UNIVERSIDAD NACIONAL DE MOQUEGUA

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

“DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN PARA OPTIMIZAR EL AVANCE LINEAL DEL CRUCERO 121 NORTE Y SUR DEL NIVEL 1600 EN MINA CERRO LINDO, DISTRITO CHAVIN, PROVINCIA DE CHINCHA-ICA-AÑO 2018”

TESIS

PRESENTADO POR:

BACH. JHONATAN ROBERT RODRIGUEZ MAMANI

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

MOQUEGUA – PERÚ

2019

10

025

UNIVERSIDAD NACIONAL DE MOQUEGUA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

FOLIO N° .....

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

Según Resolución..COMISIÓN..ORGANIZADORA..1161-2019-UNAM.....

El Jurado Dictaminador ha calificado la defensa de la tesis:

TITULADA:

DISEÑO..DE..MALLAS..DE..PERFORACIÓN..PARA..OPTIMIZAR..EL..AVANCE LINEAL..DEL..CRUCERO..121..NORTE..Y..SUR..DEL..NIVEL..1600..EN..MINA CERRO..LINDO,..DISTRITO..CHAVÍN,..PROVINCIA..DE..CHINCHA..ICA-AÑO.. 2018.....

Asesor:..MSR..VICTOR..ADRIÁN..PONCE..ESTRADA.....

Asesor Externo:.....

Tesista: BACHILLER..JHONATAN..ROBERT..RODRIGUEZ..MAMANI.....

Dictamina como..APROBADO.....por.....UNANIMIDAD.....

La defensa del tema de investigación con la nota: .....CATORCE..... (14)

Por lo que...SI.....opta el Grado de Ingeniero de Minas.

Siendo las..11:54..horas, del....10.....de..DICIEMBRE.....del año..2019.....

se procede a firmar la presente.

.....
Presidente del Jurado
MGR. JORGE LUIS FLORES SOLIS

.....
Primer Miembro
MSC. Ing° ERNESTO LARICANO F.

.....
Segundo Miembro
Ing. M.A. Rocatipa Gonza

.....
Tesista
Bach. Jhonatan Robert Rodriguez Mamani

TESIS

"DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN PARA OPTIMIZAR EL AVANCE LINEAL DEL CRUCERO 121 NORTE Y SUR DEL NIVEL 1600 EN MINA CERRO LINDO, DISTRITO CHAVIN, PROVINCIA DE CHINCHA-ICA-AÑO 2018"

NOMBRE DEL AUTOR

Bach. Jhonatan Robert Rodriguez Mamani

Dedicatoria

A Dios por haberme dado la vida y siempre protegerme, para superarme y lograr mis objetivos.

A mi madre Nancy Mamani Chambilla por su apoyo incondicional, a mis hermanas y sobrino. También a las personas que contribuyeron a mi desarrollo como Profesional, que me acompañaron a lo largo de mi carrera.

Agradecimiento

A la Universidad Nacional de Moquegua y a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas por brindarme todos los conocimientos para realizar mis estudios profesionales.

A los catedráticos de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas.

A la empresa AESA Infraestructura y minería acogerme en su plantel laboral y permitirme desarrollarme como ingeniero de minas.

Resumen

La presente tesis titulada “Diseño de mallas de perforación para optimizar el avance lineal del crucero 121 norte y sur del nivel. 1600 en mina cerro lindo, distrito chavín, provincia de chincha – Ica - año 2018” se realizó por el periodo de tres meses los cuales son respectivamente setiembre, octubre y noviembre del 2018 impactando directamente ala valorizaciones de cada mes, el objetivo principal es determinar el diseño de malla de perforación para optimizar el avance lineal del Crucero 121 Norte y Sur del Nivel 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavín –provincia de Chincha -Ica- año 2018. Cuyos objetivos específicos fueron, establecer los parámetros de la malla de perforación para optimizar el avance lineal del Crucero 121 Norte y Sur y determinar el costo/beneficio del diseño de la malla de perforación para optimizar el avance lineal del Crucero 121 Norte y Sur del Nivel 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavín –provincia de Chincha –Ica--año 2018, por lo tanto aplicamos la metodología enfocado al modelo matemático de Holmberg cuyos resultados fueron obtener la malla de 60 taladros en una sección de 5 m x 4.5 m, con tipo de roca regular III A, RMR 45 - 51, el ángulo de buzamiento del yacimiento es de 65° longitud de avance día 57 m., avance promedio por disparo 4.72 m. longitud de barra 18 pies y 1.5 pulgadas de diámetro para taladros de producción. Estos metros de avance nos permiten valorizar en noviembre un 10 % más con respecto a setiembre solo en avances.

