

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE
HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y
CIVIL**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

**“Diseño de malla de perforación aplicando el método de
Roger Holmberg para reducir deficiencias de voladura en la
RP (-) 3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024”**

Para optar el título profesional de:
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:
Bach. Clinver ROMANI VILCA

ASESOR:
Msc. Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO

AYACUCHO - PERÚ

2024

DEDICATORIA

Infinitamente Dios y a quienes me dieron la vida Sonia y Rodrigo, a mis parentescos de vínculo sanguíneo Rolmer y Adya me brindaron motivación permanente y constante apoyo para cumplir con este objetivo y mi crecimiento profesional.

Por la constancia y sabias palabras de la mujer que siempre me tuvo fe; Marleni Espinoza Marmanillo, que en el camino de la vida significa mucho para mí.

AGRADECIMIENTO

Mi agradecimiento a la Universidad Nacional San Cristóbal De Huamanga. A todos aquellos ingenieros Docentes y personal administrativo por su valiosa enseñanza y colaboración, en especial a mi Escuela Profesional de Ingeniería de Minas por acogerme dentro de sus aulas durante mi permanencia estudiantil.

Un agradecimiento sincero a la Gerencia de Operaciones y a la Superintendencia de Mina de la COMPAÑÍA MINERA CATALINA HUANCA S.A.C. quienes me brindaron el aprendizaje y experiencia y producto de ello se encamina la tesis profesional.

RESUMEN

Esta tesis se titula “Diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg para reducir deficiencias de voladura en la RP (-) 3837 – Unidad Minera Catalina Huanca, 2024” que tuvo como objetivo; Determinar un diseño adecuado en perforación y voladura según el método de Roger Holmberg, para reducir las deficiencias de voladura en la Rp (-)3837 para llegar al cuerpo mineralizado Melissa 3 en Catalina Huanca, lográndose cumplir el objetivo de las operaciones unitarias que son la perforación y voladura con el diseño de la malla de perforación reduciendo las deficiencias de voladura. La implementación y aplicación de la malla de perforación aseguran la continuidad de las operaciones unitarias.

Se desarrollaron estudios técnicos similares a las falencias de voladura en trabajos de labores en desarrollo, consiguiendo evaluar los aspectos en diseños de perforación y voladura anteriores al presente trabajo, se logra reducir las deficiencias de voladura mediante la aplicación del postulado (Roger Holmberg) un promedio 89 voladuras deficientes por mes a 10 , como también se hace la mejora de la eficiencia de voladura en cuanto a avance promedio lineal de 3.65 metros/disparo a 3.76 metros/disparo como también se reduce la carga explosiva a 36.18 Kg/m³.

Todo resultado que se logró en la investigación fue mediante el método de causa y efecto.

Palabras Clave: Explosivos, Accesorios de Voladura, Avance Lineal, Factor de carga

ABSTRACT

This thesis is entitled “Drill mesh design applying Roger Holmberg's method to reduce blasting deficiencies in RP (-) 3837 - Catalina Huanca Mining Unit, 2024” which had as objective; Determine an adequate design in drilling and blasting according to Roger Holmberg's method, to reduce blasting deficiencies in Rp (-)3837 to reach the Melissa 3 orebody in Catalina Huanca, achieving the objective of the unit operations which are drilling and blasting with the design of the drilling mesh reducing blasting deficiencies. The implementation and application of the drilling mesh ensures the continuity of unit operations.

Similar technical studies were developed to the blasting deficiencies in works of work in development, managing to evaluate the aspects in drilling and blasting designs prior to this work, it is possible to reduce the blasting deficiencies by applying the postulate (Roger Holmberg) an average of 89 deficient blasting per month to 10, as well as improving the blasting efficiency in terms of average linear advance from 3.65 meters / shot to 3.76 meters / shot as well as reducing the explosive charge to 36.18 kg / m³.

All the results achieved in the research were obtained by means of the cause and effect method.

Keywords: Explosives, Blasting Accessories, Linear Feed, Load Factor

INDICE GENERAL

DEDICATORIA	II
AGRADECIMIENTO	III
RESUMEN	IV
ABSTRACT.....	V
INDICE GENERAL.....	VI
ÍNDICE DE FIGURAS	X
INDICE DE TABLAS	XII
ÍNDICE DE ANEXOS	XIV
INTRODUCCION.....	XV
CAPITULO I	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	1
1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA.....	1
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	2
1.2.1. <i>Problema general:</i>	2
1.2.2. <i>Problema específico:</i>	2
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	3
1.3.1. <i>Objetivo general</i>	3
1.3.2. <i>Objetivos específicos</i>	3
1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN	3
1.4.1. <i>Importancia</i>	4
1.5. ALCANCES Y LIMITACIONES DE LA INVESTIGACION	4
1.5.1. <i>Limitaciones</i>	4
CAPITULO II	5

MARCO TEORICO.....	5
2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.....	5
2.1.1. <i>Antecedentes Internacionales</i>	5
2.1.2. <i>Antecedentes Nacionales</i>	6
2.1.3. <i>Antecedentes Locales</i>	7
2.2. BASES TEÓRICAS.....	8
2.2.1. <i>Minería subterránea</i>	8
2.2.2. <i>Operaciones mineras</i>	10
2.2.3. <i>Ciclo de Minado</i>	10
2.2.4. <i>Explosivos</i>	23
2.2.5. <i>Diseño de malla subterráneo</i>	29
2.2.6. <i>Método de Roger Holmberg</i>	30
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS.....	38
2.3.1. <i>Barras</i>	38
2.3.2. <i>Brocas</i>	39
2.3.3. <i>Optimización</i>	39
2.3.4. <i>Cebo</i>	39
2.3.5. <i>Cordón Detonante (pentacor)</i>	39
2.3.6. <i>Mecha Rápida</i>	39
2.3.7. <i>Carmex</i>	40
2.3.8. <i>Taladro</i>	40
2.3.9. <i>Avance</i>	40
2.3.10. <i>Burden</i>	40
2.3.11. <i>Espaciamiento</i>	40
2.3.12. <i>Fanel</i>	40
2.3.13. <i>Malla de perforación</i>	40
2.3.14. <i>Vibración</i>	40
2.3.15. <i>Voladura controlada</i>	41

2.3.16.	<i>Frente soplado</i>	41
2.3.17.	<i>Tiro retardado</i>	41
2.3.18.	<i>Taladro confinado</i>	41
2.3.19.	<i>Tiro cortado</i>	41
2.3.20.	<i>Taladros anillados</i>	41
2.3.21.	<i>Tacos</i>	42
2.3.22.	<i>Tiros prematuros</i>	42
CAPITULO III		42
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACION		42
3.1.	TIPO DE INVESTIGACIÓN.....	42
3.2.	DISEÑO METODOLÓGICO	43
3.3.	TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACION	43
3.3.1.	<i>Tipo de investigación</i>	43
3.3.2.	<i>Nivel de investigación</i>	43
3.4.	DISEÑO DE LA INVESTIGACION	44
3.5.	POBLACIÓN	44
3.6.	MUESTRA.....	44
3.7.	FORMULACION DE LA HIPOTESIS	44
3.7.1.	<i>Hipótesis general</i>	44
3.7.2.	<i>Hipótesis específico</i>	45
3.8.	VARIABLES E INDICADORES	45
3.8.1.	<i>Variable Independiente</i>	45
3.8.2.	<i>Variable dependiente</i>	45
3.9.	OPERACIONALIZACIÓN DE LAS VARIABLES, DEFINICIÓN CONCEPTUAL Y OPERACIONAL	46
3.10.	TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	47
3.10.1.	<i>Técnica de recolección de datos</i>	47
3.10.2.	<i>Instrumentos para la recolección de datos</i>	47

CAPITULO IV	48
RESULTADO Y DISCUSION.....	48
4.1. GENERALIDADES DE LA UNIDAD MINERA CATALINA HUANCA.....	48
4.1.1. <i>Ubicación política</i>	48
4.1.2. <i>Ubicación en coordenadas geográficas</i>	48
4.1.3. <i>Accesibilidad</i>	49
4.1.4. <i>Geología Regional</i>	50
4.1.5. <i>Estratigrafía</i>	50
4.1.6. <i>Reserva probado y probable</i>	51
4.1.7. <i>Inventario de recursos minerales</i>	53
4.2. DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION DE LA RP (-) 3837	53
4.2.1. <i>Perforación y voladura de la Rp (-) 3837 antes del nuevo diseño</i>	54
4.2.2. <i>Cálculo de Indicadores de Perforación y Voladura</i>	56
4.2.3. <i>Causas que retrasan las operaciones unitarias</i>	58
4.2.4. <i>Diseño de nueva malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg</i>	63
4.2.5. <i>Resultados sobre la mejora con respecto a las deficiencias de voladura</i>	86
4.2.6. <i>Comparacion de la malla anterior y la que se diseño</i>	87
4.3. ANÁLISIS DE LOS INDICADORES CON RESPECTO A LA MALLA ANTERIOR.	89
4.3.1. <i>Comparación de taladros perforados</i>	91
4.4. CÁLCULO PORCENTAJE DE SOBRE ROTURA	93
4.4.1. <i>Fórmulas para determinar el porcentaje de rotura</i>	94
CONCLUSION	96
RECOMENDACIÓN	97
BIBLIOGRAFIA.....	98
ANEXOS	100

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Ciclo de Minado Unidad Minera Catalina Huanca	11
Figura 2 Perforación en Minería subterránea por equipo mecanizado.	12
Figura 3 Acciones que engloban a la perforación.....	13
Figura 4 Diámetro del taladro de alivio.....	14
Figura 5 Taladro de alivio menor que el taladro de producción.....	14
Figura 6 Desviación en el paralelismo.....	15
Figura 7 Espaciamiento irregular entre taladros	15
Figura 8 Taladros interceptados.....	16
Figura 9 columna de carga en exceso	16
Figura 10 Ubicación del arranque	17
Figura 11 Formación de la cavidad de una frente.....	18
Figura 12 Corte en pirámide	18
Figura 13 Corte en cuña de arrastre	19
Figura 14 Corte quemado.....	20
Figura 15 Arranque que se usa en nuestra investigación.....	21
Figura 16 Voladura de una mina a tajo abierto	23
Figura 17 Características técnicas de los explosivos	24
Figura 18 Variedades de emulnor	24
Figura 19 Superfam dos (Anfo)	25
Figura 20 Características técnicas del superfán dos	26
Figura 21 Accesorios de voladura Carmex	26
Figura 22 La Boltec S bulonadora totalmente mecanizada	29
Figura 23 Partes del túnel y sus secciones establecidas por Roger Holmberg	31
Figura 24 Arranque para 4 secciones.	32
Figura 25 Geometría para una voladura de abertura rectangular	33

Figura 26	Factor que influye en la desviación del taladro.....	34
Figura 27	parametros de la Voladura para los arrastres.	36
Figura 28	Mapa ubicación de la Unidad Minera Catalina Huanca.....	49
Figura 29	Malla anterior de la RP(-)3837	58
Figura 30	Diseño de la malla de perforación y voladura.....	81
Figura 31	Diagrama de carguío	84
Figura 32	Malla nueva de la Rp_3837.....	87
Figura 33	Malla antigua de la Rp_3837	88
Figura 34	Eficiencia de voladura para cada malla	92
Figura 35	Factor de potencia para distintas mallas presentadas	93

INDICE DE TABLAS

Tabla 1	Capacidad de rotura del explosivos para fragmentar la roca	38
Tabla 2	Ubicación en coordenadas UTM WGS 84.....	48
Tabla 3	Coordenadas geográficas.....	48
Tabla 4	Ruta de acceso hacia la unidad Minera Catalina Huanca	49
Tabla 5	Columna estratigráfica de la Unidad Minera Catalina Huanca	51
Tabla 6	Recursos minerales diciembre 2023	52
Tabla 7	Información de la Rp (-) 3738, antes del nuevo diseño	54
Tabla 8	Accesorio y explosivos utilizados.	55
Tabla 9	Principales causas que afectan la perforación.....	60
Tabla 10	Demoras que afectan la voladura.....	62
Tabla 11	Método de Holmberg - Resumen de los datos iniciales.....	67
Tabla 12	Resumen del primer cuadrante	70
Tabla 13	Resumen del segundo cuadrante.....	72
Tabla 14	Resumen del tercer cuadrante.	74
Tabla 15	Resumen de los arrastres.....	77
Tabla 16	Resumen de la corona.....	79
Tabla 17	Resumen general de la malla de perforación y voladura según Holmberg...	80
Tabla 18	Estandarización de la malla de perforación	82
Tabla 19	Accesorios y agentes de voladura a utilizar	82
Tabla 20	Resultados de la voladura	83
Tabla 21	Distribución de carga explosiva por taladro	83
Tabla 22	Distribución de la carga taladros de producción	84
Tabla 23	Distribución de los accesorios	85
Tabla 24	Reducción progresiva de las incidencias de voladura	86
Tabla 25	Resultados por mes sobre la deficiencia de voladura.....	86
Tabla 26	Cantidad de taladros malla nueva	89

Tabla 27 Indicadores de la nueva malla de perforación.....	90
Tabla 28 Cantidad de taladros malla anterior.....	90
Tabla 29 Indicadores de la malla anterior.....	91
Tabla 30 Datos obtenidos de campo y teóricos de gabinete.	94

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1 Matriz de consistencia.....	101
Anexo 2 Vista de perfil carguío de explosivo de la columna de carga lineal.....	103
Anexo 3 Plano del proyecto Rp_3837 Nivel 2800.....	104
Anexo 4 Programa del avance lineales setiembre.....	106
Anexo 5 Costos de la perforación y voladura.....	107
Anexo 6 Vista en planta (Plano Geológico del cuerpo mineralizado Melissa 3).....	108
Anexo 7 Programa de voladura de la guardia noche.....	109
Anexo 8 Verificación de la Carga explosiva para para su aprobación de acuerdo a lo que se programa (sección y Bodeguero).....	109
Anexo 9 Sacando punto de dirección de la Rp (-)3837	110
Anexo 10 Pintado de la malla	110
Anexo 11 Perforación de la frente Rp(-)3837	111
Anexo 12 Control del paralelismo.....	111
Anexo 13 Entubado y limpieza de los taladros perforados.....	112
Anexo 14 Distribución de los faneles todos encebado.....	112
Anexo 15 Carguío de los taladros con Super Fam Dos.....	113
Anexo 16 Preparación de las cañas para la corona	113
Anexo 17 Amarre del pentacord hacia el carmex	114
Anexo 18 Carga rota producto de la voladura	114
Anexo 19 Medición del avance con el distanciómetro	115
Anexo 20 Broca de 45mm 102 mm y 64mm para la perforación de frente y TL.....	116
Anexo 21 Organigrama departamento de mina (Unidad Minera Catalina Huanca)..	117
Anexo 22 Métodos de Explotación	118
Anexo 23 Data del control de los factores mes de setiembre	123
Anexo 24 Control de los factores del mes Octubre.....	124
Anexo 25 Control de factor mes de noviembre.....	125

INTRODUCCION

Durante la última década, las diferentes unidades mineras del Perú se han mecanizado para mejorar la extracción de los minerales metálicos y cumplir con el programa del plan de minado mensual y por ende mejor su rentabilidad y la Unidad Minera Catalina Huanca no ha sido ajeno a este cambio de la mecanización, con el apoyo del capital humano se logró muchos cambios positivos.

La presente investigación permite entender minuciosamente el algoritmo matemático de Roger Holmberg, que nos permite establecer un adecuado malla de perforación y voladura para reducir las deficiencias de voladura que se presentan en la ejecución de la Rp (-) 3837, el mismo como servirá para acceder al cuerpo mineralizado Melissa 3, en la unidad minera Catalina Huanca.

Se consideran las características geomecánicas del macizo rocoso y tipo de la labor; cuando se identifican las falencias en la voladura allí se da inicio de nuestro trabajo realizando planteamientos y ensayos en campo. La toma de información de campo, históricos de mallas de voladura y procesamiento de todo ello nos apoya a mejorar la malla de perforación.

La aplicación de nuevo diseño de perforación y voladura nos ha permitido reducir las estadísticas de voladuras deficientes reportados durante los primeros meses del año 2024 y posteriormente a ello se da la aplicación de la nueva malla de perforación (agosto, setiembre y octubre de 2024), se logró resultados sobre avances lineales favorables para la empresa y así poder llegar a cumplir con el plan mensual de avances.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA

En la actualidad, la Unidad Minera Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C viene ejecutando labores de preparación, desarrollo e infraestructura en distintas zonas de estructura, manto, cuerpos y vetas de la unidad minera a una cota de 3090 m.s.n.m.

Para llegar al siguiente nivel del cuerpo mineralizado Melissa 3 se viene ejecutando la Rp (-)3837 de sección 5.0 m x 4.5 m y con una distancia de 250 metros. Con el fin de llegar al segundo nivel del cuerpo mineralizado Melissa 3 y empezar la preparación de las ventanas de extracción que tienen una sección de 4.0 m x 4.0 m y posterior a ello seguir minando mediante el método de explotación Sub Level Caving.

Al inició de la ejecución de la Rp (-) 3837, que está contemplado dentro del planeamiento semanal y mensual, no se logra el cumplimiento del avance programado.

El problema de este incumplimiento del planeamiento mensual de avances lineales, es debido a las deficiencias de voladura que se presentan en la ejecución de la Rampa como; taladros con arranques anillados (confinados), tiros soplados, tiros cortados, tacos con longitudes que superan más de 1.60 mts, los mismos que afectan el avance lineal programado por disparo, obteniéndose avances promedios de 3.64 m (eficiencia de disparo 92%).

Viendo todos estos problemas recurrentes que generan pérdidas económicas generando acumulación de tiempos muertos. Por otro lado, retrasa el ciclo de minado en la operación. Por lo tanto, de proponer diseñar e implementar una malla de

perforación y voladura para reducir las incidencias de voladura que a diario se presentan en los diferentes frentes de preparación y desarrollo de la estructura mineralizada Melissa 3 de la Unidad Minera Catalina Huanca.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general:

- ¿Cómo influye el diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg para reducir deficiencias de voladura en Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024?

1.2.2. Problema específico:

- ¿De qué manera el diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg, influye en la eficiencia del avance de la Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024?
- ¿De qué manera el diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg, influye en la mejora del factor de carga de la Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024?
- ¿De qué manera el diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg influye en la disminución de la sobre rotura, en Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. Objetivo general

- Determinar de qué manera el diseño de la malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg influye en la reducción de las deficiencias de voladura en Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024.

1.3.2. Objetivos específicos

- Determinar de qué manera el diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg influye en la eficiencia del avance de la Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024.
- Determinar de qué manera el diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg influye en la mejora del factor de carga de la Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024.
- Determinar de qué manera el diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg influye en la disminución de la sobre rotura, en la Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024.

1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN

El presente trabajo de investigación; diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg es de mucha importancia dentro de las operaciones de la Unidad Minera Catalina Huanca, porque nos permitirá reducir las deficiencias en el proceso de voladura, mejorar las eficiencias de disparo. De esta manera llegar al cuerpo mineralizado Melissa 3 de acuerdo al programa mensual de avances, realizar la

preparación, para su posterior explotación. El cuerpo Melissa 3, contiene minerales de alta ley de Zn, Cu y Pb.

Su utilidad servirá a operadores de equipo Jumbo, líderes de labor, maestro mina, como guía que enriquecerá el aprendizaje de estudiantes de la escuela profesional de ingeniería de minas.

1.4.1. Importancia

Esta investigación contribuirá a dar continuidad a la explotación minera ya sea mediana y gran minería. También como fuente de referencia para realizar trabajos de investigación.

El uso del algoritmo matemático de Roger Holmberg representa un avance significativo en la forma en que se diseñan la malla de perforación. Este enfoque innovador integra métodos científicos y tecnológicos avanzados, promoviendo el progreso y la eficacia en las operaciones mineras.

1.5. ALCANCES Y LIMITACIONES DE LA INVESTIGACION

Con la aplicación y ejecución del diseño de la malla de perforación de la malla de perforación y voladura mediante el modelo matemático de Holmberg en la Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024 de sección 5.0 X 4.5 m respectivamente contribuirá a reducir costos, estandarizar la malla de perforación y voladura para los frentes de desarrollo, asimismo evitar los tiros soplados, anillados y tiros cortados.

1.5.1. Limitaciones

La investigación tuvo limitaciones como; algunos operadores de Jumbo y cargadores se oponen al diseño de malla de perforación y voladura, asimismo falencias en la disponibilidad mecánica con los equipos de perforación debido al constante mantenimiento correctivo no programado.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

2.1.1. Antecedentes Internacionales

Araya (2018), en su tesis titulada "Evaluación de la metodología Roger Holmberg para el diseño de túneles mineros", para optar al título de Ingeniero Civil en Minas. Se centró en evaluar la aplicabilidad y eficacia de la metodología de Roger Holmberg para el diseño de túneles mineros. Este estudio, al abordar un aspecto crucial en la ingeniería minera, aplicó una investigación detallada sobre el método de Roger Holmberg, comparándolo con otras metodologías y examinando su viabilidad y rendimiento en el diseño de túneles. La metodología empleada en la investigación incluyó un exhaustivo análisis teórico acompañado de estudios de caso y evaluaciones prácticas para determinar la eficacia de la metodología Holmberg en diversas condiciones geológicas y de diseño. Araya Arrio concluyó que la metodología de Roger Holmberg, al ser aplicada correctamente, resulta en un diseño de túnel eficiente, optimizando tanto la seguridad como el costo y el tiempo de excavación.

Esta conclusión destaca la relevancia de adaptar y personalizar las técnicas de diseño de túneles a las características específicas de cada proyecto, subrayando la importancia de la selección metodológica en la ingeniería minera subterránea.

Puma Y Llerena (2021), en su tesis "Optimización del proceso de Perforación y Voladura en una mina dedicada a la extracción metálica a pequeña escala en la comunidad La

Fortuna, Ponce Enríquez”, para obtener el título de Ingeniero de Minas por la Escuela Superior Politécnica del Litoral. Su objetivo principal fue optimizar el avance de los frentes de explotación excavados mediante perforación y voladura. Emplearon una metodología rigurosa para optimizar el proceso de perforación y voladura en la mina La Fortuna. Este enfoque comenzó con la caracterización geomecánica del macizo rocoso, esencial para comprender las condiciones de trabajo y seleccionar adecuadamente las técnicas que engloba a la perforación y voladura. Utilizaron el algoritmo Holmberg para diseñar la malla. Ajustando los patrones de perforación según las propiedades mecánicas y estructurales del terreno. Logrando un avance significativo del 97.03%, Este estudio concluyó la importancia de aplicar una adecuada malla de perforación para alcanzar un avance eficiente y destacó el valor de combinar el conocimiento empírico minero con técnicas de optimización modernas para mejorar los resultados operativos en la minería a pequeña escala.

2.1.2. Antecedentes Nacionales

Romero Y Villanueva (2022), en su tesis titulada “Optimización de la producción en la concesión minera Nueva Esperanza en base a un adecuado diseño de malla de voladura para galerías y túneles de acceso mediante la utilización de modelo matemático de Holmberg”, para optar al grado de Ingeniero de Minas. Se propusieron como objetivo principal optimizar la producción en la mencionada concesión minera a través de la mejora en la gráfica de malla de perforación usando el modelo matemático de Holmberg. La investigación se caracterizó por su enfoque mixto, integrando tanto el análisis cualitativo como cuantitativo a través de la recolección de datos en campo y su posterior desarrollo en laboratorio, empleando el modelo matemático en cuestión. Esta se llevó a cabo en la Minera Artesanal Nueva Esperanza, situada en el departamento de Arequipa, provincia de Arequipa, en el distrito de Vítor, destacando por su extensión de 200 hectáreas y la explotación principal de vetas de oro. La metodología aplicada

incluyó un estudio geomecánico para determinar la calidad de la roca, lo que permitió diseñar una nueva malla de perforación que difiere significativamente de la empleada empíricamente, con el propósito de mejorar el avance de la minería y el factor de seguridad en galerías y túneles de acceso. Los resultados obtenidos confirmaron la hipótesis planteada, demostrando una optimización en la producción gracias a la aplicación del modelo de Holmberg, lo cual representa un aporte significativo para futuras investigaciones y prácticas mineras enfocadas en la optimización de procesos a través de modelos matemáticos.

Gamarra (2019), en su tesis titulada "Método de Holmberg para optimizar perforación y voladura en la galería 539 de la Unidad Minera Agromin La Bonita S.A.C", presentada para optar al título profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo, Perú. Este estudio aplicado y experimental se centró en optimizar el proceso de perforación y voladura en la galería 539 de la mencionada unidad minera, empleando el modelo matemático de Holmberg. La metodología incluyó el análisis de la distribución y dimensionamiento de los taladros para reducir los costos operativos y aumentar la eficiencia en la fragmentación del mineral. Se observó una mejora en la eficiencia de la voladura y en el avance de la galería. Además, se consiguió un aumento del 15.4% en las toneladas métricas de mineral roto por disparo, equivalente a 1.83 toneladas adicionales a favor de la empresa. Este estudio proporciona una valiosa contribución al campo de la ingeniería de minas, demostrando la importancia de aplicar modelos matemáticos en la optimización de procesos de perforación y voladura.

2.1.3. Antecedentes Locales

Dolorier Ordoñez, (2023), en su tesis titulada "Rediseño de malla de perforación para optimizar la voladura en la Compañía Minera Ares Unidad Operativa Inmaculada Ayacucho 2022" Se rediseño la malla de perforación con el fin de optimizar la voladura

en la compañía minera Ares unidad operativa Inmaculada en el año 2022. El trabajo de investigación se desarrolló utilizando el método pre experimental, el contraste de hipótesis se realizó mediante la diferencia de media con la prueba de significancias de Levene para 2 muestra que son relacionada en un nivel de significancia igual a 10.05. Se planteó la siguiente hipótesis: El rediseño de malla de perforación optimizó significativamente la voladura en la compañía minera Ares unidad operativa Inmaculada en el año 2022.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. Minería subterránea

Se trata de un método de extracción mineral llevado a cabo debajo de la superficie, particularmente cuando las vetas se encuentran a profundidades considerables. Este enfoque implica la construcción de una red de túneles, que pueden ser horizontales (galerías), verticales (pozos y chimeneas) o inclinados (rampas), para acceder y extraer los minerales (Casper, 2007). La excavación de estos túneles se realiza típicamente con la ayuda de explosivos, utilizando los procesos de Perforación y Voladura para fracturar la roca. (Brady, 2005)

2.2.1.1. Partes de una mina subterránea

Bocamina

Entrada principal a la mina subterránea. Puede ser un túnel horizontal o una rampa inclinada que conecta la superficie con el interior de la mina. En la unidad minera Catalina Huanca se tiene dos bocaminas(Bolívar y Sur).

Pozo minero

se refiere a una perforación vertical o inclinada que se realiza para acceder a los niveles inferiores de la mina o para ventilarla. Claro, los pozos pueden tener diferentes diámetros y profundidades según las necesidades de explotación.

Galería

Es un túnel horizontal o un poco inclinado que se construye para explorar, extraer o transportar los recursos minerales. Además, suelen tener diferentes dimensiones y formas según el método de explotación utilizado.

Cámara

Es un espacio amplio que se crea al extraer una gran cantidad de mineral, y pueden tener diferentes formas y tamaños según el tipo de mineral y el método de explotación utilizado. Se tiene en las cámaras de acumulación y las cámaras de tolveo carguío en la unidad minera Catalina Huanca.

Pilar

Es una porción de roca que se deja sin extraer para sostener el techo de la cámara o la galería. En UMCH se tiene pilares de 4 hasta 6 metros.

Crucero

En minería, un crucero es una excavación subterránea que conecta áreas específicas de la mina, como zonas de almacenamiento, cargaderos o plazas de maniobra.

Rampa

En minería, una rampa es una infraestructura que permite el transporte de equipos y materiales entre la superficie y las diferentes fases de una mina

Chimenea

En minería, una chimenea es una excavación vertical que se hace entre dos galerías para ventilar, transportar material, acceder a servicios o evacuar en caso de emergencia

Bypass

Es un acceso que permite el transporte para el acarreo de mineral.

2.2.2. Operaciones mineras

Las operaciones unitarias en minería son los procesos que se llevan a cabo para extraer el mineral de un yacimiento y transportarlo a la superficie.

Para asegurar una explotación minera efectiva, es esencial llevar a cabo una serie de actividades unitarias conocidas como operaciones mineras, que implican la separación física de los minerales de su entorno natural y su transporte hacia las áreas de procesamiento. Estas operaciones se realizan de manera cíclica a lo largo de una jornada laboral diaria, como se ilustra en la Figura 1. Los horarios y tiempos específicos de estas operaciones pueden variar dependiendo del tipo de trabajo subterráneo que se esté llevando a cabo, ya sea en pozos, socavones, calicatas, galerías, entre otros. (Boríssov, 1976).

Las operaciones unitarias de perforación y voladura de rocas son las más importantes en una mina en operación. Esto se debe a que con estos trabajos se obtiene material de buena granulometría.

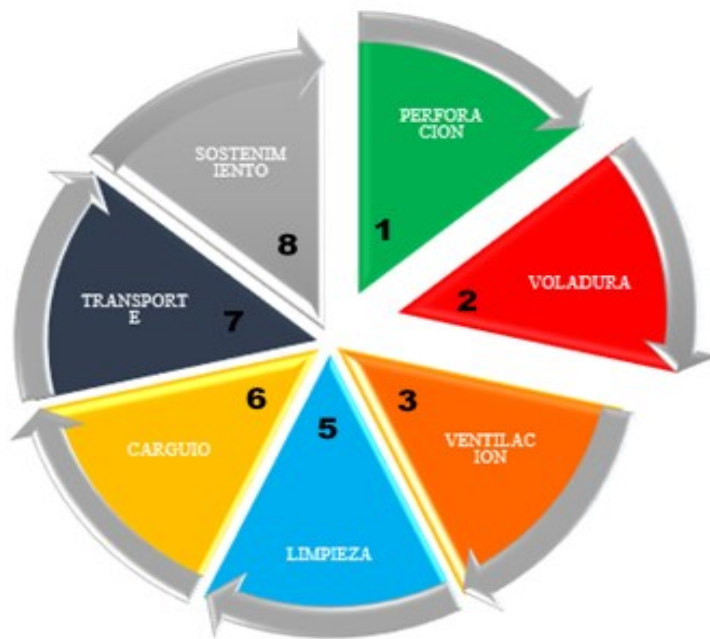
Para el correcto funcionamiento y desempeño de los equipos, es necesario estudiar la sincronía que tienen entre sí, como sus características y requerimientos de la planta.

2.2.3. Ciclo de Minado

El ciclo de minado en la unidad minera Catalina Huanca en un frente de desarrollo está constituida de la siguiente manera. Incluye las siguientes etapas: perforación, voladura, ventilación, limpieza, carguío, transporte y sostenimiento.

Figura 1

Ciclo de Minado Unidad Minera Catalina Huanca



Fuente: propia

Para nuestra investigación se tomará los siguientes ciclos de minado (Perforación y Voladura).

2.2.3.1. Perforación y Voladura

Es una técnica aplicable a la extracción de roca en terrenos competentes, donde los medios mecánicos no son aplicables de una manera rentable. Así, partiendo de esta definición, esta técnica es aplicable a cualquier método de explotación en minería, también en obra civil, donde sea necesario realizar el movimiento de tierras. La técnica de perforación y voladura se basa en la ejecución de perforaciones en la roca, donde posteriormente se colocarán explosivos que, mediante su detonación, transmiten la energía necesaria para la fragmentación del macizo rocoso. De esta forma, se tienen dos tecnologías claramente diferenciadas: la tecnología de la perforación y la tecnología de diseño y ejecución de voladuras. (Bernaola Alonso, 2013).

La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura (Karlinski et al., 2009).

Figura 2

Perforación en Minería subterránea por equipo mecanizado.



Fuente: Perforación equipos mecanizados (Posada, 2021).

Términos que engloban a toda perforación

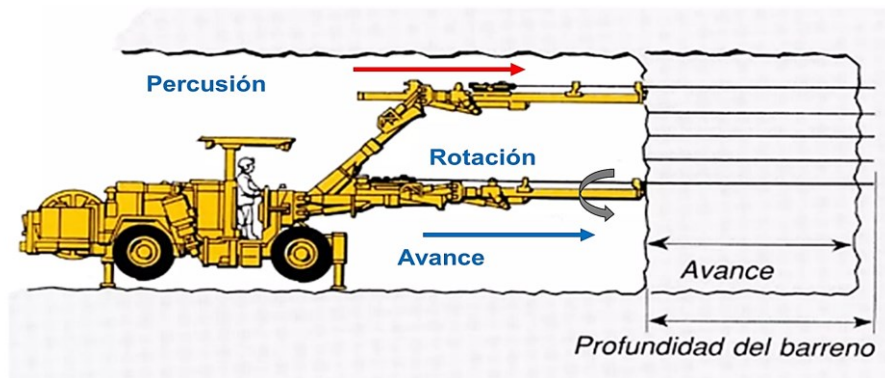
Percusión: “los impactos producidos por el golpeteo del pistón que originan unas ondas de choque luego es transmitido a la broca a través del varillaje

Rotación: Es todo movimiento que hace girar la broca para que los impactos dañe a la roca y mediante rotación genere desgaste en la roca.

