiempos perdidos debido a las condiciones climáticas, reuniones de seguridad y así sucesivamente. Los tiempos de retraso son incluidos dentro de las horas de trabajo porque deben ser consideradas como una parte integrante de la operación. En la mayoría de los casos, los retrasos encontrados son de duración relativamente corta y el equipo se mantiene en funcionamiento. Todas las horas operativas deben registrarse ya sean a partir de la carta de tiempos del operador del equipo o de otras fuentes, en lugar de los horómetros del equipo. Esta alternativa la más confiable, porque los equipos pueden continuar funcionando durante el periodo del almuerzo o, en casos extremos, los horómetros de las máquinas se engranan a las RPM del equipo y sólo registran las horas operativas operadas a determinado número de revoluciones del equipo. Tiempo de retraso también es considerado como parte de los costos operativos y de los cálculos de productividad, y la inclusión de este tiempo en las horas trabajadas simplifica el mantenimiento de los registros. Si en caso se excluyeran los tiempos normales de retrasos, el porcentaje de disponibilidad obviamente aumentaría, sin embargo, un 25% de tiempos de retraso originan una diferencia de 5% en la disponibilidad mecánica. Las horas de reparación son definidas como el tiempo empleado en la reparación real y aquel empleado en la espera por reparación o repuestos, así como el mantenimiento preventivo. Como se indicó anteriormente, la lubricación y el tiempo de servicio se cargan a las horas de trabajo. Si el trabajo de la reparación se hace en las guardias no programadas, este tiempo también se agrega a las horas de reparación. Las minas con una o dos guardias y cinco o seis días de operación por semana podrían programar todo el trabajo de reparación en las guardias que no se trabaja. Este tiempo de reparación es necesario para mantener el equipo y, como a tal, debe ser incluido en cualquier ecuación de disponibilidad mecánica.

Si no se incluyera el tiempo gastado esperando por los repuestos para la reparación, no se obtendrá la disponibilidad verdadera de una operación en particular. Al calcular la disponibilidad mecánica de acuerdo con las definiciones anteriores, obtenemos un registro confiable de la disponibilidad de cualquier unidad de equipo bajo las condiciones peculiares de cualquier funcionamiento dado. Con este registro, usando sólo las horas de trabajo y las horas de la reparación, se puede proyectar la performance de una máquina con exactitud razonable. Las horas en Stand-by son consideradas en algunas ecuaciones para el cálculo de la disponibilidad mecánica. Muchos han omitido deliberadamente el tiempo en stand-by, la idea es que para cualquier periodo de tiempo operativo habrá una cantidad específica y consistente de tiempo de reparación necesario para mantener la máquina en condiciones operativas. Si se incluyesen las horas en stand-by, la respuesta podría distorsionarse, y por consiguiente no ser fiable, ya que el número de horas en stand-by varía. Las horas en standby ya fueron incluidas, y si por algún motivo estas fueron altas en un determinado período de tempo, la disponibilidad sería correspondientemente alta.

### **Disponibilidad Física.**

Las “horas en stand by” representan el tiempo que una pieza de equipo está disponible para la operación, pero no es usado cuando la mina está en una operación programada. Por ejemplo: en una operación de seis días, no se considera tiempo en stand by el séptimo día o día no programado. O en una operación con una o dos guardias, las guardias no programadas no son consideradas tiempos en stand by. Las “Horas programadas” son el número de horas en que se trabaja la mina. Las horas programadas serán iguales a las horas trabajadas más las horas en reparación las horas en stand by. La “disponibilidad física”, tal como se indicó anteriormente, es básicamente un registro histórico de una máquina, que muestra qué uso se ha hecho de los tiempos. Aunque una máquina puede estar mecánicamente lista para el servicio, se presentan ocasiones en que, por razones operacionales, no es apropiado o económico usarlo. La disponibilidad física considera estas condiciones. Esta es muy útil en una apreciación general de la actuación mecánica del equipo, y también puede usarse como un indicador de la eficacia de un

programa de planificación de maquinaria. Si la disponibilidad física es considerablemente más alta que la verdadera disponibilidad mecánica, el equipo no está siendo utilizado a su capacidad, siendo deseable un estudio completo la operación. Este estudio podría mostrar si una máquina haya sido deliberadamente asignada a un programa suave, (áreas aisladas, máquina pequeña, o pobre performance, etc.) o si una pobre planificación haya asignado poco trabajo a un equipo a expensas del balance entre los equipos.

El porcentaje de disponibilidad física es generalmente mayor que el porcentaje de la disponibilidad mecánica, y sólo en raros casos los dos podrían ser iguales durante un corto tiempo. La igualdad en éstos sólo ocurre solo cuando el tiempo en stand by es cero. Tal como ocurre en los enfoques de la disponibilidad física, en el de la disponibilidad mecánica, el nivel de eficacia de la operación aumenta. Ni la disponibilidad mecánica ni la disponibilidad física mostrarán qué porcentaje de tiempo una máquina estuvo disponible y realmente utilizada.

### **Uso de la disponibilidad**

El uso de la disponibilidad se calcula de la siguiente manera:

$$Uso\ de\ disponibilidad\ (%) = Hrs \frac{trabajadas}{Hrs\ trabajadas+Hrs\ Standby} \times 100 \quad (2)$$

El porcentaje de uso de la disponibilidad es simplemente registro de cuán eficazmente utiliza una operación hace uso del equipo disponible, y como tal, es una excelente herramienta para la dirección. El uso de esta ecuación a lo largo de un período de tiempo establecerá el nivel de eficacia de la operación durante un período de tiempo y se puede demostrar que hay un indicador de ser un indicador listo de salida de esta norma. Si el porcentaje de la flota fuese bajo, esto podría ser un indicativo de exceso de equipo o escasez de personal de operaciones. Los porcentajes bajos para las unidades individuales pueden indicar problemas operacionales que requieren un estudio extenso. El análisis de un porcentaje errático puede proporcionar sólida información acerca de la utilidad de una máquina en particular. Cada flota de equipo parece tener unidades que no son operan a su máxima capacidad. Las máquinas no pueden ser capaces de realizar las tareas

asignadas, o su performance puede ser defectuosa. También, una máquina puede localizarse en un área no fijada para su operación. La investigación de estas posibilidades puede proporcionar respuestas que modificarán el funcionamiento para alcanzar la eficiencia máxima. Si se establece como norma el uso del porcentaje de uso de la disponibilidad, se puede detectar una escasez de equipo o un exceso de operadores. Si estuviésemos ante el caso de una escasez de equipo, la operación se enfrenta a la pérdida de producción mientras se está esperando por repuestos, movimientos, etc., Si el problema fuese un número excesivo de operadores de equipo, se puede emplear equipo adicional a fin de mantenerlos ocupados. Esto, a su vez, baja las toneladas por hora hombre, y el costo de personal tonelada sería correspondientemente más alto. En cualquier caso sería necesario una reprogramación de equipo o añadir nuevo equipo a fin de lograr el funcionamiento eficaz. En minas con áreas de trabajo extensas, no es barato hacer grandes movimientos de equipos, y los equipos adicionales para cubrir el tajo proporcionarían un porcentaje de uso de la disponibilidad más bajo que operando un equipo más pequeño y compacto. En otras operaciones puede ser deseable retener equipos obsoletos pero utilizables para su uso en las áreas mineras menos importantes. Los equipos más viejos funcionarían como una válvula de seguridad en caso de tener problemas con los equipos más modernos, de mayor producción. Esto, también, bajaría el porcentaje de utilización de la disponibilidad.

### **Utilización efectiva.**

La utilización efectiva se determina como se indica a continuación:

$$Utilización\ efectiva\ (%) = Hrs \frac{trabajadas}{Hrs\ totales} \times 100 \quad (3)$$

Se han definido las condiciones usadas en esta ecuación previamente. La utilización efectiva es muy similar al uso de la disponibilidad y sólo difiere al relacionar las horas trabajadas con las horas totales en vez de las horas disponibles. La ecuación se presenta como una alternativa que también se usa en la industria minera y prácticamente toda la discusión del uso de la disponibilidad se aplica también a esta ecuación.

### **Explotación de Cámaras por Subniveles**

Adecuado en yacimientos regulares, con rocas y mineralización resistente (mínimo 55 Mpa, potentes ( $> 7\text{m}$ ). (recuperación macizos de protección).

La distancia entre subniveles depende de la dilución admisible y el coste. Actualmente 60/100/130 entre niveles, 30 entre subniveles.

Los costos disminuyen al aumentar la altura, pero incrementan la dilución y ciertos costes.

Métodos de gran productividad, pero con larga preparación, principalmente dentro de mineral.

El gran inconveniente es el tamaño de los espacios vacíos sin sostenimiento que deberán resistir las siguientes voladuras.

## **2.2 Marco conceptual**

- Método: forma geométrica utilizada para explotar un yacimiento determinado
- Relleno: El relleno se define como el material que sustituye al mineral extraído en los métodos de explotación, principalmente en los métodos de corte y relleno. El relleno es un material constituido por una variada granulometría.
- Operaciones: Realizar actividades de exploración, evaluación y explotación de yacimientos mineros utilizando herramientas y equipos modernos.
- Potencia: Es el grosor de un estrato, Dique o Sill. Es la distancia media entre los planos límites de una estructura (Estrato, dique, Sill, Filón, capa, etc.).
- Leyes: Es la concentración que presenta el elemento químico de interés minero en el yacimiento. Se expresa como tantos por ciento, o como gramos por tonelada (g/t) (equivale a partes por millón, ppm) u onzas por tonelada (oz/t).
- Dilución: Proceso de mezcla o pérdida de mineral de mejor y peor ley (y/o estéril), generado durante las etapas de diseño y/o extracción mineral.

## **Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación**

### **3.1 Unidad de análisis**

La Unidad Minera Raura pertenece a la Compañía Minera Raura S.A. se encuentra ubicada en el distrito de San Miguel de Cauri, provincia de Lauricocha, departamento de Huánuco, a una elevación entre 4 300 msnm y 4 800 msnm. La Unidad Minera Raura inició sus operaciones en 1960 mediante labores subterráneas para la producción de minerales (zinc, cobre, plomo y plata) a cargo de Cerro de Pasco Copper Corporation. Desde fines de los años 80 el 95% de acciones es de propiedad del Grupo Breca (Corporación BRECA, división MINERÍA). La Unidad Minera Raura entre los años 1990 operó dos tajos a cielo abierto Niño Perdido y Primavera, respectivamente.

Actualmente Compañía Minera Raura con el objetivo de reiniciar sus operaciones en el mes de marzo del año 2022, proyecta hacer trabajos previos de mantenimiento y rehabilitación de vías de acceso. La unidad es accesible desde Lima por una ruta asfaltada de 415 kilómetros, la Figura 5 muestra el plano de accesibilidad a la mina

**Tabla 5**

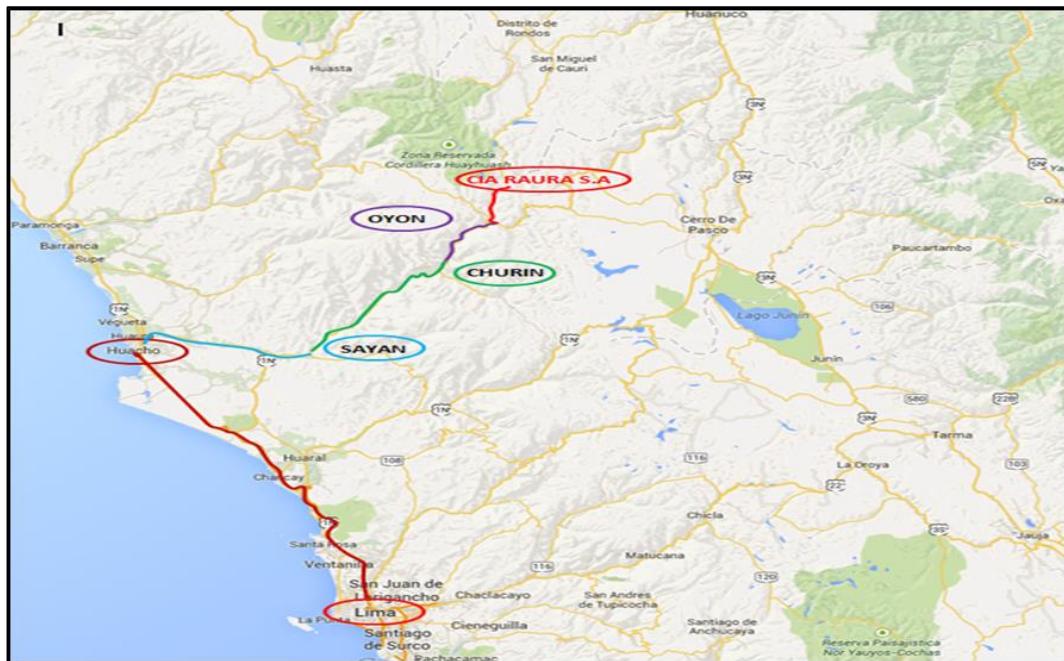
*Accesibilidad de Lima a Raura*

Tramo	Tipo de acceso	Km
Lima – Huacho	Asfaltado	170
Huacho – Sayán	Asfaltado	50
Sayán – Churin	Asfaltado	61
Churin – Desv Oyon	Asfaltado	74
Oyon – Raura	Asfaltado	60
<b>Total</b>		<b>415</b>

Fuente: Elaboración propia

**Figura 5**

Mapa de ubicación de la CIA Raura S.A



Fuente: Plan de minado anual Raura 2022

La unidad minera Raura, se ubica entre los departamentos de Huánuco (Provincia de Lauricocha, distrito de San Miguel de Cauri), Lima (Provincia y distrito de Oyón) y Pasco (Provincia Daniel Alcides Carrión, distrito de Yanahuana), se ubica a una altitud entre los 4,300 y 4,800 msnm.

Forma parte de la Cordillera Occidental de los andes peruanos y se ubica en la divisoria continental de las cuencas del Pacífico y del Atlántico a 60 Km del pueblo de Oyón, las coordenadas de ubicación son:

- Norte: (8'840,000 - 8'848,000) N
- Este: (0'304,000 - 0'313,000) E

### **3.1.1 Historia y Antecedentes**

El yacimiento minero Raura tiene una larga trayectoria minera desde el periodo de la colonia con trabajos de prospección minera en vetas de plata. Los españoles iniciaron la explotación de algunas vetas a fines del siglo XIX y bajo la dirección del Sr. Simón Dunstan transportando el mineral en acémilas hasta una planta situada en la zona de Quichas, cuyas ruinas aún existen.

Cuando falleció el señor Dunstan las minas quedaron cerradas hasta el año 1928, fecha en que fue tomada por la “Vanadium – Corporation” la cual hizo perforaciones para luego abandonar al año siguiente.

En 1942 la tomó “Cerro de Pasco Cooper – Corporation” en opción de venta de los señores Delgado de Oyón dueños de estos denuncios, iniciándose nuevamente labores de exploración hasta 1948. Cerro de Pasco Cooper – Corporation en 1945 hizo la compra de gran parte de los denuncios de la zona con excepción de la veta “Batilla” perteneciente a “Gasuna” Mining Company.

En 1950 Cerro de Pasco Cooper – Corporation vendió su participación en el denuncio de “Niño Perdido” a los señores Delgado quienes después de una intensa exploración ubicaron una bolsonada de plomo y zinc, iniciándose en 1952 la explotación a cielo abierto. Las vetas restantes permanecieron inactivas hasta 1961, fecha en que la Compañía Minera Raura S.A. inicia sus operaciones. La capacidad actual de la Planta es de 3,000 t/día.

La Unidad Minera Raura forma parte del Grupo Breca, del que es también parte MINSUR S.A.

### ***3.1.2 Geología Regional***

El entorno regional del yacimiento minero Raura se constituye a partir del afloramiento de una cadena montañosa perteneciente al flanco Occidental de la Cordillera de los Andes Peruanos.

Las rocas que constituyen el basamento continental, no afloran dentro de la región, pero se sabe que forman el piso sobre el cual se depositó la secuencia sedimentaria; las estructuras y movimientos de dicho basamento determinaron la situación del geoanticlinal del Marañón y de la Cuenca Occidental; esta parte del cinturón andino la podemos considerar, en forma general, como una zona de fallas paralelas y poco espaciadas que llegaron a afectar hasta el basamento Pre-Cambriano, dando lugar a movimientos relativos que han producido cuencas sedimentarias y horst intermedios.

La secuencia de los depósitos sedimentarios se formó a partir de secuencia relativamente delgada de sedimentos de plataforma durante el Cretáceo, que ahora corresponde a la Cordillera Oriental y el Altiplano, actuando como un bloque positivo. Inmediatamente después se inició la sedimentación de la cuenca occidental del Perú, caracterizada por ser una de las más potentes, pero similar en muchos aspectos a la de cordillera Oriental y el Altiplano.

En la región afloran unidades estratigráficas, cuyas edades fluctúan desde el Jurásico superior al Terciario inferior y están conformadas por rocas sedimentarias, volcánicas e intrusivas.

La base de las unidades sedimentarias expuestas en la región Raura – Uchucchacua están conformadas por los sedimentos silicoclásticos del Grupo Goyllarisquizga del Cretáceo inferior. Esta secuencia aflora a 4 km al Sur de la mina Raura, en contacto con los niveles superiores calcáreos pertenecientes a la Formación Pariatambo, el contacto entre estas dos unidades sedimentarias se da a partir de un sobre escurrimiento ocasionado por la falla chonta.

Por cambios de facies las rocas del Cretáceo inferior (niveles superiores) a superior, compuestas por las formaciones Parahuana, Chúlec, Pariatambo y Jumasha, se hacen cada vez más calcáreas; luego, hacia el tope de la secuencia, cambia a una alternancia de calizas arenosas y margosas conocidas como la formación Celendín. La Formación Jumasha es el metalotecto más importante en la región, la misma que se expone ampliamente como una potente secuencia sedimentaria entre las minas Uchucchacua y Raura. Culminando este ciclo sedimentario se tienen afloramientos continentales de la Formación Casapalca del Cretáceo-Terciario al Norte de la Mina Raura y al Este de la Mina Uchucchacua.

Rocas volcánicas Terciarias del Grupo Calipuy cubren indistintamente, en discordancia angular, a las rocas Mesozoicas e intrusivas. Otras rocas de edad Terciaria de composición dacítica a riodacítica, así como stocks y subvolcánicos porfiríticos de tipo

granodiorita, granito, diorita y andesita, se encuentran en las inmediaciones de las minas Uchucchacua y Raura.

Estructuralmente la región estuvo sometida a los ciclos evolutivos de la tectónica Andina, plegando y fallando a toda la secuencia del Mesozoico, creando zonas de debilidad cortical por donde se desarrollaron diferentes eventos plutónico - volcánicos y de mineralización en la región.

Fuerzas de compresión NE-SW originaron un sistema de estructuras Andino N-NW, que ha generado la presencia de fuertes plegamientos y sobre- escurrimientos en la misma dirección. La falla Chonta, ubicada en el extremo Oeste del distrito minero de Raura, es una de las principales estructuras regionales de rumbo Noroeste que se comporta como una falla inversa de sobre- escurrimiento. Un segundo sistema de fallas tensionales E-W en la zona de Raura, y E-W a NE en la zona de Uchucchacua, son las estructuras más favorables para el fracturamiento de las rocas. La intersección de fracturas y un horizonte favorable como son el Jumasha medio e inferior constituyen los lugares más favorables para la formación de depósitos minerales dentro del yacimiento minero.

### **3.1.3 Geología Local**

El contexto geológico del yacimiento minero Raura viene precedido por la ocurrencia de múltiples eventos geológicos; tales eventos se desarrollaron en un marco estructural complejo, los cuales comprenden múltiples repeticiones tectónicas en las unidades estratigráficas del Cretácico, además del plegamiento, fallamiento y cabalgamiento de los sedimentos calcáreos mesozoicos de las Formaciones Jumasha y Celendín; la preparación estructural del yacimiento minero se dio durante la fase tectónica Quechua II, a lo largo de la falla Chonta N-NW en forma de un salto estructural con fallas sigmoidales NE-SW.

El ascenso de magma coetáneo al batolito de la Cordillera Blanca, con una edad aproximada de alrededor de 10 a 11 Ma., Erupción magmática masiva de piroclásticos (tobas de Lapilli) de varios kilómetros cúbicos y subsecuente colapso del área de erupción en forma de caldera. La caldera de 2 x 2.5 km extensión tiene forma rómbica limitada por

las principales fallas del distrito. Subsistencia de bloques de las calizas y relleno de la cubeta de caldera con tobas de lapilli soldada en un espesor de probablemente mucho más de 1200 m, actualmente se encuentran preservados al menos 600 m verticales.

Magmatismo resurgente lleva a la intrusión de stocks de composición diorítica - granodiorítica - cuarzo monzonítico en el sector Oeste de la caldera, indicando la zona alimentadora principal. Brechas de turmalina en la cúpula de intrusivo indican el alto nivel de emplazamiento.

Ascenso y emplazamiento de diques y stocks de pórfito de cuarzo y en zonas periféricas como el dique Siete Caballeros y diques dacíticos en el lado Oeste del glaciar Brazzini hasta la zona Surasaca.

Erosión parcial del sistema y erupción de diatremas (Complejo de Brechas) probablemente causado por la cristalización y el ascenso de magma cuarzo-porfirítico a nivel distrital (Sta. Ana-Esperanza-Farallón-Santa Rosa-Putusay-Surasaca). Intrusión de diques y stocks tipo pórfito de cuarzo en la diatremna principal del Complejo de Brechas, alrededor de 8 Ma.

Establecimiento de un sistema epitermal en la zona del complejo de brechas. Erupción de brechas hidrotermales - freáticas. Erosión hasta nivel de raíz de caldera.

Skarnización se presenta principalmente en el contacto de los intrusivos granodioríticos a monzodioríticos con las calizas roca huésped. La mineralización conocida está relacionada a la reactivación de las fallas sigmoidales NE-SW y skarn retrogradado (exoskarn y también endoskarn).

### **3.1.4 Geología Estructural**

En Raura, los sistemas de fallas que conforman la Faja Corrida, Plegada y Fallada del Marañón, de oeste a este son, el sistema de fallas Chonta, el sistema de fallas Restauradora, y el sistema de fallas Raura y Oriental. Cada uno de los sistemas están conformados por dos o más fallas, de las cuales se puede decir que las fallas con buzamiento menor corresponden a fallas inversas de corrimiento, en tanto que las fallas verticales son fallas transcurrentes.

En el sistema de fallas transversales se pueden diferenciar tres familias, NWW-SEE, E-W y NE-SW, las dos primeras conforman un corredor estructural transversal al rumbo andino; en Raura este corredor tiene aproximadamente 4 km de ancho y está delimitado por el norte con la falla Matapaloma y por el sur con la falla Brazzini.

Desde el punto de vista regional las fallas transversales forman un sistema de fallas de transferencia.

Fallas Longitudinales; El sistema de fallas longitudinales corresponde a las fallas regionales de rumbo andino. En Raura existen tres sistemas estructurales definidos, los cuales son denominados, sistema de fallas Chonta, falla Raura y falla Oriental.

Adicionalmente se puede considerar un cuarto sistema que corresponde a la falla Restauradora.

Fallas Transversales; Las fallas transversales al rumbo andino se encuentran cortando las fallas longitudinales del Distrito Minero de Raura. Estas fallas son de dirección NWW-SEE, E-W y NE-SW y están relacionadas al emplazamiento de magmatismo y fluidos mineralizantes.

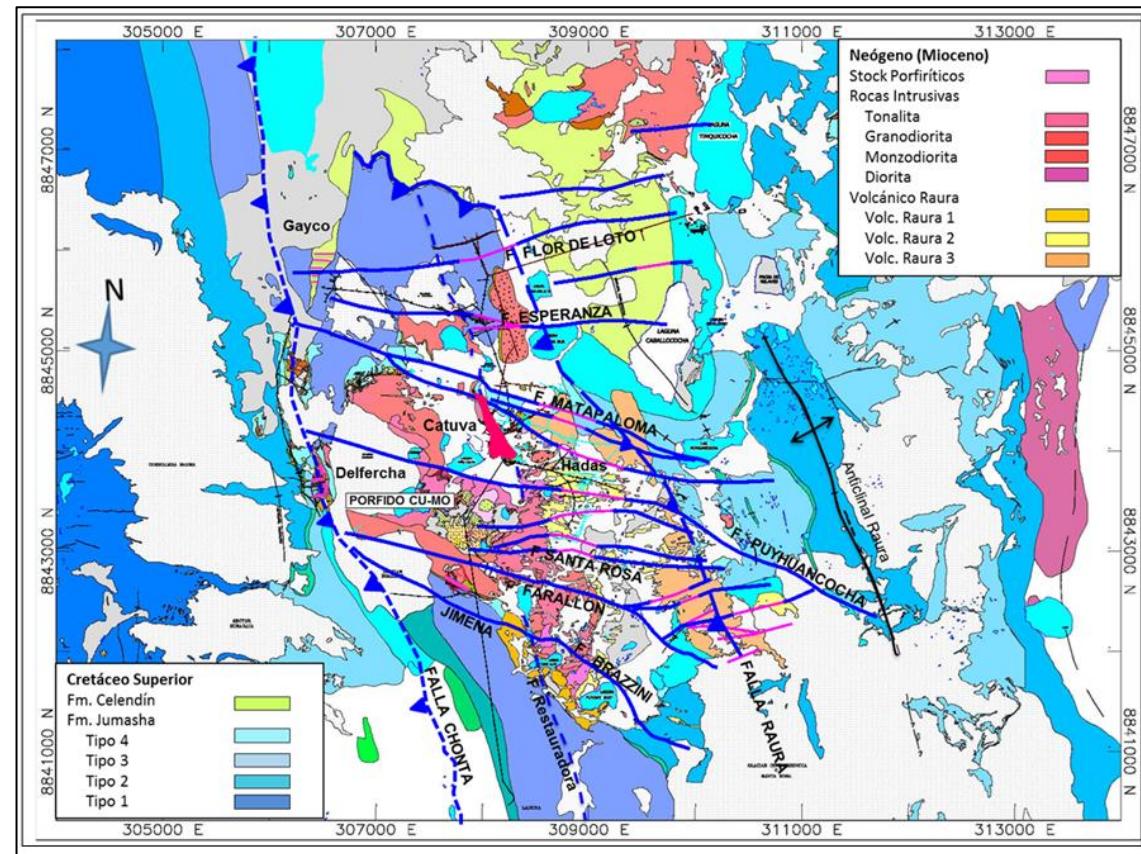
Se han identificado tres sistemas de fallas transversales:

- Sistema NWW-SEE: Farallón, Brazzini, Matapaloma, Puyhuancocha y Oblicua.
- Sistema E-W: Santa Rosa, Margot, Putusay bajo etc.
- Sistema NE-SW: Falla Nieve Ucro.