PALABRAS CLAVES: Perforación, macizo rocoso, burden, sección uniforme.

Abstract

This thesis entitled “Design of drilling meshes to optimize the linear advance of the 121 and north level cruise ship 121. 1600 in cerro Lindo mine, Chavin district, province of Chincha - Ica - year 2018 ”was carried out for the period of three months which are respectively September, October and November 2018 directly impacting the valuations of each month, the main objective is to determine the drilling mesh design to optimize the linear advance of the 121 North and South Cruise of Level 1600 in the Cerro Lindo mine, Chavín district -province of Chincha -Ica-year 2018. Whose specific objectives were, to establish the parameters of the mesh of drilling to optimize the linear advance of the 121 North and South Cruise and determine the cost / benefit of the design of the drilling mesh to optimize the linear advance of the 121 North and South Cruise of Level 1600 in the Cerro Lindo mine, Chavin district - province of Chincha –Ica - year 2018, therefore we apply the methodology focused on the mathematical model of Holmberg whose results were to obtain the 60 t mesh drills in a section of 5 m x 4.5m, with regular rock type III A, RMR 45-51, the dip angle of the reservoir is 65 ° length of advance day 57 m., average advance per shot 4.72 m. bar length 18 feet and 1.5 inches in diameter for production drills. These meters of progress allow us to value 10% more in November compared to September only in progress.

KEY WORDS: Perforation, rock mass, load, uniform section.

INDICE

PÁG

Datos generales de la carátula…….....2
Nombre del autor ..…….....2
Dedicatoria……..……..…….……4
Agradecimiento…….…….5
Resumen …….……6
Abstract...…….....7
I. INTRODUCCION……..……..…….....11

CAPITULO I

1.1 Descripción y formulación del problema…….....12
1.2 Antecedentes..……..……..…….....13
1.3. Objetivos…..……..…….....16
1.3.1 Objetivo general……..……..…….....16
1.3.2 Objetivo específico……..…….....16
1.4. Justificacion e importancia de la investigación…….....17
1.4.Justificación teórica……..…….....17
1.4.2 Justificación metodológica……..……..…….17
1.4.3 Justificación social……..……..…….....17
1.5 Hipótesis…..……17
1.5.1 Hipótesis general…….....18
1.5.1 Hipótesis especificas…….....18
1.6 Variables……..18

CAPITULO II

II. MARCO TEÓRICO…….....19
2.1. Bases teoricas sobre la investigación…….....19
2.1.1 Diseño de la malla de perforación Lopez Jimeno ….....20
2.1.2 Cálculo modelo de Walter y Konya…..……..…….24
2.1.3 Cálculo modelo de Richard Ash……..……..25
2.1.4 Cálculo modelo de Pearse……..…….....28
2.1.5 Cálculo modelo Andersen……..…….....28
2.1.6 Diseño de la malla de perforacion y calculo de carga – manual de exsa…….....29
2.1.7 Cálculo modelo Richar Holmberg…..……..….....30
2.1.8 Cálculo modelo Langefors..……..….....36

2.1.9 Cálculo modelo Hansen……..…….…….....40
2.2 Definición de términos ……..…….....41

CAPITULO III

III. METODOLOGIA...……....43
3.1 Tipo y nivel de la investigación…….....43
3.2 Ambito temporal y espacial…….....44
3.3 Población y muestra…..……..…….……..…..45
3.4 Instrumentos …….....45
3.5 Procedimientos…….…….....47
3.6 Análisis de datos…..…….....47
IV. RESULTADOS……...…….....49
V. DISCUSION DE RESULTADOS……...…….....68
VI. CONCLUSIONES...…….....72
VII. RECOMENDACIONES……...…….....72
VIII. REFERENCIAS……...……..…….…….....73
IX. ANEXOS…….....76