Empuje: “Es el resultado de la energía generada por el mecanismo de impactos del martillo que debe transmitirse a la roca. Esto se consigue con la fuerza de empuje suministrado por un motor o cilindro de avance que debe adecuarse al tipo de roca y broca de perforación”

Figura 3

Acciones que engloban a la perforación



Fuente: Manual de P & V, López Jimeno Carlos Ramon, 2005

Accesorios que se usa en la perforación.

Barras

Son tubos o varillas de acero que se conectan y que trasladan el golpe del martillo hacia la broca, situada en uno de sus extremos. Las barras pueden tener formas como tubulares, hexagonales, rígidas, entre otras. Además, sus uniones pueden ser de rosca continua, como roscado o cono liso. Por último, está el grupo de las barras integrales con culata que a su vez se subdividen según la forma de la broca y forma de los insertos, siendo casi como barras integrales están ordenadas en series, donde el diámetro del inserto disminuye conforme aumenta la longitud de las mismas. Los principales tipos son:

- Brocas tipo cincel. Son las más usadas y se caracterizan por su fácil afilado y bajo costo.
- Brocas inserto múltiples. Se usan en la perforación mecanizada de rocas blandas y fisuradas.
- Brocas tipo botones. Se emplean en rocas poco abrasivas de fácil penetración.
-

Brocas

Las brocas se emplean en la perforación rotopercutiva:

- Brocas de pastillas o plaquitas.
- Brocas de botones.
- Brocas escariadoras (rimadoras)

Las brocas más usadas son de 38 mm, 45 mm y 64 mm para sostenimiento frentes y taladros largos; respectivamente.

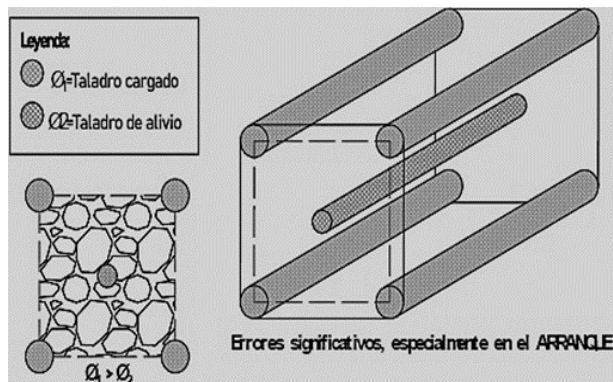
Defectos y errores durante la perforación.

Se realiza la perforación de manera mecanizada utilizando jumbo electro hidráulico para ello el operador del equipo debe ser un personal altamente capacitado para alcanzar una eficiencia de perforación 95%.

- Taladro de alivio (diámetro pequeño)

Figura 4

Diámetro del taladro de alivio

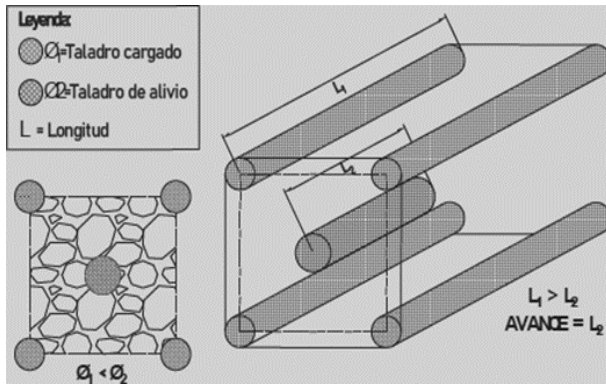


Fuente: Lunarejo Garay, 2021

- Desviación en el paralelismo:

Figura 5

Taladro de alivio menor que el taladro de producción

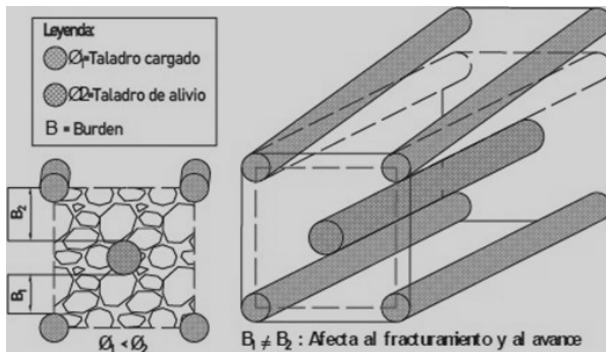


Fuente: Lunarejo Garay, 2021

- **Desviación en el paralelismo:**

Figura 6

Desviación en el paralelismo



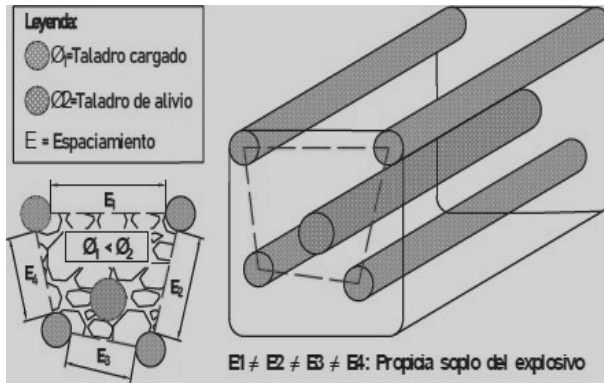
Fuente: Lunarejo Garay, 2021

- **Espaciamientos irregulares entre taladros:**

Propician una fragmentación gruesa.

Figura 7

Espaciamiento irregular entre taladros

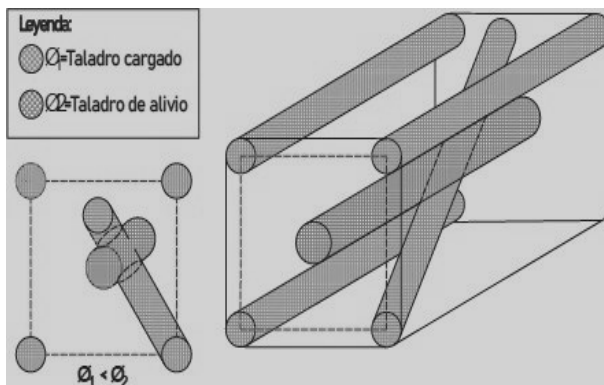


Fuente: Lunarejo Garay, 2021

- Intersección entre taladros:

Figura 8

Taladros interceptados



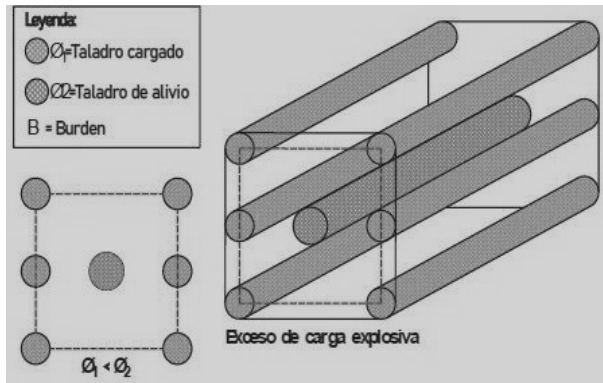
Fuente: Lunarejo Garay, 2021

- Columna de carga en exceso

Cantidad excesiva de taladros.

Figura 9

columna de carga en exceso



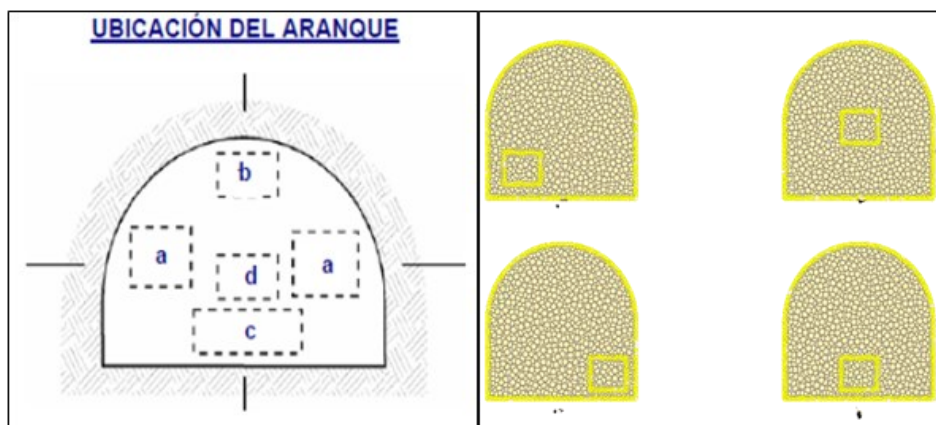
Fuente: Lunarejo Garay, 2021

2.2.3.2. Inicio de arranques mediante diseño

El fundamento de la terminología voladura en túneles se basa, por lo tanto, en la creación de una apertura primaria, conocida como corte, cuele o arranque, destinada a generar una segunda cara amplia y libre para ayudar en la posterior ruptura de la sección restante, de tal manera que los taladros del núcleo y de los bordes puedan operar destruyendo la roca en dirección hacia esa apertura.

Figura 10

Ubicación del arranque



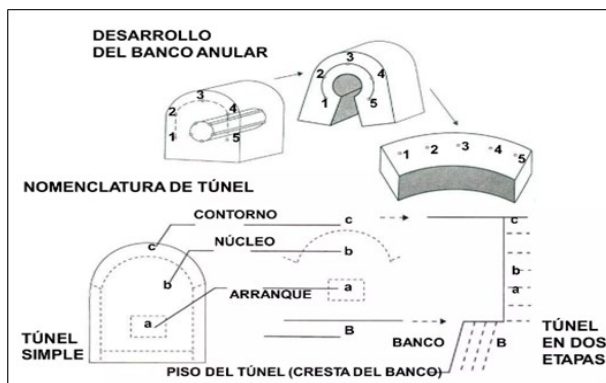
Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001

Maneras de la cavidad central y periférica de un frente que se forman en la perforación

Las técnicas de corte se refieren a las maneras de realizar el disparo inicial para formar el hueco de corte (cara libre). Estas incluyen cortes con brocas en ángulo, cortes diagonales y cortes con brocas en posición paralela.

Figura 11

Formación de la cavidad de una frente



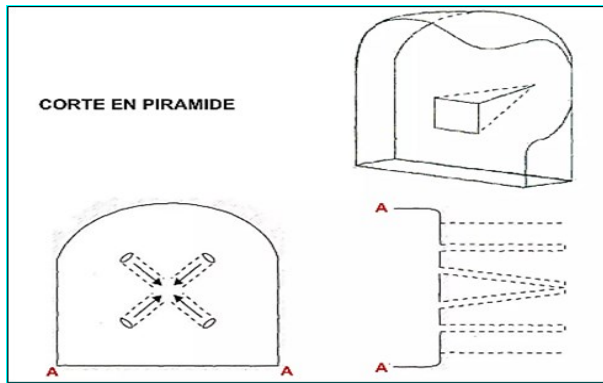
Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001

Corte en pirámide (center cut).

Involucra cuatro o más perforadoras que están dirigidas en un patrón que se encuentra concentrado en un punto hipotético en el centro y en el fondo del área a excavar, de forma que su activación inmediata produzca un espacio en forma de pirámide.

Figura 12

Corte en pirámide



Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001

Corte en cuña o en "v" (wedge cut).

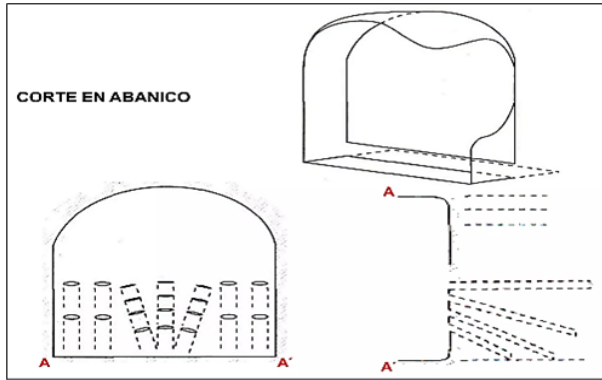
Trata de cuatro, seis o más taladros convergentes por pares en varios planos o niveles (no hacia un solo punto), de modo que la abertura abierta tenga la forma de una cuña o "trozo de pastel". Es de realización más fácil, parece de corto avance particularmente en túneles estrechos, tiene la dificultad de perforación. La realización de la cuña puede ser en sentido vertical horizontal. El ángulo adecuado para la orientación de los taladros es de 60° a 70°. Es más efectivo en rocas suaves a intermedia

Corte en cuña de arrastre (drag o draw cut).

Es prácticamente un corte en cuña efectuado a nivel del piso de la galería de modo que el resto del destroce de la misma sea por desplome. Se emplea poco en túneles más en galerías en mantos de roca suave.

Figura 13

Corte en cuña de arrastre



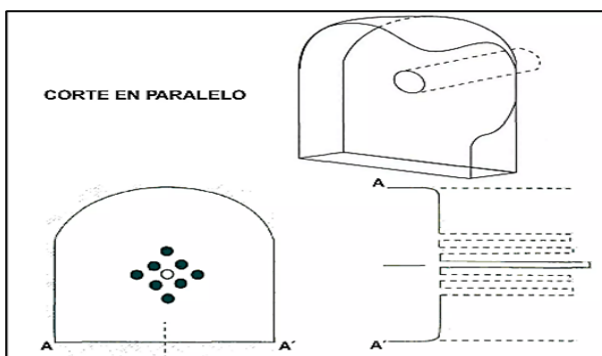
Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001

Corte quemado (burn cut).

Este corte consta de un rombo con cinco taladros es un sedefío simple, cuatro vacíos en los vértices y uno cargado al centro. Para ciertas condiciones de roca el esquema se invierte con el taladro central vacío y los cuatro restantes cargados.

Figura 14

Corte quemado



Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001

Para nuestro trabajo de investigación se da como uso el corte en paralelo, empleando 05 taladros de alivio (maricos) y 04 en la corona haciendo un total de 39 taladros cargados con una longitud efectiva de perforación 13 pies bajo una sección de 5.0 x 4.5 m.

2.2.3.3. Distribución y denominación de taladros.

El diagrama o trazo de distribución de taladros y de la secuencia de salida de los mismos presenta numerosas alternativas, la numeración de los faneles está amarrado al tiempo de salida y retardo que se le da para la distribución en la frente

Los taladros se distribuirán en forma concéntrica, que va desde el arranque cuadradores ayudas y los hastiales finalizando con la corona y el arrastre

Arranque o cueles.

Llamados también taladros centrales que dan inicio al detonar la cara libre, que se disparan primero para formar la cavidad inicial. Por lo general se cargan de 1,3 a 1,5 veces más que el resto.

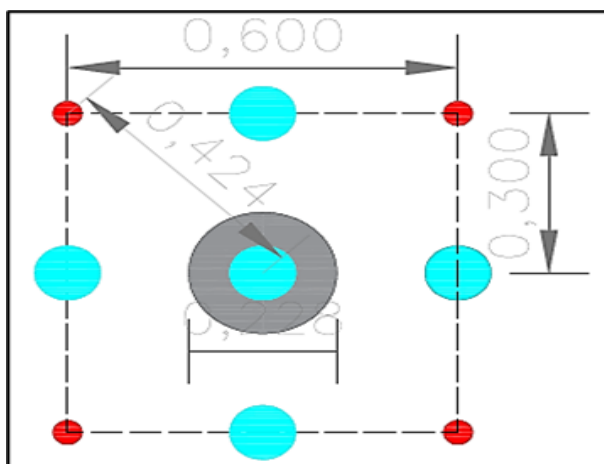
En la Unidad Minera Catalina Huanca se realiza la perforación con los siguientes equipos:

- (ROCKER BOOMER S1D) jumbos de un solo brazo de 14 y 16 pies.
- (ROCKER BOOMER S2D) jumbo de dos brazos únicamente 16 pies.

Sus indicadores son 450 m/día y 650m/día respectivamente.

Figura 15

Arranque que se usa en nuestra investigación



Fuente: Autor de la tesis

Ayudas.

Son los taladros que siguen después del arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial. De acuerdo a sus dimensión del frente varía el número y distribución comprendiendo a las primeras ayudas (contracueles), segunda y terceras ayudas (taladros de destrozo o franqueo). Salen en segundo término.

Cuadradores.

Los los taldros que dan mayor apertura para la cara libre.

Arrastre o pisos.

Corresponden al piso del túnel o galería; son los taladros que se disparan al final de toda la secuencia.

Corona.

Son los que corresponden al techo del tunel o galeria dan la formacion de la boveda, la secuencia de salida es en el penultimo.

2.2.3.4. Voladura

La voladura es una de las actividades principales de extracción de minerales en las operaciones de minería subterránea y a cielo abierto. El objetivo principal de la operación de voladura es la fragmentación de la roca. Para esto se requiere de una gran cantidad de agentes de voladura y accesorios. Los explosivos liberan una gran cantidad de energía durante la explosión, en donde, sólo el 20-30% es utilizada para la ruptura y el desplazamiento de las rocas, mientras que el resto de esta energía es desperdicia en forma de efectos secundarios ambientales (Ghasemi et al., 2011).

Voladura de una mina a tajo abierto



Fuente: Posada perforación y voladura.

Voladura en frentes de avance

Se realiza la perforación que son taladros de producción seguidamente se perfora los taladros de alivio que viene hacer su cara libre, en la unidad minera Catalina Huanca se realiza voladuras en frentes de secciones 4.5 X 4.5 , 5.0 X 4.5.

Voladura en Breasting

Se realiza el relleno para tener su cara libre de 1 metro seguidamente se realiza la perforación a voladura en breasting nos da un aproximado de 150 a 200 ton de material roto eso va depender de la sección y la longitud de barra con la que se realiza la perforación.

2.2.4. Explosivos

Es un explosivo toda sustancia que por alguna causa externa (roce, calor, percusión, etc.) se transforma en gas; liberando energía.

2.2.4.1. Agentes y Accesorios de voladura que se utiliza en la Unidad Minera Catalina Huanca.

Emulnor: Es una emulsión explosiva encartuchada que brinda mayor seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de gases de la voladura. Su uso está orientado a cualquier tipo de trabajo, con una modalidad de aplicación similar a las dinamitas convencionales.

Figura 17

Características técnicas de los explosivos

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:

	UNIDAD	EMULNOR 500	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	EMULNOR 5000
Densidad relativa	g/cm ³	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación confinado (*)	m/s	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
Velocidad de detonación sin confinar (**)	m/s	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
Presión de detonación	kbar	44	95	93	88
Energía	kcal/kg	628	785	920	1010
Volumen normal de gases	l/kg	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (***)	%	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (***)	%	77	120	142	159
Sensibilidad al Fulminante	—	N° 8	N° 8	N° 8	N° 8
Resistencia al agua	—	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	—	Clase 1	Clase 1	Clase 1	Clase 1

(*) Velocidad de detonación en tubo de fierro de 1 ½ pulgadas de diámetro.

(**) Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.

(***) Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Fuente: Famesa explosivos 2024

Se utiliza en Catalina Huanca EMULNOR 3000 1 ¼" x 12", EMULNOR 1000 1 ½" x 8" para realizar carguío de frentes, breasting y Taladros Largos.

Figura 18

Variedades de emulnor



Fuente: Famesa explosivos 2024

Super fam dos (Anfo)

El SUPERFAM DOS es un agente explosivo granular que tiene como componente el Nitrato de amonio en prills grado ANFO, es un combustible líquido y un colorante. Lo cual la mezcla se realiza en equipos sofisticados modernos de alta precisión que, con controles de calidad alta.

Figura 19

Superfam dos (Anfo)



Fuente: Famesa explosivos 2024

Figura 20

Características técnicas del superfán dos

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:

		UNIDAD	SUPERFAM DOS
Densidad aparente		g/cm ³	0,80 ± 0,05
Velocidad de detonación	Confinado en tubo de hierro de 2"	m/s	3 000 ± 300
	Confinado en tubo de hierro de 4"	m/s	4 000 ± 300
Energía tétrica por peso		kcal/kg	932
Volumen normal de gases		l/kg	1056
Energía relativa	Por peso	%	100
	Por volumen	%	100
Presión de detonación		kbar	51
Resistencia al agua		---	Nula
Diámetro crítico		mm	38

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Fuente: Famesa explosivos 2024

Accesorios de voladura

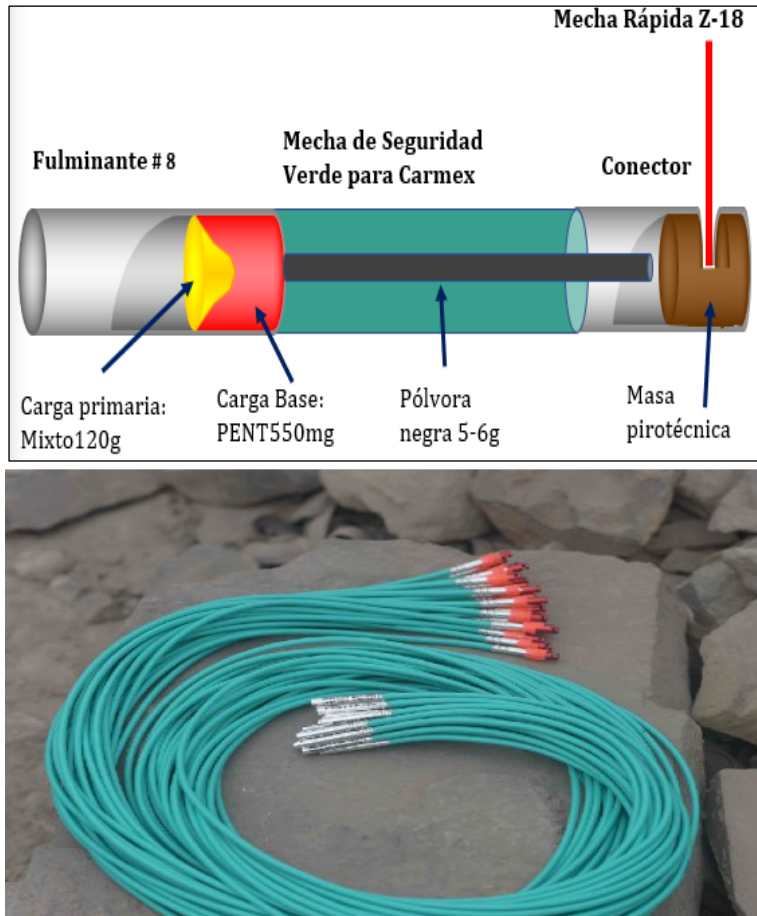
- Carmex. Long 7ft tiempo 7 min
- Fanel periodo largo LP (5.2-15-20) metros
- Fanel periodo corto PC (5.2-15-18-20) metros
- Mecha rápida

Agente de voladura

- Emulnor de 1000 velocidad de detonación 5800m/s
- Emulnor de 3000 velocidad de detonación 5700m/s
- Compuesto del anfo , nitrato de amonio y petróleo diesel 96%,6% respectivamente
- Pentacor 5P (5 gramos de pentrita por metro) velocidad detonación 7000m/s

Figura 21

Accesorios de voladura Carmex



Fuente: Famesa explosivos 2024

2.2.4.2. Ventilación de Minas

La ventilación en minería es el proceso de mover aire a través de una mina para que los trabajadores puedan respirar en un ambiente seguro y limpio.

Se tiene dos ventiladores de 240K CFM en paralelo que se encarga de extraer el aire viciado hacia el exterior. Par el ingreso del aire limpio se tiene dos bocaminas de ingreso a interior mina (Bocamina Bolívar- Túnel Sur) de secciones 4.5 X4.5 aproximadamente.

2.2.4.3. Limpieza

Es la extracción del material roto puede ser mineral o desmonte. En la Unidad Minera Catalina Huanca se realiza con los siguientes equipos.

EQUIPO	MODELO	CAPACIDAD	MARCA
SCOOPTRAM R1600H	R1600H	6.0 YD3	CAT
SCOOPTRAM R1700K	R1700K	7.5 YD3	CAT
SCOOPTRAM R2900G	R2900G	9.4 YD3	CAT

Su rendimiento en material de mineral y una distancia de 150 a 200 metros es de 70, 86 y 103 ton/hr respectivamente.

2.2.4.4. Desate de Rocas Sueltas

Es el procedimiento que realiza un trabajador minero para provocar la caída de roca suelta ya sea mecanizado o de manera convencional, que previamente ha localizado luego de revisar el área, esta roca suelta se encuentra en el techo (corona), pared (hastial) o frente de una labor en interior mina.

2.2.4.5. Sostenimiento

El sostenimiento en minería es el conjunto de procedimientos y materiales que se utilizan para mantener la estabilidad de la roca en una excavación subterránea. El objetivo es que la excavación pueda sostenerse por sí misma.

Tipos de Sostenimiento en Catalina Huanca

- Sostenimiento con pernos helicoidales de 7 pies y la malla eslabonada.
- Sostenimiento con Split set 7pies y traslape 5pies con malla electrosoldada calibre 10 y 8.
- Sostenimiento con swellex y traslape 5pies con malla electrosoldada calibre 10 y 8.
- Sostenimiento con cimbras de 3 cuerpos.
- Sostenimiento con cable bolting de 15, 10, 5 metros.
- Sostenimiento con shotcrete 2 pulg de espesor.

El equipo que se utiliza para su sostenimiento es el Boltec

Figura 22

La Boltec S bulonadora totalmente mecanizada



Fuente: Epiroc Equipos 2023

2.2.5. Diseño de malla subterráneo

La creación de mallas implica un grupo de perforaciones que se realizan en un frente, como una galería de cruce, la cual está diseñada considerando aspectos como la geometría, simetría, posición, orientación, inclinación y profundidad específicas.

El propósito de crear el plan de perforación y explosión es minimizar las malas ejecuciones en las detonaciones; se lleva a cabo para conseguir disminuir el índice de carga que regula el exceso de ruptura.

- Controlar los gastos de perforación y voladura.
- Tener como resultado un buen avance.
- Llevar una sección adecuada sin exceder la sobre rotura.
- Dar un secuenciamiento válido para taladros.

La red de perforación hace alusión a la disposición de los agujeros en una voladura. Se evalúa la conexión entre la carga en cada agujero y la separación entre ellos, así como su vínculo directo con la profundidad de la perforación. En los trabajos de voladura

subterránea, se presentan variaciones en comparación con las explosiones en minería a cielo abierto, debido a la ausencia de una cara adicional de liberación, que es común en numerosas operaciones superficiales.

2.2.6. Método de Roger Holmberg

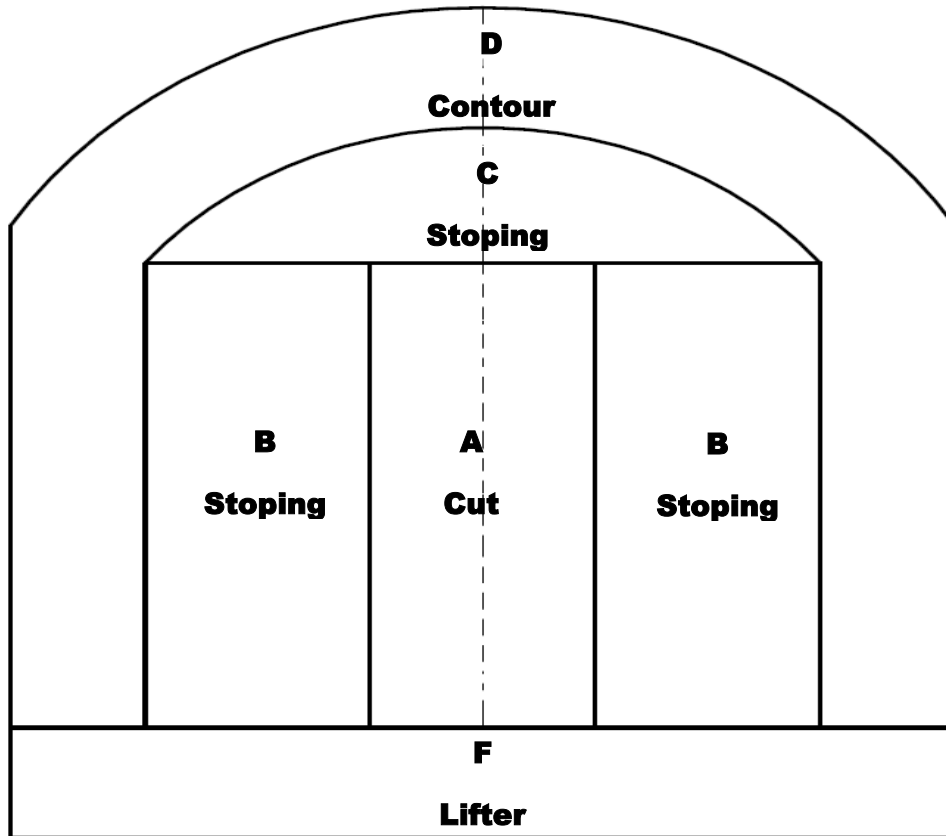
Roger Holmberg, (2021), actualiza la metodología de conceptos suecos, para el cálculo de perforación y voladura en laboratorios, este método tiene en cuenta la simplificación de los cálculos al dividir el frente operativo en cinco partes diferentes, así la broca se determina para cada sección anterior como una sección. todo. El avance lineal por disparo está limitado por el diámetro del orificio auxiliar y la desviación de los orificios, y el requisito para lograr un buen avance lineal por disparo que va ser 95% de la longitud del orificio perforado.

los parámetros necesarios.

- A: Sección de Corte (Cut)
- B: Sección de Tajeo (Stoping Section)
- C: Sección de Alza (Stoping)
- D: Sección de Contorno (Contour)
- E: Sección de Arrastre (Lifters)

Figura 23

Partes del túnel y sus secciones establecidas por Roger Holmberg



Fuente: Charge Calculations for Tunneling - Holmberg, R.

Tenemos la siguiente presentación para hallar la profundidad del taladro perforado ecuación.

$$H = 0.15 + 34.1 \phi - 39.4 \phi \dots (1)$$

corresponde (ϕ) taladros de alivio

Avance expresada (I) eficiencia se determina 95%:

$$I = 0.95 (H) \dots (2)$$

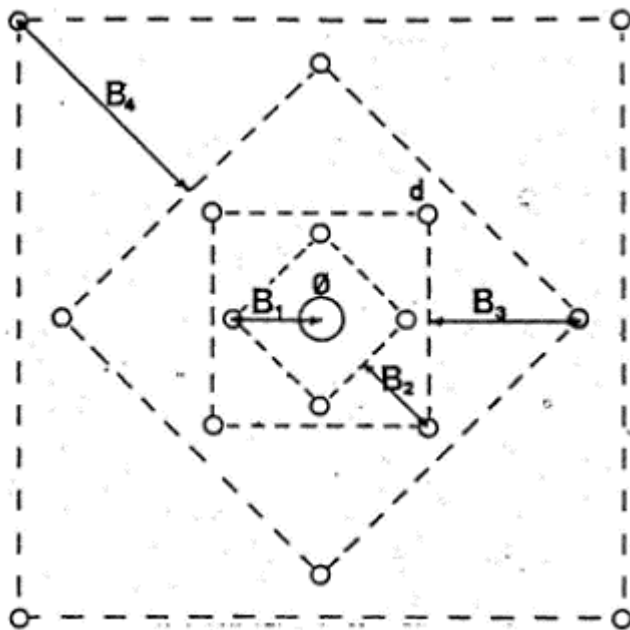
Desviación no mayor 2%

Para el caso se tiene la siguiente formula

$$\phi = d\sqrt{n} \dots (3)$$

Figura 24

Arranque para 4 secciones.



Fuente: *Charge Calculations for Tunneling - Holmberg, R.*

La geometría para los taladros del arranque de forma general y ensanchadores de arranque se denota en la figura.

a) Concentraciones de carga en el Primer Cuadrángulo

El factor de carga lineal se expresa de la siguiente manera kg/m

$$l = 1.5 (B\phi) 1.5 (B - \phi 2) \dots (4)$$

Los trabajos mineros subterráneos requieren un factor de carga lineal más elevado si se utilizan perforadoras de mayor diámetro. En Catalina Huanca se utiliza Anfo para la carga. El factor de carga lineal deberá incrementarse proporcionalmente al diámetro de la perforadora para mantener la fragmentación dentro del mismo rango. Por lo tanto, la fórmula 4 se reformulará para un diámetro de barreno general d (en metros) de acuerdo con la fórmula 5, teniendo en cuenta la masa rocosa y el tipo de explosivo que se empleará.

