UNIVERSIDAD NACIONAL DE HUANCAVELICA

(Creada por Ley N° 25265)

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS CIVIL AMBIENTAL
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS

"REDUCCIÓN DE SOBREROTURA MEDIANTE EL USO DE VOLADURA CONTROLADA DEL PRECORTE EN EL CRUCERO CX 1160 DEL NIVEL 2360 DE LA ZONA CANDELARIA DE LA CIA. CONSORCIO MINERO HORIZONTE - 2019"

LÍNEA DE INVESTIGACIÓN:

MINERÍA

PRESENTADO POR:

BACH. BELITO LIMA, Yerson Yordan
BACH. BELITO LIMA, Juan Huber

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

HUANCAVELICA, PERÚ
2021

UNIVERSIDAD NACIONAL DE HUANCAVELICA

(Creada por Ley N ° 25265)

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS CIVIL AMBIENTAL

AV. CENTENARIO N°1200 TELÉF. 952847104
LICENCIADA BAJO RESOLUCIÓN N° 086-2019-SUNEDU/CD

ACTA DE SUSTENTACIÓN

EN LA CIUDAD DE LIRCAY DEL DIA 11 DE MAYO DEL 2021, SIENDO LAS 17:00 P.M; EN CUMPLIMIENTO A LA ***DIRECTIVA N° 001-VRAC-UNH,*** *APROBADO CON* ***RESOLUCIÓN N° 355-2020-CU-UNH (20/07/2020),*** *MEDIANTE LA PLATAFORMA VIRTUAL MEET SE REUNIERON LOS MIEMBROS DEL JURADO* DESIGNADO CON RESOLUCION **N° 419-2019– FIMCA – UNH (11/12/2019)** CONFORMADO EN LA SIGUIENTE MANERA

PRESIDENTE :.M.SC. .FREDDY PAREJAS RODRÍGUEZ
SECRETARIO :M.SC. CÉSAR SALVADOR GUZMÁN IBAÑEZ
VOCAL : M.SC. JONNATHAN RUBER VILCAPOMA JUÑO

Y EN CUMPLIMIENTO DE LA RESOLUCIÓN DE CONSEJO DE FACULTAD VIRTUAL N° 111-2021-FIMCA-UNH (07-05-2021), DE HORA Y FECHA DE SUSTENTACIÓN POR 2da VEZ, DE LA TESIS TITULADO: **"REDUCCIÓN DE SOBREROTURA MEDIANTE EL USO DE VOLADURA CONTROLADA DEL PRECORTE EN EL CRUCERO CX 1160 DEL NIVEL 2360 DE LA ZONA CANDELARIA DE LA CIA. CONSORCIO MINERO HORIZONTE – 2019"**, SIENDO AUTOR EL:
BACHILLER:

BELITO LIMA YERSON YORDAN

A FIN DE PROCEDER CON LA SUSTENTACION DE LA TESIS FINAL DE INVESTIGACION CIENTIFICA

ACTO SEGUIDO SE INVITA A LOS SUSTENTANTES Y PÚBLICO EN GENERAL ESPERAR EN LA PLATAFORMA DEL MEET POR UNOS MINUTOS **PARA LA DELIBERACIÓN DEL RESULTADO**; LUEGO DE UN LAPSO DE TIEMPO, SE PROSIGUE EN LA PLATAFORMA GOOGLE MEET PARA LA LECTURA DEL RESULTADO FINAL, CULMINANDO ESTE PROCESO A LAS 6:30 PM. CON EL SIGUIENTE RESULTADO.

BACHILLER: BELITO LIMA, YERSON YORDAN

MIEMBROS:	**RESULTADO FINAL:**
PRESIDENTE	APROBADO POR UNANIMIDAD
SECRETARIO	
VOCAL	

EN CONFORMIDAD A LO ACTUADO FIRMAMOS AL PIE DEL PRESENTE.

Presidente
M.SC. FREDDY PAREJAS RODRÍGUEZ

Secretario
M.SC. CÉSAR SALVADOR GUZMÁN IBAÑEZ

Vocal
M.SC. JONNATHAN RUBER VILCAPOMA JUÑO

Sustentante
BELITO LIMA, YERSON YORDAN

TITULO

“REDUCCIÓN DE SOBREROTURA MEDIANTE EL USO DE VOLADURA CONTROLADA DEL PRECORTE EN EL CRUCERO CX 1160 DEL NIVEL 2360 DE LA ZONA CANDELARIA DE LA CIA. CONSORCIO MINERO HORIZONTE – 2019.”

AUTORES

BACH.: BELITO LIMA, Yerson Yordan

BACH.: BELITO LIMA, Juan Huber

ASESOR

Dr. ENRIQUEZ DONAIRES, Amadeo

DEDICATORIA

Quiero dedicar esta tesis a mi esposa Olinda y mis hijos Dylan Yordan y Yerson Antony, porque ellos han dado razón a mi vida.

A mis padres Marcelino y Justa, por sus consejos y su apoyo incondicional.

A mis hermanos Huber, Yosselyn y Karen, que más que hermanos son mis verdaderos amigos.

A toda mi familia que es lo mejor y más valioso que Dios me ha dado.

Belito Lima, Yerson Yordan

A mis padres MARCELINO Y JUSTA por haberme forjado como persona que soy en la actualidad, muchos de mis logros se los debo a ustedes.

A mis hermanos Yerson, Yosselin y Karen Alibet Y a toda mi familia por su apoyo incondicional, personal, educativo y profesional.

Belito Lima, Juan Huber

AGRADECIMIENTO

A nuestra alma mater **UNIVERSIDAD NACIONAL DE HUANCAVELICA** por habernos accedido ser parte de ella y abierto las puertas de su seno científico para poder estudiar nuestra carrera y a los docentes de la Facultad de Ingeniería de Minas – Civil – Ambiental, A la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, por los conocimientos entregados, por un excelente y trascendente desempeño laboral. A los docentes de la Escuela Académica Profesional de minas, por contribuir con sus conocimientos y experiencia en nuestra formación.

A **EMPRESA CONSORCIO MINERO HORIZONTE (CMH),** donde inicié mi carrera profesional permitiéndome desarrollar el presente trabajo. Y brindarnos todas las facilidades para ejecutar nuestro proyecto de tesis en su prestigiosa empresa.

Agradecemos también a nuestro asesor de Tesis **Dr. ENRIQUEZ DONAIRES, Amadeo** por habernos brindado la oportunidad de recurrir a su aforo y conocimiento científico, así como también habernos tenido todo el estoicismo y apoyo para guiarnos durante todo el desarrollo de la tesis.

Al **Ing. Canta Carlos, Percy Paul** (Q.P.D.D.G), Por sus invalorables enseñanzas y sugerencia impartidas durante nuestra permanencia, **Al Ing. Parejas Rodriguez, Freddy**, Al **Ing. Guzmán Ibáñez, Cesar,** y al **Ing. Vilcapoma Juño, Johnnathan Ruber** Nuestro más sincero agradecimiento a cada uno de ellos por el apoyo y orientación pertinentes brindados fruto del cual es la presente tesis

Nuestros agradecimientos más sinceros también van dirigido a nuestros padres, familiares quienes, con su esfuerzo, dedicación, influencia y su filosofía han sido y serán un apoyo fundamental en nuestros proyectos de vida y sobre todo en el cumplimiento de esta meta.

TABLA DE CONTENIDO

PORTADA i
ACTA DE SUSTENTACION ii
TITULO iii
AUTORES iv
ASESOR v
DEDICATORIA vi
AGRADECIMIENTO vii
TABLA DE CONTENIDO viii
TABLA DE CONTENIDOS DE FIGURAS xi
TABLA DE CONTENIDOS DE TABLA xii
TABLA DE CONTENIDOS DE FOTOS xiii
RESUMEN xiv
ABSTRACT xv
INTRODUCCIÓN xvi

CAPÍTULO I
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA 17
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA 19
1.2.1. Problema general 19
1.2.2. Problemas específicos 19
1.3. OBJETIVOS 19
1.3.1. Objetivo general 19
1.3.2. Objetivos específicos 19
1.4. JUSTIFICACIÓN 20

CAPÍTULO II
MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES 21
2.1.1. A nivel internacional 21
2.1.2. A nivel nacional 25
2.1.3. A nivel regional 30
2.2. BASES TEÓRICAS 33

2.2.1. Perforación 33
2.2.2. Perforación Convencional 35
2.2.3. Trazos de malla de perforación 36
2.2.4. Voladura de Rocas 37
2.2.5. Factores que afectan al rendimiento de la voladura 37
2.2.6. Voladura Controlada 39
2.2.7. Voladura controlada de recorte 40
2.2.8. Voladura controlada de precorte 41
2.2.9. Voladura de contorno 43
2.2.10. Sobrerotura 43
2.2.11. Tipos de cortes usando taladros paralelos 45
2.2.11.1. Corte quemado 45
2.2.11.2. Corte cilíndrico 46
2.2.11.3. Presión del taladro 47
2.2.11.4. Velocidad de detonación 48
2.2.11.5. Distribución de la carga explosiva 50
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS 50
2.4. HIPÓTESIS 55
2.4.1. Hipótesis general 55
2.4.2. Hipótesis específicas 56
2.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES 56
2.6. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES 56
2.6. BASES CONCEPTUALES 57

CAPÍTULO III
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN 58
3.1.1. Tipo de investigación 58
3.1.2. Nivel de investigación 58
3.2. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN 58
3.2.1. Método general 58
3.2.2. Método específico 59
3.3. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN 59
3.4. POBLACIÓN, MUESTRA, MUESTREO 60

3.4.1. Población 60
3.4.2. Muestra. 60
3.4.3. Muestreo 61
3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS 61
3.5.1. Técnicas 61
3.5.2. Instrumentos 61
3.6. PROCEDIMIENTO DE RECOLECCIÓN DE DATOS 61
3.6.1. Procedimientos generales 62
3.6.2. Procedimientos en campo 62
3.7. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS 64

CAPÍTULO IV

PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

4.1. ANÁLISIS DE INFORMACIÓN 65
4.1.1. Calculo de carga lineal (L) 67
4.1.2. Calculando la sobrerotura 71
4.1.3. Calculo del costo de la limpieza. 72
4.1.4. Costo de acarreo en interior mina-echadero. 72
4.1.5. Costo de transporte de interior mina-C1 CANCHA N° 1 (VOLQUETE) 73
4.1.6. Costo de sostenimiento 73
4.1.7. Costo del ciclo de minado por disparo 74
4.1.8. Costo del ciclo de minado por 20 disparos/mes. 75
4.1.9. Resultados obtenidos del porcentaje de sobrerotura. 77
4.2. PRUEBA DE HIPÓTESIS 79
4.3. DISCUSIÓN DEL RESULTADO 82
CONCLUSIONES
RECOMENDACIONES
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS
APÉNDICE

TABLA DE CONTENIDOS DE FIGURAS

Figura N° 1: denominación de taladros 35
Figura N° 2: Factores que afectan en el rendimiento de la voladura. 39
Figura N° 3: factores que afectan el rendimiento de la voladura..... 39
Figura N° 4: Distribución de taladros y números secuencialmente entre los taladros de alivio y cargados..... 41
Figura N° 5: Distancia entre los taladros de alivio y cargados para precorte. 42
Figura N° 6: Errores en la perforación 44
Figura N° 7: Esquema de la forma que se presenta la sobrerotura. 44
Figura N° 8: ejemplos de corte quemado 45
Figura N° 9: ejemplos de corte cilíndrico..... 46
Figura N° 10: distancia entre los taladros de alivio y cargados. 47
Figura N° 11: Expresando gráficamente los resultados obtenidos. 78
Figura N° 12: prueba de t students a dos colas. 82

TABLA DE CONTENIDOS DE TABLA

Tabla N° 1: espaciamiento en taladros para la voladura controlada de precorte. 42
Tabla N° 2: Características del EXSABLOCK..... 55
Tabla N° 3: Presentación y embalaje del Exsablock 55
Tabla N° 4: Cuadro de resistencia de comprensión de la roca. 68
Tabla N° 5: Datos de voladura inicial tomadas sin Precorte y con Precorte en el CX 1160 del NV 2360 70
Tabla N° 6: Datos de campos tomadas (sin precorte y con precorte). 71
Tabla N° 7: Calculo de la sobrerotura aplicando la voladura sin precorte y con precorte..... 71
Tabla N° 8: Calculo de costo de limpieza en interior mina (frente). 72
Tabla N° 9: Costo de limpieza de acarreo del Dumper (frente - echadero de desmonte). Interior mina. 72
Tabla N° 10: Transporte de desmonte de interior minas hacia la planta superficie.. 73
Tabla N° 11: costo de sostenimiento en el frente de avance por disparo. 73
Tabla N° 12: comparativo del costo de ciclo de minado de operacion por disparo.. 74
Tabla N° 13: resultados obtenidos aplicando la voladura sin precorte y con precorte. 78
Tabla N° 14: Prueba de t de Student por Excel. 81

TABLA DE CONTENIDOS DE FOTOS

FOTO N° 1: Frente de avance de CX 1160 del NIVEL 2360 de la zona de candelaria CMH..... 101

FOTO N° 2: Se observa la malla de perforación realizando los taladros de alivio en la corona con sus respectivas cañas de PVC. 102

FOTO N° 3: Se evidencia el control de sobrerotura y mayor estabilidad utilizaron las cañas en la corona ya que anteriormente no se evidenciaba, APLICANDO LA VOLADURA controlada CON PRECORTE. 103

FOTO N° 4: Cañas preparadas para toda la corona del frente de avance del CX 1160, la carga lineal es de 0.87 metros de 3.2 metros perforados o 12 pies perforados. 103

FOTO N° 5: cartuchos EXSABLOCK 104

RESUMEN

El presente trabajo de investigación denominado Reducción de sobrerotura mediante el uso de voladura controlada del Precorte en el crucero CX 1160 del Nivel 2360 de la zona candelaria de la Cia. Consorcio Minero Horizonte – 2019, es realizado para ejecutar, reducir, minimizar la sobrerotura y por ende generar más ingresos por disparo, mes y año.

Las penalidades de estas labores suele incrementarse debido al porcentaje de la Sobrerotura o a la altura de minado, el cual es un problema ya que se incrementa en el tiempo de desate de rocas, mayor tiempo de limpieza, mayor área de sostenimiento y mayor área, volumen de lanzado de Shocrete en las labores con mucha perturbación del terreno, gracias a la voladura controlada con Precorte y los taladros de alivio en la corona con los tubos PVC espaciadas a que se va utilizar son 4 cartucho por taladro y nuestra carga lineal es de 0.87 metros de 3.2 metros perforados o 12 pies perforados. Lo cual nos ayuda en controlar la sección original del frente de avance y cumplir con los Estándares que requiere la Cia. Consorcio Minero Horizonte.

El porcentaje de sobrerotura se reduce con voladura controlada (con precorte), es de 7.8 M3/disparo, expresando en porcentaje se reduce en un 17.87% de volumen derribado gracias a los taladros de alivio en la corona y hastiales.

Para la voladura controlada usamos explosivo cartuchos de Exsablock de 7/8“x7”, Para ello se aplicó la técnica de tubos de PVC.

El costo del ciclo de minado por disparo sin Precorte es de 4787.55 $ y con Precorte es de 4442.79 $ por lo tanto podemos decir que se reduce en 344.76 $/disparo, aplicando la voladura controlada con Precorte en la corona para controlar nuestra Sobrerotura.

El costo del ciclo de minado en el XC 1160, del NIVEL 2360, aplicando la voladura sin precorte es de 95751.07 $ y aplicando la voladura con precorte es de 88855.81 $ de los cuales podemos decir haciendo una diferencia es de 6895.26 $/mes que se estaría ganando si realizamos la voladura con precorte, realizando los taladros de alivio en la corona con los tubos PVC espaciadas.

Palabra clave: Voladura controlada, sobrerotura, reducción de costos.

ABSTRACT

The present research work called Overshoot reduction through the use of controlled precut blasting in the CX 1160 cruise of Level 2360 of the CIA. Consorcio Minero Horizonte - 2019, is carried out to execute, reduce, minimize the overshoot and therefore generate more income per shot, month and year.

The penalties for these tasks tend to increase due to the percentage of the Overburst or the mining height, which is a problem since it increases in the time of rock loosening, longer cleaning time, greater holding area and greater area, volume Shocrete launching in work with a lot of ground disturbance, thanks to controlled blasting with Precut and relief holes in the crown with spaced PVC tubes to be used are 4 cartridges per hole and our linear load is 0.87 3.2 meters drilled or 12 feet drilled. This helps us to control the original section of the advance front and to comply with the Standards required by CIA. Consorcio Minero Horizonte.

The percentage of overbreak is reduced with controlled blasting (with precut), it is 7.8 M3 / shot, expressing as a percentage it is reduced by 17.87% of the knocked down volume thanks to the relief holes in the crown and gables.

For controlled blasting we used explosive Exsablock cartridges of 7/8 "x7". For this, the technique of PVC pipes was applied.

The cost of the mining cycle per shot without Precut is $ 4787.55 and with Precut it is $ 4442.79, therefore we can say that it is reduced by $ 344.76 / shot, applying controlled blasting with Precut on the crown to control our Overbreak.

The cost of the mining cycle in the XC 1160, of LEVEL 2360, applying blasting without precut is $ 95,751.07 and applying blasting with precut is $ 88,855.81, of which we can say making a difference is $ 6,895.26 / month that is It would be winning if we do the blasting with precut, making the relief holes in the crown with the spaced PVC pipes.

Keyword: Controlled blasting, overbreak, cost reduction.

INTRODUCCIÓN

La zona Candelaria es un yacimiento orogénico caracterizado por la ocurrencia de vetas y cuerpos de oro, metalogenéticamente se encuentra ubicado en la franja nororiental del Batolito de Pataz.

Pertenece a la empresa CONSORCIO MINERO HORIZONTE CMH; la empresa de minería subterránea, que produce 176,500 Oz de Au equivalentes a 5003.68kg de Au al año, ha sido explorado y explotado sostenidamente desde hace 40 años; en la actualidad representa uno de los yacimientos de mayor producción subterránea de oró del Perú; su producción acumulada al 2018 asciende a 5.3 MOz, cuenta con recursos medidos de 0.5 MOz y sus recursos indicados e inferidos superan los 3.5 MOz, siendo uno de los yacimientos orogénicos más importantes de la región con alcance mundial.

La sobrerotura es un problema en las operaciones mineras, ya que esto estabiliza el macizo rocoso, necesitando mayor sostenimiento y por otro lado la sobrerotura diluye el mineral teniendo consecuencias en la disminución de las leyes.

Con la presente investigación esperamos cumplir con los objetivos planteados, y podamos reducir la sobrerotura usando el método de precorte y con ello disminuir los costos de sostenimiento, costos en acarreo de desmonte, penalidades por sobrerotura, penalidad por exceso de explosivos y mediante ello ya que la sobrerotura es un factor muy importante en el ciclo del minado. Ya que a menor volumen de desmonte y controlando nuestra altura de minado se controla la dilución de la ley de muestreo.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

Cuando se revela, delimita y evalúa las reservas mineras dentro del área de CMH por el área de geología, el área de planeamiento y Mina indica la forma y el método más conveniente para extraer el mineral. Después el área que interviene en la producción y extracción de minerales es el área de perforación, voladura y extracción la que trabaja junto con geomecánica para dar sostenibilidad a las excavaciones en el proceso y disminuir el nivel de riesgo que ocasiona el macizo rocoso tras ser fracturado por la voladura.

El método de minado en consorcio minero horizonte en la zona Candelaria es Cut And Fill, conocido como Corte y Relleno Mecanizado y Convencional. Una de las características que presenta este método es el gran volumen de masa rocosa que mina en cada voladura

La preparación de este método está comprendida por labores como galerías, cruceros, rampa, sub niveles, ventanas, etc. Como inicio para su ejecución se hace la prospección, exploración, se delimita el block, o también pueden llegar hacer proyectos como en el caso de nuestro proyecto ubicado en la zona candelaria en el xc 1160 del nivel 2360 lo cual busca alcanzar nuevas labores, con nuevas leyes, el crucero que se viene ejecuta son labores permanentes.

Como inicio de la explotación se tiene la perforación y voladura para acceder a dichas labores y poder extraer el mineral.

Las etapas de perforación y voladura en el ciclo del minado interactúan directamente con el macizo rocoso y se causa daño, específicamente, a las cajas (piso-techo) causando la sobrerotura, esto a su vez constituye un gran problema por el incremento de volumen porque con la sobrerotura se genera más desmonte que conlleva a demás a que se diluya el mineral muestreado, asimismo si es que se logra separar el desmonte, ésta se tiene que transportar con flota extra de dumper y volquetes aumentando el costo de acarreo.

Otro de los problemas que genera la sobrerotura es que genera una sección mayor de la labor, mayor a lo planificado generando un área mayor a sostener, generando más tiempo en desatado de rocas lo que incrementa el costo de sostenimiento y además, en algunos casos la sobrerotura puede generar inseguridad a mayor área abierta se genere colapso, derrumbes y caída de rocas de la labor, causando daño a equipos o personas.

Por los motivos expuestos, de sobreotura que esto ya es más que un problema común y que afecta a la operación y que no solamente eso ya que hoy en día ya se implementó la penalización por sobrerotura y como operación que somos nos afecta directamente y es por eso que nos hemos planteado con la presente investigación, reducir la sobrerotura mediante el uso de voladura controlada con precorte es muy importante controlar nuestra sección, controlar nuestra altura de minado, realizar los taladros de alivio, usar los atacadores como guiadores, la secuencia del disparo y tener una eficiencia del 99.99% en nuestra voladura y perforación, realizando ello controlar nuestra sección, reducir el volumen derribado y por ende reducir los costos en extracción, acarreo, explosivos, sostenimiento y penalidades por el volumen derribado.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general

¿Cómo influye la voladura controlada de precorte en la reducción de la sobrerotura en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte - 2019?

1.2.2. Problemas específicos

¿Cuál será el porcentaje de reducción de la sobrerotura en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte – 2019, aplicando la voladura controlada?

¿De qué manera influye la sobrerotura en la reducción de costos en la voladura controlada de precorte en el en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte - 2019?

¿De qué manera influye la potencia y cantidad de explosivos en la voladura controlada en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte - 2019?

1.3. OBJETIVOS

1.3.1. Objetivo general

Determinar cómo influye la voladura controlada de precorte en la reducción de la sobrerotura en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte – 2019.

1.3.2. Objetivos específicos

- Calcular el porcentaje de reducción de la sobrerotura aplicando la voladura controlada con precorte en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte – 2019.

- Calcular como influye la sobrerotura en la reducción de costos en la voladura controlada de precorte en el en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte – 2019.
- Demostrar cómo influye la potencia y cantidad de explosivos en la voladura controlada en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte – 2019.

1.4. JUSTIFICACIÓN

Justificación económica

Con esta investigación se busca controlar la sobrerotura y disminuir la sobre excavación reduciendo los costos de extracción ocasionados por la sobrerotura tanto en el sostenimiento, acarreo, limpieza y lo más importante en el costo de revestimiento con Shotcrete para su sostenimiento.

Justificación científica

Aplicar este nuevo conocimiento para prevenir y reducir la sobrerotura en el crucero 1160 del nivel 2360 de la mina “candelaria” de la Cia. Consorcio Minero Horizonte.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES

De los estudios previos se tienen los siguientes trabajos en los cuales se pudo ubicar la relación a las variables de estudio sobre la sobrerotura con la aplicación precorte para ello se busca en los diferentes autores y tesistas con el fin de alcanzar la solución y la optimización en la perforación y voladura por ende reducir la sobrerotura y controlar nuestra sección original.

2.1.1. A nivel internacional

Según Sanchez, Yadira. (2012) en su trabajo de investigación *"Optmización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth*" para optar título de ingeniero de minas Grado académico de tercer nivel en la Universidad Central del Ecuador. Cuyo objetivo fue optimizar los Procesos de Perforación y Voladura en el avance de la rampa en la Mina Bethzabeth de la Empresa Minera ELIPE S.A. llegando a las siguientes conclusiones: El análisis se efectua a la malla de perforación en los frentes de avance que actualmente se aplica para el franqueo de la Rampa de acceso a las vetas Sucre y Tres Diablos de la concesión Bethzabeth, demostró falencias y optimización en el número de taladros, cantidad de carga, velocidad de detonación, avance de la frente y tiempo destinado a las labores de barrenación y cargado de

sustancia explosiva y con ellas en el costo de explotación. Los resultados de los ensayos de compresión simple (789.43, 972.03 y 1020.24 kg/cm2), efectuados a muestras el tipo de roca que atraviesa la Rampa, demuestran que la resistencia de estas rocas aumenta a medida que ésta se profundiza.