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Matriz de comparación de cálculo de burden..……...20
Figura 2. Pasos para marcar la línea de gradiente y la línea de dirección…….21
Figura 3. Linea gradiente y línea de dirección en el frente de avance.....21
Figura 4. Principios que intervienen en la perforación de rocas Lopez Jimeno.22
Figura 5. Esquema geométrico de burden……...…..…….……...31
Figura 6. Principios que intervienen en la perforación de rocas holmberg…....34
Figura 7. Malla de perforación propuesta en el Nv. 1600.....35
Figura 8. Plano de ubicación…….....44
Figura 9. Emplazamiento geológico…….…….……..….46
Figura 10. Resultados teoricos…….....49
Figura 11. Descripción de sumatoria de áreas…..…….……50
Figura 12. Malla de perforación del nivel 1600..……...52
Figura 13. Remplazando burden…….……..52
Figura 14. Remplazando espaciamiento…….53
Figura 15. Calculo de taladros en la corona…….……..55
Figura 16. Calculo de taladros en el arrastre……..58
Figura 17. Jumbo de 18 pies…….....59
Figura 18. Pintado de frente…….....59

Figura 19. Uso de guiadores…….....60
Figura 20. Taladros de rimado……60
Figura 21. Malla perforada…….....……..61
Figura 22. Metros reportados 70 mes de setiembre……....61
Figura 23. Metros reportados 73.5 mes de octubre……..…62
Figura 24. Metros reportados 23.3 mes de noviembre..……..…62
Figura 25. Metros reportados mes de octubre mejor promedio 4.72……....62
Figura 26. Metros de avance setiembre-octubre-noviembre…….63
Figura 27. Valorización de setiembre-octubre-noviembre.....63
Figura 28. Imagen de granulometria- software SPLIT…..……..65
Figura 29. Simulación de energia mallas de perforación……..81
Figura 30. Avances valorizados mes de setiembre……..……82
Figura 31. Avances valorizados mes de octubre…….....82
Figura 32. Avances valorizados mes de noviembre…….…82
Figura 33. Labores programadas mes de octubre…….…….83
Figura 34. Labores programadas mes de noviembre…….…...84
Figura 35. Malla del mes de setiembre……..…....85
Figura 36. Avances del nivel 1600 los meses de setiembre, octubre y noviembre…….86
Figura 37. Cálculo de burden y espaciamiento..……..…....87
Figura 38. Cálculo de taladros de arrastre..……..…....88
Figura 39. Cálculo de taladros de corona..……..…....88
Figura 40. Resumen de precios unitarios ……...…….....89

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Parámetros de langerfors……..……..36
Tabla 2. Parámetros para el valor de F…….37
Tabla 3. Prueba nominal de malla de perforación propuesta y malla de perforación anterior.....48
Tabla 4. Cálculo de burden……..…….....52
Tabla 5. Comparativo no valorizados del mes setiembre - noviembre.....65
Tabla 6. Matriz de consistencia..…….....71
Tabla 7. Optimización de variables..…….....73
Tabla 8. Tabla geomecanica clasificación RMR…….……...74
Tabla 9. Reporte de avances del mes de setiembre……..78
Tabla 10. Reporte de avances del mes de octubre……..…....79
Tabla 11. Reporte de avances del mes de noviembre……....80

I. INTRODUCCION

El presente trabajo de tesis titulado **"Diseño de mallas de perforación para optimizar el avance lineal del crucero 121 norte y sur del nivel 1600 en mina Cerro Lindo, Distrito Chavin, Provincia de Chincha-Ica-Año 2018"** describe y analiza la malla de perforación mediante el modelo matemático de Holmberg para lograr mejoras en nuestra operación de minera Cerro Lindo Compañía Minera NEXA RESOURCES PERU S.A.A.

