

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



T E S I S

Aplicación del método de taladros largos para minimizar los costos de perforación y voladura en vetas de la U.E.A. Chungar

Para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Bach. Ronald Angel CIPRIANO HUAMAN

Asesor:

Ing. Toribio GARCIA CONTRERAS

Cerro de Pasco – Perú - 2024

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



T E S I S

Aplicación del método de taladros largos para minimizar los costos de perforación y voladura en vetas de la U.E.A. Chungar

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Ing. Julio César SANTIAGO RIVERA
PRESIDENTE

Mg. Luis Alfonso UGARTE GUILLERMO
MIEMBRO

Mg. Nelson MONTALVO CARHUARICRA
MIEMBRO



Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión
Facultad de Ingeniería de Minas
Unidad de Investigación

INFORME DE ORIGINALIDAD N°077-JUIFIM-2024

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Similarity, que a continuación se detalla:

Presentado por:

Bachiller: Ronald Angel, CIPRIANO HUAMAN

Escuela de Formación Profesional

Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:

Tesis

Aplicación del Método de Taladros Largos Para Minimizar los Costos de Perforación y Voladura en Vetas de la U.E.A. Chungar

Asesor:

Ing. Toribio GARCIA CONTRERAS

Índice de Similitud: 23%

Calificativo

APROBADO

Se adjunta al presente el informe y el reporte de evaluación del software similitud.

Cerro de Pasco, 06 de marzo 2024

.....
Dr. Agustín Arturo AGUIRRE ADAUTO
JEFE DE LA UNIDAD DE INVESTIGACION DE LA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

C.c.
Archivo

DEDICATORIA

Lo dedico a nuestro Divino Hacedor por brindarme la luz de mi camino.

A mi padre, a mi madre y a mis hermanos por su apoyo moral de seguir adelante y poder culminar el presente trabajo de investigación.

AGRADECIMIENTO

A los docentes de mi alma mater, quienes fueron guía de mi profesión, el motivo que me impulso a cristalizar mi investigación.

Al ingeniero Helder Quinteros Fuentes Rivera por su grandioso apoyo para poder culminar el trabajo de investigación.

RESUMEN

En la Unidad Minera Chungar – Animón. Actualmente se viene aplicando dos métodos de minado Over Cut and Fill (Breasting) y el Bench and Fill Stopping. Para obtener una mayor velocidad en el ciclo de minado se consideran dos tipos de relleno, relleno detrítico y el relleno hidráulico este método da una mayor consistencia debido a la granulometría controlada que complementa los vacíos del relleno detrítico, obteniendo una alta compactación.

El Plan de desarrollo minero establecido para el planeamiento de largo plazo de U.E.A. Chungar, obedece y se sustenta en los siguientes lineamientos y propósitos:

- Iniciar una secuencia de avance para una producción de 4,200 t/d.
- Tener una mayor velocidad en los ciclos del proceso de minado, con un control en la ubicación de los accesos, labores de acumulación de desmonte y servicios. Construyendo cámaras para los equipos para cada zona de explotación, de esta manera evitar el confinamiento de equipos en superficies reducidas de trabajo.
- Agrupar estructuras con una sola infraestructura, como fuentes de aporte simultáneo a la producción.

De acuerdo con las evaluaciones geomecánicas, presentan rocas de regular a mala calidad, el espacio entre fracturas es de 0.06 m. a 0.32 m. la familia de entre continuidades es de 5, la resistencia fluctúa en 60 MPa en el mineral, la alteración es moderado en el mineral, con buzamientos de las vetas mayor a 80°. Estas condiciones permiten proyectarse a explotar por el método del SLS (Taladros largos) y OCF.

La investigación permite demostrar que con la implementación de este método aumenta la productividad debido a que acelera la producción por cada corte que se obtiene 4093.04 Tn. /corte mientras que con el método de corte y relleno ascendente en breasting se obtiene 1832.96 Tn. /corte por cada corte y disminuye los costos totales de

perforación y voladura con el método de taladros largos se obtiene 3.99 \$./ Tn. y con el método de corte y relleno ascendente se obtiene 7.87 \$./ Tn. Se puede notar una reducción de costos muy significativa de un 49% menos.

Palabras Claves: Taladros largos, Costos de Fragmentación, Corte y relleno Ascendente.

ABSTRACT

In the Chungar - Animón Mining Unit. Two mining methods are currently being applied: Over Cut and Fill (Breasting) and Bench and Fill Stopping. To obtain a higher speed in the mining cycle, two types of fill are considered, detrital fill and hydraulic fill, which gives greater resistance due to the fines that fill the voids left by the detrital fill, obtaining greater compaction.

The Mining Development Plan established for the long-term planning of U.E.A. Chungar obeys and is supported by the following guidelines and purposes:

- Start an advance sequence for a production of 4,200 t/d.
- Achieve greater fluidity in mining cycles, with the proper location of accesses, ventilation shafts, backfill accumulation chambers, and services. Making the access of equipment independent for each sector of exploitation, avoiding the concentration of equipment in reduced work areas.
- Group structures with a single infrastructure, as sources of simultaneous contribution to production.

According to the geomechanical evaluations, they present regular to poor quality rocks, the spacing of the fractures is between 0.05m to 0.30m, the family of discontinuities is 5, the resistance is less than 60 MPa in the mineral, the alteration is moderate in the mineral, with vein dips greater than 80°. These conditions allow projecting to exploit by the SLS (Long Holes) and OCF method.

The investigation allows to demonstrate that with the implementation of this method the productivity increases because it accelerates the production for each cut that is obtained 4093.04 Tn. /cut while with the ascending cut and fill method in breasting, 1832.96 tons are obtained. /Cut for each cut and decreases the total costs of drilling and blasting with the long hole method you get \$3.99. / Tn. And with the ascending cut and

fill method you get \$7.87. / Tn. You can notice a very significant cost reduction of 49% less.

Keywords: Long Drills, Fragmentation Costs, Ascending Cut and Fill.

INTRODUCCIÓN

El presente estudio de Investigación contempla la evaluación técnica - económica de la Mina Chungar - Animon, para la Aplicación de taladros largos para minimizar costos de fragmentación de las vetas en el método de corte y relleno ascendente en la U.E.A. Chungar, tiene como programa, validar y determinar la infraestructura necesaria para planificar la dimensión de los recursos del yacimiento conforme a los estándares de calidad y las políticas de la empresa a fin de tener eficiencia en la operación y la explotación que sea económicamente rentable en el largo plazo.

En el capítulo I se describe el problema de la investigación, considerando los objetivos de la empresa administradora Chungar, que están orientados básicamente en mejorar nuestros índices de productividad y mejorar los costos de perforación y voladura los cuales están direccionados de acuerdo a la infraestructura futura que requiera el método de Taladros Largos (*Bench And Fill*).

En el capítulo II se expone el marco teórico del método de explotación de taladros largos a partir de subniveles que se realiza la perforación y voladura ejecutados en planos verticales, mediante taladros negativos perforados de un subnivel superior, luego se explica lo que es referente a costos de la perforación y voladura.

En el capítulo III se desarrolla la metodología y las técnicas de investigación utilizadas ya que este método de explotación tiene impacto favorable en el incremento de la producción y reducción de costos, realizando todo el ciclo de minado mecanizado bajo condiciones más estables.

En el capítulo IV se analizan los resultados con su respectiva discusión del método de taladros largos que se obtiene mayor productividad, este sistema de explotación es más eficiente que permite reducir los costos de perforación y voladura.

ÍNDICE

	Página.
DEDICATORIA.....	i
AGRADECIMIENTO.....	ii
RESUMEN.....	iii
ABSTRACT.....	v
INTRODUCCIÓN.....	vii
ÍNDICE.....	viii
ÍNDICE DE FIGURAS.....	x
ÍNDICE DE TABLAS.....	xi
TABLA DE ANEXO.....	1
CAPÍTULO I.....	1
1. PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN.....	1
1.1. Identificación y determinación del Problema.....	1
1.2. Delimitación de la investigación.....	2
1.3. Formulación del problema.....	9
1.3.1. Problema general.....	9
1.3.2. Problemas específicos.....	9
1.4. Formulación de objetivos.....	10
1.4.1. Objetivo general.....	10
1.4.2. Objetivos específicos.....	10
1.5. Justificación de la investigación.....	10
1.6. Limitaciones de la investigación.....	11
1.7. Importancia y alcance de la investigación.....	11
CAPITULO II.....	12
2. MARCO TEÓRICO.....	12
2.1. Antecedentes de estudio.....	12
2.2. Bases teóricas - científicas.....	17
2.3. Definición de términos básicos.....	30
2.4. Formulación de hipótesis.....	35
2.4.1. Hipótesis general.....	35
2.4.2. Hipótesis específicas.....	35

2.5.	Identificación de las variables	35
2.5.1.	Variable independiente	35
2.5.2.	Variable dependiente	35
2.6.	Definición operacional de variables e indicadores	35
CAPÍTULO III		37
3.	METODOLOGÍA Y TECNICAS DE INVESTIGACIÓN.....	37
3.1.	Tipo de investigación	37
3.2.	Nivel de investigación	37
3.3.	Métodos de investigación	37
3.4.	Diseño de investigación.....	38
3.5.	Población y muestra	38
3.5.1.	Población	38
3.5.2.	Muestra	38
3.6.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	38
3.6.1.	Técnicas	38
3.6.2.	Instrumentos	39
3.7.	Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación.....	39
3.8.	Técnicas de procesamiento y análisis de datos.....	40
3.9.	Tratamiento estadístico.....	40
3.10.	Orientación ética, filosófica y epistémica	40
CAPÍTULO IV		41
4.	RESULTADOS Y DISCUSIÓN	41
4.1.	Descripción del trabajo de campo	41
4.2.	Presentación, análisis e interpretación de resultados.....	48
4.3.	Prueba de hipótesis	52
4.4.	Discusión de resultados	53
CONCLUSIONES.....		1
RECOMENDACIONES		3
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		4
ANEXOS		7

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Plano de Ubicación Mina Animón.....	3
Figura 2. Plano geológico distrital Animón	5
Figura 3. Columna Estratigráfica	8
Figura 4. Método de Corte y Relleno Ascendente	19
Figura 5. Ciclo de Minado del Método de Taladros Largos.....	25
Figura 6. Gráfico Estructural Discontinuidades – Sftware Dips	43
Figura 7. Solido Resultante del MSO (Mineable Shape Optimizer) – Veta Gisela	51
Figura 8. Solido Resultante del MSO (Mineable Shape Optimizer) – Composito Vetas – U.E.A. Chungar	51
Figura 9. Solido Resultante del MSO (Mineable Shape Optimizer) – Veta Janeth	52
Figura 10. Ubicación de Componentes Principales de la Mina – U.E.A. Chungar.....	54
Figura 11. Infraestructura Veta Andalucía 120 - Vista Longitudinal.....	62
Figura 12. Infraestructura Veta Carmen - Vista Longitudinal	62
Figura 13. Infraestructura Veta Gisela - Vista Longitudinal.....	63
Figura 14. Infraestructura Veta Janeth Piso - Vista Longitudinal	63
Figura 15. Infraestructura Veta Janeth - Vista Longitudinal.....	64
Figura 16. Infraestructura Veta Karina I - Vista Longitudinal.....	64
Figura 17. Infraestructura Veta María Rosa - Vista Longitudinal.....	65
Figura 18. Infraestructura Veta Ofelia - Vista Longitudinal	65
Figura 19. Infraestructura Veta Ramal Piso 3 Principal - Vista Longitudinal	66
Figura 20. Infraestructura total de las vetas - Vista Longitudinal	66
Figura 21. Esquema Método de Minado Over Cut And Fill (Breasting) - Acceso a la Veta de 90 m.....	68
Figura 22. Esquema del by pass - Acceso a la Veta.....	68
Figura 23. Esquema Método de Minado Bench And Fill (Taladros Largos).....	71
Figura 24. Ciclo de Minado de Taladros Largos	72
Figura 25. Diseño de la malla slot.....	74
Figura 26. Diseño de la malla de perforación.....	75

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Definición operacional de variables	36
Tabla 2. Principales Sistemas de Discontinuidades	43
Tabla 3. Criterio para la Clasificación de la Masa Rocosa.....	43
Tabla 4. Calidad de la Masa Rocosa por Sectores.....	44
Tabla 5. Factores Modificadores e Ingreso de Información.....	50
Tabla 6. Estadística de comparación del Breasting y Taladros Largos	53
Tabla 7. Parámetros de Diseño	55
Tabla 8. Caculo del burden.....	73
Tabla 9. Cálculo de Kg de EXAGEL por taladro.....	75
Tabla 10. Cálculo de costos taladros largos vs Brasting	76

TABLA DE ANEXO

Anexo 1. Base Datos del Trabajo de Investigación.....	8
Anexo 2. Cronograma Secuencia de Explotación.	8
Anexo 3. Infraestructura Principal Mina Animón - Vista Longitudinal.	8
Anexo 4. Punto de Equilibrio Operativo	8
Anexo 5. Diagramas Circulares de acuerdo a las Evaluaciones Geomecánicas	8

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del Problema

Considerando que la visión de toda empresa privada siempre plantea mejorar su productividad en su producción de sus minerales que extrae y también la libre competitividad del mercado libre, cada vez es más exigente en la prestación de bienes y servicios. En la actualidad las necesidades consumistas de los clientes buscan mayor calidad a un menor precio. Así la explotación de minerales relacionada a la extracción de los metales con valor económico establece como meta cumplir con estos requerimientos con calidad y cumplimiento de estándares a bajos costos para todo cliente que va a realizar la compra y venta de los concentrados.

En la actualidad nivel nacional se tiene como conocimiento que las diferentes empresas mineras presentan una serie de problemas para lograr mejorar

sus costos en todos sus procesos del método explotación y se busca optimizar sus eficiencias en el ciclo de minado.

Actualmente en la empresa U.E.A. Chungar el costo del método de explotación corte y relleno ascendente es de 12.5 \$/Tn. Este costo es bastante elevado. Con la nueva aplicación de los taladros largos para la explotación de los minerales el costo es menor por tonelada rota.

1.2. Delimitación de la investigación

Para delimitar la investigación, debemos considerar en primer lugar la ubicación y accesibilidad de la empresa que es el medio de la investigación, así mismo determinar los estudios básicos como la geología de la zona, para realizar los trabajos mineros de la mina, los cuales detallamos a continuación.

Ubicación

La minera principalmente es un yacimiento de Plomo, Zinc y Cobre, la propiedad de Empresa Chungar SAC., se encuentra ubicada en los Andes Centrales del Perú en el:

Distrito: Huayllay

Provincia: Pasco

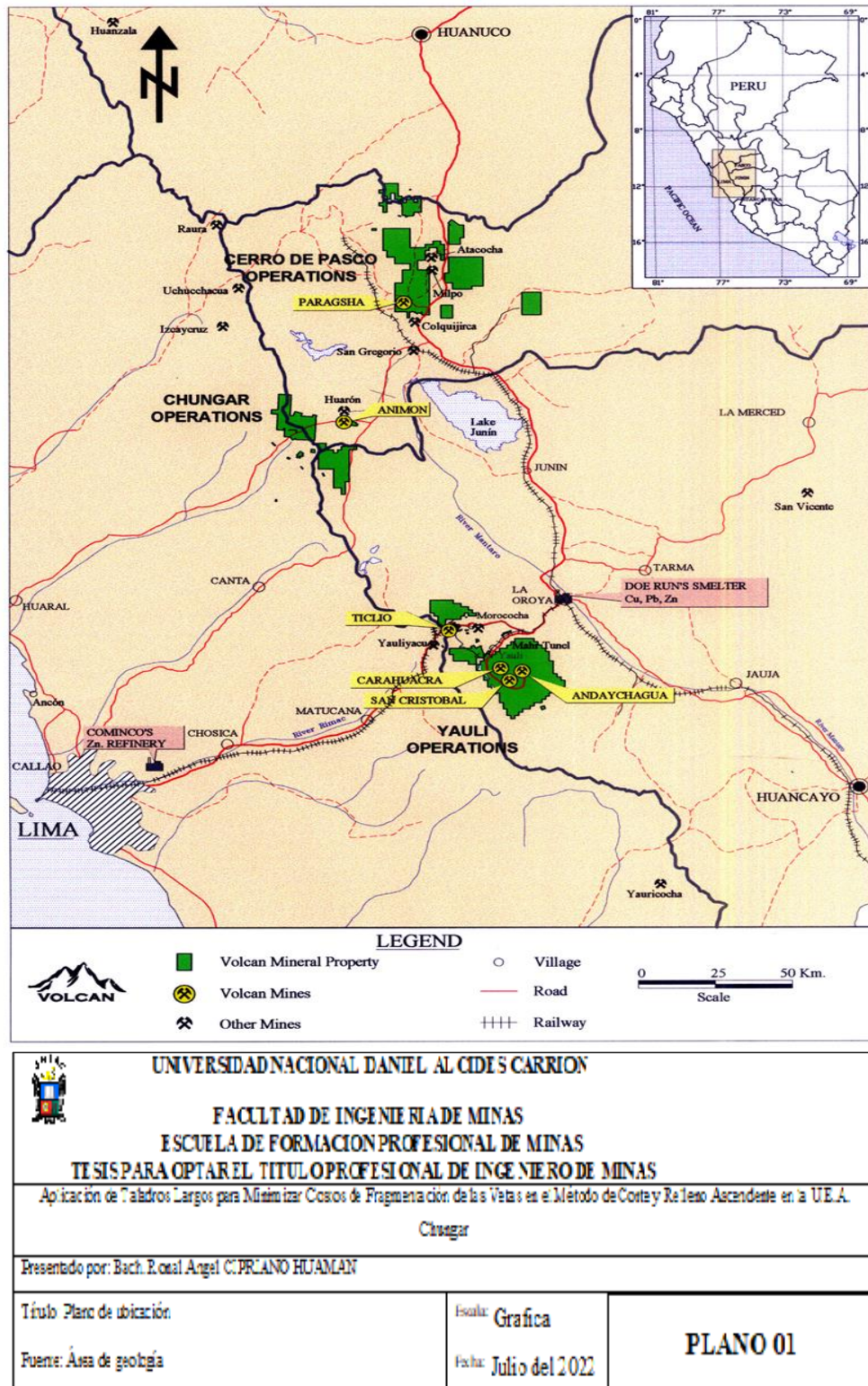
Departamento: Pasco

A una altitud de 4,600 m.s.n.m. a 46 Km.

Accesibilidad

Uno de los accesos a la minera Chungar es la carretera central Lima – Oroya – Huayllay y Animón, con una distancia total de 329 km. Los accesos alternos actualmente son dos: Lima – Canta – Animón a 220 kilómetros y Lima – Huaral – Animón 226 kilómetros, en la figura uno, se muestra los accesos a la unidad minera.

Figura 1. Plano de Ubicación Mina Animón



Fuente: Área de geología mina Animón

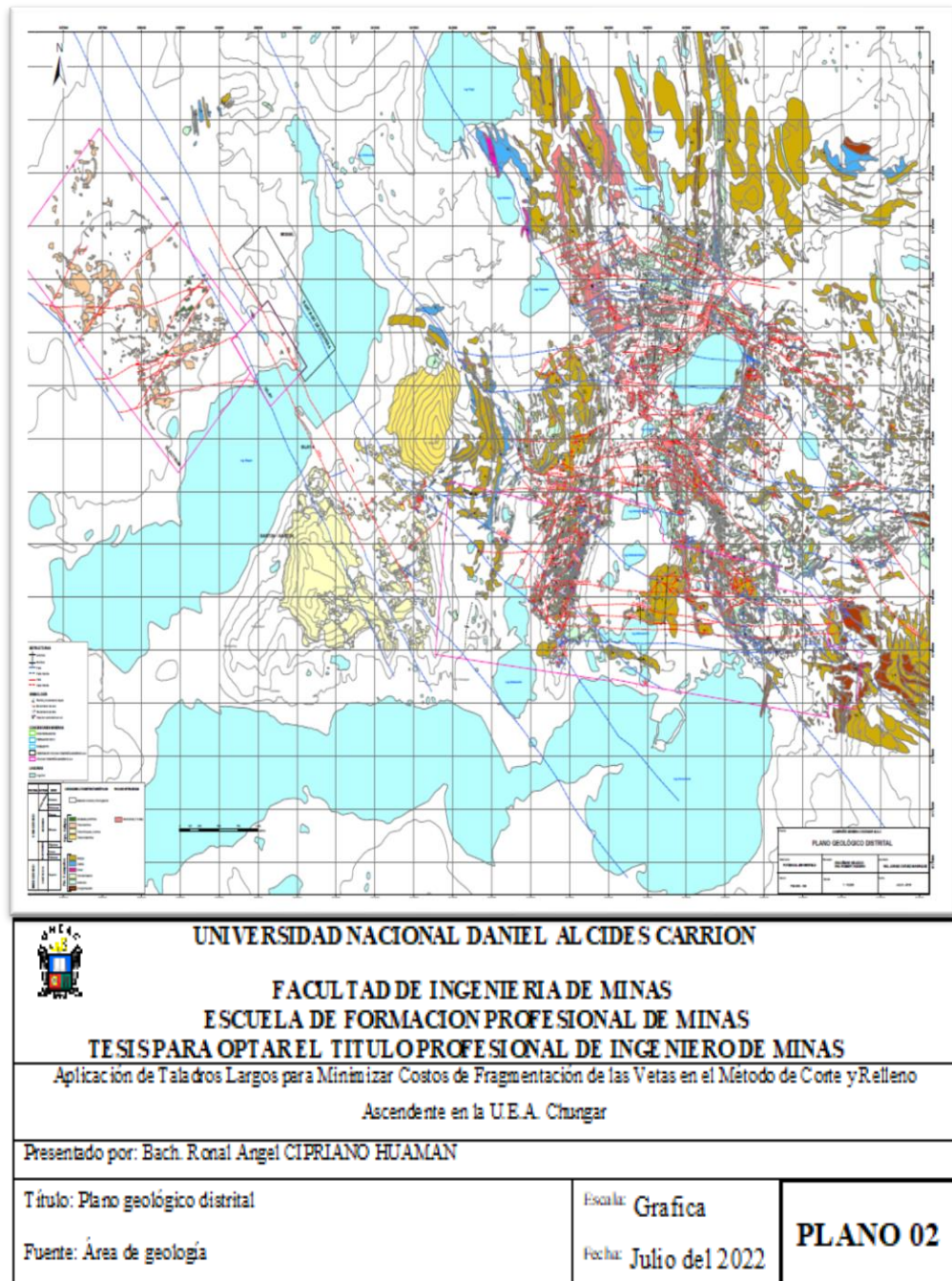
Geología Local

La minera Chungar se encuentra entre rocas sedimentarias que pertenece al grupo Casapalca “Capas Rojas” se distingue geológicamente la formación superior e inferior.

Grupo Inferior: Está conformado por tres unidades, se consideran:

- Zona Inferior: constituido por margas y areniscas, se encuentra en la parte profunda del anticlinal con una potencia de 810 metros.
- Zona Media: se encuentra orientado por el Este del anticlinal es continua por cinco kilómetros, se observa tres horizontes con potencia 479 metros, se divide en:
 - Horizonte Inferior: representado por el Conglomerado Bernabé, potencia 45 m
 - Horizonte Central: representado por Areniscas y margas rojas, potencia 415 m.
 - Horizonte Superior: representado por el Chert Calcáreo, potencia 20 m.
- Zona Superior: se encuentra en la parte Este del anticlinal es continua por cinco kilómetros, se observa tres áreas con potencia 479 metros, dividida en los horizontes: En el inferior tiene 4 estratos de conglomerados que llega a un grosor de 70 m., luego un estrato de Areniscas moradas y estratos Calcáreos, tiene una potencia total de 250 metros.
- Formación Superior: Tiene una potencia de 750 metros, es la principal masa rocosa que se encuentra en los flancos del anticlinal.

Figura 2. Plano geológico distrital Animón



Geología Distrital

Las unidades litoestratigráficas que afloran en la región minera de Animón – Huarón están constituidos por sedimentos de ambiente lacustre de tipo “molásico” conocidos como “Capas Rojas”, rocas volcánicas andesíticas y

dacítas con plutones hipabisales, pertenecientes al Grupo Casapalca que se encuentra ampliamente distribuida a lo largo de la cordillera occidental, está constituido por areniscas y margas de coloración rojiza o verde en estratos delgados con algunos lechos de conglomerados y esporádicas horizontales lenticulares de calizas grises, se estima un grosor de 2,385 metros (Cretáceo superior terciario inferior). En forma discordante a las “Capas Rojas” y otras unidades litológicas del cretáceo se tiene una secuencia de rocas volcánicas con grosores variables constituido por una serie de derrames lávicos y piroclásticos mayormente andesíticos, dacíticos y riolíticos pertenecientes al grupo Calipuy.