En la Figura 6, se muestra la geología local y parte de la geología estructural de la Unidad Raura.

**Figura 6**

*Plano Estructural de la Unidad Raura*



Fuente: Cía. Minera RAURA

### 3.1.5 Estratigrafía

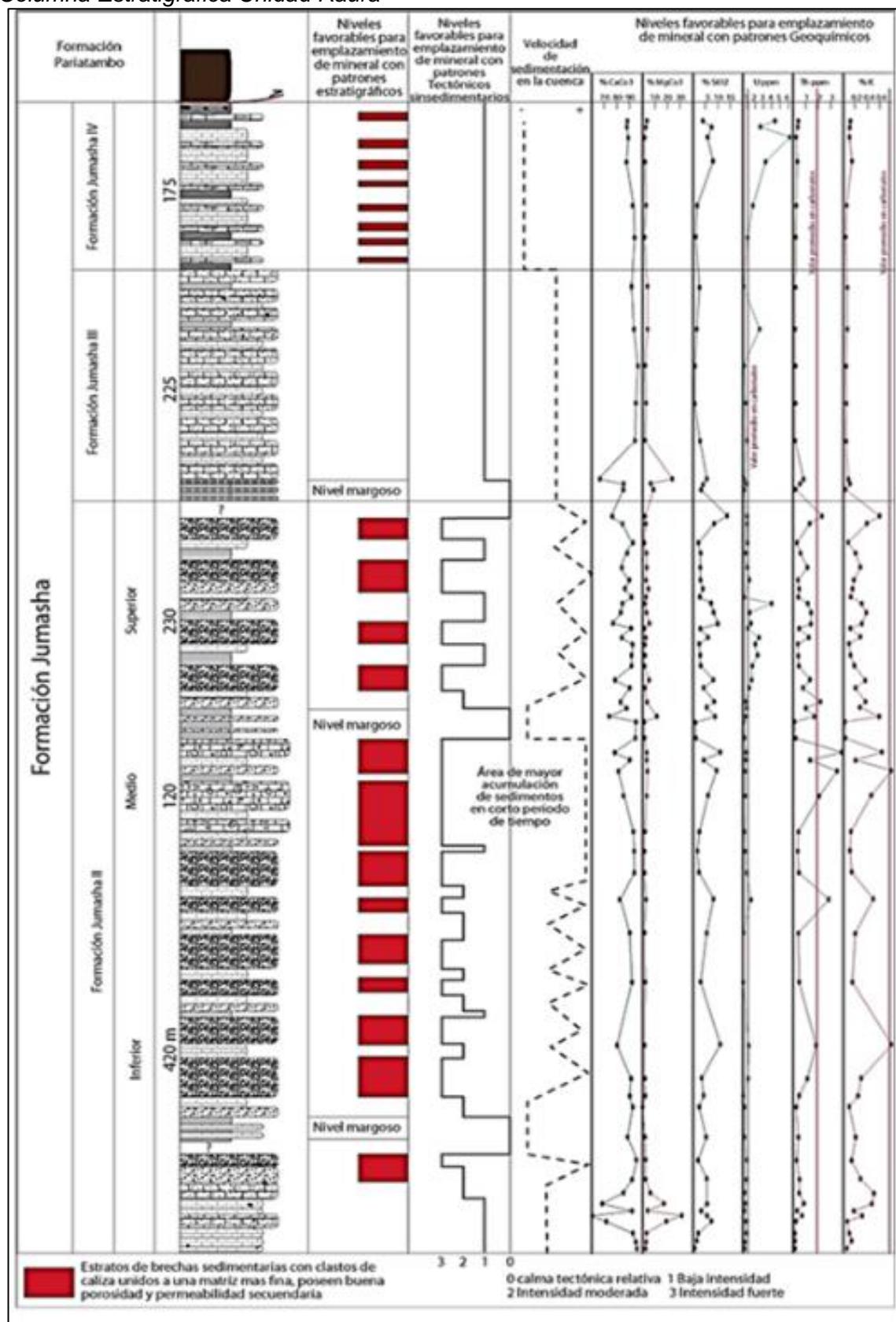
La estratigrafía presente en el yacimiento minero Raura corresponde a la Formación Jumasha, la cual puede ser subdividida en tres miembros, Jumasha II, Jumasha III y Jumasha IV. La base de la unidad no aflora y debe corresponder a otro miembro denominado Jumasha I, ubicado tentativamente al norte de Raura.

Formación Jumasha tiene una litología muy uniforme, consiste esencialmente de margas de color marrón oscuro o gris, con horizontes bien marcados de caliza nodular o tabular de color gris oscuro o negro (se hallan a través de todas las secuencias) y otros nodulares de Chert gris oscuro.

La potencia del Jumasha en Raura aproximadamente es de 1,373 m (Columna estratigráfica local, ver Figura 7. Cuando se les fractura tanto a las margas como las calizas emiten un olor fétido.

**Figura 7**

*Columna Estratigráfica Unidad Raura*



Fuente: Cía. Minera RAURA

**Figura 8**

*Vista Frontal N-S Formación Jumasha II*



Fuente: Cía. Minera RAURA

### **3.1.6 Geología Económica y Mineralización**

El yacimiento minero Raura corresponde a un Skarn con características polimetálicas (Cu-Zn-Pb-Ag), las ocurrencias minerales están relacionadas a y stock porfiríticos de posible edad Miocena y a unidades sedimentarias del Cretácico.

El período de mineralización en el Distrito Minero de Raura, se produjo probablemente entre los 8 a 10 millones de años con la formación de minerales de Calcopirita, esfalerita, galena, galena argentífera, y freibergita como mena y como ganga: calcita, rodocrosita, aragonito, yeso, anhidrita y fluorita. La mineralización se presenta principalmente como relleno de fracturas preexistentes (vetas), y reemplazamientos metasomáticos de contacto.

#### **Mineralización en vetas**

La mineralización en vetas esta probablemente asociada a una dirección de esfuerzos NE-SW (Fallas longitudinales) las cuales han originado zonas de cizalla, por lo general las fallas longitudinales corresponden a inversiones tectónicas de fallas que en el Cretácico fueron normales, y que en el Cretácico superior o el Terciario se convirtieron en inversas.

En cada uno de los sistemas de fallas longitudinales, se puede decir que las fallas más orientales son de menor ángulo y las fallas más occidentales son de mayor ángulo o incluso verticales.

Este tipo de estructuras sugiere que, en cada sistema de fallas longitudinales, las fallas que se encuentran más al este se originaron primero con una componente inversa y luego las que se encuentran al oeste con movimientos transcurrentes y con componente inversa.

Las fallas transversales E-W y NWW-SEE no forman parte de la zona de cizalla de las fallas longitudinales, por el contrario, es un sistema independiente. Dentro de los sistemas de fallas transversales se encuentran saltos con características estructurales bien definidas tales como en la Falla Santa Rosa –Margot, Falla Matapaloma y Farallón.

El mineral solo se ha emplazado llenando fallas de dirección NEE, esto debido a que, al momento de la mineralización, la dirección del máximo esfuerzo fue NEE y los saltos de las fallas transversales no han jugado como extensionales, sino como transcurrentes. La mineralización, de todas maneras, ha circulado por las fallas transversales, pero los espacios abiertos fueron pequeños y solo se ha depositado de manera aislada o discontinua.

Plata, Zinc y Cobre en menor cantidad, al sur se incrementa los minerales con contenido de plomo y zinc.

### **Mineralización en Cuerpos**

En la zona de contacto metasomático entre las calizas de la formación Jumasha y los intrusivos pórfitos- cuarcíferos, se presentan cuerpos o bolsonadas con minerales de Zinc, Plomo y Plata.

La ocurrencia de cuerpos de reemplazamiento se halla distribuida de Sur a Norte, teniendo como claros ejemplos las bolsonadas, primavera, Betsheva, Catuva, Niño Perdido, y Hadas Farallón, la mineralización económica se presenta con reemplazamiento de esfalerita, marmatita, galena, galena argentífera, calcopirita y freibergita. La mineralización de los cuerpos sigue un patrón de zoneamiento vertical y horizontal, con

minerales de alta temperatura y baja movilidad, y minerales de baja temperatura y una mayor movilidad, como por ejemplo Cu > Zn > Pb > Ag.

La mineralización asociada al metasomatismo sugiere también la presencia de una segunda fase de skarnización (Skarn retrogrado), ocasionado por el enfriamiento del sistema y la intrusión de los pórfidos más jóvenes cargados en flujos hidrotermales con altos contenidos de iones metálicos, los cuales son más solubles a altas temperaturas y depositados a medida que el sistema se va enfriando.

Existen múltiples factores que afectan a la mineralización de un Skarn, uno de los cuales es el alto índice de porosidad y permeabilidad presente en la roca huésped (Calizas); el segundo miembro de la formación de Jumasha, presenta estas características litológicas, es decir, la presencia de brechas sedimentarias y los valores elevados de Ca CO<sub>3</sub>, convierten a este miembro en un potencial metalotecto ideal para la recepción de flujos mineralizantes, ya que las características litológicas de unión de clastos y matriz son poco coherentes y por ende ofrecen poca resistencia a la actividad magmática (fracturamiento hidráulico).

### **3.1.7 Alteraciones**

#### **Metasomatismo**

Caracterizado por la ocurrencia de minerales calcosilicatados anhidros formados por flujos de derivación magmática a temperaturas de 400 a 800 °C; las texturas presentes en el skarn son remanentes, es decir aún se puede distinguir la presencia del tipo de protolito (Intrusivo-endoskarn / Calizas-exoskarn); dentro de los minerales característicos propios de esta alteración se tiene a la serie de granates, piroxenos y la wollastonita.

#### **Alteración retrograda**

Generada a partir del enfriamiento del plutón y circulación de aguas de temperatura más baja, posiblemente meteóricas, oxigenadas, causando alteración retrógrada de los minerales calcosilicatados metamórficos y metasomáticos. En esta etapa se forman nuevos minerales hidratados de temperatura más baja, a partir de los minerales anhidros formados previamente. Incluyen: epidota, actinolita, clorita y otras fases minerales

hidratadas, típicamente con control estructural y sobreimpuestos a la secuencia de progrado (fallas, contactos estratigráficos o intrusivos). En algunos casos la mineralización se extiende también a esta etapa de retrogrado.

### **Alteración potásica**

Caracterizada por la presencia de feldespato potásico secundario y/o biotita secundaria (anhidrita también puede estar presente). Este tipo de alteración se presenta en la granodiorita, la monzonita y el stock porfiríticos, con una mineralización de Cu, y una intensidad baja y que podría considerarse traza.

### **Alteración propilítica**

Caracterizada por la presencia de clorita, epidota, calcita, y plagioclasa albitizada. Generada por soluciones casi neutras en un rango variable de temperaturas. La presencia de epidota se observa en manchas y en fracturas.

### **Silicificación**

Toda el área de estudio se encuentra “tapizada” por sílice, las rocas que fueron fuertemente silicificadas son los volcánicos en sus tres miembros, en donde la matriz “borra” la textura original de la roca, dificultando diferenciar el protolito.

### **Alteración argílica**

Dentro del área se tiene identificado dos sectores importantes. En el Sector Norte de la malla geoquímica, entre las Fallas Santa Rosa y Puyhuancocha, en algunas áreas del pórfito dacita se tiene una alteración argílica avanzada, en las cuarzomonzonitas en contacto con el pórfito dacita la alteración argílica es en manchas, a partir de fallas y fracturas, hacia el Este solo se observa a partir de fallas y fracturas.

En la zona denominada Tajo Grety y hacia el Sur Este de la Garita Santa Rosa la argilización es moderada con un ensamble de illita – caolinita, muy selectivamente se tiene la presencia de esmectita. Al Norte de la Laguna Putusay Bajo en las rocas del Volcánico Raura 2, la alteración argílica es moderada, asociado a óxidos

### **Zona de óxidos.**

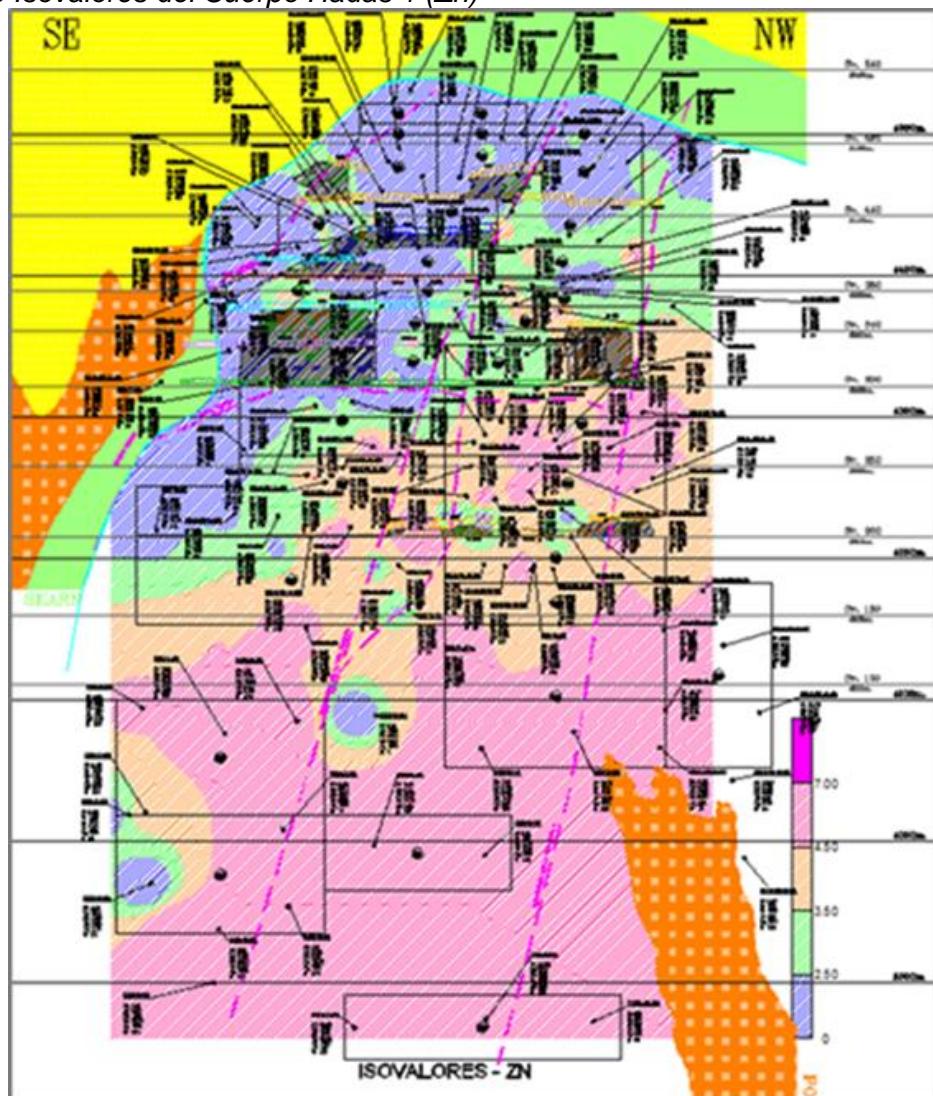
En los alrededores de la Laguna Putusay Bajo, principalmente en los Pórfido dacita se tiene pátinas de pirolusita, con ensambles de limonita y goethita. En la zona de Puyhuancocha la presencia de pirolusita aprovecha la debilidad de fracturas y planos de estratificación. Las principales áreas con óxidos de fierro (limonita, goethita, hematita) están ubicadas al Norte de la malla geoquímica, entre las Fallas Margot y Brunilda; asimismo se observa al Noroeste del sistema de Vetas Victorias, estos sectores de alteración principalmente están asociados a las áreas de argilización y presencia de pirita.

#### ***3.1.8 Curvas Isovalores***

Para la presente Estimación de Recursos estamos en la capacidad para elaborar Planos de Isovalores, la Base de datos a utilizar será la misma con la que se hizo la Estimación Geoestadística en Datamine, para este proceso ya se debe tener los canales de muestreo y sondajes diamantinos ubicados espacialmente (x,y,z), luego se analiza la base de datos, se somete a estadísticas para afinar aquellos datos que tengan comportamiento irregular (Altos Erráticos), posteriormente se determinan los rangos por cada elemento (CU, PB, ZN, AG) así como por precio (US\$) y potencia (ANCHO), todo esto con soporte de Histogramas, finalmente la base de datos procesada es importada al software SURFER que es con el que generamos las tendencias isovalóricas con el método Inverso a la Distancia, utilizamos este software debido a mejor distribución de tendencias y por su compatibilidad con Autocad que hoy en día es el software que utilizan nuestros geólogos de operación. Ver Figura 9

**Figura 9**

*Plano de Isovalores del Cuerpo Hadas 1 (Zn)*



Fuente: Cía. Minera RAURA

### **3.1.9 Densidad**

Los tonelajes estimados en las Reservas están relacionados con la cubicación de mineral a través de la densidad. La densidad debe estar adecuadamente sustentada en función de la litología existente en la zona, dominios estructurales, cajas y mineralización, según los lineamientos del Código JORC 2012.

La densidad disponible actualmente es histórica, no se tiene definida claramente el origen y posición espacial de las muestras. La Figura 10, presenta los valores promedios de las densidades por estructuras mineralizadas, del Inventario de Recurso a diciembre 2018.

**Figura 10**

*Densidad de recursos*

ZONA	ESTRUCTURA	CODIGO	CAJAS			MINERAL		
			Media	Mediana	No Mtr	Media	Mediana	No Mtr
CATUVA	CATUVA (CUERPO CATUVA)	RC_CAT	2.83	2.8	3	3.84	3.85	3
	CUERPO HALLEY	RC_HAL	2.85	2.85	1	3.19	3.19	2
	CATUVA (CUERPO NIÑO PERDIDO)	RC_NIP	2.77	2.77	1	3.66	3.66	2
	CATUVA (CUERPO PRIMAVERA)	RC_PRI	2.88	2.88	42	3.2	3.17	38
	VETA BALILLA N-S	RV_BAL_NS	2.86	2.85	3	3.3	3.29	4
	VETA BALILLAS PISO	RV_BAL_P	3.13	3.12	6	3.27	3.27	6
	VETA BALILLAS TECHO	RV_BAL_T	3.08	3.03	14	3.41	3.43	14
	VETA BETSHEVA PISO	RV_BET_P	3	2.97	9	3.3	3.3	6
ESPERANZA	VETA OFELIA	RV_OFE	3.06	3.06	2	3.29	3.31	5
	VETA ESPERANZA	RV_ESP	2.98	2.94	13	3.22	3.26	14
	VETA FLOR DE LOTO	RV_FDL	2.95	2.99	26	3.07	3.08	36
	VETA GAYCO	RV_GAY	3.12	3.12	2	3.09	3.08	10
	VETA NANCY	RV_NAN	2.75	2.75	1	3.01	3.01	1
	VETA SUSAN	RV_SUS	2.86	2.86	48	3.1	3.04	58
	VETA TORRE DE CRISTAL	RV_TOCR	2.63	2.63	2	2.63	2.63	2
	VETA TOROMINA NO.3	RV_TOR_3	2.75	2.75	1	3.31	3.31	1
HADAS	BOLSONADA FARALLON	RBOL_FAR	2.75	2.73	9	3.72	3.72	6
	CUERPO BRENDA	RC_BRE	2.82	2.82	6	4	4.01	15
	CUERPO BREKA	RC_BREKA	2.76	2.75	81	3.8	3.84	103
	CUERPO FARALLON	RC_FAR	2.79	2.78	58	3.65	3.72	94
	CUERPO HADAS 1	RC_HAD_1	3.03	3	185	3.59	3.56	288
	CUERPO HADAS 2	RC_HAD_2	2.96	2.98	46	3.45	3.44	105
	CUERPO JULISSA	RC_JUL	2.67	2.67	4	3.4	3.44	4
	CUERPO MARGOT	RC_MGT	2.88	2.87	117	3.72	3.69	237
	CUERPO SANTA ROSA	RC_STROSA	2.75	2.74	31	3.78	3.73	75
	CUERPO VANESSA	RC_VAN	2.83	2.82	86	3.65	3.61	115
	VETA 01	RV_01	2.65	2.66	6	3.52	3.24	10
	VETA 05	RV_05	2.87	2.8	4	4.2	4.26	4
	VETA BRUNILDA	RV_BRU	2.86	2.85	21	3.7	3.57	30
	VETA HADA N° 4	RV_HAD_4	2.9	2.88	64	3.76	3.75	73
	VETA KAROL	RV_KAR	2.78	2.77	19	3.71	3.75	28
	VETA KAROL 1	RV_KAR_1	2.76	2.76	40	3.9	3.91	77
	VETA KAREN	RV_KAREN	2.66	2.66	1	3.56	3.56	1
	VETA KATY	RV_KAT	2.78	2.79	86	3.59	3.61	101
	VETA LA COLORADA	RV_LA_COL	2.79	2.78	11	4	3.76	12
	VETA LEAD HILL SUR	RV_LHS	2.73	2.77	16	3.37	3.39	27
	VETA MARGOT	RV_MGT	2.81	2.81	1	3.57	3.57	2
	VETA VERONICA	RV_VER	2.8	2.8	1	3.85	3.85	1

Fuente: Cía. Minera RAURA

### 3.1.10 *Métodos de Minado*

Los métodos de explotación implementados están en función a la estructura mineralizada y últimamente se tiende a una total tercerización de la producción (actividad primaria). La unidad Raura está dirigiendo sus esfuerzos a la aplicación de métodos de explotación de mayor productividad y de menores costos de producción, es así como se viene migrando a métodos de minado masivo (sub Level Stoping) en las diferentes zonas de operación como es el caso de Cuerpo Santa Rosa, Cuerpo Hadas 1, Cuerpo Vanessa, Cuerpo Farallón, Ramal Farallón, Veta Karol, Veta Karol 1.

### **Método "Sub Level Stoping" o también llamado Taladros Largos**

Es un método que se utiliza en estructuras y rocas caja con RMR de calidad regular a buena. Se aplica principalmente en veta y cuerpos de mediana a alta potencia sin embargo puede emplearse también en vetas de baja potencia que no presente marcadas sinuosidades principalmente en altura. Se utiliza relleno de roca cementada o relleno en pasta para dar estabilidad a las zonas de explotación, pero principalmente con el fin de generar paredes auto-estables en la vecindad de las zonas de minado que permita recuperar la mayor cantidad del mineral existente y la continuidad de la explotación. En la Figura 11, se aprecia un diseño tipo del método. Este método puede tener una importante productividad sin embargo suele generar altos valores dilución por la desestabilización de las rocas encajonantes debido a la envergadura del minado.

Para el caso de Raura, se contemplan explotar bancos de 12.5 m o 25m, luego rellenarlos y continuar explotando cada banco hasta terminar el block. Las dimensiones del block van desde los 150 m hasta los 200 m de longitud por 60 o 100 m de altura.

Las labores de preparación consisten en rampa, subniveles, by pass en la base y a la altura de cada subnivel, cruceros, ventanas, cámaras y Raise Boring.

Inicialmente, se construye la rampa con secciones de:

- **Rampa Sección: 3.50X3.50**

La construcción de esta rampa con esta sección es operativa ya que es solo de acceso de Scoop y/o dumper, conforme se va construyendo la rampa se va realizando la construcción de una chimenea que servirá de Echadero para la evacuación del Desmonte y/o mineral (avance de los subniveles) y posteriormente sea Ore Pass para la evacuación del mineral de explotación

- **Rampa Sección: 4.50X4.00**

La construcción de esta rampa con esta sección es de acceso principal de nivel a nivel y es para tránsito de volquetes, conforme se va construyendo la rampa se va realizando la construcción de cámara de carguío para la evacuación del Desmonte

y/o mineral (avance de los subniveles) y para la evacuación del mineral de explotación.

Luego, se ejecutan los cruceros (3.5m x 3.5m) que salen de la rampa, a partir del cual se generan los subniveles (3.5m x 3.5m). Después, la construcción de un nivel de extracción (By Pass) paralelo a la estructura mineralizada (Galería), generalmente de 20 a 25 m de distancia de la estructura (dependiendo del estudios Geomecánico), a partir de este se construyen cortadas o ventanas hacia la estructura que permiten el acceso a la veta o cuerpo mineralizado espaciadas de hastial a hastial 25 m y en cada ventana de construye una refugio a 8 metros de la zona mineralizada (refugio para el operador del Scoop Diesel a control remoto), que es una primera variante. La segunda variante contempla una ventana en la parte central de la base y luego en los subniveles superiores, 3 ventanas, una central, y los otros dos en los extremos. Debido a la explotación de banco por banco, se procede a repetir toda esta preparación a cada nivel.

El tajo de explotación con taladros largos se cuenta con un RB de ventilación y chimeneas de servicios con el objetivo de asegurar unas óptimas operaciones en la preparación y explotación.

La secuencia de minado contempla lo siguiente:

En el caso de banco de 12.5 m, se procede a perforar el slot, luego la perforación de producción de manera negativa positiva o en abanico y de una sola vez. La voladura se realiza cada 3 secciones. Luego, tomar en cuenta que la extracción es por cada ventana, en el caso de la primera variante. La extracción, en el caso de la segunda variante, se procede en retirada.