El RQD del macizo rocoso que atraviesa la Rampa, se lo determinó en base al análisis de 75.22 m de testigos de perforación a diamantina, parámetro que alcanzó el 85.10%, del valor que se ubica dentro del rango 80 – 100, por lo que se lo califica como MUY BUENO. La malla de perforación, propuesta en este trabajo, para el franqueo de la Rampa de acceso a las vetas Sucre y Tres Diablos, definida en base a la nueva teoría para el cálculo del burden, determina que es necesario utilizar explosivos que posean elevada velocidad de detonación para reducir el número de taladros (de 62 a 48) y la cantidad de sustancia explosiva requerida en cada voladura, mejoras que disminuirán (de 5h43 a 4h42) el tiempo destinado a la barrenación y al cargado de la sustancia explosiva. La aplicación de la malla de perforación, propuesta en este trabajo, para el franqueo de la Rampa de acceso a las vetas Sucre y Tres Diablos, significará para ELIPE S.A. el ahorro de US$ 85.12 en cada voladura, debido a la reducción de la cantidad de sustancia explosiva requerida, tiempo en mano de obra, mejor produccion y con ello la disminución del costo de explotación.

En la industria minera, como toda actividad económico-productiva, demanda de una permanente y constante revisión de sus procesos, para ajustarlos a los avances técnico-científicos y operativos que se desarrollan para mejorar la eficiencia y rentabilidad de los proyectos a largo plazo y corto plazo generando beneficios que se desconocen si se mantienen invariables su concepción, diseño y estructura original.

Según Aguirre, A. (2016) su tesis "*Optimización de parámetros de tronadura en función de explosivos de alta energía en sociedad contra actual minera el Abra"* para optar título de ingeniero de minas en la

Universidad de Chile; cuyo objetivo planteado fue plantear y realizar un análisis técnico económico sobre la factibilidad de aplicar el uso de explosivo de alta energía en minera, para solucionar problemas de fragmentación en zona de roca altamente competente. Llegando a las siguientes conclusiones: Se tiene que claramente el explosivo Vistis 225 es de más energía y con mayor potencia rompedor en comparación al resto de explosivos e inclusive que el Fortis Extra 65, por lo tanto se puede decir que he tiene una comparación del uso de explosivo de mayor y menor fragmentación fragmentación de la roca por medio del fracturamiento debido a mayor energía liberada, ayudando a resolver los constantes problemas de material de gran tamaño resultantes en la fase 13 y 14 debido a la existencia de roca altamente competente. El P80 en las "Demoblast" resultó ser de un 100% de beneficio aproximadamente, lo cual refuerza el estudio de la rentabilidad que trae consigo el uso de este explosivo de alta energía. Además, las pruebas realizadas en terreno superaron con creces las propuestas simuladas en cuanto a beneficio de fragmentación. Esto se atribuye a lo conservador y pesimista en los datos ingresados en el software utilizado, con el fin de darle mayor veracidad y proximidad, También se tiene que el software no aplica eventos operacionales como es el caso del efecto del confinamiento (donde un taco adecuado genera una buena propagación de la energía a través del macizo provocando el fractura miento), el taco se utiliza en los diferente métodos como son detritos, arcillas y el producido por el taco, donde un corto taco puede generar la eyección de este, solo considera que mayor cantidad de explosivo genera mayor fracturamiento. Sin embargo, ambos tipos de pruebas (simuladas y en terreno muy fragmentado los tacos de arcilla como detrito es muy importante utilizar ya que gracias a ello los gases producto del explosivo no tienen una salida) arrojaron beneficios considerables en fragmentación, lo que lleva a concluir que la aplicación del explosivo Vistis 225 en los sectores de alta dureza es totalmente confiable y exitosa. Ahora bien, comentando los costos asociados a la variación en el explosivo, se observa que económicamente son rentables

tanto como las “Demoblast” y las propuestas, a pesar de que existe el factor de un explosivo que alcanza mayor precio en el mercado generando altos costos principalmente en tronadura. Estos costos son los que presentan gran diferencia entre las pruebas en comparación a los demás, sin embargo, el tema aún más relevante son las cargas redireccionadas, que influyeron de manera significativa en el flujo de caja generando la rentabilidad buscada. Claramente existe un beneficio en el caso histórico, donde el tercer cuartil del año 2015 supera con creces al primer cuartil, confirmando que el uso del nuevo explosivo de alta energía trajo beneficios considerables e incluso a pesar de no realizar todas las tronaduras con el explosivo de alta energía en el tercer cuartil, aun así se logra un cambio beneficioso. Para el caso de las propuestas se observa que la configuración resultante con más oportunidad de ser aplicada por poseer la mayor cantidad de beneficios es la propuesta ya que a pesar de no ser la propuesta con mayor beneficio en P80, alcanza un valor bastante elevado y aceptable, además en cuanto al porcentaje pasante menor a 1 pulgada no alcanza el mayor porcentaje en comparación a las demás propuestas, pero esto no es necesariamente un problema, todo lo contrario, un beneficio, ya que si existiera un gran presencia de finos puede afectar el proceso aguas abajo (Complicación en la pila de lixiviación por ejemplo disminuyendo la recuperación). También se tiene que alcanzar incrementos tanto en energía del explosivo como en factor de carga total, aunque en este último solo de un 1%; los costos de perforación no aumentan a diferencia de las demás propuestas se mantiene el menor costo de tronadura, lo que se traduce en un menor costo del proceso completo de Perforación y Tronadura, manteniendo la misma dimensión de la malla pero alcanzando mayores beneficios en fragmentación de rocas. Por lo que la configuración recomendada para ser aplicada en la faena seria la propuesta

Según Caguana, A. y Tenorio, M. (2013) en su tesina de *"Optimización de los parámetros de perforación y voladura en la cantera "Las Victorias"*, para optar título de ingeniero civil en la Universidad de Cuenca Ecuador, cuyo objetivo general planteado fue Optimización de los parámetros de perforación y voladura en la cantera "Las Victorias", llegando a las siguientes conclusiones: al considerar el tipo de roca en la cantera "Las Victorias", el diámetro de barreno empleado de 35 milímetros podría ser suficiente para las labores de trabajo, un barreno de 36 milímetros para este tipo de trabajos es inadecuado y no recomendable. La optimización de perforación y voladura se mejora haciendo un seguimiento diario de acuerdo al análisis realizado de los diferentes métodos se calculó, se consideró que el método de López-Jimeno es el método más confiable y puede ser utilizado para el cálculo de un adecuado patrón den voladura y perforación. En todos los métodos analizados se estimó el tamaño medio de fragmentación de roca esperada producto de la voladura, en tal caso se observó que aumentando la cantidad de sustancia explosiva por barreno, el tamaño de fragmentación disminuye para una separación entre barrenos constante, así como también se pudo verificar que a medida que aumenta la separación entre barrenos el tamaño de fragmentación será mayor.

2.1.2. A nivel nacional

Según Parra, G. (2018) en su tesis *"Reducción de la carga explosiva con el uso del explosivo emulnor, en la corona de labores de desarrollo para optimizar los costos de voladura en CIA minera MACDESA-AREQUIPA"*, para optar título profesional de ingeniero de minas en la Universidad Nacional San Agustín de Arequipa. Cuyo objetivo planteado fue reducir la carga explosiva mediante la redistribución de carguío de explosivo en la corona de labores de desarrollo para optimizar los costos de voladura en Minera MACDESA.y determinar la cantidad de explosivo en cada frente y labores prioritarias que se debe utilizar y determinar por disparo en cada frente. Evitar la sobrerotura y por ende la inestabilidad

del macizo rocoso. Optimizar los costos unitarios según los costos unitarios de voladura en labores de desarrollo; llegando a las siguientes conclusiones: Se redujo el costo de voladura por disparo, en promedio 6.64 US$, en las labores de desarrollo como consecuencia de la mejor redistribución del explosivo encartuchado de emulsión y el control de la corona de las labores de desarrollo. Se realizó una mejor distribución de explosivo encartuchado de emulsión, reduciendo el consumo del explosivo Emulnor 5000 de mayor densidad y de mayor poder rompedor con lo que se logró reducir el daño de la roca adyacente El mayor uso de E-5000 hace que el contenido de la voladura sea mayormente finos. Se logró un ahorro total por voladura de 27 US$ por metro de avance el mismo que se logró por la reducción de los costos de sostenimiento, limpieza y acarreo debido a la mejor distribución del explosivo, así como al control de la corona de la labor, ya que la redistribución de taladros de explosivo en el frente es un factor y un iniciador para un control y en base a ello gira toda la producción.

Según Mendoza, N. (2014) su tesis *"optimización de la voladura controlada aplicando un modelo matemático en la unidad minera Paraíso -Ecuador."* Para optar título profesional de ingeniero de minas en la Universidad Nacional del Centro del Perú. Cuyo objetivo planteado fue: Diseñar la malla de perforación y voladura subterránea controlada, aplicando un modelo matemático de voladura, llegando a las siguientes conclusiones: a través del diseño de malla empleando el modelo matemático de R. Holmberg y Chiapetta se optimizo los estándares-pets de las operaciones unitarias mineras específicamente de perforación y voladura: al replantear la distribución de energía en los taladros de contorno desacoplando la carga se obtuvo los siguientes resultados: voladura tradicional > 6,92 kg que generaba una presión de detonación > 1 250 mpa, para una presión de detonación > 245 mpa. Voladura optimizada > 4,53 kg que genera una presión de detonación <230 Mpa, para presión de detonación > 245 Mpa. y se logró la reducción de un

38,07 % de sobre rotura. Al replantear el diseño de la Malla de perforación y voladura, nos permitió mejorar nuestras eficiencias considerando que en la mina predomina el tipo de roca de clase II. Se logró la reducción del Costo unitario total de Mina en 61,41 $/ML equivalente al 22% en comparación con lo que se venía obteniendo. Representando esto una reducción en costos operativos de Mina de 76 762,50 $ al año. La mayor reducción de costo operativo se obtuvo en la operación unitaria de voladura a 59,70 $/ML (30,81% de la reducción total), seguido por la Perforación 30,07 $/ML (42,41% de la reducción total), la limpieza-acarreo de 7,63 $/Ton se redujo en 1,17 $/ton (9,51 % de la reducción total). Una importante mejora en el ciclo de extracción, se minimizo el costo de sostenimiento y beneficios económicos interesantes no mapeados en este trabajo. La Reducción en costos operativos por los ahorros en la reducción de la voladura primaria y secundaria y el incremento en la vida de los aceros de perforación ascienden a un monto de 27 675,00 $ al año. El diseño de mallas de perforación y distribución del carguío en función al tipo de roca según el mapeo geomecanico, permitió la reducción del número de taladros y costo por taladro que era de 8.84 $/taladro a 1,14 $/taladro. El monto de ahorro total en labores de avance fue de $ 73 636,36 al año en voladura por la optimización del factor de potencia y factor de avance. El costo por metro de avance en un Crucero antes 406,51 $/ML, al ser optimizado este costo bajo a 331,06 $/ML en caso se usara el Emulex el costos sería 290,18$/ML.

Según Castro, J. y Rodriguez, J. (2016) en su tesis *"Reduccion de la sobrerotura en el crucero 3910 del nivel 2360 de la mina "PEC" de la Cía. Consorcio Minero Horizonte".* Para optar título profesional de ingeniero de minas en la Universidad Nacional de Trujillo. Planteándose el objetivo de Reducir el volumen de sobrerotura generado en desmonte durante el avance de las labores lineales en la mina "PEC"; llegando a las siguientes conclusiones: Con la aplicación de voladura controlada mediante el sistema de precorte y espaciamiento de cargas desacopladas

se ha logrado reducir la sobrerotura de 22.76% a 5.33%. El daño ocasionado al contorno de la excavación del frente se ha reducido debido al uso de voladura controlada de precorte con menor espaciamiento y desacople de carga dentro del taladro cada 0.40m entre cartuchos. El ahorro promedio por disparo es de 115.57 dólares.

Según Romaní, R. (2018) en su tesis *"Diseño de mallas de perforación y voladura para optimizar avances y sobre rotura Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM - S.A.A."* para optar título profesional de ingeniero de minas en la Universidad Nacional del Centro del Perú. Planteándose como objetivo general de determinar cómo influye el diseño de las mallas de perforación y voladura para optimizar los avances y la sobre rotura en el Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.A. - 2018. Llegando a las siguientes conclusiones: El diseño de las mallas de perforación y voladura influye significativamente en la optimización de los avances y la sobre rotura en el Nv. 1225 – Mina Andaychagua - VCM S.A.A. – 2018. En la clasificación geomecánica de la masa rocosa se puede concluir que la mayor extensión de dicha masa rocosa, entorno a la veta Andaychagua, es de calidad Mala A y en menor porcentaje Mala B y Regular B. Se obtuvo un avance promedio de 3.02 m por disparo, 95% de 3.20m de longitud del taladro perforado. En sobre rotura se obtuvieron buenos resultados, al usar voladura controlada mediante el armado de cañas para los hastiales y Famecorte E20 para la corona, llegando a obtener un promedio de 4.86% estando por debajo del objetivo de Volcán que es 5%; es decir se alcanzó 97,2% de lo planteado. El consumo de explosivo por metro lineal de avance, llamado también factor de avance, se obtuvo un promedio de 31.3 Kilogramos/metro lineal de avance, estando por debajo del objetivo de Volcán que es de 32 Kg/m.

Según Castañeda, N. (2019) en su tesis *"Reducción de la sobrerotura mediante la mejora de los parámetros de voladura en la profundización de la rampa 2705, en la unidad minera de Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A. - La Libertad"* para optar título profesional de ingeniero

de minas en la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco; cuyo objetivo planteado es Reducir la sobrerotura para incrementar la profundización de la RP2705, cumplir con la producción y avance requerida y disminuir los costos unitarios en la zona norte – Balcón en la Unidad Minera de Parcoy de CMH S.A. llegando a las concusiones siguientes: La voladura controlada precorte con cargas desacopladas y espaciados en los taladros de contorno ha permitido controlar y reducir el porcentaje de sobrerotura de 15.33% a 6.79% en promedio de 30 disparos, y con el rediseño de la malla de perforación se alcanzó eficiencia de voladura de 94% con la cual se logró incrementar la profundización de la RP2705 y el complimiento del programa de avances, logrando reducir los tiempos y costos unitarios de las operaciones unitarias dentro del ciclo de minado en la Mina – Balcón. En la evaluación geomecanica del macizo rocoso en la profundización de la RP2705 presenta valores de RMR entre 20-30, el cual nos indica que se trata de roca mala y muy mala calidad, mediante ésta valoración de RMR se diseñó mallas de perforación para RMR < 21, RMR 21-25 y RMR 26-30 y la selección del explosivo exsablock 7/8”x7” para taladros de contorno (precorte). El burden y espaciamiento para taladros de producción se determinó mediante el modelo matemático de Calvin J. Konya y para taladros de contorno usando; la presión dentro del taladro, resistencias de compresión y tracción de la roca, los cuales garantizan una mejor eficiencia de voladura y control del perfil de la sección de la labor. A través del rediseño de la malla de perforación y selección del explosivo para taladros de precorte se logró mayor eficiencia de voladura, menor consumo de explosivo, menor cantidad de taladros perforados en el contorno, con los cuales se logró reducir el costo total de las operaciones unitarias por metro de avance lineal de 1226.47$/m a 1107.19$/m con un ahorro de 119.28$/m.

Se reduce la sobrerotura para lo cual implica no solamente una sola área e empieza primero por la seguridad, de nuestro personal, equipos para alcanzar nuestro objetivo de producción.

2.1.3. A nivel regional

Según Cconislla, E. y Villagomes, W. (2012) en su tesis *"Diseño de malla de perforación y voladura en el by pass 976 - E, aplicando el modelo matemático: "áreas de influencia". En la unidad minera San Genaro - Castrovirreyna Compañía Minera S.A. 2012"* para optar título profesional de ingeniero de minas en la Universidad Nacional de Huancavelica. Planteándose el objetivo general de determinar el efecto que presenta el diseño de Malla de Perforación y Voladura en el By Pass 976 - E, en la Aplicación del Modelo Matemático, "Área de Influencia" Unidad Minera San Genaro- Castrovirreyna Compañía Minera S.A. 2012. Llegando a las conclusiones siguientes: Se ha determinado que el diseño de malla de perforación resulto optimo en los avances lineales de los frentes.

Mediante esta investigación se busca alcanzar y optimizar la malla de perforación mediante las áreas de influencia, minimizando los riesgos, la caída de rocas, ya que el mayor porcentaje de accidentes es por el desprendimiento de rocas.

Mediante la investigación hecha, concluimos que la voladura controlada en las labores lineales será efectiva, con estética y un buen soporte minimizado caída de rocas y reduciendo costos. Se reduce taladros de perforación (desquinches) por consiguiente madera, explosivos. Se estandarizan en las labores lineales el modelo de malla de perforación de acuerdo al tipo de roca. Finalmente aplicando el modelo matemático de las áreas de influencias se ha logrado Mejorar el avance de las labores lineales. Se hizo el cálculo de la malla de perforación utilizando los parámetros de: Perforación, explosivos y de la roca para tener resultados óptimos. Aplicando diseño de malla de perforación y voladura controlada

se minimizo la sobre rotura obteniendo superficies lizas en las labores by pass 976 -E,. Con la voladura controlada se obtiene la estabilidad del corte de labores by pass 976-E.

Según Rojas, K y Flores, Y. (2017) su tesis *"Diseño de malla de perforación y voladura para la reducción de costos en el nivel 1590 crucero 520 de la U.E.A. Capitana - Corporación Laces S.A.C. Minería y Construcción - Caravelí – Arequipa"* para optar título profesional de ingeniero de minas en la Universidad Nacional de Huancavelica. Cuyo objetivo general es Determinar el diseño de malla de perforación y voladura adecuado para la reducción de costos y presupuestos en el nivel 1590 crucero 520 de la U.E.A. Capitana - Corporación Laces S.A.C. Minería y Construcción - Caravelí - Arequipa. Minimizando los riesgos en seguridad, y tener un mayor porcentaje de volumen de aporte de mineral y extraccion reduciendolos costos. Llegando a las siguientes conclusiones: Mejorando el diseño de la malla de perforación con un taladro de alivio de mayor diámetro de 38mm a 55mm, se ha reducido los costos en los meses Agosto, Setiembre y Octubre del 2016 de S/. 70128.265 a s/. 61168.27, obteniendo una reducción de costo mensual de S/ 8959.995, en la ejecución del Crucero 520 de la U.E.A. Capitana - Corporacion Laces S.A.C. Mineria y Construccion – Caraveli – Arequipa. En el Crucero 520 de la U.E.A. Capitana - Corporacion Laces S.A.C. Minería y Construcción, para una sección de 2,50m. Por 2,50m., aplicando el nuevo diseño de malla se ha disminuido de 34 taladros perforados a 31 taladros perforados, en función a las condiciones geomecánicas del macizo rocozo y los cálculos matemáticos basado al método de Holmberg.

Se reduce los costos iniciales ya que se propuso una nueva malla con menor cantidad de explosivos, menor número de taladros, y gracias a ello se genera menor cantidad de material derribado, se reduce la cantidad de tiempo en la limpieza, se reduce en tiempo de limpieza, se reduce el tiempo de sostenimiento por la menor seccion gracias a la sobrerotura.

El costo de perforación y voladura por metro lineal de avance se ha reducido de S/ 609.811 a S/ 531.898, obteniedo un porcentaje de reducción de costos en un 12.78%. En comparación del diseño de malla elaborado por la empresa y el diseño de malla elaborado en nuestra investigación se encuentra la diferencia de taladros cargados de 30 a 26 y taladros de alivio de 4 a 5. Viendo la disminución de 3 taladros y realizando una voladura controlada de precorte. La reducción de costos por sobre rotura en una voladura por cada metro lineal de avance se disminuyó de 634.96 soles a un costo de 125.15 soles siendo la diferencia de 391.67 soles al finalizar los tres últimos meses del proyecto, donde influyó la capacitación continua en la aplicación del diseño de malla de Perforación y Voladura en la U.E.A. Capitana – Corporacion Laces S.A.C. Mineria y Construccion Caravelí - Arequipa.

Según Condoli, F. y Porras, L. (2015) en su tesis *"Diseño de malla de perforación y voladura para la reducción de costos en los frentes de avances de la U.E.A. Reliquias - Corporación Minera Castrovirreyna S.A."* para optar título profesional de ingeniero de minas en la Universidad Nacional de Huancavelica. Planteándose el objetivo general: Determinar la influencia del diseño de malla de perforación y voladura en las labores mineras de corporación minera castrovirreyna.

Reducción de costos en los frentes de avance de la U.E.A. Reliquias - Corporación Minera Castrovirreyna S.A. llegando a las siguientes conclusiones: El presente trabajo de investigación tubo por finalidad mejorar el diseño de malla de perforación y voladura, reducir los costos en el consumo de los explosivos, aceros y accesorios de voladura, generar mayor ingreso que los egresos como mayor ganancia a menor costo, valorizar más a menor precio. Con estos resultados se le capacitó al personal en la unidad producción en operación mina de la aplicación del diseño de malla de perforación y voladura en los frentes de avance, haciéndoles ver la realidad de los resultados comparándolo con los costos anteriores y actuales, para ello se hace el seguimiento minucioso de las

operaciones mineras día a día por el cual se trabaja junto con geomecanica, topografía, perforación y voladura y lo más importante la seguridad que rige en la unida minera.

Para el cambio de este trabajo se ha hecho el control a los operadores de Jumbo en perforación, carguío, para que se cumpla con el carguío según el diseño de malla de perforación luego de la perforación se enseñó y se demostró el correcto carguío de los taladros el uso de la voladura controlada en los hastiales y la corona demostrado en el campo, para que se aplique y se cumpla con el personal que realiza el trabajo. De tal manera el personal que realiza el trabajo; realice lo correcto según los parámetros, pets, estándares establecidos en perforación y voladura, carguío de los frentes, uso de los explosivos y accesorios para reducir el costo de consumo de explosivos y accesorios, así como el carguío correcto para un resultado eficiente en los costos. La realización de dos taladros de alivio influye considerablemente en la reducción de fallas en la voladura de las labores mineras de la empresa. El estadígrafo de Prueba más apropiado para este caso es la Prueba t, ya que el tamaño de la muestra es menor que 30 (n<30) y como en la hipótesis alterna (H1) existe dos posibilidades (H1: 1-11 > 1-12 ó 1-11 < ¡.12) se aplicó la prueba bilateral, o sea a dos colas. Como la "t" calculada con los datos procesados es igual a: 17.73 y este cae en la zona de rechazo; entonces se rechaza la hipótesis nula Ha, y se acepta la hipótesis alterna H1.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. Perforación

Según Perni y Lopez (1987) La perforación de las rocas dentro del campo de las voladuras es la primera operación que se realiza y tiene como finalidad abrir unos huecos, con la distribución y geometría adecuada dentro de los macizos, donde alojar a las cargas de explosivo y sus accesorios iniciadores.

A pesar de la enorme variedad de sistemas posibles de penetración de la roca, en minería y obra pública la perforación se realiza actualmente, de una forma casi general, utilizando la energía mecánica.

La 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, este método es aplicable a cualquier método de explotación, bien en minería, bien en obra civil, donde sea necesario un 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 a explotar.

De esta forma, se tienen dos tecnologías claramente diferenciadas: la tecnología de la perforación y la tecnología de diseño y ejecución de voladuras.

Las técnicas de perforación, además de la aplicación a la ejecución de perforaciones para voladuras, se emplean para multitud de aplicaciones, como puede ser la exploración, drenajes, sostenimiento, etc.

La perforación en roca ha ido evolucionando con el tiempo con la incorporación y empleo de diferentes tecnologías, aunque muchas han ido cayendo en desuso, bien por la eficiencia conseguida, o bien por otros condicionantes externos (económicos, medioambientales, etc.). Las más empleadas y desarrolladas se basan en sistemas de perforación mecánicos, conocidos como sistemas de perforación “a rotación” y “a percusión”. Son estos métodos, cuya eficacia se enmarca en energías específicas por debajo de los 1.000 J/cm3, los que serán más ampliamente descritos y desarrollados en este libro.