El método que se empleó fue el modelo matemático de Holmberg en la realización de esta tesis y la técnica empleada es analítico la tesis se realizó por el periodo de tres meses los cuales son respectivamente setiembre, octubre y noviembre del 2018 se divide en tres capítulos que está conformada de la siguiente manera CAPITULO I, descripción y formulación del problema, antecedentes, objetivos, objetivo general, objetivo específico, justificación e importancia de la investigación, justificación teórica, justificación metodológica, justificación social, hipótesis, hipótesis general, hipótesis específicas, variables. El CAPITULO II describe, Marco teórico, Bases teóricas sobre la investigación, diseño de la malla de perforación López Jimeno, calculo modelo de Walter y Konya, calculo modelo de Richard Ash, cálculo modelo de Pearse, calculo modelo Andersen, diseño de la malla de perforación y cálculo de carga – manual de EXSA, cálculo modelo Richar Holmberg, cálculo modelo Langefors, cálculo modelo Hansen, definición de términos, El CAPITULO III contiene, Metodología, tipo y nivel de la investigación, ámbito temporal y espacial, población y muestra, instrumentos, procedimientos, análisis de datos, IV. Resultados, V. Discusión de resultados, VI. Conclusiones, VII. Recomendaciones, VIII. Referencias, IX anexos.

Los tres capítulos describen los impactos que afectaron directamente a las valorizaciones de cada mes, Para esto, partimos de un análisis estructural geomecánico , modelos matemáticos y se pretende identificar condiciones presentes en las distintas labores subterráneas de operación mina. que nos permitan obtener buena valorización mensual, coronas estables y el hecho de evitar la sobre excavación.

CAPITULO I

1.1. DESCRIPCIÓN Y FORMULACION DEL PROBLEMA

En minería, la optimización se lleva a cabo mediante la evaluación y análisis de cada una de las operaciones unitarias necesarias para la extracción del recurso mineral de interés (**Afeni y Osasan, 2009**). Una de estas, es la operación de perforación […], la cual es uno de los métodos de arranque de material más utilizado, ya que permite obtener mayor cantidad de material arrancado en un tiempo más cortó (**Melieh et al., 2009**). Puede ser empleado en rocas con diferentes propiedades físicas y mecánicas, además ofrece una adecuada fragmentación del material, aspecto que es fundamental para la remoción y transporte de material volado. **Díaz J, G.A. (2012),** "Boletín Ciencias de la Tierra, Nro. 32, pp. 15-22. Medellín, diciembre de 2012".

La reducción de costos en tiempos de operación en la perforación en el Crucero, según las características del macizo rocoso que se encuentra en el campo será el punto de partida para llevar un nuevo diseño de la malla; toda la malla de perforación está en función de cálculos matemáticos y la determinación adecuada de la sustancia explosiva a utilizarse en la voladura del crucero como en la concesión de Ana Maria IV de la Empresa Minera Yansur S.A.C.

Esta diminución de avances del mes de setiembre da lugar a optimizar. La empresa especializada toma como muestra del mes de setiembre del 2018 donde falto 312 m para poder llegar a los 1700 m como meta mensual. Desglosándolo por cada guardia es de 57 metros que no se cumplen. Proponiendo una mejora en las mallas de perforación actuales, se realiza pruebas con mallas de perforación en el nivel 1600 OB1, para tener un mejor avance lineal con respecto a lo reportados en octubre del 2018 en la Empresa AESA. S.A.C

1.1.1 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

¿Cuál diseño de malla de perforación para el avance lineal del Crucero 121 Norte y Sur del Nivel 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha -Ica-año 2018?

1.1.2 PROBLEMAS ESPECIFICOS

a) ¿Cuáles son los parámetros técnicos de la malla de perforación para optimizar el avance lineal del Crucero 121 Norte y Sur del Nivel 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha –Ica--año 2018.?

b) ¿Cuál es el costo beneficio del diseño de la malla de perforación para optimizar el avance lineal del Crucero 121 Norte y Sur del Nivel 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha –Ica--año 2018. ?

1.2. ANTECEDENTES

Sánchez V, Y.V. (2012), en su tesis "Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el Avance de Rampas en la Mina Bethzabeth" tesis de grado, Universidad Central del Ecuador Quito. En su conclusión número cinco menciona que la aplicación de la malla de perforación, propuesta en este trabajo para el franqueo de la rampa de acceso de las vetas Sucre y Tres Diablos, significa para el ELIPSE S.A. el ahorro de US$ 85.12 en cada voladura debido a la reducción de la cantidad de sustancias explosivas requeridas y con ello la disminución del costo de explotación.