Regionalmente ocurre una peneplanización y depósitos de rocas volcánicas ácidas tipo “Ignimbritas” tobas y aglomerados de composición riolítica que posteriormente han dado lugar a figuras conocidas como “Bosque de Rocas” datan del plioceno.

Geología Regional

Los trabajos iniciales de toda el área, se realizó en el año 1935 y en 1965 con la ejecución del pique Montenegro se desarrollan importantes labores hasta 1971 donde se empieza la explotación con métodos muy convencionales hasta 1995. Desde el año 2000 y con la adquisición de los derechos de Volcán empieza una etapa de desarrollo paulatino en el sector oeste del pique Esperanza pero aun dentro de los parámetros convencionales y a partir del 2004 que Chungar al incrementar la exploración en el sector oeste (Veta Maria Rosa, Lorena y Ramal 85) se ha ido convirtiendo a uan explotación mecanizada (Trackless), últimamente se está tomando todo el largo de la mina aproximadamente 5 km de exploración y operación entre los piques esperanza y Jacob Timmers.

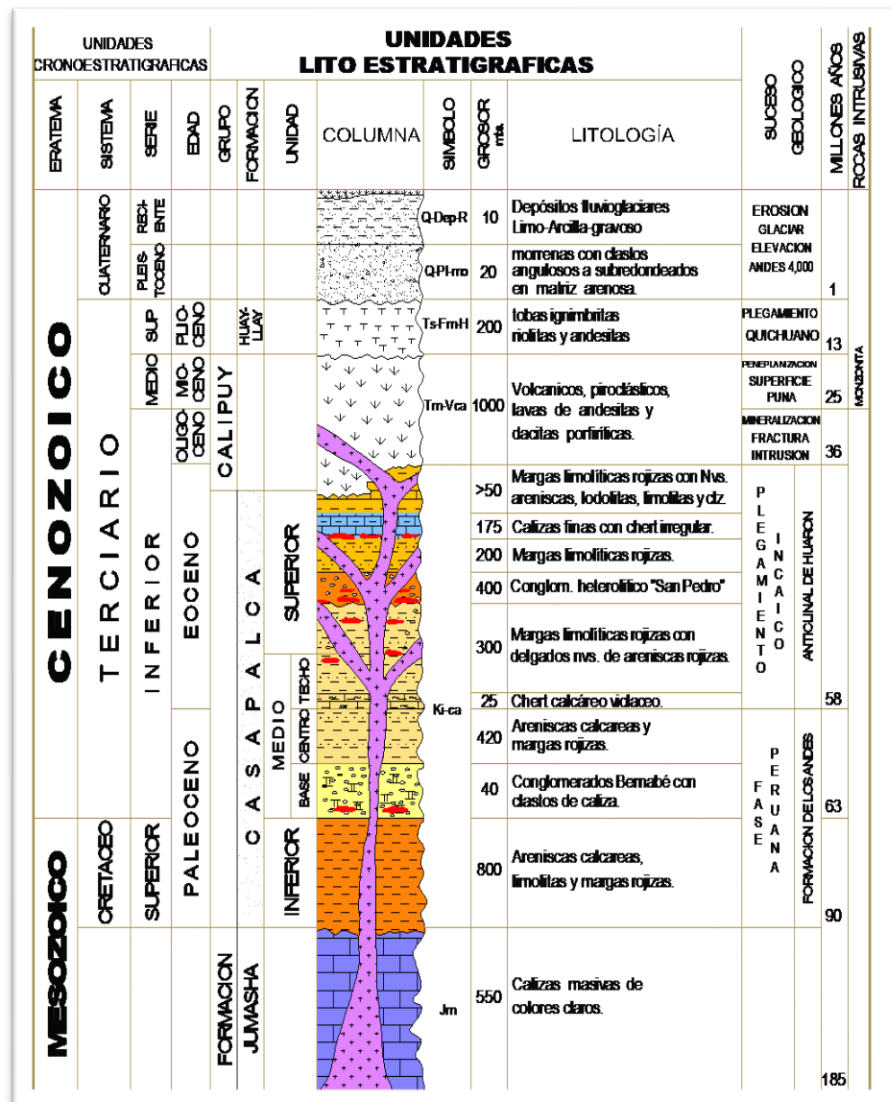
Chungar está conformado por un yacimiento entre una principal estructura que geo cronológicamente está representado por tres lineamientos; la estructura Este Oeste, el dique de intrusivo Nor oeste y Sur este y el fallamiento Llacsacocha NE-SW. El grupo de la estructura que pertenece a la orogenia andina ha ocurrido en el Terciario mioceno y habría formado la mineralización desde los focos paralelos, el foco más representativo de Huarón y el foco de menor dimensión orientado de Este a Oeste de Chungar.

En toda el área se observa el depósito hidrotermal de Chungar-Huarón que ha originado estructuras filonianas distribuidos en una zona irregular de seis kilómetros orientado de Norte a Sur y ocho Km. orientado de Esta a Oeste. La mineralización polimetálica se ha formado es el orden clásico de plomo, zinc, cobre y plata. Se muestra en el plano de estructura regional:

Estratigrafía

El grupo Casapalca en la zona mineralizada tiene una estructura anticlinal simétrico con débil plunge orientado al norte. Las Rocas que determinan el grupo Casapalca se dividen en tres áreas; en el inferior una continuidad de margas rojizas de forma masiva de estratificación sólida, en el medio una segunda continuidad de margas abigarradas variadas con areniscas, y en la parte techo una tercera continuidad de calizas margozas y lutitas claramente de naturaleza continental que finalizan la secuencia. En la figura tres se muestra la columna estratigráfica.

Figura 3. Columna Estratigráfica



Fuente: Área de geología mina Animón

Geología Económica

La mineralización en Animón no está muy claro la relación de un intrusivo superficial por lo que se considera que el foco mineralizado se encuentra a profundidad dentro del sistema hidrotermal tipo filoniano.

La mineralización polimetálica muy importante de Chungar se encuentra aflorando en un sistema de fracturas tensionales formadas en la zona Este donde se encuentra la veta Principal, en segundo lugar, se encuentra la veta Andalucía además de otras más pequeñas que localmente están formados por arreglos

sigmoideos conjuntamente con la primera. El otro sector la mineralización trascendente en Chungar se encuentra orientado al sector oeste donde ubican dos vetas de parecida orientación, la veta María Rosa y la veta Ramal 83, asimismo se desarrollaron otras de similar generación como son veta Lorena, veta Elva y veta Milagros.

La veta más trascendente de la minera Chungar es veta Lorena, de rumbo de Este a Oeste y buzamiento de 70 a 77 grados al norte, con casi 3 km. de largo, 620 m. reconocidos en profundidad y potencia que va desde 0.40 m. hasta 10 metros de ancho, presenta sectores subsecuentes de relleno mineral que varían en lo que es su longitud presentando en la parte media y profunda el sector más representativo del mineral masivo de esfalerita y en la zona Este el dominio de la mineralización es de carbonatos con valores importantes de plomo y plata.

La segunda veta más trascendente de la minera Chungar es la veta Janeth, de orientación de Este a Oeste y buzamiento de 70 grados al sur, con casi 850 m. de longitud, y 410 m. de profundidad actual y potencia desde 0.45 m. hasta 9 metros de ancho, posee un relleno mineral de galena, esfalerita, ganga de carbonatos piritita con algo de cuarzo.

En la actualidad se ha laborado cuatro niveles en la zona media de la mina. Por la ubicación la producción es muy importante en minerales de plomo, plata.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿Es posible minimizar los costos de perforación y voladura en las vetas con la aplicación del método de taladros largos en la U.E.A. Chungar?

1.3.2. Problemas específicos

- a) ¿La aplicación del método de taladros largos permite minimizar los costos de perforación de las vetas en la U.E.A. Chungar?
- b) ¿La aplicación del método de taladros largos permite minimizar los costos de voladura de las vetas en la U.E.A. Chungar?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

Minimizar los Costos de perforación y voladura de las vetas con la aplicación del método de taladros largos en la U.E.A. Chungar.

1.4.2. Objetivos específicos

- a) Minimizar los costos de perforación de las vetas con la aplicación del método de taladros largos en la U.E.A. Chungar
- b) Minimizar los costos de voladura de las vetas con la aplicación del método de taladros largos en la U.E.A. Chungar.

1.5. Justificación de la investigación

La aplicación de nuevos métodos de explotación como parte de los procesos mineros, ha llevado a las empresas mineras a innovar en forma constante la fragmentación del mineral, implementar nuevas tecnologías que mejoren los costos del proceso de perforación y voladura del mineral en términos de fragmentación. Esto es posible gracias a las características técnicas de los taladros largos por su mayor eficiencia en la perforación y menor consumo de explosivos que puede garantizar un menor costo en la rotura del mineral en las vetas con el método de corte y relleno ascendente.

El presente trabajo de investigación tiene como objetivo evaluar técnicamente los costos de la perforación y voladura en la fragmentación de las vetas en el método de corte y relleno ascendente de la U.E.A. Chungar. Así se

pueda tener una nueva opción que le permita minimizar los costos en el proceso de perforación y voladura. Así mismo que sea una base y fuente de información para el proceso de otras mineras y como otros proyectos de investigación.

1.6. Limitaciones de la investigación

Una de las pocas limitaciones de la investigación, ha sido el acceso limitado a la información de programas de años predecesores sobre rendimientos de fragmentación de las vetas en el método de corte y relleno ascendente de la U.E.A. Chungar. Otra no se tiene por qué la empresa facilita la información actual.

1.7. Importancia y alcance de la investigación

El estudio es de alcance correlacional porque analizará los consumos y el movimiento de materiales durante los años de producción para reducir el valor de inventario.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

a) Antecedentes nacionales

- **Mamani, J. (2017)**, de la Universidad Nacional del Altiplano - Puno desarrolla su tesis “Diseño de Perforación y Voladura y su Incidencia en los Costos Unitarios en el Balcón III de la Corporación Minera Ananea S. A.”. demuestra que con un rediseño de malla de perforación se puede menorar 5 taladros del barreno de 8 pies, el cual mejora el costo unitario se obtiene un decremento de 4,76 US\$/m; asimismo en la voladura mejora el costo unitario con 5.81 US\$/m después de realizar la investigación se llega a la conclusión que con un rediseño de malla se mejora los costos en la ejecución de la Galería 325 de Balcón III de la Corporación Minera Ananea S.A.

- **Chipana, A. (2016)**, de la Universidad Nacional del Centro, presenta su tesis “Diseño de Perforación y Voladura para Reducción de Costos en el Frente de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis minera Casapalca S.A.”. Demuestra que con un análisis de la perforación y voladura se determina que con una nueva malla de perforación y carga explosiva se reduce el número de taladros de 45 a 42 taladros perforados, por consiguiente, se reduce el costo de perforación de 94.38 US\$ a 86.15 US\$, asimismo se utiliza menor carga explosiva por lo que se reduce el costo de 176.32 US\$ a 158.39 US\$; como conclusión se tiene que con un nuevo diseño de perforación y voladura se mejoran los costos en la perforación y voladura.
- **Comun, H. (2018)**, de la Universidad Nacional del Centro del Peru, presenta su tesis “La Influencia del Método Corte y Relleno Ascendente con Taladros Largos en la Producción de la Mina Animón – Volcán”. El objetivo de este proyecto es analizar la relación del método de explotación del corte y relleno ascendente con taladros largos en la producción de la minera Chungar, que pertenece a la empresa minera Volcan S.A.C.

La investigación tiene como propósito relacionar el programa operativo con la producción procesada durante el año del 2015. Considerando la calidad del mineral en cuanto a leyes y el costo por tonelada producida, realizo la recopilación de datos de campo, como muestra tomo en cuenta los tajo 705 de la veta Carmen y tajeo 805 de la veta Ramal. Todos los datos fueron apoyados de las áreas de planeamiento, geología y seguridad. Todo lo mencionado ayudo a

obtener datos reales para llegar a las conclusiones. Finalmente, el investigador concluye que la producción actual tiene la calidad que se propuso, también se cumplió con el plan operativo.

- **Huanca, T. (2019)**, de la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, presenta su tesis “Implicancia de la Aplicación del Método de Explotación Bench And Fill en la Reducción de Costos de Perforación y Voladura en el Tj. 024 de la Veta Socorro en la Unidad Minera Uchuchacua, Oyon-Lima”. Detalla En el primer capítulo se consideran las generalidades del proyecto correspondiente, la formulación del problema, objetivos específicos y la hipótesis en función de la cual desarrolla la tesis. En el segundo capítulo se consideran los términos generales de minera objetivo de investigación que es la minera Uchuchacua. Se detalla toda la ubicación, acceso a la zona y el clima, posteriormente se detalla la veta en estudio denominada Socorro. Consecuentemente se describe el análisis geo mecánico de la veta en mención y los factores de selección del método de explotación adecuado, esta forma del análisis es el punto de inicio para las relaciones posteriores de comparación del método de Bench and Fill con otros métodos. En el tercer capítulo se considera metodología empleada el cual detalla los factores sobre los cuales se desarrolló el proyecto de investigación. Para el proceso de la tesis se considera el método de investigación, diseño de investigación, la variable dependiente e independiente, las dimensiones y finalmente la secuencia de la ejecución de datos. En el cuarto capítulo se detalla el método de explotación Cut and Fill en relación co el método de Bench and Fill el objetivo principal es de comparar sus costos para

determinar la relación del uso de la explotación Bench and Fill en costos de Perforación y Voladura. En el cuarto capítulo se describe el proceso y análisis de la base de datos en esta parte se calculan los costos unitarios de la explotación Cut and Fill y el método de explotación Bench and Fill. Estos costos unitarios determinados son costos de equipos de perforación, costos de accesorios de perforación, accesorios de voladura y costos de explosivos, costos de los operadores necesarios para la perforación y voladura y finalmente los costos de insumos y otros para la perforación y voladura.

- **Baldeon, M. (2021).** En su tesis “Aplicación del método de explotación taladros largos en vetas angostas sin By Pass - Veta Ramal Alianza de Minera Argentum” de la Universidad Continental de Huancayo. Realiza un análisis técnico, económico utiliza el método analítico, la investigación tiene un alcance descriptivo - explicativo. Su tesis es de un diseño de investigación preexperimental, por el cual observo todos los resultados de operación de la utilización del método de taladros largos en la veta Alianza, durante el año del 2018. Concluyendo que la aplicación del método de minado sublevel stoping con taladros largos en la veta Ramal Alianza permitió el incremento de la producción producidas durante el periodo, asimismo con un mayor incremento del cash cost, mejorando la rentabilidad de la operación.
- **Espinoza, J. (2020).** Investigación presentada en la Universidad del Centro del Perú. Sa tesis “Minado por Subniveles con Taladros Largos en Vetas Angostas para Incrementar la Productividad en la –UE Manuelita – Cía. Minera Argentum”. realiza un estudio para mejorar la

productividad de los tajos, el método de explotación el tajeo por subniveles con la perforación de taladros largos. En el periodo del año 2019 la producción se ha elevado parcialmente por lo que desarrolla el proyecto para mejorar en el periodo del año 2020. El trabajo de investigación fue del tipo aplicada y el nivel fue el explicativo; como método se usa el científico; el diseño fue el experimental. Concluyendo que con una evaluación geomecánica del macizo rocoso se logra un incremento de la producción en un 68% mayor al promedio de los cuatro años anteriores.

b) Antecedentes internacionales

- **Sánchez, V. (2016)**, de la Universidad Central de Venezuela sustenta su tesis “Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth”. Demuestra que con la investigación desarrollada de la malla de perforación que se desarrolla para la voladura de la rampa de integración a las vetas Sucre y dos diablos de la minera Bethzabeth, demuestra deficiencias en el número de taladros, carga explosiva utilizada, la velocidad de detonación, avance del frente y el tiempo de proceso de las labores de perforación y carguío de los explosivos; con todos estos factores se concluye que se logra la reducción del costo de perforación y voladura.
- **Salazar, R. (2015)**, de la Universidad Federal de Curitiba presenta su tesis “Remoción de rocas con explosivos, para la construcción de caminos”, sustenta que, por las actuales circunstancias de la velocidad de producción y rapidez de ejecución del proyecto versus costos, demuestra que los equipos de perforación hidráulicos tienen mayor

eficiencia, mejor performance y resultados en los requerimientos de trabajo en comparación de los equipos de perforación neumáticos, en los parámetros de velocidad de perforación, mayor precisión en la perforación, traslados, alcance, seguridad y comodidad para el operador. Como conclusión se obtiene mejora en lo que respecta a la economía en los trabajos desarrollados.

2.2. Bases teóricas - científicas

Método de corte y relleno ascendente

El método de corte y relleno ascendente se realiza en vetas de forma tubular semi verticales, de potencia variable desde pocos metros hasta 14 o 18 m, en otros casos se determina a diferentes alternativas cuando las cajas son calidad muy mala. El tipo de mineral debe ser sólido, de manera especial cuando se trata de cuerpos de gran potencia. El mineral extraído debe ser suficientemente de buena ley de modo que el beneficio obtenido por su recuperación compense los mayores costos del método. (Flores, R. 2018)

Este método de explotación tiene una variedad extensa de alternativas para lograr un producto de un minado selecto, buena recuperación y aplicación en condiciones geomecánicas diversas, y es factible la mecanización del método.

Las diferentes técnicas de relleno que en la actualidad se disponen, logran mejorar los factores técnicos y económicos del proceso de minado, que constantemente ha reemplazado a otros procesos. Este es el método de minado que siempre se utiliza como método en la modalidad mecanizada o el método como en la modalidad convencional. Los operarios de la mina tienen bastante conocimiento referente a este proceso y tiene una buena operatividad y experiencia.

El método de corte y relleno ascendente es un método de minado bastante común que se utiliza para la explotación de yacimientos minerales que corresponden a cuerpos o bolsanadas mineralizadas que tienen contornos irregulares. En el ciclo de minado del método se considera:

- **Perforación y Voladura**

Primero se inicia con el diseño de la malla de perforación, donde el burden es muy variable dependiendo de la dureza del mineral tomando dimensiones de desde 0.50 metros a 1.00 metros para el mineral con RMR de 85 a mineral con RMR 30 respectivamente, asimismo el espaciamiento entre los taladros se conserva las mismas dimensiones del burden considerando una malla cuadrada con la cara libre para la salida secuencial de la fragmentación del mineral. El uso de explosivo para el método es variable utilizando comúnmente el anfo industrial o la emulsión a granel que tiene menor costo; los accesorios de voladura lo más recomendable es los detonadores no eléctricos con retardos en milisegundos.

- **Carguío acarreo y transporte**

El carguío y el acarreo del mineral se realiza con equipos LHD de 2 a 4 yardas cúbicas, dependiendo de la dimensión de los tajos, se realiza desde la entrada del tajo o de una cámara de carguío; el transporte del mineral se realiza con los equipos de bajo perfil o camiones de 15 a 20 metros cúbicos de capacidad también se dimensiona de acuerdo al volumen de producción del tajo que normalmente se transporta desde el tajo o cámara hasta la cancha de la planta concentradora. En esta parte del ciclo de minado es muy importante considerar el rendimiento de los equipos.

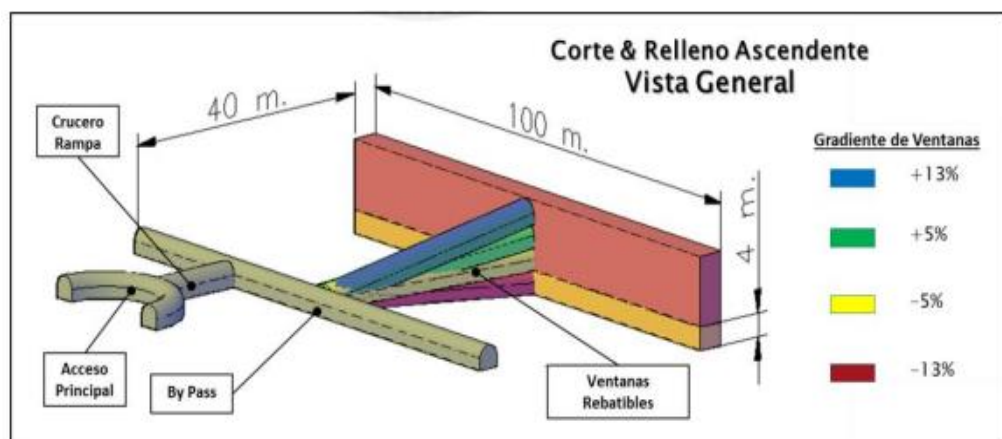
- **Relleno**

El relleno del área explotada se realiza con el detrítico si no se tiene un relave que tenga condiciones para el relleno hidráulico, caso contrario lo más eficiente es el uso del relave, para ello se instala una planta que debe estar constituida por bombas de lodo, tuberías de 4 a 6 pulgadas, silos de depósito del relave, ciclones para clasificar el relave. Si se utiliza el detrítico el acarreo es de interior mina o de superficie con material estéril proveniente de las labores de preparación o desarrollo.

- **Sostenimiento**

El sostenimiento de los tajos se ejecuta con el sostenimiento activo con Split sets y malla, si el mineral es de dureza media a alta se utiliza solamente Split sets y si el mineral es de tipo III se utiliza malla con Split sets. Esta operación se realiza inmediatamente después de la voladura, ventilación y saneo del techo para luego proceder a la limpieza del mineral y tener un techo seguro con el objetivo de no tener accidentes del personal del tajo. En la figura 1 se puede apreciar la configuración clásica del método.

Figura 4. Método de Corte y Relleno Ascendente



Fuente: Área de proyectos de la mina

Método de explotación por taladros largos

El método de minado se utiliza en cuerpos verticales o casi verticales con este proceso se logra un menor costo de explotación.

La fragmentación de bancos incluye el carguío que parte de un taladro y un equipo de extracción para todo el yacimiento. En el proceso se genera una cara libre entre los dos horizontes en un extremo el operario mediante la fragmentación de un volumen de corte ubicado próximo a la pared de base del yacimiento. El espacio creado se utiliza como un vacío de expansión en el que el resto de la banqueta se forma mediante la voladura secuencial de los orificios de producción. (Joquera, A. 2015)

En mayoría de los procesos, la cara libre de explotación se perfora en zonas paralelas a la mineralización de la veta entre unidades. La voladura se desarrolla por un disparo secuencial de la cara libre de explotación, en el gran vacío que se obtiene; el mineral se extrae de manera remota desde el fondo de la pila. La voladura de bancos se genera en cortes adyacentes ubicados en pilares constantes de 35 m. de ancho.

El uso de equipos con mandos de teletrabajo de carga y descarga ha sido de alto riesgo para la extracción partiendo desde la seguridad cuando se encuentra bajo la zona de la voladura. Los equipos a control remoto se operan desde una cámara de control remoto ubicada en zona segura. El equipo cuenta con una cámara de video montada en el móvil se observa la vista del frente y la vista posterior de manera constante durante todo el proceso de la limpieza. La pila y las zonas de tránsito están aisladas por avisos ópticos en todos los ingresos se detienen los vehículos si se interrumpe. Se cuenta con una línea de cable coaxial de alimentación de escapes por cada subnivel para poder transmitir las señales de video, control del LHD y la cámara de control.

El espacio obtenido se rellena de grava hidráulica o agregado en la base de la unidad de la voladura, que se transforma en la nueva zona de explotación del siguiente levantamiento. El relleno hidráulico se procesa a partir de relaves generados por la planta concentradora y se transporta a una densidad del 65 % en peso de sólidos. Este material del relleno hidráulico se expande en los topes mediante 150 m. de tuberías de polietileno revestidos con caucho. Otro método de relleno, conocido en la zona de la mina como "agregado". Es el producto de la preconcentración pesada de residuos de los minerales de la mena de plomo. Se transporta a mediante equipos LHD. En el ciclo del método de minado se considera:

- **Perforación**

Al diseñar la malla de perforación, según el procedimiento generalizado, se toma en cuenta: el burden y espaciamiento; para que la salida de las filas sea segura, los taladros deben perforarse con una inclinación de 6° hacia la cara libre o el slot.