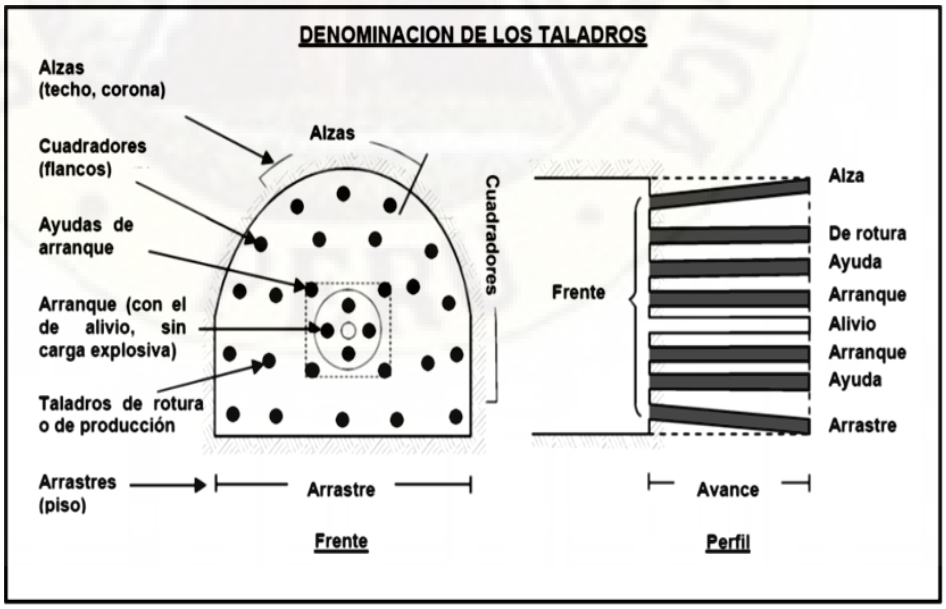
Existe una relación intrínseca entre la perforación y la voladura, ya que puede afirmarse categóricamente que “una buena perforación posibilita

una buena voladura, pero una mala perforación asegura una mala voladura". Se entiende por buena perforación aquella que se ha hecho con los medios y técnicas más adecuadas y que además se ha ejecutado de forma correcta. Asimismo una buena voladura será aquella que cumple con el objetivo para que el que fue diseñada. Bernaola, Castilla, y Herrera, (2013).

2.2.2. Perforación Convencional

EXSA (2002), menciona en su Manual Práctico de Voladura, que la perforación convencional se realiza con taladros paralelos o taladros en ángulo, atacando directamente al frontón o cara libre frontal con el principio de túnel (banco circular), con un grupo de taladros de arranque que formarán una cavidad inicial, seguida del resto de taladros de rotura distribuidos alrededor del arranque, delimitándose la sección o área del frontón con los taladros periféricos. Sección o área del frontón con los taladros periféricos. La profundidad del avance (longitud de los taladros) está limitada por el ancho de la sección. La denominación de estos taladros en el Perú es la siguiente:

Figura N° 1: *denominación de taladros*



Fuente: EXSA (Manual práctico de voladura)

Los taladros periféricos comprenden a los cuadradores, alzas y arrastres, y los del núcleo a los de arranque (cueles), ayudas y taladros de producción.

La sección puede ser semielíptica, circular o cuadrática, manteniendo el mismo esquema de distribución. Este esquema de perforación se aplica en túneles, galerías, chimeneas, piques, rampas y otros desarrollos.

La perforación radial aplicable en explotación de vetas amplias y cuerpos de mineral. Se realiza con taladros largos que parten del eje de una galería, dispuestos en forma radial o de abanico, en un plano perpendicular al eje.

Varios planos paralelos de taladros radiales se distribuyen en el eje. Normalmente, a igual distancia entre sí, planos que pueden dispararse uno por uno o varios por vez pero con retardos espaciados. (Exsa, 2002).

2.2.3. Trazos de malla de perforación

Por trazo se entiende a un conjunto de taladros que se perforan en un frente y que tienen una ubicación, dirección, inclinación y profundidad determinadas. El trazo se hace con el objeto de:

- Reducir los gastos de perforación y cantidad de explosivos.
- Obtener un buen avance
- Mantener el tamaño o sección de la labor uniforme.
- Determinar el orden y salida de los taladros

Cara libre, Es el lugar hacia el cual se desplaza el material derribado cuando el disparado, por acción del explosivo. La cara libre en un frente es una sola por ello la función del corte o arranque es abrir otra cara libre, o sea el hueco que forma el corte luego del disparo es otra cara libre y a si secuencialmente. (mestas rene, 2016)

2.2.4. Voladura de Rocas

Se entiende por voladura la disposición de un grupo de barrenos, en los que se ha colocado una cierta carga de explosivo y se inicia con una secuencia tal que se consiguen los resultados de fragmentación y desplazamiento deseados, sin afectar a elementos ajenos a la misma este métodos muy empleado en el mundo de la minería diariamente.

Con esta definición no se especifica en dónde tiene lugar la voladura, siendo posible la ejecución de voladuras bien a cielo abierto o bien en interior (en trabajos subterráneos), teniendo cada una características diferentes. Además, en dicha definición se introducen varios conceptos como son, entre otros:

- Disposición de barrenos: ubicación de los barrenos en la voladura.
- Carga de explosivo: cantidad de agentes explosivos por barreno.
- Secuencia: orden de detonación de los barrenos
- Fragmentación: distribución de tamaños de la pila de roca volada.
- Desplazamiento: movimiento de la pila de roca volada. (Bernaola, Castilla, y Herrera, 2013).

2.2.5. Factores que afectan al rendimiento de la voladura

Según (Bernaola, Castilla, y Herrera, 2013) El Diseño de Voladuras es una técnica que se basa en la aplicación de técnicas de cálculo en un medio heterogéneo, en el cual los resultados obtenidos pueden influir en gran medida en el desarrollo del método de explotación.

Así, es importante destacar que para saber si los resultados de una voladura son buenos o no, es necesario saber qué es lo que iba buscando cuándo se diseñó la misma. Se puede decir que una voladura ha sido realizada con éxito si los resultados obtenidos coinciden con el objetivo buscado.

El objetivo de una voladura, de acuerdo a la definición establecida al principio del capítulo es aquella en la que se buscan unos resultados en

fragmentación y desplazamiento, además, de no afectar a elementos ajenos a la voladura.

Para lograr este objetivo, y evaluar el correcto rendimiento de una voladura se deben tener en cuenta tres factores fundamentales que son clave en un correcto diseño y control, que son:

- Una correcta cantidad de energía. Para lograr los resultados deseados en nuestra frente de perforación, hace falta la cantidad de explosivo adecuada en cada caso.
- Una correcta distribución de energía. El explosivo es un producto que implica la transformación de energía química en energía mecánica, de modo que una mala distribución nos puede dar lugar a una fragmentación no deseada, sobrerotura o se pueden evidenciar tiros fallados o cortados como ocurren por la mala distribución y falta de explosivos, a concentraciones de energía tales que afecten a elementos ajenos a la misma.
- Un correcto confinamiento de energía. Para que el explosivo trabaje correctamente es necesario que los gases generados estén confinados en el barreno, de modo que la pérdida de energía por este hecho sea mínima.

Así se obtienen tres conceptos que están íntimamente relacionados entre sí, de modo que la falta de uno de ellos, hace que el rendimiento obtenido no se corresponda con el deseado.

Para una buena voladura es necesario interactuar entre los tres procesos que se debe cumplir siempre para una buena voladura de rocas.

- Distribución de energía en la voladura de rocas.
- Confinamiento de energía en la voladura de rocas.
- Cantidad de energía explosiva en la voladura de rocas.

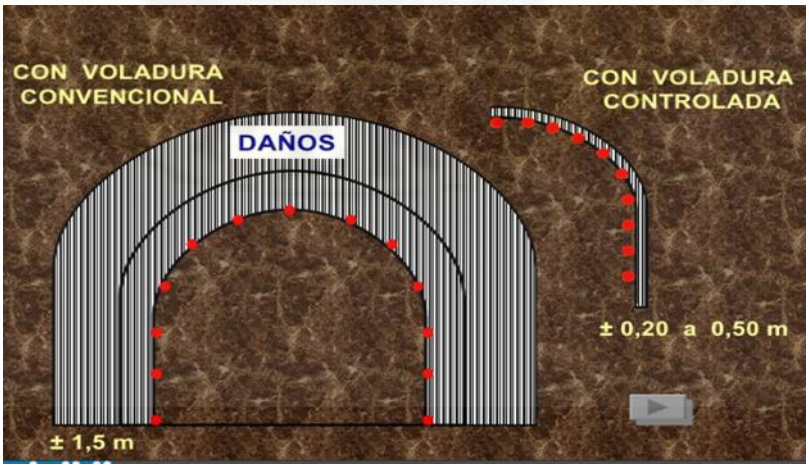
Figura N° 2: *Factores que afectan en el rendimiento de la voladura.*

Fuente: (Bernaola, Castilla, y Herrera, 2013)

2.2.6. Voladura Controlada

Consiste en el empleo de cargas explosivas lineales de baja energía colocadas en taladros muy cercanos entre sí que se disparan en forma simultánea y en secuencia buscando crear y controlar la formación de una grieta o plano de rotura continúo que limita la superficie o corte final, la cantidad de taladros a utilizar en el frente de avance en directamente proporcional a la sección del frente de la labor, a mayor sección mayor número de taladros, mayor explosivo, mayor consumo de aceros.

Figura N° 3: *factores que afectan el rendimiento de la voladura.*



Fuente: (EXSA, 2002)

El principio de la voladura controlada es reducir el factor de acoplamiento perimetral para limitar la sobrerotura. Para tener un mejor control de nuestra sección, Condiciones:

- Empleo de cargas explosivas lineares de baja energía controlando la distribución.
- Taladros muy cercanos entre sí, de acuerdo a la condición del terreno y al perfil que se desea obtener, ya dentro de los taladros cercanos se encuentran los taladros de corona y los taladros de alivio con tubos de PVC.
- Disparo simultáneo y secuencial de todos los taladros para crear una grieta o plano de rotura continuo controlando el contorno.

2.2.7. Voladura controlada de recorte

Consiste en la voladura de una fila de taladros cercanos, con cargas desacopladas, detonadas Después de la voladura principal o de producción. Este esquema es preferentemente empleado en voladura subterránea, es muy ventajoso ya que nos controla la sección original.

El disparo en este tipo de voladura controlada también se efectúa en dos etapas, primero los taladros de producción y después, con una diferencia de unos 100 ms, los de recorte (corona).

Después de haber salido el núcleo de la voladura principal, el burden, entre la penúltima fila y la corona debe tener una distancia adecuada para facilitar el desprendimiento de la roca por gravedad.

Los taladros de recorte normalmente tienen el mismo diámetro que los de producción, como se muestra en la figura siguiente:

Figura N° 4: *Distribución de taladros y números secuencialmente entre los taladros de alivio y cargados.*

Fuente: Manual de Perforación y Voladura – CMH

2.2.8. Voladura controlada de precorte

Consiste crear en el frente de la labor una discontinuidad o plano de fractura (grieta continua) antes de disparar la voladura principal o de producción, mediante una fila de taladros generalmente de pequeño diámetro, muy cercanos, con cargas explosivas desacopladas disparados simultáneamente.

El precorte es un método para lograr un grado de igualdad en el contorno mayor que el obtenido mediante la voladura de contorno.

En el precorte, los taladros del contorno son perforaos más cercanos que en la voladura de contorno como son:

Tabla N° 1: *espaciamiento en taladros para la voladura controlada de precorte.*

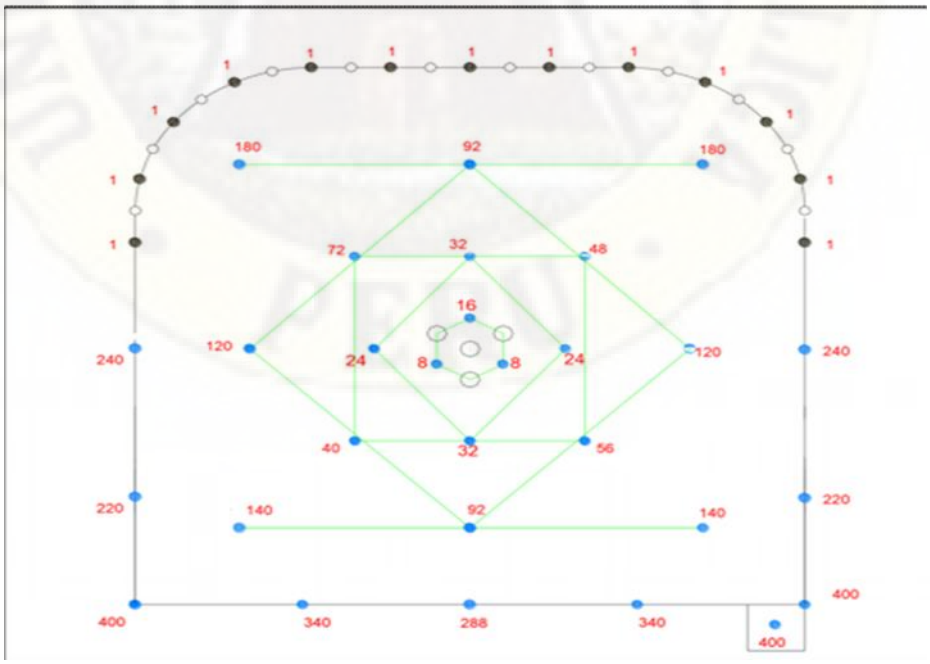
Espaciamiento(metros)	Taladros(mm)
0.3 – 0.4	32
0.6 – 0.9	76

Fuente: CMH

Este puede realizarse también simultáneamente con los taladros de producción pero la secuencia es adelantándolos una fracción de tiempo de 90 a 120 ms, siendo el disparo de dos etapas.

Para el desarrollo de la voladura controlada del precorte debemos tener información del comportamiento del macizo rocoso esto gracias al área de geomecanica y del tipo de roca en la que se vamos a utilizar éste método, podemos utilizar como guías algunas ecuaciones, como las de C. Konya.

Figura N° 5: *Distancia entre los taladros de alivio y cargados para precorte.*



Fuente: Manual de Perforación y Voladura – CMH

La voladura de precorte es la que se aplica en esta investigación, para el contorno de la malla de perforación usamos tubos de PVC de 2 pulgadas partidos por la mitad conocidos como cañas ensamblados y con cargas explosivas espaciadas entre sí con explosivos de baja potencia Exablok 7/8x 22, para la sujeción se utilizara cintas masquing.

2.2.9. Voladura de contorno

Es una colocación normal de los taladros de acuerdo al principio de máxima distancia de menor resistencia práctica, los bordes a lo largo de los límites de la tanda serán desiguales, rotos y figurados luego de la potente de la carga explosiva.

Por medio de la voladura de contornos se obtiene un borde más parejo y con menos sobrerotura lo cual es de gran importancia en los taladros de voladura de roca para voladura de frentes como taladros flancos (cuadradores), taladros de alzas o techos (de contorno), etc.

Voladura de contorno equivale a que todos los taladros son perforados más juntos a lo largo de la línea de contorno, que tienen una menor distancia de menor resistencia y que son cargados más débilmente, espaciados según la condición del maciso rocoso.

2.2.10. Sobrerotura

Es resultado de una mala voladura debido a una voladura no controlada donde es influenciado por el tipo de roca y las estructuras de la geología dando como resultado caída de rocas, fracturamiento de techos, fracturamiento de hastiales.

Factores que ocasionan la sobrerotura

- Mal dimensionado de las áreas a excavar
- Voladura Sobrecargada
- Diseño de malla inapropiada a la condición de la roca
- Inapropiada selección del explosivo, según el tipo y condición de la roca

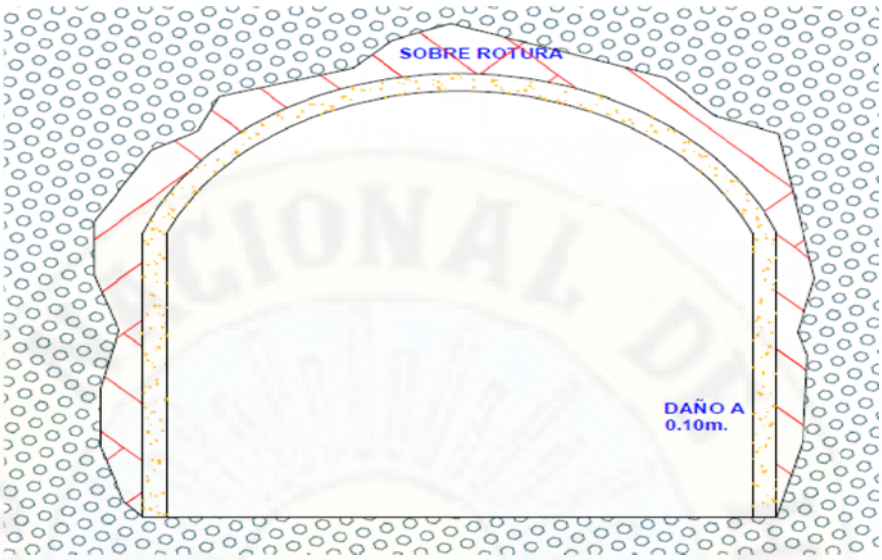
- Error en la perforación y paralelismo. Como se muestra en la siguiente figura

Figura N° 6: *Errores en la perforación*

Fuente: Informe – CMH

Todo esto tiene efectos negativos en las operaciones mineras como costo de acarreo, horas de limpieza del Scoop, Transporte de Volquetes, y mayor costo en el sostenimiento, mayor mano de obra, etc.

Figura N° 7: *Esquema de la forma que se presenta la sobrerotura.*



Fuente: Informe Sobrerotura 2018 – CMH

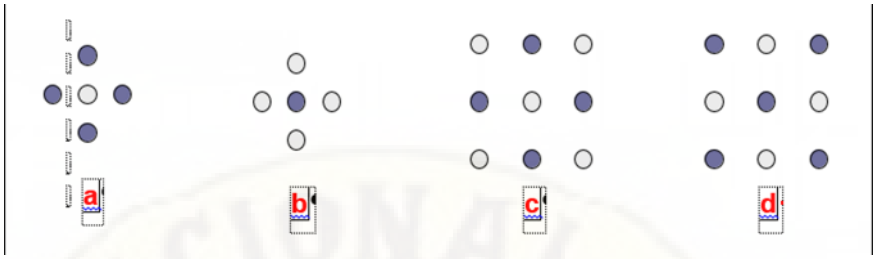
2.2.11.Tipos de cortes usando taladros paralelos

2.2.11.1. Corte quemado

En estos arranques todos los taladros se perforan paralelos y con el mismo diámetro. Algunos se cargan con gran cantidad de explosivo mientras que otros se dejan vacíos. Se requiere dejar suficientes taladros sin cargar con el fin de asegurar la expansión de la roca. Todos los taladros del arranque deberán ser 6 pulg. Más profundas que el resto de los taladros del trazo.

Los taladros son perforados paralelos uno al otro, algunos de los taladros contendrán carga explosiva y los otros estarán vacíos (taladros de alivio) donde sus espacios vacíos actuaran como caras libres para la acción de los taladros con carga explosiva cuando detonan, todos los taladros serán del mismo diámetro.

Figura N° 8: *ejemplos de corte quemado*



Fuente: EXSA

2.2.11.2. Corte cilíndrico

Este es un tipo de corte que actualmente se está empleando en todas las unidades mineras subterráneas, que se trata de realizar taladros de alivio de mayor diámetro 3”, 3.5”,4” para tener una mejor cara libre, se obtiene mejores eficiencias en cuanto al avance.

Este tipo de corte mantiene similares distribuciones que el corte quemado, pero la gran diferencia es que influye uno o más taladros centrales vacíos de mayor diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica.

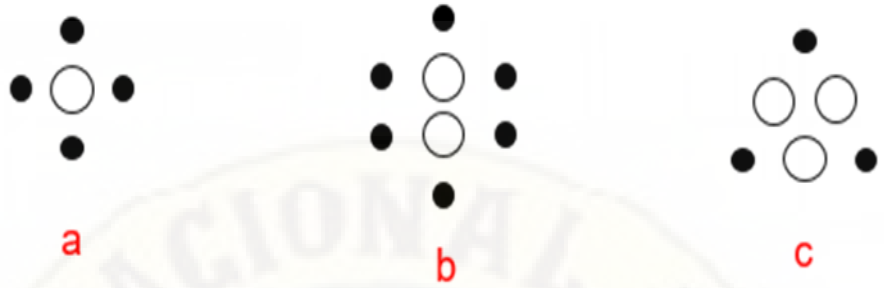
El corte cilíndrico normalmente proporciona mayor avance que el corte quemado.

En este tipo de arranque es muy importante ya que el burden o distancia entre el taladro grande vacío y el más próximo cargado, que se puede estimar con la siguiente relación:

B = 0,7 x diámetro del taladro central

El burden no debe confundirse con la distancia entre centros de los mismos, normalmente utilizada.

Figura N° 9: *ejemplos de corte cilíndrico*



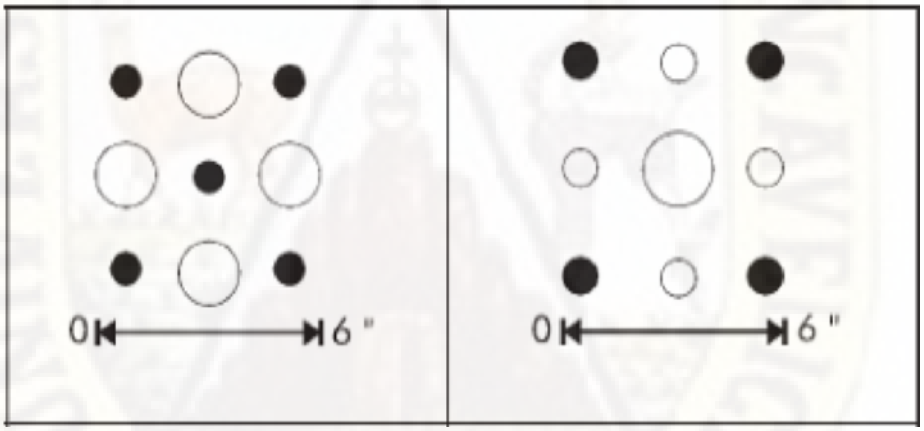
Fuente: EXSA

En el caso de emplear dos taladros de gran diámetro la relación se modifica a:

B = 0,7 x 2 diámetro central.

Una regla práctica indica que la distancia entre taladros debe ser de 2,5 diámetros.

Figura N° 10: *distancia entre los taladros de alivio y cargados.*



Fuente: EXSA

2.2.11.3. Presión del taladro

Es la presión ejercida por la expansión de gases de detonación en las paredes de taladro. Cuando menos sea esta presión menor será el daño a la pared final dela voladura esta presión es aproximadamente el 50% de la presión de detonación del explosivo.

Se sabe que la presión del taladro es la que actúa directamente en las paredes de ésta y por ello la selección del explosivo adecuado está directamente relacionada a dicha presión.

2.2.11.4. Velocidad de detonación

(Estudios Mineros del Perú SAC, 2012) Es la velocidad con la cual se mueve el frente de detonación a través de una columna de explosivo. Varia para productos comerciales entre 1600 y 7500 m/seg.

Una alta velocidad de detonación produce la fracturación deseada para condiciones difíciles de voladura; en cambio que los productos de baja velocidad producen una acción de empuje satisfactorio para los requerimientos menos exigentes típicos en la mayoría de la voladura.

La velocidad de detonación depende también de la densidad y del diámetro del explosivo.

$$P_t = \frac{p_E \; x \; VOD^2 \; x \; 10^{-3}}{8}$$

Donde:

- Pt : Presión de taladro, MPa (M=1000)
- PE : Densidad del explosivo (gramos/cm3)
- VOD: Velocidad de detonación,(metros/segundo)

Otra manera de calcular es desacoplando el taladro esta presión disminuye en relación a los radios de taladro y explosivo y la podemos obtener de:

$$\boldsymbol{Pb = 110 * fn * pexp * VOD2}$$

Donde:

- VOD: velocidad de detonación, (kilómetros/segundo).
- Pexp: densidad del explosivo, (gramos/cc).

- Fn: factor 0.9 (roca húmeda).