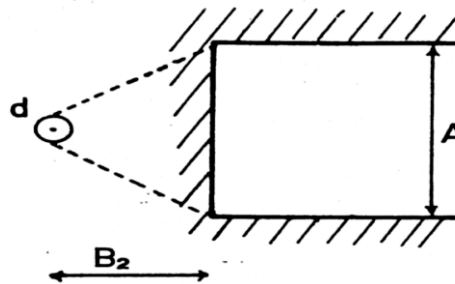
$$l = 55 d (B\phi) 1.5 (B - \phi 2) (c0.4) \text{SANFO} \quad (5)$$

Donde **SANFO** señala la potencia relativa por peso con respecto al ANFO, y C señala la constante de Roca.

b) Segundo Cuadrante

Figura 25

Geometría para una voladura de abertura rectangular



Fuente: Charge Calculations for Tunneling - Holmberg, R.

Teniendo el factor de carga lineal del explosivo que se utilizara, se precisa mejor el burden

N°6.

$$B = 8.8 * 10^{-2} [A * l * SANFOd * c]^{0.5} \dots (6)$$

Requiere para hallar el burden (B) para el nuevo cuadrante, considerar que al momento de perforar existe siempre falencias en el calculo por que nada es preciso.

$$F = \alpha 2H + \alpha 1 \dots \dots (7)$$

$\alpha 2$ es conocida como la desviación angular en m /m

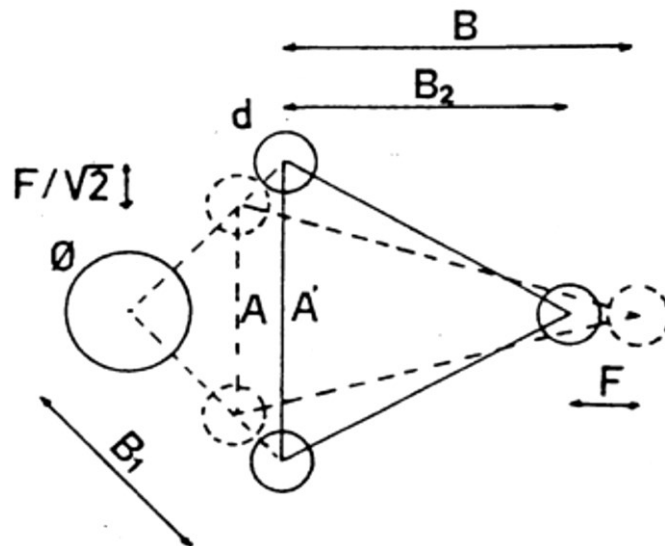
$$A = \sqrt{2}(B1 - F) \dots \dots (8)$$

Se debe reducir lara el burden, por consecuencia de la desviación que se da durante la perforación para obtener el burden práctico que será utilizado en el diseño de la malla de perforación y voladura, el cual se denota en la formula

$$B2 = B - F (9)$$

Figura 26

Factor que influye en la desviación del taladro.



Fuente: *Charge Calculations for Tunneling - Holmberg, R.*

Existen limitaciones que se toman en cuenta en la carga del segundo cuadrante B2, el cual tiene que hallarse dentro de los estándares.

$$B2 \leq 2A \quad (10)$$

Gustafsson, R., (1973), en su libro "Swedish Blasting Technique", SPI, Gothenburg, Sweden, menciona para cada cuadrante el burden debe ser:

$$B2 = 0.7 * A \quad (11)$$

c) Arrastres

Para calcular el burden del arrastre. son hallados con la misma ecuación que se tiene en bancos de superficie. Y un factor de fijación mayor es utilizado debido al efecto gravitacional y a un rango de tiempo mayor entre los taladros. El burden máximo (B) será resuelto con la formula N°11.

$$B = 0.9 * (l * sANFOc * f * EV)^{0.5} (m) \dots (11)$$

Nos indica f como el factor de fijación y c es la constante de roca corregida hallada con la fórmula N°12.

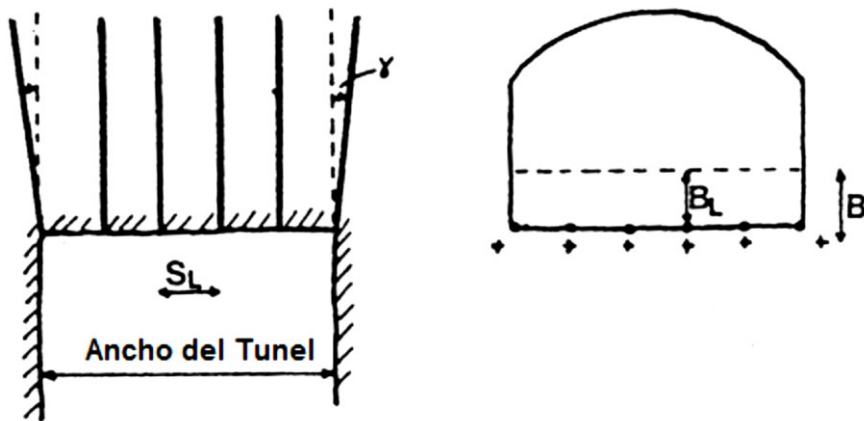
$$c = c + 0.05 \text{ si } B \geq 1.4 \text{ m } c = c + 0.07 * B \text{ Si } B < 1.4 \text{ m } (12)$$

Si se incrementa el espacio, el peso deberá disminuir en la misma medida. El promedio de fijación para las tracciones es:

$$f = 1,45$$

Figura 27

parametros de la Voladura para los arrastres.



Fuente: Charge Calculations for Tunneling - Holmberg, R

La fórmula N°13 Indica el número máximo de taladros de arrastre que se podrán utilizar en la zona de trabajo de la mina para nuestra malla.

$$N = \text{entero de } [(\text{Ancho del Tunel} + 2H \text{sen } \gamma) B + 2] \dots \dots (13)$$

Para calcular el espaciamiento SL para los taladros del arrastre que van al medio de la labor minera.

$$SL = (\text{Ancho del Tunel} + 2H \text{sen } \gamma) * N - 1 \dots (14)$$

Espaciamiento práctico.

$$S'L = SL - H \text{sen } \gamma \dots (15)$$

Burden práctico

$$BL = B - H \text{sen } \gamma - F \dots (16)$$

Para el factor de carga necesario para deflagrar la roca

$$hb = 1.25 BL \dots (17)$$

Se concluye con la siguiente formula, el factor de carga lineal (**hc**) para lo cual se tiene.

$$hc = H - hb - 10d \dots (18)$$

Es en este momento que se pueden analizar el separador práctico **SL** y la carga práctica **VL**.

d) Taladros de Tajeo

Los perforadores de tajeo en las áreas B y C no presentan grandes diferencias comparados con los resultados de los perforadores en los arrastres.

Roger Holmberg indica que el espaciamento ideal depende del diámetro del taladro y se determina mediante.

$$S = k d \dots (19)$$

La proporción S / B de 0,8 deberá ser utilizado.

Factor de carga esta relaciona con el diámetro de taladro

$$l = 90d^2 \dots (20)$$

Volumen de gas energía de explosión

$$Q_0 = 5.00 \text{ MJ/kg}$$

$$vgo = 0.850 \text{ m}^3\text{kg}$$

Tabla 1

Capacidad de rotura del explosivos para fragmentar la roca

EXPLOSIVO	CAPACIDAD DE ROTURA OBSERVADA	RELACION DE LA ENERGIA DE EXPLOSIVO (e)	RELACION DEL VOLUMEN DEL GAS	Scale $\frac{5}{6}e + \frac{1}{6}g$	NUMERO DE DISPARO
LFB	1	1	1	1	
LFIV	1.04 ± 0.05	1.06	0.98	1.04	
G-Borenit	0.96 ± 0.07	0.94	0.71	0.9	
Nitrolit	0.80 ± 0.06	0.8	0.98	0.83	
304^1	1.30 ± 0.07	1.52	0.36	1.33	
LFB	1	1	1	100	15
G.D	1.23	1.35	1.35	127	2
Securit	0.93± 0.03	0.85	0.85	88	4
Nabit	0.88± 0.04	0.9	0.9	88	3
Nabit 2	0.91	0.89	0.89	91	1
Amatol	0.9	0.86	0.86	88	2
Na Ol	0.88	0.88	0.88	85	1
Na 12	1.00 ± 0.05	1.02	1.02	99	2
Imatrex	0.62 ± 0.02	0.98	0.98	89	8

Fuente: Investigation realized Holmberg.

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

2.3.1. Barras

Son como varillas o tubos de material (aceros acoplables) que tienen como función transmitir el impacto del martillo a la broca, ubicada en uno de sus extremos, las barras pueden ser tubulares, hexagonales, rígidas etc. Y sus acoplamientos de rosca corrida, como roscado, cono de embone liso.

2.3.2. Brocas

- Brocas de pastillas o plaquitas.
- Brocas de botones.
- Brocas escariadoras (rimadoras)

Las brocas más usadas son de 38 mm, 45 mm y 64 mm para sostenimiento frentes y taladros largos; respectivamente.

2.3.3. Optimización

La mejora continua es un componente de este proceso, que afecta a la producción minera y a la reducción de costes.

2.3.4. Cebo

Es un compuesto integrado por Emulnor y el fulminante fanel ya sea de periodo largo o corto. De otro modo también el Carmen puede cumplir la función.

2.3.5. Cordón Detonante (pentacor)

Es conocido también como Pentrita o PETN; es utilizado para asegurar la sensibilidad en la columna explosiva de los taladros, tiene una alta Velocidad de Detonación (7000 m/s). el tipo 3P es lo que se utiliza en la unidad minera Catalina Huanca, comúnmente se utiliza en la corona para realizar voladura controlada con el único fin de realizar simpatía en la columna de carga.

2.3.6. Mecha Rápida

Este accesorio de detonación, que consta de dos cables, una cubierta exterior de plástico y una masa pirotécnica en su interior, se utiliza para activar la mecha lenta de forma segura mediante el casquillo ranurado de la mecha lenta.. En la unidad minera CH se utiliza solo 10 cm que ayuda a dar la iniciación.

2.3.7. Carmex

Accesorio de seguridad que nos permite dar tiempo después de su iniciación de la mecha rápida un promedio de 7 minutos.

2.3.8. Taladro

Es un agujero o abertura cilíndrica hecho o realizado en el macizo rocoso se realiza con el único objetivo de introducir explosivo para deflagrar la roca.

2.3.9. Avance

Es la distancia de avance efectiva promedio medida desde un punto topográfico

2.3.10. Burden

Longitud corta que se toma desde el alivio hacia el arranque.

2.3.11. Espaciamiento

Longitud que se mide entre taladros de producción.

2.3.12. Fanel

Es un accesorio que nos permite dar el tiempo para una secuencia de voladura.

2.3.13. Malla de perforación

Es como una plantilla perforado y distribuida geométricamente de forma regular entre burden y espaciamiento todo ello relacionado con la profundidad de la perforación.

2.3.14. Vibración

Movimiento oscilante de un medio sólido o líquido al paso de una onda de deformación.

2.3.15. Voladura controlada

Es una técnica usada para controlar la sobre excavación y llevar una sección adecuada, llevando un perímetro final competente, puede ser de pre – corte, recorte, perforación con taladros de alivio en el contorno de la sección, voladura amortiguada.

2.3.16. Frente soplado

Es un disparo que se realiza sin potencia, no existe rotura ni empuje con respecto al material usualmente se produce por falta de control en el carguío.

2.3.17. Tiro retardado

No es habitual y puede suceder debido a un fallo en el detonador de retraso o a una mecha de seguridad defectuosa o excesivamente lenta. No sale en su tiempo que se estima, es una condición desfavorable para el trabajador.

2.3.18. Taladro confinado

Es cuando el explosivo queda comprimido dentro de los taladros dando un parecer como si no se hubiera perforado la frente.

2.3.19. Tiro cortado

Es cuando uno de los accesorios de voladura no dio su iniciación o se haya perdido la secuencia por tal motivo no se da la voladura.

2.3.20. Taladros anillados

Cuando al momento de detonar no logra fragmentar la roca por completo ya sea por falta de carga o la perforación salió desviado.

2.3.21. Tacos

Es la longitud mínima que queda en el frente después de la voladura.

2.3.22. Tiros prematuros

Se da en casos cuando un fanel que no esta de acuerdo a la secuencia de voladura detona antes que el otro dando la probabilidad de ocurrir un tiro cortado o soplado.

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACION

3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

El presente trabajo de investigación es de tipo aplicativo, cuantitativo y cuasiexperimental.

Es de tipo aplicativo de causa y efecto, causa es el diseño de la malla de perforación como también el tipo de la carga explosiva a utilizar para la voladura, el efecto es el resultado que se tiene después de la voladura y con esto se reducirá las incidencias de

voladura deficientes en la ejecución de labores que se tiene en la compañía minera Catalina Huanca.

Es cuantitativa por qué se utiliza medidas métricas para valorar el costo, metros de avance lineal, cantidad de carga explosiva por taladro, sobre excavación y tiempo de ejecución.

3.2. DISEÑO METODOLÓGICO

La investigación es tipo descriptivo y experimental. La metodología de esta actividad consistirá en la evaluación de las operaciones de perforación y voladura para poder diseñar la malla de perforación y la selección de la carga explosiva en labores de preparación, desarrollo e infraestructura que viene desarrollando la compañía minera Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C. De igual forma es una investigación evolutiva porque propone una solución a nuestro problema de investigación.

3.3. TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACION

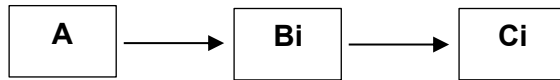
3.3.1. Tipo de investigación

El estudio fue de tipo aplicativo, causa y efecto, siendo la causa es el diseño de la malla de perforación y como efecto van a ser los resultados que se tienen después de la voladura, así determinar el nuevo diseño de malla de perforación. Según Sánchez & Reyes (2006), mencionan que la “investigación aplicada, por ser una puesta en práctica del saber científico, constituye el primer esfuerzo para transformar los conocimientos científicos en tecnología”.

3.3.2. Nivel de investigación

El nivel de la investigación experimental.

3.4. DISEÑO DE LA INVESTIGACION



A : Muestra del elemento de estudio.

Bi : Variable de estudio $i = 1,2\dots$

C : Resultados de la medición de las variables

3.5. POBLACIÓN

En el caso de nuestra investigación la población estará constituida por las labores de desarrollo del cuerpo mineralizado Melissa 3 Catalina Huanca.

Para Hernández Sampieri (2018), "una población es el conjunto de todos los casos que concuerdan con una serie de especificaciones" (p. 65).

3.6. MUESTRA

En nuestra investigación la muestra está constituido por la labor de desarrollo Rp (-) 3837 de sección 5.0 x 4.5 m, de longitud 250 m.

3.7. FORMULACION DE LA HIPOTESIS

3.7.1. Hipótesis general

- El diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg influye positivamente en la reducción de deficiencias de voladura en Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024.

3.7.2. Hipótesis específico

- El diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg influye positivamente en la eficiencia del avance de la Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024.
- El diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg influye positivamente en la mejora del factor de carga de la Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024.
- El diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg influye positivamente en la disminución del porcentaje de sobre rotura, en la Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca.

3.8. VARIABLES E INDICADORES

3.8.1. Variable Independiente

Diseño de malla de perforación.

Indicadores:

- Burden y espaciamiento
- N° de Taladros
- Longitud de perforación

3.8.2. Variable dependiente

Reducción de deficiencias de voladura.

Indicadores:

- Eficiencia de avance
- Factor de Carga
- Eficiencia de voladura

3.9. OPERACIONALIZACIÓN DE LAS VARIABLES, DEFINICIÓN CONCEPTUAL Y OPERACIONAL

Variable	Definición Conceptual	Indicadores	Tipo de variable
<p>Variable independiente</p> <p>X: Diseño de malla de perforación</p>	<p>La malla de perforación se refiere a la distribución de los taladros en una voladura y tienen una ubicación, diámetro, profundidad, inclinación, burden y espaciamiento entre los taladros. Este diseño busca optimizar la fragmentación de la roca, reducir los gastos de perforación, minimizar el uso de explosivos, obtener buen avance, determinar el orden y salida de taladros y garantizar la seguridad del proceso. Se basa en factores como la geología del terreno, el tipo de roca y el tamaño de la voladura deseada.</p>	Burden y espaciamiento	<p>Cuantitativo</p>
		N° de Taladros	
		Longitud de perforación	
<p>Variable dependiente</p> <p>Y: Deficiencias de Voladura</p>	<p>Los indicadores de voladura son mediciones que nos ayudan a identificar el rendimiento después del proceso de perforación y voladura, nos indica el nivel de desempeño en base a uno o más objetivos que hemos fijado con anterioridad. Además, se va utilizar para comparar la información y determinar las estrategias para controlar los parámetros de los distintos indicadores y tomar decisiones óptimas.</p>	Eficiencia de Avance	<p>Cuantitativo</p>
		Factor de Carga	
		Eficiencia de voladura	

3.10. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.10.1. Técnica de recolección de datos

Control de tiempo de los equipos de perforación y voladura de la Rp(-)3837 y revisiones bibliográficas.

Las unidades de muestreo para la investigación son:

- Número de taladros.
- Número de emulnor 12" /taladro.
- Volumen del material roto.
- Tonelaje del material obtenido.
- Kilogramos de explosivos utilizados.
- Porcentaje de rotura
- Avance lineal.
- Porcentaje de cumplimientos de los avances lineales.

3.10.2. Instrumentos para la recolección de datos

Los instrumentos a utilizar para el estudio serán; mapeo geomecánica, planos topográficos, formatos de reporte de avances por guardia, reporte de operación Jumbo por guardia, reportes de avance semanal y mensual, libretas de campo.

CAPITULO IV

RESULTADO Y DISCUSION

4.1. GENERALIDADES DE LA UNIDAD MINERA CATALINA HUANCA

4.1.1. Ubicación política

La Unidad Minera Catalina Huanca se ubica en las estribaciones orientales de la Cordillera Occidental de los Andes del Centro del Perú. Políticamente pertenece al Distrito de Canaria, Provincia de Víctor Fajardo, Región de Ayacucho, a una altitud de 3,400 m.s.n.m.

Tabla 2

Ubicación en coordenadas UTM WGS 84

Coordenadas Este	Coordenadas Norte
615 200	8 454 200

Fuente: Geología y planeamiento unidad minera Catalina Huanca.

4.1.2. Ubicación en coordenadas geográficas

Tabla 3

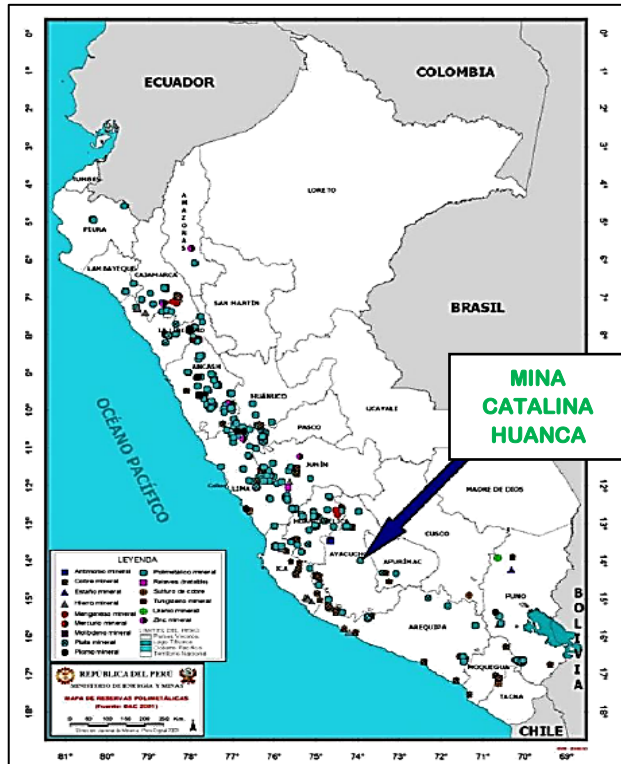
Coordenadas geográficas

Latitud Sur	Longitud Oeste
13° 59' 17"	73° 55' 24"

Fuente: Geología y planeamiento UMCH.

Figura 28

Mapa ubicación de la Unidad Minera Catalina Huanca



Fuente: Geología y planeamiento UMCH.

4.1.3. Accesibilidad

De lima hacia la unidad se tiene dos rutas.

Tabla 4

Ruta de acceso hacia la unidad Minera Catalina Huanca

		RUTA	
ORIGEN	DESTINO	DISTANCIA (km)	TIEMPO(Hr)
Lima-Nazca-Pampa Galeras	Mina	716	11
Lima-Pisco-Ayacucho-Huancapi	Mina	921	12

Fuente: Geología y planeamiento UMCH.

4.1.4. Geología Regional

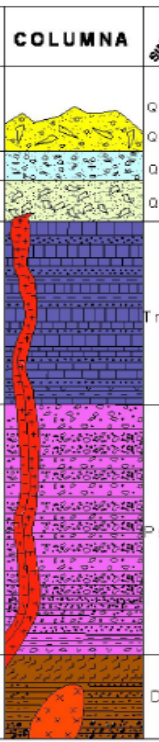
Como evidencian los Grupos Mitu (Ps-m) y Pucará (Tr-Jr), la secuencia litológica de la región está constituida por rocas sedimentarias que datan desde el Pérmico Superior (Paleozoico), Triásico y Jurásico Inferior del Mesozoico hasta el Cuaternario. En una orientación NO-SE, estas unidades rocosas se encuentran formando una franja. Pendientes abruptas y valles interandinos con ríos de la cuenca Cangallo-Pampas y afluentes del río Apurímac definen el terreno de la región. El río Pampas fluye hacia el este desde el oeste.

4.1.5. Estratigrafía

La quebrada de Saclani, que corre en dirección S60°E, es el principal colector del drenaje superficial que llega al río Mishka, donde se observa la columna estratigráfica representativa de la mina. El yacimiento de Catalina Huanca está situado en las laderas de los cerros Hatun Orcco (4.000 msnm) y Monteruyocc.

Tabla 5

Columna estratigráfica de la Unidad Minera Catalina Huanca

ERA/TEMPO	ERA/TEMPO	ERA/TEMPO	UNIDAD	GRUPO AFIXADO EN M	COLUMNA	SÍMBOLO	DESCRIPCIÓN LITOLÓGICA
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO	DEP. ALUVIAL			Qn - al	Bloques, gravas, arenas y limos no consolidados
			DEP. COLUVIAL			Qn - co	
		PLEISTOCENO	DEP. FLUVIOGLACIAR			Qh - fg	Bloques, gravas, arenas y limos ligeramente consolidados
			DEP. MORRENICO			Qp - m	
~ Disc. Erosional ~							
MESOZOICO	TRIÁSICO	INFERIOR	GPO. PUCARÁ	>750		Trji - p	Calizas gris oscuras en bancos gruesos, intercaladas con porciones subordinadas de areniscas, yeso y lutitas oscuras en capas delgadas.
~ Disc. Angular ~							
PALEOZOICO	PERMIANO	SUPERIOR	GPO. MITU	>800		P s - m	Conglomerados, areniscas rojizas estratificadas en bancos de grosor medio, intercalados con lutitas rojas en bancos delgados, brechas y derrames lavicos andesíticos
	DEVONIANO	INFERIOR	GPO. EXCELSIOR			D - e	Esquistos areniscosos gris verdosos a pardo rojizos, arenas limolíticas finamente laminadas y cuarcitas grises estratificadas en bancos de 20 a 50 cm. intruido por granito Querobamba
~ Disc. Erosional ~							
Geología	: INGEMET	CATALINA HUANCA SOCIEDAD MINERA SAC				FECHA:	
diseño	: INGEMET	DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA				Setiembre	
Dibujo Cad	: O. Ortiz	COLUMNA ESTRATIGRAFICA				LAMINA N°	
Revisión	: Carlos. R						

Fuente: Departamento de Geología Unidad Minera Catalina Huanca.

4.1.6. Reserva probado y probable

La base de datos, procedimientos y metodología utilizados por CATALINA HUANCA SOCIEDAD MINERA S.A.C. (CHSMSAC) para la Estimación de Recursos Minerales revisada durante nuestra visita para el presente reporte técnico (análisis exploratorio de datos, validación de datos, análisis del variograma, kriging ordinario, densidad, validación del modelo, clasificación de recursos y resultados de la estimación), tiene una fecha efectiva al 31 de diciembre del año 2022 y el informe publicado se ajusta y cumple con el formato técnico NI 43101-F1. , lo que permite Validar y Certificar la “Estimación

de Recursos de Mineral a Diciembre 2022". La estimación clasificada de recursos minerales de un depósito mineral tiene por objetivo asignar la confianza suficiente y necesaria a la calidad de datos, parámetros y métodos de estimación empleados, por ende, dominios de estimación; y tiene como propósito asegurar y garantizar la calidad y cantidad de recursos minerales que se puedan explotar para alimentar a la planta de beneficio de minerales, adquiriendo una relevancia fundamental especialmente en el abordaje financiero. Los Recursos Minerales al final del ejercicio, es decir al 31 de diciembre del año 2022. Aplicando metodología geoestadística, reporta los siguientes resultados:

Tabla 6

Recursos minerales diciembre 2023

Categoría de los Recursos	Tonelaje (TMS)	Pb (%)	Zn (%)	Oz Ag/T	Cu (%)	Gr Au/T	NSR (US \$/T)
MEDIDOS	2 466,000	0.80	6.99	0.66	0.05	0.10	167
INDICADOS	10 653,000	0.63	6.79	0.67	0.06	0.09	160
TOTAL RECURSOS	13 119,000	0.66	6.83	0.67	0.06	0.09	162
INFERIDOS	7 511,000	0.66	7.34	0.87	0.10	0.09	174
TOTAL	20 630,000	0.66	7.02	0.74	0.07	0.09	166

Fuente: Departamento de Geología Unidad Minera Catalina Huanca.

Se tiene un Cut Off de 75.0 \$/TMS.

En el siguiente cuadro se puede apreciar el inventario de recursos de minerales, el mismo que reporta una cantidad total de 22'089,000 TMS, con aproximadamente un NSR promedio de US \$ 159.

4.1.7. Inventario de recursos minerales

El "INVENTARIO DE RECURSOS MINERALES – AL 31 DICIEMBRE 2022" publicado por el Departamento de Geología de la empresa CATALINA HUANCA SOCIEDAD MINERA S.A.C. (CHSMSAC) y entregado a la empresa consultora BO CONSULTING S.A.C., con fecha 18 de febrero 2023 se tiene una cantidad de 20'630,000 TMS, con las siguientes leyes: 0.66% de Pb, 7.02% de Zn, 0.74 Oz Ag/TM, 0.07% de Cu y 0.09 Gr Au/TM.

La mayor concentración porcentual de tonelajes de los recursos minerales reportados, se encuentran distribuidos en las siguientes estructuras: 1) Doña María Piso con el 22.58% (1 359,000 TMS de RM Medidos, 3 178,000 TMS de RM Indicados y 121,000 TMS de RM Inferidos; 2) Gloria con el 8.64% (998,000 TMS de RM Indicados y 784,000 TMS de RM Inferidos; 3) Gloria 1 con el 6.00% (228,000 TMS de RM Indicados y 1 010,000 TMS de RM Inferidos y 4) Amanda 3 Techo con el 5.60% (409,000 TMS de RM Indicados y 747,000 TMS de RM Inferidos.

4.2. DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION DE LA RP (-) 3837

La RP(-)3837 tiene el tipo de roca arenisca, sección de la rampa es de 5.0 X 4.5 m donde se realizó el seguimiento de la perforación y voladura, observando las deficiencias de voladura se realiza un replanteo se identificó una mala distribución de los taladros ocasionando perdidas en el ciclo de minado sobre excavación consumo excesivo de accesorios de voladura y agentes.

4.2.1. Perforación y voladura de la Rp (-) 3837 antes del nuevo diseño

Se tiene un operador de Jumbo con su respectivo ayudante, un líder de labor con su ayudante quienes se encargan de realizar la perforación y realizar el carguío de la frente y cumplir el ciclo de minado.

4.2.1.1. Perforación

La perforación de la Rampa se realiza con el equipo Boomer S2 de dos brazos dotado de dos potentes brazos BUT S, el Boomer S2 es el equipo de perforación más productivo con barras de 16ft y brocas de 45mm y 102mm, el seguimiento se realizó durante 1 mes.

Tabla 7

Información de la Rp (-) 3738, antes del nuevo diseño

INFORMACION DEL FRENTE ANTERIOR		
N° taladros perf	54 unid	
Sección	5.0 X 4.5 metros	
Radio del túnel	1.25 metros	
Densidad material	2.7 kg/m ³	
Long de la barra	14 pies	4.27 metros
Long de perforación	13 pies	3.96 metros
Eficiencia de perforación	93%	
Long de avance/ disparo	3.64m	
Eficiencia de disparo	92%	

Fuente: Autor de la tesis

4.2.1.2. Voladura

Para la voladura en la Rp(-)3837 se utiliza para el cebo, EMULNOR 3000 1 ¼" x 12", y para la voladura controlada en la corona se utiliza EMULNOR 1000 1 ¼" x 12", y para llenar la columna de carga se utiliza SUPERFAM DOS(ANFO) densidad lineal de la

columna de carga es 1.27kg/m. Todo esto se calcula mediante la densidad del anfo que es 0.8g/cm³

Se realizo seguimiento en campo un promedio de 3 meses tomando datos a diario y realizando análisis.

Tabla 8

Accesorio y explosivos utilizados.

ACCESORIOS Y AGENTE DE VOLADURA UTILIZADA		
	CANTIDAD	UNIDAD
N° taladros Cargados	54	un
Longitud de taladro	3.64	m
Taco promedio	0.20	m
EMULNOR 3000 1 ¼" x 12"	110	und
EMULNOR 1000 1 ¼" x 12",	40	und
SUPERFAM DOS(ANFO)	122	kg
Carmex	2	und
Pentacor	35	m
Fanel periodo largo (LP)	45	und

DISTRIBUCIÓN DE CARGA				
DISTRIBUCIÓN DE TALADROS	TAL. / DISP.	E-3000 1 1/4x12	E-1000 1 1/4x8	ANFO (KG)
Alivio	5			
Corona (Alivios)	4			
Arranque	4	4		17
Ayuda	4	4		17
Producción	23	23		75
Hastiales	4	4		14
Arrastre	5	60		
Corona	5	5	40	
TOTAL / DISPARO	54	100	40	122

4.2.2. Cálculo de Indicadores de Perforación y Voladura

4.2.2.1. volumen

Vol = Sección x Long de Avance/disparo

Calculamos la sección:

$$Area (s) = \left(\frac{\pi r^2}{2} \right) + (r * (A - (2 * r))) + (A * (H - r))$$

S : Área de la sección del túnel.

A : Ancho del túnel.

H :Alto del túnel.