Toda la perforación se realiza con taladros paralelos y de gran longitud y en forma radial, como complemento se utiliza barras de 4 pies de para evitar la desviación de los taladros. Para la perforación de la cara libre Slot de la chimenea del tajo se ejecuta con una sección 1.25 x 1.25 m. se usa una barra guía y le sigue la broca que es del tipo DROP C, para menorar la desviación e intersección de taladros, se utiliza broca rimadora de 4 pulgadas de diámetro para la cara libre.

El nivel de perforación debe reunir la sección de acuerdo con la altura del equipo, el techo y piso lo más horizontal posible y limpio.

- **Desviación de taladros largos**

Con la perforación de Taladros Largos, se tienen factores que afectan este proceso:

1. Incorrecta posición del equipo de perforación.
2. La superficie para perforar no es plana.
3. Al inicio se tiene un error de Inclinación o Alineamiento.
4. Cuando se cruza en geodas, estratos, que cambian su dirección.
5. La longitud incorrecta del Taladro incrementa los costos de perforación.
6. Sección| de la labor la altura mínima requerida es de 3.50 metros.

Se considera cuatro factores que reducen la desviación, permitiendo reducir los costos de perforación.

1. Un desgaste de las guías del equipo o mal anclaje del stinger, producen la desviación de taladros.
2. Capacitar al Perforista, para evitar que realice una mala perforación.
3. Controlar con un rayo láser, montar un nivel, clinómetro.
4. Utilizar barras estabilizadoras y brocas especiales para taladros de precisión.

- **Voladura**

Para una buena calidad en el disparo, se debe controlar y considerar las variables, que permita obtener una buena trituración.

1. Variables no perceptibles
 - Las características geomecánicas de la maza rocosa.
 - La geología regional, local y estructural.
 - Las condiciones climatológicas e hidrología
2. Variables perceptibles

- Geometría del diámetro, Burden, Espaciamiento, longitud de taladros.
 - Fisicoquímicas del explosivo, velocidad de detonación, densidad, carga de la mezcla explosiva.
 - Control del tiempo retardos y Secuencia
 - Control operativo, granulometría requerida, experiencia del personal.
- **Proceso de carga de taladros**
 1. Primero se debe hacer el soplado y medir la longitud del taladro para calcular el diseño de carguío real como los retardos de salida de la voladura.
 2. Si los taladros llegan a comunicar a un nivel inferior se utiliza un taco igual que se igual a la distancia del burden.
 3. Seguido se procede al carguío del cebado del iniciador.
 4. Se procede a llenar la columna de explosivo.
 5. El taco superior es igual al burden, es llenado con detritus.

La salida de la voladura se ejecuta en retirada iniciando desde un extremo de rebanadas verticales, en partes de 4 m. con el fin de dar estabilidad a la zona de operación, donde los bloques no perforados sirven como pilares.

El proceso se debe realizar con el plano de levantamiento topográfico de los taladros y con la hoja de carga autorizada por el jefe de sección, para poder registrar el consumo de explosivo consumido y resultados de la voladura.

Se considera los planos, fallas, discontinuidades esencialmente si son paralelas a las cajas, es preferible que quede esa parte como pilar.

- **Limpieza acarreo y transporte de mineral**

La limpieza del mineral fragmentado se ejecuta mediante el equipo scoop tram de 6.0 Yd³, provistos de control remoto hacia cámaras de acumulación o carguío directo, se transporta mediante volquetes de 25 TM, hasta la Planta de Beneficio. El operador puede operar el scooptram con el telemando una distancia de 20 m.

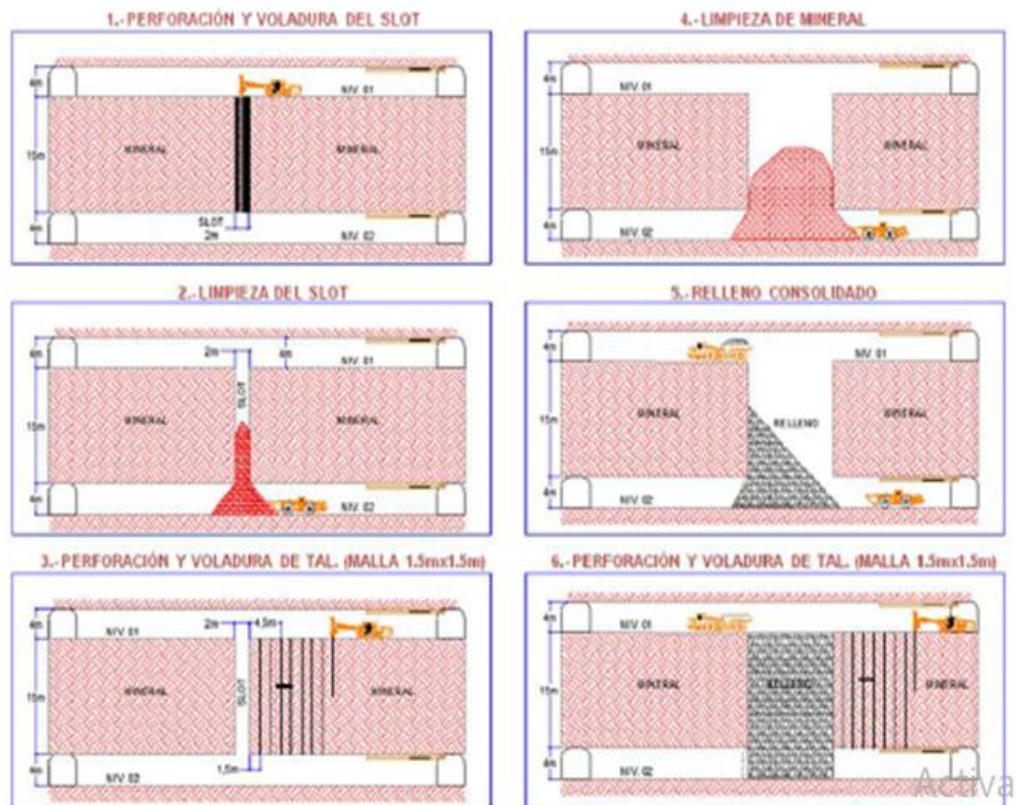
- **Relleno**

Al culminar con la limpieza del mineral fragmentado en los tajeos, se desarrolla de manera inmediata el relleno con material estéril mediante los equipos de bajo perfil, scooptram y dumper, si la altura de la labor es considerable, se complementa con volquetes de descarga libre, para lo cual se debe tener en cuenta la berma por seguridad que evite que cede el volquete en la zona de descarga.

- **Sostenimiento**

Concluido el relleno del espacio abierto del tajeo considerando la cara libre suficiente para el siguiente disparo de los taladros largos, se continua a ejecutar el saneo de la sección y se complementa con el sostenimiento toda la zona deteriorada por el disparo, sosteniendo todas las áreas frágiles resultado del minado. Es importante esta operación ya que este es el subnivel de extracción para el siguiente corte. En la figura 5 se observa el ciclo de minado.

Figura 5. Ciclo de Minado del Método de Taladros Largos



Fuente: Área de proyectos de la mina

Perforación y voladura

Es la técnica que consiste en realizar cavidades en las rocas, con el objetivo de obtener un espacio para los explosivos, para que estos trituren, destrocen o fragmenten a la masa rocosa. Esta operación de perforación se ejecuta con el apoyo de maquinarias específicamente diseñadas para este fin que pueden ser eléctricos, rotativos, eléctricos, neumáticos, hidráulicos, hidroneumáticos; percutivos, roto percutivos. La perforación para voladura se define como el proceso de ejecutar varios agujeros o huecos cilíndricos sobre la masa de la roca que ha de ser fragmentada, denominados taladros, la característica son que tienen profundidades y diseños geométricos específicos desarrollados con la finalidad de formar el arranque, luego fragmentar y desplazar el producto de la voladura. Los taladros alojan las cargas explosivas con un confinamiento calculado con una

secuencia exacta de detonaciones para conseguir una granulometría requerida de la masa rocosa con proyecciones determinadas y vibraciones controladas.

Malla de perforación

La malla de perforación es un diagrama geométrico específico muy bien controlado y definido, que tiene una función muy importante de fragmentar y desplazar el material triturado de acuerdo con el programa y capacidades requeridas de los equipos. Para un diseño de la malla de perforación es muy importante conocer las características geomecánicas, las propiedades y de la masa rocosa.

Parámetros de perforación

- El número de taladros. (Nt)
- El diámetro del taladro (ϕ)
- La longitud del taladro (Lt)
- El burden (B)
- El espaciamiento (E)
- La velocidad de detonación (VD).
- El factor de potencia (FP).
- El confinamiento del explosivo (Ce).
- La profundidad de la carga explosiva (Lc)
- La geometría de los taladros del frente.

Costos en perforación y voladura

En minería el valor de los consumos de los recursos asignados a todo proceso de producción tiene una significación muy relevante porque de dichos cálculos depende la correcta toma de decisiones que garantice la utilidad esperada.

Estos cálculos se realizan en base a datos relacionados con periodos ya ejecutados, es decir con datos históricos o reales; como también en base a datos presupuestados según una programación a futuro.

Existen diversos tipos de clasificación de costos según se producen los sucesos durante los procesos de producción. Así tenemos los costos fijos que son permanentes durante el tiempo planificado; mientras que, si dependen de la cantidad de producción, como los costos de insumos, mano de obra y otras materias relacionadas con la cantidad de producción están referidos a los costos variables. También a dichos costos se le conocen como costos directos por estar directamente relacionadas con la cantidad de producción. Los costos que presentan dificultades en su cálculo por no estar presentes en el producto producido, pero que están vinculados a la producción se les conoce como costos indirectos.

Para determinar los costos de perforación y voladura se debe identificar el método de explotación del yacimiento, ya que de dichos métodos depende los costos de operación por mano de obra, por equipos, por herramientas, por explosivos y otros materiales.

Costos unitarios

Los costos unitarios son el promedio del valor de cierto producto, una unidad, cuyo calculo es del volumen de producción. También se define como el valor monetario de un producto en particular.

El costo unitario es el valor monetario que es necesario para poder producir un bien. Se calcula de la siguiente manera, el costo de producción total sobre el número de bienes producidos.

$$UC=C/U$$

Donde:

uc: Costo unitario para el periodo de tiempo

c: Costos totales de producción de los artículos

u: Número total de unidades.

Costos y gastos

Es importante conocer la diferencia entre gasto y costo, los gastos son los procesos que como resultado generan ingresos y el costo es el recurso del capital humano más el capital monetario para generar bienes y productos.

El costo es el total de esfuerzos más recursos que son invertidos con el objetivo de generar algo. Un costo está considerado como los pagos, tributos, deberes y amortizaciones que se considera en un periodo determinado que se encuentran en relación directa con la distribución, administración y financiamiento.

Los costos se clasifican de acuerdo como se generan los procesos de producción, se inicia primeramente de la inversión, la producción y como se distribuye el producto, hasta ejecutar la venta. Se clasifican de la siguiente forma.

- **La función en que se incurre:**
 - Los costos de administración
 - Los costos de producción
 - Los costos de distribución
 - Los costos financieros
- **Identificación**
 - Indirectos
 - Directos

- **Periodo que lleva los resultados**
 - Los costos no inventariables
 - Los costos inventariables
- **Proceder de acuerdo con la cantidad de productos**
 - Los costos variables
 - Los costos semifijos
- **Instante que se obtienen los costos**
 - Los costos predeterminados
 - Los costos históricos

Un gasto es el decremento del patrimonio neto de una empresa, se determina los pagos como una salida de dinero que llega a ser una menora de valores de los productos. Si el gasto es por cambio de contraprestación o consumo, llega a ser como la cantidad de dinero que sale, denominado también egreso.

Función de producción y costos

Los costos son la suma de los valores asignados a los parámetros de producción, que está en relación con el número de productos originados y que son el resultado dentro de un periodo.

Toda minera empresarial controla sus egresos y sus ingresos de ventas mediante el análisis de un punto de equilibrio, este punto se puede determinar mediante la relación:

Toneladas de mineral producidas = costo total de extracción de metales producido para el cliente.

El precio se valoriza de acuerdo a la necesidad del cliente por lo que llega a ser como el presupuesto operativo.

Los ingresos que obtiene una minera se encuentran en función a los costos que son variables, con esto se considera aplicar el costo y el análisis para las ganancias, determinando el punto de equilibrio.

El análisis del costo se calcula con el objetivo de determinar las utilidades por cambios en

- Los precios de venta
- Las cantidades que fueron negociadas
- Los costos variables y los costos fijos

Al verificar estas relaciones, es posible el, pronóstico de los costos para poder reformular el costo de control y programar en términos de administración y procesos.

2.3. Definición de términos basicos

Agente explosivo

Mezcla de sustancias combustibles y oxidantes que no son intrínsecamente explosivas por separado, requieren de un explosivo para su detonación.

Accesorios en voladura

Son materiales utilizados para empezar, secuenciar, controlar cargas explosivas se utiliza métodos adecuados y aprobados según reglamento.

Breasting

Método de explotación del mineral pueden ser de forma horizontal o también vertical dependiendo de las condiciones de la masa rocosa y calidad del mineral, se considera en el diseño de la malla de perforación y voladura muy similar al diseño de malla de perforación que se utiliza en la producción bancos.

Burden

Es la distancia que se tiene del centro de un taladro con explosivo hacia otro taladro vacío más cercano que tiene una dirección al desplazamiento de la masa rocosa.

Buzamiento

Es el Angulo que forma con respecto al plano horizontal el cuerpo, la veta, estrato y se controla en el plano vertical.

Caja Piso

Macizo rocoso estéril que se encuentra debajo de la veta.

Caja Techo

Macizo rocoso estéril que se encuentra sobre el lado superior de la veta.

Cuerpo (Ore Body)

Son depósitos de minerales, grandes e irregulares sin forma, ni tamaño definido.

Carga operante

Suma de las cargas de explosivo que se considera que detonan simultáneamente dentro de una voladura.

Desmonte

Es todo material estéril que no posee valor económico.

Diseminaciones

Son yacimientos mineralizados donde los granos de mineral están dispersos entre el macizo rocoso.

Detonación

Es una de las fases del proceso de trituración. Es donde el explosivo con una combinación de combustible y oxidante se transforma en instantes en gases de alta presión y temperatura.

Dilución

Es la mezcla de la roca estéril con el mineral de la veta o cuerpo tal que disminuye la ley en la cubicación por la mezcla no, programada.

Explotación

Es la producción de mineral mediante un método de minado para explotar el mineral económico mediante diferentes métodos de explotación para luego ser concentrado en la planta metalúrgica.

Ganga

Es el área de material estéril sin valor económico que está asociada al mineral con cierta ley con valor económico. La definición es relativa por lo que varía con el tiempo, los valores y la ley del mineral.

Hilos

Vetillas de mineral muy delgadas que se cruzan entre sí.

Lentes

Son formaciones mineralizadas que se presentan de manera lenticular su potencia menora en su contorno. La longitud de los lentes posee decenas de metros.

Mantos

Cuerpo mineralizado que se encuentran en posición horizontal tienen la forma tabular, con una ligera inclinación menor de 29°, generalmente tienen una gran potencia.

Mena

Parte más valiosa del mineral a partir del cual se puede obtener económicamente uno o más metales.

Malla de perforación

Plan de colocación geomecánica de los taladros para ser perforados en una voladura.

Mineral

Es de origen natural considerado como materia inorgánica que se encuentra en la corteza terrestre, tiene un valor económico y está formado por la mena y la ganga.

Minería

Es la industria que ejecuta la exploración, extracción, concentración y venta de los concentrados y rocas de valor económico.

Ondas de Compresión

Son productos de la detonación del explosivo dentro del taladro que se desplazan hacia la cara libre.

Ondas de Tracción

Ondas que rebotan de la cara libre con tensiones triturando la masa rocosa.

Potencia

Espesor o ancho de un yacimiento mineralizado que se mide perpendicular a las cajas.

Q de Barton

Es una clasificación geomecánica que tiene como objetivo estimar parámetros físicos de la roca y permite diseñar el sostenimiento de labores.

RMR

Rock Mass Rating siglas en ingles también tiene el nombre geo mecánico de Bieniawski, es una forma de clasificación.

RQD

Rock Quality Designation, siglas en ingles es una forma de clasificar la roca y se determina en la exploración producto de las perforaciones diamantinas, se miden los testigos que no sean mayor a 10 cm. en el testigo general, se divide entre la longitud del testigo explorado.

Rumbo

Es la orientación de la veta o cuerpo, manto en relación al norte magnético y se representa en el plano horizontal.

Subnivel

Galería abierta a diferentes profundidades para la explotación del yacimiento mineral.

Sobre excavación

Arranque de la veta producido fuera del límite teórico de actuación de la voladura.

Tiro Fallado

Es un tiro que no salió por falla del iniciador, guía o explosivo.

Veta o Filón

Son pequeños fallas de la corteza terrestre conglomeradas con mineral, singularmente tiene una inclinación mayor a 29° con una formación regular en longitud, profundidad y ancho.

Voladura

Fragmentación de la roca o mineral mediante explosivos confinados en una cantidad de taladros.

Yacimiento de Mineral

Compuesto generalmente de un grupo minerales que tienen compuestos metálicos con valor económico poseen variables potencias y diferentes leyes.

2.4. Formulación de hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

La aplicación del método de taladros largos permite minimizar los costos de perforación y voladura de las vetas en la U.E.A. Chungar.

2.4.2. Hipótesis específicas

- a. Los costos de perforación se minimizan con la aplicación del método de taladros largos en las vetas de la U.E.A. Chungar.
- b. Los costos de voladura se minimizan con la aplicación del método de taladros largos en las vetas de la U.E.A. Chungar.

2.5. Identificación de las variables

2.5.1. Variable independiente

X: Aplicación del método de taladros largos en la fragmentación de vetas del método de la U.E.A. Chungar.

2.5.2. Variable dependiente

Y: Minimización de costos en la fragmentación de vetas de la U.E.A. Chungar.

2.6. Definición operacional de variables e indicadores

Tabla 1. Definición operacional de variables

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES	
VARIABLE INDEPENDIENTE	X: Aplicación del metodo de taladros largos en la fragmentación de vetas de la U.E.A. Chungar	La aplicación de taladros largos permite minimizar los costos de fragmentacion de vetas del metodo de corte y relleno ascendente de la U.E.A. Chungar. Con una nueva longitud y diametro de perforacion y un cambio de carga explosiva para la voladura se minimiza los costos del metodo actual que se esta utilizando.	Malla de Perforación	Densidad de roca	gr./c m ³
				Longitud de taladro	m.
				Burden	m.
				Espaciamiento	m.
			Carga explosiva	Densidad del explosivo	gr/cm ³
				Velocidad de detonacion	m/s
				Energia del explosivo	Joules
				Longitud de carga explosiva	m.
VARIABLE DEPENDIENTE	Y: Minimización de costos en la fragmentación de vetas de la U.E.A. Chungar	Cuando se aplican nuevos metodos de perforacion y voladura en el metodo de explotacion de un yacimiento de minerales muchas veces se logra minimizar los costos de fragmentacion de las vetas.	Costos de perforacion	Costo de Longitud de perforacion	\$/m.
				Costo de Equipo de perforacion	\$/m,
				Explosivo	\$/Tn.
			Costos de voladura	Accesorios	\$/tn.
					\$/tn.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TECNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación

La investigación es descriptiva, se trabajó sobre hechos y su característica fundamental es la de presentar una interpretación correcta mediante una correlación. También se considera la investigación experimental ya que se manipula la variable experimental no comprobada, en condiciones rigurosamente controladas, con el fin de describir por qué causa se produce la reducción de costos de la perforación y voladura.

3.2. Nivel de investigación

El nivel de investigación del estudio es descriptivo ya que se busca especificar los valores importantes y específicos de la reducción de costos. Asimismo, tiene un nivel correlacional por que tiene el propósito de medir el grado de relación que exista entre las dos variables planteadas.

3.3. Métodos de investigación

La metodología usada para el desarrollo de la presente investigación, esencialmente se utilizó el método deductivo por lo que se analizó la base de datos en forma general para llegar a una conclusión determinativa. Asimismo, se utilizó el método inductivo ya que para obtener la conclusión se inició a partir de los datos obtenidos y los antecedentes en la U.E.A. Chungar, relacionando con los datos obtenidos en el trabajo de campo.

3.4. Diseño de investigación

El estudio de la información de la data de campo obtenida de acuerdo al proceso corresponde a la investigación cuantitativa, descriptiva y correlacional, se tiene una data base que describe los resultados al utilizar la fragmentación con el método corte y relleno ascendente y luego de los taladros largos. Luego de procesar las pruebas estadísticas, también se realiza un diseño descriptivo con los resultados relacionando los costos de ambos métodos.

3.5. Población y muestra

3.5.1. Población

La población del estudio está conformada por las vetas que se encuentran en explotación del nivel 390 que está integrada por seis vetas y ellas son; la veta María Rosa, Veta Lorena, Veta Carmen, Veta Karina, y veta ramal 85 de la U.E.A. Chungar.

3.5.2. Muestra

La aplicación de taladros largos se realizó en la veta Carmen por ser la veta más representativa del nivel 390 de la U.E.A. Chungar.

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.6.1. Técnicas

- **Recopilación de información documental**

Se recopila la información archivada de la historia de la explotación y costos del método de corte y relleno ascendente

- **Observación y toma de información**

Se utiliza el método de la observación directa en el proceso de explotación del método de corte y relleno ascendente asimismo de la aplicación de taladros largos.

- **Información bibliográfica**

Se utiliza la información electrónica y textos referidos al tema para tener un mejor entendimiento del proceso y costos de los métodos de explotación.

3.6.2. Instrumentos

Instrumentos de recolección de datos.

- **Materiales**

- ✓ Programa de producción
- ✓ Cronograma de secuencia de explotación
- ✓ Infraestructura principal de la mina
- ✓ Punto de equilibrio operativo
- ✓ Costos de perforación y voladura
- ✓ Evaluaciones geomecánicas
- ✓ Formatos de toma de información

3.7. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación.

La presente tesis describe el método de minado considerando una variante muy importante comparado con otras unidades mineras, el cual es no realizar la labor al momento de la preparación, esta variante del método de minado es beneficiosa, porque permite incrementar el volumen de producción, menor

exposición del personal al riesgo de caída de rocas, mecanización de los equipos y minimizar costos de operación.

3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

Para el proceso de datos se inicia con la estructuración, organización de data de campo y su transcripción; iniciando el análisis de la data de campo apoyado en la aplicación del Excel, para crear una base de datos y realizar su análisis, agrupando las variables y resultados en tablas y gráficos dinámicos.

3.9. Tratamiento estadístico

En el primer nivel de análisis se aplica las técnicas propias de la estadística descriptiva; todo ello facilita ordenar y comparar la información, nos permite comparar los parámetros anteriores y actuales.

3.10. Orientación ética, filosófica y epistémica

El estudio de investigación se desarrollará dentro de los principios de la ética profesional, el trabajo es de autoría propia y original, se tiene en cuenta los valores y principios de una investigación. Cabe resaltar que la investigación es el producto de las actividades realizadas en la U.E.A. Chungar.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

Se realizó la evaluación geomecánica orientada a conocer las condiciones geomecánicas para la aplicación de Taladros Largos, que nos permitirá minimizar los costos de fragmentación de las vetas del método de extracción y el sostenimiento del tajo, con el objetivo de tener la mejor eficiencia del ciclo de minado que sea seguro y a menor costo para la Unidad Chungar.

El área de estudio se encuentra enmarcada en estratos alternados de rocas sedimentarias, esencialmente de arcillas calcáreas y limo, estas se presentan prominentemente heterogéneas por sus propiedades geológicas.

Investigaciones básicas

El reconocimiento de las propiedades geomecánicas se realizó partiendo del mapeo geomecánico del macizo rocoso que se encuentran superficialmente en las excavaciones de las labores subterráneas y mediante el muestreo

sistemático del mismo que fueron enviados a la Ciudad de Lima, para el análisis de un laboratorio sistemático. Además de características y propiedades de geología de la mina Chungar.

Aspectos Litológicos

Los estratos litoestratigráficos que se ubican en la región, están constituidos por rocas sedimentarias del grupo capas roja e intrusivos hipabisales. En la zona se encuentra las capas rojas del grupo Casapalca que se encuentra en una extensión a lo largo de la cordillera occidental desde el continental con orientación Este, constituido por margas, y arcillas de un color rojizo o verde gris mediante estratos delgados y esporádicos horizontes de caliza.