Alejandro, G. (2007), en su tesis doctoral: "*Diagnostico y Optimización de Disparos en Desarrollo horizontal Mina el Teniente*", en la Universidad de Chile. El objetivo general de este estudio fue efectuar un diagnostico técnico de las operaciones de Perforación y Tronadura de desarrollo horizontal en la "Mina Reservas Norte" de Codelco Chile División el Teniente, específicamente en el Nivel de Producción (Teniente Sub-6). Como instrumento de investigación se utilizó las fotografías de los disparos antes y después de cada tronadura, para posterior digitalización en software 2DFace y el monitoreo de las vibraciones producto de la tronadura.

Garrido, A. (2005), en su tesis "*Diagnóstico y Optimización de Disparos en Desarrollo horizontal Mina el Teniente*". Menciona que: Como instrumento de investigación se utilizó las fotografías de los disparos antes y después de cada tronadura y el monitoreo de las vibraciones producto de la tronadura. Sus conclusiones fueron los siguientes. Reducción del número de perforación por

disparo un 10%, reducción de la sobre excavación de un 24% a un 6%, menor exposición al riesgo por desprendimientos y caídas de rocas, disminución de los tiempos de trabajo y disminución de los costos directos de
Perforación y tronadura ".

Chahuares, F. C. (2012), en su tesis: *"Nuevo diseño de la malla para mejorar la perforación y voladura en proyectos de explotación y desarrollo, Mina el Cofre".* Concluye que con el nuevo diseño de malla de perforación se ha reducido el número de taladros, de 41 taladros a 36 taladros, siendo la profundidad del taladro de 1.45 metros y en la voladura se ha reducido el consumo de explosivo de 18 kg/disparo a 1.51 kg/disparo. Con respecto al costo de explosivos se reduce de 57.89 $/disparo a 50.1 $/disparo.

Chambi, A. (2011), en su tesis: *"Optimización de Perforación y Voladura en la Ejecución de la Rampa 740 – Unidad Vinchos – Volcan S.A.A.* Cerro de Pasco". Concluye que la optimización obtenida en perforación y voladura en la ejecución de la rampa 740, de la unidad Vinchos del Cerro de Pasco, es reducir dos taladros por frente y ahorrar 8.0 Kg de explosivo por disparo.

Carreón, J. (2001), en su Tesis: *"Optimización de Perforación y Voladura en la Rampa Principal 523 sistema mecanizado mina - San Rafael"*, como resultado establece que el número de taladros de 60 (antes de optimizar) se redujo a 48 (en la etapa final optimizado) y taladros cargados de 56 a 44 respectivamente. En consecuencia, el consumo de explosivos también bajo de 132.72 a 103.70 kg. /disparo

Cáceres Alemán, R. A. (2012). En su tesis "*Aplicación de alta precisión en la perforación de mallas de producción en Cía. Minera Yanacocha SRL*." El error de posicionamiento y ubicación es de 30 cms. El error en la profundidad es de 50 cms. Los sobre costos por sobre-perforación, voladura secundaria y carguío por mala fragmentación de la roca, esto a consecuencia de fallas en la perforación. Esta herramienta ha mejorado la productividad y eficiencia de los procesos mineros tales como carguío, transporte, molienda y procesamiento. Además del beneficio económico, al tener una mayor precisión en la delimitación de los polígonos de minado, gracias a su visualización grafica de

avance permite que todas las áreas inmersas en la operación puedan hacer seguimiento y control.

Muñoz (2016) en su tesis “La geomecánica y diseño de la malla de perforación para mejorar la eficiencia de voladura en el nivel 940 en Compañía Minera Raura S.A.C” detallo que la geomecánica es indispensable para el diseño de una malla de perforación y voladura en la Compañía Minera Raura S.A.C. se planteó como hipótesis, cuyo objetivo general es diseñar la malla de perforación en relación al estudio y clasificación geomecánico del macizo rocoso para mejorar la voladura en el Nivel 940 […] finalmente concluye que la hipótesis: fue valida . La tesis de Muñoz alplica claramente la relación geomecánica con el diseño de malla para mejorar la eficiencia de la voladura en el Nivel 940.