R :Radio del arco de la bóveda

Π :Valor constante

$$Area (s) = \left(\frac{3.14 * 1.25^2}{2} \right) + (1.5 * (5 - (2 * 1.5))) + (5 * (4.5 - 1.5))$$

Seccion = 19.5 m²

Remplazamos para calcular volumen

Vol= 19.5 x 3.64

Vol= 71 m³

4.2.2.2. Determinamos tonelada

Ton = V x p

Ton=71 x 2.70

Ton= 191.7 ton

4.2.2.3. Factor de carga

$$Fc = \frac{kg \text{ explosivo total}}{\text{toneladas metricas rotas}}$$

$$Fc = \frac{136}{191.7}$$

Fc = 0.7 Kg/ton

4.2.2.4. Factor de energía

Energía liberada del anfo en el disparo

$$E = \frac{900 \text{ cal}}{\text{gr}} \times 33900 \text{ gr}$$

$$E = 30,510,000 \text{ cal}$$

$$E = 30,510 \text{ kcal}$$

4.2.2.5. Energía liberada de las emulsiones en el disparo

$$E = \frac{920 \text{ cal}}{\text{gr}} \times 3180 \text{ gr}$$

$$E = 2,925 \text{ kcal}$$

4.2.2.6. Factor de energía total

$$Fe = \frac{\text{energias de anfo} + \text{energía de emulsion}}{\text{toneladas metricas rota}}$$

$$Fe = 2749.64 \text{ kcal/tm}$$

4.2.2.7. Eficiencia de la voladura

$$Fe = \frac{\text{avance efectivo}}{\text{longitud de taladro}}$$

$$Fe = \frac{3.68}{3.96} \times 100$$

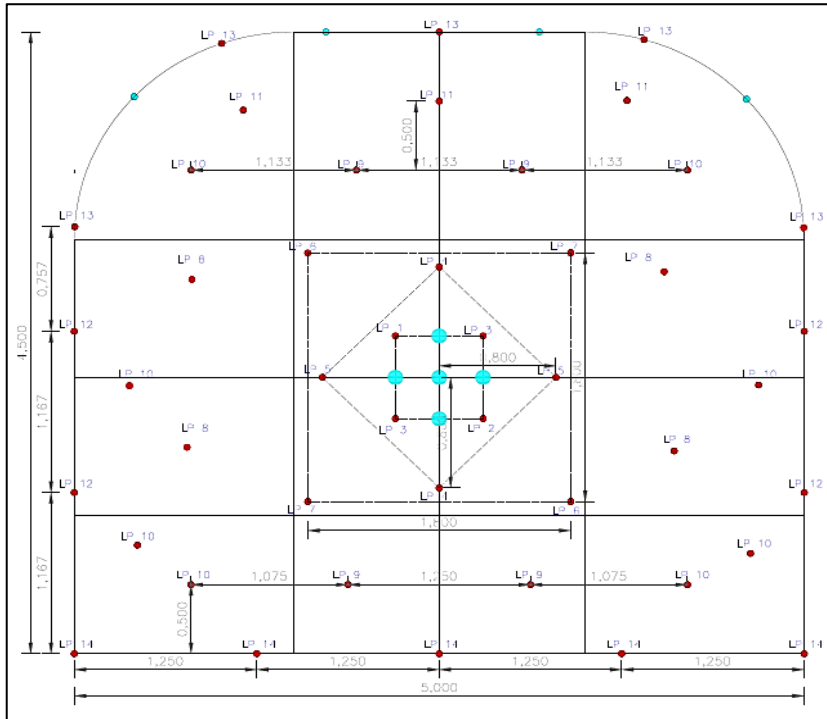
$$Fe = \frac{3.65}{3.96} \times 100$$

$$Fe = 92\%$$

Malla de Perforación de Rp (-) 3837, antes del diseño nuevo

Figura 29

Malla anterior de la RP(-)3837



Fuente: Departamento de operaciones mina Catalina Huanca

4.2.3. Causas que retrasan las operaciones unitarias

Durante la perforación

El tiempo que se emplea durante la perforación con equipo Jumbo de dos Brazos se realiza 1 hora y 20 minutos.

Causas:

- Baja disponibilidad de los equipos (correctivos en el proceso)
- Condiciones de labor (vía mal estado, raspado frente, desate, sostenimiento)
- Servicios (energía, agua, aire)
- Marcado topográfico (gradiente, centro, dirección geológica)

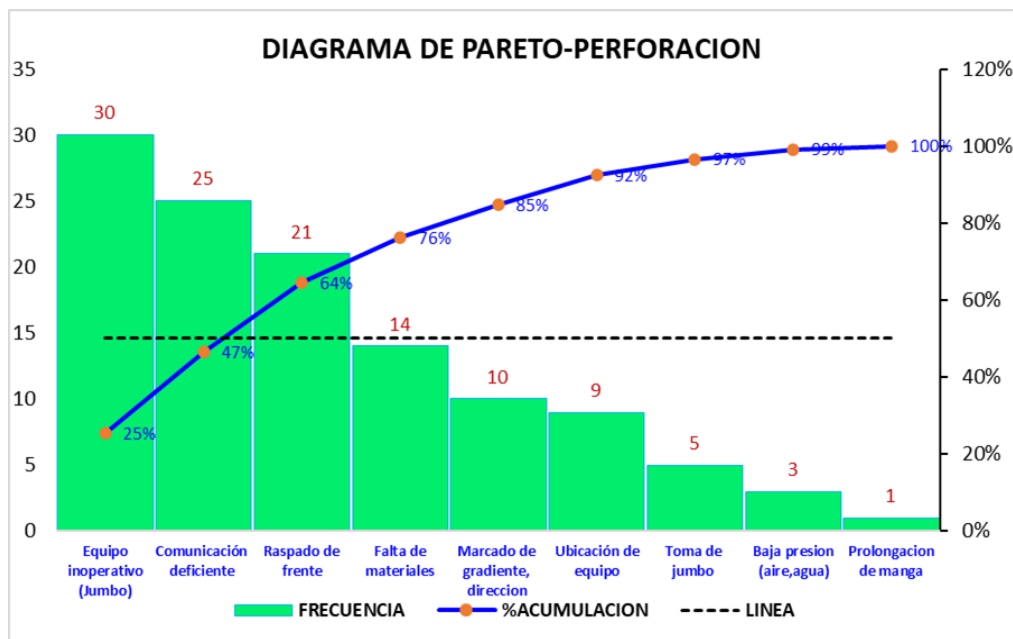
- Supervisión ineficiente (criterio, herramientas de gestión sin firma, autorizaciones vencidas, no verifican planos, no siguen el plan semanal).
- Comunicación deficiente líder de labor y operador de jumbo (el líder de labor debe tener claro la cantidad de pies perforados, de igual manera el bodeguero llevar la carga de acuerdo a lo que se perfora).
- Deficiencia en el afilado de brocas.
- Mapeo geomecánica (debería identificas y realizar la interpretación de las fallas y el tipo de terreno para recomendar la cantidad de pies perforados)
- No se perfora los taladros de alivio en la corona.
- No se realiza el afilado de las brocas.
- jefe de guardia debe realizar su orden de manera específica como la sección de la labor, proporcionar la información geo mecánica al personal (líder de labor)
- Se debe cambiar la broca cada 15 taladros en terrenos de tipo conglomerado.
- Los jefes de sección deberían reportar con claridad y precisión todas las actividades que se realizó en la guardia como también los pendientes.
- Durante todo el proceso de pintado de malla, gradiente y dirección se deberá inspeccionar la zona de trabajo y realizar los controles necesarios.
- El entubado de los taladros se debe realizar en terrenos que presentas geodas de tipo conglomerado.
- Las condiciones geológicas desfavorables del macizo rocoso que generan sobre excavación desplazamientos ya no se toman en cuenta.

Se realiza el diagrama de Pareto mediante los datos obtenidos en campo

Tabla 9

Principales causas que afectan la perforación

DEMORAS OPERATIVAS EN LA PERFORACION			
DEMORAS	FRECUENCIA	% ACUMULADO	LINEA
Equipo inoperativo (Jumbo)	30	25%	50%
Comunicación deficiente	25	47%	50%
Raspado de frente	21	64%	50%
Falta de materiales	14	76%	50%
Marcado de gradiente, dirección	10	85%	50%
Ubicación de equipo	9	92%	50%
Toma de jumbo	5	97%	50%
Baja presión (aire, agua)	3	99%	50%
Prolongación de manga	1	100%	50%



Fuete: Autor de la tesis.

Se puede observar que las demoras son constantes con respecto a los equipos, se puede concluir que no tenemos disponibilidad mecánica eficiente para realizar la perforación.

Durante la voladura

El tiempo de carguío para frente de 39 taladros de longitud 13ft sección 5.0 X 4.5 m es (40 minutos a 1 hr).

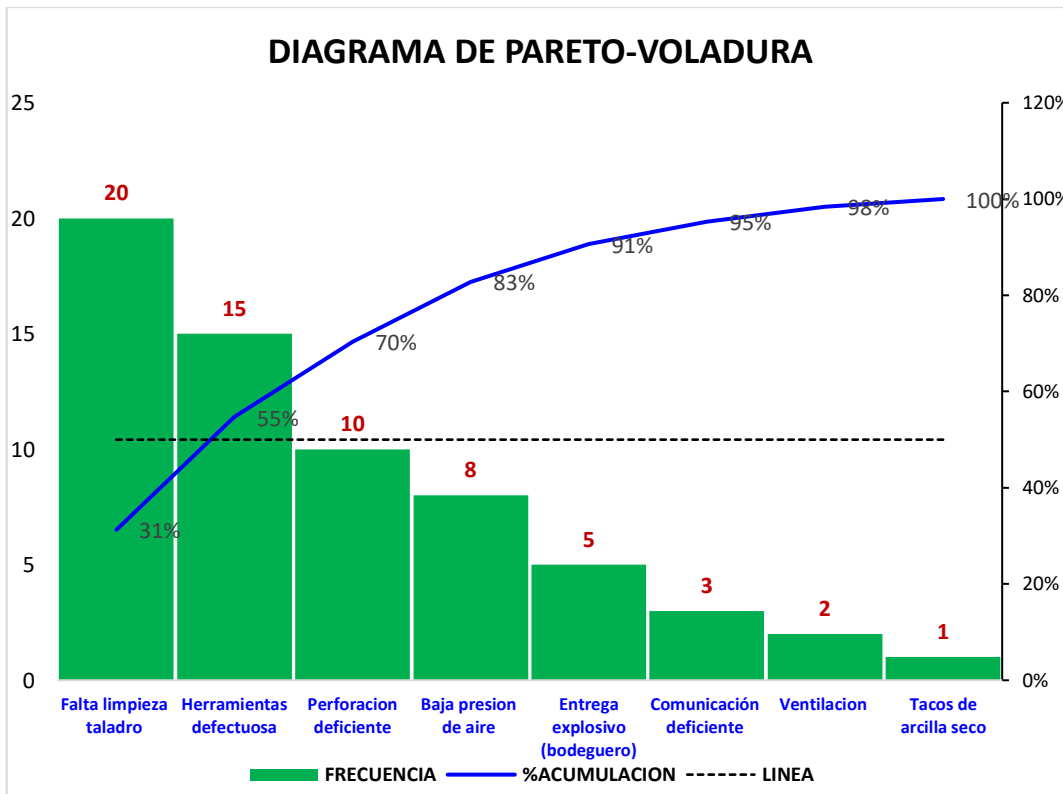
Causas:

- No se realiza bien el amarre de los faneles (secuencia)
- Las cucharillas no tienen la medida requerida (3.5m-4.0 m)
- No realiza el carguío a la hora adecuada.
- No revisa amarre de los faneles antes del chispeo.
- No realiza la perforación de cuneta en las rampas principales.
- No realiza entubado de taladros.
- Presencia de agua
- Falta prolongar tubería de aire.
- Falta de comunicación bodeguero y líder de la labor.
- No se cumple el procedimiento y estándar de carguío .
- No es constante el uso de tacos de arcilla en la frente .
- No se realiza bien la limpieza de los taladros.
- Ventilación deficiente (prolongación de mangas)
- Baja presión de aire. (servicio)
- Bodeguero lleva la carga tarde.

Tabla 10

Demoras que afectan la voladura

DEMORAS OPERATIVAS EN LA VOLADURA			
DEMORAS	FRECUENCIA	% ACUMULADO	LINEA
Falta limpieza taladro	20	31%	50%
Herramientas defectuosas(cucharillas)	15	55%	50%
Perforación deficiente	10	70%	50%
Baja presión de aire	8	83%	50%
Entrega de explosivo (bodeguero)	5	91%	50%
Comunicación deficiente	3	95%	50%
Ventilación	2	98%	50%
Tacos de arcilla seco	1	100%	50%



Fuete: Autor de la tesis.

4.2.3.1. Medida de control y plan de acción

Las medidas de control se fueron aplicando de manera progresiva de acuerdo al diseño de la malla de perforación voladura con monitoreos constantes dejando una la contra de avance en los hastiales de dicha labor.

- Se capacitó a los operadores de equipo jumbo como a los líderes de labor y ayudante, juntamente con el técnico de voladura de la contrata Famesa sobre los procedimientos y estándares de perforación y voladura.
- Se realiza instructivo para poder sacar explosivo de acuerdo a la sección y longitud de perforación.
- Se logra la correcta manipulación y empleo de los accesorios y agentes de voladura por parte del personal. Dando inicio con el bodeguero que es el personal que genera los vales de explosivo para sacar del polvorin.

4.2.4. Diseño de nueva malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg

Al observar los constantes tiros soplados, anillados y cortados en la RP(-)3837 se diseñó la malla de perforación y voladura mediante el método de Holmberg.

DATOS DE LA LABOR		
Labor:	RP-3837	Negativo
Turno:	Día	
Fecha:		
R.M.R.	48	
Resistencia. a la compresión.	75	Mpa
Densidad. de roca:	2.70	kg/m ³
Radio del baúl del túnel (r):	1.25	m
Factor de carga Suecia (C):	0.412	
Ancho (A túnel) :	5.0	m
Alto (H túnel):	4.5	m
Radio de la corona. (r):	1.25	m
Área (S):	21.82	m ²
Perímetro (P):	17.9	m
Distancia entre tal.(dt):	0.75	
Coefficiente de roca (C):	1.52	m
Ø. Taladros de producción. (Ø ₀):	0.045	m
Ø. Tal de alivio (Ø ₁):	0.102	m
N° de tal de alivio (N) :	5	und
Ø. Equivalente (Ø ₂):	0.228	m
N° tal de producción	39	und
Angulo de tal contorno/m (Y):	3	°/m
Desv. Angular (α):	0.02	m/m
Error de emboquille (e):	0.02	m/m
Error de perforación (ψ):	0.084	
Longitud de barra efectiva (H):	4.26	m
Longitud de perforación./tal (dato de campo):	3.96	m
Eficiencia. de perforación. (Ep):	94.5	%
Avance esperado/disparo (L):	3.8	m
Avance real/disparo:	3.75	m
Eficiencia. De voladura (Ev):	95	

4.2.4.1. Cálculo de la potencia relativa por peso del Anfo

$$RWS = \frac{\left(\frac{5}{6} + \frac{Q}{5}\right) + \left(\frac{1}{6} + \frac{v}{0.85}\right)}{0.84}$$

Donde:

RWS : Potencia relativa por peso del anfo

Q: Calor del explosivo del Anfo

V : Volumen de gases del Anfo

$$Fe = \frac{\left(\frac{5}{6} + \frac{3.82}{5}\right) + \left(\frac{1}{6} + \frac{1.05}{0.85}\right)}{0.84}$$

RWS=1

4.2.4.2. Determinamos constante de la roca corregida

$$C' = C + \frac{0.07}{0.6(H')}$$

Donde:

C' : Constante de la roca corregida (m)

C : constante de la roca (m)

H' : Longitud de taladro real (m)

$$C' = C \frac{0.07}{0.6(3.96)}$$

C' = 0.429m

4.2.4.3. Determinamos concentración de carga del Anfo

$$Cc = p \times A$$

Cc : Concentración de carga del anfo

P : Densidad del anfo

A : Área del orificio del taladro

$$C' = 800 \frac{kg}{m^3} * 3.1416 \left(\frac{0.045m}{2} \right)^2$$

$$C' = 1.27kg/m$$

4.2.4.4. Diámetro equivalente

$$\Phi = \sqrt{n} * do$$

Φ : Diámetro de taladro vacío equivalente (mm)

n: Numero de taladros vacíos en el corte

do: Diámetro de los taladros vacíos (mm)

$$\Phi = \sqrt{5} * 102$$

$$\Phi = 228.7mm$$

4.2.4.5. Profundidad de taladro teórico

$$H = 0.15 + 34.1(\Phi) - 39.4(\Phi)^2$$

H: Profundidad de taladro teórico (m)

Φ : Diámetro de taladro vacío equivalente (m)

$$H = 0.15 + 34.1(0.228) - 39.4(0.228)^2$$

$$H = 5.88m$$

Esta longitud de taladro es adecuada cuando se perfora con una barra de 19 pies por lo que podría ser usado en un futuro. Actualmente la empresa minera Catalina Huanca utiliza barras de 16 pies y 14 pies por lo que el avance teórico no se tomara en cuenta.

4.2.4.6. Profundidad de taladro real

$$H' = lb \times \%p$$

Donde:

H': Profundidad de taladro real (m)

Lb: Longitud de barra (m)

%p: Eficiencia de perforación

$$H' = 14 * 0.3048 * 94\%$$

$$H' = 3.96m$$

4.2.4.7. Determinamos Avance

$$I = 0.95 (H')$$

Donde:

I : Avance (m)

H' : Longitud de taladro real (m)

$$I = 3.96 * 0.95 = 3.76$$

Tabla 11

Método de Holmberg - Resumen de los datos iniciales.

METODO DE HOLMBERG		
item	CANTIDAD	UNIDAD
Taladro de alivio	228.7	mm
Longitud de taladro teórico	5.88	m
Longitud de taladro real	4.20	m
Avance teórico	3.96	m
Avance real	3.76	m
Potencia relativa por peso	1	
Densidad de carga por anfo	1.27	Kg/m
Constancia de la roca corregida	0.429	m

PRIMER CUADRANTE

4.2.4.8. Hallando el burden máximo

$$B = 1.7(\phi)$$

Donde:

B : Burden máximo

ϕ : Diámetro del taladro vacío equivalente

$$I = 1.7 * 0.228$$

$$I = 0.387m$$

4.2.4.9. Hallando el burden practico

$$B1 = 1.7(\phi) - \alpha(H') + \beta$$

Donde:

B1: Burden máximo (m)

ϕ : Diámetro del taladro vacío equivalente

H': Profundidad de taladro real (m)

α : Desviación angular

β : Error de emboquillado (m)

$$B1 = 1.7(\phi) - \alpha(H') + \beta$$

$$B1 = 1.7(0.228) - 0.001(3.96) + 0.02$$

$$B1 = 0.40m$$

4.2.4.10. Determinamos concentración de carga del Anfo

$$C_c = p \times A$$

Donde:

Cc : Concentración de carga del anfo

P : Densidad del anfo

A : Área del orificio del taladro

$$C' = 800 \frac{kg}{m^3} * 3.1416 \left(\frac{0.045m}{2} \right)^2$$

$$C' = 1.27kg/m$$

Esta concentración de carga con respecto al anfo será utilizado en todos los cuadrantes.

4.2.4.11. Determinamos longitud de carga

$$L = H' - 10(\phi)$$

L : Longitud de carga (m)

H' : Profundidad de taladro real (m)

do: Diámetro de los taladros vacíos (m)

$$L = 3.96 - 10(0.045)$$

$$L = 3.51\text{m}$$

Esta longitud de carga será utilizada en todos los cuadrantes

4.2.4.12. Determinamos espaciamiento

$$E1 = \sqrt{2} \times B$$

Donde:

E1 : Espaciamiento (m)

B : Burden máximo (m)

$$E1 = \sqrt{2} \times 0.387 \text{ m}$$

$$E1 = 0.54 \text{ m}$$

Para nuestro cálculo de la malla se redondeará a 0.6m

Tabla 12

Resumen del primer cuadrante

PRIMER CUADRANTE	
Burden máximo	0.387 m
Burden Practico	0.40 m
Concentración mínima de la carga	1.27 kg/m
Concentración de la carga con respecto al anfo	1.27 kg/m
Longitud de carga	3.51 m
Espaciamiento	0.54 m

Fuente: Autor de la tesis

SEGUNDO CUADRANTE

4.2.4.13. Determinamos ancho de taladro con desviación

$$a2 = (B1 - F)\sqrt{2}$$

$$a2 = (B1 - (H'\alpha + \beta))\sqrt{2}$$

Donde:

a2 : Ancho de taladros con desviación

B1 : Burden práctico del primer cuadrante

F : Desviación máxima de perforación

$$a2 = (0.40 - (3.96 * 0.001 + 0.02))\sqrt{2}$$

$$a2 = 0.36m$$

4.2.4.14. Determinamos burden máximo

$$X = 8.8 * 10^{-2} \left[\sqrt{\frac{a2 * Cc * RWS}{do * C}} \right]$$

A2 : Ancho de taladro con desviación (m)

Cc : Concentración de carga del Anfo (kg/m)

RWS : Potencia relativa por peso del Anfo

do: Diámetro de los taladros vacíos (m)

C : Constante de la roca (m)

$$X = 0.888 * \left[\sqrt{\frac{0.55 * 1.02 * 0.80}{0.045 * 0.41}} \right]$$

$$X = 0.43$$

4.2.4.15. Determinamos burden práctico

$$B2 = B - F$$

$$B2 = B - (H'\alpha + \beta)$$

Donde:

B2 : Burden practico de segundo cuadrante (m)

B : Burden máximo del segundo cuadrante (m)

H': Profundidad de taladro real (m)

α : Desviación angular

β : Error de emboquillado (m)

$$X = 0.43 - (3.96 * 0.01 + 0.02)$$

$$X = 0.37m$$

4.2.4.16. Determinamos espaciamiento

$$E2 = B2 + \frac{E1}{2} * \sqrt{2}$$

Donde:

E2 : Espaciamiento del segundo cuadrante (m)

B2 : Burden práctico del segundo cuadrante (m)

E1 : Espaciamiento del primer cuadrante (m)

$$E2 = 0.37 + \frac{0.54}{2} * \sqrt{2}$$

$$E2 = 0.75m$$

Tabla 13

Resumen del segundo cuadrante.

SEGUNDO CUADRANTE	
Ancho de taladros con desviación (a2)	0.36 m
Burden máximo (B)	0.43 m
Burden Practico (B2)	0.37 m
Longitud de carga	3.51 m
Espaciamiento (E2)	0.75 m

TERCER CUADRANTE

4.2.4.17. Determinamos ancho de los taladros con desviación

$$a3 = (B2 + \frac{E1}{2} - F) * \sqrt{2}$$

a3 : Ancho de taladros con desviación

B2 : Burden práctico del segundo cuadrante

F : Desviación máxima de perforación

$$a3 = (0.37 + \frac{0.54}{2} - (3.96 * 0.01 + 0.002)) * \sqrt{2}$$

$$a3 = 0.58\text{m}$$

4.2.4.18. Determinamos del burden máximo

$$X = 8.8 * 10^{-2} * \left[\sqrt{\frac{a3 * Cc * RWS}{do * C}} \right]$$

$$X = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{0.58 * 1.02 * 0.80}{0.045 * 0.41}} \right]$$

$$X = 0.45\text{m}$$

4.2.4.19. Determinamos del burden práctico

$$B3 = B - F$$

$$B3 = B - (H' \alpha + \beta)$$

Donde:

B3 : Burden práctico del tercer cuadrante (m)

B : Burden máximo del tercer cuadrante cuadrante (m)

H': Profundidad de taladro real (m)

α : Desviación angular

β : Error de emboquillado (m)

$$B3 = 0.45 - (3.96 \times 0.01 + 0.02)$$

$$B3 = 0.39\text{m}$$

4.2.4.20. Determinamos del espaciamiento

$$E3 = B3 + \frac{E2}{2} * \sqrt{2}$$

Donde:

E3 : Espaciamiento del tercer cuadrante (m)

B3 : Burden práctico del tercer cuadrante (m)

E2 : Espaciamiento del segundo cuadrante (m)

$$E2 = 0.39 + \frac{0.54}{2} * \sqrt{2}$$

$$E2 = 0.77$$

Tabla 14

Resumen del tercer cuadrante.

TERCER CUADRANTE	
Ancho de taladros con desviación (a3)	0.58 m
Burden máximo(B)	0.45 m
Burden practico(B3)	0.39 m
Longitud de carga	3.51 m
Espaciamiento (E3)	0.77 m

Fuente: Autor de la tesis

Al verificar la regla práctica en donde el espaciamiento del último corte debe ser menor o igual a la raíz cuadrada del avance ; $E3 \leq \sqrt{I}$ se obtuvo que era menor; pero para el siguiente corte esta regla no cumplía por lo que nuestra malla tendrá 3 cortes.

ARRASTRE

4.2.4.21. Determinamos del burden máximo

$$B = 0.9 * \left[\sqrt{\frac{Cc * RWS}{C' * \frac{E}{B} * f}} \right]$$

Donde:

B : Burden máximo (m)

Cc : Concentración de la carga con respecto al Anfo (kg/m)

RWS : Potencia relativa por peso del Anfo

C' : Constante corregida de la roca (m)

E/B : Relación de espaciamiento y burden para el arrastre

f: Factor de fijación

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{1.27 * 1}{0.42 * 1 * 1.41}}$$

$$B = 1.3 \text{ m}$$

4.2.4.22. Determinamos del burden practico

$$Ba = B - H' \times \text{sen}(3^\circ) - F$$

Donde:

Ba : Burden práctico del arrastre

B : Burde máximo del arrastre

H': Profundidad de taladro real (m)

F : Desviación máxima de perforación

$$Ba = 1.3 - 3.96 \times \text{sen}(3^\circ) - 0.040$$

$$Ba = 1.05 \text{ m}$$

4.2.4.23. Determinamos del número de taladros

$$B = \frac{A + (2 \times H' \times \text{sen}(3^\circ))}{B} + 2$$

Donde:

Nºt : Numero de taladros

A : Ancho de la labor (m)

H': Profundidad de taladro real (m)

B : Buden máximo (m)

$$B = \frac{5.0 + (2 \times 3.96 \times \text{sen}(3^\circ))}{1.3} + 2$$

$$B = 5$$

4.2.4.24. Determinamos del espaciamiento en el arrastre

$$Ea = \frac{A + (2 \times H' \times \text{sen}(3^\circ))}{N^{\circ}\text{tal} - 1} + 2$$

Donde;

Ea : Espaciamiento en el arrastre (m)

A : Ancho de la labor (m)

H': Profundidad de taladro real (m)

N°t : Numero de taladros

$$Ea = \frac{A + (2 \times H' \times \text{sen}(3^\circ))}{N^{\circ}\text{tal} - 1} + 2$$

$$Ea = 1.73 \text{ m}$$

Para nuestro caso va ser 1.25 m la distancia entre taladros de arrastre.

4.2.4.25. Determinamos del espaciamiento para los taladros de la equina

$$Eae = Ea - H' \times \text{sen}(3^\circ)$$

Donde:

Eae : Espaciamiento para taladros de la esquina del arrastre (m)

Ea: Espaciamiento en el arrastre (m)

H': Profundidad de taladro real (m)

Para nuestro caso el Espaciamiento en el arrastre será de 0.65 m

$$Eae = 1.73 - 3.96 \times \text{sen}(3^\circ)$$

$$Eae=1.52 \text{ m}$$

Tabla 15

Resumen de los arrastres.

ARRASTRE	
Burden máximo(B)	1.3 m
Burden practico (Ba)	1.05 m
Numero de taladros	5 und
Espaciamiento arrastre (Ea)	1.73
Espaciamiento para taladros de las esquinas (Eae)	1.52

Longitud de carga	3.51
-------------------	------

Fuente: Autor de la tesis

CORONA

Para la corona se utilizará:

Factor de fijación: 1.2

Relación de espaciamento/burden : 0.8

Constante k : 15

4.2.4.26. Determinamos del espaciamento

$$Ec = \frac{k * H'}{1000}$$

Donde:

Ec : Espaciamento en la corona (m)

K : Constante

H' : Profundidad de taladro real (m)

$$Ec = 0.59m$$

4.2.4.27. Determinamos del burden máximo

$$B = \frac{Ec}{E/v}$$

Donde:

B : Burden máximo (m)

Ec : Espaciamiento en la carona (m)

E/V : Relación espaciamento/burden

$$B = \frac{0.59}{0.8}$$

$$B = 0.7m$$

4.2.4.28. Determinamos burden practico

$$Bc = B - H' \times \text{sen}(3^\circ) - F$$

$$Bc = B - H' \times \text{sen}(3^\circ) - (H' \alpha + \beta)$$

Donde:

Bc : Burden practico (m)

B : Burden máximo (m)

H' : Profundidad de taladro real (m)

F : Desviación máxima de perforación (m)

$$Bc = 0.7 - 3.96 \times \text{sen}(3^\circ) - (3.96 \times 0.01 + 0.02)$$

$$Bc = 0.47$$

4.2.4.29. Determinamos Número de taladros

$$Ea = \frac{A + (2 \times \text{sen}(3^\circ))}{B} + 2$$

Donde:

Nºt : Numero de taladros en la corona

A : Ancho de la labor (m)

B : Burden máximo (m)

$$Ea = \frac{5.0 + (2 \times \text{sen}(3^\circ))}{0.7} + 2$$

$$Ea = 9 \text{ taladros}$$

Tabla 16

Resumen de la corona.

CORONA	
Factor de fijación (f)	1.2
Relación de para arrastres E/V	0.8
Constante (K)	15
Burden máximo (B) 0.69 m	0.7 m
Burden practico(Bc) 0.59 m	0.47 m
Espaciamiento (Ec) 0.56 m	0.59 m
Concentración mínima de la carga (I)	1.27 kg/m
Concentración de la carga con respecto al ANFO (I)	1.27 kg/m
Numero de taladros	9 tal

Fuente: Autor de la tesis

Tabla 17

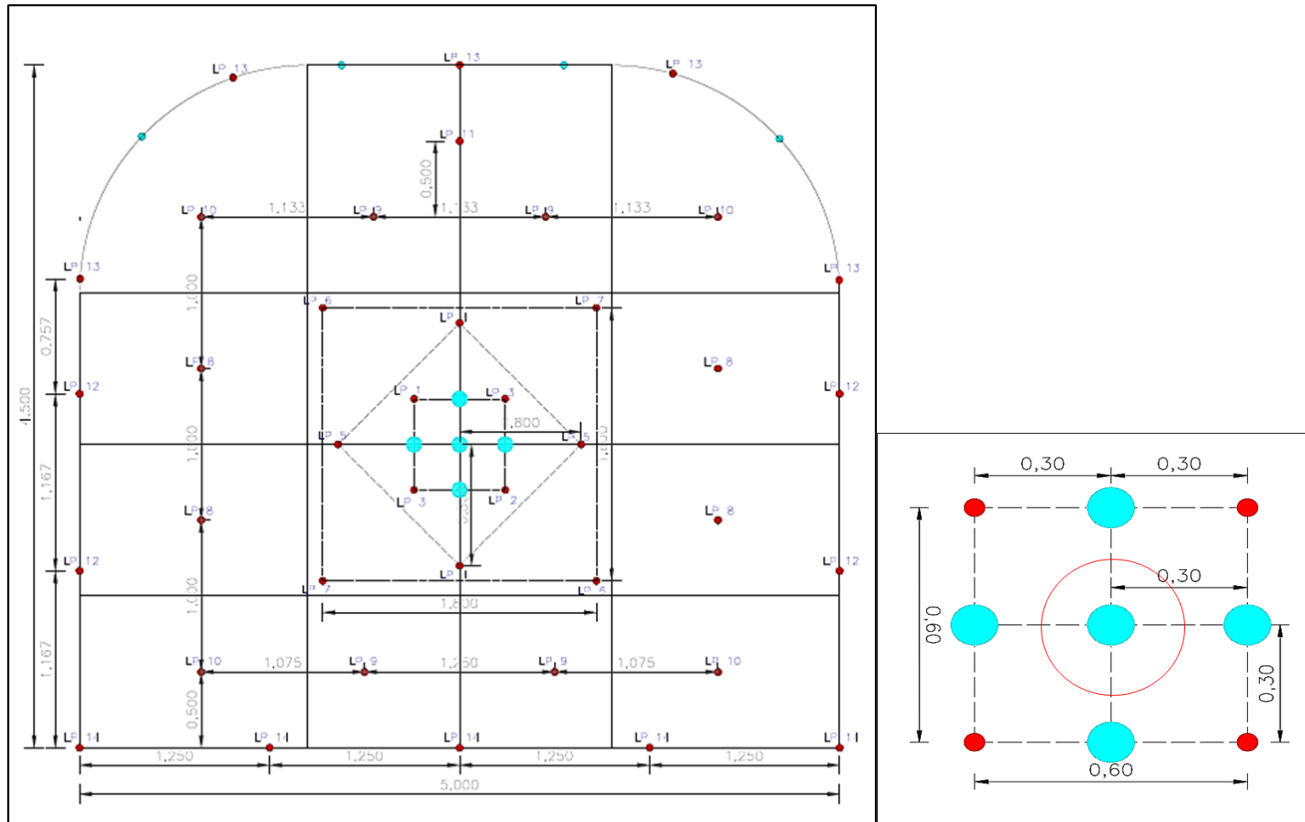
Resumen general de la malla de perforación y voladura según Holmberg.

MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA SEGÚN HOLMBERG					
Ancho de la labor	5	m			
Altura de la labor	4.5	m			
f de taladro	45	mm			
f de taladro de alivio	102	mm			
N°taladros de alivio	5	und			
Longitud de barra de perforacion	14	ft			
Eficiencia de perforación	94	%			
Eficiencia de voladura	95	%			
Desviación Angular	0.01	m/m			
Error de enboquillado	0.02	m			
Potencia relativa por peso del explosivo (RWS) 100%	100	%			
Constante de la roca 0.4 m	0.42				
Factor de fijación (f) 1.45	1.45				
Relación para arrastres E/V 1	1				
Calor de explosión del explosivo	3.82	MJ/kg			
Volumen de gas del explosivo 1.05 m3/kg	1.05				
densidad del explosivo	800	kg/m3			
CUADRANTE	BURDEN (m)	ESPACIAMIENTO (m)	CONCENTRACION DE CARGA (kg/m)	LONGITUD DE CARGA(m)	N° DE TALADROS
primer cuadrante	0.4	0.54	1.27	3.51	4
segundo cuadrante	0.37	0.75	1.27	3.51	4
tercero cuadrante	0.39	0.77	1.27	3.51	4
arrastre	1.05	1.17	1.27	3.51	5
	1.05	1.2	1.27	3.51	5
corona	0.47	0.59	1.27	3.51	5

Fuente: Autor de la tesis.

Figura 30

Diseño de la malla de perforación y voladura



Fuente. Autor de la tesis.

Se observa la malla de perforación obtenido mediante el postulado de Roger Holmberg y también se tiene diseñado hasta el primer cuadrante.

Tabla 18*Estandarización de la malla de perforación*

PERFORACIÓN	UND	8 pies	9 pies	10 pies	11 pies	12 pies	13 pies	14 pies
Perforación efectiva	m	2.44	2.74	3.05	3.35	3.66	3.96	4.27
Taladros cargados	und	39	39	39	39	39	39	39
Taladros perforados	und	48	48	48	48	48	48	48
Taladros de alivio	und	9	9	9	9	9	9	9
Diámetro de taladro cargado	mm	45	45	45	45	45	45	45
Diámetro de taladro rimado	mm	102	102	102	102	102	102	102

Fuente: Autor de la tesis.

Tabla 19*Accesorios y agentes de voladura a utilizar*

VOLADURA	UND	8 pies	9 pies	10 pies	11 pies	12 pies	13 pies
Emulnor 3000 1 1/4" X 12"	und	73	78	79	84	94	94
Emulnor 1000 1 1/4" X 8"	und	20	25	25	30	30	30
Superfam 2 (Anfo)	kg	58	66	78	86	95	106
Total de explosivo	kg	80.8	91.5	103.0	113.4	124.8	136.2
Cordón detonante (3P)	m	41	42	44	45	47	48
Mecha rápida de Ignición Z-18	m	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1
Fanel LP	und	39	39	39	39	39	39
Carmex 7'	und	2	2	2	2	2	2

Fuente: Autor de la tesis.

Como explosivos a utilizar se tiene el Emulnor de 3000 y de 1000 con diámetros diferentes, el Emulnor de 1000 se utiliza para realizar la voladura desacoplada que va en la corona y controlar la sobre rotura. La perforación que se realiza tiene que tener un control del paralelismo para ello se utiliza los guidores. En este caso el equipo que va perforar ya tienes un sistema avanzado.

Tabla 20*Resultados de la voladura*

RESULTADOS	UND	8 pies	9 pies	10 pies	11 pies	12 pies	13 pies
Avance	m	2.22	2.50	2.77	3.05	3.36	3.76
Eficiencia de voladura	%	91	91	91	91	92	95
Densidad de material	ton/m3	2.7	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0
Factor de avance	kg/m	36.39	36.66	37.14	37.15	37.08	36.18
Factor de carga	kg/m3	1.76	1.77	1.79	1.79	1.79	1.75
Costo/metro	\$/m	87.03	83.83	81.58	79.26	77.61	73.81

Fuente: Autor de la tesis.

Observaciones usar doble cebo en el arranque en terrenos deleznable, con presencia de fallas y geodas. Realizar la voladura controlada con carga desacoplada. Usar tubos de 4 metros para los 13 ft de perforación.

Tabla 21*Distribución de carga explosiva por taladro*

DISTRIBUCIÓN DE TALADROS	TAL/DIS	8 pies			9 pies			10 pies			11 pies			12 pies			13 pies		
		E-3000	E-1000	ANFO (kg)	E-3000	E-1000	ANFO (kg)	E-3000	E-1000	ANFO (kg)	E-3000	E-1000	ANFO (kg)	E-3000	E-1000	ANFO (kg)	E-3000	E-1000	ANFO (kg)
Alivio	5																		
Corona (alivio)	4																		
Arranque	4	4	0	9	4	0	11	4	0	12	4	0	14	4	0	15	4	0	17
Ayuda	4	4	0	9	4	0	11	4	0	12	4	0	14	4	0	15	4	0	17
Producción	17	21	0	32	21	0	37	17	0	43	17	0	48	22	0	52	17	0	59
Hastiales	4	4	0	8	4	0	9	4	0	10	4	0	11	4	0	12	4	0	14
Arrastre	5	35	0	0	40	0	0	45	0	0	50	0	0	55	0	0	60	0	0
Corona	5	5	20	0	5	25	0	5	25	0	5	30	0	5	30	0	5	30	0
Total/disparo	39	73	20	58	78	25	66	79	25	78	84	30	86	94	30	95	94	30	106

Fuente: Autor de la tesis.

Como podemos observar se tiene 94 unidades de Emulnor de 3000 utilizados para la distribución de nuestra frente y 30 unidades de Emunlnor de 1000 para realizar la voladura controlada. La cantidad de anfo que se va requerir es de 106 kg.

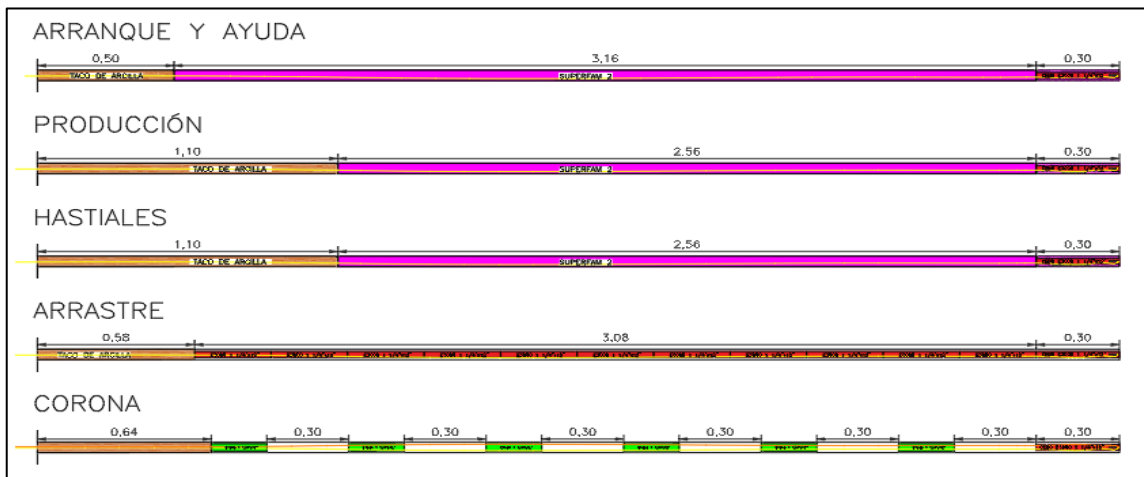
Tabla 22

Distribución de la carga taladros de producción

DISTRIBUCIÓN DE CARGA				
DISTRIBUCIÓN DE TALADROS	TAL. / DISP.	E-3000 1 1/4x12	E-1000 1 1/4x8	ANFO (KG)
Alivio	5			
Corona (Alivios)	4			
Arranque	4	4		17
Ayuda	4	4		17
Producción	17	17		59
Hastiales	4	4		14
Arrastre	5	60		
Corona	5	5	30	
TOTAL / DISPARO	39	94	30	106

Figura 31

Diagrama de carguío



Fuente: Autor de la tesis.

Como se observa en el diagrama tenemos la distribución del explosivo por taladro en el arranque solo dejamos de 40 cm a 50 cm como taco una vez que se enceba los taladros, en la corona se realiza la voladura controlada el explosivo de 1000 esta espaciado cada 30cm si hay la necesidad de colocar pentacor se realiza para que exista la simpatía y salga controlado la sección evitando la sobre rotura.

Tabla 23

Distribución de los accesorios

DISTRIBUCIÓN DE ACCESORIOS																	
Fanel LP	Retardo	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
	Cantidad	1	1	2	2	2	2	2	4	3	4	2	4	5	5		

REQUERIMIENTO		
Descripción	Cantidad	Unidad
Faneles PC (Rojos)	0	und.
Faneles PL (Amarillo)	39	und.
Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	94	cart.
Emulnor 1000 1 1/4" x 8"	30	cart.
ANFO	106	Kg.
Pentacor 3P	48	mts.
Carmex	2	und.
Mecha Rápida de ignición	0.1	mts.
Tacos de Arcilla	25	und.

Fuente: Autor de la tesis.

Los faneles que se utiliza son de periodo largo de una longitud de 5.2 metros. Como también se tiene de 4.8 metros periodo largo. Los tacos de arcilla se priorizan en el arranque, solo los taladros de arrastre llevan en toda la columna de perforación Emulnor debido a la presencia de agua. El tipo de encebado en los arranques varías de acuerdo al tipo de terreno cuando se tiene la presencia de geodas y fallas que atraviesan de forma transversal se utiliza el doble encebado, de esta manera se mejora la simpatía en la columna de carga.

En terrenos deleznable también se utiliza el doble encebado con su rompedor de boca para generar nuestra cara libre , posterior a ello se realiza la secuencia de voladura de las ayudas cuadradores, hastiales, corona y por último se va tener el arrastre .

4.2.5. Resultados sobre la mejora con respecto a las deficiencias de voladura

Tabla 24

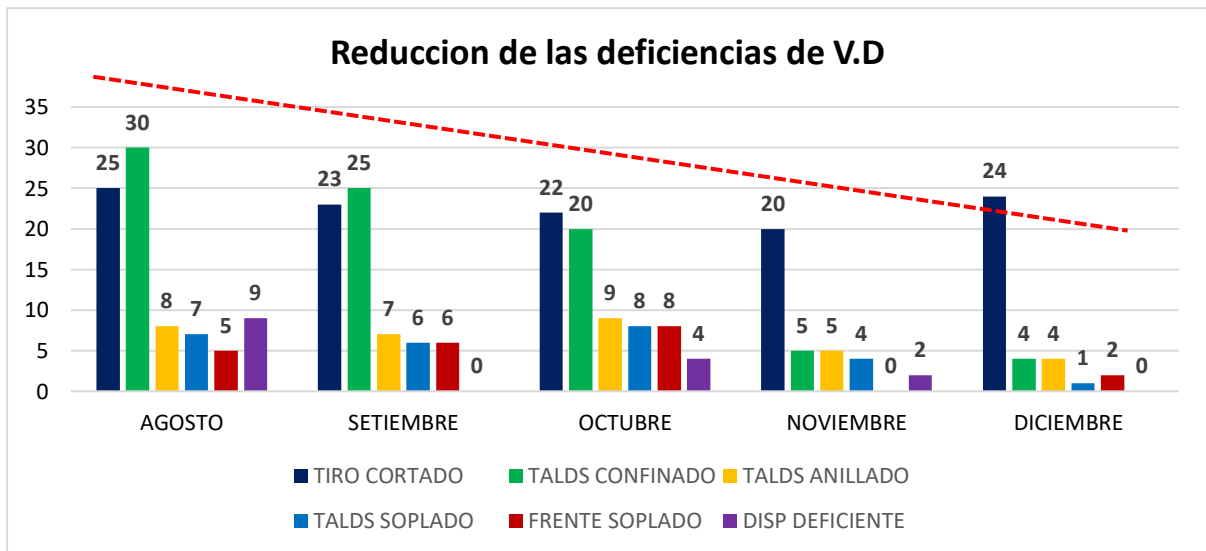
Reducción progresiva de las incidencias de voladura

FECHA	TIRO CORTADO	TALDS CONFINADO	TALDS ANILLADO	TALDS SOPLADO	FRENTE SOPLADO	DISP DEFICIENTE	TOTAL
AGOSTO	25	30	8	7	5	9	84
SETIEMBRE	23	25	7	6	6	0	67
OCTUBRE	22	20	9	8	8	4	71
NOVIEMBRE	20	5	5	4	0	2	36
DICIEMBRE	24	4	4	1	2	0	35

Fuente: Autor de la tesis.

Tabla 25

Resultados por mes sobre la deficiencia de voladura



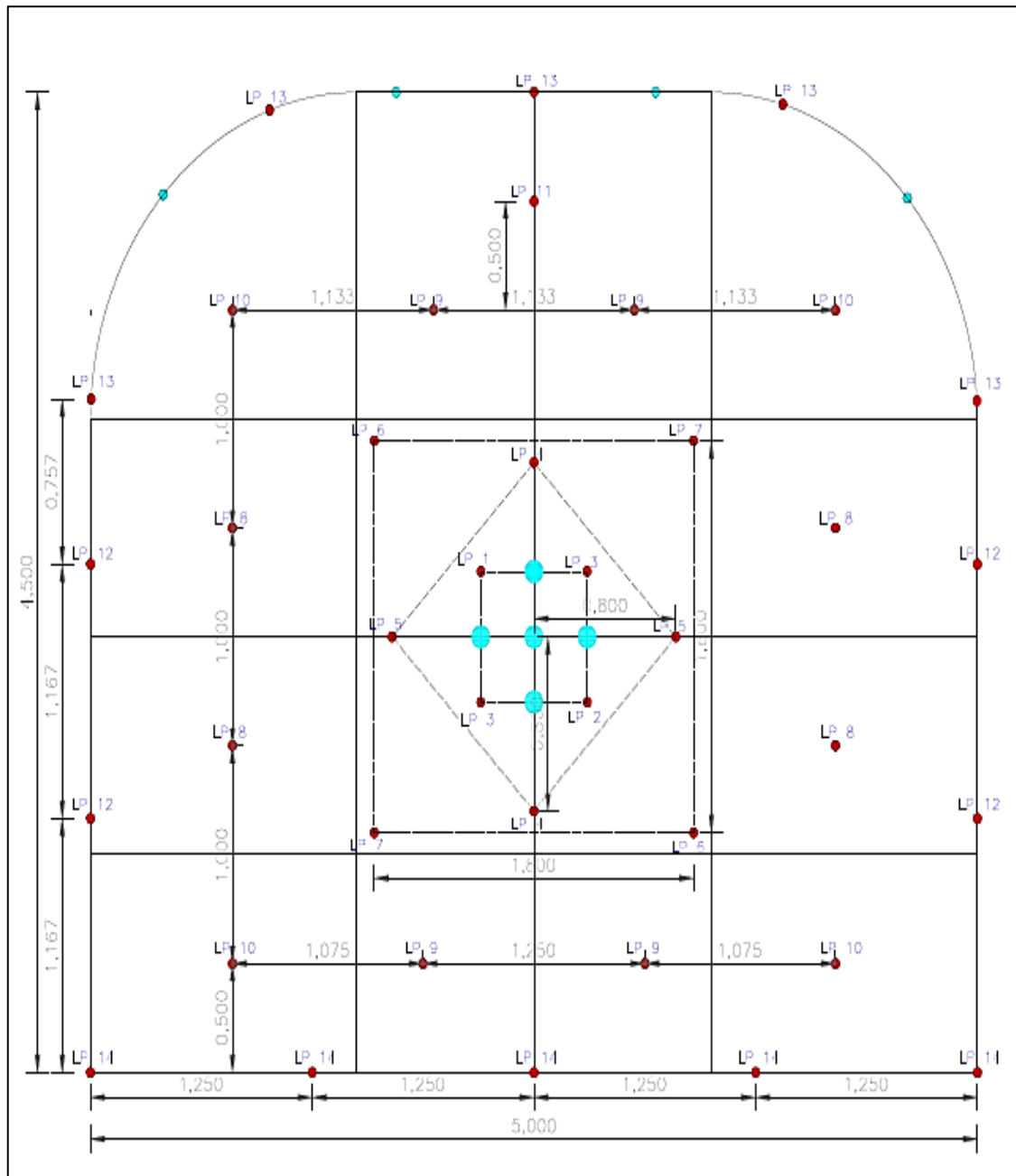
Fuente: Autor de la tesis.

Se puede observar la reducción de las deficiencias de voladura que se tiene desde el mes de agosto hacia el mes de diciembre se redujo en un total de 35 voladuras deficientes. Esto es un proceso para una mejora continua y poder llegar a una buena excelencia operacional.

4.2.6. Comparacion de la malla anterior y la que se diseño.

Figura 32

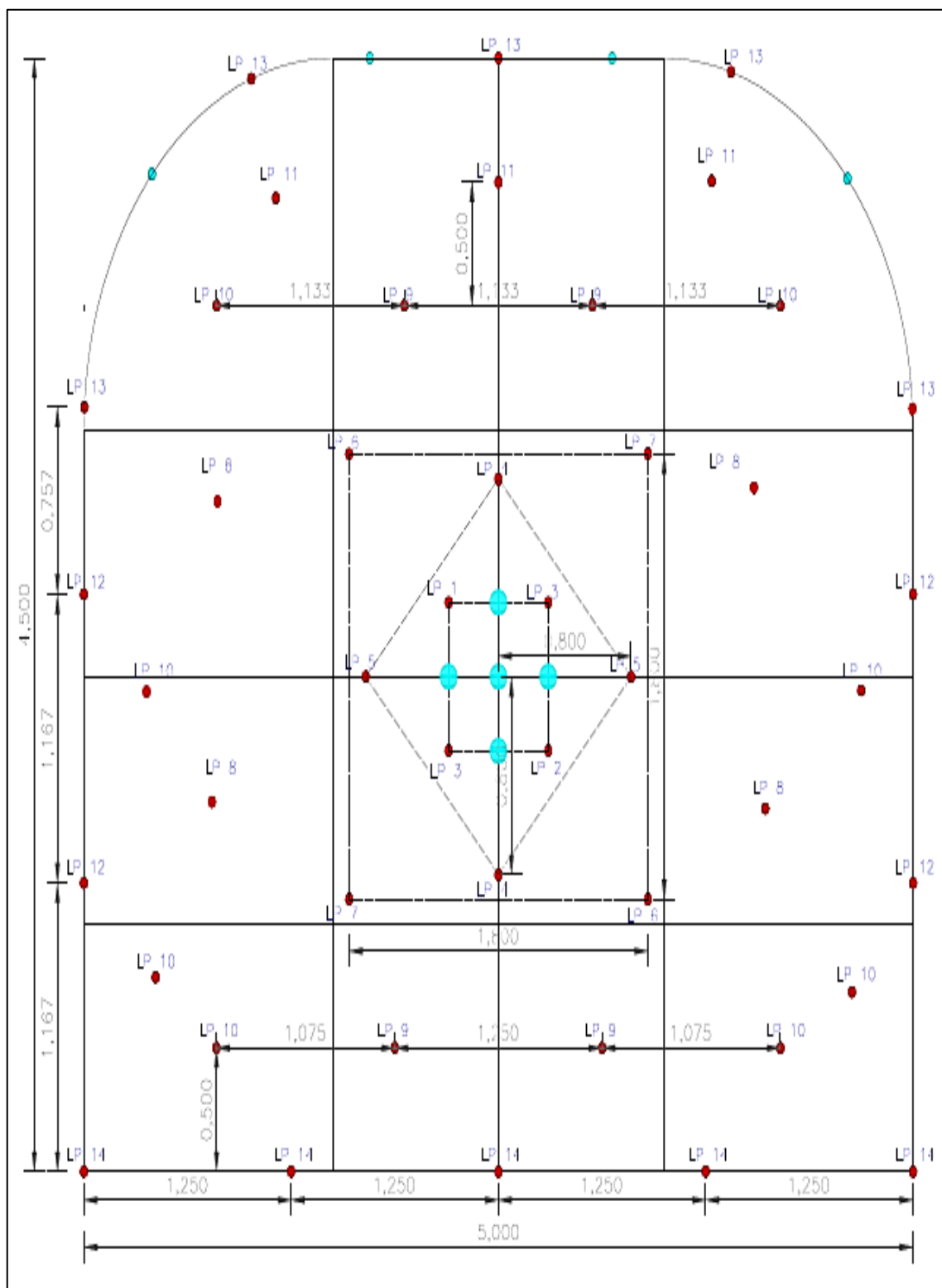
Malla nueva de la Rp_3837



Fuente: Autor de la tesis.

Figura 33

Malla antigua de la Rp_3837



Fuente: Departamento de Operaciones Mina CH.

4.3. ANÁLISIS DE LOS INDICADORES CON RESPECTO A LA MALLA ANTERIOR.

El análisis que se realiza en ambas mallas va ser lo siguientes indicadores:

- Cantidad de taladros
- Eficiencia de voladura.
- Avance por disparo.
- Factor de carga.
- Consumo de explosivo.

Tabla 26

Cantidad de taladros malla nueva

DISTRIBUCIÓN DE CARGA				
DISTRIBUCIÓN DE TALADROS	TAL. / DISP.	E-3000 1 1/4x12	E-1000 1 1/4x8	ANFO (KG)
Alivio	5			
Corona (Alivios)	4			
Arranque	4	4		17
Ayuda	4	4		17
Producción	17	17		59
Hastiales	4	4		14
Arrastre	5	60		
Corona	5	5	30	
TOTAL / DISPARO	48	94	30	106

Fuente: Autor de la tesis.

Tabla 27

Indicadores de la nueva malla de perforación

RENDIMIENTOS		
Eficiencia de Voladura :	95	%
Avance Real:	3.76	m/disp.
Consumo de Explosivos:	136.20	Kg/disp.
Factor de Avance:	36.18	Kg/m
Factor de Carga:	1.75	Kg/m ³

Fuente: Autor de la tesis.

Tabla 28

Cantidad de taladros malla anterior

DISTRIBUCIÓN DE CARGA				
DISTRIBUCIÓN DE TALADROS	TAL. / DISP.	E-3000 1 1/4x12	E-1000 1 1/4x8	ANFO (KG)
Alivio	5			
Corona (Alivios)	4			
Arranque	4	4		17
Ayuda	4	4		17
Producción	23	23		75
Hastiales	4	4		14
Arrastre	5	60		
Corona	5	5	40	
TOTAL / DISPARO	54	100	40	122

Fuente: Autor de la tesis.

Tabla 29

Indicadores de la malla anterior

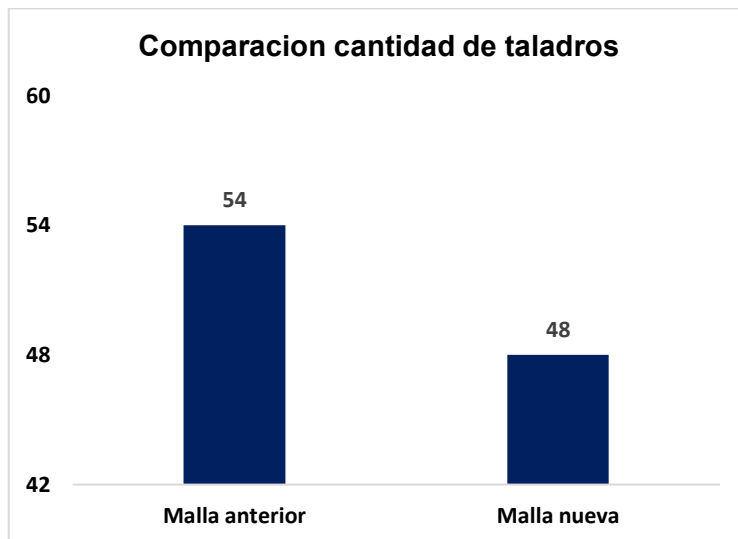
RENDIMIENTOS		
Eficiencia de Voladura :	92	%
Avance Real:	3.65	m/disp.
Consumo de Explosivos:	155.97	Kg/disp.
Factor de Avance:	42.79	Kg/m
Factor de Carga:	2.07	Kg/m ³

Fuente: Autor de la tesis.

4.3.1. Comparación de taladros perforados

Figura 30

Cantidad de taladros que se emplea en distintas mallas

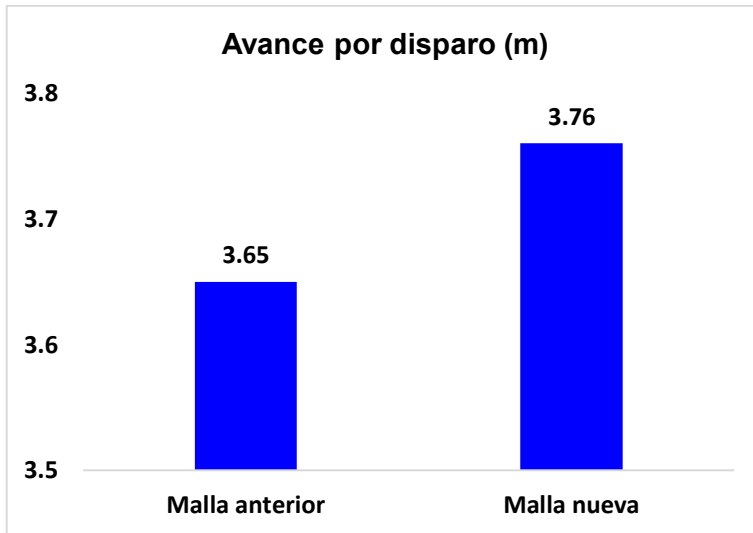


Fuente: Autor de la tesis.

Se puede observar que hay una diferencia de 6 taladros con respecto a la malla anterior.

Figura 31

Comparación Avance por disparo en distintas mallas

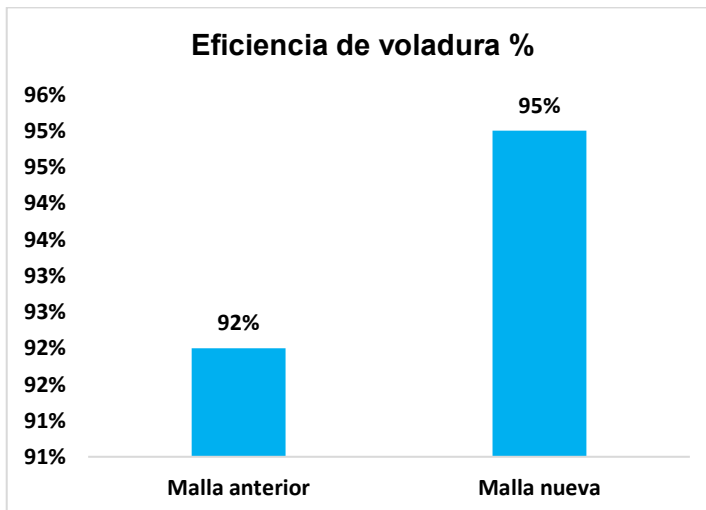


Fuente: Autor de la tesis.

La variación es de 0.11 metros con respecto a la malla anterior

Figura 34

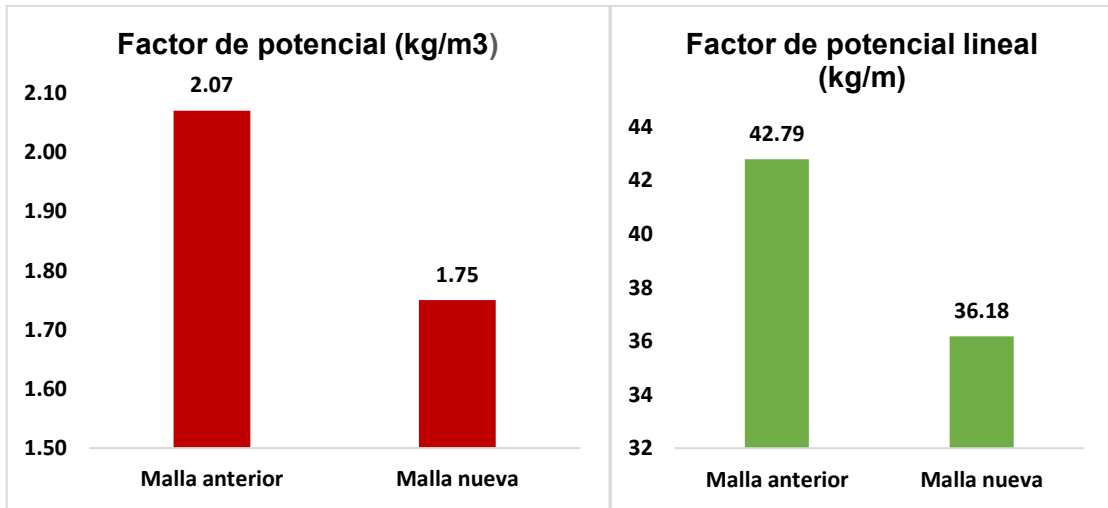
Eficiencia de voladura para cada malla



Fuente: Autor de la tesis.

Figura 35

Factor de potencia para distintas mallas presentadas



Fuente: Autor de la tesis.

La variación con respecto a la eficiencia de voladura es de **3%**, nuestro factor de potencia varia en un **0.32 Kg/m³** lo cual indica que se está disminuyendo la cantidad de explosivo a consumir. Como también el factor lineal se reduce de **42.79 Kg/m** a **36.18 kg/m**.

4.4. CÁLCULO PORCENTAJE DE SOBRE ROTURA

$$Sr\% = \left(\frac{Rr - Rt}{Rt} \right) * 100\%$$

Donde:

Sr% = Porcentaje de sobre rotura

Rr =Rotura real.

Rt =Rotura teórica

4.4.1. Fórmulas para determinar el porcentaje de rotura

Rotura real:

$$Rr = A(\text{seccion}) * L(\text{avance})$$

Donde:

A= Área de la sección real

L= Longitud de avance real

Rotura teórica:

$$Rt = A(\text{seccion}) * L(\text{avance})$$

Donde:

A= Área de la sección teórica

L= Longitud de avance teórica

Para nuestro caso se tiene los siguientes datos

Tabla 30

Datos obtenidos de campo y teóricos de gabinete.

DATOS PROMEDIO TOMADOS DE CAMPO				
LABOR	SECCION REAL		AREA REAL (m2)	AVANCE REAL(m)
	ANCHO	ALTURA		
Rp_3837	5.20	4.40	22.2	3.74
DATOS TEORICOS				
LABOR	SECCION REAL		AREA TEORICA (m2)	AVANCE REAL(m)
	ANCHO	ALTURA		
Rp_3837	5	4.5	21.8	3.74

Fuente: Autor de la tesis.

Calculamos Rr

$$Rr\% = A(\text{seccion}) * L(\text{avance})$$

$$Rr\% = 22.2 \text{ m}^2 * 3.74 \text{ m}^2$$

$$Rr\% = 83.03 \text{ m}^3$$

Calculamos Rt

$$Rt\% = A(\text{seccion}) * L(\text{avance})$$

$$Rt\% = 21.8 \text{ m}^2 * 3.74 \text{ m}$$

$$Rt\% = 21.8 \text{ m}^2 * 3.74 \text{ m}$$

$$Rt\% = 81.5 \text{ m}^3$$

Finalmente % de sobrerotura

$$Sr\% = \left(\frac{Rr - Rt}{Rt} \right) * 100\%$$

$$Sr\% = \left(\frac{86.03 \text{ m}^3 - 81.5 \text{ m}^3}{81.5 \text{ m}^3} \right) * 100\%$$

$$Sr\% = 5\%$$

Se determino que estamos dentro de lo permitido con respecto al porcentaje de sobre rotura que tiene establecido la Unida minera Catalina Huanca.

CONCLUSION

- Al realizar el nuevo diseño de perforación y voladura en la estructura Melissa 3, mediante el método de Roger Holmberg se logró reducir las estadísticas sobre las deficiencias de voladura de un total de 89 reportes/mes de voladuras deficientes a 10 reportes/mes como promedio general.
- Se logra mejorar el avance lineal de un promedio de 3.65 m/disparo (malla anterior) a un avance promedio de 3.76 m/disparo (malla por el método de Roger Holmberg). Con una eficiencia de disparo de 95%. Estos resultados se demuestran con el cumplimiento del plan semanal y mensual que se ejecutó la Rp(-)3837 de la Unidad Minera Catalina Huanca.
- Con el nuevo diseño de perforación y voladura se logra reducir la carga explosiva con respecto a la malla anterior en promedio de 42.79 Kg/m³ a 36.18 Kg/m³ de esta manera se optimiza la carga explosiva en la columna lineal de taladro.
- Se logra controlar la sobre rotura mediante la voladura controlada por debajo del 15% que se tiene como indicador, logrando obtener un 5% que nos permite estar dentro de lo establecido.