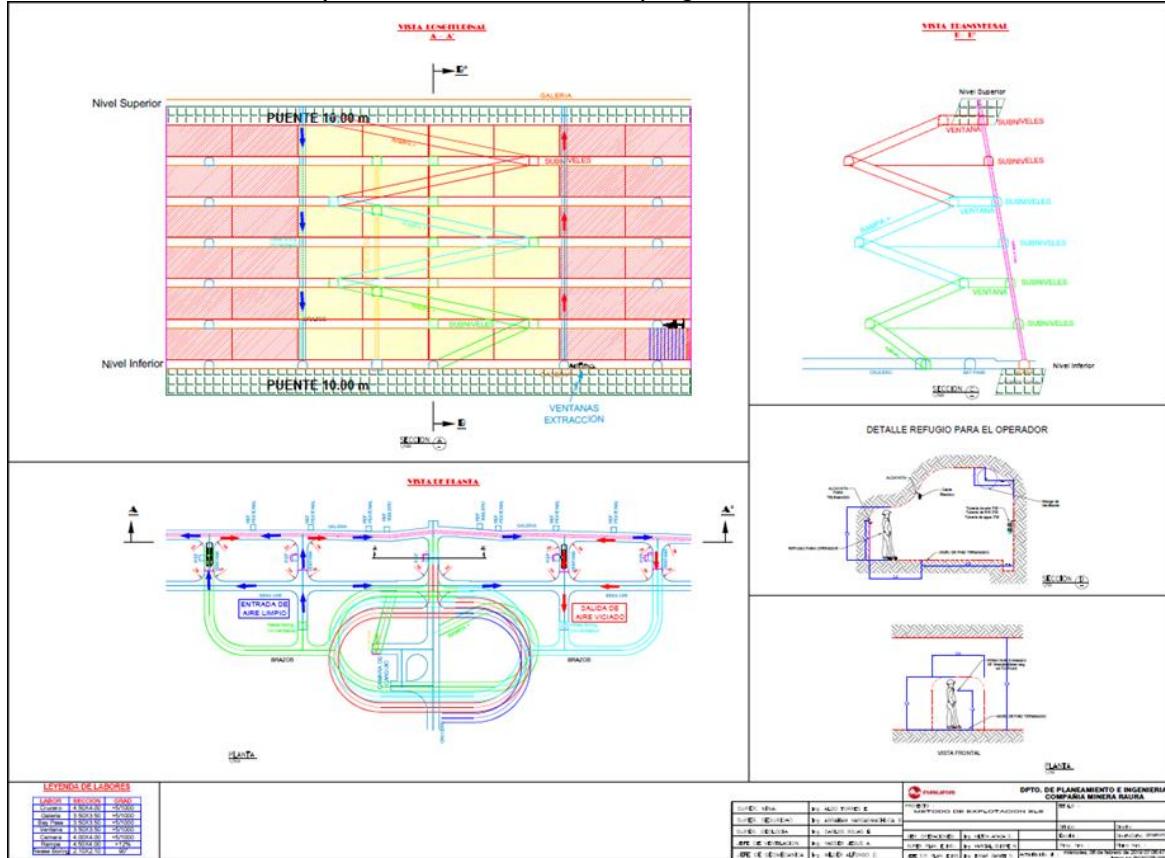
Para el caso de bancos de 25 m, se procede a perforar el slot, luego la perforación de producción de manera positiva y negativa, a partir de su respectivo subnivel. La voladura se realiza cada 3 secciones. Luego, tomar en cuenta la extracción es por cada ventana, en el caso que las ventanas se contemplen a una separación de 25 m. La otra variante es que se genere un solo acceso de extracción y se proceda en retirada.

Finalmente, se procede a llenar y para ello se utilizan las ventanas que están espaciadas cada 25 m, en el otro caso sólo por la ventana de uno de los extremos.

La Figura 11 muestra una vista isométrica del “Sublevel Stoping”

**Figura 11**

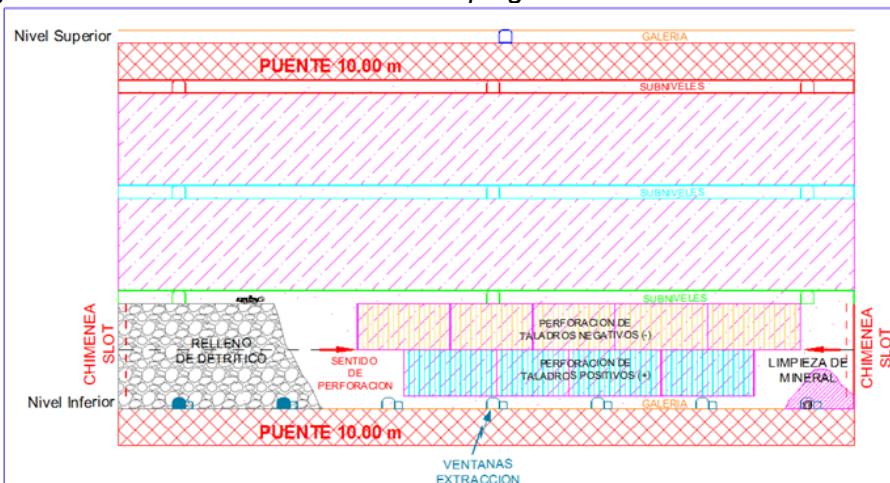
Vistas del Método de Exploración “Sub Level Stoping”



Fuente: Cía. Minera RAURA

**Figura 12**

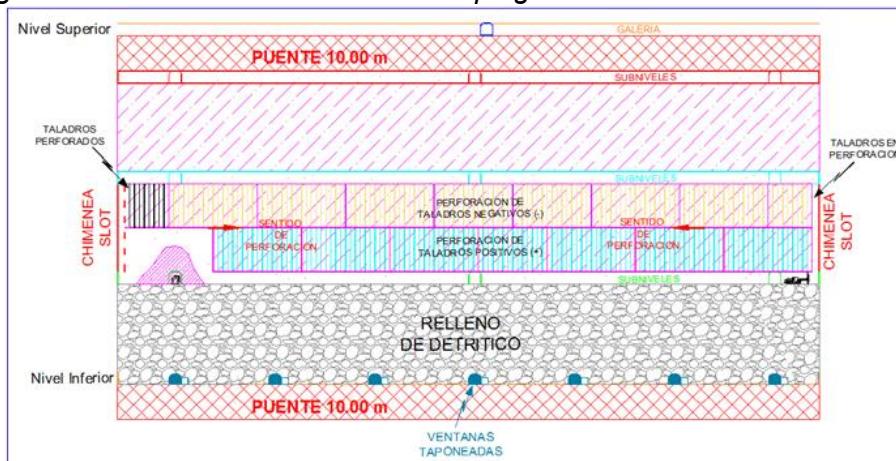
Vista Longitudinal Secuencia 1 “Sub Level Stoping”



Fuente: Cía. Minera RAURA

**Figura 13**

*Vista Longitudinal Secuencia 2 “Sub Level Stoping”*



Fuente: Cía. Minera RAURA

**Método “Bench and Fill”**

Al igual que en el caso del SLS, para el caso de Raura, se contemplan explotar bancos de 12.5 m o 25 m, luego rellenarlos y continuar explotando cada banco hasta terminar el block. Las dimensiones del block van desde los 150 m hasta los 200 m de longitud por 60 o 100 m de altura.

Las labores de preparación consisten en rampa, subniveles, cruceros, ventanas, cámaras y Raise Boring.

Inicialmente, se construye la rampa con secciones de:

**Rampa Sección: 3.50X3.50**

La construcción de esta rampa con esta sección es operativa ya que es solo de acceso de Scoop y/o dumper, conforme se va construyendo la rampa se va realizando la construcción de una chimenea que servirá de echadero para la evacuación del Desmonte y/o mineral (avance de los subniveles) y posteriormente sea Ore Pass para la evacuación del mineral de explotación

Luego, se ejecutan las ventanas centrales (3.5m x 3.5m) que salen de la rampa, a partir del cual se generan los subniveles (3.5m x 3.5m). Una ventana central en la base y luego 3 en los siguientes niveles, una en la parte central y otra en los extremos. Cada ventana sale directamente de la rampa y no es necesaria la ejecución de By Pass.

El tajo de explotación con taladros largos se cuenta con un RB de ventilación y chimeneas de servicios con el objetivo de asegurar unas óptimas operaciones en la preparación y explotación.

La secuencia de minado contempla lo siguiente:

En el caso de banco de 12.5 m, se procede a perforar el slot, luego la perforación de producción de manera negativa positiva o en abanico y de una sola vez. La voladura se realiza cada 3 secciones. Luego, tomar en cuenta que la extracción por la ventana central y se procede en retirada.

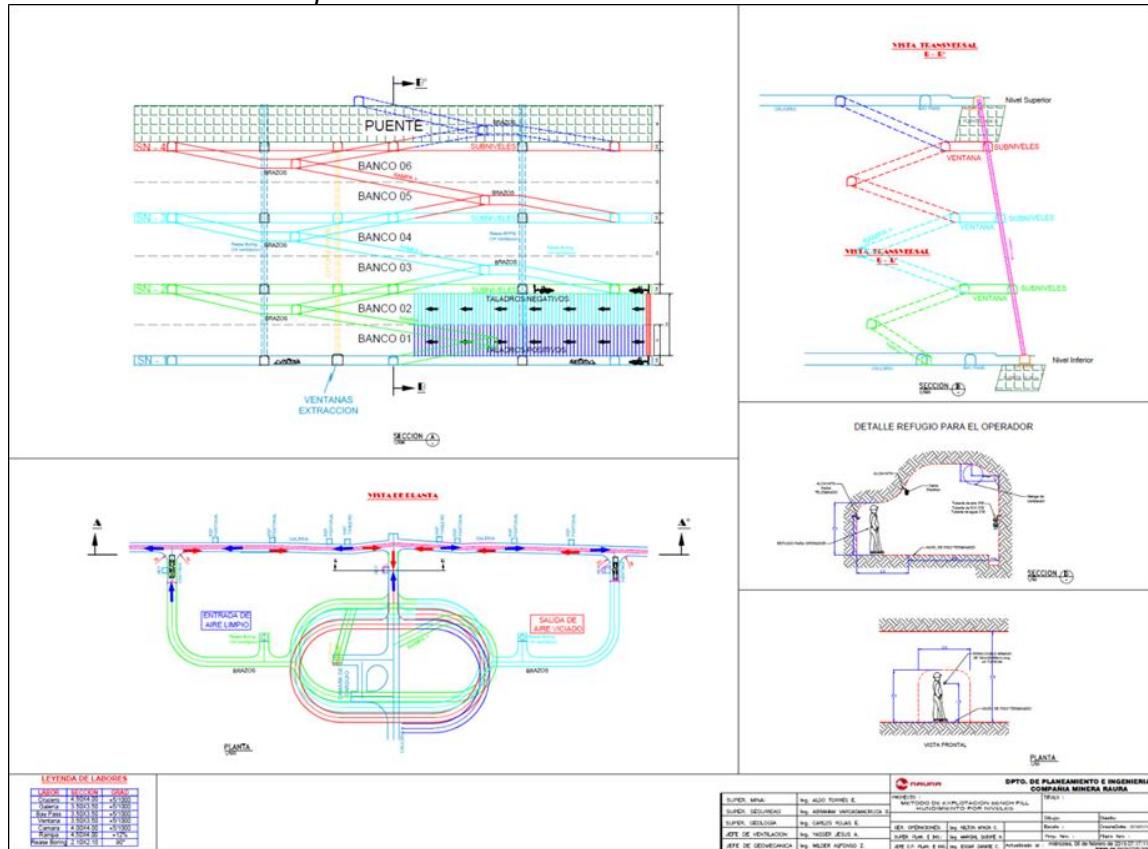
Para el caso de bancos de 25 m, se procede a perforar el slot, luego la perforación de producción de manera positiva y negativa, a partir de su respectivo subnivel. La voladura se realiza cada 3 secciones. Luego, tomar en cuenta la extracción es por la ventana central y se proceda en retirada.

Finalmente, se procede a llenar y para ello se utilizan una de las ventanas que están en el extremo.

La Figura 14 muestra una vista del método de minado “Bench and Fill” y la secuencia de minado en la Figura 15.

**Figura 14**

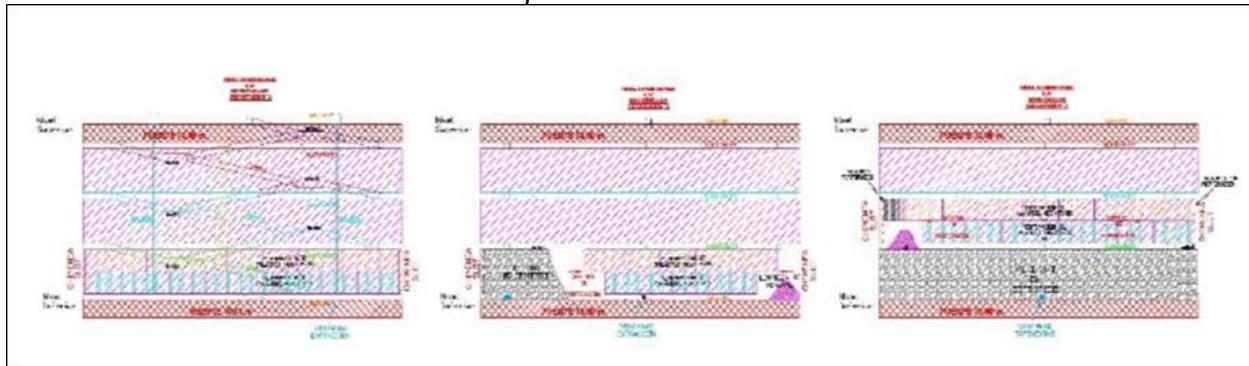
Vistas del Método de Explotación “Bench and Fill”



Fuente: Cía. Minera RAURA

**Figura 15**

Secuencia de Minado del Método de Explotación “Bench and Fill”



Fuente: Cía. Minera RAURA

### Método "Sub-Level Stoping Transversal (SLST)"

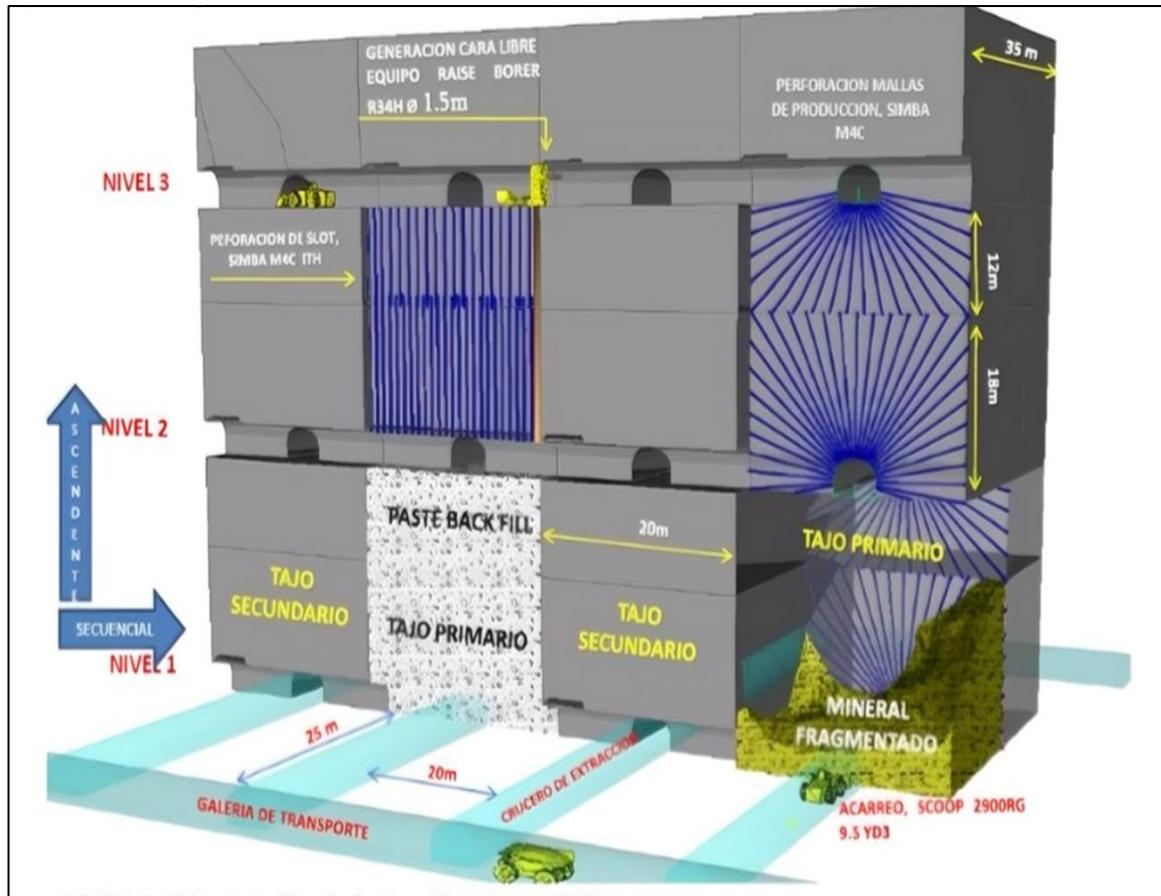
Se propone su empleo en estructuras calificadas como cuerpos con potencias mayores o iguales a 10 m. El ancho del tajo (distancia en vista longitudinal) equivale a un factor divisor de 1.5 a la potencia del cuerpo si esta es menor a 20m y con un factor de 2 si es igual o mayor a 20 m. El minado se realizará en forma de paneles primarios y

secundarios transversales al rumbo de la estructura mineralizada y se empleará relleno de roca cementada después del minado de cada panel debido a que se requieren paredes autoestables para la continuidad del minado en paneles aledaños (secundarios). Para este caso en Raura sería necesario la implementación de una planta de relleno de roca cementada y analizar con mayor detalle en la etapa de PFS la posibilidad de adquirir un equipo Simba para perforación. En la evaluación económica se incluyen ambos costos de capital.

Las dimensiones del block consideradas es la indicada por Redco (20x15x15) como primera instancia. El diseño de minado en la Figura 17 y la secuencia de minado en la Figura 16.

**Figura 16**

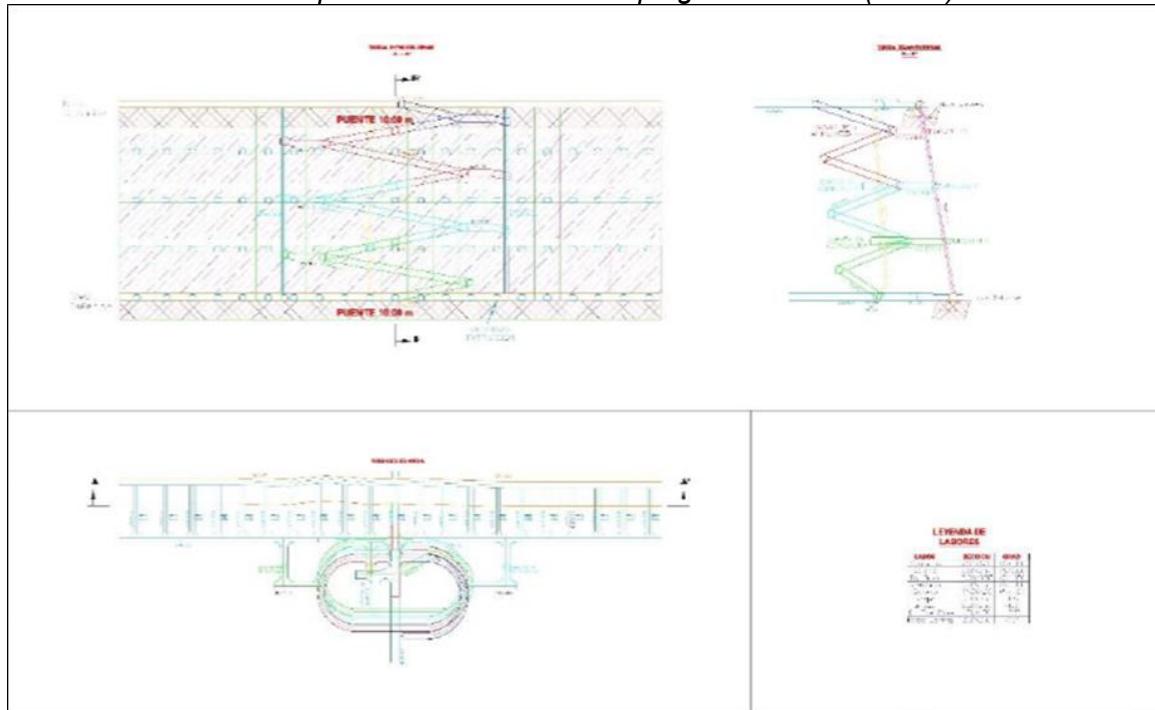
Secuencia de Minado SLST



Fuente: Medina E. (2013)

**Figura 17**

*Vistas del Método de Explotación “Sub-Level Stoping Transversal (SLST)”*



Fuente: Cía. Minera RAURA

#### **Método “Cut and Fill” o Corte y Relleno Ascendente**

En este método de minado, el mineral es arrancado por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando hacia arriba. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril, para el soporte de las cajas, proporcionando una plataforma que sirve de piso de trabajo a los trabajadores mientras la próxima rebanada sea minada.

El material del relleno puede ser de roca estéril proveniente de las labores de preparación, exploración y desarrollo en la mina; en la práctica moderna del corte y relleno es común usar el relleno hidráulico, este material procede de los relaves de la planta concentradora, mezclado con agua y transportado a la mina a través de tuberías impulsado por bombas de alta presión.

La explotación de corte y relleno ascendente puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características:

- Fuerte buzamiento ( $>55^{\circ}$ )
- Las cajas del yacimiento pueden ser irregulares y no competentes

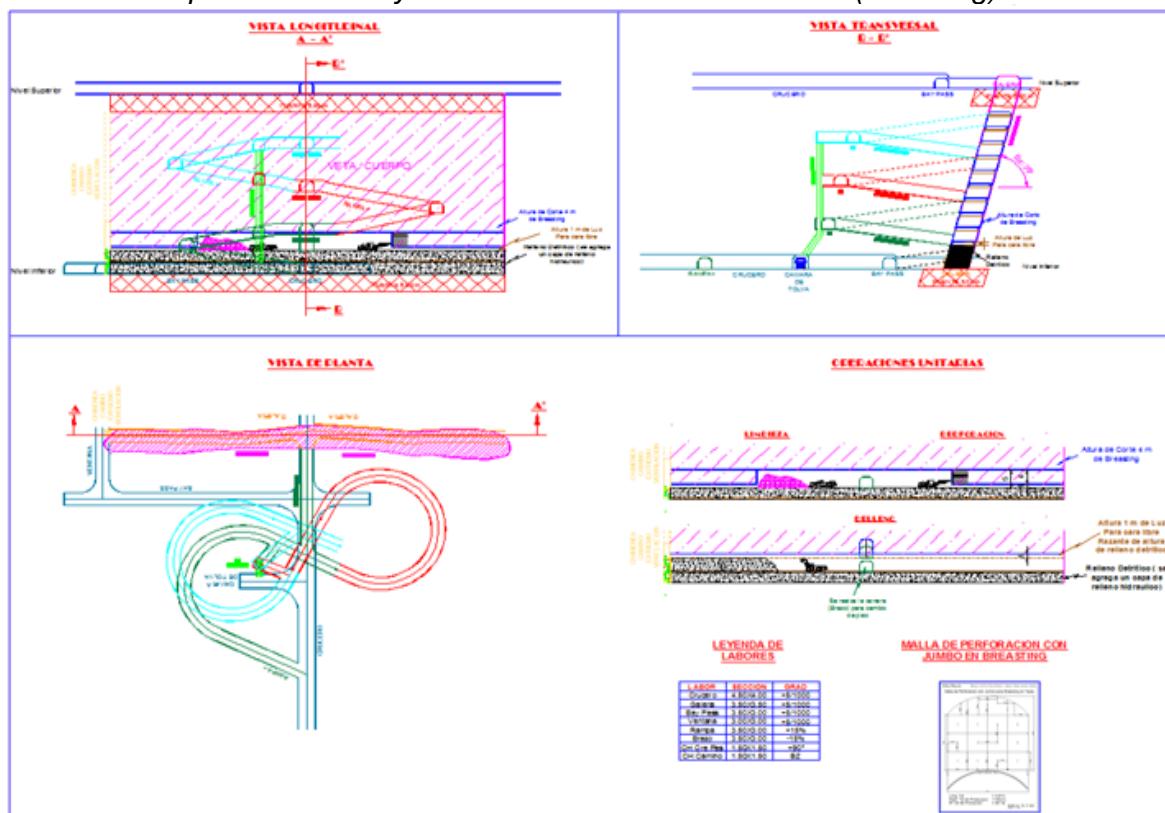
- El mineral debe tener buena ley
- Disponibilidad de material de relleno
- Límites regulares del yacimiento
- En cualquier depósito y terreno

El material es arrancado en forma de tajadas de manera que se asemeja a bancos o gradas invertidas, en secciones grandes del techo pueden dispararse sin interrupciones.

El ciclo de minado consiste en: Perforación, voladura, sostenimiento, acarreo y transporte, relleno. La información proporcionada por Raura incluye variantes del método de Corte y Relleno en su etapa de limpieza o acarreo de mineral. Figura 18.

**Figura 18**

*Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente Mecanizado (Breasting)*



Fuente: Cía. Minera RAURA

En la Figura 19 muestra los métodos de minado que se utilizan en la mina por sector y estructura mineralizada; según las reservas.

**Figura 19**

*Método de Explotación por Estructura*

MODELO	AZONE	T_MIN	M. EXPLOTACIÓN
■ GEOESTADISTICO	■ BREKA	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	■ CPO BRENDA	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	■ CPO CATUVA	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	■ CPO HADAS 1	CRBR	Corte y Relleno Ascendente Mecanizado
		SLSL	Sub Level Stoping Longitudinal
	■ CPO MARGOT	CRBR	Corte y Relleno Ascendente Mecanizado
		SLSL	Sub Level Stoping Longitudinal
	■ CPO VANESSA	CRBR	Corte y Relleno Ascendente Mecanizado
		SLSL	Sub Level Stoping Longitudinal
	■ CPO_FARALLON	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
		CRBR	Corte y Relleno Ascendente Mecanizado
	■ CPO_KATTY	CRBR	Corte y Relleno Ascendente Mecanizado
	■ CPO_SANTA ROSA	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	■ RAMAL_FARALLON	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	■ VETA _KAROL	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	■ VETA _KAROL 1	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	■ VETA BETSHEVA	SLSL	Sub Level Stoping Longitudinal
	■ VETA BRUNILDA	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
		CRBR	Corte y Relleno Ascendente Mecanizado
	■ VETA ESPERANZA	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	■ VETA FLOR DE LOTO	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	■ VETA GAYCO	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	■ VETAS HADAS 4	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
		CRBR	Corte y Relleno Ascendente Mecanizado
■ CLA SICO	■ BOLSONADA MARGOT	CRBR	Corte y Relleno Ascendente Mecanizado
	■ CATUVA (CUERPO NIÑO PER	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	■ CPO BRENDA	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	■ CUERPO BALILLA N-S	BAFVET	Bench and Fill Stoping Vetas
	■ CUERPO BALILLAS PISO	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	■ CUERPO BALILLAS TECHO	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
		BAFVET	Bench and Fill Stoping Vetas
	■ CUERPO BETSHEVA PISO	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	■ VETA 05	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
		BAFVET	Bench and Fill Stoping Vetas
	■ VETA BRUNILDA TECHO	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	■ VETA KAREN	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	■ VETA LA COLORADA	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	■ VETA LEAD HILL SUR	BAFVET	Bench and Fill Stoping Vetas
	■ VETA NANCY	BAFVET	Bench and Fill Stoping Vetas
	■ VETA PALOMA	BAFVET	Bench and Fill Stoping Vetas
	■ VETA RUBI	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	■ VETA SUSAN	BAFVET	Bench and Fill Stoping Vetas
	■ VETA TOROMINA NO.3	BAFVET	Bench and Fill Stoping Vetas
	■ VETA TOROMINA NO.4	BAFVET	Bench and Fill Stoping Vetas
	■ VETA TORRE DE CRISTAL	BAFVET	Bench and Fill Stoping Vetas
	■ VETA VERONICA	CRBR	Corte y Relleno Ascendente Mecanizado
<b>Total Reservas</b>			

Fuente: Cía. Minera RAURA

### 3.2 Recolección de datos

La recolección de datos de la presente investigación se efectuó a través de la recopilación de la siguiente información:

- Base de datos del transporte de desmonte de los volquetes (FMX-440) de 17 m<sup>3</sup>, desde las labores y frentes de avance u otras zonas autorizadas por la operación hacia donde se ubica la cámara de volteo o acumulación de desmonte, la información fue facilitada por la empresa especializada que realiza el servicio de movimiento de materiales. (Ver anexo 1).
- Características de los volquetes a utilizar en este proceso, es importante tener las características y dimensiones para realizar el diseño de las cámaras de volteo de material y generar procesos que se adapten a la operatividad de los equipos elevando la productividad de los mismos.