Ramos (2018) afirma en su tesis “ Influencia del diseño de malla en los costos de perforación y voladura en la compañía minera Los Andes Perú Gold, Huamachuco – La Libertad”, En la mina Los Andes Perú Gold, ubicada en el cerro el toro, […]lográndose una disminución en el costo unitario desde 0.168 US$/ton del proyecto 1 hasta un 0.163 US$/ton del proyecto 2, también realiza una disminución de brocas de 433 mm hasta 379 mm, tesis concluye que la disminución de burden y espaciamiento da lugar a la reducción de los costos de perforación y voladura. y resaltando una buena fragmentación cumpliendo con el P80.

Cayllahua (2018), en su tesis titulada “Diseño de malla de perforación en galerías de exploración, considerando la evaluación geomecánica en la Unidad Operativa Las Aguilas – CIEMSA” en la Unidad Minera Las Águilas - CIEMSA, está ubicada en el paraje Koripuna, distrito de Ocuviri, provincia de Lampa, región Puno; […]. El resultado del nuevo diseño de malla de perforación reduce en cuatro (4) taladros (de 32 a 28 taladros), lo que significa la reducción de costos en 20 dólares/disparo, teniendo como referencia el costo anterior de $/. 152.29 al costo actual de $/. 131.81. La tesis aporta a mi investigación que según la caracterización de la roca se debe distribuir los taladros y la de acuerdo al diseño de malla de perforación, para optimizar el avance líneal del crucero 121 Norte y Sur del Nivel. 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha -Ica.

Gómez (2016) en su tesis titulada "*Diseño de malla de perforación basado en la energía de mezclas explosivas, para optimizar costos de perforación y voladura en Aruntani SAC*." tesis es de tipo aplicativo que debido a la problemática en el precio de los commodities busca minimizar el costo de las operaciones. Debido a que esta teoría compara explosivo con el volumen de un taladro. En el trabajo se hace un cambio de Anfo a Anfo pesado 50/50 en el trabajo de investigación demuestra que hay una reducción del 0.012 US$/tn, teniendo significativamente un logro de minimizar costos y utilizar menor cantidad de explosivos, posteriormente se realizó una comparación de fragmentación del tamaño adecuado que solicita la planta concentradora.

Medina, C. (2014) en su tesis titulada "*Evaluacion técnico-ecologica de los resultados de las pruebas realizadas usando emulsiones gasificadas en cuajone – Southern Peru"* evalúa y se discute el uso de la emulsión gasificada AP-73Q, y se compara con los resultados obtenidos usando el ANFO pesado 45/55. Algunos de estos disparos primarios fueron cargados solamente con emulsión gasificada AP-73; para poder comparar los resultados obtenidos, y otros disparos fueron cargados con emulsión gasificada AP-73Q y ANFO pesado 45/55. Concluye: Se recomienda en forma especial que se continúe con estas pruebas usando las dos mezclas explosivas comerciales.

1.3 OBJETIVOS

1.3.1 Objetivo General

Determinar el diseño de malla de perforación para optimizar el avance lineal del crucero 121 Norte y Sur del Nivel. 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha –Ica-año 2018.

1.3.2 Objetivos específicos

a. Establecer los parámetros de la malla de perforación para optimizar el avance lineal del crucero 121 Norte y Sur del Nivel. 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha -Ica-año 2018.

b. Determinar el costo/beneficio del diseño de la malla de perforación para optimizar el avance lineal del crucero 121 Norte y

Sur del Nivel. 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin – provincia de Chincha -Ica-año 2018.

1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1 Justificación Teórica

La presente investigación tiene el propósito de aportar al conocimiento existente sobre el uso de mallas validadas. Melgarejo (2018) afirma “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” (p.28) estas a su vez son de optimización en los frentes ya sean Cx, Rp y Bp, cuyos resultados se reflejan en la valorización de los meses siguientes a NEXA RESOURCES PERU S.A.A.