RECOMENDACIÓN

- El factor determinante para poder reducir las incidencias de voladura deficiente es tener claro una malla de perforación y realizar la evaluación constantemente haciendo seguimiento las operaciones unitarias de perforación y voladura en el momento del carguío.
- Es importante también considerar los factores geológicos que influyen en la eficiencia de la voladura, en nuestro caso se ha visto las geodas que obstruyen los taladros a la hora de realizar el carguío, no existe un resultado satisfactorio si no hay el compromiso de todo el equipo de trabajo no se tiene que olvidar dejar nuestra contra para hacer la comparación con el área de topografía sobre el avance.
- Los trabajadores de una empresa deben dedicarse a sus tareas diarias y contar con unas condiciones de ventilación ideales. El factor de carga también se ve afectado por la presión del aire, que garantiza un confinamiento eficaz de los anfóteros en las perforadoras.
- Se recomienda realizar las mediciones de la sección base y altura para controlar la sobre rotura, planificar el avance diario para lograr alcanzar las metas trazadas, supervisión constante, pintado de malla en el frente de perforación, mantener el paralelismo, comunicación constante operador y líder de labor.

BIBLIOGRAFIA

- Araya Arrio, N. (2018). *Evaluación de la metodología Roger Holmberg para el diseño de túneles mineros*. Universidad Nacional Andrés Bello.
- Artigas, Z., & Maria, T. (2011). *Sistemas de perforación*.
- Bernaola Alonso, J. C. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Borísov, S. K. (1976). *Labores Mineras*. In Moscú.
- Brady, B. H. (2005). *Rock Mechanics for Underground Mining (Tercera)*. Springer.
- CONAR, S. (2023). *Todo sobre la minería subterránea*. Staffdigital.
- Daza Correa, P. J. (2011). *Explosivos utilizados en minería*. Boyaca.
- Dolorier Ordoñez, V. (2023). Rediseño de malla de perforación para optimizar la voladura en la Compañía Minera Ares Unidad Operativa Inmaculada Ayacucho 2022 [Pre Grado]. *Universidad Nacional de Huancavelica*. Obtenido de <https://repositorio.unh.edu.pe/handle/20.500.14597/5863>
- EXSA. (2009). *Manual práctico de voladuras EXSA S.A.* (Lima, Ed.)
- Famesa. (2010). *Diseño de voladuras subterráneas*.
- Gamarra, C. (2019). *Método de Holmberg para optimizar perforación y voladura en la galería 539 de la Unidad Minera Agromin La Bonita S.A.C.* Universidad Nacional del Centro del Perú.
- Holmberg, R. (2021). *Rock Blasting and Explosives Engineering*. Estados Unidos: CRC Press.
- kilhstrom, L. (1963). *Condiciones de Fragmentacion de una roca*.
- Lopez Jimeno, C. (2001). *Manual de perforación y voladura de rocas*. España: Instituto Tecnológico GeoMinero de España.
- Puma Zaruma, J. A., & Llerena Estrella, G. (2021). *Optimización del proceso de Perforación y Voladura en una mina dedicada a la extracción metálica a pequeña*

escala en la comunidad La Fortuna, Ponce Enríquez. Escuela Superior Politécnica del Litoral.

Romero, L., & Villanueva, E. (2022). *Optimización de la producción en la concesión minera Nueva Esperanza en base a un adecuado diseño de malla de voladura para galerías y túneles de acceso mediante la utilización de modelo matemático de Holmberg. Universidad Nacional de Ingeniería.*

Sosa Oré, J. (2016). *Reducción de costos en las operaciones unitarias de perforación y voladura en la Compañía Catalina Huanca Sociedad Minera SAC. Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, Ayacucho. Obtenido de <http://repositorio.unsch.edu.pe/handle/UNSCH/2193>*

TORRES, A. C. (2001). *voladura de rocas.*

Uribari Urbina, M. (2008). *Perforación y Voladura.* Lima.

ANEXOS

Anexo 1

Matriz de consistencia

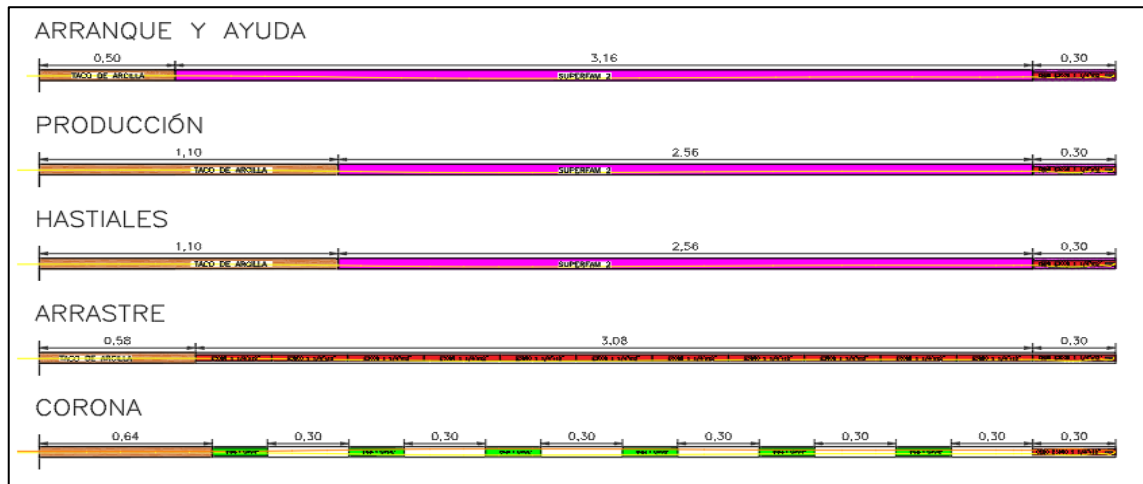
PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES	METODOLOGIA
GENERAL	GENERAL	GENERAL	VARIABLE INDEPENDIENTE	
¿Cómo influye el diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg para reducir deficiencias de voladura en Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024?	Determinar de qué manera el diseño de la malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg influye en la reducción de las deficiencias de voladura en Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024.	El diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg influye positivamente en la reducción de deficiencias de voladura en Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024.	X: Diseño de malla de perforación. INDICADORES: X1: Burden y Espaciamiento X2: N° de Taladros X3: Longitud de perforación	Enfoque de investigación: Aplicativo, Cuantitativo y Cuasi experimental Nivel de investigación: Experimental correlacional Tipo de Investigación: Aplicativo
ESPECIFICOS	ESPECIFICOS	ESPECIFICOS	VARIABLE DEPENDIENTE	
¿De qué manera el diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg, influye en la eficiencia del avance de la Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024?	Determinar de qué manera el diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg influye en la eficiencia del avance de la Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024.	El diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg influye positivamente en la eficiencia del avance de la Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024.	Y: Reducción de deficiencias de Voladura. INDICADORES: Y1: Eficiencia de Avance Y2: Factor de Carga Y3: Eficiencia de Voladura	Diseño de investigación: Descriptivo Experimental Método de investigación: Método científico Área de estudio: U.M Catalina Huanca, en el departamento de Ayacucho.
¿De qué manera el diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg, influye en la mejora del factor de carga de la Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024?	Determinar de qué manera el diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg influye en la mejora del factor de carga de la Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024.	El diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg influye positivamente en la mejora del factor de carga de la Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024.		Población: Labores de desarrollo del cuerpo mineralizado CN3 de la Unidad minera el Porvenir.
¿De qué manera el diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg, influye en la mejora del factor de carga de la Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024?	Determinar de qué manera el diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg influye positivamente en	El diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg influye positivamente en		Muestra: Esta conformada por la RP (-)

<p>de Roger Holmberg influye en la disminución de la sobre rotura, en Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024?</p>	<p>aplicando el método de Roger Holmberg influye en la disminución de la sobre rotura, en la Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024.</p>	<p>la disminución de la sobre rotura, en la Rp (-)3837 - Unidad Minera Catalina Huanca, 2024..</p>		<p>3837 de sección 5.0 x 4.5 m, de longitud 250 m.</p> <p>Técnica: datos de campo, observaciones y mediciones, control de perforación, control de tiempo de los equipos de perforación y revisiones bibliográficas.</p> <p>Instrumento: Ficha de mapeo geomecánico, planos topográficos, formatos de avance por guardia, reporte de operación jumbo por guardia, reportes de avance semanal y mensual de operación, libreta de campo.</p>
---	--	--	--	---

Fuente: Autor de la tesis

Anexo 2

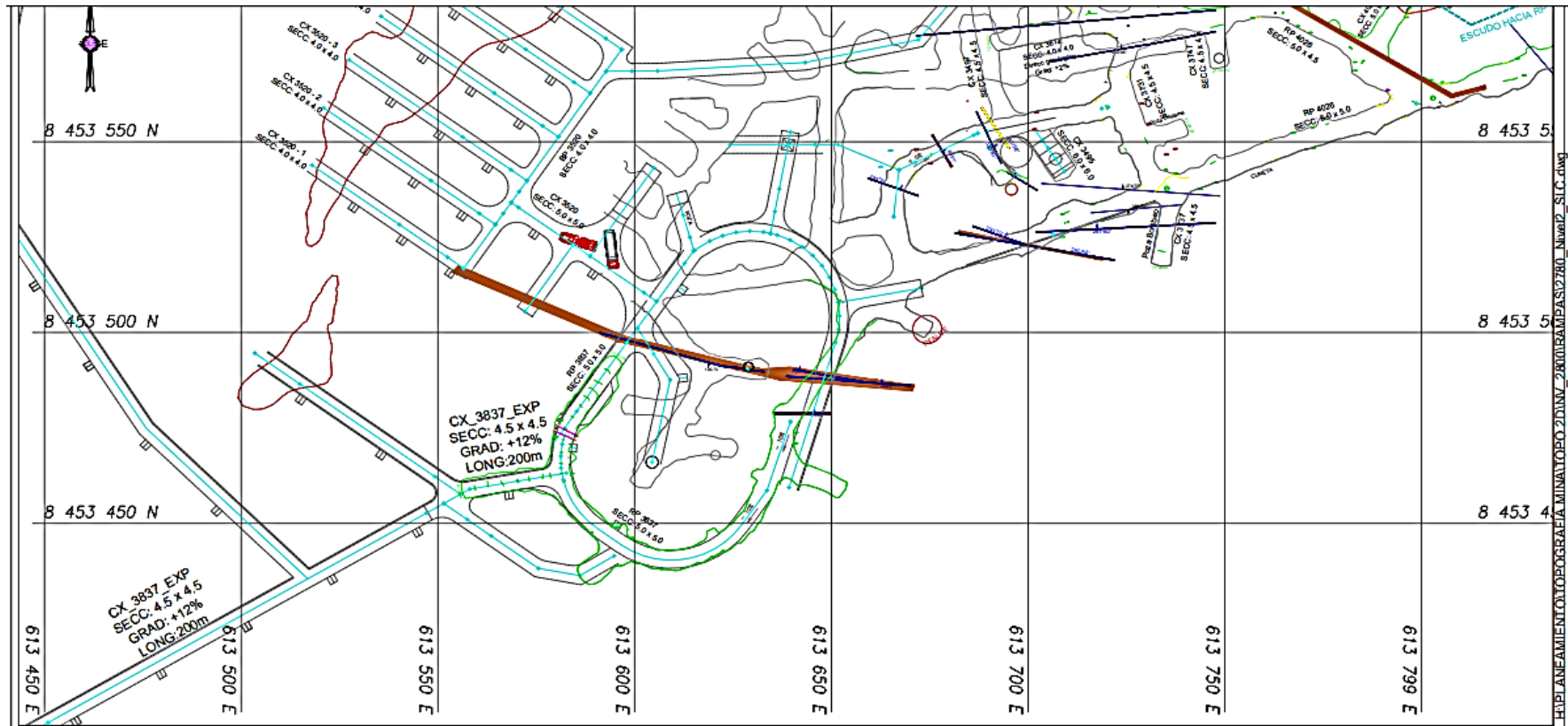
Vista de perfil carguío de explosivo de la columna de carga lineal.



Fuente: Autor de la tesis

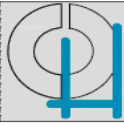
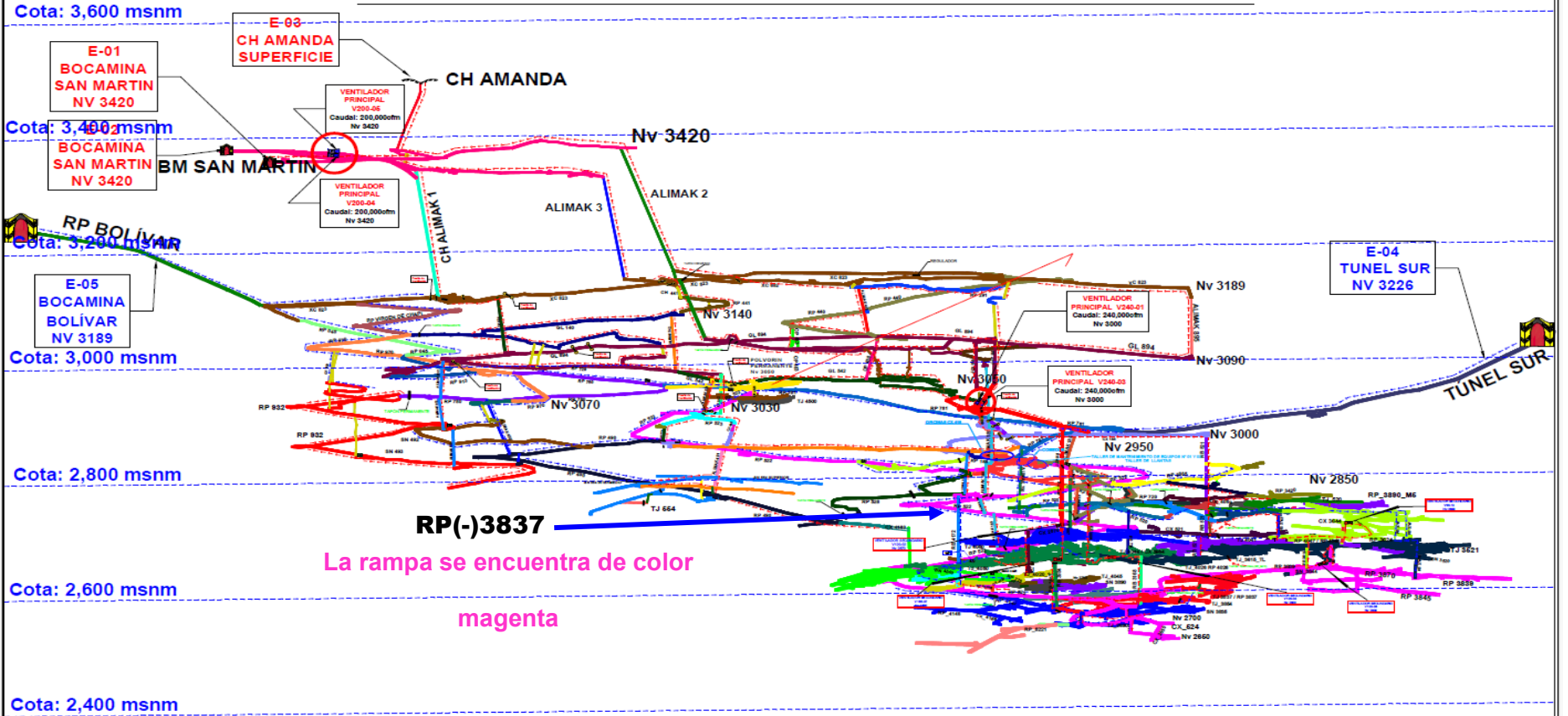
Anexo 3

Plano del proyecto Rp_3837 Nivel 2800



Fuente: Área de Planeamiento Unidad Minera Catalina Huanca.

PLANO ISOMÉTRICO CATALINA HUANCA SOCIEDAD MINERA S.A.C.



CATALINA HUANCA		
PLANO ISOMÉTRICO CATALINA HUANCA		
Aprobado: R. QUISPE	PLANO ISOMÉTRICO DE VENTILACION CATALINA HUANCA SOCIEDAD MINERA S.A.C.	Diseño: Luis Gutierrez
Revisado: Luis Garay		Escala: S/N
Topografía: E. Aybar		Fecha: Marzo-2025

Anexo 4

Programa del avance lineales setiembre

CATALINA HUANCA SOCIEDAD MINERA S.A.C.		GRAMA DE AVANCES LINEALES MES SETIEMBRE 2024						SIG
ESTRUCTURA	TIPO DE ESTRUCTURA	NIVEL	LABOR	MATERIAL	OBSERVACIÓN	PRIORIDAD	PROGRAMA (m.)	
MARIELA 1	CUERPO	3000	RP_187_M1	D	Prep Mariela 1	0	41.0	
MARIELA	CUERPO	3000	SN_185	D	Minado Mariela	1	37.5	
MARIELA 1	VETA	2950	RP_185	D	Rampa 185	0	9.6	
MARIELA 1	VETA	2950	CX_186	D	Poza de Deslame	0	7.5	
MARIELA 9	VETA	2950	CX_783_M9	D	Prep . M9	0	58.5	
MARIELA 8	CUERPO	2950	CX_782	D	Prep Mariela 8	1	35.0	
MARIELA 8	CUERPO	2950	RP_782	D	Rampa prep Mariela 8	1	42.0	
DOÑA MARIA	CUERPO	2850	CX_3791	D	CX_Poza Cam_Lavados	2	6.0	
MARIELA 5	CUERPO	2850	RP_3880_M6	D	Rampa prep Mariela 6	0	22.5	
MARIELA 5	CUERPO	2850	SN_3890_M5	M	Mineral en Mariela5	0	12.5	
DOÑA MARIA	CUERPO	2800	CX_4050	M	Crucero Feeder Norte	2	78.0	
DOÑA MARIA	CUERPO	2800	CX_4051	D	Circuito de Ventilación	1	34.5	
DOÑA MARIA	CUERPO	2800	CX_4052	M	Crucero hacia el impacto feeder de DMP	0	72.0	
DOÑA MARIA	CUERPO	2800	RP_4052	D	Rampa integración 521	1	36.0	
MELISSA3	CUERPO	2750	CX_3521_8	M	CX_Melissa3	0	22.0	
MELISSA3	CUERPO	2750	CX_3837_M3_EXPL	D	Crucero expl SW Cota 2800	0	12.0	
MELISSA 3	CUERPO	2750	RP_3837_M3	D	Rampa prep Nivel 2 SC	0	51.0	
MELISSA3	CUERPO	2750	CX_3837_M3	D	Crucero ventilación Nivel 2_Melissa3	1	9.0	
MELISSA NORTE	CUERPO	2750	RP_4040	D	Rampa prep SS acceso a A3T	1	36.0	
AMANDA 3 TECHO	CUERPO	2750	CX_4040	D	Cx_prep SS	0	12.0	
AMANDA 3 TECHO	CUERPO	2750	SN_4230	M	Subnivel A3T	1	67.0	
MELISA_NORTE	CUERPO	2750	SN_4040_S	M	Subnivel rec. Melissa_Norte	1	13.5	
DOÑA MARIA PISO	CUERPO	2750	CX_4045	M	Preparación CRM DMP	1	32.0	
DOÑA MARIA PISO	CUERPO	2750	CX_4039	M	Preparación CRM DMP	1	16.0	
MELISSA NORTE	CUERPO	2750	RP_777	D	Rampa prep OS Melissa_Norte	1	36.0	
MELISSA	CUERPO	2750	CX_4010	D	Crucero prep OS Melissa_Norte	0	55.0	
MELISSA	CUERPO	2750	CX_777	D	Crucero Integración Nivel 2	1	4.0	
MELISSA NORTE	CUERPO	2700	RP_4146	D	Rampa prep Melissa	1	24.0	
MELISSA NORTE	CUERPO	2700	CX_4168	D	Crucero Poza	1	31.0	
MELISSA NORTE	CUERPO	2700	CX_4166	M	Crucero prep CRM	0	50.0	
	CUERPO	2700	CX_4149-3	D	RP_EXPLORACIONES	0	0.0	
	CUERPO	2700	CX_4149-2	D	RP_EXPLORACIONES	0	3.0	
MELISSA 3	CUERPO	2700	RP_3839	D	RP_EXPLORACIONES	0	12.5	
MELISSA 3	CUERPO	2700	CX_3839	D	CX_EXPLORACIONES	0	38.0	
MELISA 2	CUERPO	2700	CX_3852	M	Crucero prpe CRM Melissa-2	1	6.0	
MELISA 2	CUERPO	2700	CX_3853	D	Rec. TJ_3853	1	26.0	
MELISA 2	CUERPO	2700	CX_3845	D	Rec. TJ_3853	1	59.0	
MELISA 2	CUERPO	2700	CX_3846	D	Rec. TJ_3853	1	19.0	
GLORIA 3	CUERPO	2650	CX_524	M	Crucero prep SS Gloria 2	1	10.0	
MELISSA	CUERPO	2650	RP_5221	D	Rampa Profundización	0	45.0	
MELISSA	CUERPO	2650	CX_5221	D	Crucero Porfundización	0	23.0	
GLORIA 4	CUERPO	2650	RP_3841	D	Rampa prep SS Glorias	1	36.0	
							1.241	
							#Disparos/Guardia	
							#Disparos/Día	
							Metros /guardia	
							Metros Programados/Día	
D		72						
E		78						

Anexo 5

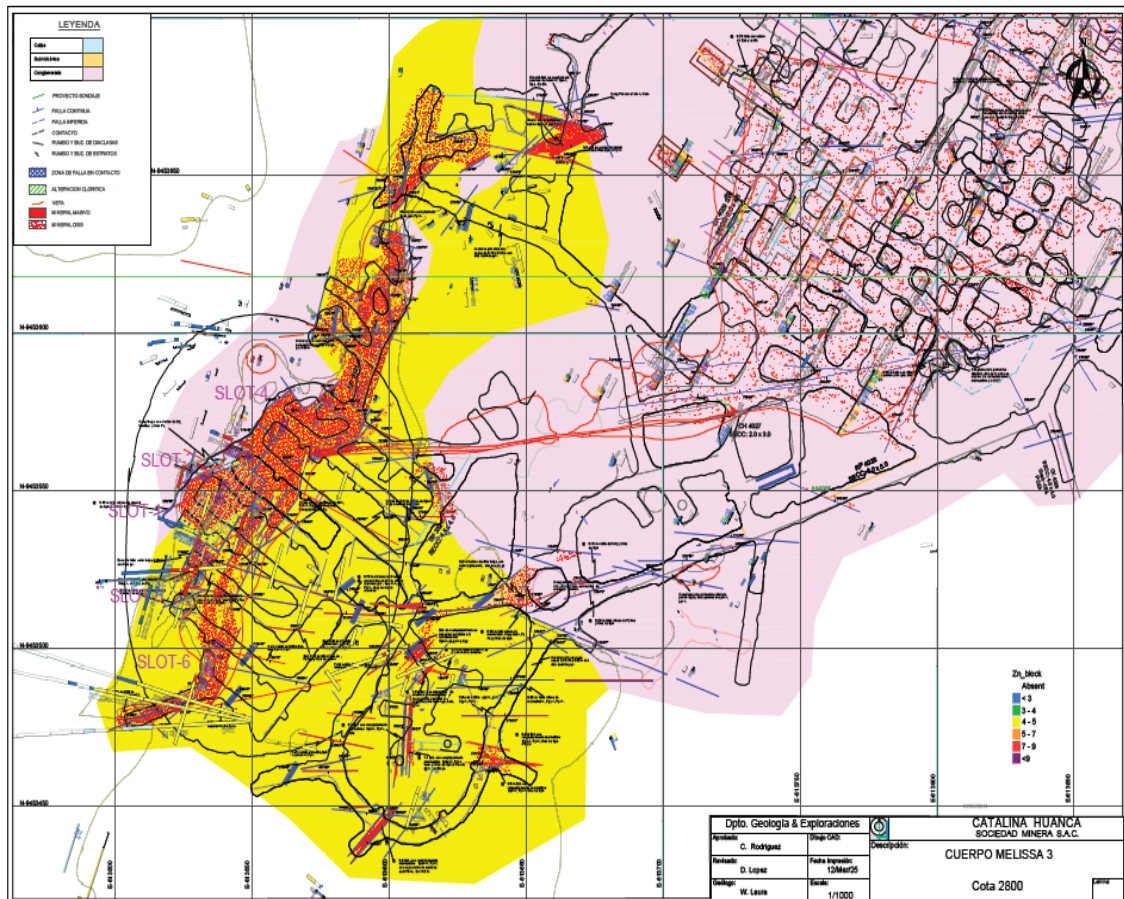
Costos de la perforación y voladura

Commodity	CODIGO	DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANTIDAD	C. Unitario	VIDA ÚTIL	C. X DISP	COSTO (US\$/m)
		1.0 MANO DE OBRA					0.00	0.00
		Jumbero	Tarea	0.00	0.00		0.00	0.00
		Ayudante Jumbero	Tarea	0.00	0.00		0.00	0.00
		Cargadores	Tarea	0.00	0.00		0.00	0.00
		2.0 EXPLOSIVOS					290.74	80.76
Emulsion	20272	Emulnor 1.1/4" 1000 X 8"	KG	6.09	2.22		13.54	3.76
Emulsion	28753	Emulnor 1.1/4" 3000 X 12"	KG	26.07	2.42		62.98	17.49
Anfo	4757	Anfo	KG	109.04	1.40		152.69	42.41
Accesorios de Voladura	2318	Pentacord	MT	35.00	0.22		7.57	2.10
Accesorios de Voladura	3205	Mecha Rapida	MT	0.10	0.35		0.03	0.01
Accesorios de Voladura	20451	Camex	UN	2.00	0.75		1.50	0.42
Accesorios de Voladura	2328	Fanel 4.8 Mt	UN	0.00	0.00		0.00	0.00
Accesorios de Voladura	36036	Fanel 5.2 Mt	UN	40.00	1.31		52.42	14.56
Accesorios de Voladura	34622	Fanel 7 Mt	UN	0.00	0.00		0.00	0.00
Accesorios de Voladura	34648	Fanel 15 Mt	UN	0.00	2.47		0.00	0.00
Accesorios de Voladura	35047	Fanel 18 Mt	UN	0.00	0.00		0.00	0.00
		3.0 ACEROS DE PERFORACION					83.52	23.20
Barras y barrenos	14320	Acople T38	mt	194.16	51.04	8.483.00	1.17	0.32
Barras y barrenos	14182	Shank T38	mt	194.16	164.33	8.483.00	3.76	1.04
Barras y barrenos	15565	Barra 14"	mt	194.16	368.93	4.800.00	14.92	4.15
Barras y barrenos	5957	Shank S2	mt	194.16	220.54	8.483.00	5.05	1.40
Barras y barrenos	1281	Barra 16"	mt	194.16	379.26	4.800.00	15.34	4.26
Barras y barrenos	35050	Barra 5" TL	mt	0.00	219.23	230.00	0.00	0.00
Barras y barrenos	2190	Shank Simba	mt	0.00	343.90	1.837.00	0.00	0.00
Barras y barrenos	11809	Copa Afilado	mt	0.00	129.16	266.00	0.00	0.00
Brocas	14179	Broca 45 MM	mt	194.16	47.38	300.00	30.66	8.52
Brocas	498	Broca 64 MM TL	mt	0.00	110.94	401.00	0.00	0.00
Brocas	31647	Rimadora 102 MM	mt	19.81	184.07	289.00	12.62	3.51
Brocas	525	Rimadora 127 MM TL	mt	0.00	334.21	289.00	0.00	0.00
		4.0 HERRAMIENTAS Y OTROS					74.04	20.57
Mangueras hidr. y accesorios	2081	Manguera Antiestatica 3/4"	MT	0.67	19.24	15	12.83	3.56
Mangueras hidr. y accesorios	10648	Manguera 1"	MT	0.33	2.70	15	0.90	0.25
Articulos de ferreteria	4749	Fosforos	CJ	0.03	0.08	10	0.00	0.00
Articulos de ferreteria	5281	Pita-Pavilo	RL	0.01	9.41	20	0.12	0.03
Articulos de ferreteria	9278	Hilo Negro O Rafia	UN	0.01	2.51	20	0.03	0.01
Herramientas	13415	Llave De Cadena	UN	0.00	126.81	90	0.35	0.10
Herramientas	1518	Lampa Tipo Cuchara	PZ	0.01	7.80	20	0.10	0.03
Herramientas	1931	Pico Minero	PZ	0.01	21.86	30	0.18	0.05
Herramientas	2110	Arco Para Sierra	UN	0.00	16.17	60	0.07	0.02
Herramientas	2396	Hebilla De 1/2"	CJ	0.01	30.95	30	0.26	0.07
Herramientas	4878	Flexometro 5 Mt	UN	0.01	5.35	30	0.04	0.01
Herramientas	7740	Alcayata	UN	0.04	4.10	90	0.18	0.05
Herramientas	8005	Cizalla De Mano 14"	UN	0.00	25.33	60	0.11	0.03
Herramientas	9602	Scaling Bar	UN	0.00	25.36	60	0.11	0.03
Herramientas	9918	Band It Herramienta	UN	0.00	114.95	90	0.32	0.09
Herramientas	9919	Cinta Band It 1/2"	RL	0.01	31.61	30	0.26	0.07
Herramientas	11901	Cancomo	UN	0.04	4.60	90	0.20	0.06
Herramientas	23484	Cargador De Anfo	UN	0.00	59.84	60	0.25	0.07
Herramientas	28726	Escalera Telescopica	UN	0.01	302.83	30	2.52	0.70
Luminarias	6331	Lampara Inalambrica	UN	0.00	93.12	365	0.06	0.02
Materiales de carpinteria	18505	Atacador De Madera 1" X3Mt	UN	0.01	10.00	30	0.08	0.02
Materiales de carpinteria	29536	Cuñas De Madera	UN	0.80	1.60	5	1.28	0.36
Pinturas y disolventes	1068	Pintura Esmalte	GL	0.05	13.46	10	0.67	0.19
Pinturas y disolventes	1078	Pintura Spray Rojo	UN	0.50	2.65	2	1.33	0.37
Tuberias HDPE	244	Tuberia Azul 2"	MT	0.60	2.42	5	1.45	0.40
Tuberias HDPE	249	Tuberia Verde 2"	MT	0.60	2.42	5	1.45	0.40
Tuberias de PVC y fierro negro	15425	Conexion Mixta Rosca - Escama 1"	UN	0.00	11.70	60	0.05	0.01
Tuberias de PVC y fierro negro	1918	Niple 1"	UN	0.00	1.40	60	0.01	0.00
Tuberias de PVC y fierro negro	3257	Reduccion Bushing 2"	UN	0.00	2.29	60	0.01	0.00
Tuberias de PVC y fierro negro	3617	Tee 1"	UN	0.00	2.30	180	0.00	0.00
Tuberias de PVC y fierro negro	10062	Niple Escamado 3/4"	UN	0.00	9.01	60	0.04	0.01
Tuberias de PVC y fierro negro	30800	Tubo De Arrastre 3Mt	UN	40.00	1.12	1	44.80	12.44
Valvulas y acoples	15796	Valvula De Bola 1"	UN	0.00	9.63	60	0.04	0.01
Valvulas y acoples	15798	Valvula De Bola 2"	UN	0.00	42.28	60	0.18	0.05
Valvulas y acoples	27879	Acople Rapido 2"	UN	0.00	7.91	180	0.01	0.00
Valvulas y acoples	29842	Adaptador Macho Plus 2"	UN	0.00	5.27	180	0.01	0.00
Valvulas y acoples	29848	Tee 2"	UN	0.00	11.17	180	0.02	0.00
Materiales de carpinteria	31681	Tablero gestion	Pza	0.01	140.00	30	1.17	0.32
Articulos de ferreteria	8158	bidón de agua.	Pza	0.05	6.15	5	0.31	0.09
Articulos de ferreteria		Porta bidón de agua.	Pza	0.00	10.00	60	0.04	0.01
Implementos de seguridad indus	12034	Cinta reflectiva	mts.	0.05	32.56	5	1.63	0.45
Implementos de seguridad indus		Caballote en los jumbos	Pza	0.01	5.00	30	0.04	0.01
Implementos de seguridad indus	2829	cordón de bloqueo	Pza	0.00	64.37	180	0.09	0.02
Implementos de seguridad indus	10225	conos de seguridad	Pza	0.00	17.02	180	0.02	0.01
Implementos de seguridad indus	3	Baston luminosos.	Pza	0.00	17.82	180	0.02	0.01
Implementos de seguridad indus	12105	pizarra de monitoreo	Pza	0.00	29.00	90	0.08	0.02
Implementos de seguridad indus		Radio de comunicación.	Pza	0.00	460.00	365	0.32	0.09
		6.0 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD					57.47	15.96
		personal operaciones	Tarea	4.00	11.85		47.40	13.17
		personal supervisión	Tarea	2.00	2.96		5.92	1.65
		personal de servicio mina	Tarea	2.00	1.78		3.55	0.99
		personal administrativo	Tarea	1.00	0.59		0.59	0.16
		COSTO DIRECTO (US\$/m)						140.49
		UTILIDAD COSTO DIRECTO		0.00				0.00
		COSTO TOTAL (US\$/m)						140.49

Fuente: Administración mina

Anexo 6

Vista en planta (Plano Geológico del cuerpo mineralizado Melissa 3)



Fuente: Área de geología

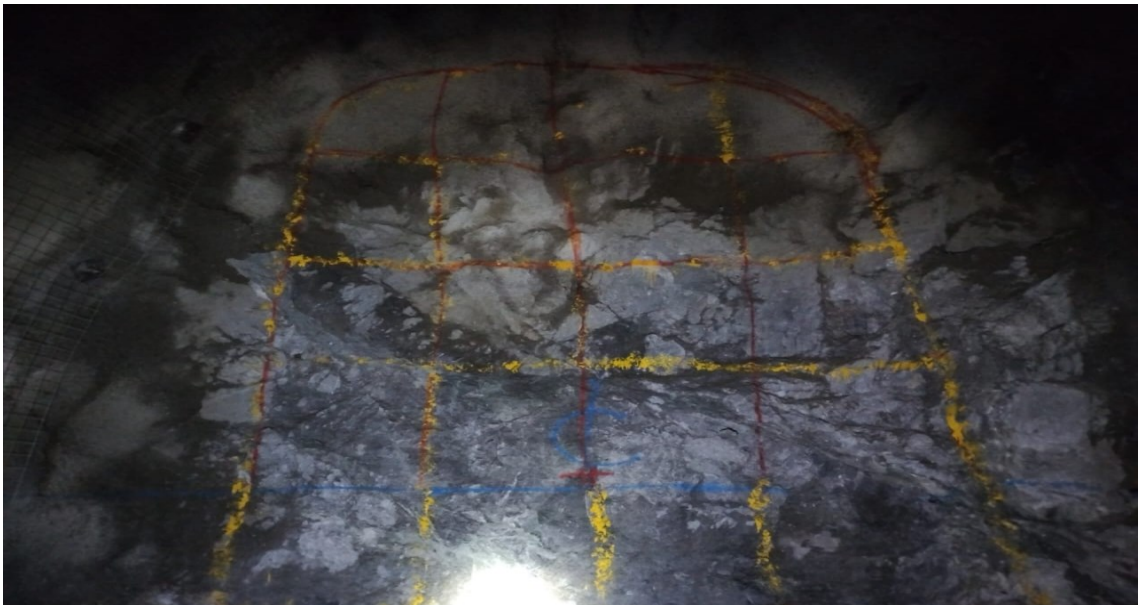
Anexo 9

Sacando punto de dirección de la Rp (-)3837



Anexo 10

Pintado de la malla



Fuente: Autor de la Tesis

Anexo 11

Perforación de la frente Rp(-)3837



Anexo 12

Control del paralelismo



Fuente: Autor de la Tesis

Anexo 13

Entubado y limpieza de los taladros perforados



Anexo 14

Distribución de los faneles todos encebado.