El factor de desacoplamiento (f) se calcula de la siguiente manera:

$$f = \frac{d^2}{D^2} * \frac{l}{H}$$

Donde:

- d: Diámetro de explosivo, (pulgadas)
- D: Diámetro del taladro, (pulgadas)
- l: Carga lineal de explosivo, (metros)
- H: Longitud del taladro, (metros)

Para calcular la carga lineal de explosivo (l) es necesario calcular el número de cartuchos que entraran en el taladro (Nc). Para ello usaremos una formula dada por Konya:

$$N_c = \frac{Dec * H}{P_c};\ Dec = \frac{D^2}{12.14}$$

Donde:

- Pc : Peso del cartucho (gramos/cartucho)
- Dec: Carga del explosivo(gramos/metro)

Para seleccionar el explosivo para voladura controlada en el contorno, se debe tratar de seleccionar el explosivo que nos dé una presión de taladro: mayor o igual a la resistencia a la compresión de la roca. A mayor presión de taladro, más daño se hará al contorno de la sección. Por lo tanto, debe escogerse un explosivo que su presión de taladro sea mayor y cercana a la resistencia, a la compresión de la roca y pueda ocasionar el menor daño posible.

2.2.11.5. Distribución de la carga explosiva

Está dada por la formula dada por Konya:

$$N_c = \frac{Dec * H}{P_c};\ Dec = \frac{D^2}{12.14}$$

Donde:

- Pc: Peso del cartucho,(gramos).
- Dec: Carga del explosivo,(gramos/metro).

El espaciamiento (S) se puede calcular según la siguiente formula:

$$S = \frac{D_h(Pb + T)}{T};\ T = \frac{UCS}{10}$$

Donde:

- UCS: Resistencia a la compresión de la roca, MPa.
- Dh: Diámetro del taladro, mm

Finalmente, para calcular el espaciamiento entre cartuchos del mismo taladro:

$$X = \frac{P_c/10 - L_c\ x\ l}{l}$$

Donde:

- Pc: Peso del cartucho, (gramos/cartucho)
- Lc: Longitud del cartucho
- l: Carga lineal del explosivo, (metros).

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

Actividad minera: es el ejercicio de las actividades de exploración, explotación, labor general, beneficio, comercialización, y transporte minero, en concordancia con la normatividad vigente.

Anfo: Es una mezcla explosiva adecuadamente balanceada en oxígeno. Está formulado con 93.5% a 94.5% de nitrato de amonio en esferas y 6.5% a 5.5% de combustible líquido, pudiendo éste ser: 64 petróleo residual o la combinación de petróleo residual más aceite quemado. Es un agente explosivo de bajo precio cuya composición es 94.3% de Nitrato de Amonio y 5.7% de gas-oíl, que equivalen a 3.7 litros de este último por cada 50 kg de Nitrato de Amonio.

Banco de mineral o desmonte: Término usado en minería para definir rocas de diferente tamaño.

Banco o cara: Es la parte de cualquier mina subterránea o a cielo abierto donde se va a efectuar trabajos de excavación.

Botaderos: Conocidos también como canchas de depósito de mineral de baja ley o ganga. Usualmente se localizan en el entorno de la mina y fuera de la zona mineralizada.

Burden: Es la distancia entre un taladro cargado con explosivos a la cara libre de una malla de perforación. El burden depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca y las características del explosivo a emplear.

Cara libre o taladro de alivio: Permite que las ondas de compresión producto de la voladura se reflejen contra ella, originando fuerzas de tensión que permiten producir la fragmentación de la roca.

Carga explosiva: Tipo de explosivo formando una mezcla de nicroglicerina y un material poroso.

Chimenea: Abertura vertical o inclinada construida por el sistema Convencional y/o por el mecanizado.

Control: Se trata del proceso aplicado en toda organización con la finalidad de monitorear el cumplimiento de lo programado, mostrando de una manera oportuna, las desviaciones en relación con los estándares para que puedan iniciarse acciones correctivas antes de que se conviertan en grandes problemas. Además, debe servir de guía para alcanzar eficazmente los objetivos planteados

con el mejor uso de los recursos disponibles (técnicos, humanos, financieros, etc.).

Dinamita: Es un explosivo sensible al fulminante que contiene un compuesto sensibilizador como medio principal para desarrollar energía. En la mayor parte de dinamitas el sensibilizador es la nitroglicerina y los nitratos son aditivos portadores de oxígeno.

Emulsión explosiva: Son del tipo inversado "agua en aceite", componiéndose de dos fases liquidas, una continua constituida básicamente por una mezcla de hidrocarburos y otra dispersa 66 constituida por micro gotas de una solución acuosa de sales oxidantes, con el nitrato de amonio como principal componente.

Espaciamiento: Es la distancia entre taladros cargados con explosivos de una misma fila o de una misma área de influencia en una malla de perforación.

Evaluación de riesgos: Proceso general de estimación de la magnitud del riesgo y decisión sobre si ese riesgo es aceptable o no.

Explosivos: Son compuestos químicos susceptibles de descomposición muy rápida que generan instantáneamente gran volumen de gases a altas temperaturas y presión ocasionando efectos destructivos.

Fulminante común: Es una cápsula cilíndrica de aluminio cerrada en un extremo, en cuyo interior lleva una determinada cantidad de explosivo primario muy sensible a la chispa de la mecha de seguridad y otro, secundario, de alto poder explosivo.

Gases: Fluidos sin forma emitidos por los equipos diesel, explosivos y fuentes naturales, que ocupan cualquier espacio que esté disponible para ellos.

Humos: Gases producidos por la combustión incompleta de materiales orgánicos (tales como la madera, el carbón, los productos del petróleo y las plantas).

Labores permanentes: Son aquellas labores mineras que serán de larga duración o duración permanente durante la vida de la mina, y en las que se

requieren aplicar el sostenimiento adecuado que garantice un alto factor de seguridad, pues en estas labores se tendrá un tránsito constantemente de personas y equipos y la construcción de diversas instalaciones.

Labores temporales: Son labores que requieren un sostenimiento ocasional y menor que en las labores permanentes, pues estas labores serán rellenadas luego de ser explotadas.

Mina: Es un yacimiento mineral que se encuentra en proceso de explotación.

Peligro: Todo aquello que tiene potencial de causar daño a las personas, equipos, procesos y ambiente. Procedimiento. Sucesión cronológica de operaciones concatenadas entre sí, que se constituyen en una unidad de función para la realización de una actividad o tarea específica dentro de un ámbito predeterminado de aplicación. Todo procedimiento involucra actividades y tareas del personal, determinación de tiempos de métodos de trabajo y de control para lograr el cabal, oportuno y eficiente desarrollo de las operaciones.

Perforación: Es la primera actividad en el ciclo de minado, cuyo objetivo es realizar agujeros de forma cilíndrica en el macizo rocoso, donde serán colocados los explosivos.

Precorte: Es un método de voladura controlada, cuyo objetivo es reducir el daño ocasionado al macizo rocoso realizando un plano de fallo o un plano de rotura, en nuestro caso en las labores de avance se protege la corona y en las labores de producción la caja techo. Una de las consecuencias de este método es reducir la vibración y sobre excavación de la labor.

Taladro de alivio: Son aquellos taladros que están vacíos, no se cargan con explosivos.

Taladro de producción: Son aquellos taladros que van cargados con explosivo como los taladros de arranque, ayuda, cuadradores, arrastre y cuneta.

Taladro de Corona: Son aquellos taladros que van en la parte superior del frente espaciado con tubos de PVC, no siempre.

Voladura: Es la acción de fracturar o fragmentar la roca, mediante el empleo de explosivos.

Parte de las definiciones se encuentran en el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional emanado con el DS-024-2016-EM (Ministerio de Energia y Minas, 2016).

Exsablock: Dinamita de baja energía especialmente desarrollada para voladura controlada, ya que evita el sobre rotura de la roca remanente (overbreak) y la dilución del mineral. También se puede emplear en la rotura dimensional de la roca. Debido a su densidad y velocidad de detonación relativamente baja, junto a una reacción química endotérmica (absorbe calor), este producto ofrece una potencia rompedora suficiente para generar las fracturas y el plano de rotura continua en la roca, sin dañar el área superficial de las labores subterráneas. Asegura la estabilidad de la roca próxima, minimizando la ampliación de la red de fracturas preexistentes, reduciendo los riesgos de desprendimiento del techo y asegurando la integridad de las personas, instalaciones y equipos.

Propiedades y beneficios de Exsablock:

- Menos daños en las superficies de la pared final y con menor incidencia de sobreexcavacion.
- Menor debilitamiento y craquelamiento en el shotcrete por incidencia de las vibraciones.
- Incremento en el tiempo de auto soporte.
- Menor operación para el desatado de rocas.
- Reducción del potencial por desprendimiento y /o derrumbe
- Ahorro en tiempo y costos.

Características técnicas del Exsablock:

***Tabla N° 2**: Características del EXSABLOCK*

Especificaciones técnicas	Unidades	Exsablock
Densidad	g/cm^3	0.91 +/- 5%
Velocidad de detonación*	m/s	2,800 +/- 200
Presión de detonación**	kbar	23
Energía**	Kj/kg	1720
RWS**	%	45
RBS**	%	54
Volumen de gases**	l/kg	771
Resistencia al agua	Horas	Nula
Categoría de humos	Categoría	1 era

FUENTE: Exsa

Presentación y embalaje del Exsablock:

Cartuchos de papel kraft parafinado, dispuestos en bolsas plásticas y embaladas en cajas de cartón corrugado.

***Tabla N° 3:** Presentación y embalaje del Exsablock*

Peso Neto	20 kg			
Peso Bruto	21.3 kg			
Dimensiones de caja	Ext. 35 x 45 x 28 cm			
Material	Caja de cartón corrugado			
Producto	Pulg.		UN/Caja	Masa g/UN
EXSABLOCK	7/8	7	276	91
EXSABLOCK	1 1/8	8	160	156

FUENTE: Exsa

2.4. HIPÓTESIS

2.4.1. Hipótesis general

La voladura controlada de precorte influye significativamente en la reducción de la sobrerotura en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte – 2019.

2.4.2. Hipótesis específicas

El porcentaje de reducción de la sobrerotura será significativa en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte – 2019, aplicando la voladura controlada.

La sobrerotura influye en la reducción de costos en la voladura controlada de precorte en el en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte - 2019.

La potencia y cantidad de explosivos influye significativamente en la voladura controlada en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte – 2019.

2.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

Variable independiente (X):

- X = Voladura controlada de precorte

Variable dependiente (Y):

- Y = Reducción de la sobrerotura.

2.6. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

Variable	Definición conceptual	Dimensión	Indicador	Instrumento
Voladura Controlada de Precorte	El precorte es un método para lograr un grado de igualdad en el contorno, mayor que el obtenido mediante voladura de contorno.	Carga Explosiva	- Cantidad de explosivos: kg de explosivos - Numero de cartuchos por taladro	Ficha de observación/ evaluación
		Diseño de arranque y Secuencia de salida (Diseño de malla de perforación)	En roca regular el tipo de arranque: corte quemado , corte cilíndrico	

Reducción de la sobrerotura	Reducción de la excavación no deseada de la roca, más allá del perfil ya diseñado y de la sección del frente de avance en la zona Candelaria de la Cía Consorcio Minero Horizonte.	Ancho mínimo de explotación	Sección final del crucero 3.5X3.5m	Ficha de observación
		Costos de voladura	Reporte de costos: sobrerotura , sostenimiento ETC.	

Fuente: Elaboración propia.

2.6. BASES CONCEPTUALES

Reducción de Sobrerotura

- Reducción de la excavación no deseada de la roca, más allá del perfil ya diseñado y de la sección del frente de avance en la zona Candelaria de la Cía Consorcio Minero Horizonte, la cual genera aumento de costos, sostenimiento y retraso en el avance.

Voladura Controlada

- Mediante el uso de cargas explosivas de baja energía dentro de taladros cercanos entre sí y disparados simultáneamente, de tal manera que no haya sobre rotura .

Voladura Controlada de precorte

- Método para lograr una grado de igualdad en el contorno, mayor que el obtenido mediante voladura de contorno, con esto se espera reducir la sobrerotura.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN

3.1.1. Tipo de investigación

La investigación es aplicada porque se establece como la solución a los problemas en el campo utilizando la ciencia como aliado que pueden estar divididas en dos partes importantes, la investigación a través de la experiencia que ha ayudado a mejorar las investigaciones aprendiendo de los errores y el segundo es la investigación documental donde se observa y reflexiona sobre las realidades teóricas y empíricas Niño, V. (2011, pág. 30).

3.1.2. Nivel de investigación

El Nivel de Investigación será Descriptiva y Correlacional, la cual mide el grado de relación que existe entre dos o más variables en un contexto en particular, responde a la pregunta, ¿cómo influye A en B?, o ¿qué relación existe entre A y B?.

3.2. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN

3.2.1. Método general

En el trabajo de investigación se utilizará el Método Científico como método general. Según Kerlinger (2002), “El método científico

comprende un conjunto de normas que regulan el proceso de cualquier investigación que merezca ser calificada como científica.

Como método general se utilizó el **Método Científico** experimental planteados mediante un procedimiento científico, ordenado, metódico, racional y crítico.

El método científico es un conjunto de técnicas y procedimientos que le permiten al investigador realizar los objetivos.

La Reducción de sobrerotura mediante el uso de voladura controlada del precorte en el crucero cx 1160 del nivel 2360 de la zona candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte – 2019, en la actividad minera requirieron un manejo, análisis y comparación de sobrerotura en in situ en el campo.

3.2.2. Método específico

- Según Hernández, Fernández y Baptista (2014), se utilizó el Método Mixto. Se basa en un proceso lógico y sistemático como la **observación y la medición.**

3.3. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

El diseño de la investigación es pre experimental con pre y post test de un solo grupo (las mediciones de pre test están representadas por los datos estadísticos obtenidos con la ficha y los datos obtenidos, posteriormente se realiza la reducción de sobrerotura mediante el uso de voladura controlada del precorte en el crucero CX 1160 del Nivel 2360 de la zona candelaria de la CIA Consorcio Minero Horizonte-2019, finalmente se aplicó un post test.

- El diagrama básico de este diseño es:
- GE: **O1** X **O2**

Dónde:

- GE: Grupo experimental
- □□: Pre test

- □□: Post test
- X: Manipulación de la variable independiente.

3.4. POBLACIÓN, MUESTRA, MUESTREO

3.4.1. Población

- Según Jani citado por Bernal (2006), la población es el integro de elementos o individuos que tienen características homologas donde se va realizar la investigación considerado como la unidad de análisis. En este caso detallaremos nuestra población de estudio.
- Asimismo, Según Oseda, D (2008) "La población es el conjunto de individuos que comparten por lo menos una característica, sea una ciudadanía común, la calidad de ser miembros de una asociación voluntaria o de una raza, la matrícula en una misma universidad, o similares".
- La población está compuesta por seis labores mineras de la zona CANDELARIA de CIA Consorcio Minero Horizonte S.A.

3.4.2. Muestra.

- Es un fragmento de la población que se selecciona, donde se realiza la investigación en específico y se aplicaran los instrumentos y las técnicas de acuerdo a las variables.
- El mismo Oseda, Dulio (2008:122) menciona que "la muestra es una parte pequeña de la población o un subconjunto de esta", que sin embargo posee las principales características de aquella. Esta es la principal propiedad de la muestra (poseer las principales características de la población) la que hace posible que el investigador, que trabaja con la muestra, generalice sus resultados a la población".
- La muestra única y direccionada es la que está conformada por seis (6) labores incluido el crucero 1160 del nivel 2360 de la zona "candelaria" de la CIA Consorcio minero horizonte.

3.4.3. Muestreo

- Para la investigación se aplicó un muestreo no probabilístico por conveniencia, teniendo en cuenta que el Crucero CX 1160 de Nivel 2360 de la zona candelaria es la que actualmente está desarrollando y donde más sobrerotura se tiene.

3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.5.1. Técnicas

Las técnicas que se usarán en la investigación serán: (Datos de campo, DATA SIIM, las observaciones, reportes, Tesis bibliográficas, monografías de las minas, eventos de actualización, trabajos inéditos).

Según Oseda, Dulio (2008) la observación "Es una técnica que consiste en observar atentamente el fenómeno, hecho o caso, tomar información y registrarla para su posterior análisis".

En el presente trabajo de investigación se aplicará la Observación directa: Esta técnica permitirá inspeccionar y evaluar los datos del muestreo.

3.5.2. Instrumentos

Los instrumentos que se usarán para la recolección de datos serán seleccionados de manera que nos permitirán realizar el trabajo en forma ordenada y metódica, Consideramos los siguientes:

Ficha de Registro de Datos de Campo (Observación), llamado también ficha de observación como los reportes e informes generados por el área de perforación y voladura (Ficha de observación).

3.6. PROCEDIMIENTO DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Los trabajos se ejecutaron en gabinete y campo en el crucero CX 1160 del Nv 2360 De la zona candelaria, CMH, consorcio minero horizonte - 2019 donde se ordenó, ejecuto, contrasto y se elaboró la información obtenida del campo.

Para este trabajo se hizo diferentes gestiones de coordinación, comunicación con la Compañía Minera Horizonte (CMH), Desde su ejecución hasta hacer las comparaciones mensuales según nuestra valorización mensual y las penalidades ejecutadas en cada mes aplicando la voladura controlada sin precorte y los meses que se aplicó la voladura controlada con precorte.

3.6.1. Procedimientos generales

Los procedimientos para la recolección de datos fueron los siguientes:

- Se coordina con el asesor del proyecto de tesis.
- Se coordinó con la gerencia de la compañía minera consorcio (CMH), Empresa Supervisora, Labora proyectos a Largo, Mediano y Corto plazo en Explotación de minería aurífera.
- En las valorizaciones de trabajos mineros (octubre-2019): CMH, se incrementa los avances lineales como cruceros, by pass, galerías, chimeneas y sub nivel se cumple el programa mensual de minado según el área de planeamiento pero se evidencia mayor porcentaje de sobrerotura en los avances lineales por ende nos penalizan por exceso de sobrerotura.
- Los resultados se presentan en tablas de análisis de Excel estadístico, el plan de cumplimiento mensual de minado 2019 y sobrerotura según el área de costos.

3.6.2. Procedimientos en campo

- Se realiza las visitas reiterativas diarias desde el mes de octubre del 2019 al crucero CX 1160 del Nv 2360 de la Zona candelaria, se observa, se toma los apuntes necesarios para el análisis, el metraje por disparo, al ancho de la labor, la altura de la labor se tomara todos los datos pertinentes desde el primer día del mes de octubre aplicando la voladura sin precorte.

- Las observaciones en el campo fueron primordiales para el programa de monitoreo, las informaciones documentales en el cuaderno de campo fueron relevantes para la interpretación de los datos en el sala.

Procedimiento de recolección de datos

La recolección de datos se dio de la siguiente manera:

- Se recolecto los primeros datos desde el mes de octubre, noviembre y diciembre del 2019, en el crucero CX 1160 del Nv 2360 de la zona candelaria, se almacena las informaciones en el campo en el cuaderno de campo, que serán relevantes para la interpretación también se obtiene los precios unitario de costos y se hace el seguimiento respectico de las valorizaciones mensuales según el programa mensual de minado del año 2019 en el gabinete, todo este dato mencionado se realiza aplicando la voladura no controlada sin precorte ya que este dato será muy relevante para el análisis y para la interpretación posterior.
- Así mismo se recoge las información desde el mes de enero, febrero y marzo del 2020, en el crucero CX 1160 del Nv 2360 de la zona de candelaria, se recolecta los datos in situ, las informaciones en el cuaderno, las medidas de la sección de la labor secuencialmente todos los días, aplicando la voladura controlada con precorte, también se obtiene datos en el área de costos la valorización mensual y la penalidad establecida que se da cada mes en la empresa minera consorcio horizonte.
- Luego de obtener nuestros datos de voladura controlada haciendo un seguimiento explícito cada mes y teniendo los datos de valorización mensual de lineales y la penalidad por sobrerotura se ejecuta hacer los cálculos y realizar los análisis de la voladura sin precorte y la voladura con precorte en donde se obtiene los beneficios aplicando la voladura controlada con precorte en el crucero CX 1160 del NV

2360 de la zona candelaria en la Compañía Minera Horizonte, donde podemos decir que aplicando la voladura controlada con precorte tenemos las ventajas de reducir la cantidad de rotura de desmonte, elevar nuestra metraje en avance de lineales y disminuir la penalidad por sobrerotura, esto beneficia a la compañía minera horizonte.

3.7. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

Desde un punto de vista el análisis consiste en desmenuzar la información recogida examinando cada una de sus partes lo cual permite la obtención de sus características más relevantes, en conclusión, el análisis es ordenar las relaciones y consecuencias que surjan de la información obtenida (Niño, 2011, pág. 104).

Los datos recolectados serán organizados en tablas para su mejor comprensión, histogramas, estadística descriptiva, estadística inferencial para la prueba de hipótesis, entre otros, los cuales presentaremos en los resultados.

CAPÍTULO IV

PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

4.1. ANÁLISIS DE INFORMACIÓN

Aplicando el diseño de voladura del precorte y conjuntamente con el modelo de KONYA.se realiza los cálculos de la cantidad de explosivo adecuado. Para luego aplicar en el crucero CX 1160 del Nv 2360 de la zona candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte.

Para poder realizar el análisis de la información se procede a obtener los datos del campo para el presente trabajo de investigación, en el cual se ha tenido en cuenta muchos aspectos entre ellos las diferencia de sobrerotura, posteriormente se utilizó la herramienta del procesador de datos Excel, para tabular la información que se tiene de las diferentes valorizaciones y utilidades mensuales y luego se procesó los resultados.

Después de obtener los datos de las valorizaciones y utilidades por área de costos y según a nuestro precio unitario se hace los cálculos respectivos y se hace la comparación generando los gráficos para poder interpretar los resultados obtenidos, tomando en cuenta un análisis comparativo, para así lograr nuestros objetivos, generando las conclusiones respectivas por cada tabla enfocado a nuestros objetivos y hacer las recomendaciones respectivas.

Datos del explosivo Exsablok (E 1 1/8*8”)

Dinamita de baja energía especialmente desarrollada para voladura controlada ya que evita el sobre rotura de la roca remanente (overbreak) y la dilución del mineral. También se puede emplear en la rotura dimensional de la roca. Debido a su densidad y velocidad de detonación relativamente baja, junto a una reacción química endotérmica (absorbe calor), este producto ofrece una potencia rompedora suficiente para generar las fracturas y el plano de rotura continua en la roca, sin dañar el área superficial de las labores subterráneas. Asegura la estabilidad de la roca próxima, minimizando la ampliación de la red de fracturas preexistentes, reduciendo los riesgos de desprendimiento del techo y asegurando la integridad de las personas, instalaciones y equipos.

Cálculo de cantidad de explosivos para taladros de contorno

- Peso del cartucho=0.125 kg
- VOD=2800 m/s=2.8Km/s
- Densidad =0.8gr/cm3
- Diámetro del explosivo(d)=1.12plg
- Diámetro del taladro(D)=1.77plg
- Longitud de taladro(H)=3.2m

Resistencia a la compresión de la roca (ucs)=45 Mpas Según al mapeo geomecanico en el crucero CX 1160 el terreno tiene un RMR =35 clasificado roca mala A según CONSORCIO MINERO HORIZONTE.

Para ello utilizaremos la fórmula de KONYA de taladros desacopladas en el contorno.

Presión de taladros desacopladas (Pb) KONYA

$$\boldsymbol{Pb = 110 * f^{0.9} * Pexplo * VOD^2}$$

- Pexplosivo(gr/cm3)=0.8
- VOD(Km/seg)=2.8

Factor desacoplado (f)

Para este factor necesitamos la cantidad de explosivos por taladros que vamos a utilizar, llamado carga lineal

$$\boldsymbol{f = \frac{d^2}{D^2} * \frac{L}{H}}$$

- d= diámetro de explosivo
- D=diámetro de taladro
- L=carga lineal de explosivo(m)
- H=longitud de taladro

$$f = \frac{1.12^2}{1.77^2} * \frac{l}{H}$$

4.1.1. Calculo de carga lineal (L)

Para ello tenemos que calcular el número de cartuchos que ingresara a cada taladro. Utilizaremos la fórmula de KONYA.

$$Nc = \frac{Dec * H}{Pc} = \frac{166 * 3.2}{125} = 4.3$$

$$Dec = \frac{D^2}{12.14} = \frac{45mm^2}{12.14} = 166$$

$$L = 4.3 * 8plg * \frac{2.54cm * 1m}{1plg * 100cm} = 0.87m$$

La cantidad de explosivos que se va utilizar son 4 cartucho por taladro y nuestra carga lineal es de 0.87 metros de 3.2 metros perforados o 12 pies perforados.