**Figura 20**

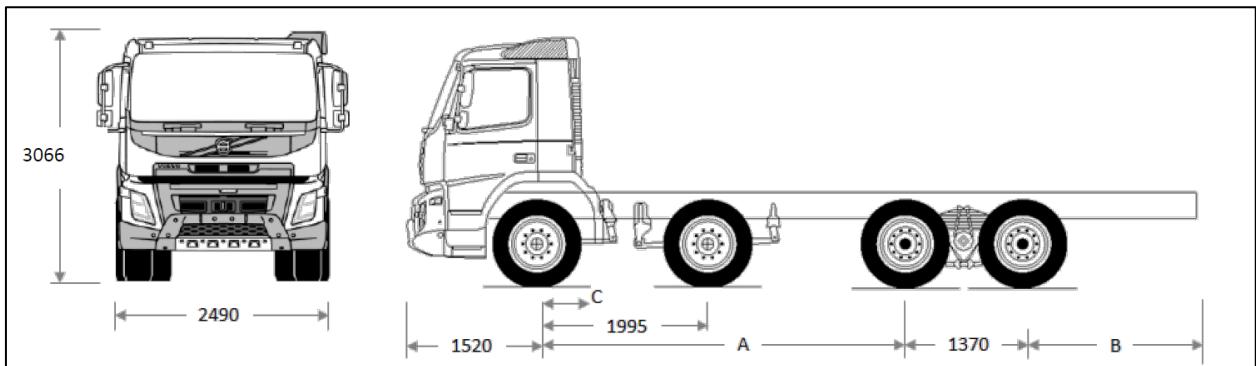
*Fotografía de Volquete FMX 440*



Fuente: Volvo

**Figura 21**

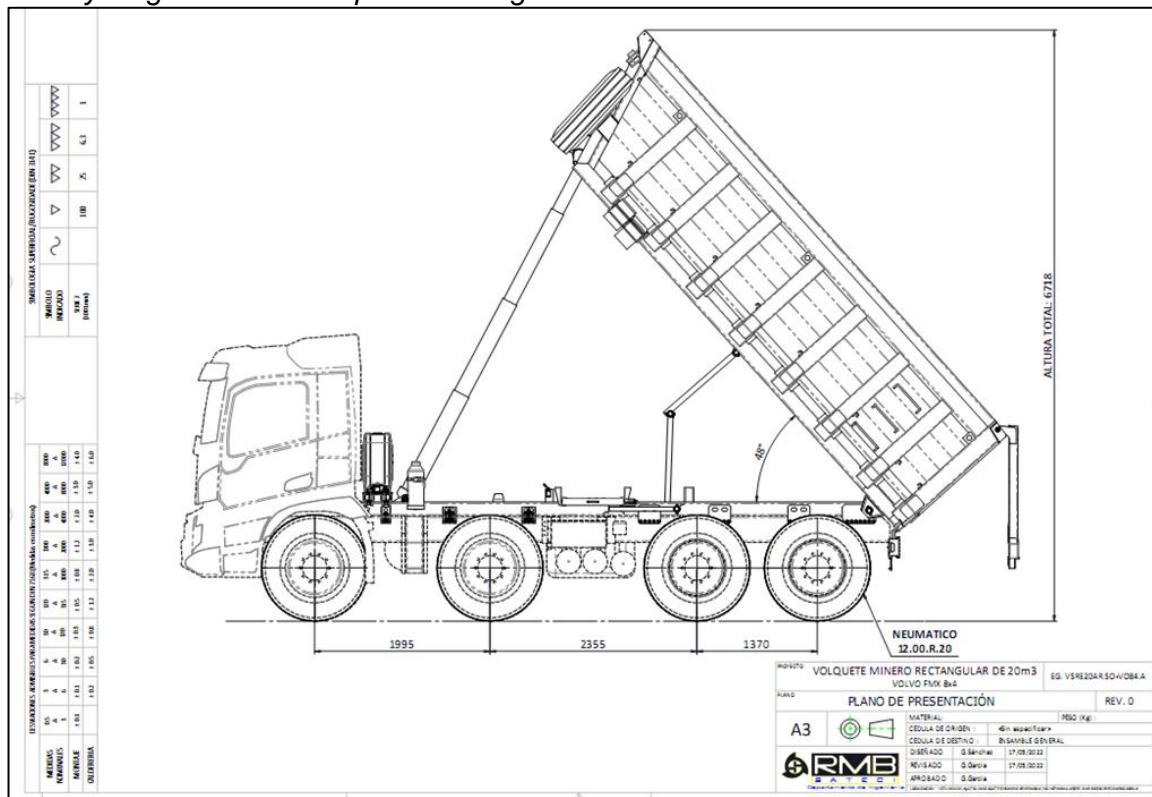
*Dimensiones del Tracto*



Fuente: Volvo

**Figura 22**

*Altura y longitud de Toldeo para descarga de material*



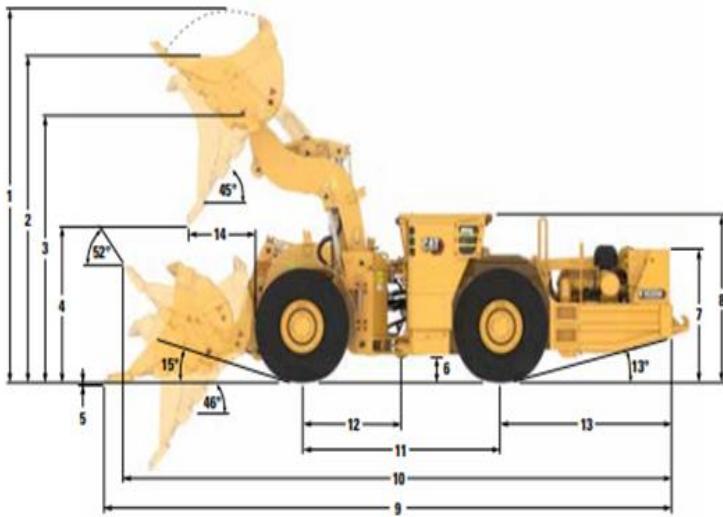
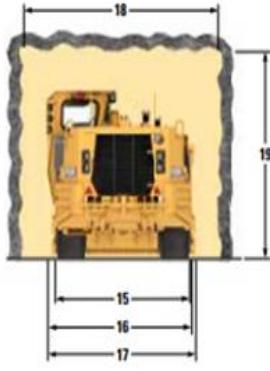
Fuente: Volvo

- Base de datos de las toneladas de acarreo desde las cámaras de recepción del material estéril hacia la disposición final (tajo vacío) con los equipos de bajo perfil (scoops de 6 yd<sup>3</sup>), se recopilo las toneladas movidas, horómetros de equipo inicial-final, nombre de operadores, capacidad nominal de equipos y las horas de trabajo de los scoops que se utilizaron para completar el proceso de relleno de las zonas minadas, facilitado por el área de operaciones de la unidad minera. (Ver anexo 2).

- Características de los scoops a utilizar en este proceso.

**Figura 23**

*Altura y longitud de Toldeo para descarga de material*

Dimensiones												
Todas las dimensiones son aproximadas.												
												
514-5710	203-1792	227-4704	514-5720	260-5198	598-8733							
Cucharón de descarga	Cucharón de descarga	Cucharón de descarga	Cucharón de descarga	Cucharón expulsor	Cucharón empernado							
Capacidad del cucharón	4,2 m <sup>3</sup>	5,5 yd <sup>3</sup>	4,8 m <sup>3</sup>	6,3 yd <sup>3</sup>	5,6 m <sup>3</sup>	7,3 yd <sup>3</sup>	5,9 m <sup>3</sup>	7,7 yd <sup>3</sup>	4,8 m <sup>3</sup>	6,3 yd <sup>3</sup>	5,3 m <sup>3</sup>	
	mm	pulg	mm	pulg	mm	pulg	mm	pulg	mm	pulg	mm	
Ancho del cucharón sobre la cuchilla	2.600	102,4	2.600	102,4	2.600	102,4	2.900	114,2	2.600	102,4	3.042	
1 Altura: cucharón levantado	5.204	204,9	5.204	204,9	5.282	208,0	5.282	208,0	5.385	212,0	5.182	
2 Altura máxima de descarga	4.497	177,0	4.497	177,0	4.497	177,0	4.497	177,0	4.565	179,7	4.497	
3 Altura: pasador del cucharón a levantamiento máximo	3.752	147,7	3.752	147,7	3.752	147,7	3.752	147,7	3.752	147,7	3.757	
4 Altura: espacio libre de descarga en levantamiento máximo	2.365	93,1	2.207	86,9	2.042	80,4	2.095	82,5	2.120	83,5	2.190	
5 Altura: profundidad de excavación	24	0,9	39	1,5	54	2,1	47	1,9	47	1,9	76	
6 Altura: espacio libre sobre el suelo	344	13,5	344	13,5	344	13,5	344	13,5	344	13,5	344	
7 Altura: parte superior del capó	1.895	74,6	1.895	74,6	1.895	74,6	1.895	74,6	1.895	74,6	1.895	
8 Altura: parte superior de la ROPS	2.400	94,5	2.400	94,5	2.400	94,5	2.400	94,5	2.400	94,5	2.400	
9 Longitud: total (excavación)	9.865	388,4	10.107	397,9	10.347	407,4	10.270	404,3	10.233	402,9	10.118	
10 Longitud: total (acarreo)	9.570	376,8	9.711	382,3	9.853	387,9	9.805	386,0	9.948	391,7	9.881	
11 Longitud: distancia entre ejes	3.536	139,2	3.536	139,2	3.536	139,2	3.536	139,2	3.536	139,2	3.536	
12 Longitud: desde el eje delantero hasta el enganche	1.768	69,6	1.768	69,6	1.768	69,6	1.768	69,6	1.768	69,6	1.768	
13 Largo: desde el eje trasero hasta el parachoques	3.055	120,3	3.055	120,3	3.055	120,3	3.055	120,3	3.055	120,3	3.055	
14 Longitud: alcance	1.255	49,4	1.408	55,4	1.573	61,9	1.530	60,2	1.495	58,9	1.433	
15 Ancho: total entre neumáticos	2.400	94,5	2.400	94,5	2.400	94,5	2.400	94,5	2.400	94,5	2.400	
16 Ancho: máquina sin cucharón	2.564	100,9	2.564	100,9	2.564	100,9	2.564	100,9	2.564	100,9	2.564	
17 Ancho: máquina con cucharón	2.723	107,2	2.723	107,2	2.723	107,2	2.965	116,7	2.723	107,2	3.042	
18 Ancho de espacio libre recomendado	3.500	137,8	3.500	137,8	3.500	137,8	3.500	137,8	3.500	137,8	3.500	
19 Altura de espacio libre recomendada	3.000	118,1	3.000	118,1	3.000	118,1	3.000	118,1	3.000	118,1	3.000	

Fuente: CAT

**Figura 24**

*Fotografía de Scoop CAT 6.3 yd<sup>3</sup>*



Fuente: CAT

- Los costos de las labores asociadas a la infraestructura a proponer, se obtuvo de los precios unitarios de las ofertas económicas y/o contratos de las empresas especializadas de avances, facilitado por el área de planeamiento de la unidad minera (Ver anexo 3).

**Figura 25**

*Análisis de precios unitarios – Cámara*

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS Cámaras (4.0x4.0)						
Labor	Cámaras (4.0x4.0)	Total Taladros	56.00	Barra Perf.	14.00	
Sección (ancho x altura, metros)	4.00	Pies/disparo	728	Long. Perf.	13.00	
Rend./Disp	3.57 m	Gravedad especí	2.70	% Eficiencia pc	90%	
		Perímetro (m2/m)	41.80	Cantidad de explosivo		
		Área (m2)	14.99	Sobrerotura	10%	
		Volumen (m <sup>3</sup> )	53.56	Toneladas/disp	144.61	
				Total taladros	56.00	
				Tal. Cargado	38.00	
				Tal. Rimado	4.00	
				Tal. Alivio	8.00	
				Tal Piloto	4.00	
				Cuneta	2.00	
Descripción	Unidad	Cantidad	Costo (U \$.)	Incidencia	Costo/metro	\$/m
<b>Personal</b>						-
Operador de jumbo Frontonero	Gda	1.00	63.41	-	-	
Ayudante de operador de equipos - ium	Gda	1.00	44.64	-	-	
Operador de Anfoloader	Gda	1.00	44.64	-	-	
Maestro de operaciones mina	Gda	1.00	39.06	-	-	
Ayudante de operaciones mina	Gda	1.00	40.07	-	-	
Operador de jumbo Empernador	Gda	1.00	63.41	-	-	
Ayudante de operador de equipos - em	Gda	1.00	44.64	-	-	
Operador de scoop	Gda	1.00	58.33	-	-	
Operador de plataforma	Gda	1.00	47.68	-	-	
Maestro de servicios mina	Gda	1.00	41.09	-	-	
Ayudante de servicios mina	Gda	1.00	38.55	-	-	
Electricista General I	Gda	1.00	48.19	-	-	
Operador de scaler	Gda	1.00	58.33	-	-	
<b>Perforación</b>						24.10
Aceros de avances	mp	221.89	0.35	0.28	21.61	
Afiladora de brocas	mp	221.89	0.04	0.28	2.48	
<b>Herramientas</b>						17.35
Alambre	kg	1.00	1.11	10.00	0.03	
Pintura spray	lat	1.00	1.73	1.00	0.48	
Atacador	pza	2.00	3.44	10.00	0.19	
Barretilla	jgo	1.00	167.33	150.00	0.31	
Comba	pza	1.00	25.68	150.00	0.05	
Escalera de aluminio	pza	1.00	155.33	180.00	0.24	
Lampa	pza	1.00	9.76	25.00	0.11	
Llave 14"	pza	1.00	27.42	150.00	0.05	
Llave 18"	pza	1.00	39.38	150.00	0.07	
Pico	pza	1.00	11.00	75.00	0.04	
Punzon cebo	pza	1.00	10.00	150.00	0.02	
Cucharilla	pza	1.00	5.00	75.00	0.02	
Soplete	pza	1.00	35.00	150.00	0.07	
Cuerda de nylon	m	1.00	1.76	20.00	0.02	
Pantalla Reflector	pza	-	220.99	150.00	-	
Tubo PVC Sal. 1.1/2" x 3 mts	pza	15.00	1.30	1.00	5.46	
Tacos de arcilla	pza	42.00	0.49	1.00	5.77	
Cintillos	pza	1.00	0.20	1.00	0.06	
Válvulas 1"	pza	1.00	13.00	50.00	0.07	
Pintura esmalte	gal	1.00	10.74	10.00	0.30	
Unión rápida 2"	pza	1.00	6.48	10.00	0.18	
Alcayata	pza	2.00	5.74	1.00	3.21	
Manguera 1"	m	60.00	3.46	100.00	0.58	
<b>Implementos</b>						-
EPP	und	13.00	2.41	-	-	
<b>Ventilación</b>						3.80
Manga de ventilación 32"	m	3.57	3.75	0.28	3.75	
Accesorios manga de ventilación	m	3.75	0.05	0.28	0.05	
<b>Equipo</b>						123.37
<b>Propiedad</b>						
Jumbo Frontonero 2B	Hora	2.47	-	-	-	
Scooptram 6.0 yd	Hora	2.60	-	-	-	
Plataforma	Hora	1.94	-	-	-	
Desatador	Hora	1.39	-	-	-	
Anfoloader	Hora	1.04	-	-	-	
<b>Operación</b>						
Jumbo Frontonero 2B	Hora	2.47	60.12	0.28	41.52	
Scooptram 6.0 yd	Hora	2.60	54.41	0.28	39.54	
Plataforma	Hora	1.94	20.16	0.28	10.97	
Desatador	Hora	1.39	58.47	0.28	22.73	
Anfoloader	Hora	1.04	29.54	0.28	8.61	
<b>Costo directo</b>						168.62
<b>Costo indirecto</b>			0.0%			-
<b>Costo unitario</b>						168.62
<b>Utilidad operativa</b>			6.00%			10.76
<b>Precio unitario</b>						179.38

Fuente: Cía. Minera RAURA

**Figura 26**

*Análisis de precios unitarios – Desquinche*

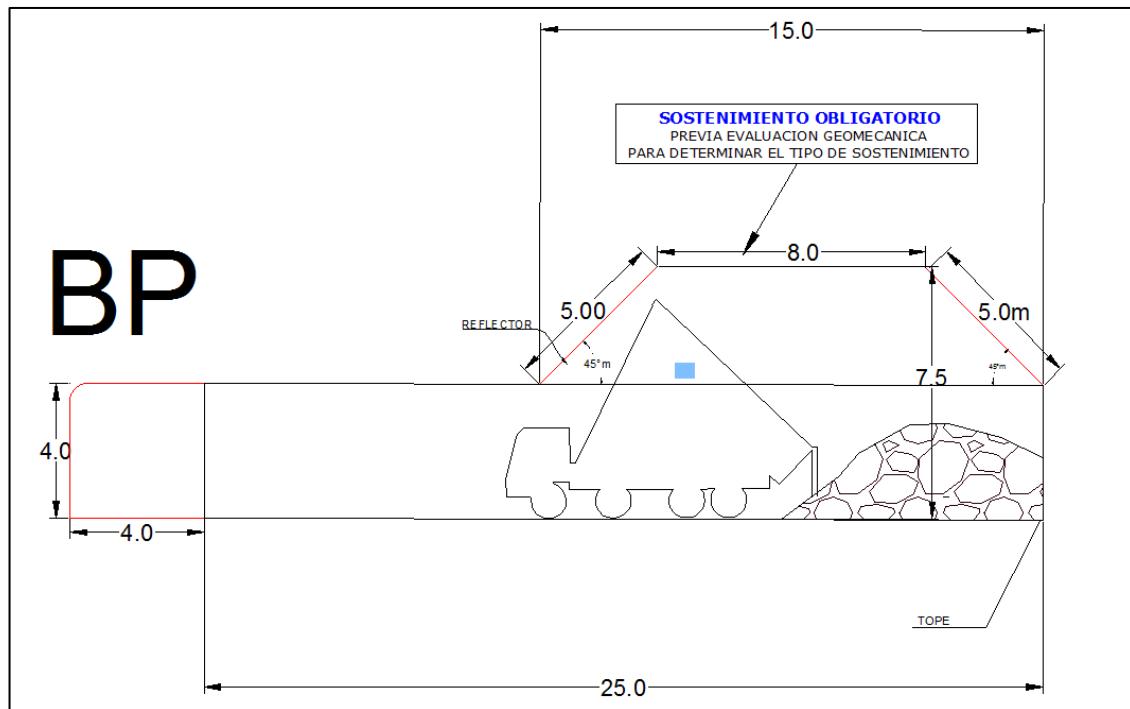
ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS						
Desquinche						
Labor	Desquinche	Total Taladros	40.00	Barra Perf.	14.00	
Sección (ancho x altura, metros)	3.50	Pies/disparo	520	Long. Perf.	13.00	
Rend./Disp	41.74 m <sup>3</sup>	Gravedad específico	2.70	% Eficiencia por	100%	
		Perímetro (m <sup>2</sup> /m)	427.35	Cantidad de explosivo		
		Área (m <sup>2</sup> )	1.00	Sobrerotura	10%	
		Volumen (m <sup>3</sup> )	41.74	Toneladas/dispa	112.71	
				Total taladros p	40.00	
				Tal. Cargado	36.00	
				Tal. Rimado	-	
				Tal. Alivio	4.00	
				Tal Piloto	-	
				Cuneta	-	
Descripción	Unidad	Cantidad	Costo (US\$.)	Incidencia	Costo/m <sup>3</sup>	\$/m <sup>3</sup>
<b>Personal</b>						
Operador de jumbo Frontonero	Gda	1.00	63.41	-		
Ayudante de operador de equipos- jumbo	Gda	1.00	44.64	-		
Operador de Anfoloader	Gda	1.00	44.64	-		
Maestro de operaciones mina	Gda	1.00	39.06	-		
Ayudante de operaciones mina	Gda	1.00	40.07	-		
Operador de jumbo Empernador	Gda	1.00	63.41	-		
Ayudante de operador de equipos - empen	Gda	1.00	44.64	-		
Operador de scoop	Gda	1.00	58.33	-		
Operador de plataforma	Gda	1.00	47.68	-		
Maestro de servicios mina	Gda	1.00	41.09	-		
Ayudante de servicios mina	Gda	1.00	38.55	-		
Electricista General I	Gda	1.00	48.19	-		
Operador de scaler	Gda	1.00	58.33	-		
<b>Perforación</b>						1.47
Aceros de avances	mp	158.50	0.35	0.02	1.32	
Afiladora de brocas	mp	158.50	0.04	0.02	0.15	
<b>Herramientas</b>						2.14
Alambre	kg	1.00	1.11	10.00	0.22	
Pintura spray	lat	1.00	1.73	1.00	0.01	
Atacador	pza	2.00	3.44	10.00	0.14	
Barrettilla	jgo	1.00	167.33	150.00	0.02	
Comba	pza	1.00	25.68	150.00	0.14	
Escalera de aluminio	pza	1.00	155.33	180.00	0.03	
Lampa	pza	1.00	9.76	25.00	0.06	
Llave 14"	pza	1.00	27.42	150.00	0.13	
Llave 18"	pza	1.00	39.38	150.00	0.09	
Pico	pza	1.00	11.00	75.00	0.16	
Punzon cebo	pza	1.00	10.00	150.00	0.36	
Cucharilla	pza	1.00	5.00	75.00	0.36	
Soplete	pza	1.00	35.00	150.00	0.10	
Cuerda de nylon	m	1.00	1.76	20.00	0.27	
Pantalla Reflector	pza	1.00	220.99	150.00	0.02	
Pintura esmalte	gal	1.00	10.74	10.00	0.02	
<b>Implementos</b>						
EPP	und	13.00	2.41	-		
<b>Ventilación</b>						
Manga de ventilación 36"	m	-	4.19	0.02	-	
Accesorios manga de ventilación	m	-	0.05	0.02	-	
<b>Equipo</b>						12.89
<b>Propiedad</b>						
Jumbo Frontonero 1B	Hora	3.84	-	-		
Scooptram 4.2 yd	Hora	4.52	-	-		
Plataforma	Hora	1.94	-	-		
Desatador	Hora	1.39	-	-		
Anfoloader	Hora	1.04	-	-		
<b>Operación</b>						
Jumbo Frontonero 1B	Hora	3.84	47.39	0.02	4.35	
Scooptram 4.2 yd	Hora	4.52	45.44	0.02	4.92	
Plataforma	Hora	1.94	20.16	0.02	0.94	
Desatador	Hora	1.39	58.47	0.02	1.95	
Anfoloader	Hora	1.04	29.54	0.02	0.74	
<b>Costo directo</b>						16.50
<b>Costo indirecto</b>			0.0%			-
<b>Costo unitario</b>						16.50
<b>Utilidad operativa</b>			6.00%			1.05
<b>Precio unitario</b>						17.56

Fuente: Cía. Minera RAURA

- El diseño de la infraestructura es el propio estándar de minado que proporciono el área de planeamiento de la unidad minera y se solicitó el procedimiento de relleno de tajos al área de operaciones mina.