Fuente: Autor de la tesis .

Anexo 15

Carguío de los taladros con Super Fam Dos



Anexo 16

Preparación de las cañas para la corona



Fuente: Autor de la tesis .

Anexo 17

Amarre del pentacord hacia el carmex



Anexo 18

Carga rota producto de la voladura



Fuente: Autor de la tesis .

Anexo 19

Medición del avance con el distanciómetro



Fuente: Autor de la tesis .

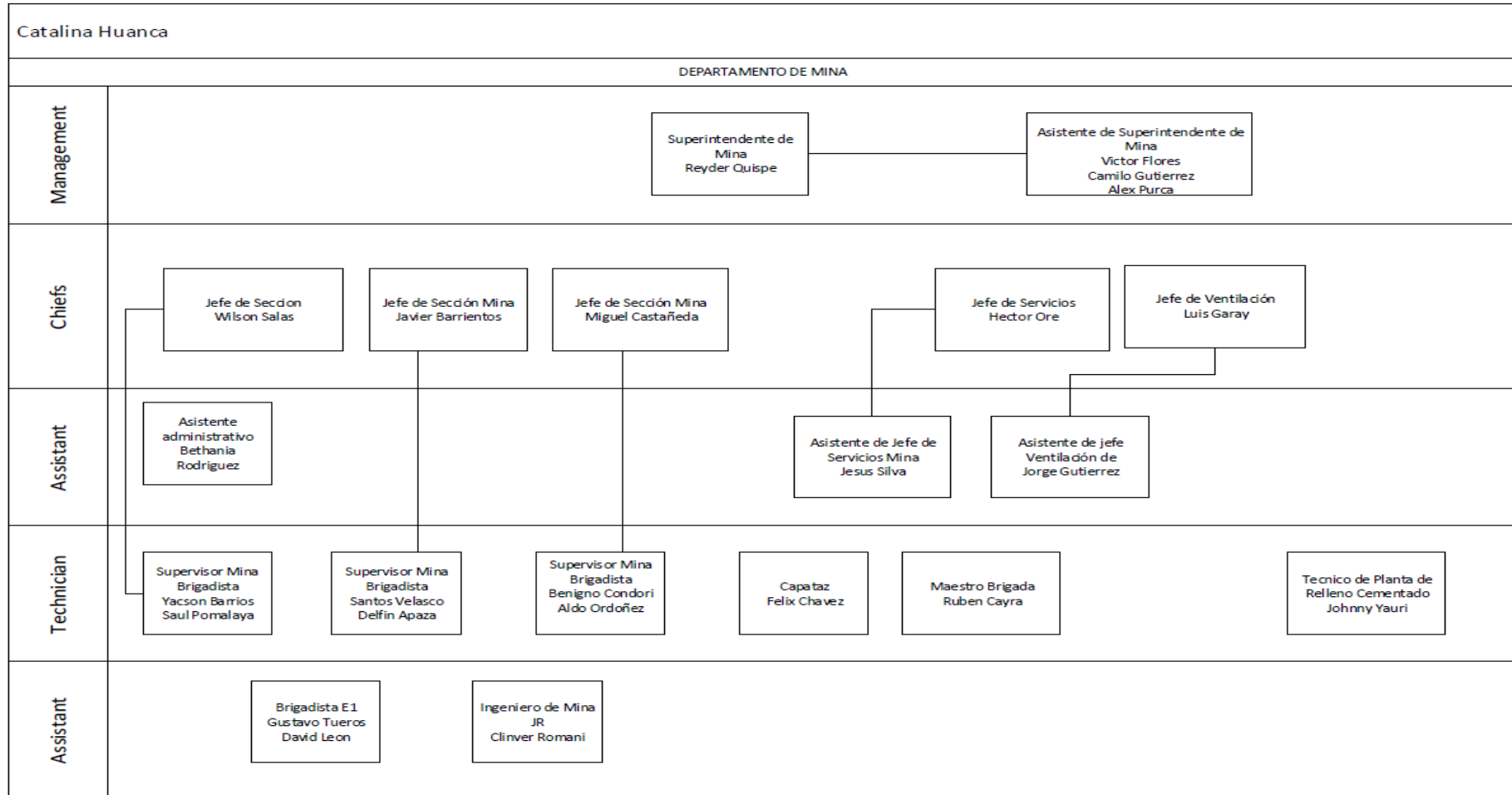
Anexo 20

Broca de 45mm 102 mm y 64mm para la perforación de frente y TL



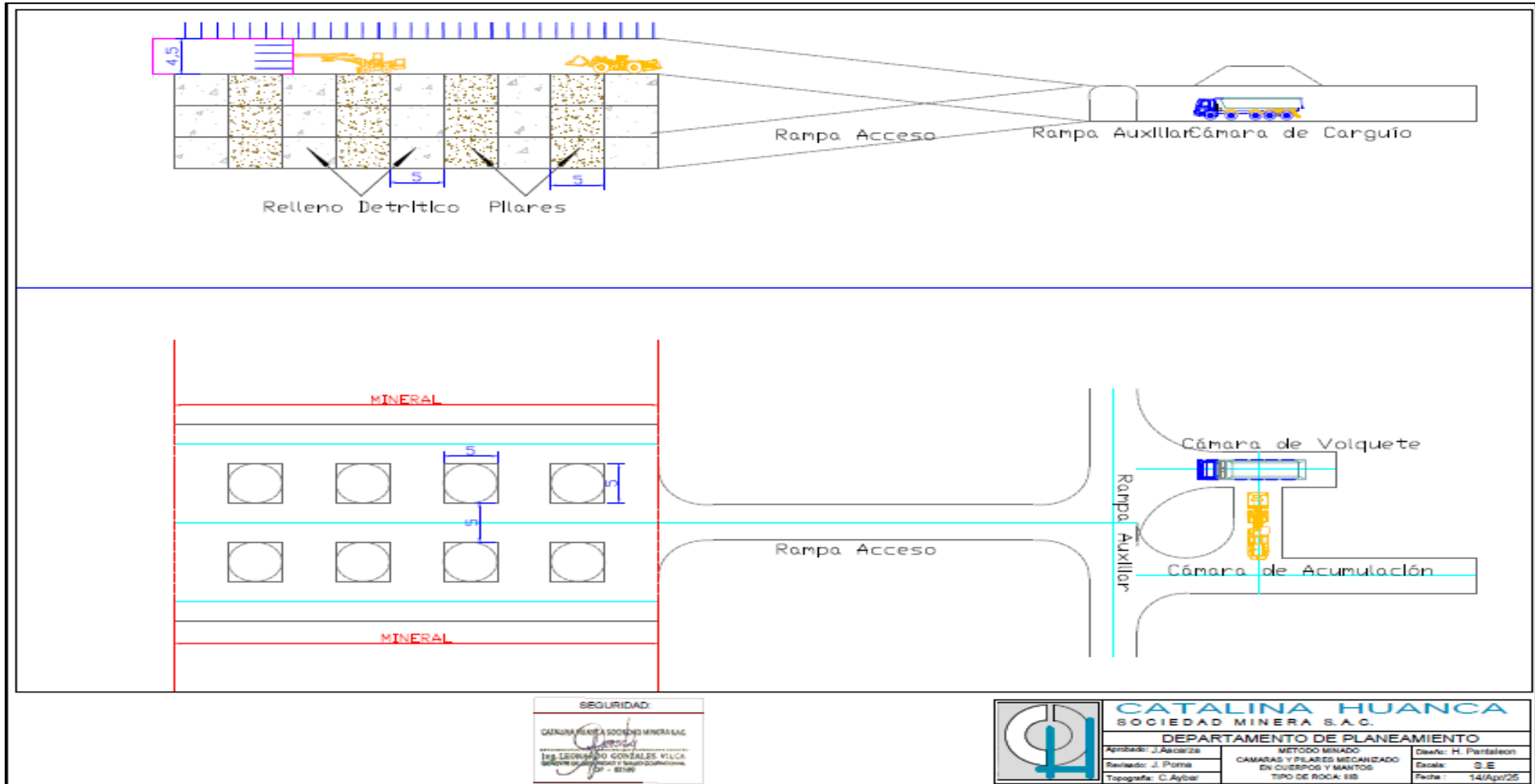
Fuente: Autor de la tesis .

Anexo 21 Organigrama departamento de mina (Unidad Minera Catalina Huanca)



Anexo 22

Métodos de Explotación

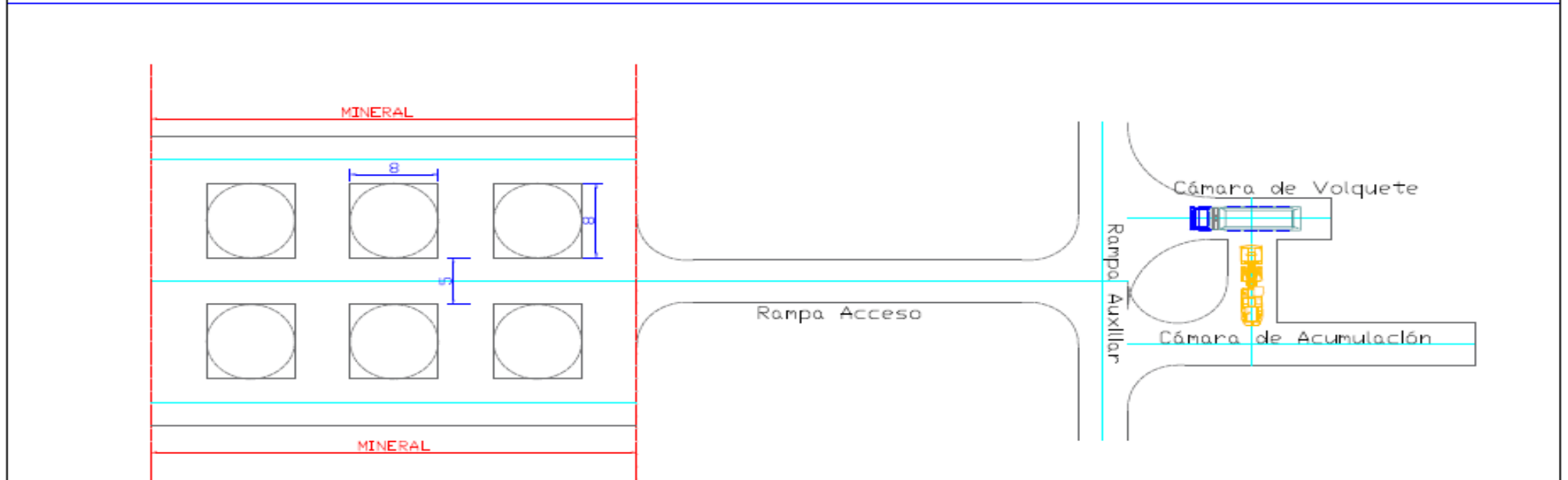
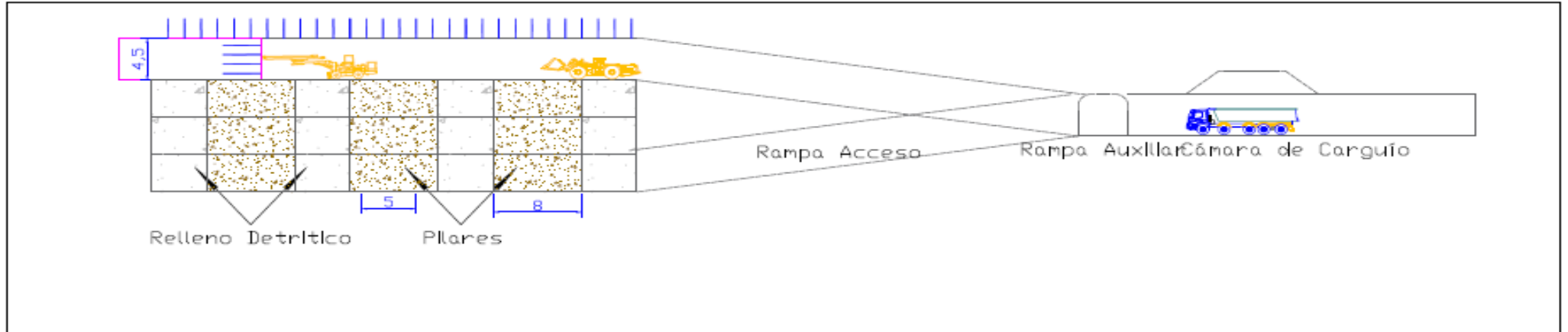


SEGURIDAD
 CATALINA HUANCA SOCIEDAD MINERA S.A.C.
 Ing. LEONARDO GONZALEZ VILCA
 GERENTE GENERAL DE SEGURIDAD



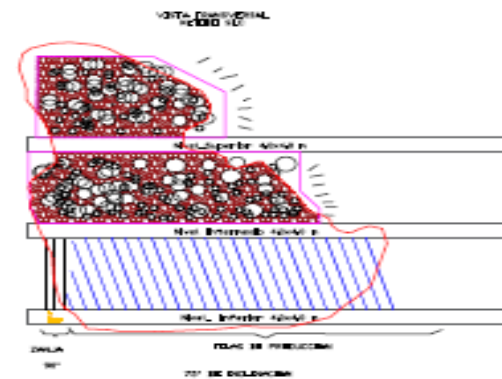
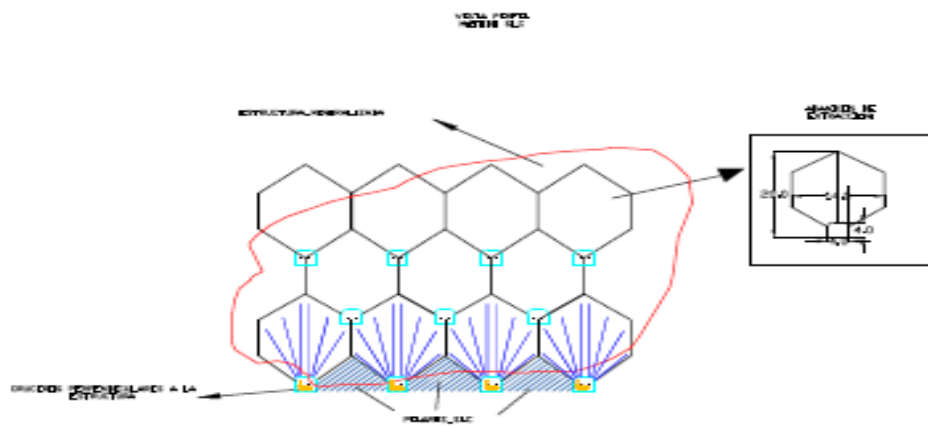
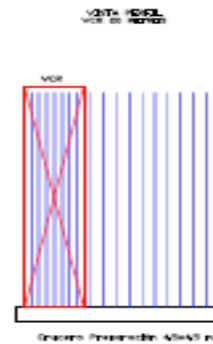
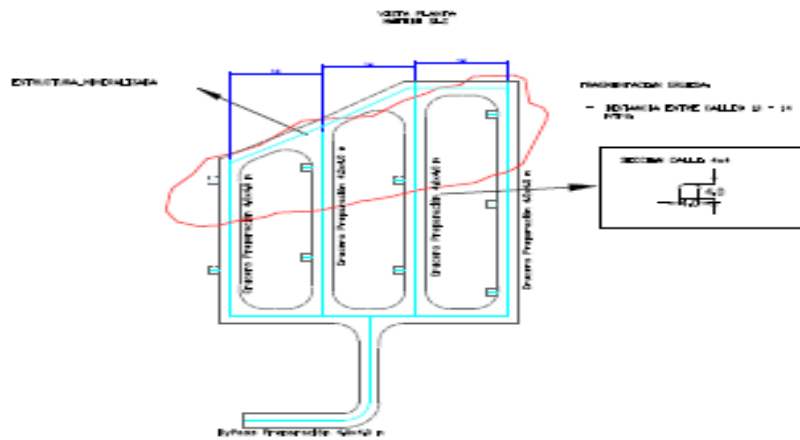
CATALINA HUANCA
 SOCIEDAD MINERA S.A.C.
 DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO

Aprobado: J. Acerza	METODO MINADO	Diseño: H. Pantaleon
Revisado: J. Pomar	CAMARAS Y PILARES MECANIZADO	Escala: S E
Topografía: C. Aybar	EN CUERPOS Y MANTOS	Fecha: 14/Abr/25
	TIPO DE ROCA: 88	



PLANEAMIENTO:	GEOMECÁNICA:

CATALINA HUANCA SOCIEDAD MINERA S.A.C. DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO		
Autor: J. Ascenza Revisado: J. Poma Topografía: C. Aybar	METODO MINADO CAMARAS Y PILARES MECANIZADO EN CUERPOS Y MANTOS TIPO DE ROCA: IIA	Diseñó: H. Pantaleon Escala: S.E Fecha: 14/Apr/25



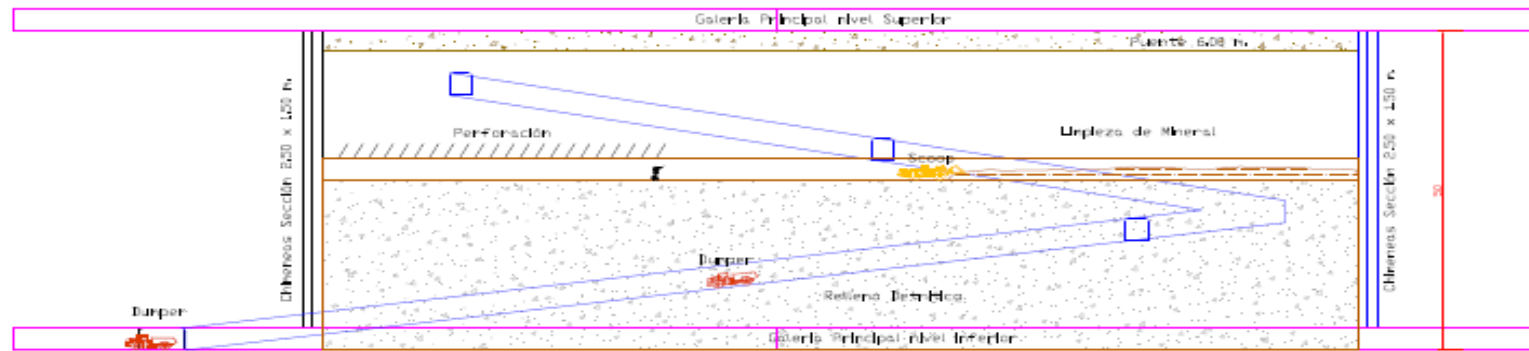
SEGURIDAD:



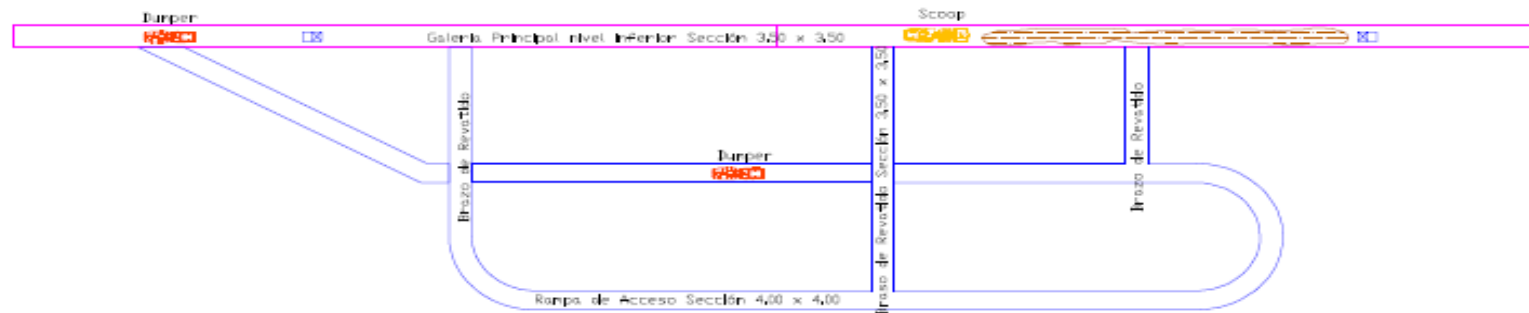
CATALINA HUANCA
SOCIEDAD MINERA S.A.C.

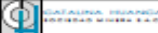
DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO

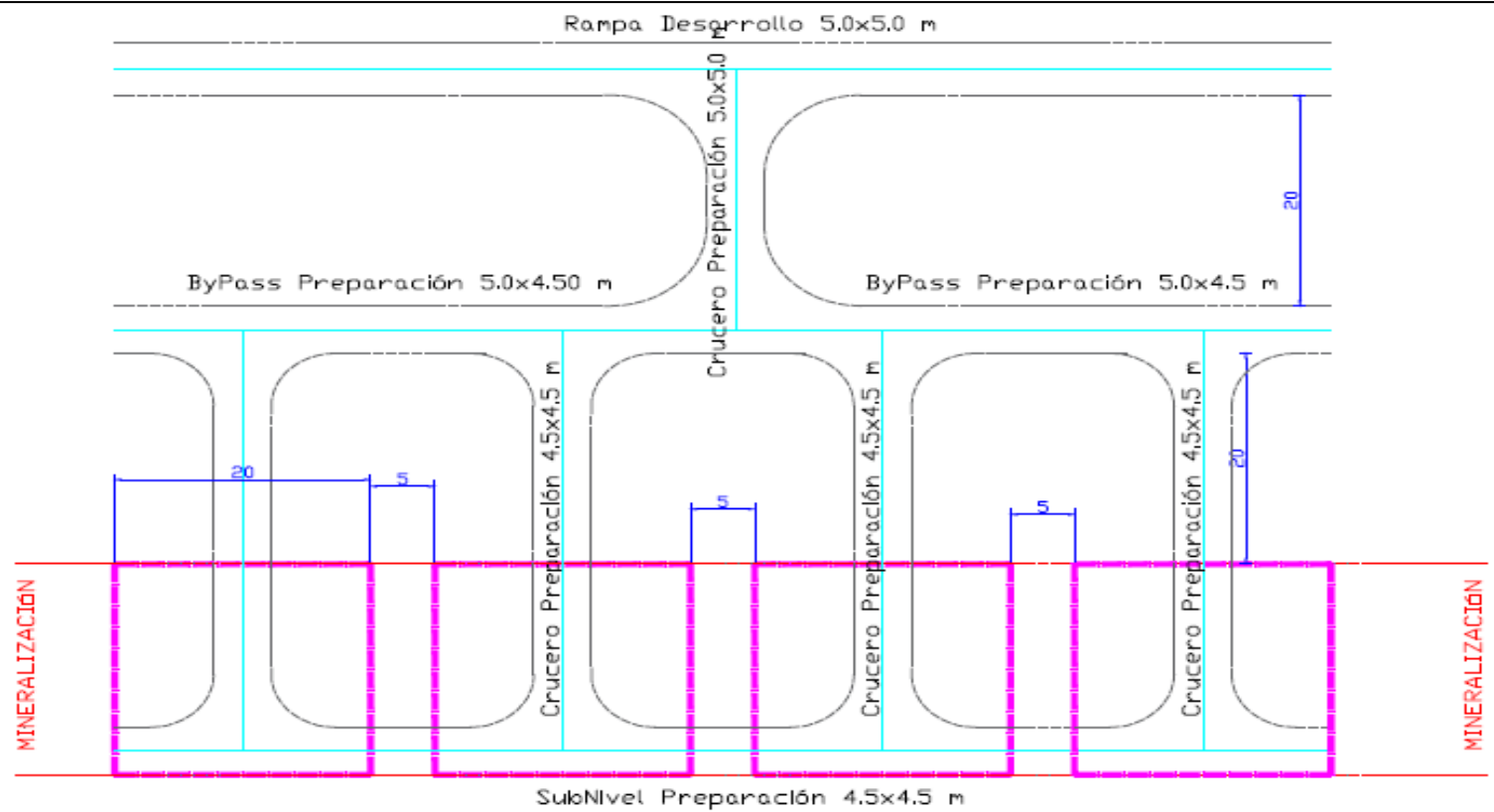
Aprobado: J. Ascarza	METODO MINADO SUBLEVEL CAVING EN CUERPOS	Diseño: H. Panfilioti
Revisado: J. Poma	TIPO DE ROCA: IVB-VA	Escala: S.E
Topografía: C. Aybar		Fecha: 11/Abr/25






Cargado con Dumper hacia los echaderos



Dpto. Planeamiento		 CATALINA HUANCA SOCIEDAD MINERA S.A.C.	DESCRIPCIÓN: METODO MINADO CORTE Y RELLENO EN VETAS	Fecha: 14/Abr/25
Aprobado: B. Nigui	Dibujo CAD: J. Ascarza			
Revisado: R. Tovar	Fecha Impresión: 14/Abr/25			
Diseño: J. Ascarza	Escala: 1:400			



-  Tajo a explotar
-  Tajo relleno
-  Tajo en perforación

SEGURIDAD:

Dpto. Planeamiento	
Aprobado: G. Román	Dibujo CAD: J. Poma
Revisado: J. Ascarza	Fecha Impresión: 11/Apr/25
Diseño: J. Poma	Escala: S/E