El conglomerado Casapalca tiene dos ciclos de sedimentación, la primera formación con potencia de 1200 a 1300 m. de potencia y la reciente formación de 600 a 800 m. La presencia de los clastos por la orientación se determina que estos materiales provienen del Este, es muy probable que la zona actual se encuentra en la Cordillera Oriental de los Andes.

Distribución de Discontinuidades

La mineralización de Chungar está conformado por una variedad de estructuras geológicas, esta se diversifica de estructuras con dimensiones medias se puede notar en el anticlinal de Huarón, cambia hasta materiales pequeños en un plano de estratificación en fragmentos de rocas. La estructura principal está compuesta por un grupo de otra estructura pequeña, han sido formadas por procesos de sedimentación, intrusión magmática,

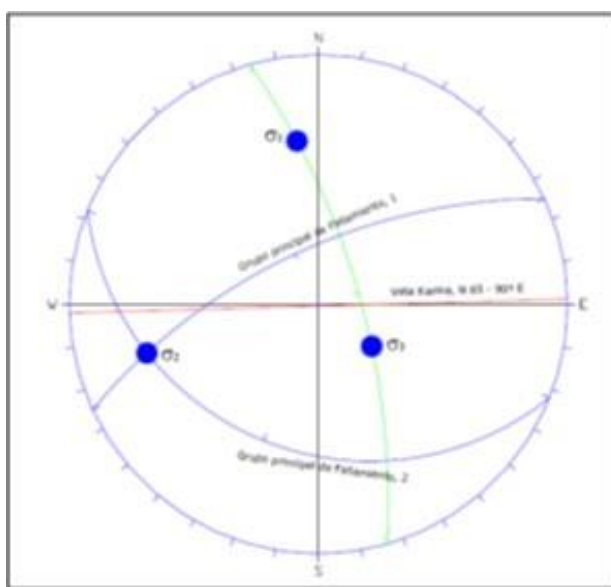
De los resultados obtenidos de los datos estructurales de las propiedades registradas durante el mapeo geo mecánico de las diferentes vetas, se muestran estos resultados en la tabla 2:

Tabla 2. Principales Sistemas de Discontinuidades

	Descripción	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4
Veta Ramal	Rumbo / buzamiento	S85°E/63° NE	N6°W/52° NE	S89°E/64° SW	
Piso 3 Principal	Dirección de buzamiento / Buzamiento	365°/63°	84°/52°	181°/64°	
Veta Karina I	Rumbo / buzamiento	S21°E/77° SW	S2°E/41° SW	N46°E/49° SE	N2°W/60° SE
	Dirección de buzamiento / Buzamiento	249°/77°	268°/41°	136°/49°	178°/60°

Fuente: Elaboración propia

Figura 6. Gráfico Estructural Discontinuidades – Sftware Dips



Fuente: Elaboración propia

Clasificación de la masa rocosa

Para las propiedades geomecánicas del macizo rocoso se utilizó el método de Bieniawski de 1990 (RMR – Rock Mass Rating).

Se puede observar en la tabla 3.

Tabla 3. Criterio para la Clasificación de la Masa Rocosa

TIPO DE ROCA	RANGO RMR	RANGO Q	CALIDAD SEGÚN RMR
II	> 60	> 5.92	Buena
III A	51 - 60	2.18 - 5.92	Regular A
III B	41 - 50	0.72 - 1.95	Regular B
IV A	31 - 40	0.24 - 0.64	Mala A
IV B	21 - 30	0.08 - 0.21	Mala B
V	< 21	< 0.08	Muy Mala

Fuente: Elaboración propia

La calidad del macizo rocoso en la minera Chungar es muy variable ya que se puede notar calidades de Muy Mala – V, hasta Regular B – III B.

Zonificación geomecánica de la masa rocosa

Para zonificar geo mecánicamente el macizo rocoso se han considerado los factores litológicos, geos estructurales y de calidad de la roca. A partir de la zonificación del macizo rocoso, se ha determinado la respectiva estructura mineralizada, en la tabla 4 se presenta la zonificación de la veta piso 3 principal y Karina I.

Tabla 4. Calidad de la Masa Rocosa por Sectores

	Descripción	Litología	RMR Promedio	Tipo de Roca
Veta Ramal Piso 3 Principal	Caja Piso Alejada	Marga Roja	35 - 45	IV A / III B (Mala A - Regular B)
	Caja Piso	Marga Gris	30 - 35	IV A (Mala A)
	Mineral	Veta	30	IV B (Mala B)
	Caja Techo	Marga Gris	30 - 35	IV A (Mala A)
	Caja Techo Alejada	Marga Roja	35 - 45	IV A / III B (Mala A - Regular B)
Karina I	Caja Piso	Marga Gris	25 - 35	IV B / IV A (Mala A - B)
	Mineral	Veta	35 - 40	IV A (Mala A)
	Caja Techo	Marga Gris	25 - 35	IV B / IV A (Mala B - A)
	Caja Techo Alejada	Marga Gris	25 - 35	IV B / IV A (Mala B - A)

Fuente: Elaboración propia

Condiciones de agua subterráneas

El agua presente dentro del macizo rocoso influye negativamente las condiciones de estabilidad de los tajos subterráneos. Su primer efecto es la alta presión que se produce en las discontinuidades, menorando la resistencia y por tanto disminuye el factor de seguridad y la estabilidad.

Según las exploraciones realizadas y a medida que se va profundizando se nota la presencia de aguas termales en la veta Ramal Piso 3 Principal, con aportes de caudales en la zona Este. Asimismo, se tiene filtraciones del nivel superior y aguas que se drenan a mayor profundización. Como resultado de las

filtraciones de agua, en las labores de profundización se tiene caudales considerables de agua que constantemente está siendo bombeada.

Los caudales de agua son aspectos influyentes y advertibles en la calidad del macizo rocoso, más cuando se trata de rocas de muy mala calidad esencialmente en tramos de roca marga gris que son encajonantes de vetas o fallas geológicas. Por lo tanto, es muy importante realizar operaciones de drenaje antes de ejecutar el laboreo es un proceso que debe ser programada mediante un plan con el objetivo de minimizar el caudal de agua en zonas donde el macizo rocoso es de muy mala calidad.

Direcciones en el avance de las excavaciones

La recomendación básica de la geomecánica considera que la condición muy favorable cuando se desarrollan las excavaciones de manera perpendicular a la estructura principal se tiene inestabilidad; asimismo cuando se desarrollan las excavaciones de manera paralela a la estructura principal, las condiciones son más desfavorables para la estabilidad.

La condición de la estructura del macizo rocoso de la minera Chungar y la presentación estructural de las diferentes formadas por relleno de fallas geológicas, las direcciones mayormente en el desarrollo de labores están alineados en forma paralela considerando las principales discontinuidades, muchas veces se adopta dirección contraria que significa obtener condiciones desfavorables en la estabilidad, por lo que hay que considerar medidas de control en el sostenimiento y tiempo de auto soporte.

Establecimiento del ciclo de minado

Para mejorar los recursos humanos y optimizar el beneficio de la utilización de los equipos se cumplen si no tenemos interrupciones temporales

cada etapa de la extracción del mineral desde la Perforación, Voladura, Extracción, Limpieza.

Para llegar a este beneficio se debe implementar controles de operación de la perforación de Taladros Largos, se debe considerar los controles en toda la operación del método de los taladros largos, como son la desviación, fragmentación, recuperación, factor de potencia, dilución y voladura secundaria.

También, en el desarrollo del minado se consideran paso a paso todas las actividades a procesar durante la explotación, con el objetivo de definir cada fase de trabajo para cada actividad, para establecer el proceso de las actividades con la determinación de sus peligros y riesgos, el número de equipos, materiales, herramientas, personal calificado que desarrollan los procesos, todo ello está asociado a un significativo tiempo para desarrollar cada actividad.

Perforación

Este proceso es el inicio del ciclo de explotación si se tiene un mal desarrollo el ciclo ello será incorrecto.

Este ciclo debe de estar bien diseñada en base a una malla de perforación por tipo de roca, logrando de esta forma una adecuada voladura, con la fragmentación requerida en el proceso.

Estudio Geo mecánico de la Veta Carmen

El análisis geo mecánico en la veta Carmen y su entorno rocoso se ha efectuado en base al dato litológico - estructural que se tomaron en el campo en el desarrollo del mapeo geo mecánico por el método de canales en el tramo considerado, para cada zona de la estructura en el nivel superior y nivel inferior.

Características Geomecánicas Veta Carmen

Esta veta, en cuanto a la dirección principal de las discontinuidades del contorno tanto en la caja piso como en la caja techo y estructura mineralizada, nos determinara si es correcto para la orientación de estas en el proceso de la explotación. Se encuentra un bandeamiento de sulfuros con carbonatos, no es una estructura permanente, sino que son zonas ramales por continuidades. Además, la veta tiene una dirección próxima de E-W con ángulo de buzamiento próximo de 70° - 74° al Sur.

Análisis del macizo rocoso de Veta Carmen

El macizo rocoso tiene fallas transversales, irregulares, fallas longitudinales por la formación durante la mineralización.

Presenta una persistente discontinuidad: en la zona de contacto con longitudes mayores de 4.00 m., con el rumbo de la estructura del mineral; también las diaclasas y oquedades tienen una persistencia baja menores de 2 m. y forman bloques tabulares. Espaciamiento entre las discontinuidades varia de 0.50 a 1.10 m.

La separación de superficies de las discontinuidades medianamente abierta a cerrada varia de 0.4 a < 0.2 mm. y las oquedades son anchas de 2 a 9 cm.

Presenta una rugosidad suave a lisa en ondas entre el contacto de la brecha; en las diaclasas son rugosas, irregulares y con ondas.

El relleno de discontinuidad en el contacto a la caja techo se tiene la brecha de falla de 0.20 m. con milonitas, panizo, y fragmentos angulosos fuertemente unidos por una masa arcillosa; las diaclasas están rellenas con carbonatos, calcita, pirita, y a veces es limpia.

En cuanto a la humedad están remojados, con goteo casual.

Su grado de alteración el mineral primario no está alterado, pero si los minerales secundarios de carbonatos y calcita poseen una alteración alta, se manifiesta como masa deleznable.

El número de familias de discontinuidades del mineral tiene dos sistemas, una es más aleatoria casi sin rumbo y un buzamiento no definido; el sistema primario es paralela al rumbo a la estructura del mineral.

La dimensión de los bloques y su resistencia, son tabulares formados por de discontinuidades y fracturas tensionales denominada fallas ocultas.

El grado de fallamiento y dimensión de los bloques del mineral es livianamente Fracturado, tienen forma de bloques medianos con densidad que varía de 2 a 6 discontinuidades por cada metro³.

4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

Metodología de estimación

La estimación del mineral económico es identificar la porción del material indicado o inferido será extraído en un programa a mediano plazo para establecer el desarrollo para establecer la determinación de taladros largos en el método de explotación, para ello se debe considerar los planes de mediano plazo para ejecutar. Para determinar se debe planificar un método dinámico que se encuentre los parámetros y factores de diseño para todo el proceso de minado de esta manera poder evaluar distintos escenarios hasta lograrla mejor eficiencia y esté alineado a los planes corporativos de la minera.

El desarrollo de la estimación del mineral económico se parte con la identificación de los métodos de explotación a utilizar en el yacimiento mineral de acuerdo a las condiciones de la estructura y propiedades geo mecánicas tal que

se pueda desarrollar una extracción bastante segura, a menor costo y poder cumplir con los programas de producción establecido.

El precio de los metales es muy variado se estiman en escenarios a mediano plazo y bajo los términos de la bolsa de valores de la venta de concentrados asimismo se considera la recuperación metalúrgica anteriores de los concentrados de mineral en las plantas de concentración, esto sirve para realizar la identificación de los factores NSR. Estos factores con el producto de las leyes, nos dan un valor de NSR, que es el bloque de extracción por el ancho de veta.

Parámetros modificadores

Los parámetros modificadores sirven para efectuar la identificación del mineral económico extraíble. Este desarrollo de acuerdo con el lineamiento del área de planeamiento a mediano plazo requiere considerar todo el conjunto del recurso mineral para el análisis, se identifica todos los recursos indicados e inferidos, en cuánto al recurso mineral con valor económico utilizado es parte de una declaración de reservas. Por esta razón, el mineral utilizado en el proceso en la estimación es llamado mineral económico explotable.

Los parámetros técnicos utilizados en el desarrollo de estimación son:

- El método de minado.
- Los parámetros de dilución.
- Los parámetros de recuperación.
- El costo de los metales.
- Los contratos comerciales.
- La recuperación metalúrgica.
- Los parámetros NSR.
- El renueve NSR

- El cut off NSR.

Proceso de estimación

El desarrollo de la estimación de un mineral económico extraíble se determina con la aplicación del método de optimización del mineral del software Datamine. El parámetro modificador como el precio de los concentrados, los términos comerciales y la recuperación del mineral es modelado a través de varios comandos. El factor modificador de dilución, el cut off y el diseño del método de minado son alimentados, modelados y calculados en el software MSO con un proceso de maximización.

En la tabla 5, se puede observar los parámetros modificadores a partir de la forma que se ingresa la información al proceso de estimación.

Tabla 5. Factores Modificadores e Ingreso de Información

MACRO	MSO
- Precio de los metales.	- NSR Cut Off.
- Factor de recuperación minera.	- Altura de tajo.
- Términos comerciales.	- Longitud de tajo.
- Factor de recuperación metalúrgica.	- Ancho mínimo de minado.
	- Ángulos mínimos de buzamiento.
	- Ángulos máximos de buzamiento.
	- Ángulos máximos de azimuth.
	- Factores de dilución (diseno + rotura).

Fuente: Elaboración propia

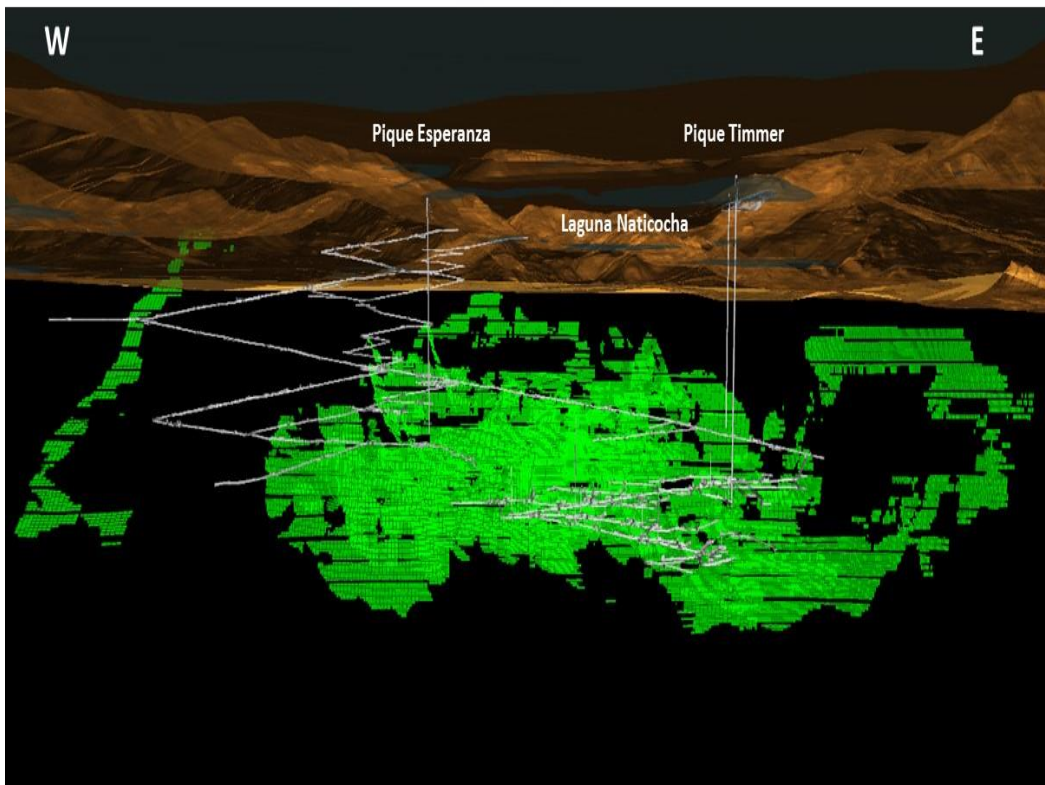
En el desarrollo de estimación con el MSO se crea un sólido de minado que mejora las unidades a optimizar y el NSR, expresado en dólares. En la figura 7, 8 y 9 se puede observar los sólidos resultantes de las vetas principales.

Figura 7. Solido Resultante del MSO (Mineable Shape Optimizer) – Veta Gisela



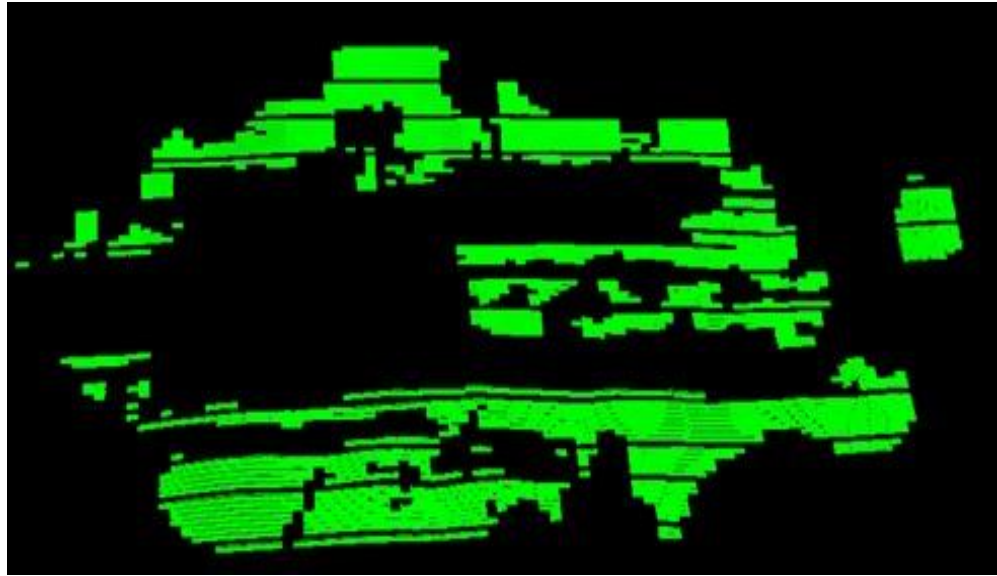
Fuente: Geología mina

Figura 8. Solido Resultante del MSO (Mineable Shape Optimizer) – Composito Vetas – U.E.A. Chungar



Fuente: Geología de minas

Figura 9. Solido Resultante del MSO (Mineable Shape Optimizer) – Veta Janeth



Fuente: Elaboración propia

4.3. Prueba de hipótesis

La prueba de hipótesis se realiza de acuerdo con los objetivos planteados, que fueron propuestas y la general.

“La aplicación de taladros largos permite minimizar los costos de fragmentación de las vetas en el método de corte y relleno ascendente en la U.E.A. Chungar.”

- **Variable independiente:** La Aplicación de taladros largos en la fragmentación de vetas del método corte y relleno ascendente de la U.E.A. Chungar.
- **Variable dependiente:** Minimización de costos en la fragmentación de vetas del método corte y relleno ascendente de la U.E.A. Chungar.

Para determinar nuestra prueba de Hipótesis, entre los métodos corte y relleno ascendente y el método de Taladros Largos, se muestra en la tabla 6, del cuadro estadístico con las pruebas correspondientes entre ambos métodos de acuerdo con el diseño propuesto en el trabajo de investigación.

Tabla 6. Estadística de comparación del Breasting y Taladros Largos

MINADO POR TALADROS LARGOS VS BREASTING						
PARÁMETROS						
Método	Long. Tajo	Nro. Accesos	Nro. Subniveles	TMS		
BREASTING	100.00	1	1.00	25,840		
TL	100.00	2	2.00	21,352		
DILUCIÓN						
Método	Pot.	Buz.	Área Ore (m2)	Área demonte (m2) Caja Piso	Área demonte (m2) Caja Techo	Dilución
BREASTING-SN	1.5	55°	6.8998	5.1024	0.0000	60%
BREASTING-CORTES	1.5	55°	6.2960	5.1218	0.0000	66%
TALADROS LARGOS	1.5	55°	19.8263	8.4663	8.6779	70%
VALOR DE MINERAL						
Método	%Cu	%Pb	%Zn	Oz Ag	VM(\$/t)	
BREASTING	0.14	0.53	4.95	2.98	105.23	
TL	0.14	0.51	4.80	2.89	101.90	
COSTO						
Método	(\$/t)					
BREASTING	91.78					
TL	64.83					
MARGEN						
Método	(\$/t)	\$				
BREASTING	13.5	347,620				
TL	37.1	791,623				
Diferencia	23.6	444,003				
TIEMPO DE MINADO (Accesos y subniveles)						
BREASTING	7 meses					
TL	7 meses					
Diferencia	0 meses					

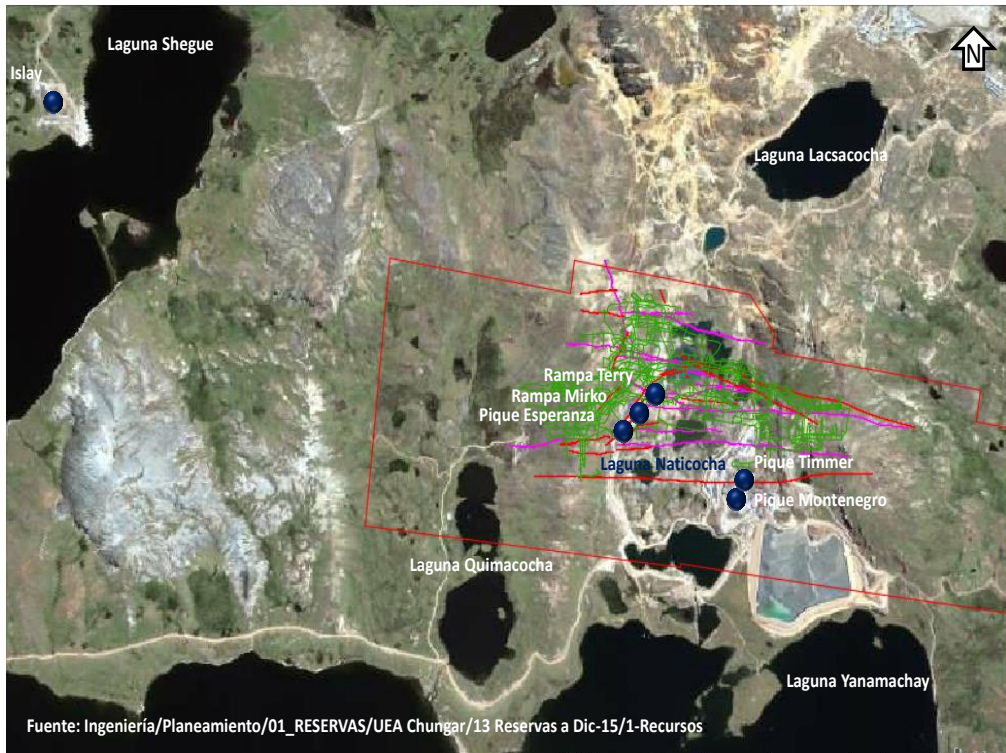
Fuente: Elaboración propia

4.4. Discusión de resultados

Para la aplicación del proyecto de Investigación se desarrolló el planeamiento a largo a plazo de la U.E.A. Chungar, tomando como base de las labores principales de la mina son:

- La rampa Terry
- La rampa Mirko
- El Pique Montenegro
- El Pique Esperanza
- Pique Jacob Timmer

Figura 10. Ubicación de Componentes Principales de la Mina – U.E.A. Chungar



Fuente: Área de geología

Parámetro de Diseño Mina

Los parámetros de diseño establecido para la aplicación de los Taladros Largos en el plan a mediano plazo de la minera Chungar, se muestra en la tabla 7 siguiente:

Tabla 7. Parámetros de Diseño

Parámetro de Diseño	Unidad	Valor
REQUERIMIENTO PRODUCCION		
Día	t/d	4,100
Mes	t/mes	125,000
Año	t/año	1,530,000
UNIDAD BASICA DE EXPLOTACION		OCF
Longitud de Tajeo (Promedio)	m	110
Altura del Tajo	m	30
Ancho de Minado (Promedio)	m	3.60
Densidad del desmante	t/m ³	2.50
Densidad de Mineral	t/m ³	3.45
Altura de Corte	m	4.2
Numero de Corte por Tajo (Acceso 90m)	und	7.2
Numero de Corte por Tajo (Acceso 58m)	und	6.2
UNIDAD BASICA DE EXPLOTACION		BENCH AND FILL Taladros Largos
Longitud de Tajeo Promedio)	m	160
Altura de Banco	m	8.4
Ancho de Minado (Promedio)	M	4.10
Densidad del desmante	t/m ³	2.40
Densidad de Mineral	t/m ³	3.40
INFRAESTRUCTURA		

Rampa de Accesibilidad y Extracción	m ²	4.6x4.6
Cámaras Carguío	m ²	4.2x4.2
DESARROLLO		
Rampa Operativa	m ²	4.0x4.5
Cruceros	m ²	4.0x4.5
Cámaras Bombeo	m ²	5.0x4.8
Chimeneas Ventilación - Servicios	ϕ	2.5
PREPARACION		
Accesos (Rp-Basculante)	m ²	4.0x4.0
EXPLOTACIÓN		
Sub niveles	m ²	3.5x4.2
RENDIMIENTOS DE AVANCE		
Rampa de Accesibilidad y Extracción	m/mes	70
Rampa de Operación +/- 13%	m/mes	70
Labores de Acceso	m/mes	70
Sub Niveles	m/mes	70
Chimenea-Ventilación-Desmonte (RB)	m/mes	125
SISTEMA LABORAL		
Sistema de trabajo	d x d	14 x 7
Turnos por día	turno	2
Total de Guardias (A-B-C)	turno	3

Días por año	d	365
Horas por turno (Ley Laboral)	h/turno	11.5
Tiempos muertos y otros	%	0.75
Horas efectivas de trabajo (Personal)	h/turno	6.93
DISTANCIAS PROMEDIOS		
Distancia de Acarreo LHD	m	160
Distancia de Acarreo para Relleno Detrítico	m	340
Distancia de transporte de Mineral interior Mina – Pique	m	1,700
Distancia de transporte Pique Esperanza - Tolva (Planta)	m	2,480
Distancia de transporte Pique Timmers - Tolva (Planta)	m	880
VELOCIDADES		
Equipo LHD vacío	km/h	13
Equipo LHD cargado	km/h	9
Camiones vacío interior mina	km/h	19
Camiones cargado interior mina	km/h	16
Mixer Vacío	km/h	10
Mixer Cargado	km/h	11

Fuente: Elaboración propia

Plan de desarrollos e infraestructura mina

El plan de desarrollo e infraestructura mina, establecido para el planeamiento a largo plazo de la mina Chungar, se sustenta en los siguientes lineamientos y propósitos:

- Iniciar una secuencia de avance para una producción de 4,200 t/d.