**Figura 27**

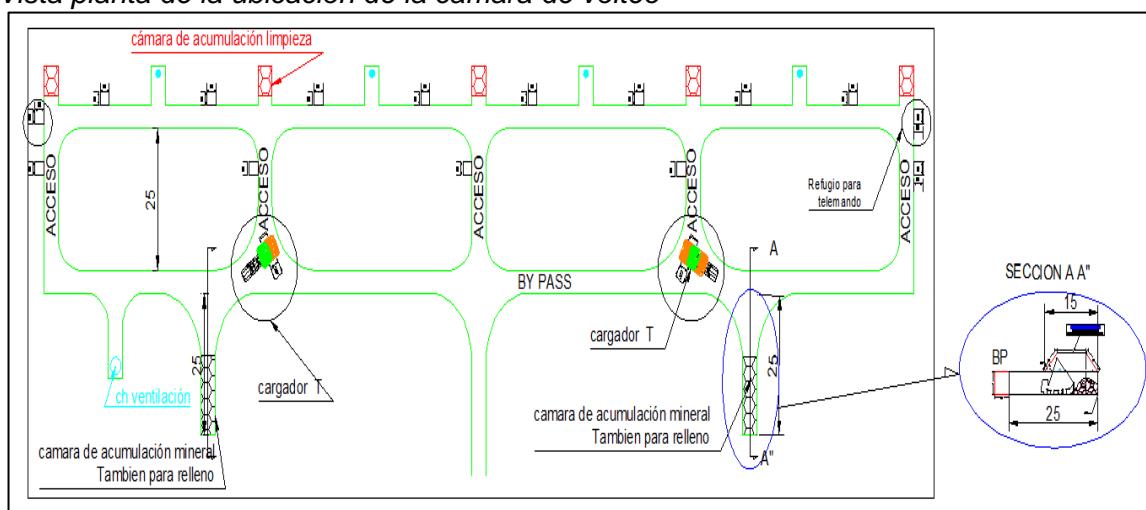
*Dimensiones de la cámara de volteo*



Fuente: Elaboración propia

**Figura 28**

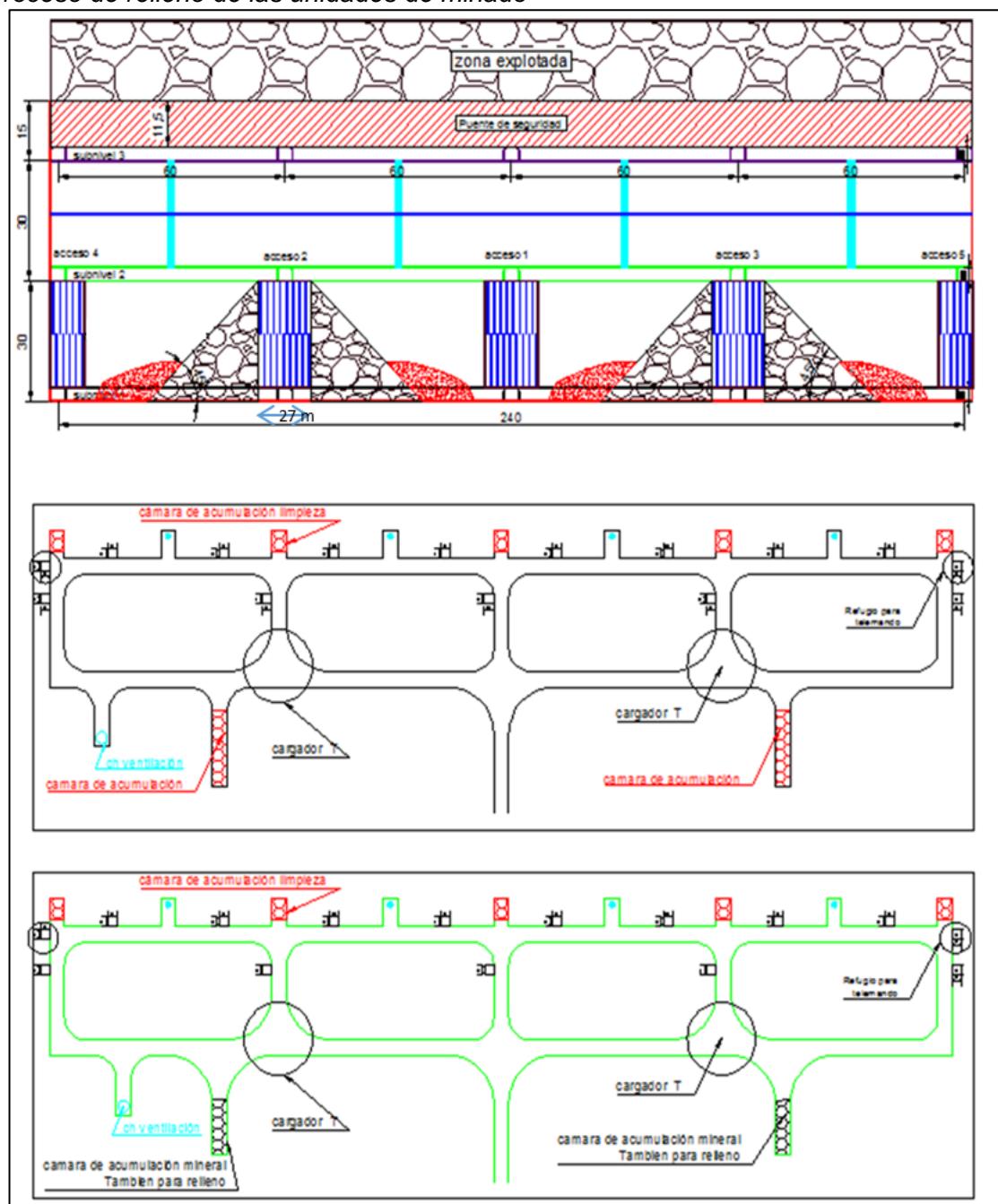
*Vista planta de la ubicación de la cámara de volteo*



Fuente: Elaboración propia

**Figura 29**

Proceso de relleno de las unidades de minado

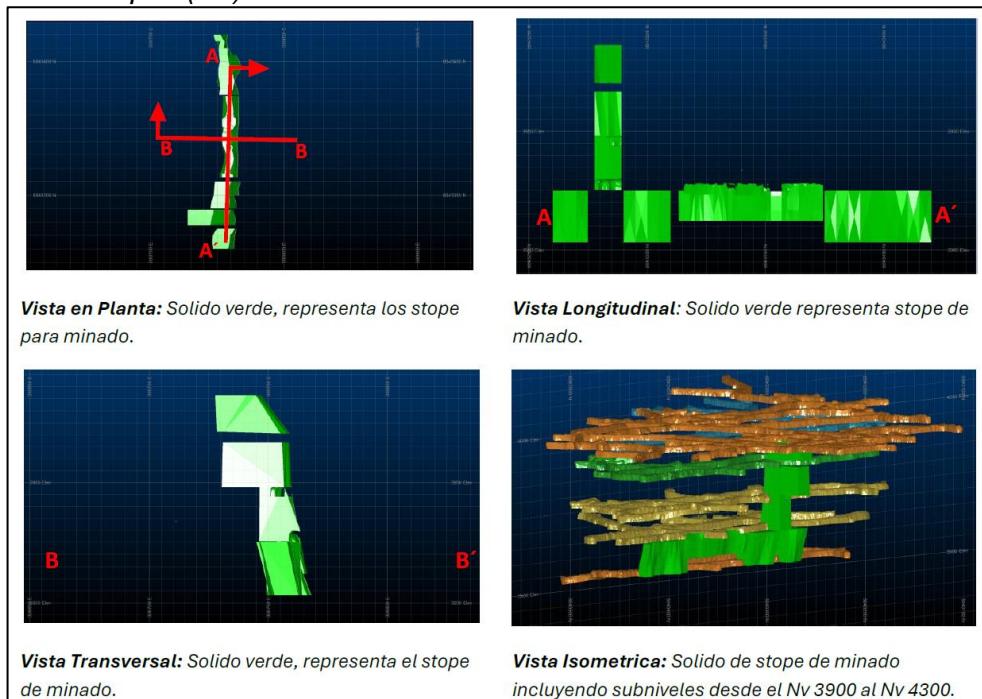


Fuente: Elaboración propia

- Las dimensiones y volumen de la zona a llenar están en función a su dimensionamiento geomecánico para aseguramiento de la estabilidad y continuidad de la explotación. (Dimensionamiento de tajo Vanessa)

**Figura 30**

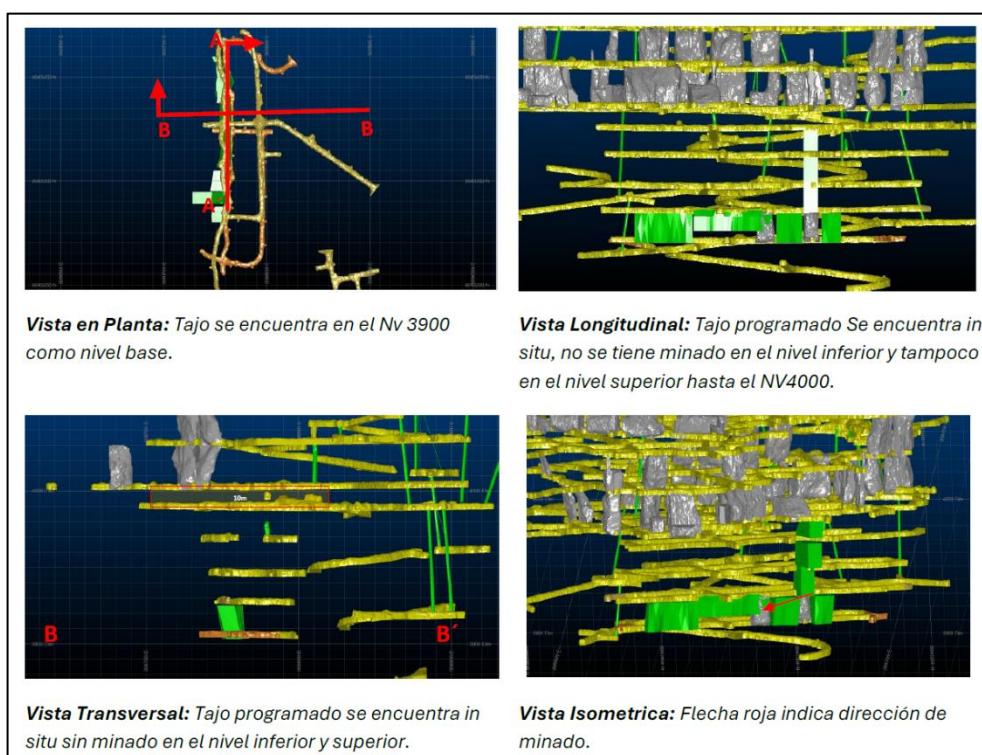
Vistas de los stopes (3D) de minado



Fuente: Cía. Minera RAURA

**Figura 31**

Vistas de la zona de influencia de los stopes de minado



Fuente: Cía. Minera RAURA

**Tabla 6**

*Dimensiones de la zona de minado*

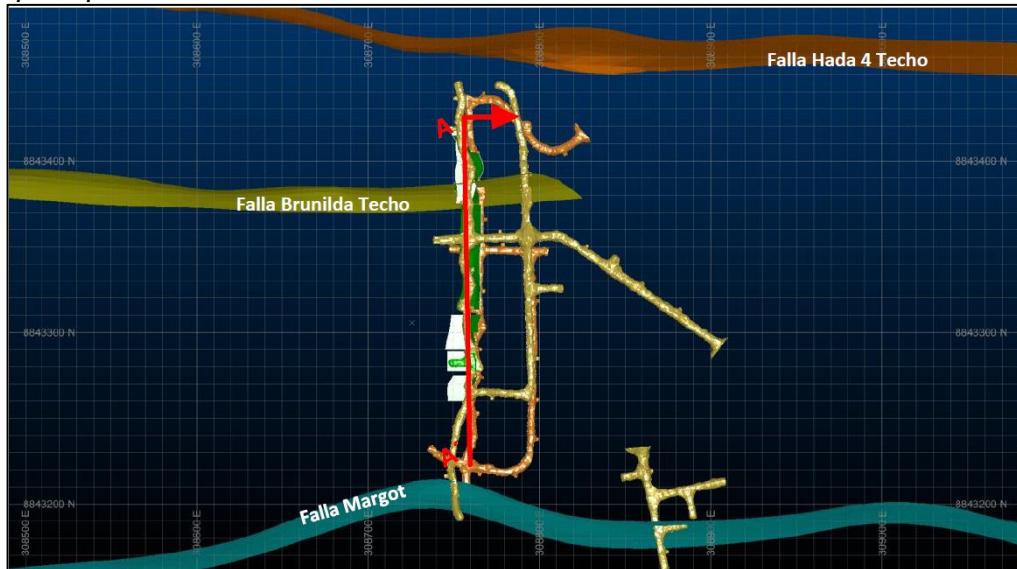
Ancho propuesto (m)	Altura propuesta (m)	Longitud propuesta (m)	Buzamiento
10.62	26	62	70

Fuente: Cía. Minera RAURA

### Análisis Estructural de las fallas principales

**Figura 32**

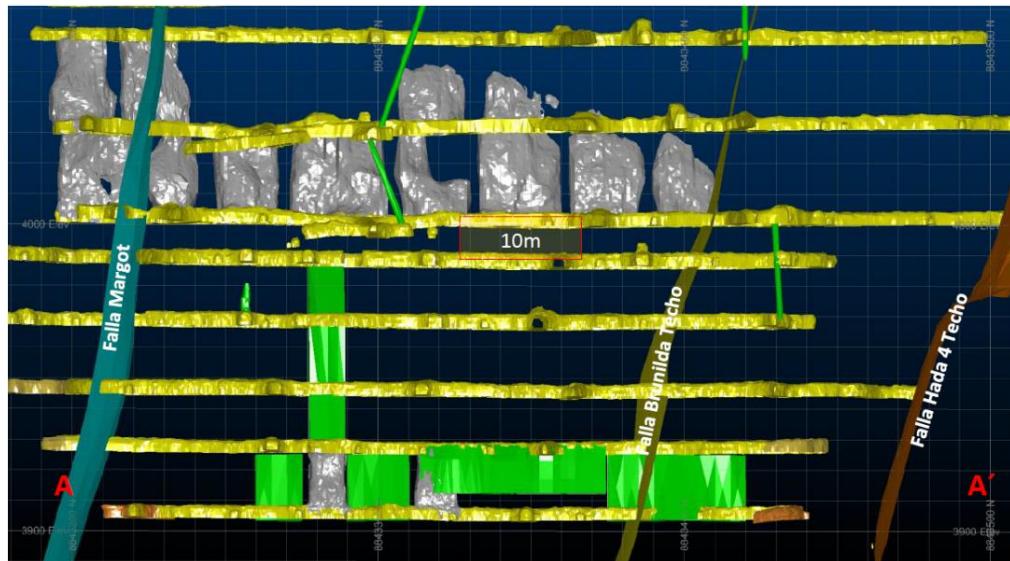
*Fallas principales aledañas a la zona de minado*



Fuente: Cía. Minera RAURA

**Figura 33**

*Falla Brunilda Techo es transversal al minado*



Fuente: Cía. Minera RAURA

## Análisis Empírico

- Número de estabilidad ( $N'$ )

$$N' = Q'.A.B.C \quad (4)$$

Donde:

A = Factor de condición de esfuerzos

B = Factor de orientación de estructuras

C = Factor de componente gravitacional

F = Factor de ajuste por efecto fallas mayores

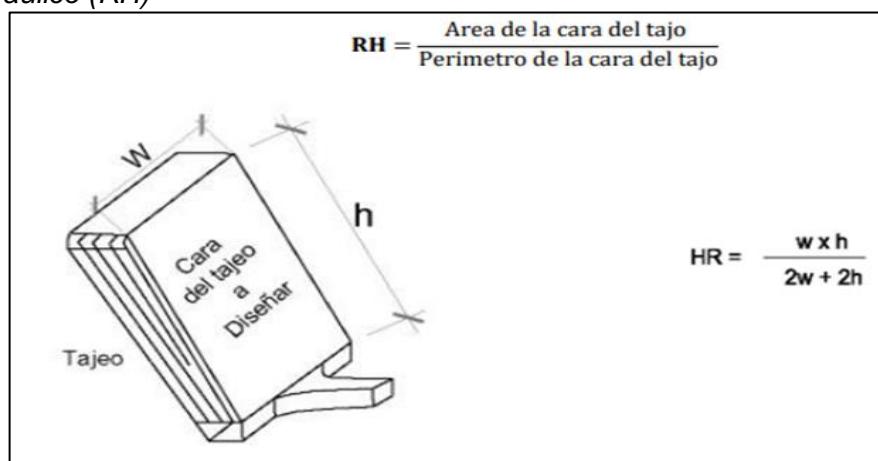
$Q'$  = Índice de calidad de roca de Barton

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times J_w \quad (5)$$

- Radio Hidráulico (RH)

**Figura 34**

*Radio Hidráulico (RH)*



Fuente: Cía. Minera RAURA

- Análisis de Valores

El Dimensionamiento. Usando las dimensiones propuestas por el área de planeamiento y realizando los ajustes geomecánicos se determinan las dimensiones finales para el minado del tajo:

**Tabla 7**

*Dimensiones propuestas de la zona de minado*

Ancho propuesto (m)	Altura propuesta (m)	Longitud propuesta (m)	Buzamiento
10.62	26	62	70

Fuente: Cía. Minera RAURA

Usando la fórmula de  $Q'$  se tiene:

**Tabla 8**

*Calculo de  $Q'$*

RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	$Q'$
62	4.0	2.0	1.0	1.0	15.7

Fuente: Cía. Minera RAURA

**Tabla 9**

*Cuadro resumen de valores*

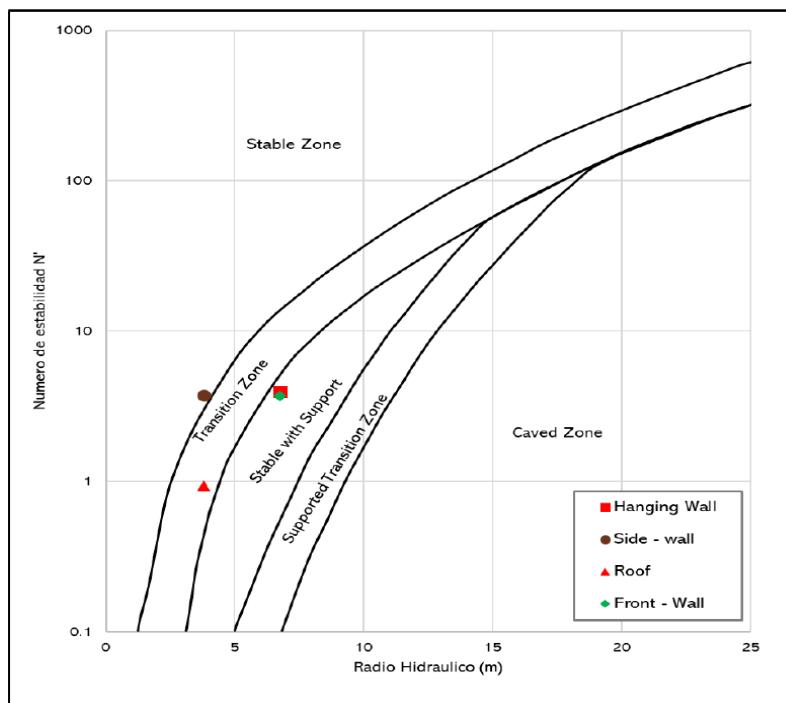
	Hanging Wall	Side Wall	Roof	Front Wall
$Q'$	15.7	15.7	15.7	15.7
Factor A	0.1	0.1	0.1	0.1
Factor B	0.3	0.3	0.3	0.3
Factor C	7.0	8.0	2.0	6.5
N'	4.0	3.8	0.9	3.7
RH	6.7	3.8	3.8	6.7

Fuente: Cía. Minera RAURA

Según los valores asignados para el dimensionamiento del tajo, nos encontramos en la zona estable para el slide-wall, en zona de transición para el Roof, en zona estable con soporte para Hanging wall y Front wall.

**Figura 35**

*Método grafico de estabilidad*

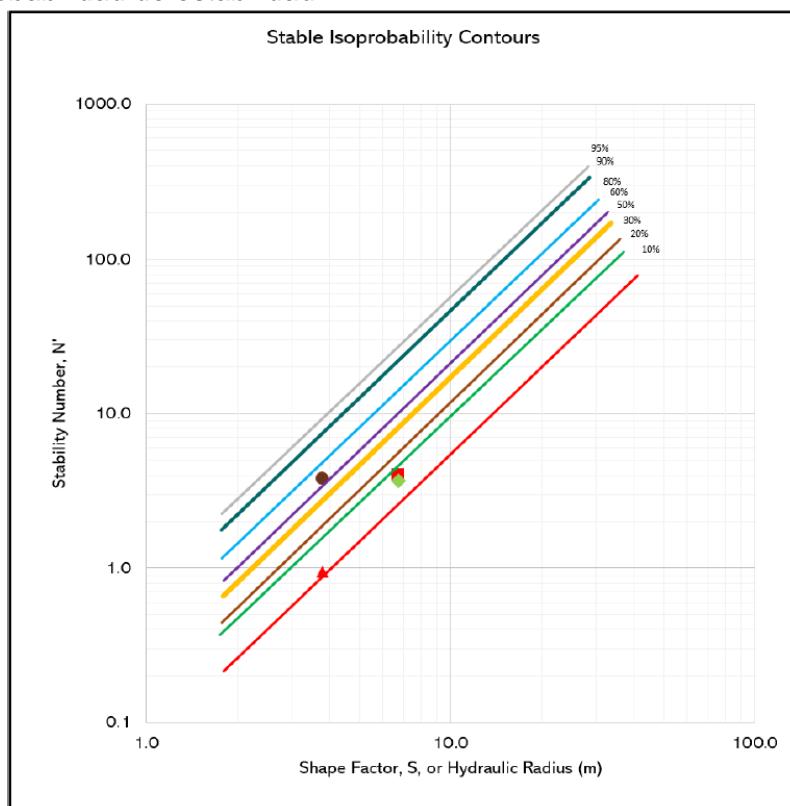


Fuente: Cía. Minera RAURA

Determinación del % probabilidad de estabilidad. Se tiene una probabilidad de estabilidad de 10% para Roof, 20%para Hanging Wall y Front y 65% para Side wall.

**Figura 36**

Gráfico de Probabilidad de estabilidad



Fuente: Cía. Minera RAURA

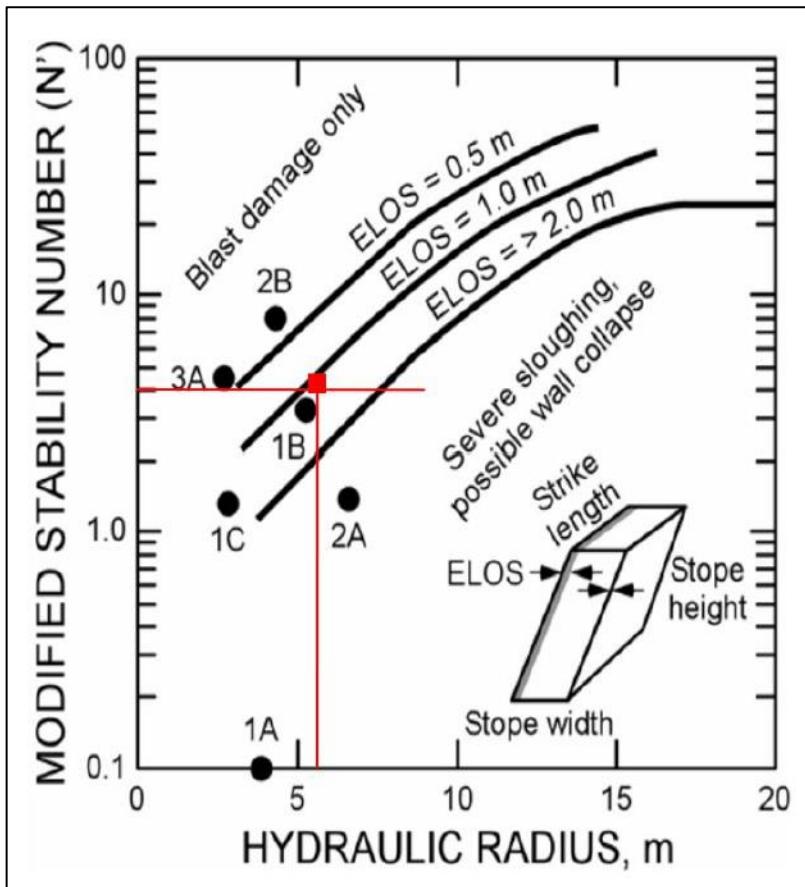
#### Estimación de la sobre-rotura equivalente – ELOS

De acuerdo con el análisis de estabilidad por el método gráfico, las dimensiones recomendadas son 27 m de largo para una altura de 26 m, las cajas (techo y piso), muestran inestabilidad con la probabilidad de 20% que genera descaje igual a 1.5 m para la caja techo y la caja piso (ELOS). Este descaje puede incrementar por el tiempo de exposición al no rellenarse oportunamente y/o elevada carga operante.

$$ELOS = 0.72 + 3.11 \log RH - 1.79 \log N \quad (6)$$

**Figura 37**

Abaco para el ELOS



Fuente: Cía. Minera RAURA

Fue importante para la contratación de la hipótesis, la recopilación de los rendimientos históricos obtenidos anteriormente durante el ciclo de relleno de tajos y los ábacos de catálogo de equipos según la capacidad.

### 3.3 Procesamiento de la información

- A partir de la base de datos del movimiento de desmonte mediante volquetes, se calcula la cantidad de material ( $m^3$ ) disponible en las cámaras de acumulación provenientes de las labores aledañas o autorizadas por la operación para el posterior relleno de las unidades de minado (tajos).
- Se realiza el costeo de la infraestructura minera, la cual contempla una labor tipo cámara de sección  $4.00 \times 4.00$  m con una longitud de 25.0 m y presenta un realce de 8.0 m en un tramo de 15.0 m, se toma como input los datos proporcionados por el área de planeamiento.

- El dimensionamiento de los tajos (altura de banco y longitud de minado), están en función a la potencia del cuerpo mineralizado y la fortificación de las cajas techo y piso, esta información se toma como input para el requerimiento de material a llenar en este caso desmonte (relleno detrítico)
- A partir de la base de datos de acarreo del Scoop desde las cámaras de volteo hacia los espacios vacíos, se calcula el tiempo de llenado de los tajos en función al rendimiento (ton/hora) de acuerdo a la distancia, se genera la curva de productividad (ton/hora vs distancia) para comparar la situación inicial

Los datos obtenidos en la presente investigación a partir de horas de llenado, costos de labores, toneladas transportadas y acarreadas se procesarán mediante tablas, gráficos de barras, líneas e histogramas y se realizará el análisis estadístico de los mismos utilizando el paquete informático MS Excel, que permite dar visibilidad y entendimiento.

A partir de los datos obtenidos del estudio geomecánico (longitud, ancho y altura) se calculará la necesidad de llenado por parte de los tajos minados.

Se calculará el rendimiento de equipos (ton/hora) a partir de las toneladas y los horómetros recopilados, con esta información y la necesidad se procede a calcular los tiempos de llenado de los tajos.

Los costos de labores mineras a proponer se cuantificarán y se totalizarán sobre la base de la unidad mínima de explotación del método de minado y se calculará en MS Excel, para una mejor perspectiva y visualización del diseño minero se utilizará el software minero Datamine (Studio UG), donde se realizará el esquema 3D de la infraestructura a proponer.

## **Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados**

El análisis de datos de la presente investigación se realizará con el objetivo de demostrar que la propuesta de infraestructura minera para el relleno detrítico mejora el tiempo del ciclo para la disposición del material en los espacios abiertos generados por la explotación y extracción de mineral.