	CATALINA HUANCA SOCIEDAD MINERA S.A.C.
	Descripción: METODO MINADO TALADROS LARGOS CUERPOS
Laminas	

Anexo 23

Data del control de los factores mes de setiembre

Fecha	Turno	Guardi	Labor	Tipo	Seccion	Pies Ps.	Y	Mts	Mts Av.	Eficiencia	Pres	Rg	Rg131	E.34	E.144	E.100	Antd.	Rg Empl.
26/08/2024	DIA	A	CX 4050	Frente	5.0 X 4.5	12	3.66	3.70	96%	37.17	123.75	94.00				110.00	34.00	36.99
26/08/2024	NOCHE	B	RF 3839	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.00	81%	35.15	126.78	230.00				75.00	61.16	24.99
26/08/2024	NOCHE	B	CX 4045_C&P	Frente	5.0 X 4.5	12	3.66	3.00	82%	35.15	117.02	130.00				80.00	37.49	34.57
27/08/2024	DIA	A	CX 3621_B	Frente	4.0 X 4.0	13	3.96	2.80	71%	33.08	119.31	376.00			30.00	376.00	141.00	105.19
27/08/2024	DIA	A	CX 783	Frente	4.0 X 4.5	12	3.66	3.50	96%	34.11	113.56	141.00				100.00	36.16	24.99
27/08/2024	DIA	A	CX 4052	Frente	5.0 X 4.5	12	3.66	3.50	96%	37.17	123.75	94.00				110.00	24.99	24.99
27/08/2024	NOCHE	B	CX 4045_C&P	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.00	79%	35.15	126.78	123.00				90.00	32.71	24.99
28/08/2024	DIA	A	CX 3521_B	Frente	4.0 X 4.0	13	3.96	3.20	81%	33.08	119.31	376.00				105.19	105.19	105.19
28/08/2024	NOCHE	A	CX 4052	Frente	5.0 X 4.5	13	3.96	3.40	86%	37.17	134.06	94.00			30.00	100.00	24.99	24.99
28/08/2024	NOCHE	C	RF 4040	Frente	4.5 X 4.5	14	4.27	3.40	80%	35.15	136.53	103.00				120.00	27.39	24.99
28/08/2024	NOCHE	C	CX 4050	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	2.90	79%	35.15	117.02	206.00				40.00	64.78	24.99
29/08/2024	DIA	B	CX 783	Frente	4.0 X 4.5	13	3.96	3.20	81%	34.11	123.02	94.00				110.00	24.99	24.99
29/08/2024	DIA	B	CX 4052	Frente	5.0 X 4.5	13	3.96	4.20	106%	37.17	134.06	136.00				100.00	36.16	24.99
29/08/2024	DIA	B	CX 4050	Frente	5.0 X 4.5	13	3.96	4.00	101%	37.17	134.06	136.00				100.00	36.16	24.99
29/08/2024	DIA	B	CX 4166	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	2.70	68%	35.15	126.78	226.00				65.00	60.09	24.99
29/08/2024	DIA	B	CX 4166	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.20	87%	35.15	117.02	94.00				110.00	24.99	24.99
29/08/2024	NOCHE	C	CX 524_G	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.20	87%	35.15	117.02	87.00				100.00	23.13	24.99
29/08/2024	NOCHE	C	SN 3844	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.40	93%	35.15	117.02	370.00			50.00	100.00	107.06	107.06
30/08/2024	DIA	B	CX 783	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	2.60	71%	35.15	117.02	352.00				98.00	98.00	98.00
30/08/2024	DIA	B	CX 782	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	2.50	63%	35.15	126.78	37.00				125.00	9.84	9.84
30/08/2024	DIA	B	RF 4051	Frente	5.0 X 4.5	12	3.66	2.80	77%	37.17	123.75	136.00				105.00	36.16	24.99
30/08/2024	DIA	B	CX 4166	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	4.00	101%	35.15	126.78	136.00				100.00	36.16	24.99
30/08/2024	NOCHE	C	SN 3844	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.30	90%	35.15	117.02	370.00			50.00	100.00	107.06	107.06
30/08/2024	NOCHE	C	RF 4040	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.60	104%	35.15	117.02	87.00				100.00	23.13	24.99
31/08/2024	DIA	B	CX 4166	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.80	96%	35.15	126.78	94.00				110.00	24.99	24.99
31/08/2024	DIA	B	CX 783	Frente	4.0 X 4.5	13	3.96	2.90	73%	34.11	123.02	37.00				125.00	9.84	9.84
31/08/2024	DIA	B	CX 4050	Frente	5.0 X 4.5	12	3.66	3.00	81%	37.17	123.75	101.00				75.00	19.94	19.94
31/08/2024	NOCHE	C	CX 524_G	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	2.70	74%	35.15	117.02	87.00				115.00	23.13	23.13
01/09/2024	DIA	B	CX 782	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	4.00	101%	35.15	126.78	39.00				125.00	10.37	10.37
01/09/2024	DIA	B	CX 4166	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.90	99%	35.15	126.78	94.00			46.00	100.00	23.13	23.13
02/09/2024	DIA	B	CX 782	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.00	96%	35.15	117.02	19.00				128.00	13.97	13.97
02/09/2024	DIA	B	SN 185	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.00	79%	35.15	126.78	75.00				75.00	75.00	75.00
02/09/2024	DIA	B	CX 4050	Frente	5.0 X 4.5	12	3.66	2.20	60%	37.17	123.75	128.00			37.00	128.00	6.42	6.42
03/09/2024	DIA	B	CX 782	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.20	87%	35.15	117.02	37.00				125.00	9.84	9.84
03/09/2024	DIA	B	CX 4166	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.20	87%	35.15	117.02	37.00				125.00	9.84	9.84
03/09/2024	NOCHE	C	RF 3839	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.80	104%	35.15	117.02	482.00				100.00	122.85	122.85
03/09/2024	NOCHE	C	SN 3844	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	4.10	112%	35.15	117.02	395.00				100.00	105.03	105.03
04/09/2024	DIA	B	CX 4050	Frente	5.0 X 4.5	12	3.66	3.00	79%	34.11	113.56	79.00				100.00	36.16	36.16
04/09/2024	NOCHE	A	RF 777	Frente	5.0 X 4.5	12	3.66	3.20	87%	37.17	123.75	188.00			75.00	100.00	63.01	63.01
06/09/2024	DIA	C	CX 4166	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.60	98%	35.15	117.02	104.00				75.00	27.65	27.65
06/09/2024	NOCHE	A	CX 3853	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.60	98%	35.15	117.02	243.00				75.00	24.99	24.99
07/09/2024	NOCHE	A	CX 524_G	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.20	87%	35.15	117.02	185.00				75.00	49.19	49.19
07/09/2024	NOCHE	A	CX 3837	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.70	101%	35.15	117.02	101.00				100.00	24.99	24.99
07/09/2024	NOCHE	A	CX 3853	Frente	4.5 X 4.5	14	4.27	3.40	94%	35.15	136.53	94.00				125.00	24.99	24.99
08/09/2024	DIA	C	CX 4166	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.20	87%	35.15	117.02	87.00				100.00	23.13	23.13
08/09/2024	DIA	C	RF 4146	Frente	5.0 X 4.5	12	3.66	3.00	86%	37.17	123.75	24.00				100.00	24.99	24.99
08/09/2024	NOCHE	A	RF 3837	Frente	5.0 X 4.5	12	3.66	3.60	98%	37.17	123.75	200.00				75.00	53.18	53.18
08/09/2024	NOCHE	A	CX 3853	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.70	101%	35.15	117.02	94.00				125.00	24.99	24.99
08/09/2024	NOCHE	A	CX 524_G	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.00	86%	35.15	117.02	125.00				100.00	24.99	24.99
09/09/2024	DIA	C	RF 4146	Frente	5.0 X 4.5	12	3.66	3.10	85%	37.17	123.75	94.00				105.00	24.99	24.99
09/09/2024	NOCHE	A	CX 3853	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.80	98%	35.15	117.02	94.00				100.00	24.99	24.99
10/09/2024	DIA	C	CX 4166	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.60	98%	35.15	117.02	134.00				90.00	35.63	35.63
10/09/2024	NOCHE	A	RF 777	Frente	5.0 X 4.5	12	3.66	3.55	97%	37.17	123.75	100.00				100.00	26.59	26.59
11/09/2024	DIA	C	CX 4166	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.60	98%	35.15	117.02	93.00				100.00	26.59	26.59
11/09/2024	DIA	C	RF 4146	Frente	5.0 X 4.5	12	3.66	4.70	101%	37.17	123.75	102.00				100.00	24.99	24.99
11/09/2024	NOCHE	B	SN 3844	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	4.40	111%	35.15	126.78	85.00				85.00	27.12	27.12
11/09/2024	NOCHE	B	CX 3853	Frente	4.5 X 4.5	15	4.57	4.50	98%	35.15	146.28	125.00				100.00	38.92	38.92
12/09/2024	DIA	A	CX 4166	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.90	98%	35.15	126.78	188.00				75.00	49.99	49.99
12/09/2024	DIA	A	CX 4166	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.90	98%	35.15	126.78	188.00				75.00	49.99	49.99
12/09/2024	DIA	A	SN 185	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.50	96%	35.15	117.02	94.00				60.00	24.99	24.99
12/09/2024	NOCHE	B	RF 3839	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	4.10	103%	35.15	126.78	136.00				100.00	36.16	36.16
12/09/2024	NOCHE	B	CX 4166	Frente	4.5 X 4.5	15	4.57	4.00	90%	35.15	146.28	35.00				100.00	36.16	36.16
13/09/2024	DIA	A	RF 185	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.40	93%	35.15	117.02	94.00				100.00	24.99	24.99
13/09/2024	DIA	A	RF 185	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.40	93%	35.15	117.02	94.00				100.00	24.99	24.99
13/09/2024	DIA	A	CX 4166	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	2.27	62%	35.15	126.78	125.00				75.00	24.99	24.99
13/09/2024	NOCHE	B	SN 3844	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	4.40	111%	35.15	126.78	94.00				100.00	31.24	31.24
13/09/2024	NOCHE	B	CX 4045_C&P	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.60	98%	35.15	117.02	94.00			25.00	100.00	24.99	24.99
13/09/2024	NOCHE	B	RF 777	Frente	5.0 X 4.5	12	3.66	3.90	107%	37.17	123.75	107.00				100.00	24.99	24.99
13/09/2024	NOCHE	B	CX 3853	Frente	4.5 X 4.5	15	4.57	4.30	94%	35.15	146.28	145.00				100.00	38.56	38.56
14/09/2024	DIA	A	CX 4149_3	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	2.70	74%	35.15	117.02	94.00				120.00	24.99	24.99
14/09/2024	DIA	A	CX 4166	Frente	4.5 X 4.5	14	4.27	4.00	98%	35.15	136.53	94.00				100.00	24.99	24.99
14/09/2024	DIA	A	RF 4146	Frente	5.0 X 4.5	15	4.57	4.40	96%	37.17	123.75							

Anexo 24

Control de los factores del mes Octubre

Fecha	Turno	Guardia	Labor	Tipo	Sección	Res. P.	Mts. B.	Mts. A.	Eficiencia	F/Proc.	Kg/Proc.	E. 94	E. 144	Anto	Kg. Emu	Kg/E	Fl. E	Fl. B	
25/09/2024	DA	B	CX_782	Frente	4.0 X 4.5	13	3.96	3.60	83%	34.99	123.02	94.00		100.00	24.99	125	37.88		
25/09/2024	DIA	B	SN_185	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.60	91%	35.15	126.78	101.00		96.00	33.11	129	35.86		
25/09/2024	DIA	B	CX_4050	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.30	83%	32.48	117.16	94.00		100.00	24.99	125	37.88		
25/09/2024	DIA	B	CX_4166	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.00	104%	32.48	106.15	125.00		90.00	33.24	123	32.43		
25/09/2024	DIA	B	RP_4146	Frente	5.0 X 4.5	13	3.96	3.70	93%	37.17	134.06	37.00		115.00	9.84	125	33.74		
25/09/2024	NOCHIE	A	CX_5221	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.70	101%	35.15	117.02	376.00			107.23	107	28.98		
25/09/2024	NOCHIE	A	CX_3837_EXP	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.50	96%	35.15	117.02	188.00		75.00	49.99	125	35.71		
26/09/2024	DIA	C	CX_783	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.60	82%	32.48	106.15	87.00		100.00	23.13	123	34.20		
26/09/2024	DIA	C	RP_4146	Frente	5.0 X 4.5	12	3.66	3.20	87%	37.17	123.75	426.00	35.00		119.35	119	37.10		
26/09/2024	NOCHIE	A	CX_524_G	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	2.70	74%	35.15	117.02	370.00	30.00		103.59	104	38.37		
26/09/2024	NOCHIE	A	RP_5221	Frente	5.0 X 4.5	12	3.66	3.00	82%	37.17	123.75	376.00	30.00		105.19	105	35.06		
26/09/2024	NOCHIE	A	CX_3845	Frente	3.5 X 4.5	14	4.27	4.35	102%	32.48	126.17	188.00		75.00	49.99	125	28.73		
26/09/2024	NOCHIE	A	CX_3521_B	Frente	4.0 X 4.0	12	3.66	3.65	100%	33.08	110.13	94.00		100.00	24.99	125	34.25		
27/09/2024	DIA	C	CX_4166	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.45	94%	32.48	106.15	141.00		95.00	37.49	132	38.40		
27/09/2024	DIA	C	CX_4050	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.50	96%	32.48	106.15	188.00	30.00		85.00	28.34	113	32.38	
27/09/2024	NOCHIE	A	CX_3845	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	2.60	71%	32.48	106.15	376.00	30.00		105.19	105	40.46		
27/09/2024	NOCHIE	A	RP_3837	Frente	5.0 X 5.0	12	3.66	3.80	104%	41.20	137.17	188.00		75.00	49.99	125	32.89		
28/09/2024	DIA	C	CX_4166	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	2.40	66%	32.48	106.15	406.00			116.64	117	48.60		
28/09/2024	DIA	C	RP_782	Frente	4.0 X 4.5	12	3.66	3.40	93%	34.11	113.56	137.00	30.00		80.00	41.64	122	35.78	
28/09/2024	DIA	C	CX_4050	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.00	82%	32.48	106.15	134.00	30.00		70.00	40.84	111	36.95	
28/09/2024	DIA	C	CX_4040	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.60	98%	35.15	117.02	76.00		100.00	20.74	121	33.54		
28/09/2024	NOCHIE	A	CX_3845	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.40	93%	35.15	117.02	188.00		75.00	49.99	125	31.25		
28/09/2024	NOCHIE	A	CX_3837_EXP	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.40	93%	35.15	117.02	94.00		100.00	24.99	125	36.76		
28/09/2024	NOCHIE	A	CX_4040	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.60	98%	35.15	117.02	94.00		100.00	24.99	125	34.72		
29/09/2024	DIA	C	CX_4050	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.50	96%	37.17	123.75	105.00	82.00		125.00	27.82	153	43.69	
29/09/2024	DIA	C	CX_4040	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.40	93%	35.15	117.02	370.00			105.33	105	30.98		
29/09/2024	NOCHIE	A	CX_4045_C&P	Sellada	4.5 X 4.5	12	3.66	2.60	71%	35.15	117.02	76.00		60.00	20.74	81	31.05		
29/09/2024	NOCHIE	A	CX_4045_C&P	Sellada	4.5 X 4.5	12	3.66	2.70	75%	35.15	126.78	87.00		75.00	37.37	112	33.05		
29/09/2024	NOCHIE	A	CX_4040	Frente2	4.5 X 4.5	12	3.66	2.60	71%	35.15	117.02	87.00		95.00	23.13	118	45.44		
29/09/2024	NOCHIE	A	CX_4040	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.40	93%	35.15	117.02	87.00		95.00	23.13	118	34.75		
30/09/2024	DIA	C	CX_4050	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.20	87%	0.00	0.00	0.00	30.00		85.00	28.34	113	35.42	
30/09/2024	NOCHIE	A	CX_4040	Frente	4.5 X 4.5	14	4.27	4.40	103%	35.15	136.53	118.00		120.00	31.38	151	34.40		
30/09/2024	NOCHIE	A	CX_3521_B	Frente	4.0 X 4.0	12	3.66	3.40	93%	33.08	110.13	87.00		95.00	23.13	118	34.75		
30/09/2024	NOCHIE	A	CX_3845	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	4.00	109%	0.00	0.00	188.00		75.00	49.99	125	31.25		
01/10/2024	DIA	A	CX_4146_4.5	Frente	5.0 X 4.5	12	3.66	3.70	97%	37.17	134.06	370.00	30.00		103.59	104	38.37		
01/10/2024	NOCHIE	A	CX_524_G	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.50	96%	35.15	117.02	87.00		95.00	23.13	118	33.75		
01/10/2024	NOCHIE	A	RP_3837	Frente	5.0 X 5.0	12	3.66	3.90	107%	41.20	137.17	87.00		90.00	23.13	113	29.01		
01/10/2024	NOCHIE	A	CX_3853_4.5	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.40	95%	35.15	117.02	87.00		95.00	23.13	118	34.75		
01/10/2024	NOCHIE	A	CX_3521_B	Frente	4.0 X 4.0	12	3.66	3.20	87%	33.08	110.13	87.00		95.00	23.13	118	36.92		
02/10/2024	DIA	C	CX_4166	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.10	85%	32.48	106.15	306.00	32.00		86.65	87	27.93		
02/10/2024	DIA	C	CX_4050	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.10	85%	32.48	106.15	306.00	30.00		86.65	87	27.93		
02/10/2024	NOCHIE	B	CX_3845	Frente	3.5 X 4.5	13	3.96	3.80	96%	35.15	126.78	136.00		110.00	24.99	135	45.00		
02/10/2024	NOCHIE	B	SN_4040	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.80	96%	35.15	126.78	136.00		100.00	36.16	136	35.83		
02/10/2024	NOCHIE	B	CX_4040	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.40	86%	35.15	126.78	136.00		100.00	36.16	136	40.05		
02/10/2024	NOCHIE	B	CX_3521_B	Frente	4.0 X 4.0	12	3.66	4.00	109%	33.08	119.31	87.00		115.00	21.60	137	34.25		
02/10/2024	NOCHIE	B	RP_3841	Frente	5.0 X 4.5	13	3.96	2.40	61%	37.17	134.06	232.00		110.00	37.89	147	56.95		
03/10/2024	DIA	A	RP_4146	Frente	5.0 X 4.5	14	4.27	4.10	96%	37.17	144.37	110.00		125.00	29.25	154	37.62		
03/10/2024	DIA	A	CX_4051	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.10	85%	35.15	117.02	188.00	80.00		63.88	64	20.61		
03/10/2024	NOCHIE	B	CX_5221	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.70	101%	37.17	134.06	370.00		25.00	33.75	135	37.88		
03/10/2024	NOCHIE	B	CX_4045_C&P	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.40	93%	35.15	117.02	94.00		110.00	24.99	135	39.70		
03/10/2024	NOCHIE	B	CX_3845	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.40	93%	32.48	106.15	390.00		110.00	103.70	104	30.50		
03/10/2024	NOCHIE	B	RP_3837	Frente	5.0 X 5.0	13	3.96	3.70	93%	41.20	140.00	188.00		110.00	37.23	135	38.90		
03/10/2024	NOCHIE	B	CX_4040	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.50	88%	35.15	126.78	94.00		110.00	24.99	135	38.57		
04/10/2024	DIA	A	CX_4166	Frente	3.5 X 4.5	14	4.27	4.80	112%	32.48	126.17	181.00		100.00	48.13	148	30.86		
04/10/2024	DIA	A	CX_782	Frente	4.0 X 4.5	12	3.66	2.70	74%	34.11	113.56	188.00		75.00	49.99	125	46.29		
04/10/2024	DIA	A	CX_4146_4.5	Frente	5.0 X 4.5	14	4.27	3.90	90%	37.17	144.37	94.00		100.00	24.99	135	38.90		
04/10/2024	DIA	A	CX_4052	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.70	101%	32.48	106.15	188.00		75.00	49.99	125	33.78		
04/10/2024	NOCHIE	B	CX_4039	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.30	90%	35.15	117.02	188.00		75.00	49.99	125	37.88		
04/10/2024	NOCHIE	B	CX_4039	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.30	90%	35.15	117.02	188.00		75.00	49.99	125	37.88		
04/10/2024	NOCHIE	B	CX_3853	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.60	91%	35.15	126.78	94.00		110.00	24.99	135	37.50		
04/10/2024	NOCHIE	B	CX_3845	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.60	98%	32.48	106.15	423.00		110.00	112.48	132	31.24		
04/10/2024	NOCHIE	B	CX_3837_EXP	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.30	83%	35.15	126.78	76.00		110.00	0.00	110	33.33		
05/10/2024	DIA	A	CX_783	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.90	106%	35.15	126.78	94.00		110.00	24.99	135	38.90		
05/10/2024	DIA	A	CX_4052	Frente	4.0 X 4.5	12	3.66	2.70	74%	34.11	113.56	188.00		75.00	49.99	125	46.29		
05/10/2024	DIA	A	RP_4052	Frente	5.0 X 4.5	12	3.66	3.50	96%	37.17	123.75	370.00		125.00	98.38	98	28.11		
05/10/2024	DIA	A	CX_4146_4.5	Frente	5.0 X 4.5	14	4.27	4.00	92%	37.17	144.37	94.00		125.00	29.25	154	37.62		
05/10/2024	DIA	A	RP_3837	Frente	5.0 X 5.0	12	3.66	2.80	77%	41.20	137.17	188.00		75.00	49.99	125	44.64		
05/10/2024	NOCHIE	B	CX_4045_C&P	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.90	98%	35.15	126.78	94.00		110.00	24.99	135	34.61		
05/10/2024	NOCHIE	B	CX_3851	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.60	91%	35.15	126.78	94.00		110.00	24.99	135	37.50		
05/10/2024	NOCHIE	B	CX_3853	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.50	89%	35.15	126.78	423.							

Anexo 25

Control de factor mes de noviembre

Fecha	Turno	Guardia	Labor	Tipo	Sección	Pes P ₁	M ₁ P ₁	M ₂ P ₁	Ms A	Eficiencia	F/Prog	Kg/Prog	E 94	E 144	Anfo	Kg Emul	Kg/E ₉₄
26/10/2024	DIA	A	RP 187_M1	Frente	4.0 X 4.0	12	3.66	3.50	96%	33.08	110.13	87.00				23.13	123
26/10/2024	DIA	A	CX 4051	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.10	85%	35.15	117.02	370.00	30.00			103.59	104
26/10/2024	DIA	A	CX 4052	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.60	98%	32.48	108.15	170.00			75.00	45.20	120
26/10/2024	DIA	A	CX 782	Frente	4.0 X 4.5	12	3.66	3.00	82%	34.11	113.56	170.00			75.00	45.20	120
26/10/2024	NOCHE	B	SN 4040_S	Frente	4.0 X 4.5	13	3.96	3.50	88%	34.11	123.02	138.00			95.00	36.69	132
26/10/2024	NOCHE	B	CX 5221	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.80	96%	35.15	126.78	94.00			110.00	24.99	135
26/10/2024	NOCHE	B	RP 3841	Frente	4.5 X 4.5	15	4.57	3.50	77%	35.15	146.28	120.00	40.00		127.00	38.85	166
26/10/2024	NOCHE	B	CX 3870	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.90	98%	35.15	126.78	94.00			110.00	24.99	135
26/10/2024	NOCHE	B	CX 3845	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.00	82%	32.48	108.15	376.00	30.00			105.19	105
26/10/2024	NOCHE	B	CX 4010	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	4.30	108%	35.15	126.78	94.00			110.00	24.99	135
27/10/2024	DIA	A	RP 187_M1	Frente	4.0 X 4.0	13	3.96	4.00	101%	33.08	119.31	87.00			100.00	23.13	123
27/10/2024	DIA	A	RP 782	Frente	4.0 X 4.5	12	3.66	3.90	107%	34.11	113.56	170.00			75.00	45.20	120
27/10/2024	DIA	A	CX 4050	Frente	3.5 X 4.5	15	4.57	2.40	52%	32.48	135.19	170.00			75.00	45.20	120
27/10/2024	NOCHE	B	CX 3520	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	2.80	77%	35.15	117.02	94.00	25.00		100.00	23.33	129
27/10/2024	NOCHE	B	CX 3870	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.30	83%	35.15	126.78	138.00			95.00	36.69	132
27/10/2024	NOCHE	B	SN 4040_S	Frente	4.0 X 4.5	12	3.66	3.20	87%	34.11	113.56	138.00			95.00	36.69	132
28/10/2024	DIA	A	RP 187_M1	Frente	4.0 X 4.0	13	3.96	3.70	93%	33.08	119.31	87.00			100.00	23.13	123
28/10/2024	DIA	A	CX 4166	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.70	101%	35.15	117.02	87.00			100.00	23.13	123
28/10/2024	DIA	A	CX 4051	Frente	4.5 X 4.5	15	4.57	3.90	85%	35.15	146.28	130.00			125.00	34.57	160
28/10/2024	DIA	A	CX 4052	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.50	96%	32.48	108.15	138.00			75.00	36.69	112
28/10/2024	NOCHE	B	RP 5221	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	2.80	77%	35.15	117.02	402.00	35.00		112.97	113	
28/10/2024	NOCHE	B	RP 3837	Frente	4.5 X 4.5	14	4.27	4.10	96%	35.15	136.53	145.00	40.00	120.00	45.50	165	
28/10/2024	NOCHE	B	SN 4040_S	Frente	4.0 X 4.5	12	3.66	3.20	87%	34.11	113.56	138.00			95.00	36.69	132
28/10/2024	NOCHE	B	CX 3845	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	2.90	79%	32.48	108.15	227.00	24.00		64.53	65	
28/10/2024	NOCHE	B	RP 3841	Frente	4.5 X 4.5	14	4.27	3.20	75%	35.15	136.53	105.00	35.00	120.00	34.00	154	
29/10/2024	DIA	A	CX 4052	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	1.40	38%	32.48	108.15	170.00			75.00	45.20	120
29/10/2024	DIA	A	CX 4050	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.80	104%	35.15	117.02	370.00	30.00		103.59	104	
29/10/2024	DIA	A	RP 187_M1	Frente	4.0 X 4.0	13	3.96	3.20	81%	33.08	119.31	170.00			75.00	45.20	120
29/10/2024	NOCHE	B	RP 5221	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	2.70	74%	35.15	117.02	402.00	35.00		112.97	113	
29/10/2024	NOCHE	B	CX 4010	Frente	4.5 X 4.5	15	4.57	4.00	87%	35.15	146.28	120.00	40.00	135.00	38.85	174	
29/10/2024	NOCHE	B	RP 3837	Frente	4.5 X 4.5	15	4.57	3.80	83%	35.15	146.28	105.00	40.00	125.00	34.86	160	
29/10/2024	NOCHE	B	CX 3520	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	4.00	101%	35.15	126.78	94.00	35.00	105.00	31.07	136	
29/10/2024	NOCHE	B	CX 3845	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.50	96%	32.48	108.15	320.00	35.00		91.16	91	
29/10/2024	NOCHE	B	SN 4040_S	Frente	4.0 X 4.5	13	3.96	3.40	86%	34.11	123.02	97.00			80.00	25.79	106
30/10/2024	DIA	A	RP 187_M1	Frente	4.0 X 4.0	13	3.96	3.60	91%	33.08	119.31	170.00			75.00	45.20	120
30/10/2024	DIA	A	CX 782	Frente	4.0 X 4.5	12	3.66	3.00	82%	34.11	113.56	170.00			75.00	45.20	120
30/10/2024	DIA	A	CX 4051	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.60	96%	35.15	117.02	170.00			75.00	45.20	120
30/10/2024	DIA	A	CX 4166	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.80	104%	35.15	117.02	87.00			100.00	23.13	123
30/10/2024	NOCHE	C	RP 5221	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.00	82%	35.15	117.02	328.00			87.22	87	
30/10/2024	NOCHE	C	RP 3841	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.35	85%	35.15	126.78	94.00			115.00	24.99	140
30/10/2024	NOCHE	C	CX 3870	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.10	85%	35.15	117.02	110.00	50.00	75.00	37.93	113	
30/10/2024	NOCHE	C	SN 4040	Frente	4.0 X 4.5	13	3.96	3.95	100%	34.11	123.02	91.00	40.00	95.00	31.14	126	
31/10/2024	DIA	B	CX 782	Frente	4.0 X 4.5	12	3.66	3.25	89%	34.11	113.56	94.00			110.00	24.99	135
31/10/2024	DIA	B	CX 4050	Frente	3.5 X 4.5	13	3.96	3.00	76%	32.48	117.16	97.00			100.00	25.79	126
31/10/2024	DIA	B	CX 4050	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	2.90	79%	32.48	108.15	87.00			100.00	23.13	123
31/10/2024	DIA	B	CX 4050	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.40	93%	32.48	108.15	410.00			109.02	109	
31/10/2024	DIA	B	CX 4166	Frente	4.5 X 4.5	15	4.57	4.40	96%	35.15	146.28	104.00			125.00	27.65	153
31/10/2024	DIA	B	CX 4010	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.70	101%	35.15	117.02	94.00			110.00	24.99	135
31/10/2024	NOCHE	C	CX 3520	Frente	4.5 X 4.5	14	4.27	4.00	94%	35.15	136.53	144.00	70.00	75.00	50.44	125	
31/10/2024	NOCHE	C	CX 3837	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.00	82%	35.15	117.02	94.00	50.00	100.00	33.67	134	
31/10/2024	NOCHE	C	SN 4040	Frente	4.0 X 4.5	13	3.96	3.00	76%	34.11	123.02	47.00	50.00	100.00	21.18	121	
31/10/2024	NOCHE	C	RP 5221	Frente	4.5 X 4.5	12	3.66	3.30	90.2%	35.15	117.02	355.00	50.00		103.07	103	
31/10/2024	NOCHE	C	CX 3870	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.45	87%	35.15	126.78	94.00	50.00	80.00	33.67	114	
31/10/2024	NOCHE	C	CX 3845	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.00	82%	32.48	108.15	330.00	50.00		96.43	96	
31/10/2024	NOCHE	C	CX 4010	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.60	91%	35.15	126.78	367.00	50.00		106.27	106	
01/11/2024	DIA	B	CX 4052	Frente	3.5 X 4.5	13	3.96	0.70	18%	32.48	117.16	133.00			90.00	35.36	125
01/11/2024	DIA	B	CX 4166	Frente	4.5 X 4.5	15	4.57	4.50	96%	35.15	146.28	104.00			125.00	27.65	153
01/11/2024	DIA	B	CX 782	Frente	4.0 X 4.5	12	3.66	1.80	49%	34.11	113.56	136.00			90.00	36.16	126
01/11/2024	NOCHE	C	CX 3520	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.60	91%	35.15	126.78	94.00	50.00	100.00	33.67	134	
01/11/2024	NOCHE	C	CX 3870	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.10	78%	35.15	126.78	370.00	40.00		105.33	105	
01/11/2024	NOCHE	C	CX 4010	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.40	86%	35.15	126.78	370.00	40.00		105.33	105	
01/11/2024	NOCHE	C	RP 3841	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.70	93%	35.15	126.78	94.00	50.00	100.00	33.67	134	
01/11/2024	NOCHE	C	CX 5221	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.20	81%	35.15	126.78	402.00	50.00		115.57	116	
01/11/2024	NOCHE	C	SN 4040	Frente	4.0 X 4.5	13	3.96	3.60	91%	34.11	123.02	91.00	40.00	91.00	31.14	122	
01/11/2024	NOCHE	C	CX 3839	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.00	76%	35.15	126.78	402.00	50.00		115.57	116	
02/11/2024	DIA	B	CX 4050	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.50	96%	32.48	108.15	130.00			90.00	34.57	125
02/11/2024	DIA	B	CX 4166	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.95	100%	35.15	126.78	94.00			110.00	24.99	135
02/11/2024	DIA	B	CX 782	Frente	4.0 X 4.5	13	3.96	3.15	79%	34.11	123.02	136.00			100.00	36.16	126
02/11/2024	NOCHE	C	RP 3841	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.70	93%	35.15	126.78	94.00	50.00	100.00	33.67	134	
02/11/2024	NOCHE	C	CX 3837	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.70	93%	35.15	126.78	84.00	50.00	100.00	31.02	131	
02/11/2024	NOCHE	C	CX 3854	Frente	4.5 X 4.5	13	3.96	3.50	88%	35.15	126.78	94.00	50.00	98.00	33.67	132	
02/11/2024	NOCHE	C	CX 3845	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.40	93%	32.48	108.15	402.00	50.00		115.57	116	
02/11/2024	NOCHE	C	CX 3870	Frente	4.5 X 4.5	15	4.57	4.10	90%	35.15	146.28	457.00	70.00		133.67	134	
02/11/2024	NOCHE	C	CX 4040	Frente	4.0 X 4.0	13	3.96	3.45	87%	33.08	119.31	91.00	40.00	95.00	31.14	126	
03/11/2024	DIA	B	CX 4052	Frente	3.5 X 4.5	12	3.66	3.20	87%	32.48	108						



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 008-2025-FIMGC

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, en la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal No 061-2025-FIMGC-D**, a los **quince días del mes de abril de 2025**, siendo las **4:00 p.m.**, reunidos en el **Auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas**, bajo la presidencia del **Dr. Ing. Jaime Alberto HUAMAN MONTES**, y los miembros: **Ing. Efraín César ALARCON MEDINA** y **Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO**, actuando como secretario docente el **MSc. Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNÁNDEZ**, para proceder a la sustentación de tesis para optar el **Título Profesional de Ingeniero de Minas**, del bachiller en Ciencias de Ingeniería de Minas:

Clinver ROMANI VILCA

Quien presentó la tesis denominada:

“Diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg para reducir deficiencias de voladura en la RP (-) 3837 – Unidad Minera Catalina Huanca, 2024”

Los señores miembros del jurado luego de expuesta la tesis y absueltas las preguntas, deliberaron y declararon:


Aprobado con dieciséis (16)

Siendo las **5:30 p.m.** del día **15 de abril del 2025**, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad de lo actuado los miembros del jurado firmamos al pie del presente.


Dr. Ing. Jaime Alberto HUAMAN MONTES
Presidente


Ing. Efraín César ALARCON MEDINA
Miembro


Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO
Miembro - Asesor


MSc. Ing. Saul Walter RETAMOZO
FERNÁNDEZ
Secretario docente de la FIMGC



UNSCH

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

El que suscribe; en mi calidad de Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación y encargado de certificar la originalidad de la tesis abajo indicado y por lo tanto responsable verificador de originalidad de trabajo de tesis de pregrado en primera instancia, en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N°039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación UNSCH, deja constancia que:

- Apellidos y Nombres del Bach. : ROMANI VILCA, Clinver
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de la Tesis : "Diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg para reducir deficiencias de voladura en la RP (-) 3837 – Unidad Minera Catalina Huanca, 2024"
- Evaluación de la originalidad : 24% de similitud

Por tanto, según los artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, **es procedente la constancia de originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 12 de junio de 2025

MBA Ing° Leonil Fernando Quispe Aronés
Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación

"Diseño de malla de perforación aplicando el método de Roger Holmberg para reducir deficiencias de voladura en la RP (-) 3837 – Unidad Minera Catalina Huanca, 2024"

por Clinver ROMANI VILCA

Fecha de entrega: 12-jun-2025 08:36a.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 2697610931

Nombre del archivo:

Diseño_de_malla_de_perforación_aplicando_el_método_de_Roger_Holmberg_para_reducir_deficiencias_de_voladura_en_la_RP_-_3837_Unidad_Minera_Catalina_Huanca_2024.pdf (7.57M)

Total de palabras: 31824

Total de caracteres: 139460

"Diseño de malla de perforación aplicando el método de RogerHolmberg para reducir deficiencias de voladura en la RP (-)3837 – Unidad Minera Catalina Huanca, 2024"

INFORME DE ORIGINALIDAD

24%

INDICE DE SIMILITUD

25%

FUENTES DE INTERNET

1%

PUBLICACIONES

17%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	9%
2	repositorio.unap.edu.pe Fuente de Internet	4%
3	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	3%
4	Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru Trabajo del estudiante	1%
5	conarsac.com Fuente de Internet	1%
6	alicia.concytec.gob.pe Fuente de Internet	1%
7	tesis.unap.edu.pe Fuente de Internet	1%

8	Fuente de Internet	1 %
9	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	1 %
10	repositorio.unasam.edu.pe Fuente de Internet	1 %
11	repositorio.unjfsc.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
12	repositorio.unsaac.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
13	www.dspace.espol.edu.ec Fuente de Internet	<1 %
14	bibliotecas.unsa.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
15	kupdf.net Fuente de Internet	<1 %
16	Submitted to Indiana University Trabajo del estudiante	<1 %
17	dspace.uazuay.edu.ec Fuente de Internet	<1 %
18	apirepositorio.unh.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
19	repositorio.utesup.edu.pe Fuente de Internet	<1 %

20

vsip.info

Fuente de Internet

<1 %

21

Submitted to Universidad Tecnologica del Peru

Trabajo del estudiante

<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias

< 30 words

Excluir bibliografía

Activo