Aplicando la carga lineal L en el factor desacoplado (f)

$$f = \frac{1.13^2}{1.77^2} * \frac{0.87}{3.2} = 0.11$$

Una vez obtenido los datos necesarios reemplazamos en la fórmula de KONYA de presión de taladros desacoplados (Pb)

$$Pb = 110 * 0.11^{0.9} * 0.8 * 2.8^2 = 102Mpasc$$

Con la obtención de la presión de taladros desacoplados hacemos la comparación con la resistencia a la compresión de la roca con RMR de 35

Tabla N° 4: *Cuadro de resistencia de comprensión de la roca.*

RMR	resistencia a la compresión de la roca	
81-100	extremadamente dura	>250Mpas
61-80	muy dura	100-250
41-60	Dura	50-100
21-40	moderadamente dura	25-50
0-20	Blanda	1—25

Fuente CMH

Nuestro terreno presentado en el crucero XC 1160 tiene un RMR de 35 y con la clasificado según CMH está dentro del RMR 21-41 con una resistencia de compresión de 25-50 Mpas realizando la comparación con la presión de taladros desacopladas que es de 102 Mpas está por encima del parámetro (25-50) Mpas con la capacidad de poder romper la roca.

Espaciamiento entre taladro y taladro

$$S = \frac{D(Pb + T)}{T}$$

- Diámetro de taladro(D)=45 mm
- Presión de taladros desacopladas(Pb)=102Mpas
- Resistencia a la compresión de la roca UCS= 47 Mpas

$$T = \frac{UCS}{10} = \frac{47}{10} = 4.7$$

$$S = \frac{45(102 + 4.7)}{4.7} = 1021mm = 1.02m$$

El espaciamiento entre taladro y taladro cargado es de 1 metro y entre estos se realiza taladros de alivio que será la división de 1 entre 2 que da a 0.5m o 50 cm de espaciamiento

Finalmente para la distancia entre cartucho y cartucho se realiza de la siguiente manera, para ello sabemos que usaremos 4 cartuchos por taladro en una longitud de taladro de 3.2 metros perforados.

$$X = \frac{H - L}{NC} = \frac{3.2 - 0.87}{4.3} = 0.54m$$

- Longitud de perforación (H) = 3.2m
- Longitud de carga lineal (L) = 0.87m
- Numero de cartuchos por taladro = 4

Aplicando el modelo de precorte en el crucero CX 1160

Ya con los datos de espaciamiento entre taladro y taladro y la distancia entre cartucho y cartucho se aplica este nuevo modelo, primero pintamos la malla para una sección de 3.5m x3.5m con los puntos de gradiente y el punto centro de acuerdo al proyecto con spray color rojo o pintura naranja , en los taladros de arranque , ayuda , ayuda de arranque y arrastre utilizaremos semexa de 45% E 1 1/8 12" y para los taladros de corona y hastiales utilizaremos Exsablok E 1 1/8 8" debido al menor poder rompedor espaciados cada 50 cm entre cartucho y cartucho que son 4 por taladro , Encebador por un Pentacord y los Exaneles número 1 para ello utilizaremos PVC de 1 plg partidos por la mitad más cinta Maskiting para espaciarlos de acuerdo al resultado obtenido por KONYA

Datos obtenidos en campo sin precorte y con precorte

Después de cada disparo se tomaron datos en campo, los primeros 20 disparos fueron tomados sin recorte y los últimos 20 disparos con Precorte para ello se toma longitud de avance, altura de labor y ancho de sección. Cada uno con su respectivo contra marcado por topografía día a día.

Tabla N° 5: *Datos de voladura inicial tomadas sin Precorte y con Precorte en el CX 1160 del NV 2360*

DATOS DE VOLADURA INICIAL SIN PRECORTE							
N° Disparo	Contra Inicial	Contra Final	Alto (M)	Ancho (M)	Avance (M)	Sección Media (M2)	ROTURA (M3)
1	1R+3.10	1R+6.2	4.12	4.01	3.1	14.9	46.1
2	1R+6.2	1R+9.15	3.88	3.79	2.95	13.2	39.0
3	1R+9.15	1R+12.16	4.03	3.86	3.01	14.0	42.1
4	1R+12.16	1R+15.38	4.06	3.69	3.22	13.5	43.4
5	1R+15.38	1R+18.43	3.99	3.9	3.05	14.0	42.7
6	1R+18.43	2R+1.28	3.76	4.15	2.85	14.0	40.0
7	2R+1.28	2R+4.17	4.15	4.18	2.89	15.6	45.1
8	2R+4.17	2R+7.38	3.89	3.89	3.21	13.6	43.7
9	2R+7.38	2R+10.56	4.22	3.96	3.18	15.0	47.8
10	2R+10.56	2R+13.79	3.99	3.92	3.23	14.1	45.5
11	2R+13.79	2R+16.74	3.18	4.26	2.95	12.2	36.0
12	2R+16.74	2R+19.75	3.98	4.19	2.98	15.0	44.7
13	2R+19.75	3R+2.97	3.98	3.8	3.25	13.6	44.2
14	3R+2.97	3R+5.75	4.16	3.79	2.75	14.2	39.0
15	3R+5.75	3R+8.68	4.44	4.51	2.96	18.0	53.3
16	3R+8.68	3R+11.63	4.1	3.98	2.95	14.7	43.3
17	3R+11.63	3R+14.48	4.18	3.75	2.85	14.1	40.2
18	3R+14.48	3R+17.77	3.86	3.74	3.29	13.0	42.7
19	3R+17.77	4R+1.92	3.97	3.99	3.15	14.3	44.9
20	4R+1.92	4R+3.88	4.1	4.15	2.96	15.3	45.3
		TOTAL	80.04	79.51	60.78	286.36	869.37
		PROMEDIO	4.00	3.98	3.04	14.32	43.47

DATOS DE VOLADURA INICIAL CON PRECORTE							
N° Disparo	Contra Inicial	Contra Final	Alto (M)	Ancho (M)	Avance (M)	Sección Media (M2)	ROTURA(M 3)
21	4R+3.88	4R+6.86	3.62	3.58	2.98	11.66	34.76
22	4R+6.86	4R+10.11	3.58	3.54	3.25	11.41	37.07
23	4R+10.11	4R+12.86	3.64	3.69	2.75	12.09	33.24
24	4R+12.86	4R+15.91	3.57	3.53	3.05	11.34	34.59
25	4R+15.91	4R+18.76	3.61	3.55	2.85	11.53	32.87
26	4R+18.76	5R+1.65	3.55	3.57	2.89	11.41	32.96
27	5R+1.65	5R+4.86	3.59	3.61	3.21	11.66	37.44
28	5R+4.86	5R+8.04	3.61	3.55	3.18	11.53	36.68
29	5R+8.04	5R+11.27	3.62	3.59	3.23	11.70	37.78
30	5R+11.27	5R+14.37	3.58	3.61	3.1	11.63	36.06
31	5R+14.37	5R+17.32	3.54	3.62	2.95	11.53	34.02
32	5R+17.32	6R+0.33	3.69	3.58	3.01	11.89	35.79
33	6R+0.33	6R+3.55	3.53	3.64	3.22	11.56	37.24
34	6R+3.55	6R+6.44	3.55	3.57	2.89	11.41	32.96
35	6R+6.44	6R+9.65	3.61	3.61	3.21	11.73	37.65
36	6R+9.65	6R+12.83	3.62	3.62	3.18	11.79	37.50
37	6R+12.83	6R+16.06	3.65	3.58	3.23	11.76	37.99
38	6R+16.06	6R+19.01	3.55	3.67	2.95	11.73	34.59
39	6R+19.01	7R+1.99	3.61	3.55	2.98	11.53	34.37
40	7R+1.99	7R+5.24	3.64	3.61	3.25	11.83	38.44
		TOTAL	71.96	71.87	61.36	232.73	714.00
		PROMEDIO	3.60	3.59	3.07	11.64	35.70

Fuente: Elaboración propia.

Para analizar el costo por cada disparo y aplicar la voladura controlada de Precorte se tiene que reducir el daño ocasionado por cada voladura, reducir la sección a la medida requerida, extraer menos cantidad de desmonte, utilizar en menor cantidad el Shotcrete, menor utilización de equipos tanto en limpieza como en acarreo y haber reducido la Sobrerotura en 17.82% implica mayor cantidad de taladros en todo el contorno de la corona y hastiales para cual conlleva mayor costo de consumo de aceros.

Datos generales de la voladura sin precorte y con precorte

Tabla N° 6: *Datos de campos tomadas (sin precorte y con precorte).*

			VOLADURA		
ITEM	DATOS GENERALES	UND	SIN PRECORTE	CON PRECORTE	DIFERENCIA
1	Seccion	MT2	3.5x3.5	3.5x3.5	
2	Coeficiente de curvatura del tunel.	-	0.9	0.9	
3	Seccion de la labor(m2)	MT2	11.025	11.025	
4	Longitud de barreno (pies)	pies	12	12	
5	Eficiencia de perforacion (%)	%	96.4	96.4	
6	Eficiencia de voladura(%)	%	96.0	96.0	
7	Avance/disparo(m)	MT	3.4	3.4	
8	N° disparo totales	disparos	20.0	20.0	
9	Avance total/20 disparos.	MT	60.8	61.4	0.58
10	Avance efectivo/disparo	MT	3.04	3.07	
11	Promedio de volumen de rotura/disparo.	MT3/DISP.	43.5	35.7	7.8
12	Volumen de rotura total/20 disparos	MT3/20 DISP.	869.4	714.0	
13	Peso especifico (tmh/m3)	TMH/M3	2.6	2.6	

Fuente: Elaboración propia

4.1.2. Calculando la sobrerotura.

Tabla N° 7: *Calculo de la sobrerotura aplicando la voladura sin precorte y con precorte.*

			VOLADURA		
ITEM	DATOS GENERALES	UND	SIN PRECORTE	CON PRECORTE	DIFERENCIA
SOBREROTURA	Promedio de volumen de rotura/disparo.	MT3/DISP.	43.5	35.7	7.8
	Volumen de rotura total/20 disparos	MT3/20 DISP.	869.4	714.0	155.4
	Peso especifico (tmh/m3)	TMH/M3	2.6	2.6	
	Volumen(%)	%	54.9	45.1	9.813
	Tmh/disparo	Tmh/disparo	113.0	92.8	20.198
	volumen insitu/disparo	MT3/disparo	43.5	35.7	
	eficiencia de esponjamiento(30%)	%	1.3	1.3	
	volumen esponjado/disparo	MT3/disparo	56.5	46.4	
	volumen esponjado/20 disparos	MT3/disparo	1130.2	928.2	202.0

Fuente: Elaboración propia

4.1.3. Calculo del costo de la limpieza.

Tabla N° 8: *Calculo de costo de limpieza en interior mina (frente).*

			VOLADURA		
ITEM	DATOS GENERALES	UND	SIN PRECORTE	CON PRECORTE	DIFERENCIA
COSTO POR LIMPIEZA	Costo horario scoop 4 YDS	$/hora	93	93	
	Eficiencia de tiempo	%	85	85	
	Disponibilidad mecanica	%	90	90	
	Capacidad de cuchara	yd3	4.6	4.6	
	Factor de carguio	%	90	90	
	Capacidad de cuchara	MT3/viaje	2.7504	2.7504	
	Produccion practica del scoop/hora	min/hora	45.9	45.9	
	N° viajes/disparos	viajes/disparo	21	17	
	N° viajes/20 disparos	viajes/20 dispa	411	337	
	Rendimiento del scoop a 150m	min/ciclo	5.1	5.1	
	Tiempo de limpieza/frente	min/disparo	104.7833606	86.05693717	
	Tiempo de limpieza/disparo	hora/disparo	1.75	1.43	
	Tiempo de limpieza/20 disparos	oras/20 disparo	34.9	28.7	
	Costo de limpieza/disparo	$/disparo	162.41	133.39	29.03
	Costo de limpieza/20 disparos	$/20 disparos	3248.28	2667.77	580.52

Fuente: Elaboración propia

4.1.4. Costo de acarreo en interior mina-echadero.

Tabla N° 9: *Costo de limpieza de acarreo del Dumper (frente - echadero de desmonte). Interior mina.*

			VOLADURA		
ITEM	DATOS GENERALES	UND	SIN PRECORTE	CON PRECORTE	DIFERENCIA
COSTO DE ACARREO EN INTERIOR MINA	Distancia promedio de transporte	km	1.1	1.1	
	Costo del dumper	$/tmh	6.3	6.3	
		$/m3	2.36	2.36	
	Costo de acarreo en el interior mina	$/disparo	133.4	109.5	23.8
	Costo de acarreo en el interior mina	$/20 disparos	2667.2	2190.6	476.7

Fuente: Elaboración propia

4.1.5. Costo de transporte de interior mina-C1 CANCHA N° 1 (VOLQUETE)

Tabla N° 10: *Transporte de desmonte de interior minas hacia la planta superficie.*

			VOLADURA		
ITEM	DATOS GENERALES	UND	SIN PRECORTE	CON PRECORTE	DIFERENCIA
COSTO DE TRANSPORTE	Distancia promedio de transporte	km	25	25	
	costo de tranporte	$/km-tn	1.8	1.8	
	capacidad de tolva del volquete	m3/volquete	12	12	
	costo de transporte	$/m3	3.75	3.75	
	costo de transporte (en 25 km)	$/25km	45	45	
	costo de transporte/disparo	viajes/frente	4.52	3.71	
	costo ($/frente)	$/frente	203.43	167.08	36.36
	costo ($/20 disparos)	$/20 disparos	4068.65	3341.52	727.13

Fuente: Elaboración propia

4.1.6. Costo de sostenimiento

Tabla N° 11: *costo de sostenimiento en el frente de avance por disparo.*

			VOLADURA			
	ITEM	DATOS GENERALES	UND	SIN PRECORTE	CON PRECORTE	DIFERENCIA
COSTO DE SOSTENIMIENTO	DATOS	Altura promedio	MT	4.00	3.60	
		Ancho promedio	MT	3.98	3.59	
		Radio de curvatura a partir de 2.5	MT			
		Perimetrro de corona	mt	5.54	4.68	
		Perimetro total	mt	10.54	9.68	
		Area por disparo	m2/disparo	32.03	29.70	
		Costo de shotcrete x 2 plg	$/MT2	75.5	75.5	
		COSTO DE SHOCRETE LANZADO/DISPAR	$/DISPARO	2418.35	2242.22	
		COSTO DE SHOCRETE LANZADO/DISPAR	$/DISPARO	48366.9006	44844.3424	
		COSTO PERNO SWELLEX	$/perno	27	27	
	SOSTENIMIENTO/DISPARO.	Perno por seccion (1.2x1.2m de espac-5 p	unidades	5	5	
		N° de pernos a instalar/disparo	pernos/disparo	18.023	16.363	
	COSTO	COSTO PERNO SWELLEX/DISPARO	$/DISPARO	1360.73	1235.38	125.35
		COSTO PERNO SWELLEX/20 DISPARO	$/20 DISPARO	27214.66708	24707.62667	2507.04

Fuente: Elaboración propia.

4.1.7. Costo del ciclo de minado por disparo

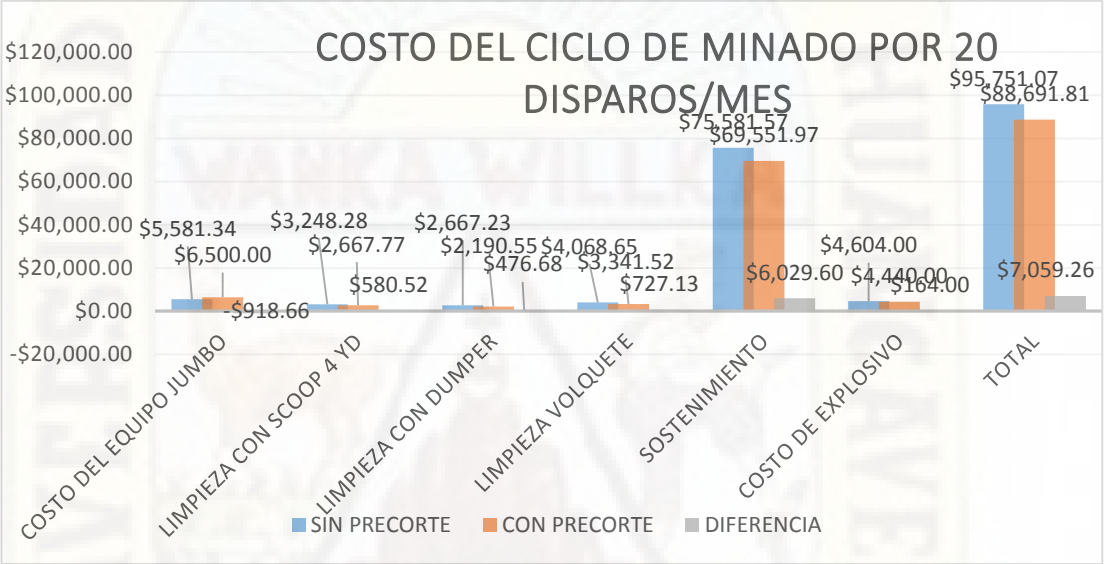
Tabla N° 12: *comparativo del costo de ciclo de minado de operacion por disparo.*

COSTO DEL CICLO DE MINADO POR DISPARO				
		SIN PRECORTE	CON PRECORTE	DIFERENCIA
COSTO	COSTO DEL EQUIPO JUMBO	$279.07	$325.00	-$45.93
	LIMPIEZA CON SCOOP 4 YD	$162.41	$133.39	$29.03
	LIMPIEZA CON DUMPER	$133.36	$109.53	$23.83
	LIMPIEZA VOLQUETE	$203.43	$167.08	$36.36
	SOSTENIMIENTO	$3,779.08	$3,477.60	$301.48
	COSTO DE EXPLOSIVO	$230.20	$222.00	$8.20
	TOTAL	$4,787.55	$4,434.59	$352.96

Fuente: Elaboración propia

4.1.8. Costo del ciclo de minado por 20 disparos/mes.

COSTO DEL CICLO DE MINADO POR 20 DISPAROS/MES				
		SIN PRECORTE	CON PRECORTE	DIFERENCIA
COSTO	COSTO DEL EQUIPO JUMBO	$5,581.34	$6,500.00	-$918.66
	LIMPIEZA CON SCOOP 4 YD	$3,248.28	$2,667.77	$580.52
	LIMPIEZA CON DUMPER	$2,667.23	$2,190.55	$476.68
	LIMPIEZA VOLQUETE	$4,068.65	$3,341.52	$727.13
	SOSTENIMIENTO	$75,581.57	$69,551.97	$6,029.60
	COSTO DE EXPLOSIVO	$4,604.00	$4,440.00	$164.00
	TOTAL	$95,751.07	$88,691.81	$7,059.26



Fuente: Elaboración propia

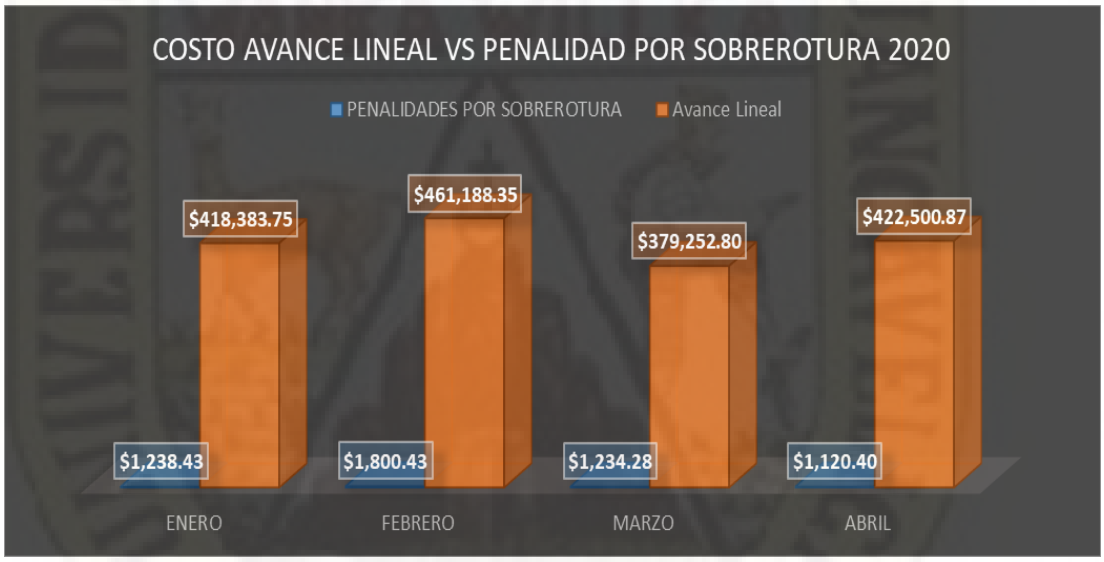
En el siguiente cuadro se observa la valorización de los trabajos mineros en los avances lineales y tajos haciendo una comparación entre la penalidad por sobrerotura, penalidad por explosivo en los meses de setiembre, octubre, noviembre y diciembre del 2019 haciendo un seguimiento exhaustivo aplicado la voladura sin Precorte en el crucero CX 1160 del NV 2360 de la zona candelaria en la CIA. Compañía Minera Horizonte.

TRABAJOS MINEROS CMH -2019												
	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SEPTIEMBRE	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE
Trabajos mineros	$467,309.37	$591,506.39	$629,279.87	$610,328.00	$661,958.73	$616,299.34	$610,112.83	$692,532.97	$621,342.01	$602,381.49	$686,927.97	$591,506.39
Avance Lineal	$253,029.25	$379,972.93	$379,252.80	$422,500.87	$444,405.86	$363,636.42	$372,150.48	$430,915.05	$418,383.75	$380,674.50	$461,188.35	$379,972.93
Avance Tajos	$214,280.12	$211,533.46	$250,027.07	$187,827.13	$217,552.87	$252,662.92	$237,962.35	$261,617.92	$202,958.26	$221,706.99	$225,739.62	$211,533.46
PENALIDAD POR EXPLOSIVOS	$5,631.02	$12,508.73	$13,955.01	$12,384.22	$9,851.43	$20,095.99	$22,209.43	$11,919.24	$12,368.67	$10,652.62	$18,456.62	$10,652.62
PENALIDADES POR SOBREROTURA	$18,004.56	$12,000.43	$15,234.28	$6,400.40	$7,939.43	$12,005.00	$16,421.80	$9,000.43	$15,325.23	$18,015.09	$15,365.00	$22,287.20
TOTAL	$235,024.69	$367,972.50	$364,018.52	$416,100.47	$436,466.43	$351,631.42	$355,728.68	$421,914.62	$403,058.52	$362,659.41	$445,823.35	$357,685.73

Fuente: elaboración propia.

En el siguiente cuadro se observa la valorización de los trabajos mineros en los avances lineales y avances en tajos en los meses de Enero, febrero, marzo y abril del 2020 haciendo una comparación con la penalidad de sobrerotura en la Compañía Minera Horizonte.