Se analizará el rendimiento logrado por el scoop al momento de acercar la zona de acopio del material utilizado para el relleno y se contrastará con los ábacos de rendimiento de catálogo según la capacidad del equipo y los rendimientos históricos en el ciclo de relleno en la unidad de análisis. Es importante analizar el costo (\$/ton) incurrido en la infraestructura para tomar la decisión adecuada y no genere presupuestos adicionales que no permitan la viabilidad de la propuesta.

### **4.1 Análisis de productividad**

Iniciamos realizando un análisis preliminar de rendimiento (ton/h) versus costo de operación del scoop (\$/h), tomamos como base un promedio de horas operativas por guardia, y luego se simulará los indicadores anteriormente mencionados variando la distancia de acarreo del equipo y comparar ambas curvas.

**Tabla 10***Análisis de horas programadas turno día*

Inicio Guardia	07:00		
Final Guardia	19:00		
Diferencia	12.00		
Actividad	Hora Inicial	Hora Final	Diferencia (Hrs)
Reparto de Guardia	06:50	07:05	0.25
Espera de Bus Línea	07:05	07:15	0.17
Traslado a Mina al Nv 3980	07:15	08:30	1.25
Inspección de Equipo	08:30	08:45	0.25
Calentamiento de Equipo	08:45	08:55	0.17
Inicio de Actividad	08:55		
			2.08
Traslado a Comedor	11:47	12:15	0.47
Refrigerio	12:15	13:00	0.75
Traslado a Labor	13:00	13:25	0.42
Retoma Actividad	13:25		
			1.63
Termino de Actividades	17:30		
Salida a Superficie	17:30	18:45	1.25
Tiempo Perdido por Chispeo	17:30	18:30	1.00
			2.25
Total de Horas Muertas			5.97
Horas Programadas Por Guardia Día			6.03

Fuente: Elaboración propia

**Tabla 11***Análisis de horas programadas turno noche*

Inicio Guardia	07:00		
Final Guardia	19:00		
Diferencia	12.00		
Actividad	Hora Ini	Hora Fin	Dif (Hrs)
Reparto de Guardia	18:50	19:05	0.25
Espera de Portatropa	19:05	19:15	0.17
Traslado a Mina al Nv 4540	19:15	20:30	1.25
Inspección de Equipo	20:30	20:45	0.25
Calentamiento de Equipo	20:45	20:55	0.17
Inicio de Actividad	20:55		
			2.08
Traslado a Comedor	23:47	00:15	0.00
Refrigerio	00:15	01:00	0.00
Traslado a Labor	01:00	01:25	0.00
Retoma Actividad	01:25		
			0.00
Termino de Actividades	05:30		
Salida a Superficie	05:30	06:45	1.25
Tiempo Perdido por Chispeo	05:30	06:30	1.00
			2.25
Total de Horas Muertas			4.33
Horas Programadas Por Guardia Noche			7.67

Fuente: Elaboración propia

**Tabla 12***Promedio de horas programadas*

Horas guardia día	6.03
Horas guardia noche	7.69
<b>Promedio de horas programadas</b>	<b>6.90</b>

Fuente: Elaboración propia

Para calcular el rendimiento de acarreo de material con scoop 6.0 yd<sup>3</sup> se considerará lo siguiente:

- Horas de operación por guardia – 6.85 horas
- Número de guardias – 2
- Días de operación por mes – 26 días
- Total de horas de operación por mes – 356.20 horas
- Factor de esponjamiento – 33%
- Factor de llenado – 85%
- Densidad del material in-situ – 2.7 ton/m<sup>3</sup>
- Costo de operación de equipo Scoop – 103.8 \$/h

**Tabla 13**

*Rendimiento de acarreo de material con scoop 6.0 yd<sup>3</sup> (30 a 120 metros)*

DISTANCIA PROMEDIO EN HORIZONTAL		Metros	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120
Costo por tonelada			0.49	0.54	0.59	0.64	0.69	0.74	0.79	0.84	0.89	0.94
Ratio de producción horaria	R	TM/hora	214	194	177	163	151	140	131	123	116	110
Ratio de producción mensual	R	TM/mes	76,189	68,945	62,958	57,928	53,643	49,947	46,729	43,899	41,393	39,158
$R = (Th \times L) / (t + Tv)$												
Tiempo de operación x hora	Th	Minutos/hora	45.0	45.0	45.0	45.0	45.0	45.0	45.0	45.0	45.0	45.0
Carga acarreada del scoop por ciclo	L	TM/ciclo	7.9	7.9	7.9	7.9	7.9	7.9	7.9	7.9	7.9	7.9
Capacidad de la cuchara del scoop		Metro cúbico	4.6	4.6	4.6	4.6	4.6	4.6	4.6	4.6	4.6	4.6
Factor de llenado			0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85
Factor de esponjamiento		33%	1.33	1.33	1.33	1.33	1.33	1.33	1.33	1.33	1.33	1.33
Densidad del material in-situ			2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7
Tiempo fijo en minutos x ciclo	t	minutos/ciclo	1.1	1.1	1.1	1.1	1.1	1.1	1.1	1.1	1.1	1.1
Carga		minutos	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8
Descarga		minutos	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3
Tiempo variable de ida y vuelta	Tv	minutos/ciclo	0.5	0.7	0.9	1.1	1.2	1.4	1.6	1.8	1.9	2.1
Tiempo de ida con carga a una velocidad (minuto)	6.0	km/hora	0.3	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8	0.9	1.0	1.1	1.2
Tiempo de vuelta vacío a una velocidad (minuto)	8.0	km/hora	0.2	0.3	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8	0.8	0.9	
Total tiempo de un ciclo (tiempo fijo + variable)		minutos	1.7	1.8	2.0	2.2	2.4	2.5	2.7	2.9	3.1	3.2
COSTO UNITARIO EN DOLARES												
$C_t = (L_c) / P_t$												
Costo total por tonelada	C <sub>t</sub>	US\$/tonelada	0.49	0.54	0.59	0.64	0.69	0.74	0.79	0.84	0.89	0.94
Costo por hora	L <sub>c</sub>	US\$/hora	103.8	103.8	103.8	103.8	103.8	103.8	103.8	103.8	103.8	103.8

Fuente: Elaboración propia

**Tabla 14***Rendimiento de acarreo de material con scoop 6.0 yd<sup>3</sup> (130 a 220 metros)*

DISTANCIA PROMEDIO EN HORIZONTAL	Metros	130	140	150	160	170	180	190	200	210	220
Costo por tonelada		1.00	1.05	1.10	1.15	1.20	1.25	1.30	1.35	1.40	1.45
Ratio de producción horaria	R	TM/hora	104	99	95	90	87	83	80	77	74
Ratio de producción mensual	R	TM/mes	37,151	35,341	33,698	32,202	30,832	29,575	28,416	27,344	26,350
$R = (Th \times L) / (t + Tv)$											
Tiempo de operación x hora	Th	Minutos/hora	45.0	45.0	45.0	45.0	45.0	45.0	45.0	45.0	45.0
Carga acarreada del scoop por ciclo	L	TM/ciclo	7.9	7.9	7.9	7.9	7.9	7.9	7.9	7.9	7.9
Capacidad de la cuchara del scoop		Metro cúbico	4.6	4.6	4.6	4.6	4.6	4.6	4.6	4.6	4.6
Factor de llenado			0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85	0.85
Factor de esponjamiento		33%	1.33	1.33	1.33	1.33	1.33	1.33	1.33	1.33	1.33
Densidad del material in-situ			2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7
Tiempo fijo en minutos x ciclo	t	minutos/ciclo	1.1	1.1	1.1	1.1	1.1	1.1	1.1	1.1	1.1
Carga		minutos	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8
Descarga		minutos	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3
Tiempo variable de ida y vuelta	Tv	minutos/ciclo	2.3	2.5	2.6	2.8	3.0	3.2	3.3	3.5	3.7
Tiempo de ida con carga a una velocidad (minuto)	6.0	km/hora	1.3	1.4	1.5	1.6	1.7	1.8	1.9	2.0	2.1
Tiempo de vuelta vacío a una velocidad (minuto)	8.0	km/hora	1.0	1.1	1.1	1.2	1.3	1.4	1.4	1.5	1.6
Total tiempo de un ciclo (tiempo fijo + variable)		minutos	3.4	3.6	3.8	3.9	4.1	4.3	4.5	4.6	4.8
COSTO UNITARIO EN DOLARES											
$C_t = (L_c) / P_t$											
Costo total por tonelada	C <sub>t</sub>	US\$/tonelada	1.00	1.05	1.10	1.1	1.2	1.3	1.3	1.4	1.4
Costo por hora	L <sub>c</sub>	US\$/hora	103.8	103.8	103.8	103.8	103.8	103.8	103.8	103.8	103.8

Fuente: Elaboración propia

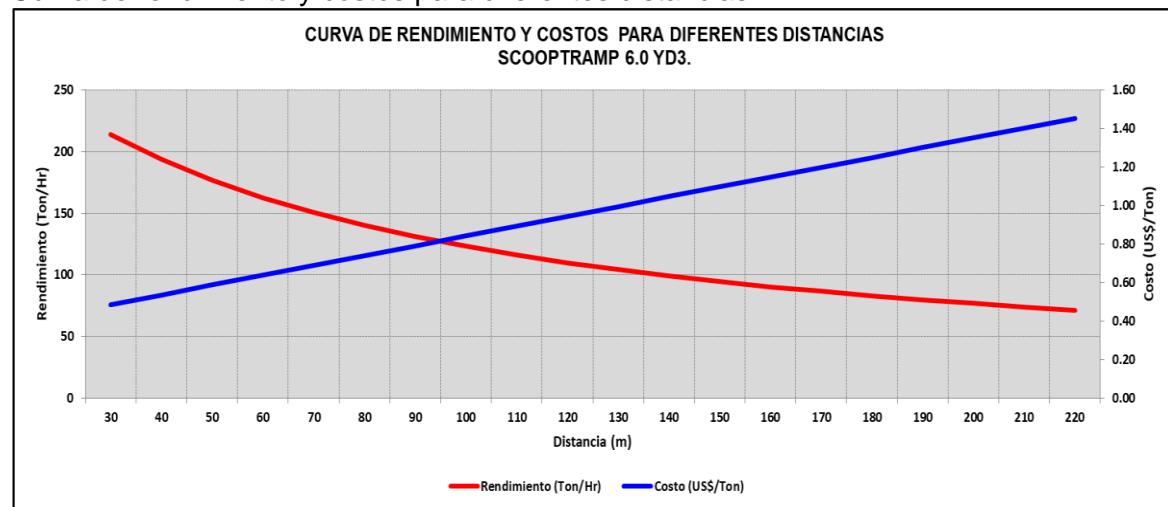
**Tabla 15***Rendimientos y costos a diferentes distancias*

Distancia (m)	Rendimiento (Ton/Hr)	Costo (US\$/Ton)
30	214	0.49
40	194	0.54
50	177	0.59
60	163	0.64
70	151	0.69
80	140	0.74
90	131	0.79
100	123	0.84
110	116	0.89
120	110	0.94
130	104	1.00
140	99	1.05
150	95	1.10
160	90	1.15
170	87	1.20
180	83	1.25
190	80	1.30
200	77	1.35
210	74	1.40
220	71	1.45

Fuente: Elaboración propia

**Figura 38**

Curva de rendimiento y costos para diferentes distancias



Fuente: Elaboración propia

Procedemos a calcular el rendimiento del equipo scoop, para ello usamos los datos recolectados en campos usando el formato del anexo 1. Analizaremos la data de una guardia de operación.

**Tabla 16**

Datos de toma de tiempos de equipo Scoop 6.0 yd3

FECHA	CODIGO SCOOP	ORIGEN	DESTINO	DISTANCIA (km)	TONELADAS (ton)	Horómetro Inicial	Horómetro Final		
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	10:00	10:04
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	10:05	10:10
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	10:11	10:16
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	10:18	10:22
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	10:23	10:27
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	10:28	10:31
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	10:34	10:39
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	10:41	10:45
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	10:46	10:51
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	10:32	10:36
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	10:37	10:41
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	10:42	10:46
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	10:47	10:51
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	10:51	10:55
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	10:56	11:00
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	11:01	11:04
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	11:05	11:09
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	11:09	11:13
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	11:13	11:17
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	11:18	11:21
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	11:22	11:26
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	11:27	11:30
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	11:31	11:34
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	11:35	11:39
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	11:40	11:44
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	11:45	11:48
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	11:49	11:53
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	11:53	11:56
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	11:57	12:00

2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	12:00	12:04
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	12:05	12:09
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	12:10	12:14
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	12:15	12:18
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	12:19	12:22
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	12:23	12:26
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	12:26	12:30
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	14:05	14:09
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	14:10	14:14
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	14:15	14:19
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	14:20	14:24
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	14:25	14:29
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	14:30	14:34
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	14:35	14:38
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	14:39	14:42
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	14:43	14:47
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	14:47	14:51
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	14:52	14:56
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	14:57	15:01
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	15:02	15:06
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	15:06	15:10
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	15:10	15:13
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	15:13	15:17
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	15:17	15:20
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	15:21	15:25
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	15:26	15:30
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	15:30	15:34
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	15:34	15:38
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	15:38	15:41
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	15:41	15:44
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	15:44	15:47
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	15:47	15:51
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	15:51	15:54

2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	15:54	15:57
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	15:57	16:01
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	16:02	16:06
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	16:06	16:10
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	16:10	16:14
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	16:14	16:18
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	16:18	16:22
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	16:22	16:25
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	16:25	16:29
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	16:29	16:33
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	16:33	16:37
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	16:37	16:41
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	16:41	16:45
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	16:45	16:49
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	16:49	16:53
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	16:53	16:57
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	16:57	17:01
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	17:01	17:05
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	17:05	17:08
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	17:09	17:12
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	17:12	17:16
2022	Setiembre	2	SMR-66	CM841	TJ610NS	0.09	8.53	17:16	17:20

Fuente: Elaboración propia

De los datos anteriores se obtiene el ciclo de acarreo del Scoop, así como el rendimiento del equipo

**Tabla 17***Datos de ciclo de acarreo y rendimiento del Scoop 6.0yd3*

m3	velocidad	tiempo hr	tiempo min	ciclo min	ciclo + impr	ciclo hr	rendimiento
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	4.5	0.02	1.20	2.40	4	0.07	127.98
4.79	5.0	0.02	1.08	2.16	4	0.06	136.15
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	4.2	0.02	1.29	2.57	4	0.07	122.72
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	5.0	0.02	1.08	2.16	4	0.06	136.15
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	5.0	0.02	1.08	2.16	4	0.06	136.15
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	4.1	0.02	1.32	2.63	4	0.07	120.91
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	5.0	0.02	1.08	2.16	4	0.06	136.15
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	4.3	0.02	1.26	2.51	4	0.07	124.51
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	5.0	0.02	1.08	2.16	4	0.06	136.15
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	4.6	0.02	1.17	2.35	4	0.07	129.67
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	5.0	0.02	1.08	2.16	4	0.06	136.15
4.79	4.8	0.02	1.13	2.25	4	0.06	132.97
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	5.0	0.02	1.08	2.16	4	0.06	136.15
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57

4.79	5.0	0.02	1.08	2.16	4	0.06	136.15
4.79	4.6	0.02	1.17	2.35	4	0.07	129.67
4.79	5.0	0.02	1.08	2.16	4	0.06	136.15
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	4.7	0.02	1.15	2.30	4	0.06	131.34
4.79	5.0	0.02	1.08	2.16	4	0.06	136.15
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	4.3	0.02	1.26	2.51	4	0.07	124.51
4.79	5.0	0.02	1.08	2.16	4	0.06	136.15
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	5.0	0.02	1.08	2.16	4	0.06	136.15
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	5.0	0.02	1.08	2.16	4	0.06	136.15
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	5.0	0.02	1.08	2.16	4	0.06	136.15
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	5.0	0.02	1.08	2.16	4	0.06	136.15
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	5.0	0.02	1.08	2.16	4	0.06	136.15
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	5.0	0.02	1.08	2.16	4	0.06	136.15
4.79	4.0	0.02	1.35	2.70	4	0.07	119.05
4.79	5.0	0.02	1.08	2.16	4	0.06	136.15
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	6.0	0.02	0.90	1.80	3	0.06	150.57
4.79	5.0	0.02	1.08	2.16	4	0.06	136.15
4.79	4.4	0.02	1.23	2.45	4	0.07	126.26

Fuente: Elaboración propia

De las tablas anteriores se calcula el promedio de rendimiento, el volumen y tonelaje acarreado por guardia.

**Tabla 18***Resumen de datos recolectados por guardia – Scoop*

	Volumen M3	Tonelaje ton	Velocidad promedio m/s	Horas operativas hrs	Ciclo promedio hrs	Rendimiento promedio Ton/hr
Guardia	402.2	713.7	4.93	5.39		
Dia	804.4	1427.4		10.78	0.06	134.2

Fuente: Elaboración propia

Calculamos el tiempo necesario para poder llenar un tajo disparado, usamos los datos de la tabla 6 para obtener las dimensiones de la zona de minado, obteniendo:

**Tabla 19***Días de relleno con Scoop 6.0 yd3*

Volumen a rellenar	$10.62*26*27/2 = 3727.62 \text{ m}^3$
Volumen diario	804.4 m3/día
<b>Días de relleno</b>	<b>4.6 días</b>

Fuente: Elaboración propia

Con los datos recolectados con el formato del anexo 2, calcularemos el ciclo y rendimiento de los volquetes y determinar el volumen de acumulación diario y los días necesarios para abastecer de material al scoop para relleno de tajo disparado.

Tenemos los siguientes datos:

**Tabla 20***Datos de toma de tiempos de volquetes Volvo*

FECHA	CODIGO EQUIPO	ORIGEN	DESTINO	DISTANCIA (km)	VOLUMEN (m <sup>3</sup> )	TONELADAS (ton)	Horómetro Inicial	Horómetro Final	
2022	Setiembre 2	VOL-27	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	09:30	09:56
2022	Setiembre 2	VOL-27	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	10:20	10:50
2022	Setiembre 2	VOL-27	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	11:10	11:35
2022	Setiembre 2	VOL-27	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	14:10	14:35
2022	Setiembre 2	VOL-27	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	15:30	15:55
2022	Setiembre 2	VOL-27	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	16:10	16:40
2022	Setiembre 2	VOL-27	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	17:00	17:25
2022	Setiembre 2	VOL-15	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	13:50	14:16
2022	Setiembre 2	VOL-15	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	14:35	15:00
2022	Setiembre 2	VOL-15	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	15:20	15:45
2022	Setiembre 2	VOL-15	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	16:00	16:26
2022	Setiembre 2	VOL-15	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	09:00	09:25
2022	Setiembre 2	VOL-15	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	09:40	10:10
2022	Setiembre 2	VOL-15	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	10:30	11:00
2022	Setiembre 2	VOL-15	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	11:30	12:00
2022	Setiembre 2	VOL-12	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	09:00	09:25
2022	Setiembre 2	VOL-12	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	09:40	10:05
2022	Setiembre 2	VOL-12	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	10:25	10:55
2022	Setiembre 2	VOL-12	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	11:15	11:40
2022	Setiembre 2	VOL-12	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	14:20	14:50
2022	Setiembre 2	VOL-12	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	15:00	15:25
2022	Setiembre 2	VOL-12	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	15:45	16:15
2022	Setiembre 2	VOL-12	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	16:30	16:55
2022	Setiembre 2	VOL-08	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	10:40	11:10
2022	Setiembre 2	VOL-08	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	11:35	12:10
2022	Setiembre 2	VOL-08	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	13:55	14:21
2022	Setiembre 2	VOL-08	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	14:40	15:05
2022	Setiembre 2	VOL-11	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	10:30	11:00
2022	Setiembre 2	VOL-11	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	11:20	11:45
2022	Setiembre 2	VOL-09	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	14:00	14:26
2022	Setiembre 2	VOL-09	CM001	CM841	0.90	13.65	24.32	14:45	15:10

2022	Setiembre	3	VOL-27	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	09:25	09:50
2022	Setiembre	3	VOL-27	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	10:10	10:40
2022	Setiembre	3	VOL-27	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	11:12	11:32
2022	Setiembre	3	VOL-27	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	12:20	12:43
2022	Setiembre	3	VOL-27	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	14:30	14:52
2022	Setiembre	3	VOL-27	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	15:12	15:36
2022	Setiembre	3	VOL-27	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	16:00	16:25
2022	Setiembre	3	VOL-27	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	16:45	17:11
2022	Setiembre	3	VOL-15	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	09:35	09:55
2022	Setiembre	3	VOL-15	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	10:20	10:50
2022	Setiembre	3	VOL-15	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	11:00	11:25
2022	Setiembre	3	VOL-15	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	11:35	12:00
2022	Setiembre	3	VOL-15	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	12:25	12:48
2022	Setiembre	3	VOL-15	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	14:35	14:57
2022	Setiembre	3	VOL-15	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	15:17	15:41
2022	Setiembre	3	VOL-15	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	16:05	16:30
2022	Setiembre	3	VOL-15	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	16:50	17:18
2022	Setiembre	3	VOL-11	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	09:15	09:42
2022	Setiembre	3	VOL-11	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	10:00	10:25
2022	Setiembre	3	VOL-11	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	10:50	11:16
2022	Setiembre	3	VOL-11	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	11:36	11:59
2022	Setiembre	3	VOL-11	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	14:50	15:25
2022	Setiembre	3	VOL-08	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	09:00	09:20
2022	Setiembre	3	VOL-08	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	10:20	10:50
2022	Setiembre	3	VOL-08	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	11:22	11:42
2022	Setiembre	3	VOL-08	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	12:30	12:53
2022	Setiembre	3	VOL-08	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	14:40	15:02
2022	Setiembre	3	VOL-08	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	15:22	15:46
2022	Setiembre	3	VOL-08	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	16:10	16:35
2022	Setiembre	3	VOL-08	CM913	CM841	0.80	13.65	24.32	16:55	17:21

Fuente: Elaboración propia

De los datos anteriores calculamos el ciclo promedio por guardia y luego un promedio general, así como el volumen y tonelaje por guardia.

**Tabla 21**

*Resumen de datos recolectados por guardia – Volquetes*

	Distancia promedio m	Ciclo promedio hrs	Volumen M3	Tonelaje ton
Guardia 1	0.80	00:24	409.50	753.80
Guardia 2	0.90	00:27	423.15	729.50
Promedio guardia	0.85	00:25	416.30	741.60
Día	0.85	00:25	832.60	1483.30

Fuente: Elaboración propia

**Tabla 22**

*Días de relleno con volquetes*

Volumen a llenar	3727.62 m3
Volumen diario	832.6 m3/día
Días de relleno	4.0 días

Fuente: Elaboración propia

#### 4.2 Análisis de costos

En esta parte del análisis calcularemos el costo de construcción de las cámaras de volteo, cuyas dimensiones se muestran en la figura 26. Para este cálculo se usarán los precios unitarios proporcionados por el área de planeamiento mostrados en la tabla 22. Se determinó que para cada subnivel se construirá una cámara de volteo adicional.

Las dimensiones de la cámara son:

- Cámara de sección 4x4 de 25 m
- Desquinche hasta una altura de 7.5 m en los últimos 15 m de la cámara
- Sostenimiento
  - Shotcrete
  - Malla electrosoldada
  - Perno helicoidal

**Tabla 23***Precios unitarios para laboreo minero*

Formato de precios unitarios para laboreo minero					
Empresa	Fase	Tipo labor	Sección	Pu	Monto
AESA	Preparación	Avance horizontal	4.50x4.00	\$/m	532.97
AESA	Preparación	Avance horizontal	4.00x4.00	\$/m	484.81
AESA	Preparación	Avance horizontal	3.50x3.50	\$/m	601.54
AESA	Preparación	Avance horizontal	2.00x2.00	\$/m	434.30
AESA	Preparación	Desquinche	M3	\$/m3	47.46
Masterdrilling	Preparación	Piloto rb	11"	\$/m	300.00
Masterdrilling	Preparación	Rimado rb	7'	\$/m	800.00
AESA	Preparación	Sostenimiento	Perno helicoidal	\$/pza	73.81
AESA	Preparación	Sostenimiento	Malla electrosoldada	\$/m2	23.76
AESA	Preparación	Sostenimiento	Shotcrete	\$/m2	56.76
AESA	Preparación	Sostenimiento	Cable bolting	\$/m	55.08
AESA	Preparación	Extracción desmonte	Volquete	\$/ton	7.97
AESA	Preparación	Desate	Scaler	\$/hr	172.62
AESA	Preparación	Plataforma	Manitou	\$/hr	39.03

Fuente: Elaboración propia

**Tabla 24***Costos de construcción de cámara de volteo*

Ítem	unidad	cantidad	unidad	Precio U	precio
Cámara 4x4	m	25	\$/m	484.81	12120.27
Desquinche	m3	210	\$/m3	47.46	9966.49
Extracción desmonte	ton	1647	\$/ton	7.97	13131.49
Shotcrete cámara	m2	240	\$/m2	56.76	13621.62
Shotcrete desquinche	m2	110	\$/m2	56.76	6243.24
Malla electrosoldada cámara	m2	200	\$/m2	23.76	4751.35
Malla electrosoldada desquinche	m2	110	\$/m2	23.76	2613.24
Perno helicoidal cámara	pza	140	\$/pza	73.81	10333.51
Perno helicoidal desquinche	pza	70	\$/pza	73.81	5166.76
Total para una cámara					77947.97
Total para dos cámaras					155895.95

Fuente: Elaboración propia

Como segunda parte se calculará el costo de acarreo del Scoop que sería necesario para llenar el tajo completo. Para ello determinamos el tonelaje que representa la extracción completa de la veta entre subniveles. Según el plan de extracción dicho volumen de extracción seria.

**Tabla 25***Tonelaje total para relleno entre subniveles*

Dimensiones	
Ancho – potencia	10.62 m
Largo	240 m
Alto	27 m
Volumen	68817.6 m <sup>3</sup>
Esponjamiento	33%
Densidad	2.7 ton/m <sup>3</sup>
Tonelaje	139705 ton

Fuente: Elaboración propia

**Tabla 26***Tiempo total para relleno entre subniveles*

Tonelaje	139705 ton
Rendimiento	134.2 ton/hora
Tiempo	1041 horas

Fuente: Elaboración propia

**Tabla 27***Costo total para relleno entre subniveles*

Tiempo	1041 horas
Costo operación	103.84 \$/hora
Costo total	108097.20 \$

Fuente: Elaboración propia

Considerar que ese costo total es de las horas de operación del Scoop que estará en la operación.