- La ubicación de los niveles de extracción de los Piques es: Pique Timmers Nv – 4150, Pique Esperanza Nv – 4310.
- Partir con la preparación luego la explotación en el método ascendente del nivel inferior al superior, creando espacios vacíos en niveles inferiores, los que son rellenos parcialmente, con la roca estéril producto del desarrollo o por relleno hidráulico.
- Obtener mayor eficiencia en el ciclo de minado, con una buena ubicación de los accesos, chimeneas, cámaras de acumulación y servicios. Considerando de manera independiente el acceso de equipos por sector de explotación, evitando el confinamiento de equipos en áreas reducidas.
- Veta Andalucía 120, se proyecta continuar con la profundización de la rampa operativa con una sección de 4.0 m x 4.5 m, gradiente del -13%, hasta la cota 3900, y rampa positiva del 13% hasta la cota 4350, proyectándose explotar por el método de Taladros Largos (Bench and Fill Stopping).
- La veta Carmen, con longitud de 750 metros, se diseña 2 rampas para el mayor rendimiento de los equipos LHD, con sección 4.5 x 4.5 m., con una gradiente de 13%, hasta alcanzar la cota 3900, con chimeneas de servicios y ventilación, construidos con equipo Raise Boring, con una sección de 2.4 m., considerando explotar por el método de taladros Largos y OCF.
- Veta Gisela, continuar con la construcción de la rampa de 13% sección 4.5 m. x 4.5 m. hasta alcanzar la cota 3900 y chimeneas de ventilación con una sección de 2.4 m., proyectado a explotar con el método OCF.
- Veta Janeth, tiene una longitud de 900m, y una altura de 300m, se proyecta desarrollar una rampa operativa de 13% sección de 4.0m x 4.5m, hasta la cota

4500, y accesos a los niveles inferiores hasta la cota 4100, proyectándose explotar por el método de OCF.

- Veta Janeth Piso, continuar con la profundización con una rampa operativa de -13% sección de 4.0m x 4.5m, hasta la cota 3900, se construirán chimeneas de ventilación con un diámetro de 2.4 metros, proyectándose explotar por el método de explotación OCF.
- La veta Karina, continúa con la profundización de la rampa negativa de 13% sección 4.5 m. x 4.5 m. alcanza la cota 3900, y también una rampa +13% con una sección de 4.5 m. x 4.5 m. hasta la cota 4500 con chimenea de servicio y ventilación de 2.5 m. de sección construida con equipo Raise Boring, se proyecta explotar con el método de taladros largos y OCF.
- La proyección de la veta María Rosa es hacia el lado Oeste, tiene una altura de 500m y una longitud de 300m, la secuencia de desarrollo es en dos etapas con 2 rampas operativas de +/- 13% sección de 4.0m x 4.5m, y chimeneas de servicios y ventilación, con un diámetro de 2.4 metros, para ser explotado por el método de OCF.
- La veta Ofelia tiene una longitud de 800m, se proyecta continuar con la profundización de la rampa operativa de -13%, hasta la Cota 4050, y rampa positiva 13% hasta la cota 4350, se tiene proyectado explotar por el método OCF.
- Veta Principal, continuar con la profundización de la rampa operativa de -13%. Se tiene proyectado explotar por el método OCF.
- Veta Ramal piso 3 principal orientado al lado Este de la mina, posee una longitud de 1,100 m. y una altura de 510 m., se profundiza la rampa negativa de 13% con una sección de 4.5 m. x 4.5 m., hasta la Cota 3850, y una rampa

+ 13% hasta la cota 4350, ejecutando cámaras de drenaje, bombeo, carguío con chimenea de servicio y ventilación, con sección de 2.5 m. Se proyecta explotar con el método de taladros largos y OCF.

- Se proyectan 03 chimeneas de ventilación a superficie, se construirán con equipo Raise Borer, con un diámetro de 2.4 metros.

Estrategia de Desarrollo, Preparación y Explotación

Desarrollo Mina

- Para acceder simultáneamente a las estructuras mineralizadas, se diseñaron rampas Operativas, de sección 4.0m x 4.5m con pendientes +/- 13% y avance promedio mensual al orden de 60 metros; esta forma de desarrollar permitirá interceptar e identificar las estructuras mineralizadas.
- desarrollo de mina previo al minado contempla la ejecución de obras de infraestructura para drenaje, bombeo, cámaras de carguío y chimeneas de ventilación y servicios que se construirán con Raise Borer Agrupar estructuras con una sola infraestructura, como fuentes de aporte simultáneo a la producción.

Preparación Mina

- Toda labor en preparación está conformada por accesos a la veta con una sección de 4.5 m. x 4.5 m., para el OCF y otro frente de 4.0 m. x 4.5 m. para Taladros largos.
- Lo relevante para el método por OCF, es accede por medio de un brazo (Acceso o rampa basculante), situada en la parte central del tajo a minar hacia el nivel base de extracción, que después de ejecutar un corte, se sigue con el ciclo del relleno hidráulico, habilitando la cara libre para continuar con el siguiente corte, sesenta cm.

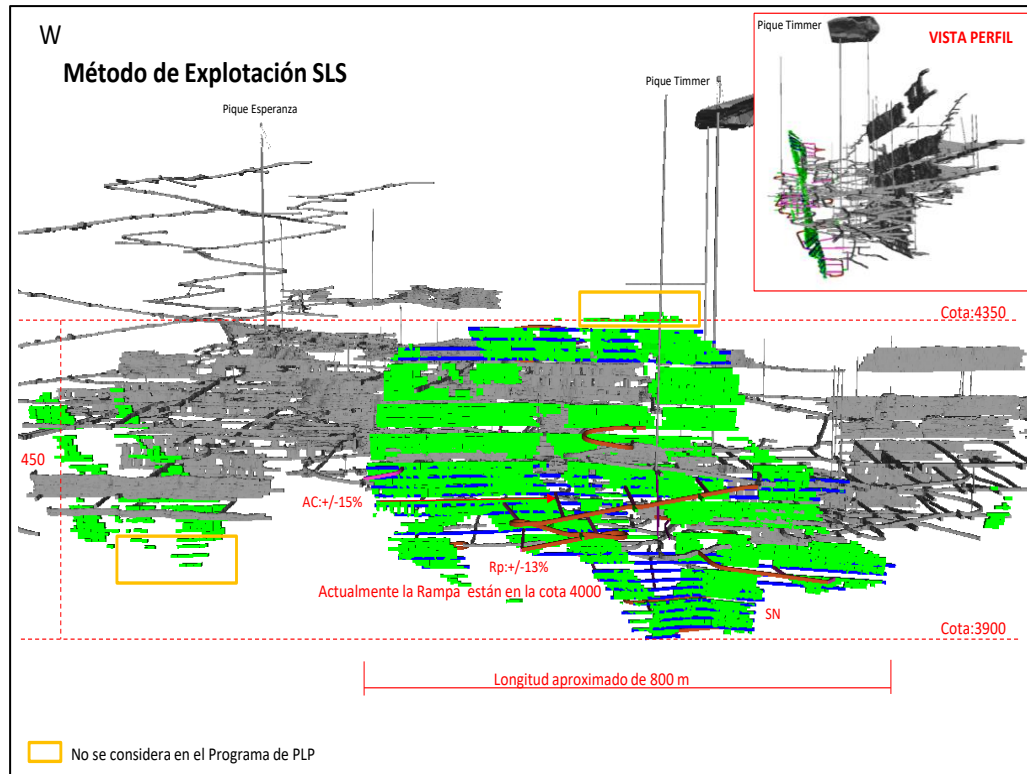
- Toda labor de preparación establecida para el método de taladros largos, se encuentran a una distancia de 70 m. con dirección al Subnivel en mineral y son los límites de cada tajo, como también para bancos de 8.0 m. en altura la dimensión de los accesos es de 80 m.

Explotación Mina

- Los subniveles de explotación son labores que se ejecutan entre la estructura mineralizada que se explotan por OCF y taladros largos.
- Parten del nivel inferior y la secuencia es de manera ascendente hacia el nivel superior.
- Toda labor de preparación está constituida por subniveles de perforación y extracción que están diseñadas para verificar la longitud de las estructuras, mediante el contacto mineral, ello ayuda a delimitar los próximos tajos, por, o que durante la perforación de producción se controle el contacto mineral.
- Toda sección del subnivel es 3.5 m. x 4.0 m., el ancho del subnivel varia cuando la veta es de mayor potencia.

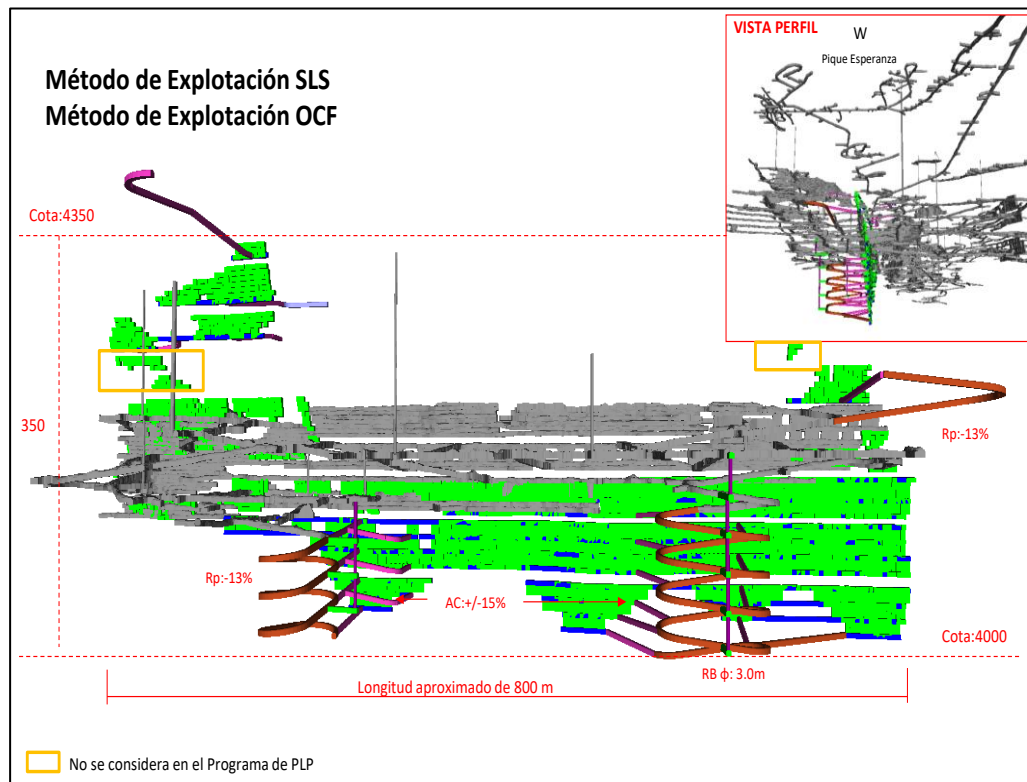
El subnivel se utiliza para explotar de manera sistemática el mineral en cada banco con taladros semi verticales y paralelos a la inclinación de la veta y voladuras de 4.5 m. a 6.0 m. hasta 20 m. de largo, luego se restituye la estabilidad del espacio abierto con relleno detrítico.