TRABAJOS MINEROS CMH -2020				
	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL
Trabajos mineros	$632,663.87	$672,721.81	$629,279.87	$610,328.00
Avance Lineal	$418,383.75	$461,188.35	$379,252.80	$422,500.87
Avance Tajos	$214,280.12	$211,533.46	$250,027.07	$187,827.13
PENALIDAD POR EXPLOSIVOS	$5,631.02	$12,508.73	$13,955.01	$12,384.22
PENALIDADES POR SOBREROTURA	$1,238.43	$1,800.43	$1,234.28	$1,120.40
TOTAL	$417,145.32	$459,387.92	$378,018.52	$421,380.47



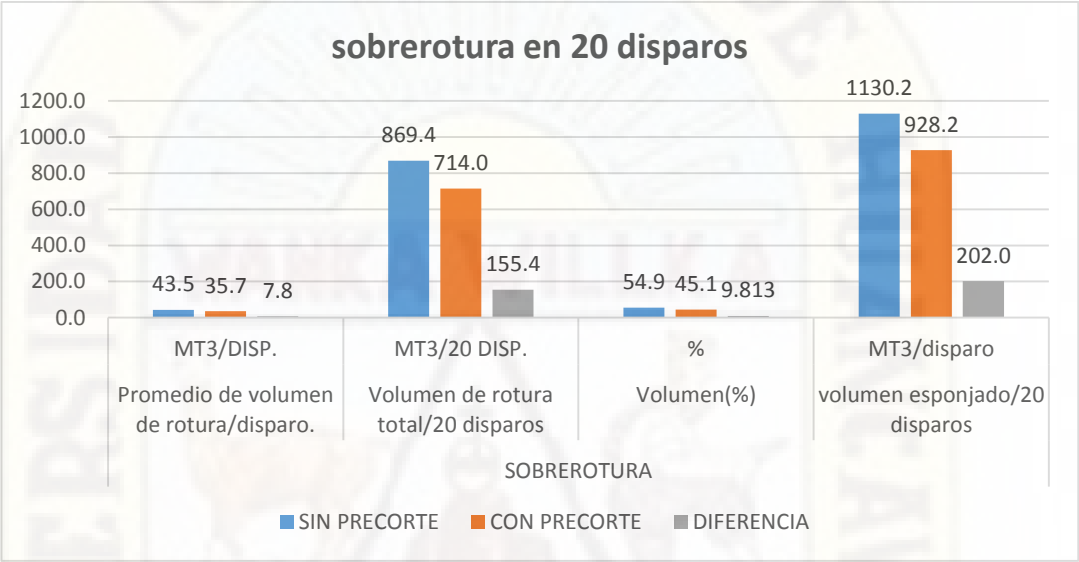
Fuente: elaboración propia

4.1.9. Resultados obtenidos del porcentaje de sobrerotura.

En las pruebas realizadas haciendo uso de voladura de precorte en el crucero CX 1160 del NV 2360 de la zona candelaria se obtuvieron los resultados.

Tabla N° 13: *resultados obtenidos aplicando la voladura sin precorte y con precorte.*

SOBREROTURA	Promedio de volumen de rotura/disparo.	MT3/DISP.	43.5	35.7	7.8
	Volumen de rotura total/20 disparos	MT3/20 DISP.	869.4	714.0	
	Peso especifico (tmh/m3)	TMH/M3	2.6	2.6	
	Volumen(%)	%	54.9	45.1	9.813



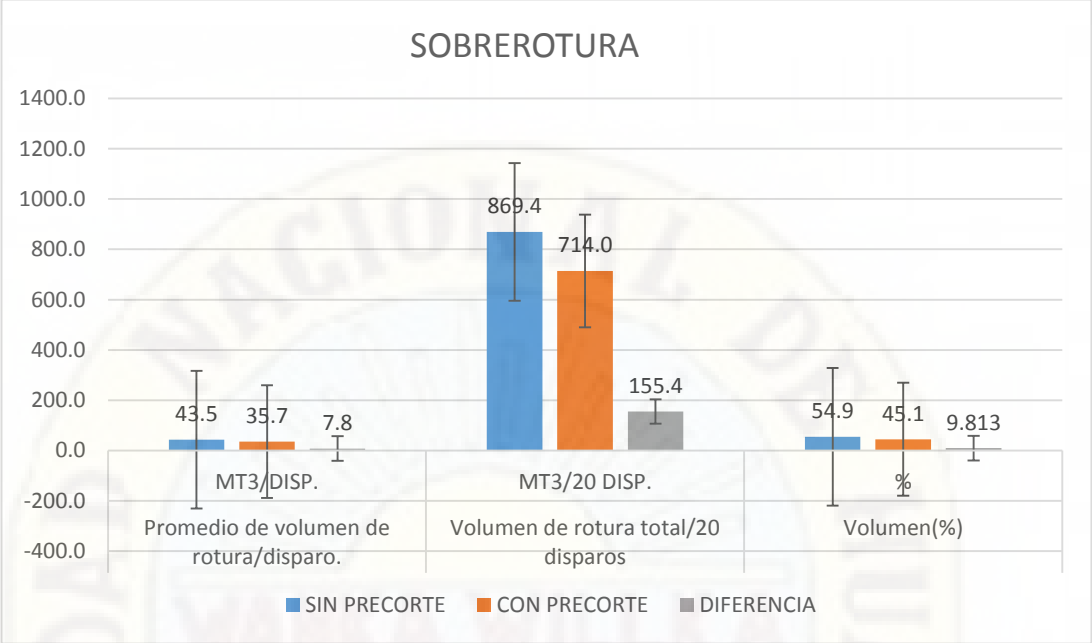
Fuente: Elaboración propia

El porcentaje de sobrerotura se reduce con voladura controlada (con precorte), es de 7.8 M3/disparo, expresando en porcentaje se reduce en un 9.813% de volumen derribado gracias a los taladros de alivio en la corona y hastiales.

El porcentaje de sobrerotura

Figura N° 11: *Expresando gráficamente los resultados obtenidos.*

			VOLADURA		
ITEM	DATOS GENERALES	UND	SIN PRECORTE	CON PRECORTE	DIFERENCIA
SOBREROTURA	Promedio de volumen de rotura/disparo.	MT3/DISP.	43.5	35.7	7.8
	Volumen(%)	%	54.9	45.1	9.813



Fuente: Elaboración propia

Haciendo una comparación grafica podemos decir que se reduce el promedio de volumen de rotura en un 7.8 mt3/disparo y si nos referimos en un porcentaje de volumen se reduce a un 9.813% de su volumen original, aplicando la voladura controlada con precorte en la corona y los hastiales del frente de perforación.

4.2. PRUEBA DE HIPÓTESIS

4.2.1. Planteamiento de hipótesis

Hipótesis nula

Ho (u1=u2): Los resultados de la reducción de Sobrerotura no influye significativamente mediante el uso de Voladura Controlada del Precorte en el Crucero Cx 1160 del Nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte-2019.

Hipótesis alterna

Hi (u1≠ u2): Los resultados de la reducción de Sobrerotura influye significativamente mediante el uso de Voladura Controlada del Precorte

en el Crucero Cx 1160 del Nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte-2019.

4.2.2. Nivel de significancia o riesgo

- Nivel confianza un 95%
- Valor de significancia del 5% es a $\alpha = 0{,}05$.
- Valor crítico de t (dos colas) es +/- de 2.024
- El número de datos obtenidos en la investigación es de 20 sin Precorte y 20 muestras con Precorte en un lapso de 4 meses de tiempo.
- Calculando los grados de libertad se tiene:
  Gl = gc+ge-2 = 20+20-2 = 38.
- Buscando con el valor de significancia a dos colas con 2.024 y 38 grados de libertad en la prueba "t" de Student se tiene que los puntos críticos o "t" teórica es igual a 8.357; por lo tanto: Valor crítico = 2.024

4.2.3. Calculo estadístico de prueba

El estadígrafo de prueba más apropiado para este caso es la prueba "t" de Student, ya que trabajamos con muestras pequeñas por el mismo periodo mensual en que se obtienen los datos, el tamaño de los datos de la prueba es 20 muestras voladura sin Precorte y 20 muestras con voladura con Precorte que es menor que 30 ($n<30$) y como en la Hipótesis alterna (Hi) existe tres posibilidades: (Hi: $u1<u2$, Hi: $u1>u2$ y Hi: $u1\neq u2$). Se aplicó la prueba bilateral o sea a dos colas, ya que se tiene la hipótesis planteada de Ho ($u1=u2$) y Hi ($u1\neq u2$) para ver si existe influencia significativa. Calculemos ahora la prueba de hipótesis con la "t" de Student en el programa Excel.

Tabla N° 14: *Prueba de t de Student por Excel.*

Prueba t para dos muestras suponiendo varianzas iguales		
	ROTURA (M3) SIN PRECORTE	ROTURA (M3) CON PRECORTE
Media	43.46863911	35.70009278
Varianza	13.62867033	3.651533614
Observaciones	20	20
Varianza agrupada	8.64010197	
Diferencia hipotética de las medias	0	
Grados de libertad	38	
Estadístico t	8.357575843	
P(T<=t) una cola	1.94598E-10	
Valor crítico de t (una cola)	1.68595446	
P(T<=t) dos colas	**3.89195E-10**	
Valor crítico de t (dos colas)	**2.024394164**	

Fuente: propia base de datos Excel

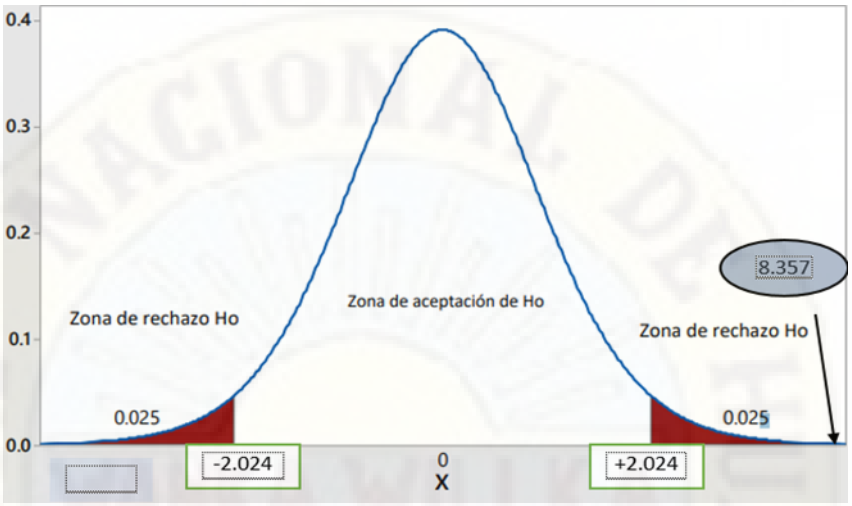
Analizando la tabla de la prueba t de Student, observamos que el valor de la t calculada es igual a 8.357 el valor p de la probabilidad es 3.89195E-10

Si el valor p ≤ α entonces rechazamos Ho

Entonces resaltamos el resultado de la probabilidad el valor (p = 3.89195E-10) es menor que el valor de significancia (2.024) entonces desde este análisis podemos adelantar que: se rechaza la hipótesis nula (Ho) y se acepta la hipótesis alterna (Hi).

4.2.4. Gráfico dela prueba normal

Figura N° 12: *prueba de t students a dos colas.*



Fuente: propia base de datos minitab.

4.2.5. Decisión estadístico

Puesto que la t calculada (tc) cae en la zona de rechazo de Ho y es menor que la t teórica (t); es decir tenemos lo siguiente (+2.024 < +8.357), en consecuencia, se rechaza la hipótesis nula (Ho) y se acepta la hipótesis alterna (Hi).

4.2.6. Conclusión estadístico

Se ha demostrado con un nivel de confianza del 95% y con un nivel de significancia del 5% con la prueba t de Student que los resultados de la reducción de Sobrerotura influye significativamente mediante el uso de Voladura Controlada del Precorte en el Crucero Cx 1160 del Nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte-2019.

4.3. DISCUSIÓN DEL RESULTADO

Según Castañeda N (2019), en su tesis reducción de sobrerotura en la RP 2704, ha permitido controlar y reducir el porcentaje de sobrerotura de 15.33% a 6.79% en promedio de 30 disparos,en el presente trabajo de investigación se da a conocer la Reducción de Sobrerotura mediante el uso de Voladura controlada del Precorte en el crucero CX 1160 del Nivel 2360 de la zona candelaria de la

CIA. Consorcio Minero Horizonte – 2019, al inicio aplicando la voladura sin precorte se obtiene una rotura promedio de 43.47 metros cúbicos por disparos y aplicando la voladura controlada con Precorte se obtiene una rotura promedio de 35.70 metros cúbicos por disparo reduciendo 7.80 metros cúbicos de material derribado por disparo equivalente a 9.81% de volumen de rotura por disparo se logró desarrollar y destacar que en el lugar ejecutado de la investigación nuestros resultados se plasman de acuerdo a lo planificado y por ende se requiere constante seguimiento de la parte de supervisión y el área de voladura.

A partir del análisis estadístico mediante la prueba t de Student referida en la tabla N° 15, Prueba t para dos muestras suponiendo varianzas iguales por Excel (observamos que el valor calculado, t calculado es 8.357 el valor p de la probabilidad es de 3.89195E-10, donde si el valor $P \leq \alpha$ entonces rechazamos Ho; entonces resaltamos el resultado de la probabilidad (p= 3.89195E-10) es menor que el valor de significancia (0.025), entonces desde este análisis se predice que la Los resultados de la reducción de Sobrerotura influye significativamente mediante el uso de Voladura Controlada del Precorte en el Crucero Cx 1160 del Nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte-2019. Por lo tanto podemos decir que se acepta Hi: la hipótesis alterna. Lo que conlleva a una estimación predictiva.

Mediante el análisis estadístico referido en la tabla, prueba de student a dos colas se ha demostrado con un nivel de confianza 95% y con un nivel de significancia de 5% con una prueba de student donde la Tc=8.357, que cae en la zona de rechazo de la Ho, por lo tanto podemos aceptar Hi, donde la reducción de Sobrerotura influye significativamente mediante el uso de Voladura Controlada del Precorte en el Crucero Cx 1160 del Nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte-2019.

CONCLUSIONES

- Con la aplicación de la voladura controlada de precorte y la utilización de cargas desacopladas y realizando taladros de alivio en la corona en el CX 1160 en el NV 2360 de CMH se ha reducido la cantidad de volúmenes rotas de 45.3m3 a 35.7m3 reduciendo7.8m3/disparo equivalente a 9.81 % de volumen por disparo.

- Se ha reducido el daño ocasionado por la voladura inicial, luego de aplicar la voladura controlada de precorte en todo el contorno utilizando cañas con tubos de PVC y los 4 cartuchos de baja potencia Exsablok (E 1 1/8*8”) distanciados entre cartucho a cartucho 50 cm y el espaciamiento a 0.5 m entre taladro

- Se controla y se disminuye la Sobrerotura obteniéndose un ahorro de **$352.96** dólares por disparo considerando un ahorro de **$110.3** dólares por cada metro de avance y **$7,059.26** dólares en los 20 disparos realizados.

- Nuestra sección actual del crucero CX 1160 del NV 2360 de la zona candelaria aplicando la voladura sin precorte promedio es de 4.0*3.98 metros llegando a controlar aplicando la voladura controlada con precorte a 3.60*3.59 metros con un factor de potencia de 0.54kg de explosivo por tonelada y con un factor de carga lineal es 15.54 kg de explosivo por metro.

RECOMENDACIONES

Habiendo expuesto las conclusiones de la investigación, surge la necesidad de plantear las siguientes recomendaciones a futuras investigaciones:

- Aplicar la voladura controlada del Precorte en las labores de Consorcio Minero Horizonte (CMH), nos proporciona una estadística importante para elaborar planes de acción y reducir los índices de sobrerotura en la empresa.

- Debe realizar un seguimiento exhaustivo antes, durante y después de la perforación en campo para verificar los estándares como pintado de malla de perforación, control de paralelismo, longitud de perforación, el desacople de los cartuchos en la corona y la distribución de las cargas. Todo esto por parte de la supervisión, capacitando a los operadores, maestros perforista y ayudantes perforistas.

- Verificar el comportamiento de la roca, para determinar la cantidad de explosivos tanto para el aumento o la disminución de desacople entre cartucho, controlando el Burden y es espaciamiento porque no hay nada más cambiante que el macizo rocoso.

- Se recomienda tener bastante cuidado en la determinación de la carga explosiva adecuada que es el factor de carga, para reducir los costos de voladura de acuerdo al comportamiento de la roca y con ello calcular el número de taladros acorde a los cálculos teóricos de referencias bibliográficas mencionadas.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. *Aguirre, A. (2016). Optimización de parámetros de tronadura en función de explosivos de alta energía en sociedad contraactual minera el Abra. Santiago de Chile, Chile: Universidad de Chile.*
2. *ALBERTO, A. M. (2011). Aplicacion de voladura controlada en las labores lineales de seccion de 7x8 pies en tipo de roca III-A y la relacion con los costos de operacion en la unidad minera San andres de la mineria aurifera S.A. RETAMAS: CHIRRE S.A.*
3. *Bernal, C. (2006). Metodologia de la Investigacion. Mexico: Pearson.*
4. *Bernaola, J., Castilla, J., y Herrera, J. (2013). Perforación y voladura de rocas en minería. Madrid, España: UNIVERSIDAD POLITECNICA DE MADRID.*
5. *Caguana, A., y Tenorio, M. (2013). Optimización de los parámetros de perforación y voladura en la cantera "Las Victorias". Cuenca, Ecuador: Universidad de Cuenca.*
6. *camino, R. m. (2016). geologia y resultados de la exploracion. pataz-peru: tecnologia e investigacion.*
7. *Castañeda, N. (2019). Reducción de la sobrerotura mediante la mejora de los parámetros de voladura en la profundización de la rampa 2705, en la unidad minera de Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A. - La Libertad. Cusco, Perú: Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.*
8. *Castro, J., & Rodriguez, J. (2016). Reducción de la sobrerotura en el crucero 3910 del nivel 2360 de la mina "PEC" de la Cía. Consorcio Minero Horizonte. Trujillo, Perú: Universidad Nacional de Trujilo.*
9. *Cconislla, E., & Villagomes, W. (2012). Diseño de malla de perforación y voladura en el by pass 976 - E, aplicando el modelo matemático: "áreas de influencia". En la unidad minera San Genaro - Castrovirreyna Compañía Minera S.A. 2012. Huancavelica, Perú: Universidad Nacional de Huancavelica.*
10. *Condoli, F., y Porras, L. (2015). Diseño de malla de perforación y voladura para la reducción de costos en los frentes de avances de la U.E.A. Reliquias - Corporación Minera Castrovirreyna S.A. Huancavelica, Perú: Universidad Nacional de Huancavelica.*
11. *Estudios Mineros del Perú SAC. (2012). Manual de mineria. pag, 82 - 83. Lima, Perú: Estudios Mineros del Perú SAC.*
12. *EXSA. (2002). Manual Práctico de Voladura. Lima, Perú.*
13. *famesa. (2014). manual de explosivos y accesorios . manipulacion de explosivos , pag, 2 - 21.*

14. *Mendoza, N. (2014). Optimización de la voladura controlada aplicando un modelo matemático en la unidad minera Paraiso Ecuador. Huancayo, Perú: Universidad Nacional del Centro del Perú.*

15. *mestas rene, w. o. (2016). DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA APLICADO AL MODELO MATEMATICO. En R. W. MESTES, DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA APLICADO AL MODELO MATEMATICO (pág. 27). LIMA.*

16. *Ministerio de Energia y Minas. (2016). Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Mineria DS-024-2016-EM. pag.25-45. Lima, Perú.*

17. *Niño, V. (2011). Metodologia de la Investigacion, Diseño y Ejecución. Bogota, Colombia: Ediciones de la U.*

18. *Parra, G. (2018). Reducción de la carga explosiva con el uso del explosivo Emulnor, en la corona de labores de desarrollo para optimizar los costos de voladura en CIA Minera MACDESA. Arequipa, Perú: Universidad Nacional de San Agustin.*

19. *Perni, J., y Lopez, C. (1987). Manual de perforación y voladura de rocas. Madrid, España: Instituto Geológico y Minero de España.*

20. *Rojas, K., y Flores, Y. (2017). Diseño de malla de perforación y voladura para la reducción de costos en el nivel 1590 crucero 520 de la U.E.A. Capitana - Corporación Laces S.A.C. Minería y Construcción - Caravelí - Arequipa. Huancavelica, Perú: Universidad Nacional de Huancavelica.*

21. *Romaní, R. (2018). Diseño de mallas de perforación y voladura para optimizar avances y sobre rotura Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM - S.A.A. Huancayo, Perú: Universidad Nacional del Centro del Perú.*

22. *Sabino, C. (2002). El Proceso de Investigacion. Venezuela: Editorial Panapo de Venezuela.*

23. *Sanchez, Y. (2012). Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth. Quito, Ecuador: Universidad Central del Ecuador.*

APÉNDICE

MATRIZ DE CONSISTENCIA

TÍTULO: "REDUCCIÓN DE SOBREROTURA MEDIANTE EL USO DE VOLADURA CONTROLADA DEL PRECORTE EN EL CRUCERO CX 1160 DEL NIVEL 2360 DE LA ZONA CANDELARIA DE LA CIA. CONSORCIO MINERO HORIZONTE – 2019"

Formulación del Problema

General

¿Cómo influye la voladura controlada de precorte en la reducción de la sobrerotura en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte - 2019?

Objetivos

General.

Determinar cómo influye la voladura controlada de precorte en la reducción de la sobrerotura en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte – 2019.

Marco teórico

Antecedentes:

A nivel internacional:

- Sanchez, Yadira. (2012) en su trabajo de investigación "Optmización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth" para optar título de ingeniero de minas Grado académico de tercer nivel en la Universidad Central del Ecuador.

A nivel nacional:

- Mendoza, N. (2014) su tesis "optimización de la voladura controlada aplicando un modelo matemático en la unidad minera Paraiso-Ecuador." Para optar título profesional de ingeniero de minas en la Universidad Nacional del Centro del Perú.

A nivel regional

- Cconislla, E. & Villagomes, W. (2012) en su tesis "Diseño de malla de perforación y voladura en el by pass 976 - E, aplicando el modelo matemático: "áreas de influencia". En la unidad minera San Genaro - Castrovirreyna Compañía Minera S.A. 2012" para optar

Hipótesis

General.

La voladura controlada de precorte influye significativamente en la reducción de la sobrerotura en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte – 2019.

Variables

Variable independiente:

X = Voladura controlada de precorte

Variable dependiente:

Y = Reducción de la sobrerotura

Tipo de Investigación

Tipo De Investigación
Investigación Aplicada

Nivel de investigación
Descriptiva y correlacional

Diseño de investigación
Pre experimental con pre y post test.
GE: **O1** X **O2**

Población
La población está compuesta por todas las labores mineras de la zona CANDELARIA de Consorcio Minero Horizonte S.A.

Muestra
La muestra única y direccionada, la que está conformada por seis (6) labores es el crucero 1160 del nivel 2360 de la zona "candelaria" de la CIA Consorcio minero horizonte.

Muestreo

título profesional de ingeniero de minas en la Universidad Nacional de Huancavelica.

Crucero CX 1160 de Nivel 2360 de la zona candelaria

Específicos

¿Cuál será el porcentaje de reducción de la sobrerotura en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte – 2019, aplicando la voladura controlada?

¿De qué manera influye la sobrerotura en la reducción de costos en la voladura controlada de precorte en el en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte - 2019?

¿De qué manera influye la potencia y cantidad de explosivos en la voladura controlada en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte - 2019?

Específicos

Calcular el porcentaje de reducción de la sobrerotura aplicando la voladura controlada con precorte en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte – 2019.

Calcular como influye la sobrerotura en la reducción de costos en la voladura controlada de precorte en el en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte – 2019.

Demostrar cómo influye la potencia y cantidad de explosivos en la voladura controlada en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte – 2019.

Marco teórico referencial:

- Perforación
- Perforación Convencional
- Trazos de malla de perforación
- Voladura de Rocas
- Factores que afectan al rendimiento de la voladura
- Voladura Controlada
- Voladura controlada de recorte
- Voladura controlada de precorte
- Voladura de contorno
- Sobrerotura

Específicos

La potencia y cantidad de explosivos influye significativamente en la voladura controlada en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte – 2019.

El porcentaje de reducción de la sobrerotura será significativa en el crucero CX 1160 de nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte – 2019, aplicando la voladura controlada.