Para comparar el rendimiento del equipo antes de implementar las cámaras de volteo usaremos los datos obtenidos en las tablas 13 y 14. Con ello determinaremos el costo total de relleno a diferentes distancias. Nos enfocaremos en las distancias de 200 metros que era lo recorría el equipo antes que haya la nueva estructura

Tambien determinaremos los días que demoran en completar el relleno y asi comparar cuantos días nos ahorramos

**Tabla 28***Costo total para relleno por distancia de acarreo*

<b>Distancia</b>	<b>tm/h</b>	<b>horas</b>	<b>\$</b>
30	214	653.15	67821.58
40	194	721.78	74948.08
50	177	790.41	82074.57
60	163	859.04	89201.06
70	151	927.67	96327.55
80	140	996.30	103454.05
<b>90</b>	<b>134.2</b>	<b>1041.02</b>	<b>108097.20</b>
100	123	1133.57	117707.03
110	116	1202.20	124833.52
120	110	1270.83	131960.02
130	104	1339.46	139086.51
140	99	1408.09	146213.00
150	95	1476.72	153339.50
160	90	1545.35	160465.99
170	87	1613.98	167592.48
180	83	1682.62	174718.97
190	80	1751.25	181845.47
<b>200</b>	<b>77</b>	<b>1819.88</b>	<b>188971.96</b>
210	74	1888.51	196098.45
220	71	1957.14	203224.94

Fuente: Elaboración propia

De la tabla anterior podemos obtener que reducir la distancia de acarreo del Scoop representa una reducción del costo de entre 80874\$ hasta 95127\$

**Tabla 29***Días de relleno por tajo por distancia de acarreo*

<b>Distancia</b>	<b>tm/h</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>	<b>h</b>	<b>días</b>
30	214	120.84	30.85	2.9
40	194	109.35	34.09	3.2
50	177	99.86	37.33	3.5
60	163	91.88	40.57	3.8
70	151	85.08	43.81	4.1
80	140	79.22	47.05	4.4
<b>90</b>	<b>134.2</b>	<b>75.82</b>	<b>49.16</b>	<b>4.6</b>
100	123	69.63	53.54	5.0
110	116	65.65	56.78	5.3
120	110	62.11	60.02	5.6
130	104	58.93	63.26	5.9
140	99	56.05	66.50	6.2
150	95	53.45	69.74	6.5
160	90	51.08	72.98	6.8
170	87	48.90	76.22	7.1
180	83	46.91	79.47	7.4
190	80	45.07	82.71	7.7
<b>200</b>	<b>77</b>	<b>43.37</b>	<b>85.95</b>	<b>8.0</b>
210	74	41.79	89.19	8.3
220	71	40.33	92.43	8.6

Fuente: Elaboración propia

De la tabla 29 se puede concluir que el tiempo de relleno disminuye hasta 3.4 días, lo que es beneficioso para la seguridad de la mina, ya que podemos estabilizar las paredes del tajo en menos tiempo.

Para finalizar se mostrará el total de costos, entre construcción de infraestructura y operación de equipos, para concluir que la opción mejorada con dos cámaras de volteo no genera costos adicionales para la mina. Usaremos dos datos obtenidos en las Tablas 24 y 28 respectivamente.

**Tabla 30**

*Costos totales*

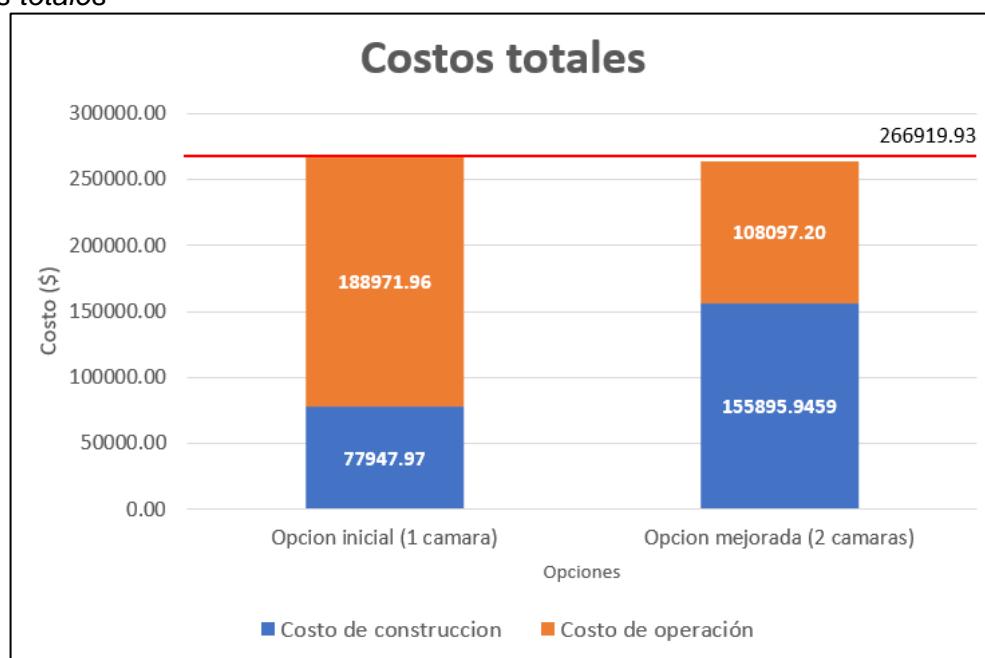
Ítem	Opción inicial 1 cámara de volteo	Opción mejorada 2 cámaras de volteo
Costo de construcción de infraestructura	77947.97	155895.95
Costo de operación de Scoop	188971.96	108097.20
Costo total	266919.93	263993.15
<b>Diferencia</b>		<b>2926.79</b>

Fuente: Elaboración propia

Se puede concluir que la implementación de una nueva cámara de volteo no genera costos adicionales. Inclusive se genera un pequeño saldo a favor de 2926.79 \$.

**Figura 39**

*Costos totales*



Fuente: Elaboración propia

#### 4.3 Validación de hipótesis

Para la validación de hipótesis primero establecemos nuestra hipótesis nula y alternativa.

- Hipótesis Nula ( $H_0$ ): Una adecuada evaluación de infraestructura minera no permitirá mejorar el tiempo del ciclo de relleno detrítico en método de minado masivo subterráneo.
- Hipótesis Alternativa ( $H_A$ ): Una adecuada evaluación de infraestructura minera permitirá mejorar el tiempo del ciclo de relleno detrítico en método de minado masivo subterráneo.

Seleccionamos un nivel de significancia de 0.05. Por lo tanto, el Z critico es -1.96, si el Z calculado es menor al Z critico se rechaza la hipótesis nula y se acepta la hipótesis alternativa.

Usaremos los siguientes datos:

- $\mu$ : 0.11 horas (ciclo promedio de acarreo a 200 metros)
- $\sigma$ : 0.016 horas (desviación estándar a 200 metros)
- $\alpha$ : 0.05 (grado de significancia)
- $x$ : 0.06 horas (ciclo promedio de acarreo a 90 metros, obtenido de la data recolectada en campo)
- $n$ : 85 (número de datos recolectados)

Calculamos el Z:

$$Z = \frac{x - \mu}{\frac{\sigma}{\sqrt{n}}} = \frac{0.06 - 0.11}{\frac{0.016}{\sqrt{85}}}$$

$$Z = -30.73 < -1.96$$

Podemos concluir que Z calculado es mucho menor que el Z crítico, por lo tanto, rechazamos la hipótesis nula y aceptamos la hipótesis alternativa. Una adecuada evaluación de infraestructura minera permitirá mejorar el tiempo del ciclo de relleno detrítico en método de minado masivo subterráneo.

## Conclusiones

Se concluye en la **Tabla 6** que la geometría de la veta presenta un buzamiento menor a  $70^\circ$  en la caja techo. Por lo que, según la estabilidad gráfica, **Figura 35**, para mantener una condición estable, la longitud máxima de minado es de 27m. usando el método de avoca.

Se concluye en la **Figura 29** que la secuencia de minado con método aboca será, al llegar a la longitud estable de 27m, realizando 3 filas de minado positivo, seguido de las tres filas de minado negativo, posterior a la limpieza se debe llenar, hasta alcanzar una longitud de 15 m desde el punto medio de la altura de relleno hasta el frente del tajo.

Se demuestra en la **Tabla 13 y 14** que el rendimiento (ton/hora) y el costo (\$/ton) presenta una relación inversa conforme la distancia de acarreo aumenta. La intersección de ambas curvas se aprecia en la **Figura 38** siendo el punto de equilibrio a los 90 metros del punto de acumulación de desmonte para relleno. Tambien se concluye que al rediseñar la infraestructura se reduce el ciclo de acarreo en aproximadamente 2 minutos. Incrementando la productividad del equipo de 77 a 132 ton/hora

Se concluye en la **Tabla 18** que en un día de operación (guardia día y noche), el equipo Scoop realiza un tiempo efectivo de operación de 10.78 horas/día en la cual acarrea un total de 804.4 m<sup>3</sup> promedio por día, equivalentes a 1427.7 ton/día considerando un factor de esponjamiento de 33% y una densidad de 2.7 ton/m<sup>3</sup>. Además, en la **Tabla 19** se aprecia el tiempo de relleno de un tajo en 4.6 días

Se concluye en la **Tabla 21** que en un día de operación de la flota de volquetes se puede acumular en promedio 832.60 m<sup>3</sup> de material de relleno, equivalente a 1483.30 toneladas. Asimismo, en la **Tabla 22** se aprecia el tiempo total que se requiere para acumular el material necesario para relleno, que es de 4 días. Finalmente se puede afirmar que no va a haber desabastecimiento de relleno durante la operación.

Se determina en la **Tabla 24** el costo total de construcción de la cámara de volteo que es de 77947.97 \$, usando como referencia los precios unitarios para labores mineras

que se aprecian en la **Tabla 23**. En la **Tabla 27** se obtiene el costo total de relleno usando dos equipos Scoop.

Se concluye en la **Tabla 28** que, al reducir la distancia de acarreo del Scoop de 200 a 90 metros, se obtiene un ahorro en costos de operación de 80874.76 \$. Asimismo, en la **Tabla 29** se observa el cálculo de días necesarios para el relleno de un tajo, reduciendo la distancia tambien se reduce el tiempo en 3.4 días. Lo que garantiza la estabilidad de la caja techo y seguridad de la mina.

Se concluye en la **Tabla 30 y Figura 39** que, que, al implementar las cámaras de volteo como infraestructura, se genera ahorro y se reduce el tiempo para el relleno, por lo tanto, podemos estabilizar el macizo rocoso más rápido. Reduciendo el tiempo de exposición al peligro de los trabajadores y equipos.

## **Recomendaciones**

Se recomienda que el minado y su posterior relleno debe de ser de forma inmediata a fin de no dar tiempo a la masa rocosa a su deformación, respetando la longitud máxima recomendada de 27m según el cálculo realizado con el radio hidráulico (RH) y el número de estabilidad (N').

Se recomienda realizar una evaluación geomecánica a detalle a las cámaras de volteo a fin de determinar la utilización de cable bolting para reducir el costo de sostenimiento para la construcción de la cámara. Realizar estudios de vibraciones para no comprometer la estabilidad del macizo rocoso.

Se recomienda realizar el control de perforación y voladura, el control de la perforación (orientación de taladros) es importante para no afectar las cajas y el control de la carga operante (se puede realizar voladura con detonadores electrónicos en la explotación negativa).

Se recomienda realizar el levantamiento topográfico en el proceso de minado con el fin de identificar posibles puntos de inestabilidad

Se recomienda contemplar todos los costos asociados a la construcción de la cámara de volteo para una correcta evaluación.

## Referencias bibliográficas

- Aquino, E., (2019), “*Implementación del método de minado Bench & Fill en la veta Mary del tajo 120.* Unidad Productora Carahuacra de Volcan Compañía Minera S. A. A.
- Casimiro, A., (2021), “*Diseño e implementación del método de minado por Bench and Fill en el tajo 100.* Unidad productora Carahuacra”.
- De la Cruz, L., (2012), “*Métodos de explotación en la mediana minería del Perú*”.
- Escalante, J., (2018), “*Proyecto de incremento de la producción de 1200 tpd a 2000 tpd mediante el método Sublevel open Stoping y bench & fill en la U.E.A. Contonga S.A.*”
- Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, (febrero, 2023), “*Revista Minería 545, Método de Minado Sub Level Stoping “Avoca”*”. Pag 24-32
- Jorquera, M., (2015), “*Método de explotación Bench & Fill y su aplicación en minera Michilla*”.
- Mendieta, L., (2015), “*Optimización de los costos operativos en la unidad Cerro Chico*”.
- Potvin, (1988), “*Método grafico de estabilidad modificado*”
- Uriarte, L., (2013), “*Implementación de taladros largos en el método de corte y relleno ascendente*”.
- Vasquez, J., (2022), “*Plan Anual de Minado – RAURA 2022*”.
- Vasquez, V., (2018), “*Aplicación del método Bench and Fill para la mejora de la productividad en las operaciones mineras – Veta Gina Socorro - unidad minera Uchucchacua – 2018*”.
- Villaescusa, E., (1998), “*Backfill for Bench Stoping Operations*”.

## **Anexos**

Anexo 1: Formato de acarreo de desmonte para scoop.....	1
Anexo 2: Formato de transporte de desmonte para volquetes .....	1
Anexo 3: Formato de precios unitarios para laboreo minero .....	1
Anexo 4: Secuencia de minado de la mina .....	2

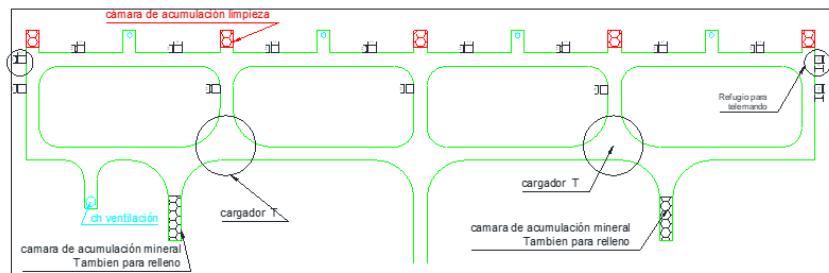
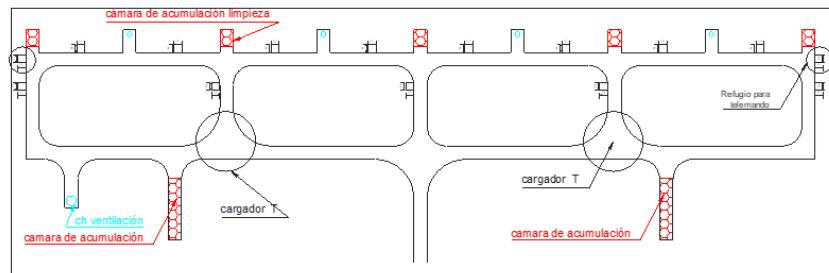
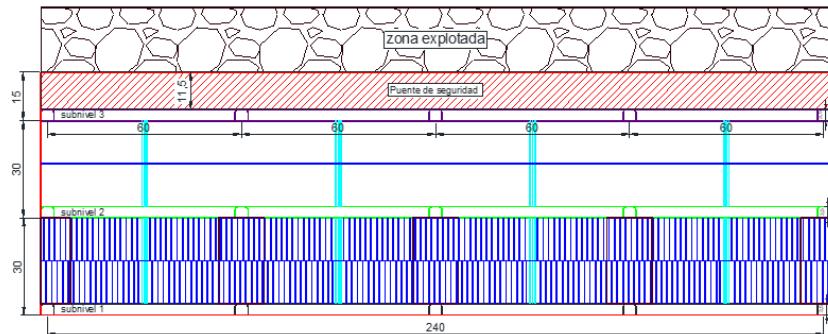
## Anexo 1: Formato de acarreo de desmonte para scoop

## Anexo 2: Formato de transporte de desmonte para volquetes

### Anexo 3: Formato de precios unitarios para laboreo minero

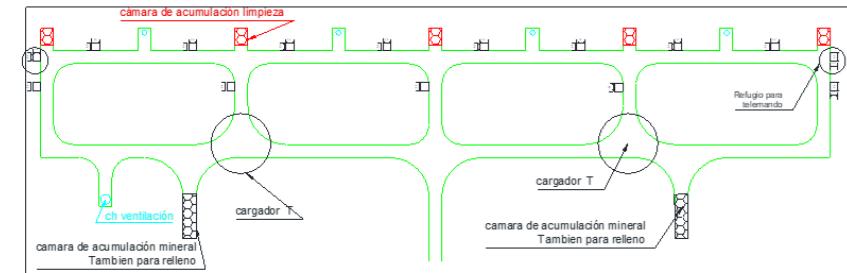
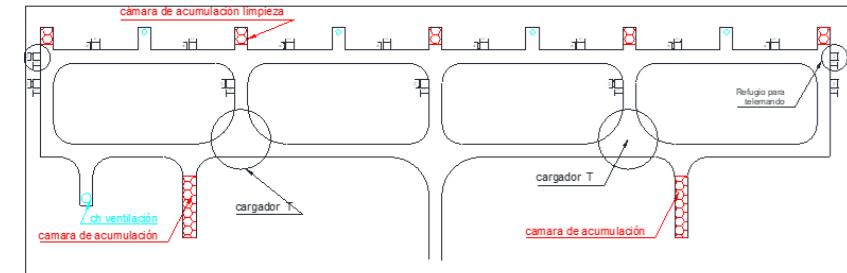
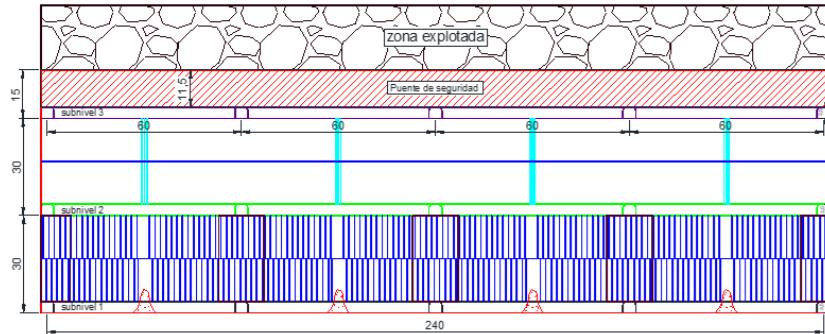
## Anexo 4: Secuencia de minado de la mina

1-PERFORACIÓN



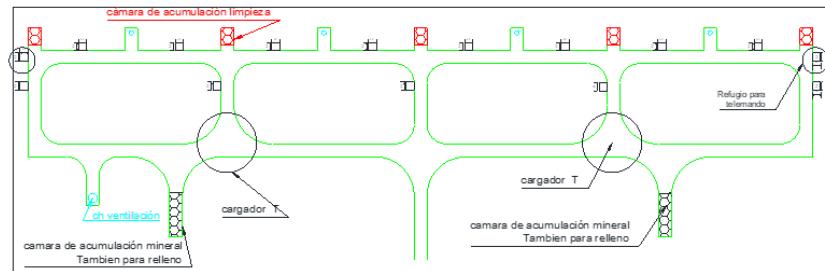
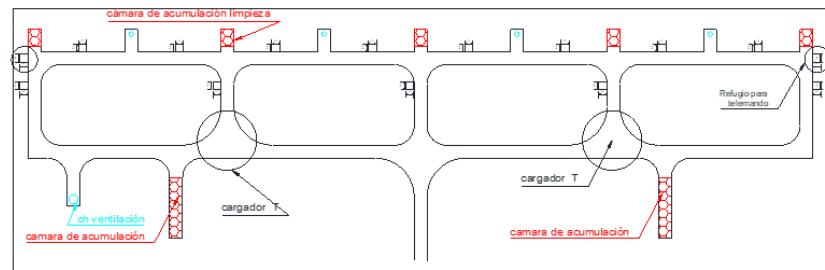
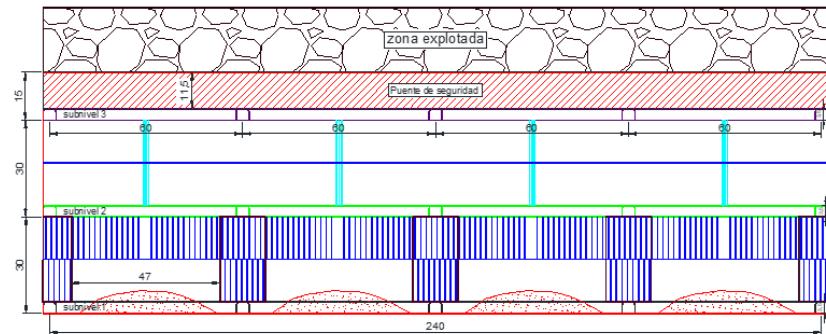
2-VOLADURA DE TODA LA CH SLOT

Objetivo comunicar los niveles para mejorar el circuito de ventilación



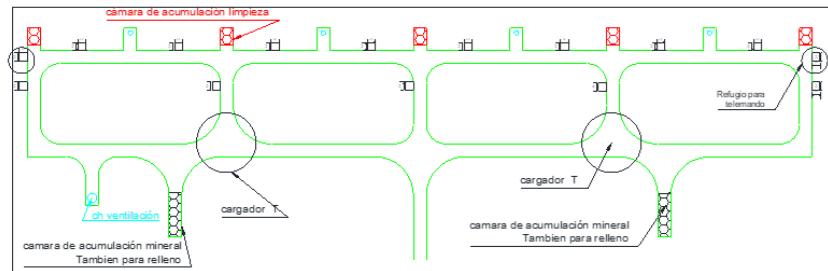
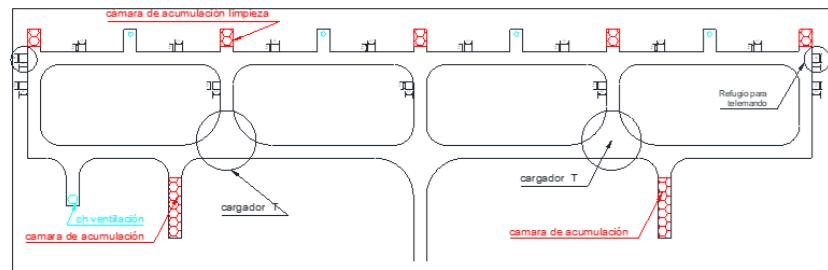
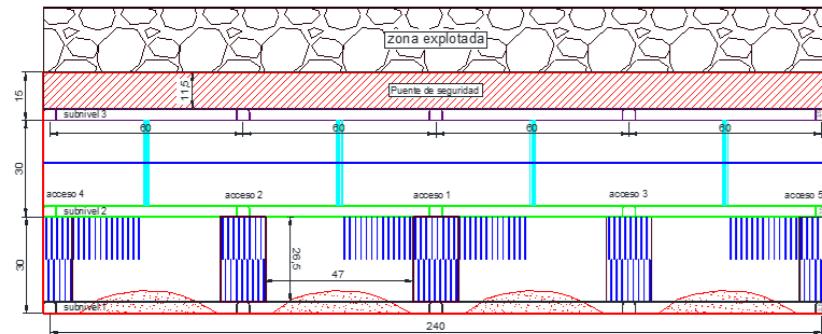
### 3-VOLAR SECCIONES DE LA ETAPA POSITIVA, DEJANDO PILAR LOS CRUCEROS DE ACCESO

-Los pilares en los cruceros de acceso me permitirán realizar la limpieza bajo un techo seguro para el operador de scoop



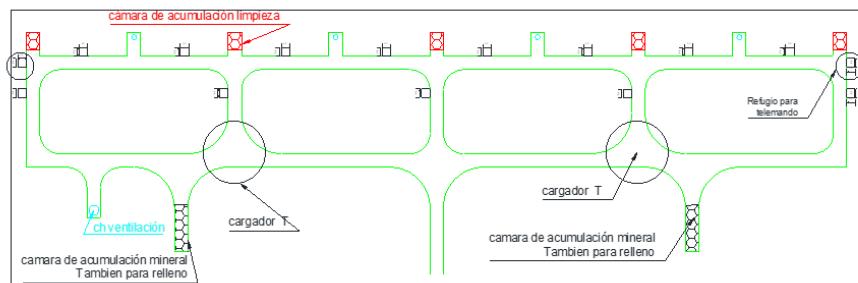
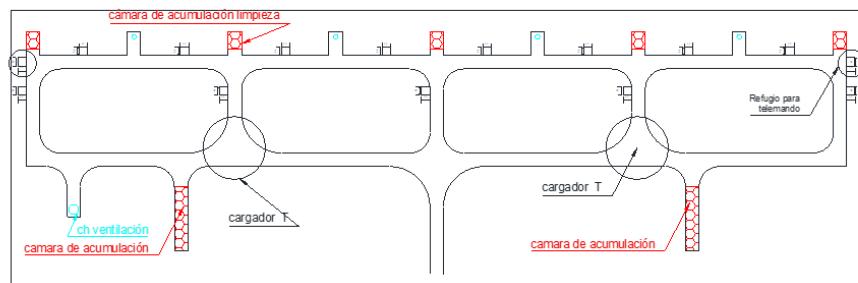
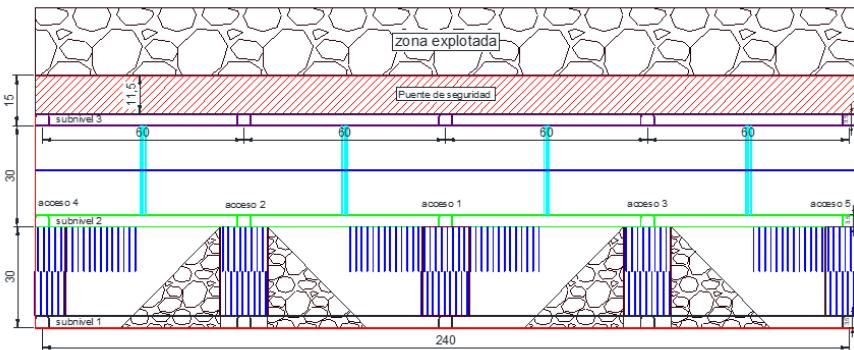
### 4-PRIMERA VOLADURA SECCIONES DE LA ETAPA NEGATIVA, DEJANDO PILAR LOS CRUCEROS DE ACCESO

-Volar las secciones cercanas a los accesos intermedios (accesos 2 y 3) para que el scoop pueda recorrer menor distancia al momento de llenar