Figura 11. Infraestructura Veta Andalucía 120 - Vista Longitudinal



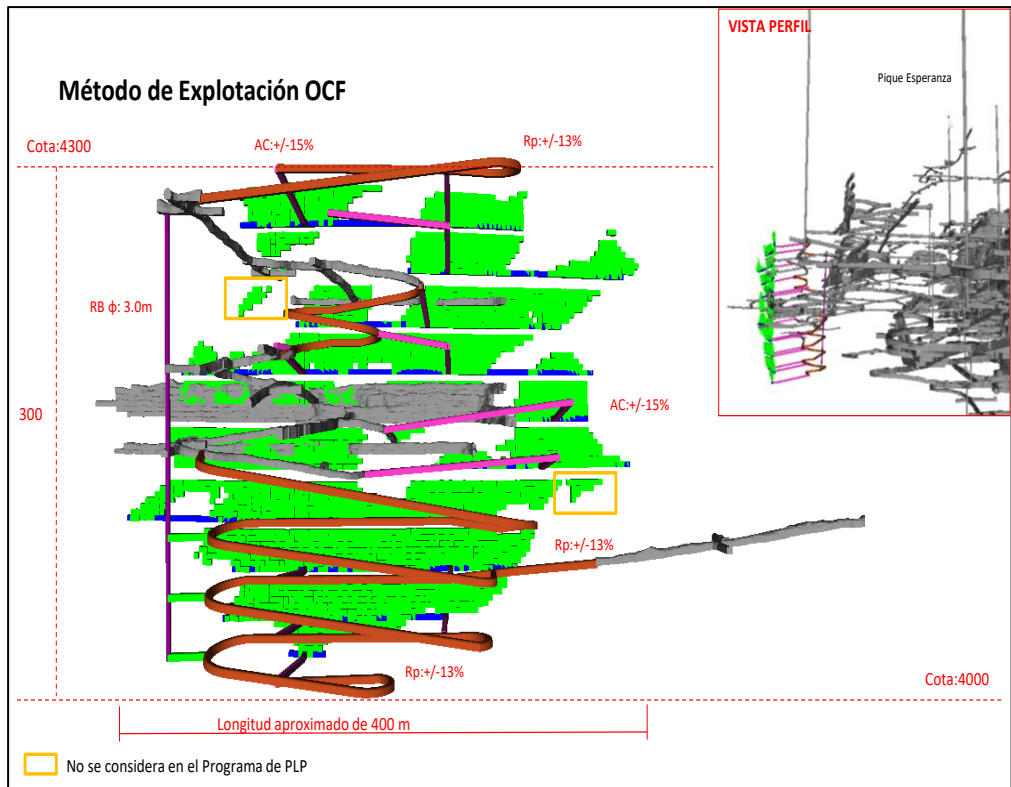
Fuente: Área de geología

Figura 12. Infraestructura Veta Carmen - Vista Longitudinal



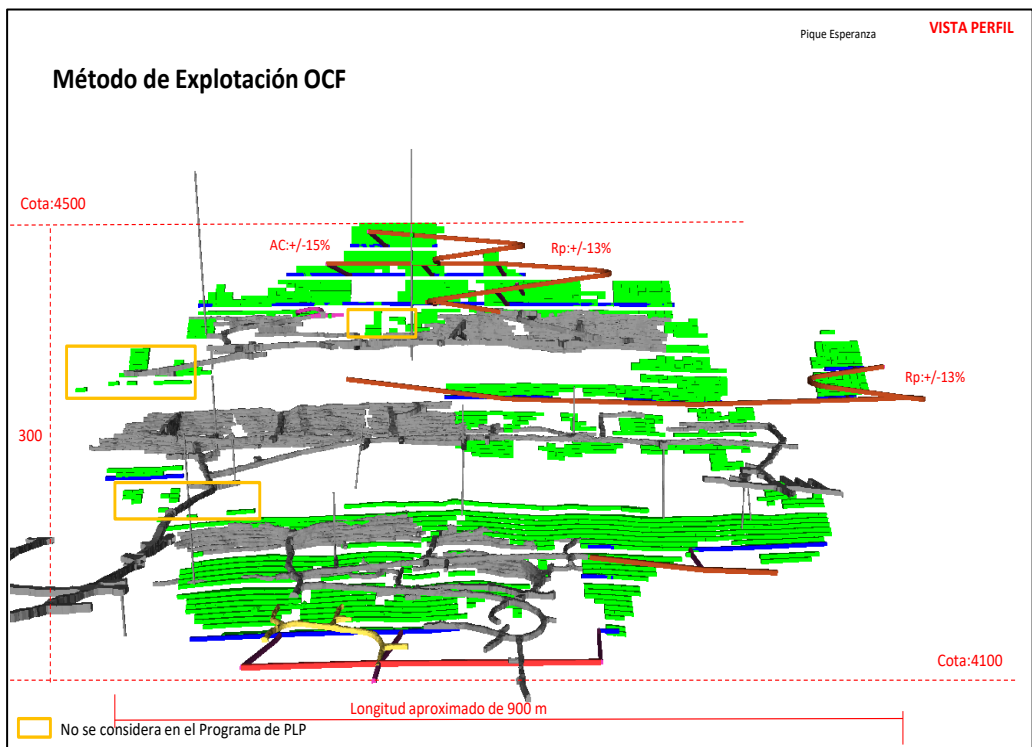
Fuente: Área de geología

Figura 13. Infraestructura Veta Gisela - Vista Longitudinal



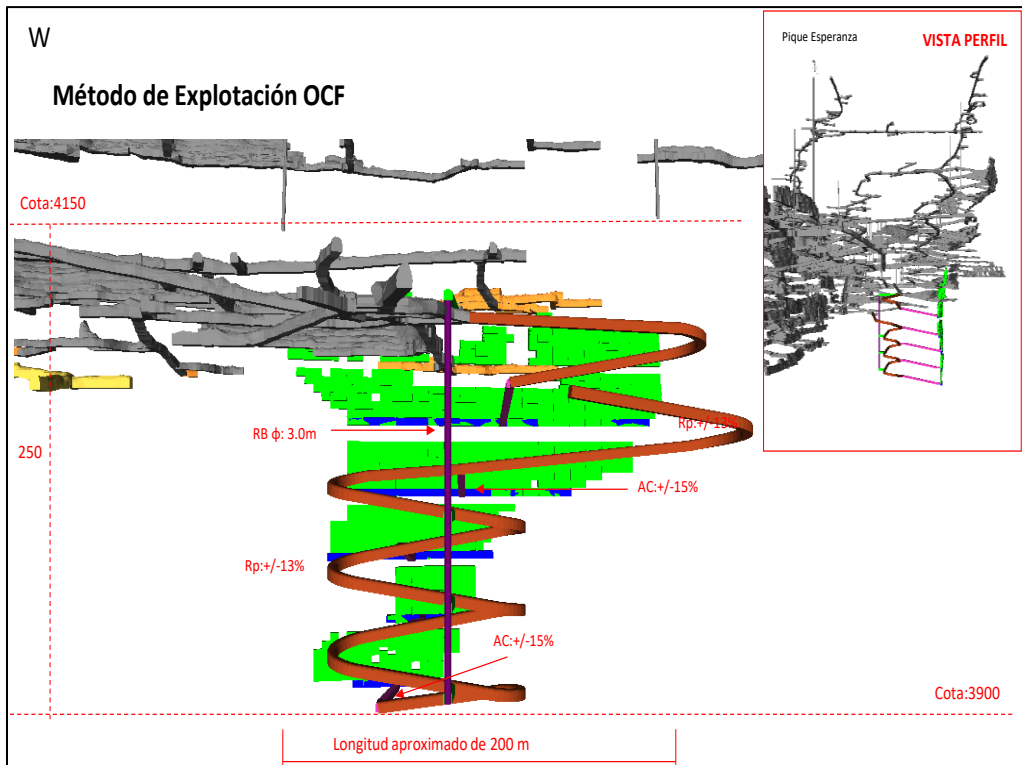
Fuente: Área de geología

Figura 14. Infraestructura Veta Janeth Piso - Vista Longitudinal



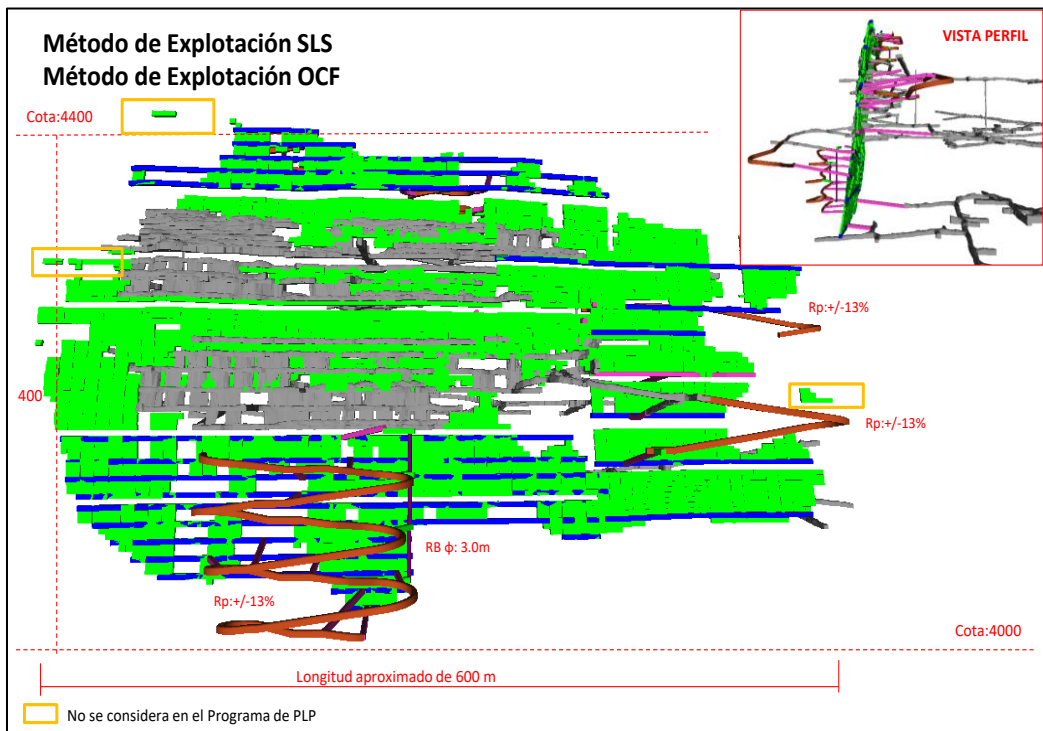
Fuente: Área de geología

Figura 15. Infraestructura Veta Janeth - Vista Longitudinal



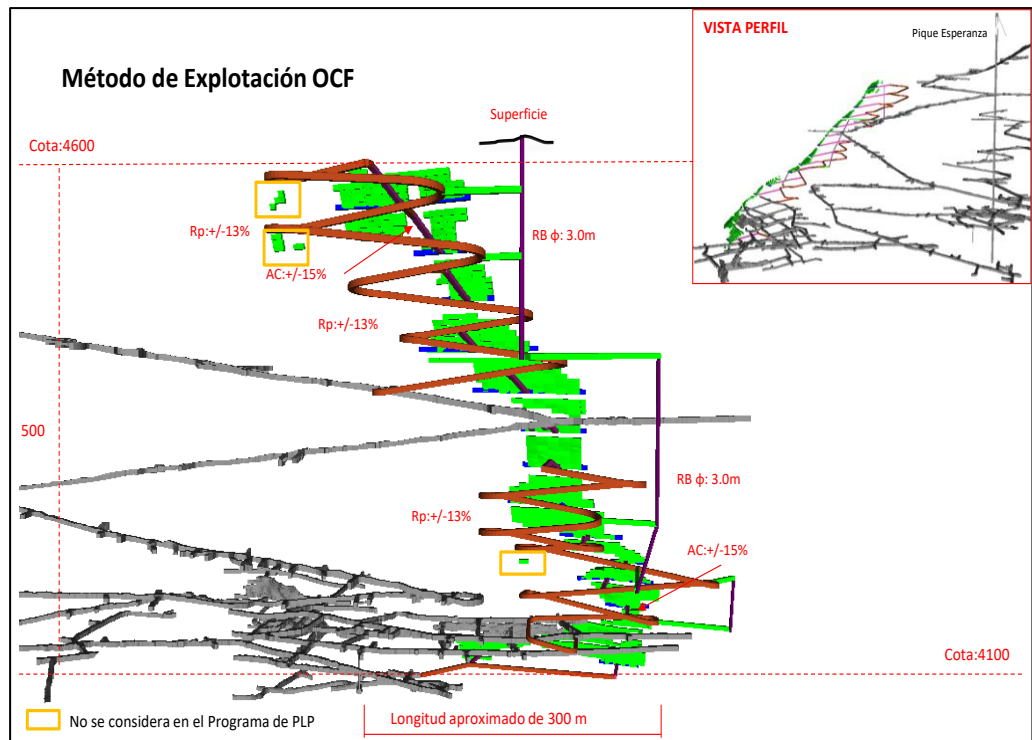
Fuente: Área de geología

Figura 16. Infraestructura Veta Karina I - Vista Longitudinal



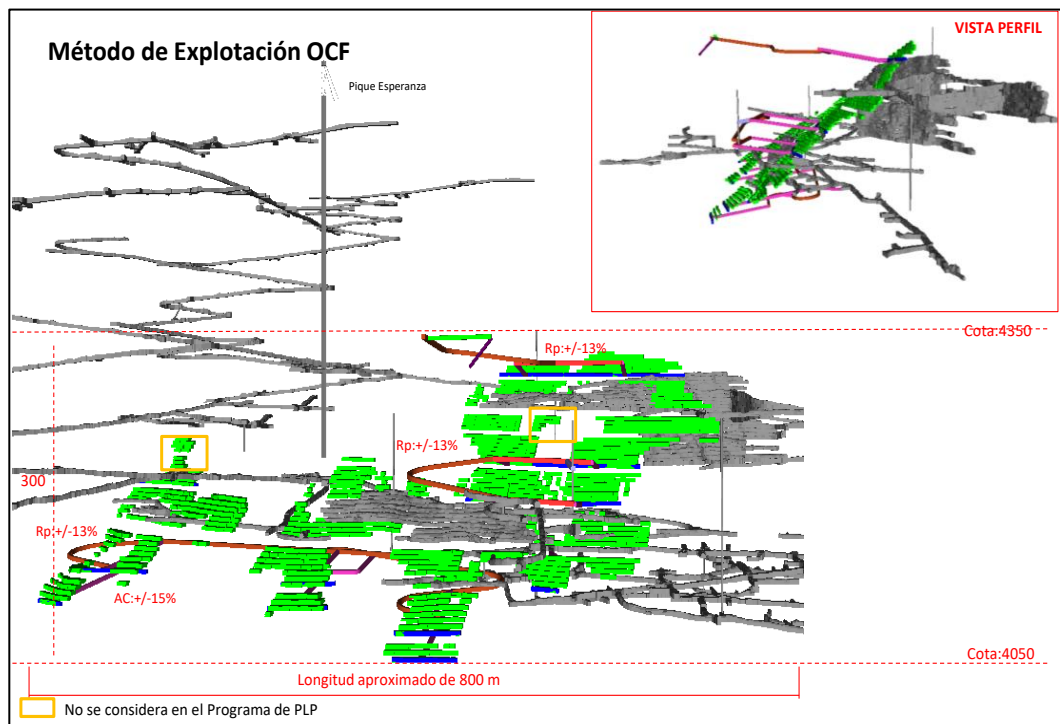
Fuente: Área de geología

Figura 17. Infraestructura Veta María Rosa - Vista Longitudinal



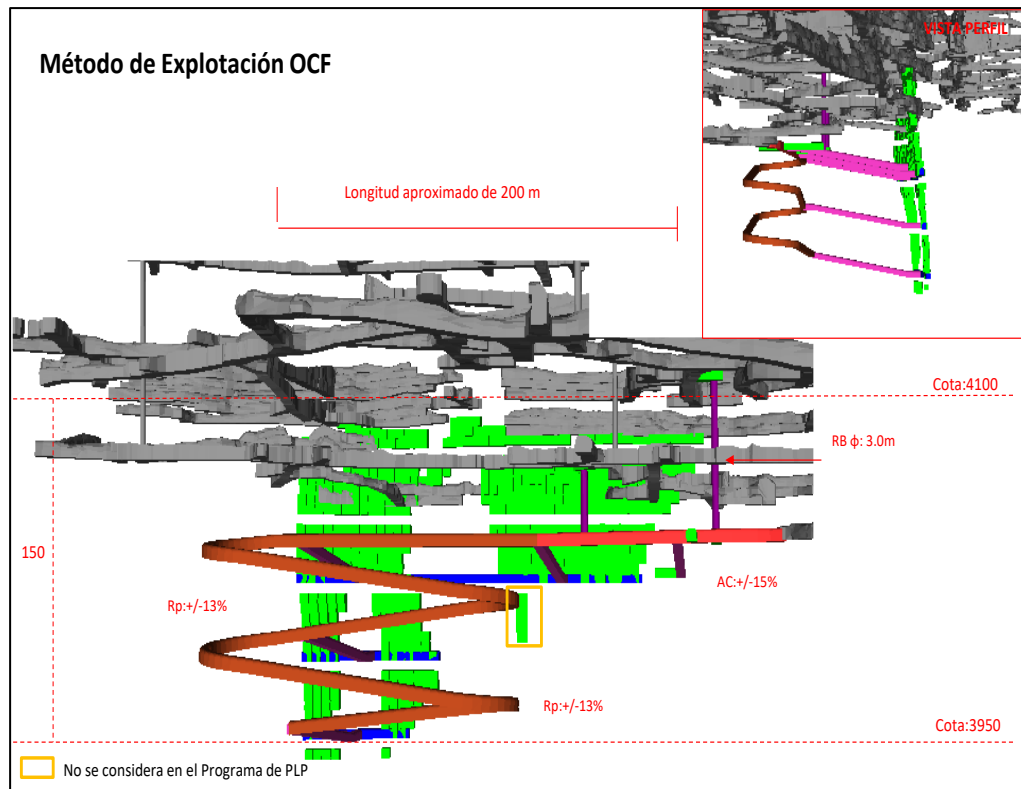
Fuente: Área de geología

Figura 18. Infraestructura Veta Ofelia - Vista Longitudinal



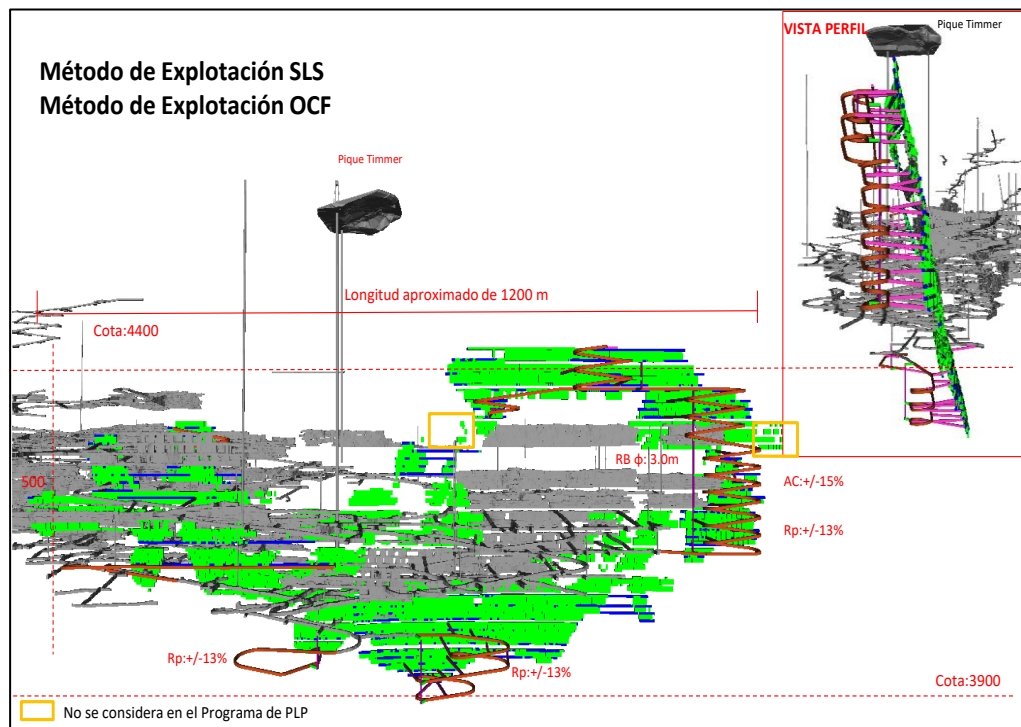
Fuente: Área de geología

Figura 19. Infraestructura Veta Ramal Piso 3 Principal - Vista Longitudinal



Fuente: Área de geología

Figura 20. Infraestructura total de las vetas - Vista Longitudinal



Fuente: Área de geología

Métodos de Minado

En la unidad de producción Chungar se está aplicando dos métodos de minado Over Cut and Fill (Breasting) y el Bench and Fill Stopping (Taladros Largos), adecuando su aplicación para reducir los costos de fragmentación.

Over Cut and Fill (Breasting)

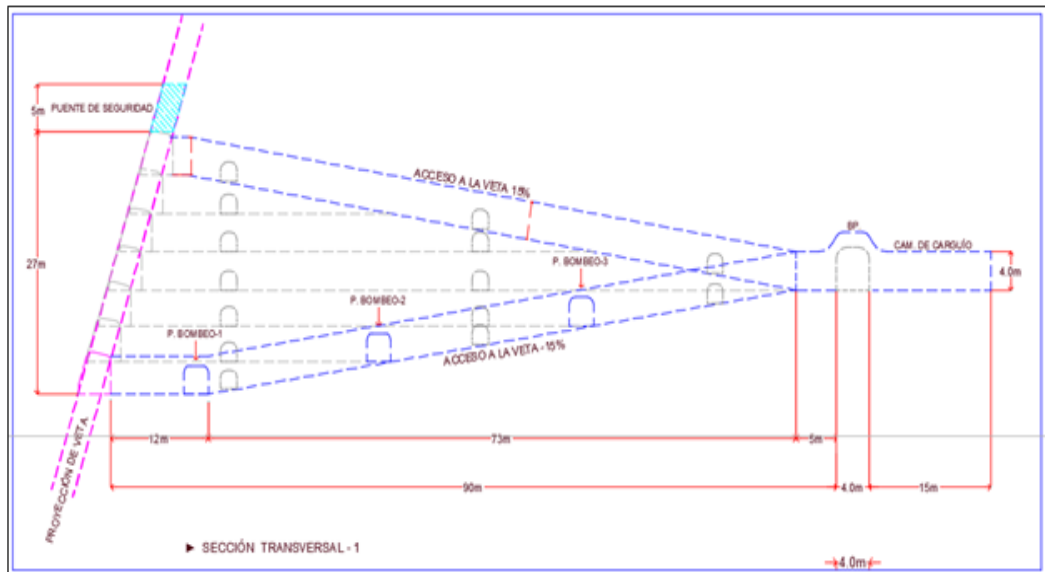
Este método se aplica en las vetas que presentan un buzamiento menor a 50°, también es posible aplicar para buzamientos mayores solo si la calidad de rocas de las cajas no permite el minado por taladros largos para reducir la fragmentación.

El Corte y Relleno ascendente (Over Cut and Fill), se caracteriza en hacer rebanadas horizontales de 100 m de longitud con alturas de corte variables entre 3m a 4.5m; dependiendo de la potencia de veta (consideradas de 3m a 10m de ancho).

Lo importante de este método, en Mina Chungar es en la perforación en breasting; después de ejecutar el corte, se sigue con la etapa de relleno hidráulico, habilitando una cara libre para el próximo corte, sesenta cm. Con dos frentes simultáneos, a los cuales se accede mediante la rampa basculante, ubicada en la parte central del tajo.

Toda labor de preparación establecida por el método. Se ejecuta en el nivel de base un by pass 4.0 m. x 4.5 m. con sección paralela al mineral económico, con una distancia de 80 a 90 m.

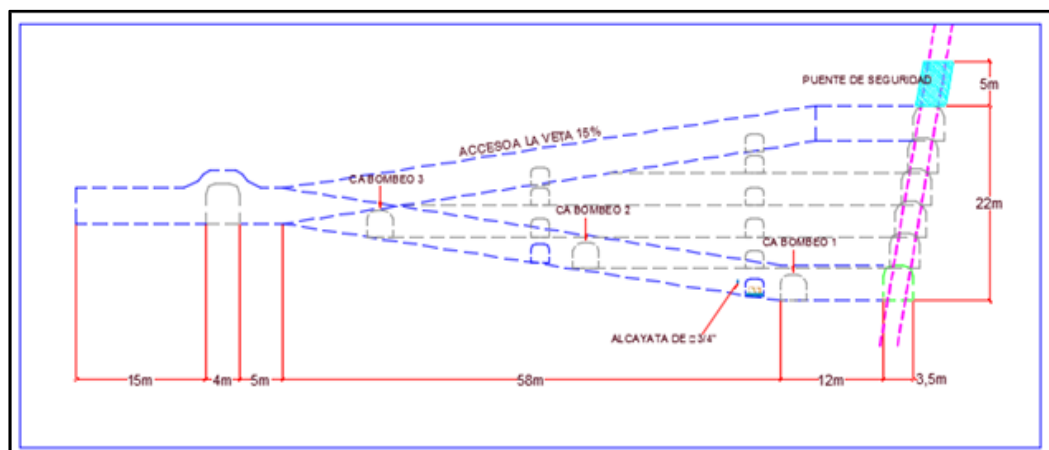
Figura 21. Esquema Método de Minado Over Cut And Fill (Breasting) - Acceso a la Veta de 90 m.



Fuente: Área de producción

Del nivel base se inicia la rampa + de 4.0 m. x 4.5 m. Sirve de acceso a los niveles superiores o inferiores, con gradientes de +/- 13% en el tramo recto y +/- 10% en curvas. A cierta altura se realiza otro By pass; con el objeto de dar mayor acceso a lo largo de la veta. Donde se encuentre la mejor ley de mineral, con rampa basculante de 4.0 m. x 4.0 m. y con una longitud de 80 a 90 m. Con una gradiente negativa del 15%. Asimismo, se tiene accesos a alturas determinadas.

Figura 22. Esquema del by pass - Acceso a la Veta



Fuente: Área de producción

Esta rampa basculante, permite el acceso a la veta para su explotación: para luego continuar con relleno hidráulico y proseguir con el otro corte con cara libre con gradiente 0.5 % a 15 % como máximo. Así continuar con el ciclo de explotación.

Por las características del yacimiento no es posible ejecutar chimeneas Raise Boring para el servicio o ventilación; éstas se ejecutan en rampas y by pass, por lo que el método de explotación requiere una ventilación forzada a través de ventiladores para eliminar los gases producidos por la voladura.

Bench and Fill Stopping (Taladros Largos)

Asimismo, se aplica el método de explotación con taladros largos con subniveles, en su con bancos de corte de 8.5 m.

La Mina en su diseño considera una rampa principal que profundiza de 4.5 m. x 4.5 m., con gradiente negativa de 13%, con bancos de 8.5 metros, se ejecutan subniveles intermedios definidos por un By Pass de 4.5 m. x 4.5 m. a partir de ello se realizan accesos de 4.0 m. x 4.5 m. con gradiente de 1%, +/- 15%, constituyendo 2 bancos y 3 subniveles.

El acceso se encuentra distribuido a 80 m. en mineral y son los límites de cada tajo, también para bancos de 8.0 m. de altura tienen una longitud de acceso de 80m.

Del By Pass se proyectan chimeneas con Raise Boring con una sección de 2.5 m., para Ventilación y de 1.8 m. para echadero y servicio.

Luego del disparo, se evacuan los gases por las chimeneas de nivel a nivel llegando al circuito principal controlados por el departamento de ventilación, el circuito llega hasta superficie, manteniendo el aire fresco en los caminos del personal.

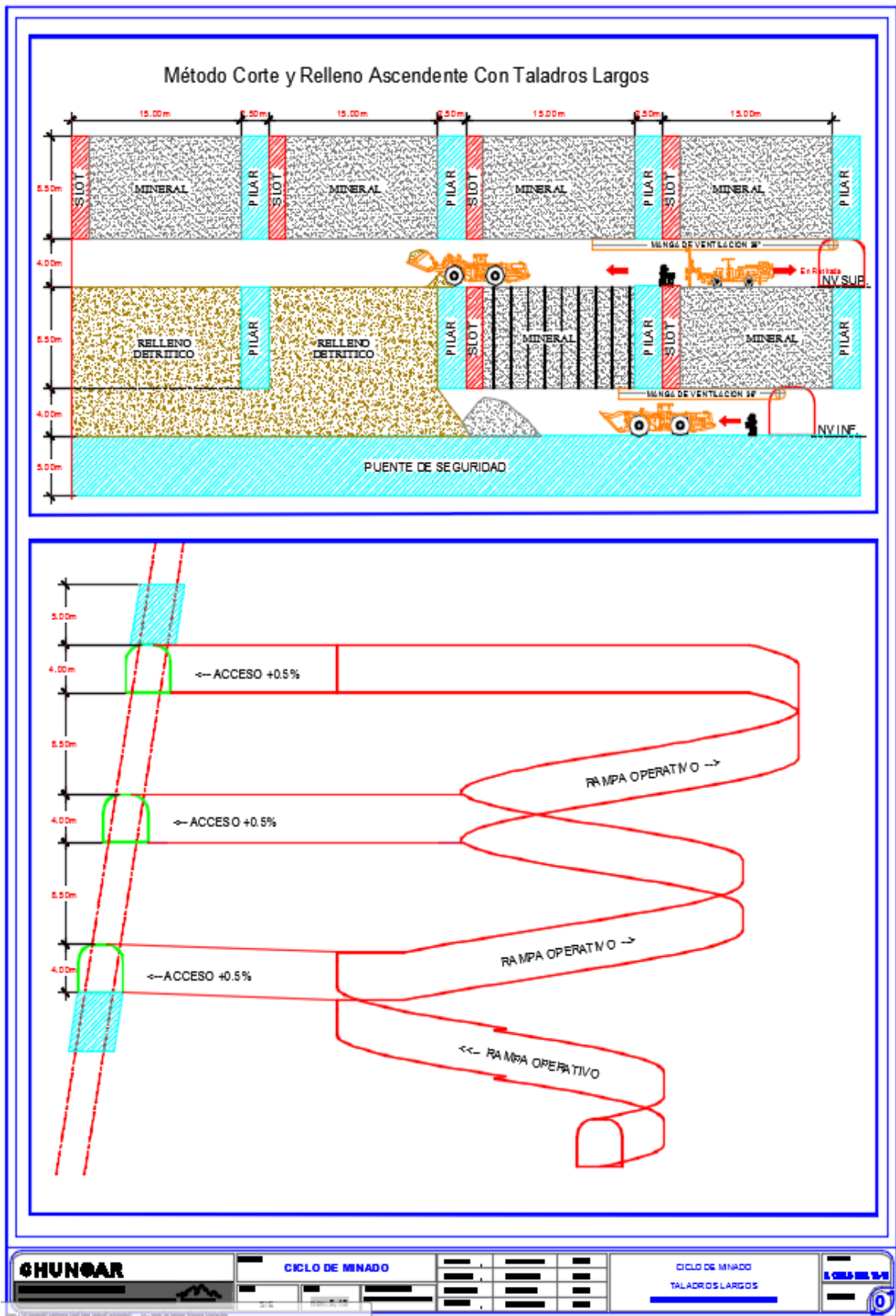
El acarreo y transporte de mineral se ejecuta mediante scoops diesel de 6.0 yardas cúbicas con telemando, y en los puntos de carguío se encuentran los volquetes de 90 toneladas, que transportan al mineral hacia el Pique Esperanza.

Una vez concluida la limpieza de mineral se realiza el relleno detrítico producto de los desarrollos y preparaciones finalmente se continua con el ciclo de minado.

Considerando previamente la voladura de 3 filas igual a 5.0 m. una capa para cubrir el relleno de acuerdo con la altura del banco con un ángulo de reposo de 45°, este paso es importante para no diluir el mineral con el relleno, la explotación es ascendente.

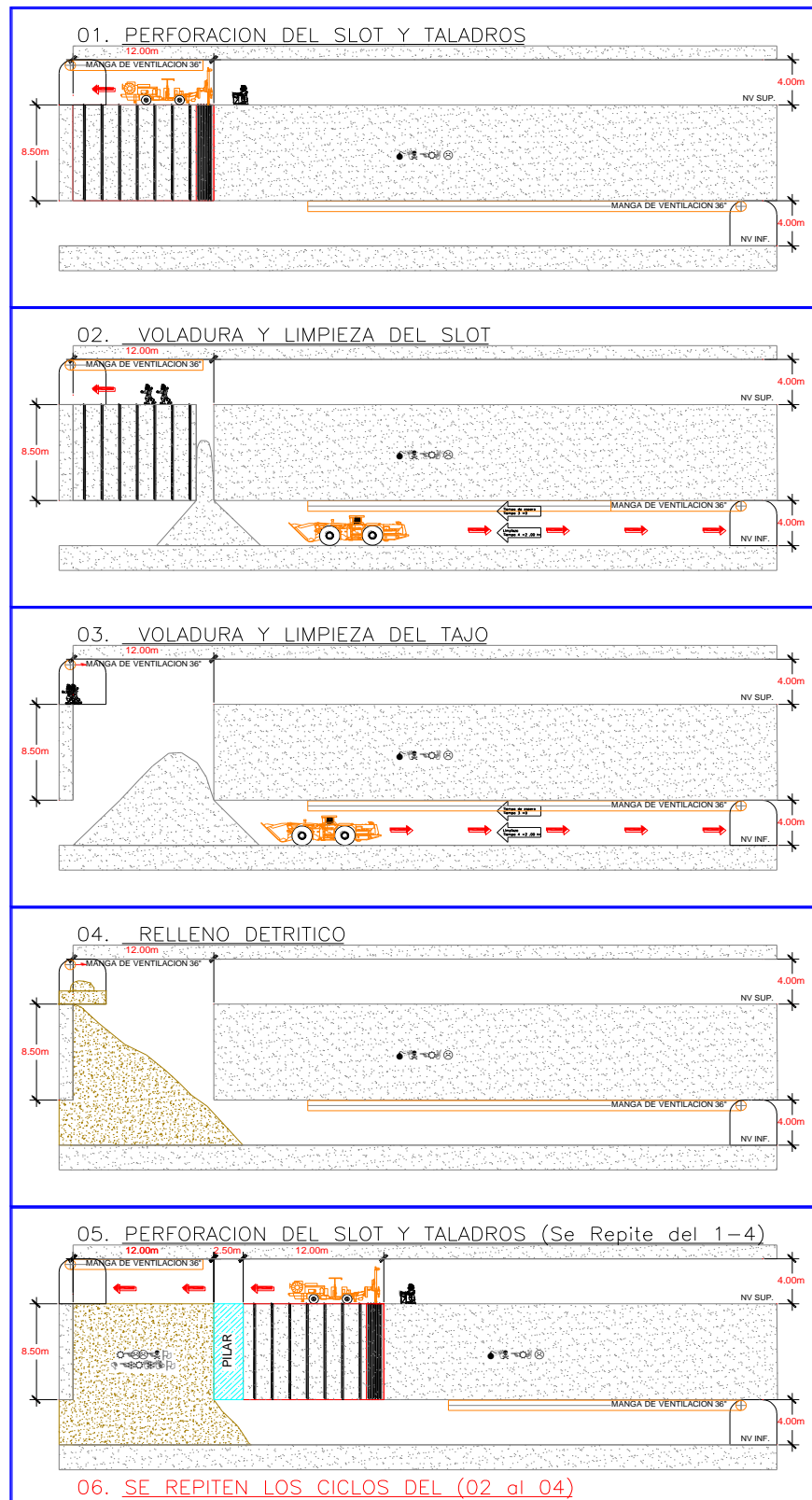
Por lo que se logra reducir los costos de fragmentación propósito principal de la tesis, quedando establecido en el Planeamiento a largo plazo de la U.E.A. Chungar.