1.4.2 Justificación Metodológica

La malla propuesta a utilizar mediante el método de R. Holmberg podrá optimizar los metros de avance reportados de acuerdo a la simulación en JKsimblast y a la caracterización de macizo que se realizó in situ.

1.4.3 Justificación Social

Para los supervisores o personal encargado del área de voladura y topografía será de utilidad la aplicación de dicha malla de perforación cuyo fin demuestra la optimización en metros de avance lineal por la malla de perforación propuesta en el presente trabajo de investigación.

1.5. HIPÓTESIS

1.5.1 Hipótesis general

El diseño de malla de perforación se relaciona directa y positivamente con la optimización del avance lineal del crucero 121 Norte y Sur del Nivel. 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha –Ica-año 2018.

1.5.2 Hipótesis Específicas

A. El parámetro técnico básico de la malla de perforación se relaciona directamente con la optimización del avance lineal del crucero 121 Norte y Sur del Nivel. 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha –Ica-año 2018.
B. El costo/beneficio (técnicos, humanos, económicos y tiempo) del diseño de la malla de perforación se relaciona directamente con la optimización del avance lineal del crucero 121 Norte y Sur del Nivel. 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha –Ica-año 2018.

1.6 VARIABLES

1.6.1. Variable independiente

Diseño de mallas de perforación.

✓ ***Definición operacional:***

Situación de la mina respecto a la aplicación de mallas de perforación de 17 pies y sección de 5*4.5 m^2.

Indicadores

- Número de taladros
- Diámetro de taladro
- Longitud de taladro
- Acoplamiento

1.6.2. Variable dependiente

- Avance lineal.

Indicadores

a. Parámetros técnicos del avance
   - Dureza de la roca
   - Densidad de roca
   - Resistencia compresiva
   - Volumen y granulometría del mineral derribado

- Tiempo de avance

b. Cálculos
   - Constante de roca ” C”
   - Factor de roca

c. Costo/beneficio (antes y después)
   - Costo por metro de avance
   - Costo de mano de obra
   - Costo técnico (equipo, materiales , Epps)

1.6.3. Variable Interviniente

- Crucero 121 Norte y Sur del Nv. 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha –Ica-año 2018.

Indicadores

- Ubicación
- Descripción de la mina

CAPITULO II

II. MARCO TEÓRICO

2.1. BASES TEORICAS SOBRE EL TEMA DE INVESTIGACIÓN

Se aplicará las siguientes; teorías, técnicas, y prácticas operativas, según los textos analizados para la investigación.

PARAMETROS UTILIZADOS	ANDERSEN	FRAENKEL	PEARSE	HINO	ALLSMAN	ASH	LANGEFORS	HANSEN	UCAR	KONYA	FOLDESI	PRAILLET	L. JIMENO	BERTA	CARR	KONYA Y WALTER
DIAMETRO DEL BARRENO O DE LA CARGA	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x
ALTURA DE BANCO								x	x			x				
LONGITUD DE BARRENO	x	x														
RETACADO												x				
SOBREPERFORACION												x				
LONGITUD DE CARGA		x						x	x							
INCLINACION DEL BARRENO							x							x		
DENSIDAD DE LA ROCA					x	x				x			x		x	x
RESISTENCIA DE LA ROCA O INDICES EQUIVALENTES		x	x	x							x	x		x		
CONSTANTES O FACTORES DE ROCA	x		x				x	x								
VELOCIDAD SISMICA DEL MACIZO ROCOSO													x	x	x	x
DENSIDAD DEL EXPLOSIVO						x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	
VELOCIDAD DE DETONACION						x					x	x	x	x	x	
PRESION DE DETONACION			x	x	x											
CONSTANTE BINOMICA ROCA-EXPLOSIVO				x												
RATIO PIEDRA/ESPACIAMIENTO							x									
POTENCIA DEL EXPLOSIVO							x									
EQUIPO DE CARGA												x				

Figura 1. *Matriz de comparación de fórmulas de cálculo de Burden.*
Fuente: Manual de Perforación y voladura - López Jimeno.