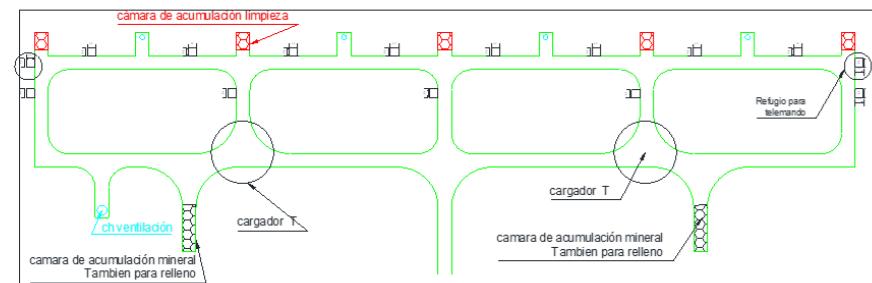
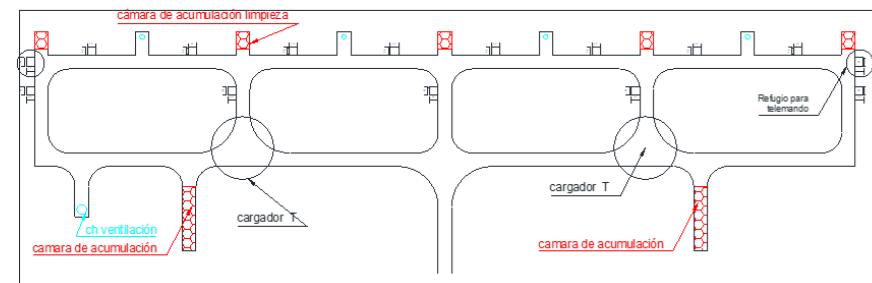
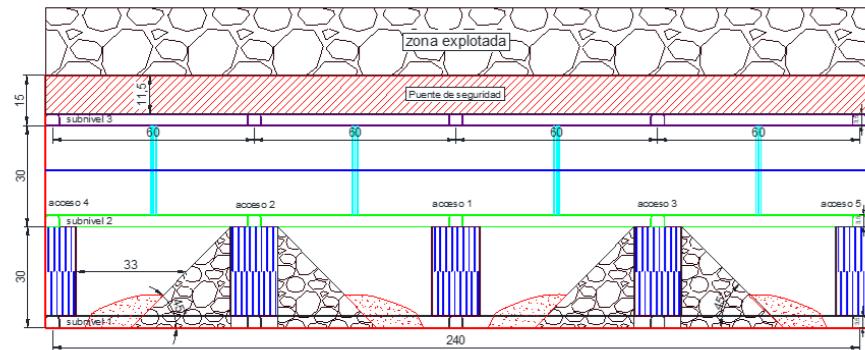
### 5-INICIO CON LA PRIMERA ETAPA DE RELLENO

- Objetivo mantener la estabilidad del tejo
- Rellenar los accesos intermedios (accesos 2 y 3) para que el scoop pueda recorrer menor distancia para llenar



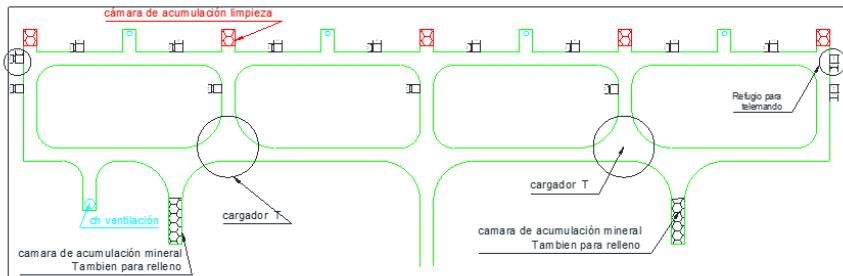
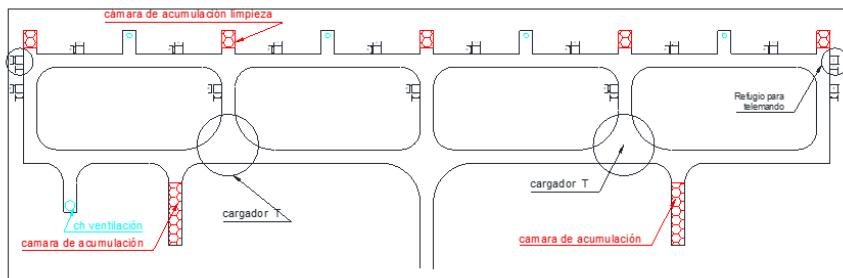
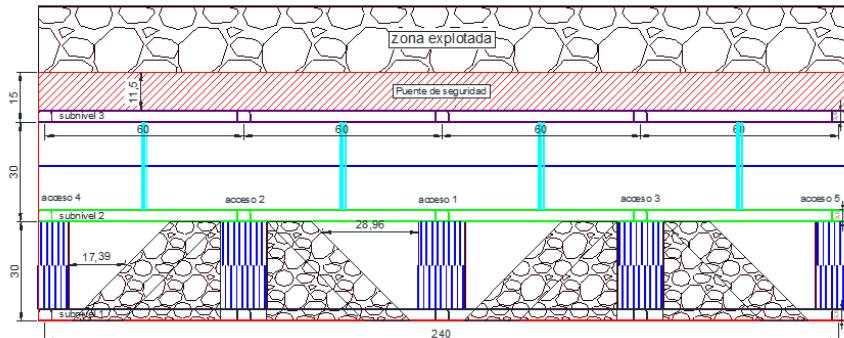
### 6-SEGUNDA VOLADURA SECCIONES DE LA ETAPA NEGATIVA, DEJANDO PILAR LOS CRUCEROS DE ACCESO

- Voladura de secciones negativas
- Parte del mineral se mezclará con el relleno, alternativa realizar manteo con geomembrana, luego echar agua para recuperar lo maximo de mineral



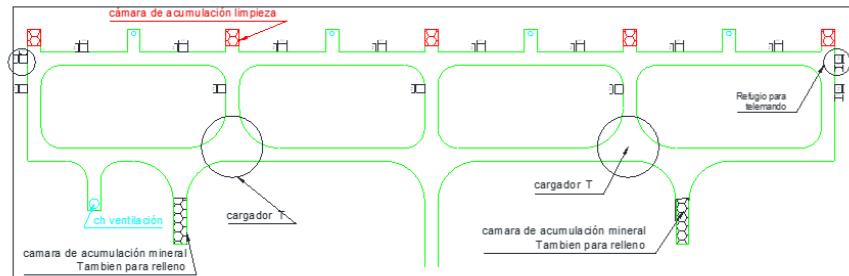
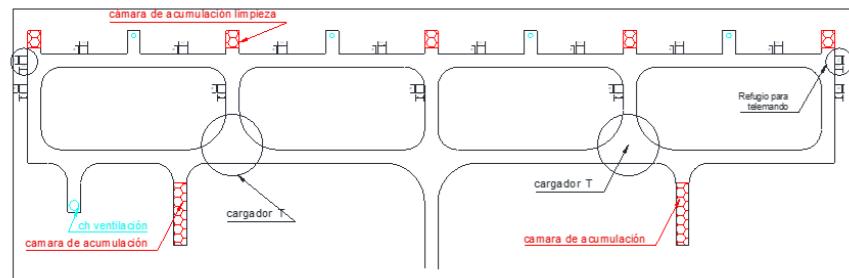
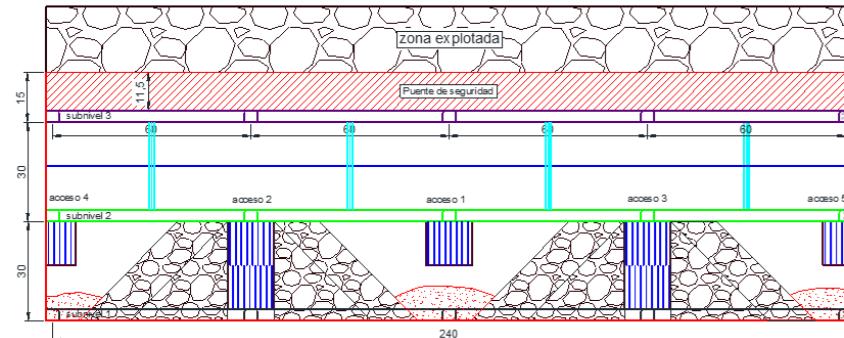
### 7-SEGUNDA ETAPA DE RELLENO

- Continuar con el relleno desde los accesos 2 y 3 para que el scoop pueda recorrer menor distancia.
- Es necesario rellenar de esta forma para que a la hora de volar las secciones de los accesos 4 y 5 se mezcle lo menor posible con el relleno.



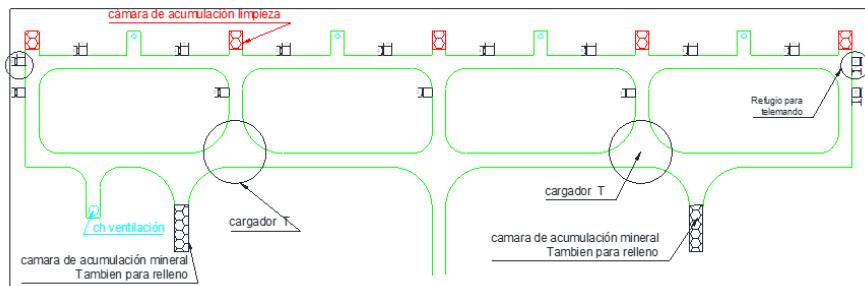
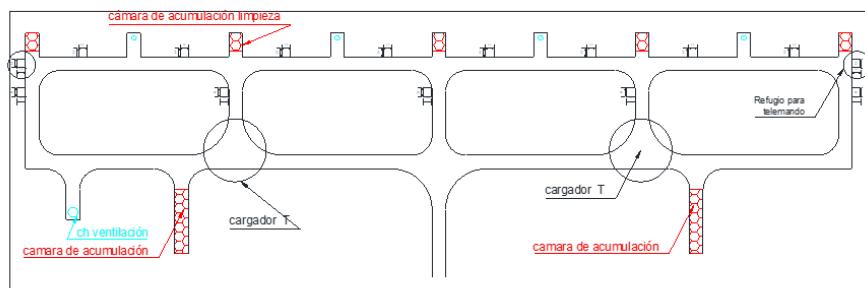
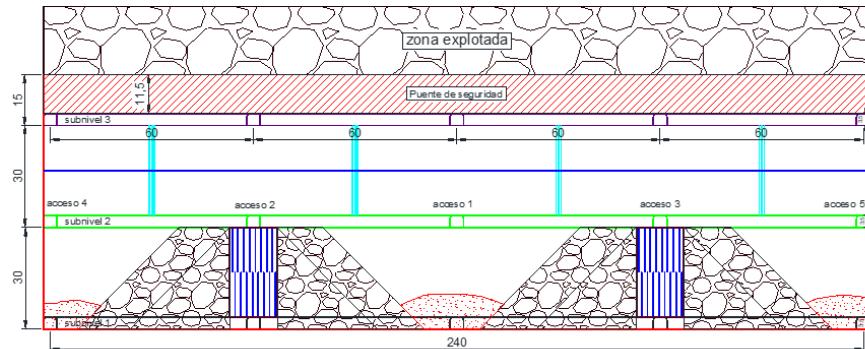
### 8-PRIMERA VOLADURA DE LAS SECCIONES POSITIVAS DE LAS INTERSECCIONES

- Limpieza desde los accesos 1, 4 y 5



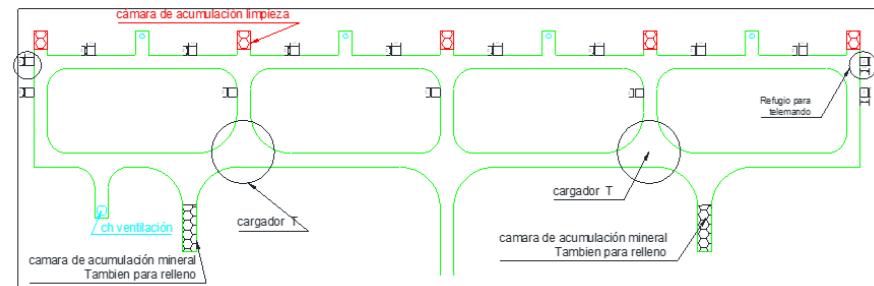
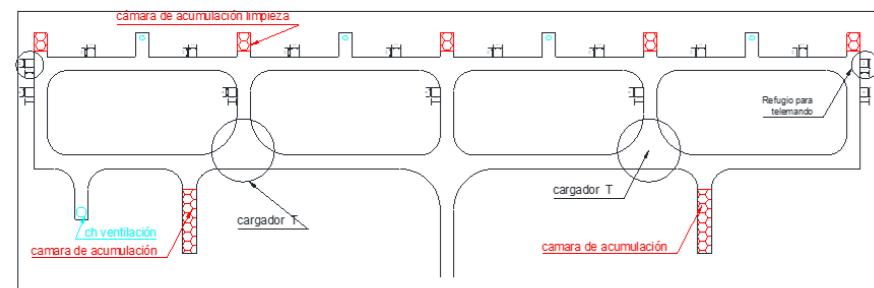
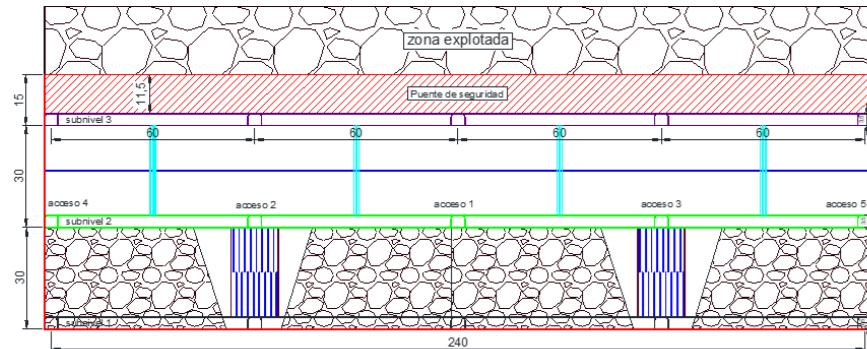
**9-PRIMERA VOLADURA DE LAS SECCIONES NEGATIVAS DE LAS INTERSECCIONES**

-Limpieza desde los accesos 1, 4 y 5



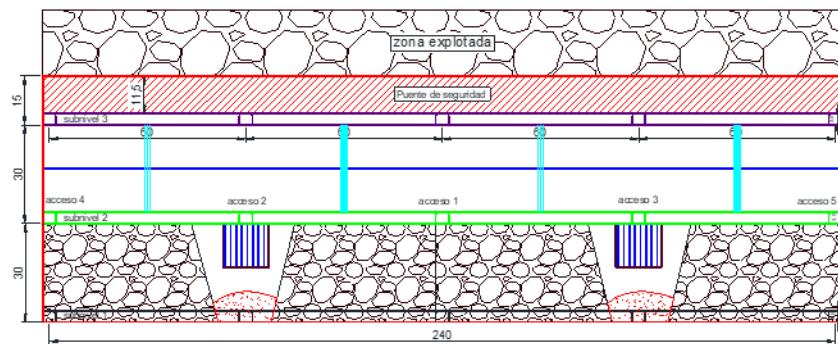
**10-TERCERA ETAPA DE RELLENO / LIBERACIÓN DE RELLENO EN LOS ACCESOS 2 Y 3**

-La liberación de carga de los accesos 2 y 3 me permitirá tener cara libre, pero sobre todo disminuir la medida del mineral con el sillón



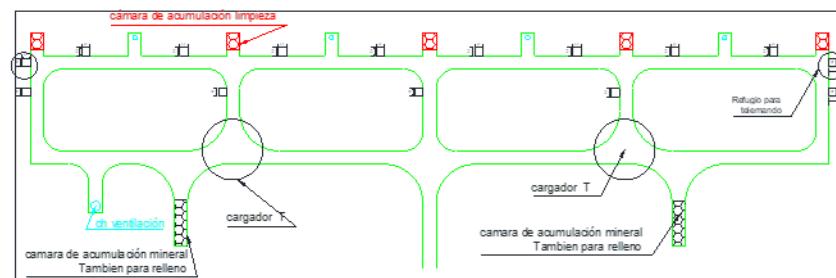
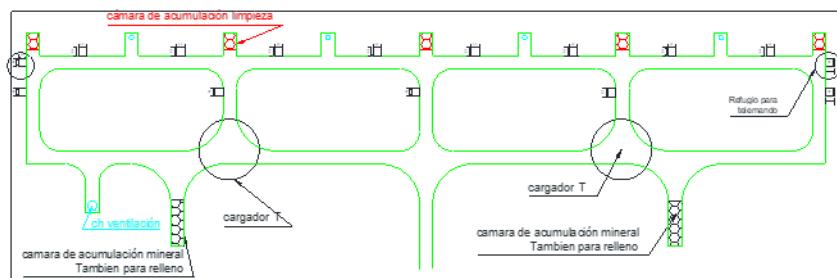
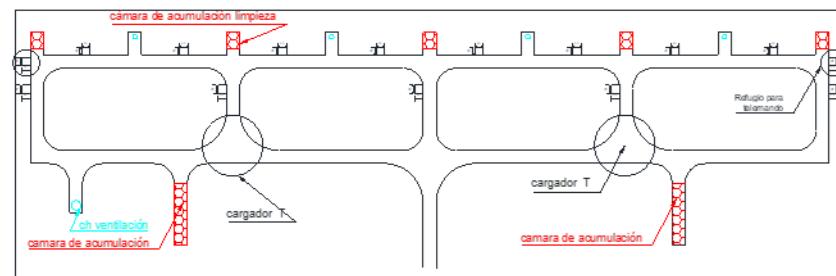
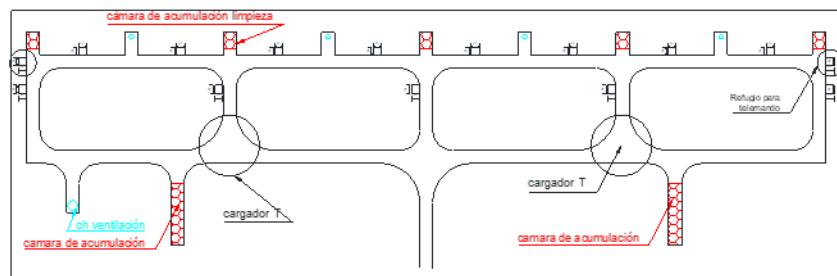
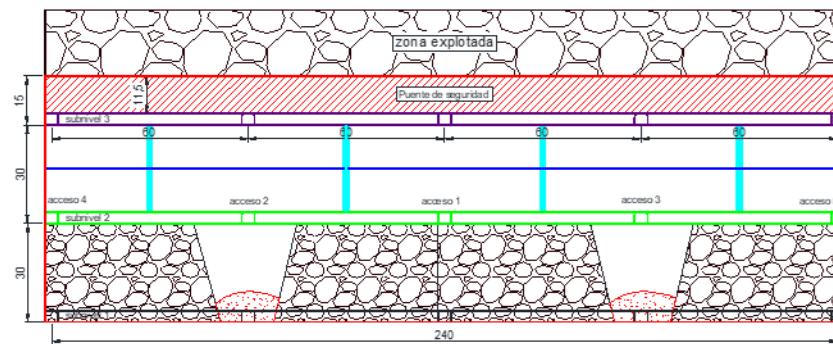
**11-VOLADURA DE LAS SECCIONES POSITIVAS DE LOS ACCESOS 2 Y 3**

El mineral se mezcla con el relleno

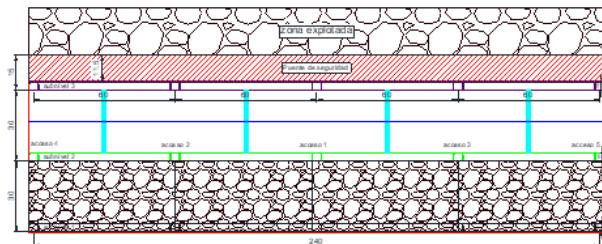


**12-VOLADURA DE LAS SECCIONES NEGATIVAS DE LOS ACCESOS 2 Y 3**

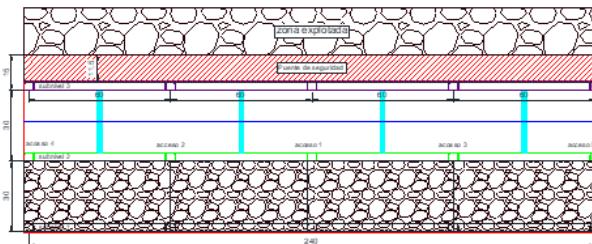
El mineral se mezcla con el relleno



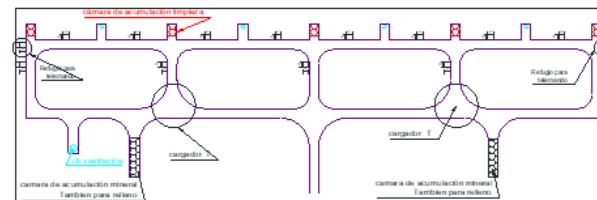
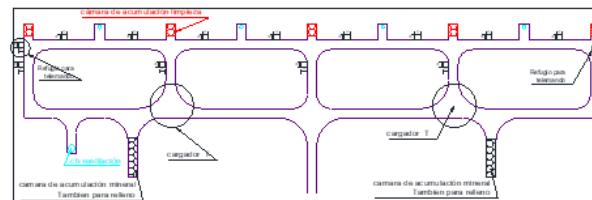
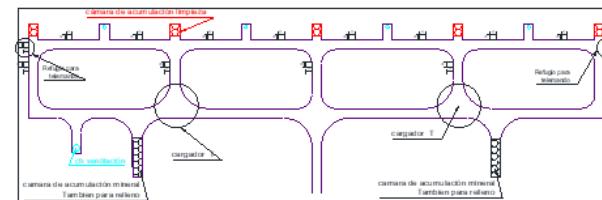
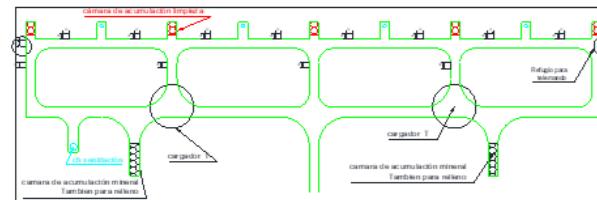
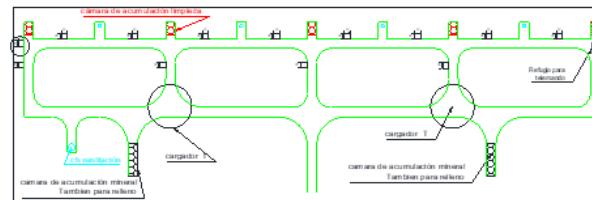
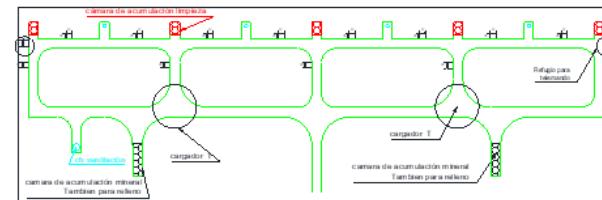
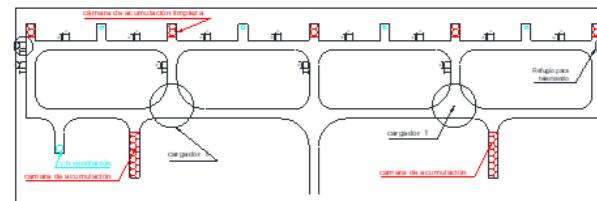
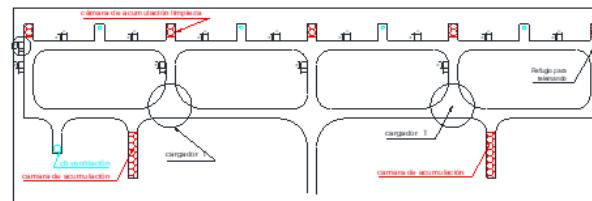
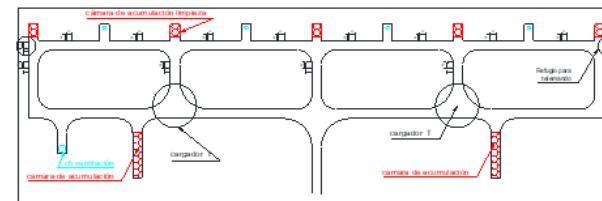
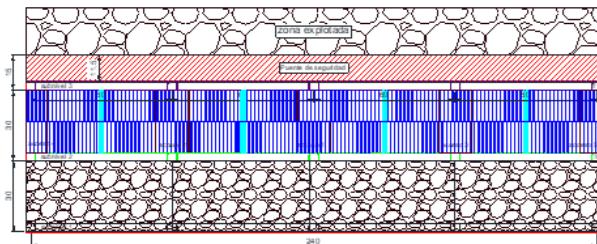
13-COMPLETAR EL RELLENO DEL TAJO E INICIAR CON EL SOSTENIMIENTO DE TODO EL SUBNIVEL 2  
Se realizan el sostenimiento en los acodos que se va demandar la ejecución de la obra de grueso.

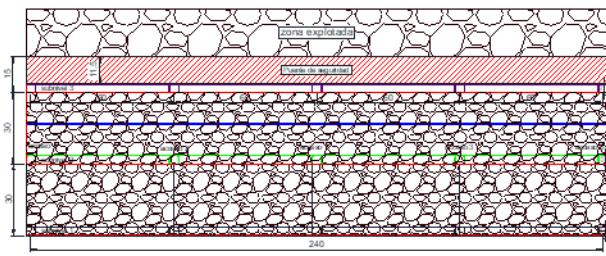


14-PARA LA EXPLOTACIÓN DEL BANCO ENTRE LOS SUBNIVELES 2 Y 3 SE REPETIRAN LOS PASOS DEL 1 AL 13  
Se realizan el sostenimiento de los acodos que se va demandar la ejecución de la obra de grueso.



15-PARA LA EXPLOTACIÓN DEL BANCO ENTRE LOS SUBNIVELES 2 Y 3 SE REPETIRAN LOS PASOS DEL 1 AL 13  
Se realizan el sostenimiento de los acodos que se va demandar la ejecución de la obra de grueso.





16- RELLENADO EL BANCO ENTRE LOS SUBNIVELES 2 Y 3 SE REALIZARA EL SOSTENIMIENTO DEL SUBNIVEL 3  
-Desarrollar evaluación geotécnica se determinara cuantos del punto de 11 metros se necesitan y que zonas serán factibles de relleno.