Figura 23. Esquema Método de Minado Bench And Fill (Taladros Largos)



Fuente: Área de producción

Figura 24. Ciclo de Minado de Taladros Largos



Fuente: Área de producción

Perforación

- Cálculo del Burden:

Tabla 8. Caculo del burden

Bmáx.	Burden Máximo (mts)		1.73	1.55	1.41	1.33
BP I	Burden Práctico		1.40	1.22	1.08	1.00

Espaciamiento		1.40	1.52	1.62	1.70
---------------	--	------	------	------	------

		INGRESE DATOS			
D	Diametro del taladro (mm)	64	64	64	64
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias (1.05) c=0.4 + 0.75 Rocas duras (1.15)	0.985	0.985	0.985	0.985
	RMR	35	35	35	35
	Descripción del RMR	MALA	MALA	MALA	MALA
f	Factor de fijación Taladros verticales f: 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f: 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f: 0.85	1.3	1.3	1.3	1.3
E/B	Relación entre Espaciamiento y Burden	1	1.25	1.5	1.7
dc	Densidad de carga (g/cm ³)	0.84	0.84	0.84	0.84
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo	1.21	1.21	1.21	1.21
L	Longitud de taladro (m.)	10	10	10	10

Fuente: Área de ingeniería – Geomecánica

Burden Máximo

$$B_{max} = \frac{D}{33} \times \sqrt{\frac{dc \times PRP}{c \times f \times (E/B)}}$$

Reemplazando

$$B_{max} = \frac{64}{33} \times \sqrt{\frac{0.84 \times 1.21}{0.985 \times 1.3 \times (1)}}$$

$$B_{max} = 1.73$$

Burden Práctico

$$B_{PRAC} = B_{MAX} - 2 \times D - 0.02 \times L$$

Reemplazando

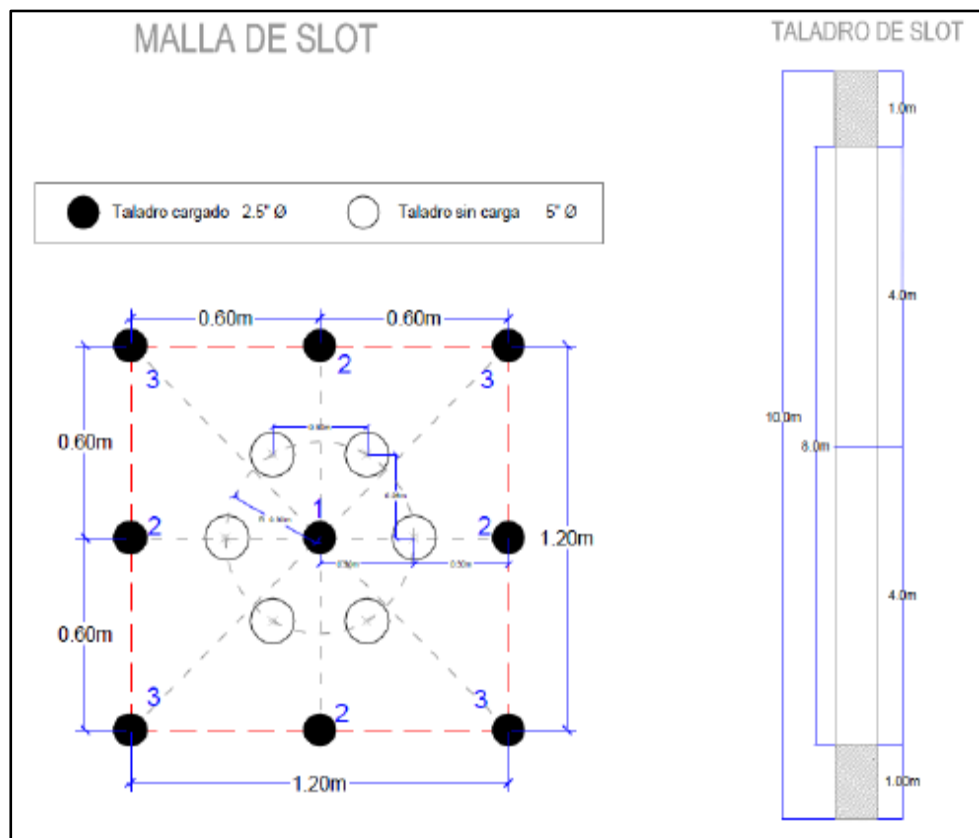
$$B_{PRAC} = 1.73 - 2 \times 0.064 - 0.02 \times 10$$

$$B_{PRAC} = 1.40$$

Malla Slot

Esta malla de perforación se realiza para generar una cara libre

Figura 25. Diseño de la malla slot

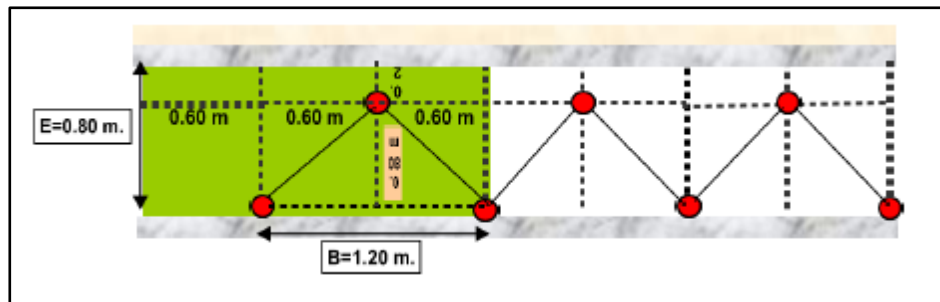


Fuente: Área de perforación y voladura

Diseño de Malla Perforación

Diseño de la malla par los taladros de producción.

Figura 26. Diseño de la malla de perforación.



Fuente: Área de perforación y voladura

Voladura

Tabla 9. Cálculo de Kg de EXAGEL por taladro.

CALCULO DE KG. EXAGEL-E 65 POR TALADRO		
Diam. Taladro	=	0.064 m.
longitud de taladro	=	10.0 m.
Dens.Exagel-E 65 confinado	=	1086.400 kg/m ³
Volumen taladro	=	0.032 m ³
carguio	=	34.95 kg
factor kg/m.	=	2.8

Fuente: Elaboración propia

Cálculo de Costos de Taladros Largos con respecto a Costos Breasting

Para determinar el Rendimiento y Costo-Beneficio de las pruebas de perforación y voladura con taladros largos en el tajo 700 veta Carmen. Los detalles técnicos económicos se realizaron con longitud de tajeo de 35.80 metros (primera etapa) para ambos casos explotación con Taladros Largos y explotación en Breasting, para obtener estos datos simulamos la longitud de tajeo en Breasting (35.80 m) igual a 12 disparos de 3 m y por 3 cortes de explotación.

Tabla 10. Cálculo de costos taladros largos vs Breasting

PERFORACIÓN Y VOLADURA TALADROS LARGOS			PERFORACIÓN Y VOLADURA	BREASTIN	
	CANTIDAD	UNIDAD		CANTIDAD	UNIDAD
Ancho de explotación	3.16	ML	Ancho de explotación	4.00	ML
Longitud de tajo	33.80	ML	Longitud de tajo	35.80	ML
Área	106.81	M2	Area	143.20	M2
Tipo de Perforación	Vertical		Horizontal		
Altura de Banco	12	ML	Altura de Tajo	4.00	ML
Diámetro de taladros	64.00	Mm	Diámetro de broca	51.00	Mm
Rendimiento perforación	8.0	ML / Hr	Rendimiento de Perforación	39.79	ML / Hr
Burden	1.60	ML	Burden	0.90	ML
Espaciamiento	1.20	ML	Espaciamiento	0.90	ML
Área de rotura por taladro	1.92	M2	Área de rotura por taladro	0.81	M2
Volumen de rotura por taladro	23.04	M3	Volumen de rotura por taladro	2.43	M3
Volumen	1281.70	M3	Volumen x un corte	572.80	M3
			Volumen x tres cortes	1718.40	M3
TOTAL TONELAJE	4093.04	Ton.	Tonelaje x un corte	1832.96	Ton.
			TOTAL TONELAJE x 3 cortes	5498.88	Ton.
Total números de taladros + slot	100	Tal.	Numero de taladros x disparo	25	Tal
			Numero de taladros x un corte	300	Tal
			Numero de taladros x 3 cortes	900	Tal
Total Metros Perforados + rimado	1200	ML	Total Metros perforados x 3 cortes	2700	ML
Índice Perforación	3.41	Ton/Mperfo	Índice de perforación	2.04	Ton/Mperf
Tarifa Perforación a todo costo x metro	9.35	US\$/ML.	Tarifa de perforación a todo costo/metro	2.10	US\$/ML
Costo de perforación + servicios por hora	74.79	US\$/Hr	Costo de perforación + servicios por hora	83.52	US\$/Hr
Costo de aceros + afilado + servicios	1.20	US\$/ML	Costo de aceros + afilado + servicios	0.36	US\$/ML
Costo Perforación	8.75	US\$ / M3	Costo de perforación	3.43	US\$/M3
Costo Perforación	2.74	US\$ / Ton.	Costo de perforación	1.07	US\$/Ton
COSTO TOTAL PERFORACIÓN	12658.50	US\$	COSTO TOTAL PERFORACION 3 corte	5893.17	US\$
			Total pernos 3 cortes (12pernos/disp.)	432	Und
			Costo de perno + colocado perno	24.30	\$/Und
			COSTO TOTAL de pernos x 3 cortes	10497.60	US\$
			Total shocrete 3 cortes (2.6m3/disp.)	93.60	M3
			Costo de shocrete preparado + lanzad	243.00	M3
			COSTO TOTAL shocrete x 3 cortes	22744.80	US\$
Factor de potencia Taladros Largo	0.40	Kg/ton.	Factor de potencia breasting	0.24	Kg/Ton
Factor de potencia Chimenea Slot	5.99	Kg/m3			
Factor de potencia Chimenea Slot	1.87	Kg/ton			
COSTO TOTAL de explosivo + accesorio	3660.71	US\$	Costo de explosivos + accesorios	4164.13	US\$
Costo de explosivo + accesorio	0.894	US\$/ton	Costo de explosivos + accesorios	0.757	US\$/Ton
COSTO TOTAL TALADROS LARGOS	16319.21	US\$	COSTO TOTAL EN BREASTING	43299.70	US\$
COSTO TOTAL perforación y voladura	3.99	US\$/ton	COSTO TOTAL perforación y voladura	7.87	US\$/Ton

Fuente: Elaboración Propia

CONCLUSIONES

- Los Como podemos apreciar en el cuadro adjunto el costo total de perforación y voladura actual para explotación en *Breasting* \$ 7.87/Ton. Comparamos con *Taladros Largos* el costo es \$ 3.99/Ton esto significa 49% menos.

ACTIVIDADES		TALADROS LARGOS SIMBA	TAJO EN BREASTING JUMBO
COSTO DE PERFORACIÓN / HORA	\$/hr	74.79	83.52
INDICE DE PERFORACIÓN	Ton/mp	3.41	2.04
COSTO DE PERFORACIÓN	\$/Ton.	2.74	1.07
COSTO ACEROS DE PERFORACIÓN	\$/Metr	1.20	0.36
COSTO DE EXPLOSIVOS + ACCESOR	\$/Ton	0.894	0.757
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Ton	0.40	0.24
COSTO TOTAL DE PERF. Y VOLADU	US\$	16319.21	43299.70
TOTAL TONELAJE ROTO	Ton.	4093.04	5498.88
COSTO TOTAL PERF Y VOLAD/TON.	\$/Ton	\$ 3.99/Ton	\$ 7.87/Ton

- El uso de cualquier modelo numérico significa la obtención de una solución aproximada a la solución real del modelo considerado.
- La distribución de esfuerzos es orientando hacia las zonas vacías, conforme avance el proceso y el ciclo de minado de la explotación.
- El relleno detrítico oportuno, favorece en la estabilidad de la excavación, aumentando el factor de seguridad y estabilizando las áreas abiertas que se encuentran inestables.

- El modelamiento en sección longitudinal, nos indica que el acceso va ser afectado por la redistribución de esfuerzo durante el proceso de minado, por lo que se ha instalado un mayor reforzamiento en dicha zona.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda realizar campañas de perforación para incrementar la certeza de los recursos inferidos. Los recursos inferidos que son utilizados para el plan a largo plazo debido a que superaron todos los factores modificadores representan el 45% del total de recursos inferidos disponibles. Ello demuestra un gran potencial del recurso inferido, el cual podría pasar de una denominación de "mineral económico explotable" a otra de "reserva mineral" con el incremento de la certeza geológica del mismo.
- Se recomienda actualizar los estudios de Hidrología e Hidrogeología para descartar la incertidumbre de los caudales en la etapa de profundización y expansión hacia el lado Este de la mina.
- Iniciar una campaña de exploración hacia el lado Oeste de la mina (veta María Rosa), utilizando la infraestructura de largo plazo que está proyectada con el mineral económicamente explotable.
- De acuerdo a lo analizado, el método de minado por Taladros largos es un método que requiere velocidad en el ciclo de minado en la limpieza y relleno para asegurar su estabilidad.
- El tajo piloto que se va realizar, debe tomar en cuenta este análisis y debe ser diseñado para estar dentro o acercarse a los valores límites mínimos permisibles de factor de seguridad (1.10 - 1.20).
- Se debe realizar evaluaciones in situ del comportamiento de las excavaciones cercanas a dicho tajo piloto conforme avance su explotación, debido que van ser afectados en su estabilidad por reordenamiento de esfuerzos.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Mamani, J. (2017). Universidad Nacional del Altiplano - Puno desarrolla su tesis: *“Diseño de Perforación y Voladura y su Incidencia en los Costos Unitarios en el Balcón III de la Corporación Minera Ananea S. A.”*
- Salazar, R. (2015). Universidad Federal de Curitiba presenta su tesis: *“Remoción de rocas con explosivos, para la construcción de caminos”*.
- Comun, H. (2018). Universidad Nacional del Centro del Peru, presenta su tesis *“La Influencia del Método Corte y Relleno Ascendente con Taladros Largos en la Producción de la Mina Animón – Volcán”*.
- Huanca, T. (2019). Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, presenta su tesis *“Implicancia de la Aplicación del Método de Explotación Bench And Fill en la Reducción de Costos de Perforación y Voladura en el Tj. 024 de la Veta Socorro en la Unidad Minera Uchucchacua, Oyon-Lima”*.
- Sánchez, V, (2016), de la Universidad Central de Venezuela sustenta su tesis: *“Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth”*.
- Salazar, R. (2015). Universidad Federal de Curitiba presenta su tesis: *“Remoción de rocas con explosivos, para la construcción de caminos”*,
- Arapa, R. (2018). *“Planificación minera a corto plazo en minería subterránea”* – Unidad minera San Rafael – MinSur S.A. (Tesis de grado). Universidad Nacional del Altiplano. Puno, Perú.
- Banco Mundial (2017). *“Rentas Mineras”* (%) PIB, Grupo Banco Mundial, 2017, Consultado: 08 de mayo de 2019.

- Barecena, A (2018). “*Estado de situación de minería en América Latina y el Caribe: desafíos y oportunidades para un desarrollo sostenible*”. Consulta: 08 de mayo de 2019 <http://bit.ly/2Jqb485>
- Bieniawski, Z. (1989). “*Engineering Rock Mass Classifications*”. Wiley, New York. <http://bit.ly/2DUDI KH>
- Bongiorno, F. (2010). “*Índice de Calidad de la Roca RQD*”. Clasificaciones de los macizos rocosos según Barton, Bieniawski, Hoek y Brown. Universidad de los Andes. <http://bit.ly/2Ypza7h>
- Ccoto, A. (2018). “*Factores representativos en los métodos de explotación en la unidad minera San Rafael – Minsur S.A.*” Tesis de grado. Universidad Nacional del Altiplano. Puno, Perú. <http://bit.ly/2HgwIsO>
- Flores, R. (2018) “*Over cut and fill*”. Recuperado de: <http://bit.ly/2Xt1AQD>
- González, L. & Muñoz, L. (1987). “*Aplicación de las clasificaciones geomecánicas al estudio de excavaciones subterráneas*”. Universidad Complutense. <http://bit.ly/2HaD1zh>
- Gutiérrez L (2011). “*Proyecto de aplicación del método tajeo por subniveles en el tajo 420-380 en Mina Chipmo U.E.A. ORCOPAMPA*”. Pontificia Universidad Católica del Perú. Lima-Perú.
- Hernández, R. & Fernadez, R. (2014). “*Metodología de la Investigación*”. 6.^a ed. México: McGraw-Hill / Interamericana Editores, S.A.
- Hoek. E (2006). “*Sistema GSI Geological Strength Index*”. Recuperado de: <http://bit.ly/2Jx7Oro>
- Jorquera, M., (2015). “*Método de explotación bench & fill y su aplicación en minera MICHILLA*”. Tesis de grado. Universidad de Chile. Santiago de Chile, Chile. <http://bit.ly/2PWyAe2>

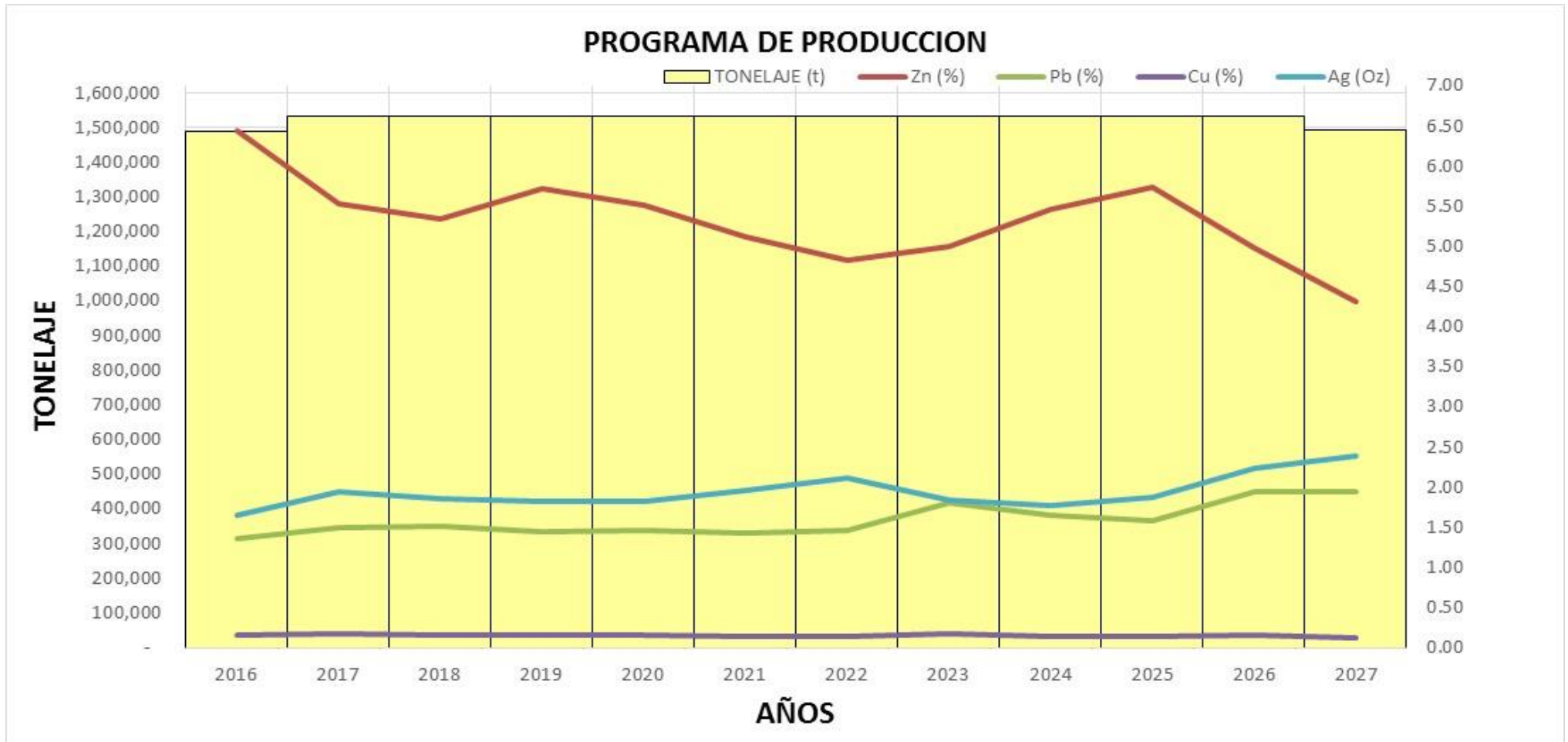
- Mallcco, F. & De la Cruz, P. (2014). “*Aplicación de taladros largos en vetas angostas, para reducir costos de operación en la zona esperanza- CIA MINERA CASAPALCA S.A.*” Tesis de Grado. Universidad Nacional de Huancavelica.
- Read, J. & Stacey, P. (2009). “*Guidelines for Open Pit slope Design*” 1ra edición. CSIRO Publishing. Australia. <http://bit.ly/2JsChXG>
- Sonami (2016). “*Perforación y tronadura*”. Recuperado de: <http://bit.ly/2Nb9eeF>
- UNDAC (2015). “*Introducción a la minería*”. Recuperado de: <http://bit.ly/2Hek2IY>
- Vilca C. (2018). “*Diseño e implementación del método de explotación bench and fill stopping en vetas angostas tipo rosarios, para incrementar la producción- Minera Chalhuane SAC*”. Tesis de Grado. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- Villalta, R., (2018). “*Aplicación del método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la unidad San Cristóbal de la compañía minera Volcán S.A.A.*” Tesis de Grado. Universidad Nacional del Altiplano. Puno, Perú. <http://bit.ly/2Jbch3S>

ANEXOS

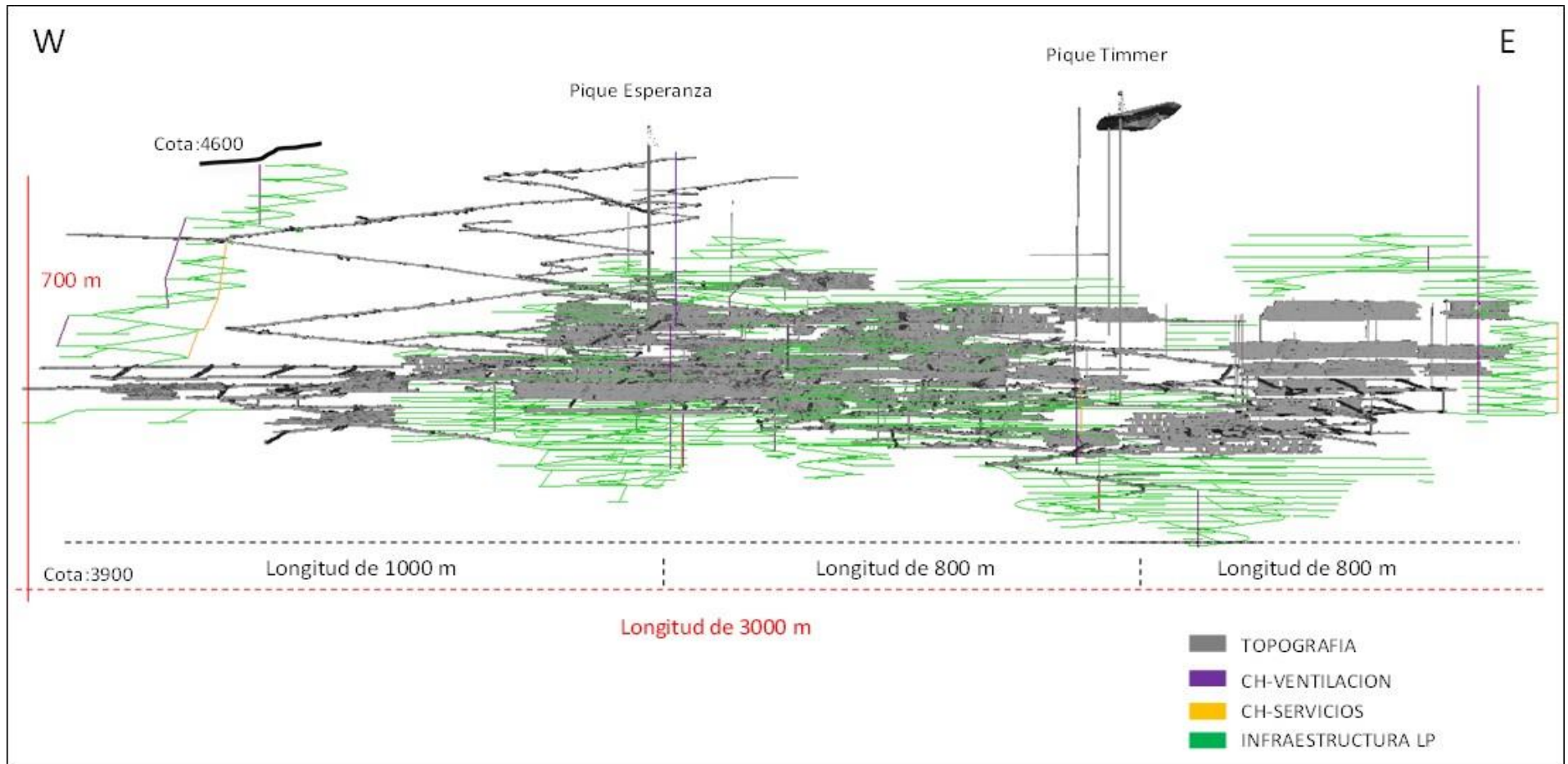
Anexo I. Base Datos del Trabajo de Investigación.