Apéndice N°

Apéndice N° 1: *MATRIZ DE CONSISTENCIA*

Apéndice N° 2: *CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES*

CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES														
	2019			2020								2021		
ACTIVIDAD	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	NOVIEMBRE	DICIEMBRE	ENERO	FEBRERO	MARZO
ELECCION DEL TEMA Y PROBLEMA	X	X												
PRESENTACION Y APROBACION DEL PROYECTO			X											
RECONOCIEMINETO DE LA ZONA DE ESTUDIO				X	X	X								
ELABORACION DE TECNICAS DE ESTUDIO							X	X						
PROCEDIMEINTO DE DATOS									X	X				
PROCESAMIENTO DE DATOS											X			
INTERPRETACION DE DATOS											X			
ELABORACION DE INFORME FINAL												X		
PRESENTACION DE INFORME												X		
ELABORACION FINAL													X	X
PRESENTACION FINAL DE LA TESIS														X

FUENTE: Elaboración propia

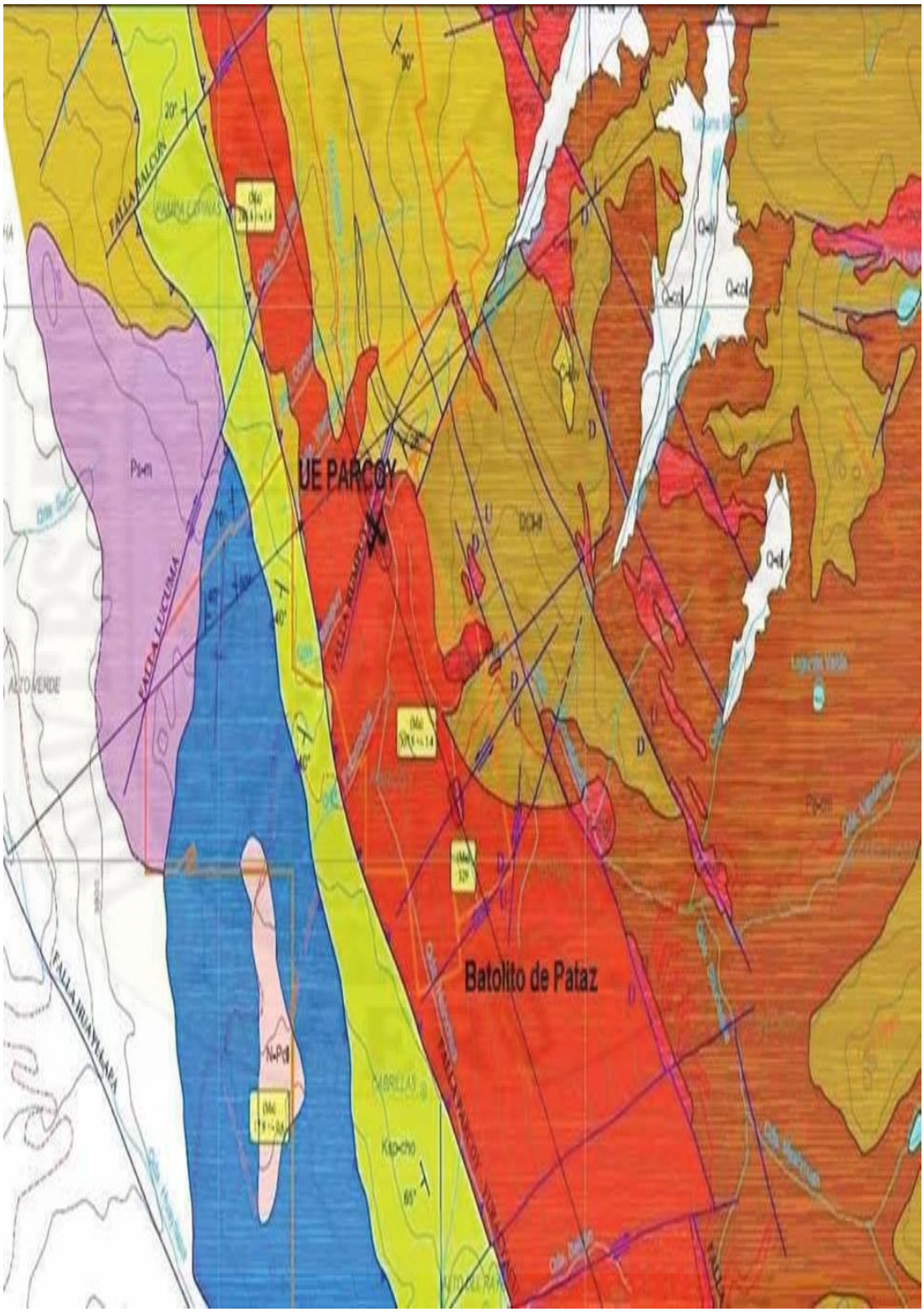
Apéndice N° 3: PRESUPUESTO-CADENA DE GASTOS GENERALES

PRESUPUESTO-CADENA DE GASTOS GENERALES														
	2019			2020								2021		
ACTIVIDAD	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	NOVIEMBRE	DICIEMBRE	ENERO	FEBRERO	MARZO
MATERIALES DE TRABAJO	S/ 2,500.00													
UTILES DE ESCRITORIO		S/ 50.00												
VIATICOS			S/1,100.00											
ALOJAMIENTO		S/1,200.00												
ALIMENTACION		S/ 150.00	S/ 150.00	S/150.00	S/150.00									
ENSAYOS DE GABINETE				S/ 50.00	S/ 50.00	S/ 50.00	S/ 50.00	S/ 50.00	S/ 50.00					
INTERPRETACION DE DATOS						S/ 20.00	S/ 20.00	S/ 20.00	S/ 20.00	S/ 20.00	S/ 20.00	S/ 20.00	S/ 20.00	S/ 20.00
ANALISIS Y EVALUACION ESTADISTICO									S/ 20.00	S/ 20.00	S/ 20.00	S/ 20.00	S/ 20.00	S/ 20.00
INFORME FINAL											S/120.00	S/120.00	S/ 120.00	S/ 120.00
ELABORACION FINAL														S/ 500.00
SUB TOTAL	S/ 2,500.00	S/1,400.00	S/1,250.00	S/200.00	S/200.00	S/ 70.00	S/ 70.00	S/ 70.00	S/ 90.00	S/ 40.00	S/160.00	S/160.00	S/ 160.00	S/ 660.00
COSTO GOLBAL DEL PROYECTO														S/ 7,030.00

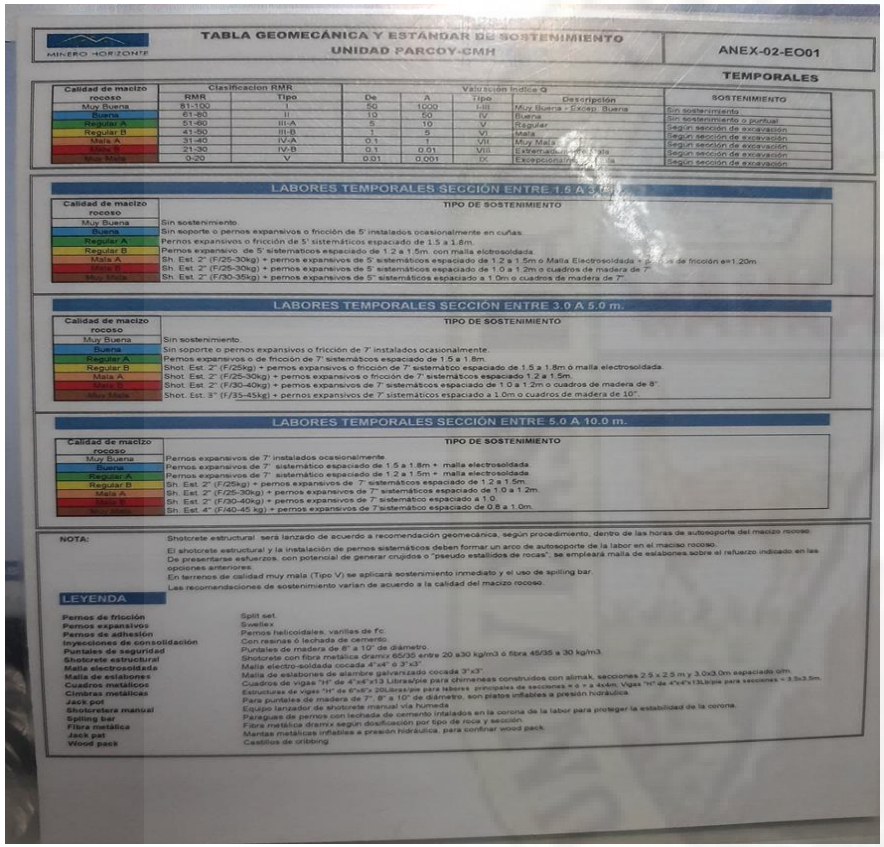
FUENTE: Elaboración propia

UNIVERSIDAD NACIONAL DE HUANCAVELICA
WANKA WILLKA
PERU

Apéndice N° 4: *Estudio Geomecánico de la Mina Parcoy (Consorcio Minero Horizonte S.A.*



FUENTE: CMH



MINERO HORIZONTE

TABLA GEOMECÁNICA Y ESTÁNDAR DE SOSTENIMIENTO
UNIDAD PARCOY-CMH

ANEX-02-EO01

TEMPORALES

Calidad de macizo rocoso	Clasificacion RMR		Valuación Indice Q					SOSTENIMIENTO
	RMR	Tipo	De	A	Tipo	Descripción		
Muy Buena	81-100	I	50	1000	I-III	Muy Buena - Excep. Buena		Sin sostenimiento
Buena	61-80	II	10	50	IV	Buena		Sin sostenimiento o puntual
Regular A	51-60	III-A	5	10	V	Regular		Según sección de excavación
Regular B	41-50	III-B	1	5	VI	Mala		Según sección de excavación
Mala A	31-40	IV-A	0.1	1	VII	Muy Mala		Según sección de excavación
Mala B	21-30	IV-B	0.01	0.01	VIII	Extremadamente Mala		Según sección de excavación
Muy Mala	0-20	V	0.01	0.001	IX	Excepcionalmente Mala		Según sección de excavación

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 1.5 A 3.0 m.

Calidad de macizo rocoso	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Muy Buena	Sin sostenimiento.
Buena	Sin soporte o pernos expansivos o fricción de 5' instalados ocasionalmente en cuñas.
Regular A	Pernos expansivos o fricción de 5' sistemáticos espaciado de 1.5 a 1.8m.
Regular B	Pernos expansivo de 5' sistematicos espaciado de 1.2 a 1.5m. con malla elctrosoldada.
Mala A	Sh. Est. 2" (F/25-30kg) + pernos expansivos de 5' sistemáticos espaciado de 1.2 a 1.5m o Malla Electrosoldada + [illegible] de fricción en 1.20m
Mala B	Sh. Est. 2" (F/25-30kg) + pernos expansivos de 5' sistemáticos espaciado de 1.0 a 1.2m o cuadros de madera de 7'
Muy Mala	Sh. Est. 2" (F/30-35kg) + pernos expansivos de 5' sistemáticos espaciado a 1.0m o cuadros de madera de 7".

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 3.0 A 5.0 m.

Calidad de macizo rocoso	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Muy Buena	Sin sostenimiento.
Buena	Sin soporte o pernos expansivos o fricción de 7' instalados ocasionalmente.
Regular A	Pernos expansivos o de fricción de 7' sistemáticos espaciado de 1.5 a 1.8m.
Regular B	Shot. Est. 2" (F/25kg) + pernos expansivos o fricción de 7' sistemático espaciado de 1.5 a 1.8m o malla electrosoldada.
Mala A	Shot. Est. 2" (F/25-30kg) + pernos expansivos o fricción de 7' sistemáticos espaciado 1.2 a 1.5m.
Mala B	Shot. Est. 2" (F/30-40kg) + pernos expansivos de 7' sistemáticos espaciado de 1.0 a 1.2m o cuadros de madera de 8".
Muy Mala	Shot. Est. 3" (f/35-45kg) + pernos expansivos de 7' sistemáticos espaciado a 1.0m o cuadros de madera de 10".

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 5.0 A 10.0 m.

Calidad de macizo rocoso	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Muy Buena	Pernos expansivos de 7' instalados ocasionalmente
Buena	Pernos expansivos de 7' sistemático espaciado de 1.5 a 1.8m + malla electrosoldada.
Regular A	Pernos expansivos de 7' sistemático espaciado de 1.2 a 1.5m + malla electrosoldada.
Regular B	Sh. Est. 2" (F/25kg) + pernos expansivos de 7' sistemáticos espaciado de 1.2 a 1.5m.
Mala A	Sh. Est. 2" (F/25-30kg) + pernos expansivos de 7' sistemáticos espaciado de 1.0 a 1.2m.
Mala B	Sh. Est. 2" (F/30-40kg) + pernos expansivos de 7' sistemático espaciado a 1.0.
Muy Mala	Sh. Est. 4" (F/40-45 kg) + pernos expansivos de 7' sistemático espaciado de 0.8 a 1.0m.

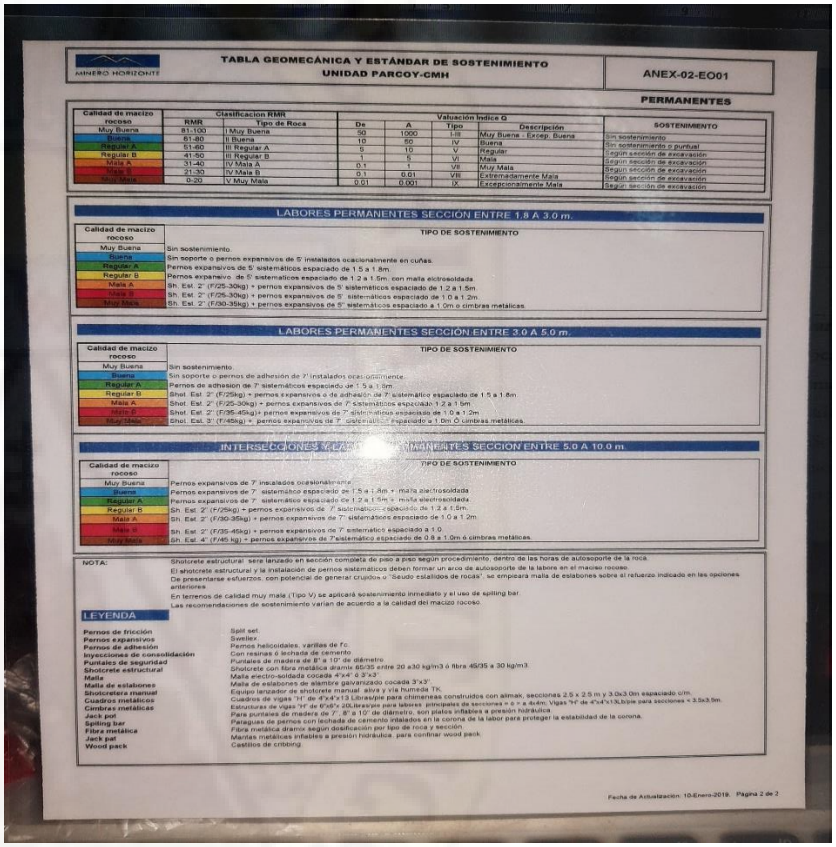
NOTA:

Shotcrete estructural: será lanzado de acuerdo a recomendación geomecánica, según procedimiento, dentro de las horas de autosoporte del macizo rocoso.

El shotcrete estructural y la instalación de pernos sistemáticos deben formar un arco de autosoporte de la labor en el macizo rocoso.
De presentarse esfuerzos, con potencial de generar crujidos o "pseudo estallidos de rocas", se emplearà malla de eslabones sobre el refuerzo indicado en las opciones anteriores.
En terrenos de calidad muy mala (Tipo V) se aplicarà sostenimiento inmediato y el uso de spiling bar.
Las recomendaciones de sostenimiento varian de acuerdo a la calidad del macizo rocoso.

LEYENDA

Pernos de fricción	Split set.
Pernos expansivos	Swellex.
Pernos de adhesión	Pernos helicoidales, varillas de fc.
Inyecciones de consolidación	Con resinas ó lechada de cemento.
Puntales de seguridad	Puntales de madera de 8" a 10" de diámetro.
Shotcrete estructural	Shotcrete con fibra metálica dramix 65/35 entre 20 a30 kg/m3 ó fibra 45/35 a 30 kg/m3.
Malla electrosoldada	Malla electro-soldada cocada 4"x4" ø 3"x3".
Malla de eslabones	Malla de eslabones de alambre galvanizado cocada 3"x3".
Cuadros metálicos	Cuadros de vigas "H" de 4"x4"x13 Libras/pie para chimeneas construidos con alimak, secciones 2.5 x 2.5 m y 3.0x3.0m espaciado c/m.
Cimbras metálicas	Estructuras de vigas "H" de 6"x6"x 20Libras/pie para labores principales de secciones = o > a 4x4m; Vigas "H" de 4"x4"x13Lb/pie para secciones = 3.5x3.5m.
Jack pot	Para puntales de madera de 7", 8" a 10" de diámetro, son platos inflables a presión hidráulica.
Shotcretera manual	Equipo lanzador de shotcrete manual vía humeda
Spiling bar	Paraguas de pernos con lechada de cemento instalados en la corona de la labor para proteger la estabilidad de la corona.
Fibra metálica	Fibra metálica dramix según dosificación por tipo de roca y sección.
Jack pat	Mantas metálicas inflables a presión hidráulica, para confinar wood pack.
Wood pack	Castillos de cribbing.



MINERO HORIZONTE

TABLA GEOMECÁNICA Y ESTÁNDAR DE SOSTENIMIENTO
UNIDAD PARCOY-CMH

ANEX-02-EO01

PERMANENTES

Calidad de macizo rocoso	Clasificacion RMR		Valuación Indice Q					SOSTENIMIENTO
	RMR	Tipo de Roca	De	A	Tipo	Descripción		
Muy Buena	81-100	I Muy Buena	50	1000	I-III	Muy Buena - Excep. Buena		Sin sostenimiento
Buena	61-80	II Buena	10	50	IV	Buena		Sin sostenimiento o puntual
Regular A	51-60	III Regular A	5	10	V	Regular		Según sección de excavación
Regular B	41-50	III Regular B	1	5	VI	Mala		Según sección de excavación
Mala A	31-40	IV Mala A	0.1	1	VII	Muy Mala		Según sección de excavación
Mala B	21-30	IV Mala B	0.1	0.01	VIII	Extremadamente Mala		Según sección de excavación
Muy Mala	0-20	V Muy Mala	0.01	0.001	IX	Excepcionalmente Mala		Según sección de excavación

LABORES PERMANENTES SECCIÓN ENTRE 1.8 A 3.0 m.

Calidad de macizo rocoso	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Muy Buena	Sin sostenimiento.
Buena	Sin soporte o pernos expansivos de 5' instalados ocasionalmente en cuñas.
Regular A	Pernos expansivos de 5' sistemáticos espaciado de 1.5 a 1.8m.
Regular B	Pernos expansivo de 5' sistematicos espaciado de 1.2 a 1.5m. con malla elctrosoldada.
Mala A	Sh. Est. 2" (F/25-30kg) + pernos expansivos de 5' sistemáticos espaciado de 1.2 a 1.5m.
Mala B	Sh. Est. 2" (F/25-30kg) + pernos expansivos de 5' sistemáticos espaciado de 1.0 a 1.2m.
Muy Mala	Sh. Est. 2" (F/30-35kg) + pernos expansivos de 5' sistemáticos espaciado a 1.0m o cimbras metálicas.

LABORES PERMANENTES SECCIÓN ENTRE 3.0 A 5.0 m.

Calidad de macizo rocoso	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Muy Buena	Sin sostenimiento.
Buena	Sin soporte o pernos de adhesión de 7' instalados ocasionalmente.
Regular A	Pernos de adhesión de 7' sistemáticos espaciado de 1.5 a 1.8m.
Regular B	Shot. Est. 2" (F/25kg) + pernos expansivos o de adhesión de 7' sistemático espaciado de 1.5 a 1.8m.
Mala A	Shot. Est. 2" (F/25-30kg) + pernos expansivos de 7' sistemáticos espaciado 1.2 a 1.5m.
Mala B	Shot. Est. 2" (F/35-45kg) + pernos expansivos de 7' sistemáticos espaciado de 1.0 a 1.2m.
Muy Mala	Shot. Est. 3" (f/45kg) + pernos expansivos de 7' sistemáticos espaciado a 1.0m Ó cimbras metálicas.

INTERSECCIONES Y LABORES PERMANENTES SECCIÓN ENTRE 5.0 A 10.0 m.

Calidad de macizo rocoso	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Muy Buena	Pernos expansivos de 7' instalados ocasionalmente.
Buena	Pernos expansivos de 7' sistemático espaciado de 1.5 a 1.8m + malla electrosoldada.
Regular A	Pernos expansivos de 7' sistemático espaciado de 1.2 a 1.5m + malla electrosoldada.
Regular B	Sh. Est. 2" (F/25kg) + pernos expansivos de 7' sistemáticos espaciado de 1.2 a 1.5m.
Mala A	Sh. Est. 2" (F/30-35kg) + pernos expansivos de 7' sistemáticos espaciado de 1.0 a 1.2m.
Mala B	Sh. Est. 2" (F/35-45kg) + pernos expansivos de 7' sistemático espaciado a 1.0.
Muy Mala	Sh. Est. 4" (F/45 kg) + pernos expansivos de 7'sistemático espaciado de 0.8 a 1.0m ó cimbras metálicas.

NOTA:

Shotcrete estructural: será lanzado en sección completa de piso a piso según procedimiento, dentro de las horas de autosoporte de la roca.

El shotcrete estructural y la instalación de pernos sistemáticos deben formar un arco de autosoporte de la labors en el macizo rocoso.
De presentarse esfuerzos, con potencial de generar crujidos o "Seudo estallidos de rocas", se empleara malla de eslabones sobre el refuerzo indicado en las opciones anteriores.
En terrenos de calidad muy mala (Tipo V) se aplicarà sostenimiento inmediato y el uso de spiling bar.
Las recomendaciones de sostenimiento varian de acuerdo a la calidad del macizo rocoso.

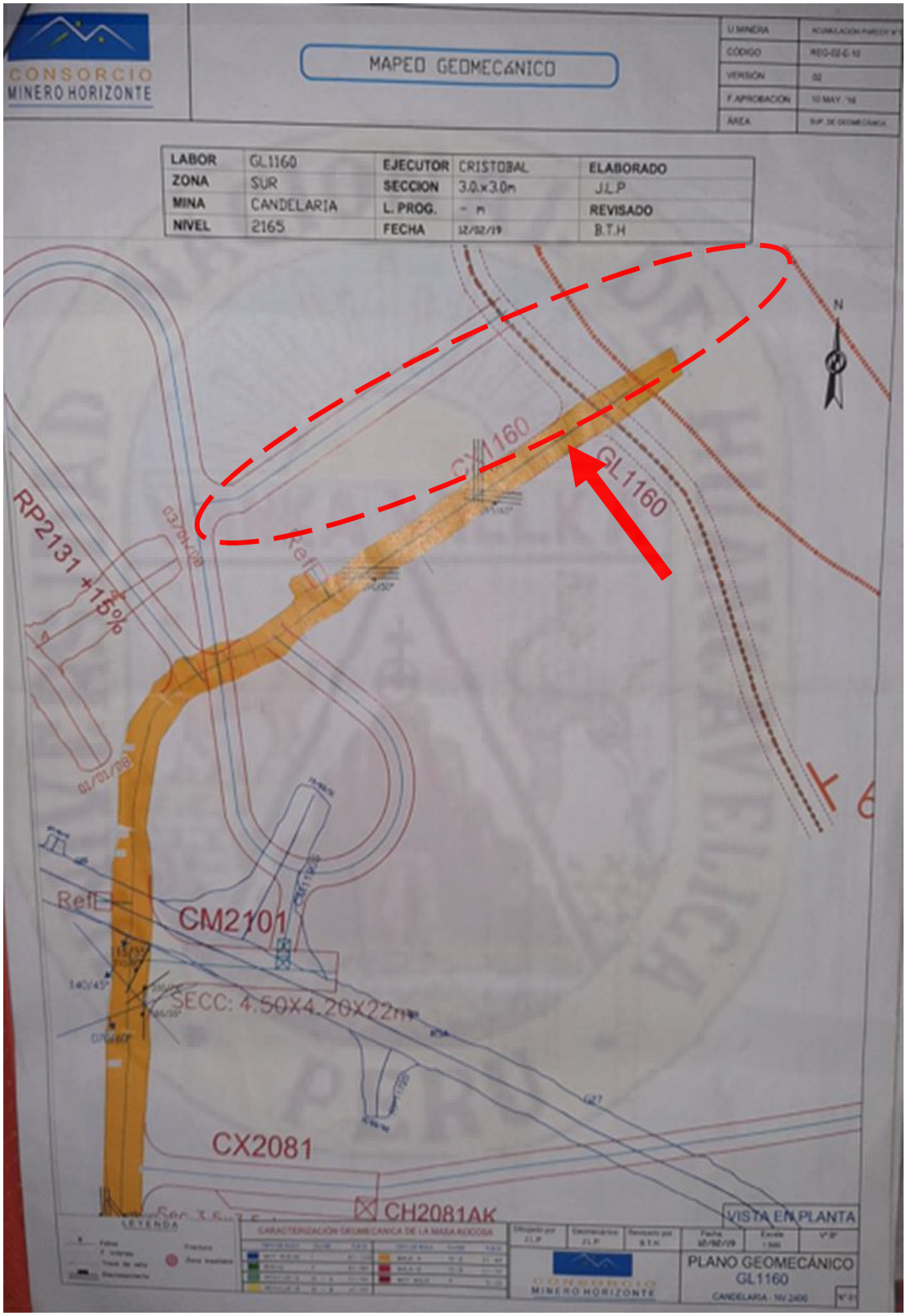
LEYENDA

Pernos de fricción	Split set.
Pernos expansivos	Swellex.
Pernos de adhesión	Pernos helicoidales, varillas de f'c.
Inyecciones de consolidación	Con resinas ó lechada de cemento
Puntales de seguridad	Puntales de madera de 8" a 10" de diámetro
Shotcrete estructural	Shotcrete con fibra metálica dramix 65/35 entre 20 a30 kg/m3 ó fibra 45/35 a 30 kg/m3.
Malla	Malla electro-soldada cocada 4"x4" ø 3"x3"
Malla de eslabones	Malla de eslabones de alambre galvanizado cocada 3"x3".
Shotcretera manual	Equipo lanzador de shotcrete manual: alva y vía humeda TK.
Cuadros metálicos	Cuadros de vigas "H" de 4"x4"x13 Libras/pie para chimeneas construidos con alimak, secciones 2.5 x 2.5 m y 3.0x3.0m espaciado c/m.
Cimbras metálicas	Estructuras de vigas "H" de 6"x6"x 20Libras/pie para labores principales de secciones = o > a 4x4m; Vigas "H" de 4"x4"x13Lb/pie para secciones = 3.5x3.5m.
Jack pot	Para puntales de madera de 7", 8" a 10" de diámetro, son platos inflables a presión hidráulica
Spiling bar	Paraguas de pernos con lechada de cemento instalados en la corona de la labor para proteger la estabilidad de la corona.
Fibra metálica	Fibra metálica dramix según dosificación por tipo de roca y sección.
Jack pat	Mantas metálicas inflables a presión hidráulica, para confinar wood pack.
Wood pack	Castillos de cribbing.

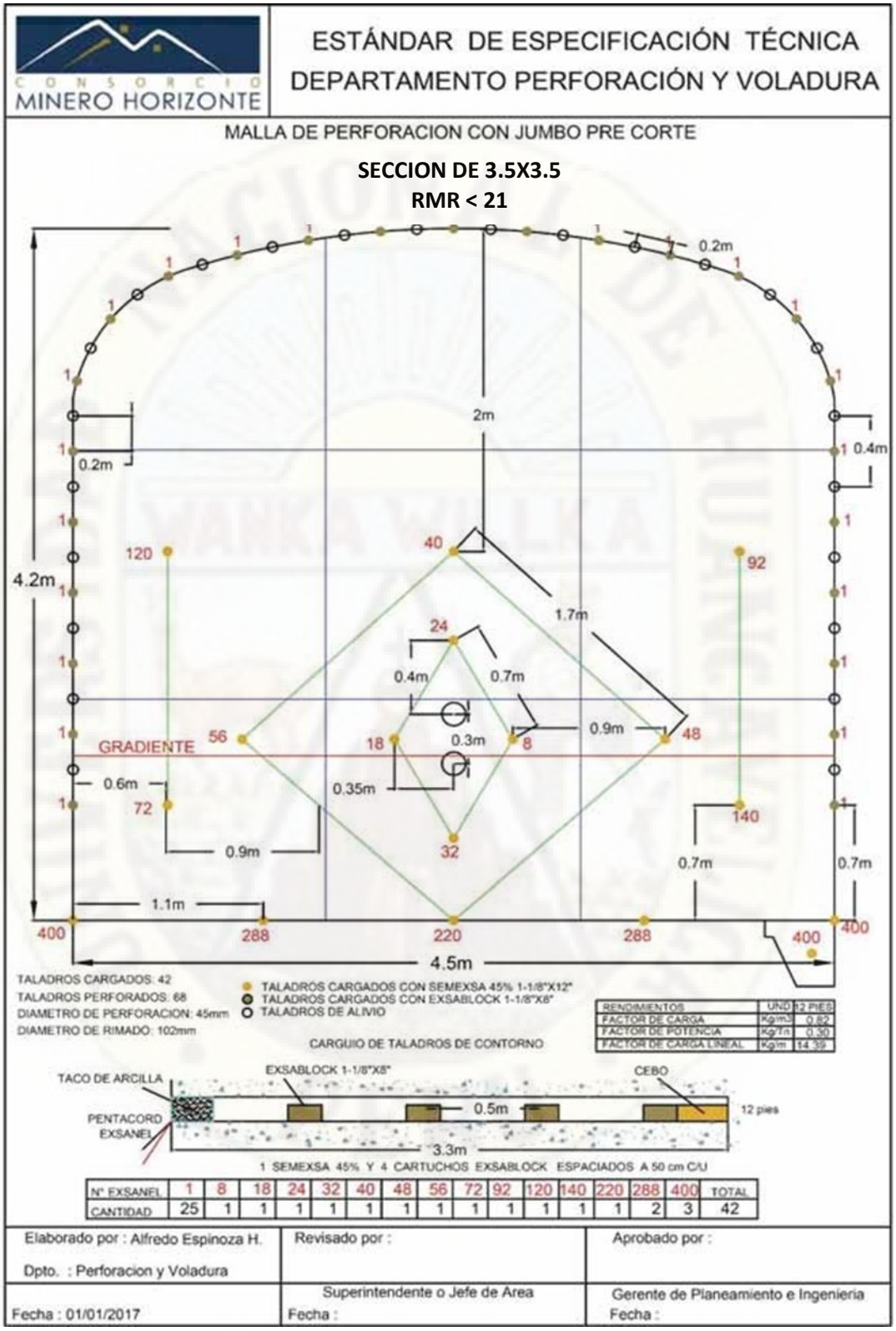
Fecha de Actualización: 10-Enero-2019. Página 2 de 2

Apéndice N° 5: *tabla Geomecanica y Estándar de Sostenimiento unidad Parcoy CMH*

Apéndice N° 6: *Mapeo geomecanico del XC 1160 en el NV 2360*



Apéndice N° 7: *Estándar de malla de perforación y voladura (Muy mala RMR < 21)*

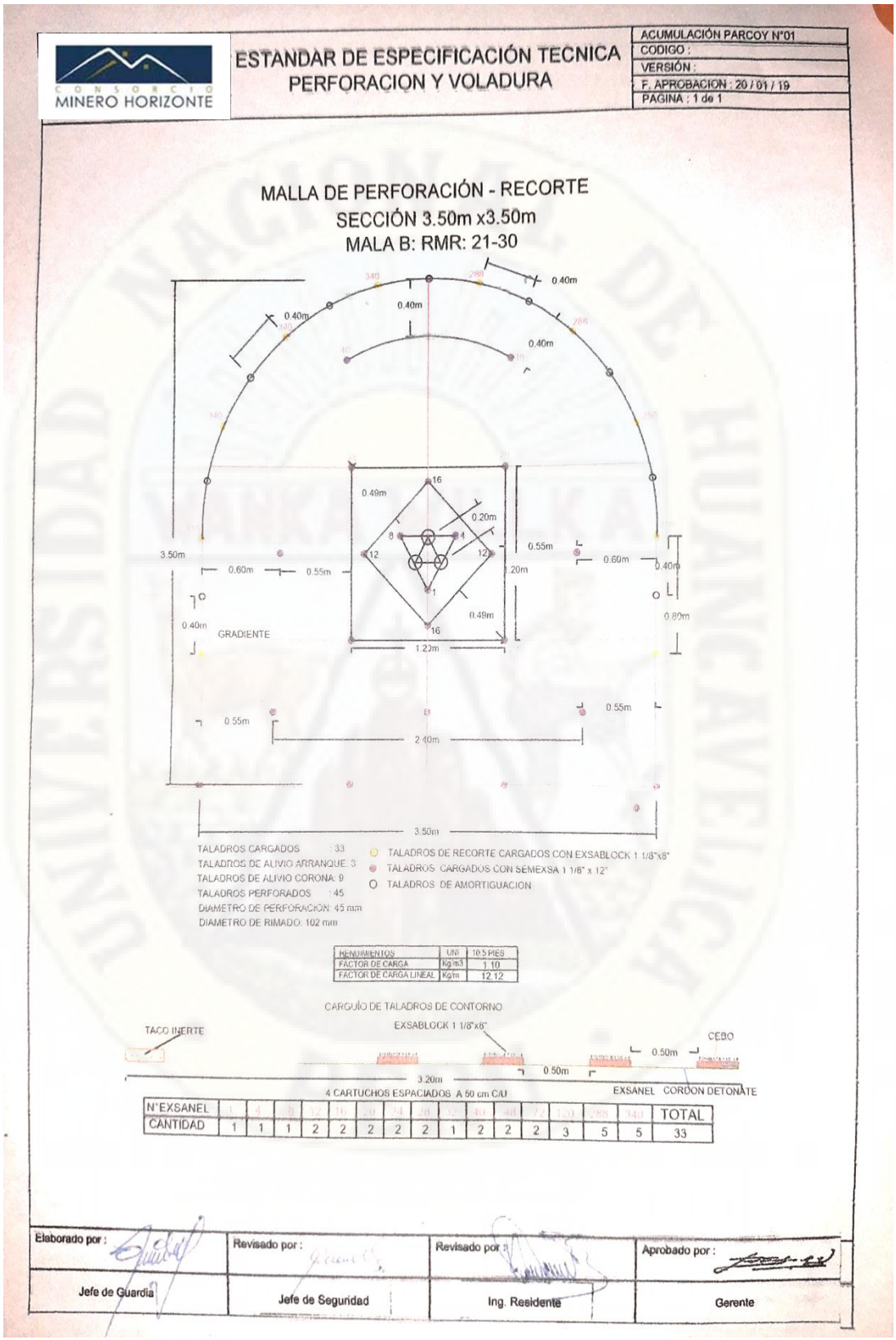


RENDIMIENTOS	UND	12 PIES
FACTOR DE CARGA	Kg/m3	0.82
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Tn	0.30
FACTOR DE CARGA LINEAL	Kg/m	14.39

N° EXSANEL	1	8	18	24	32	40	48	56	72	92	120	140	220	288	400	TOTAL
CANTIDAD	25	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	2	3	42

Fuente: Área del departamento de perforación y voladura CMH S.A

Apéndice N° 8: *Estándar de especificación técnica de la malla de perforación y voladura de 3.5*3.5m*



CONSORCIO MINERO HORIZONTE

ESTANDAR DE ESPECIFICACIÓN TECNICA
PERFORACION Y VOLADURA

ACUMULACIÓN PARCOY N°01	
CODIGO :	
VERSIÓN :	
F. APROBACION : 20 / 01 / 19	
PAGINA : 1 de 1	

MALLA DE PERFORACIÓN - RECORTE
SECCIÓN 3.50m x3.50m
MALA B: RMR: 21-30

TALADROS CARGADOS : 33
TALADROS DE ALIVIO ARRANQUE: 3
TALADROS DE ALIVIO CORONA: 9
TALADROS PERFORADOS : 45
DIAMETRO DE PERFORACIÓN: 45 mm
DIAMETRO DE RIMADO: 102 mm

TALADROS DE RECORTE CARGADOS CON EXSABLOCK 1 1/8"x8"
TALADROS CARGADOS CON SEMEXSA 1 1/8" x 12"
TALADROS DE AMORTIGUACION

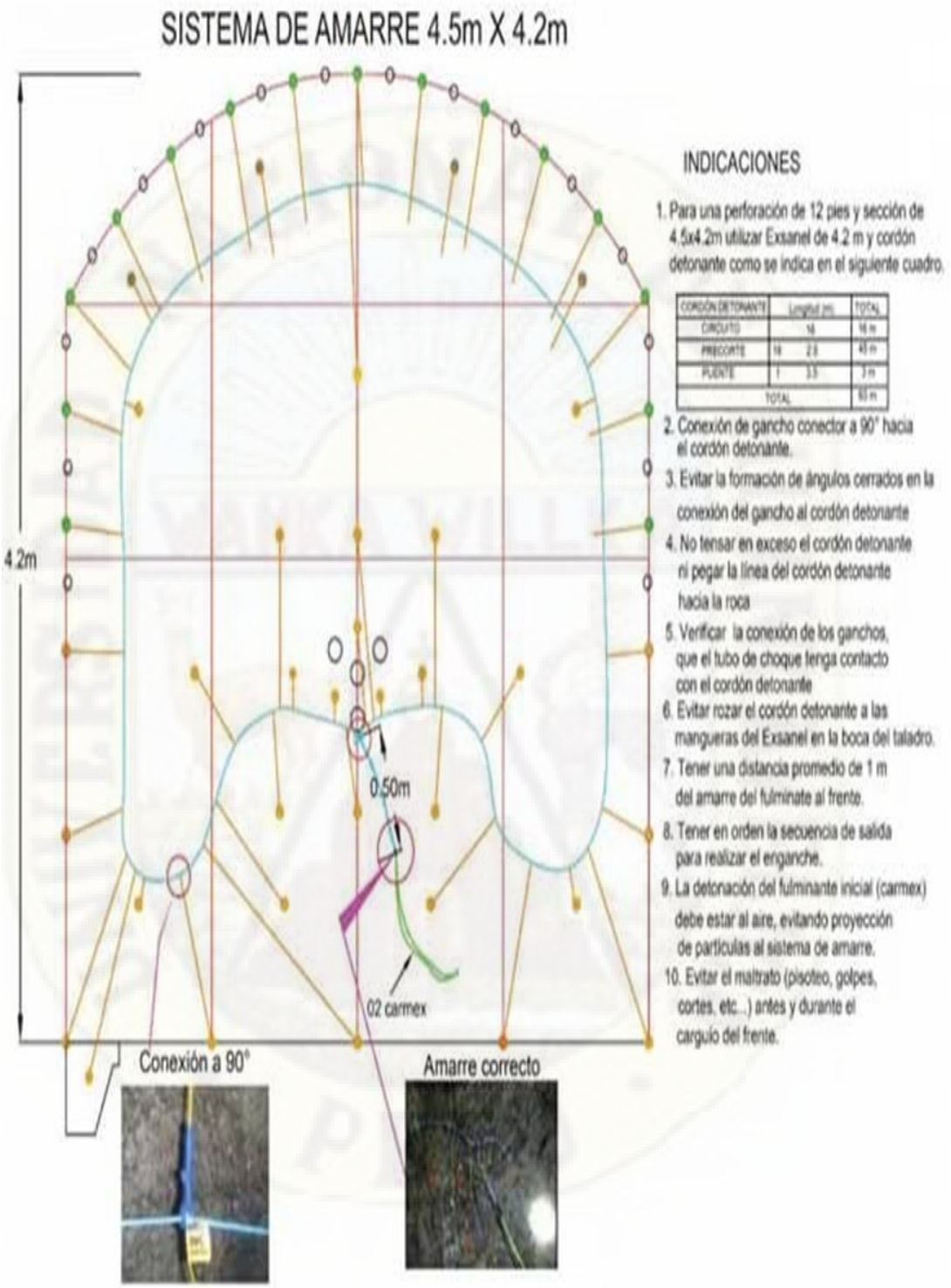
RENDIMIENTOS	UNI	10.5 PIES
FACTOR DE CARGA	Kg/m3	1.10
FACTOR DE CARGA LINEAL	Kg/m	12.12

CARGUÍO DE TALADROS DE CONTORNO

N°EXSANEL	1	4	8	12	16	20	24	28	32	40	44	72	120	288	340	TOTAL
CANTIDAD	1	1	1	2	2	2	2	2	1	2	2	2	3	5	5	33

Elaborado por :	Revisado por :	Revisado por :	Aprobado por :
Jefe de Guardia	Jefe de Seguridad	Ing. Residente	Gerente

Apéndice N° 9: *Sistema de amarre (faneles a pentacord y carmex).*



Apéndice N° 10: *Procedimiento para el pintado de la malla de perforación propuesta.*

¿CÓMO PINTAR UNA MALLA DE PERFORACIÓN?

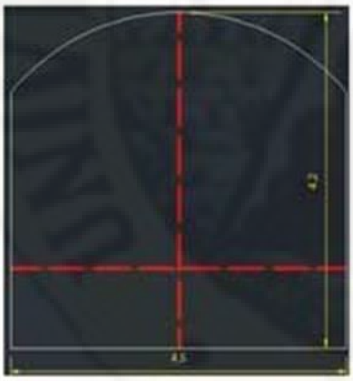
MATERIALES:

- Pintura esmalte color rojo
- Cordeles
- Plomada

- Brocha
- Tubo PVC (Reticulado con cinta reflectiva)

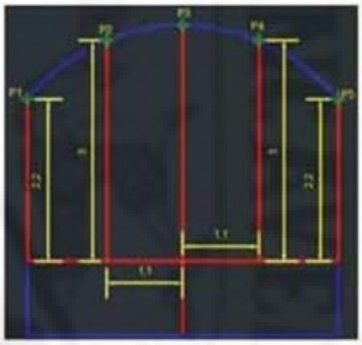
Sección de 4.5m X 4.2m

1. Primero debemos de trazar nuestra gradiente y línea centro haciendo uso de un par de cordeles.

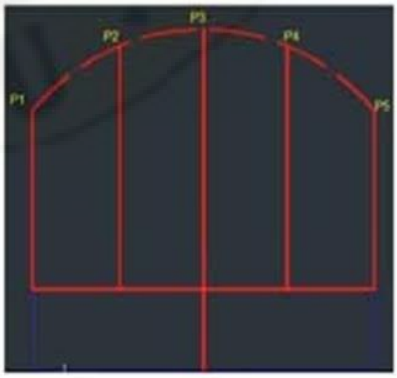


2. Una vez trazada la gradiente en nuestro frente, dividir esta en 4 partes, a una longitud que se especifica en la imagen.

3. Luego de haber dividido la gradiente en 4 partes, trazar rectas de cada división con las medidas especificadas en la siguiente imagen y pintar un punto en el lado final.



4. Después, unimos los puntos determinados (P1, P2, P3, P4 y P5) y de esta manera generamos el arco de parte de la corona, Ello nos permitirá proyectar una malla más exacta y uniforme.



Apéndice N° 11: *Pintado de la malla de perforación en el XC 1160 del NIVEL 2360*

Apéndice N° 12: *Preparación de cañas para precorte y carguío del frente.*

FOTO N° 1*: Frente de avance de CX 1160 del NIVEL 2360 de la zona de candelaria CMH.*

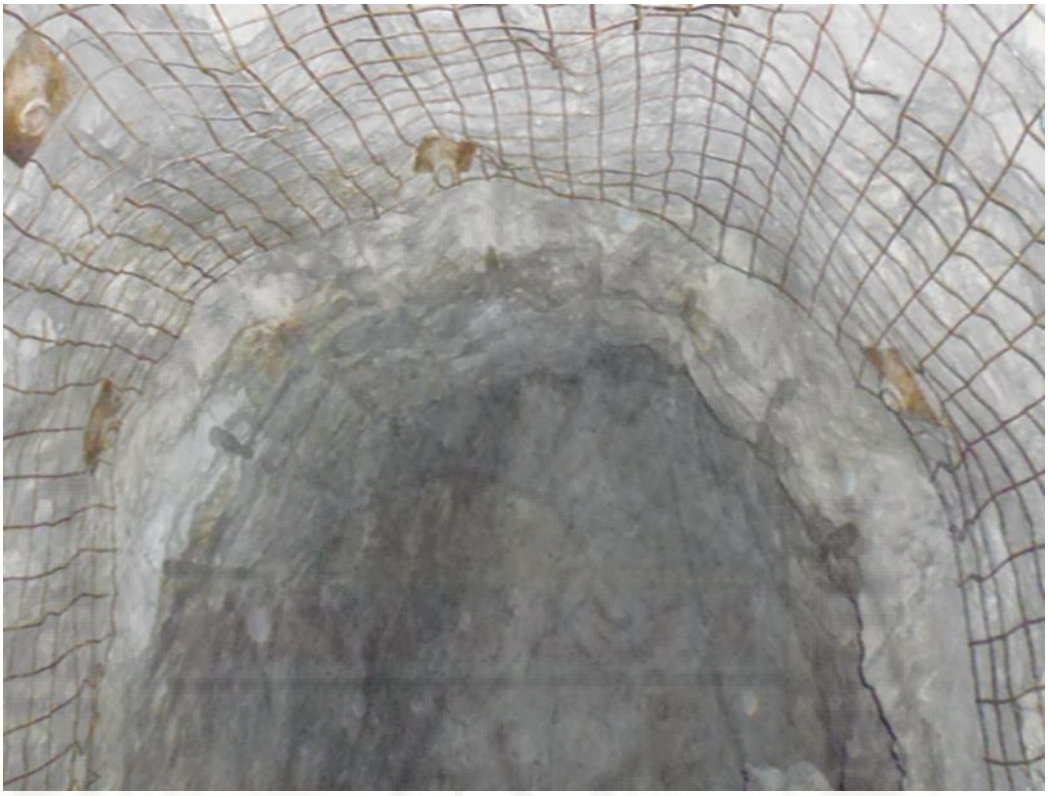


FOTO N° 2: *Se observa la malla de perforación realizando los taladros de alivio en la corona con sus respectivas cañas de PVC.*

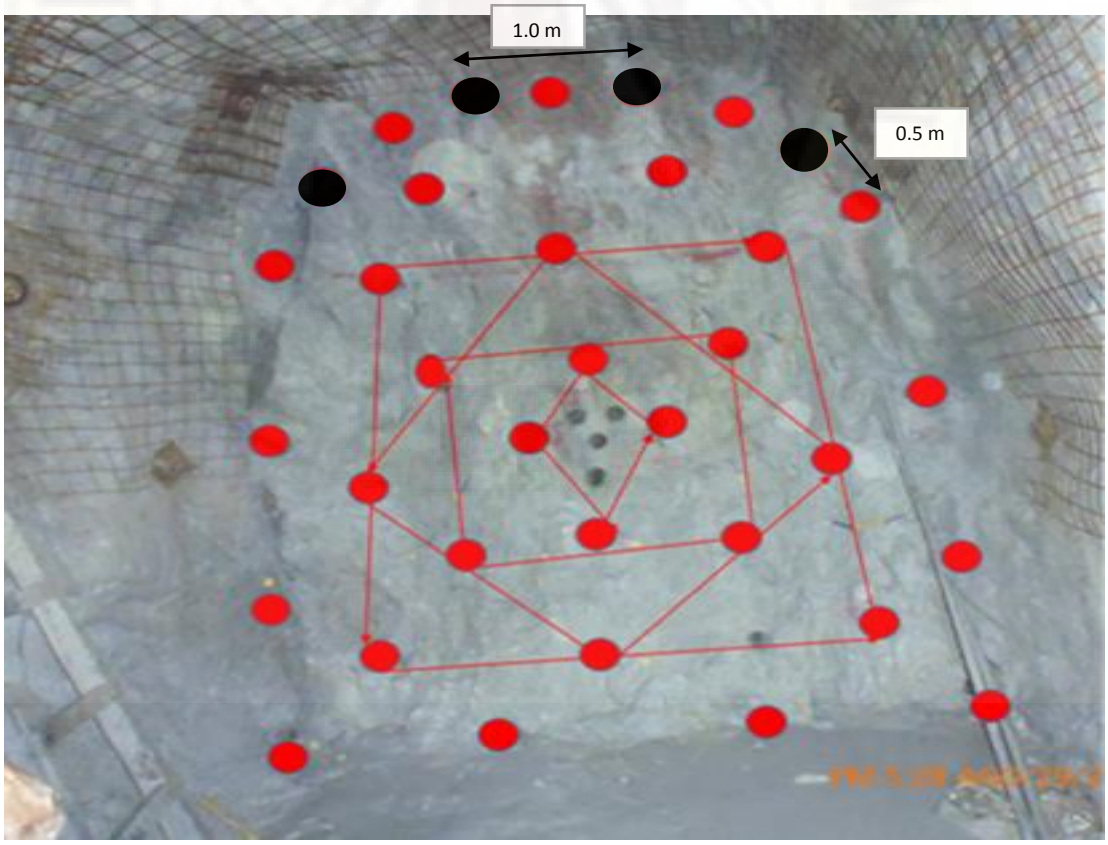


FOTO N° 3: Se evidencia el control de sobrerotura y mayor estabilidad utilizaron las cañas en la corona ya que anteriormente no se evidenciaba, APLICANDO LA VOLADURA controlada CON PRECORTE.

FOTO N° 4: *Cañas preparadas para toda la corona del frente de avance del CX 1160, la carga lineal es de 0.87 metros de 3.2 metros perforados o 12 pies perforados.*

Fuente: elaboración propia

FOTO N° 5: *cartuchos EXSABLOCK*

FUENTE: EXSA