Problema	Objetivo	Hipótesis	Variable	Método	Población y muestra
<p>General ¿Es posible minimizar los costos de fragmentación de las vetas en el método de corte y relleno ascendente con la aplicación de los taladros largos en la U.E.A. Chungar?</p> <p>Problemas específicos a) ¿La aplicación de taladros largos permite minimizar los costos de perforación de las vetas en el método de corte y relleno ascendente en la U.E.A. Chungar? b) ¿La aplicación de taladros largos permite minimizar los costos de voladura de las vetas en el método de corte y relleno ascendente en la U.E.A. Chungar?</p>	<p>General Minimizar los Costos de fragmentación de las vetas en el método de corte y relleno ascendente con la aplicación de taladros largos en la U.E.A. Chungar</p> <p>Objetivos específicos a) Minimizar los costos de perforación de las vetas en el método de corte y relleno ascendente con la aplicación de taladros largos en la U.E.A. Chungar b) Minimizar los costos de voladura de las vetas en el método de corte y relleno ascendente con la aplicación de taladros largos en la U.E.A. Chungar</p>	<p>Hipótesis general La aplicación de taladros largos permite minimizar los costos de fragmentación de las vetas en el método de corte y relleno ascendente en la U.E.A. Chungar</p> <p>Hipótesis específicas a) Los costos de perforación se minimiza con la aplicación de taladros largos en las vetas del corte y relleno ascendente de la U.E.A. Chungar b) Los costos de voladura se minimiza con la aplicación de taladros largos en las vetas del corte y relleno ascendente de la U.E.A. Chungar</p>	<p>Variable independiente X: Aplicación de taladros largos en la fragmentación de vetas del método de corte y relleno ascendente de la U.E.A. Chungar</p> <p>Variable Dependiente Y: Minimización de costos en la fragmentación de vetas del método de corte y relleno ascendente de la U.E.A. Chungar</p>	<p>Tipo de Investigación de acuerdo con los objetivos es de carácter experimental aplicativo, se ubica en nivel descriptivo, correlacional y explicativo.</p> <p>Método de Investigación El estudio se encuentra dentro del método de investigación lógico donde se procesa el análisis, la deducción y la síntesis, como también de la información que se maneja se obtiene resultados mediante la observación.</p>	<p>Población La población del estudio está conformada por las vetas que se encuentran en explotación del nivel 390 que está integrada por seis vetas y ellas son; la veta María Rosa, Veta Lorena, Veta Carmen, Veta Karina, y veta ramal 85 de la U.E.A. Chungar.</p> <p>Muestra La aplicación de taladros largos se realizó en la veta Carmen por ser la veta más representativa del nivel 390 de la U.E.A. Chungar.</p>

Anexo 2. Cronograma Secuencia de Explotación.



Anexo 3. Infraestructura Principal Mina Animón - Vista Longitudinal.



Anexo 4. Punto de Equilibrio Operativo

PUNTO DE EQUILIBRIO

El Punto de Equilibrio Operativo: nivel mínimo de ventas (en unidades o en monto) para cubrir costos operativos y fijos (utilidad operativa = 0).

Punto de Equilibrio Financiero: nivel mínimo de ventas (en unidades o en monto) para cubrir costos operativos y financieros fijos (utilidad antes de impuestos = 0).

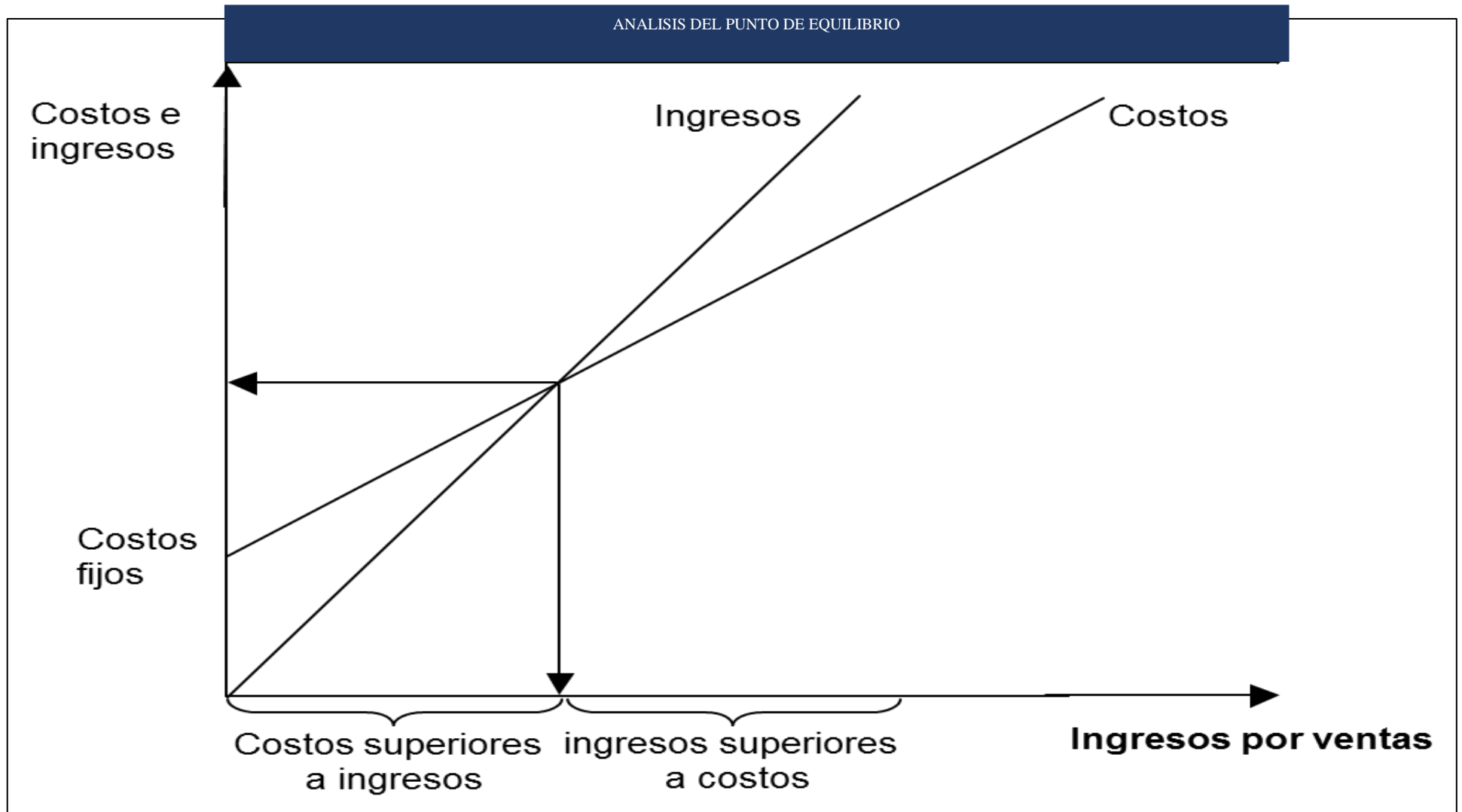
Punto de Equilibrio Total: nivel mínimo de ventas (en unidades o en monto) para cubrir todos los costos (utilidad después de impuestos = 0).

¿Por qué es importante?

Para saber a partir de qué nivel de ventas (en unidades o en monto) estoy generando cierto tipo de utilidades, saber cuán distante está mi actual nivel de ventas (en unidades o en monto) del nivel de ventas de equilibrio, lo cual me permitirá manejar un margen de seguridad. Con el punto de equilibrio en unidades la empresa podrá ver a partir de cuánta producción es rentable una línea de negocios.

Para el caso de Mina Animón hallamos el Punto de Equilibrio con los datos de valor por tonelada de acuerdo a los precios definidos para la corrida del PLP Base Mina Animón, así como los costos fijos y variables en los que estaríamos incurriendo en el mismo Plan. El punto de equilibrio varía para cada año de acuerdo a los valores por tonelada que son resultado de las distintas leyes que se obtienen en Plan por cada año.

TEORÍA DE PUNTO DE EQUILIBRIO



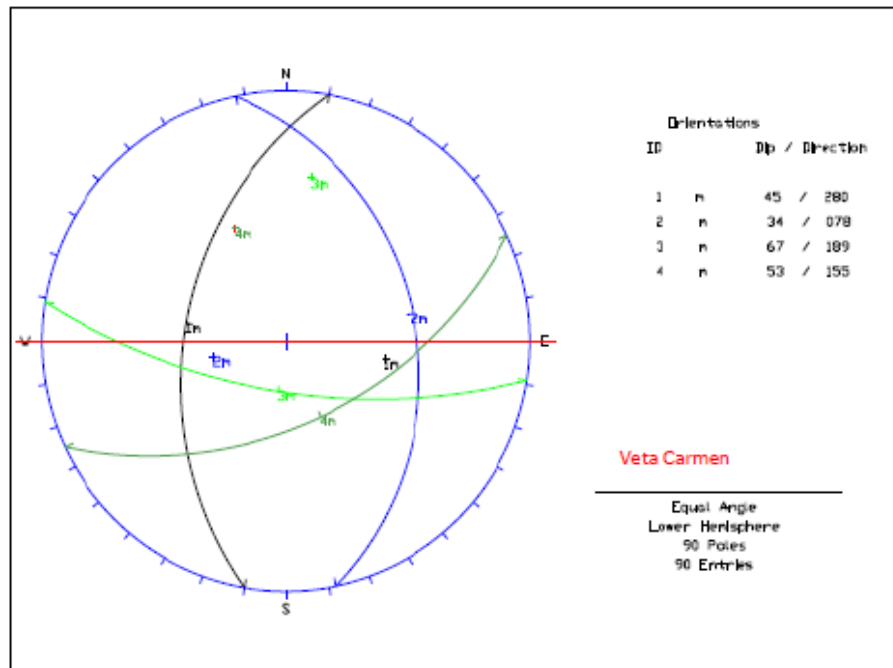
PUNTO DE EQUILIBRIO UNIDAD MINERA ANIMÓN

Años	Producción (t)	Ingresos por venta (US\$)	VPT (US\$/t)	CV (US\$/t)	Cf (US\$)	Capex (US\$)	Cf + Capex (US\$)	Punto de equilibrio (t/año)	Punto de equilibrio (t/d)
2016	1,490,404	179,133,008	120	30	31,333,730	40,276,515	71,610,244	796,826	2,183
2017	1,533,060	174,166,757	114	31	31,671,611	47,569,928	79,241,539	957,211	2,622
2018	1,533,000	168,426,199	110	31	31,008,713	40,394,779	71,403,493	903,298	2,475
2019	1,533,000	174,029,055	114	31	30,599,892	36,920,114	67,520,006	816,398	2,237
2020	1,533,000	170,065,227	111	31	33,605,508	35,161,802	68,767,310	863,897	2,367
2021	1,533,000	164,266,447	107	31	36,146,699	29,639,885	65,786,584	867,857	2,378
2022	1,533,000	161,935,776	106	31	36,146,699	34,133,854	70,280,553	946,117	2,592
2023	1,533,000	166,663,520	109	31	36,146,699	30,250,743	66,397,442	858,212	2,351
2024	1,533,000	172,075,961	112	32	36,146,699	25,880,825	62,027,524	771,508	2,114
2025	1,533,000	178,467,766	116	32	36,146,699	30,001,868	66,148,567	782,201	2,143
2026	1,533,000	178,829,338	117	32	36,146,699	22,207,272	58,353,971	688,111	1,885
2027	1,494,191	165,817,168	111	32	36,146,699	8,621,741	44,768,440	565,797	1,550

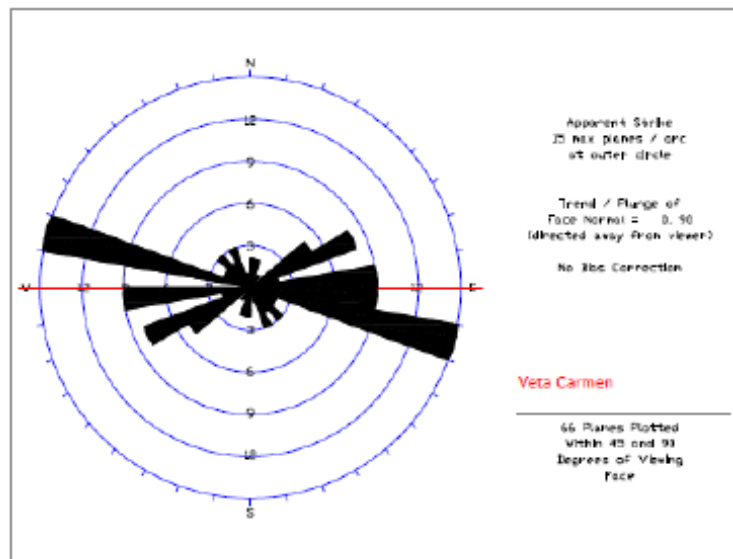
DATOS DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

PERFORACIÓN Y VOLADURA TALADROS LARGOS			PERFORACIÓN Y VOLADURA	BREASTIN	
	CANTIDAD	UNIDAD		CANTIDAD	UNIDAD
Ancho de explotación	3.16	ML	Ancho de explotación	4.00	ML
Longitud de tajo	33.80	ML	Longitud de tajo	35.80	ML
Área	106.81	M2	Área	143.20	M2
Tipo de Perforación	Vertical		Horizontal		
Altura de Banco	12	ML	Altura de Tajo	4.00	ML
Diámetro de taladros	64.00	Mm	Diámetro de broca	51.00	Mm
Rendimiento perforación	8.0	ML / Hr	Rendimiento de Perforación	39.79	ML / Hr
Burden	1.60	ML	Burden	0.90	ML
Espaciamiento	1.20	ML	Espaciamiento	0.90	ML
Área de rotura por taladro	1.92	M2	Área de rotura por taladro	0.81	M2
Volumen de rotura por taladro	23.04	M3	Volumen de rotura por taladro	2.43	M3
Volumen	1281.70	M3	Volumen x un corte	572.80	M3
			Volumen x tres cortes	1718.40	M3
TOTAL TONELAJE	4093.04	Ton.	Tonelaje x un corte	1832.96	Ton.
			TOTAL TONELAJE x 3 cortes	5498.88	Ton.
Total números de taladros + slot	100	Tal.	Número de taladros x disparo	25	Tal
			Número de taladros x un corte	300	Tal
			Número de taladros x 3 cortes	900	Tal
Total Metros Perforados + rimado	1200	ML	Total Metros perforados x 3 cortes	2700	ML
Índice Perforación	3.41	Ton/Mperfo	Índice de perforación	2.04	Ton/Mperfo
Tarifa Perforación a todo costo x metro	9.35	US\$/ML	Tarifa de perforación a todo costo/metro	2.10	US\$/ML
Costo de perforación + servicios por hora	74.79	US\$/Hr	Costo de perforación + servicios por hora	83.52	US\$/Hr
Costo de aceros + afilado + servicios	1.20	US\$/ML	Costo de aceros + afilado + servicios	0.36	US\$/ML
Costo Perforación	8.75	US\$ / M3	Costo de perforación	3.43	US\$/M3
Costo Perforación	2.74	US\$ / Ton.	Costo de perforación	1.07	US\$/Ton
COSTO TOTAL PERFORACIÓN	12658.50	US\$	COSTO TOTAL PERFORACIÓN 3 corte	5893.17	US\$
			Total pernos 3 cortes (12pernos/disp.)	432	Und
			Costo de perno + colocado perno	24.30	\$/Und
			COSTO TOTAL de pernos x 3 cortes	10497.60	US\$
			Total shocrete 3 cortes (2.6m3/disp.)	93.60	M3
			Costo de shocrete preparado + lanzad	243.00	M3
			COSTO TOTAL shocrete x 3 cortes	22744.80	US\$
Factor de potencia Taladros Largo	0.40	Kg/ton.	Factor de potencia breasting	0.24	Kg/Ton
Factor de potencia Chimenea Slot	5.99	Kg/m3			
Factor de potencia Chimenea Slot	1.87	Kg/ton			
COSTO TOTAL de explosivo + accesorio	3660.71	US\$	Costo de explosivos + accesorios	4164.13	US\$
Costo de explosivo + accesorio	0.894	US\$/ton	Costo de explosivos + accesorios	0.757	US\$/Ton
COSTO TOTAL TALADROS LARGOS	16319.21	US\$	COSTO TOTAL EN BREASTING	43299.70	US\$
COSTO TOTAL perforación y voladura	3.99	US\$/ton	COSTO TOTAL perforación y voladura	7.87	US\$/Ton

Anexo 5. Diagramas Circulares de acuerdo a las Evaluaciones Geomecánicas

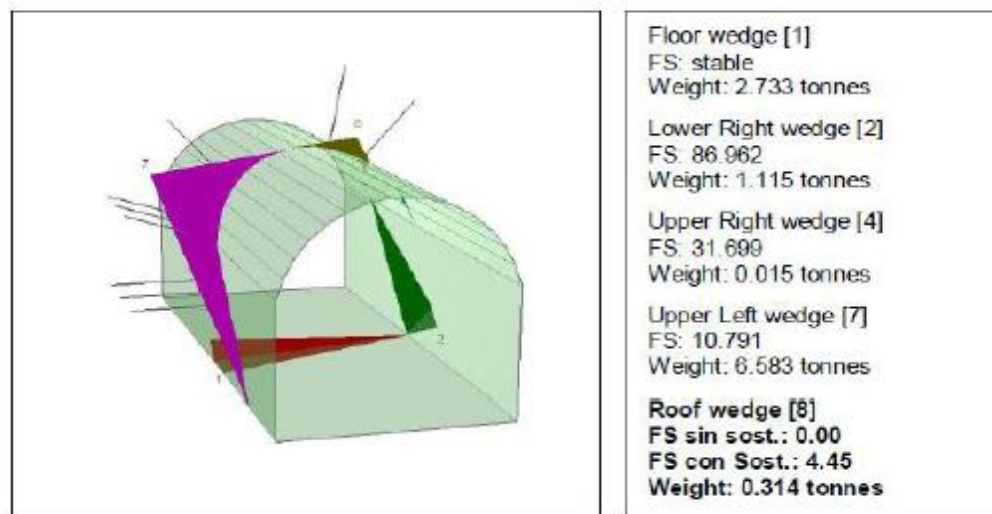


Histograma de familias de discontinuidad vs. Orientación de la veta



Roseta de las familias principales de discontinuidades vs. Orientación de la veta

El diagrama de rosas muestra rumbos Desfavorables a la estabilidad del laboreo sobre la veta. Según análisis del efecto de la orientación de las discontinuidades Vs orientación de la veta, la condición de estabilidad general se considera en: **DESFAVORABLES**



Condición de la formación de cuñas en la zona de explotación vs. Orientación de la veta

La formación de las cuñas, muestra similares problemas en la veta Carmen, cuya solución se basa en la aplicación de algún sistema de soporte o proseguir como lo descrito en el modelamiento numérico para incrementar los F.S.

MATRIZ DE CONSISTENCIA

“Aplicación del Método de Taladros Largos Para Minimizar los Costos de Perforación y Voladura en Vetas de la U.E.A. Chungar”

Problema	Objetivo	Hipótesis	Variable	Método	Población y muestra
<p>General</p> <p>¿Es posible minimizar los costos de fragmentación de las vetas en el método de corte y relleno ascendente con la aplicación de los taladros largos en la U.E.A. Chungar?</p> <p>Problemas específicos</p> <p>a) ¿La aplicación de taladros largos permite minimizar los costos de perforación de las vetas en el método de corte y relleno ascendente en la U.E.A. Chungar?</p> <p>b) ¿La aplicación de taladros largos permite minimizar los costos de voladura de las vetas en el método de corte y relleno ascendente en la U.E.A. Chungar?</p>	<p>General</p> <p>Minimizar los Costos de fragmentación de las vetas en el método de corte y relleno ascendente con la aplicación de taladros largos en la U.E.A. Chungar</p> <p>Objetivos específicos</p> <p>a) Minimizar los costos de perforación de las vetas en el método de corte y relleno ascendente con la aplicación de taladros largos en la U.E.A. Chungar</p> <p>b) Minimizar los costos de voladura de las vetas en el método de corte y relleno ascendente con la aplicación de taladros largos en la U.E.A. Chungar</p>	<p>Hipótesis general</p> <p>La aplicación de taladros largos permite minimizar los costos de fragmentación de las vetas en el método de corte y relleno ascendente en la U.E.A. Chungar</p> <p>Hipótesis específicas</p> <p>a) Los costos de perforación se minimiza con la aplicación de taladros largos en las vetas del corte y relleno ascendente de la U.E.A. Chungar</p> <p>b) Los costos de voladura se minimiza con la aplicación de taladros largos en las vetas del corte y relleno ascendente de la U.E.A. Chungar</p>	<p>Variable independiente</p> <p>X: Aplicación de taladros largos en la fragmentación de vetas del método corte y relleno ascendente de la U.E.A. Chungar</p> <p>Variable Dependiente</p> <p>Y: Minimización de costos en la fragmentación de vetas del método corte y relleno ascendente de la U.E.A. Chungar</p>	<p>Tipo de Investigación</p> <p>de acuerdo con los objetivos es de carácter experimental aplicativo, se ubica en nivel descriptivo, correlacional y explicativo.</p> <p>Método de Investigación</p> <p>El estudio se encuentra dentro del método de investigación lógico donde se procesa el análisis, la deducción y la síntesis, como también de la información que se maneja se obtiene resultados mediante la observación.</p>	<p>Población</p> <p>La población del estudio está conformada por las vetas que se encuentran en explotación del nivel 390 que está integrada por seis vetas y ellas son; la veta María Rosa, Veta Lorena, Veta Carmen, Veta Karina, y veta ramal 85 de la U.E.A. Chungar.</p> <p>Muestra</p> <p>La aplicación de taladros largos se realizó en la veta Carmen por ser la veta más representativa del nivel 390 de la U.E.A. Chungar.</p>