2.1.1 **Cálculo MODELO LOPEZ JIMENO:**

- **Diseño de malla de perforación.**

Es el esquema que indica la distribución de los taladros con detalle de distancias, cargas de explosivo y secuencia de encendido a aplicarse. Su elaboración consiste en realizar líneas de pintura cuadriculadas ya pre calculado, que se marca en un frente para guiar al perforista. Cada tipo de roca tiene sus tipos de malla estandarizada con la cual se puede hacer el

diseño de la malla, todas las mallas siempre en el techo tienen taladros de alivio para que la labor tenga acabado arqueado para un mejor control del terreno.

Pasos para el marcado de la malla de perforación.

- Los topógrafos proporcionan línea de dirección y la línea de gradiente.
- Dichas líneas permiten ubicar el punto central del diseño de la malla para el avance de la labor con forma y dimensión correcta.

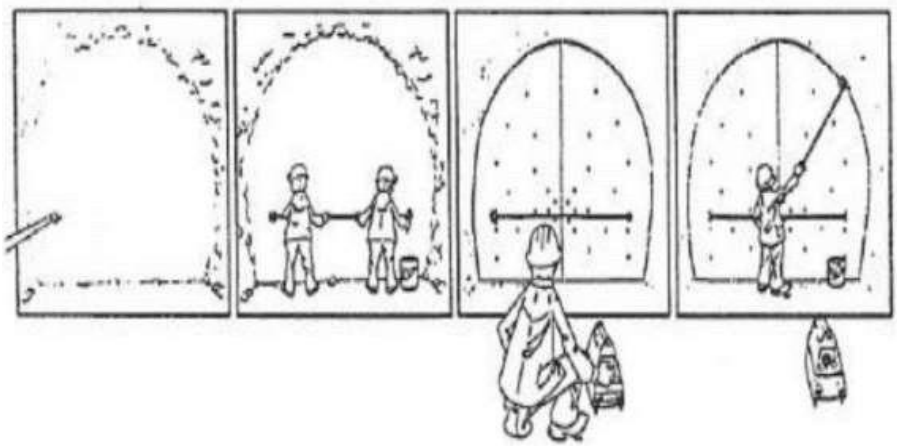


Figura 2. *Pasos para marcar la línea de gradiente y la línea de dirección.*
Fuente: *Manual de Perforación y voladura - López Jimeno*

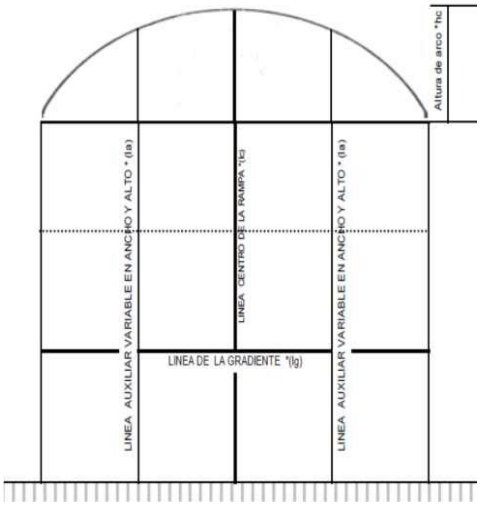


Figura 3. *Línea gradiente y línea de dirección en el frente de avance.*
Fuente: Manual de Perforación y voladura - López Jimeno

- **Perforación de rocas.**

López Jimeno C. y García Bermúdez (2003). El principio de la perforación es efectuar golpes continuos con filos cortantes en un extremo de mayor dureza que la roca; y en el otro extremo es golpeado y girado en forma continua, de tal manera que cada golpe produce un corte en la roca en diferente posición, el resultado final será la perforación de un taladro cuyo diámetro será igual al diámetro del filo cortante usado.

En general se puede considerar la perforación de Rocas como una combinación de las siguientes acciones:

a) Percusión. Corresponde a los impactos producidos por el golpe del pistón, los que a su vez originan ondas de choque que se trasmiten a la broca a través del varillaje.
b) Rotación. Con el movimiento de rotación se hace girar la broca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones.
c) Empuje/Avance. Corresponde a la fuerza necesaria para mantener en contacto la broca con la roca.
d) Barrido. Permite extraer el detritus del fondo de la perforación.

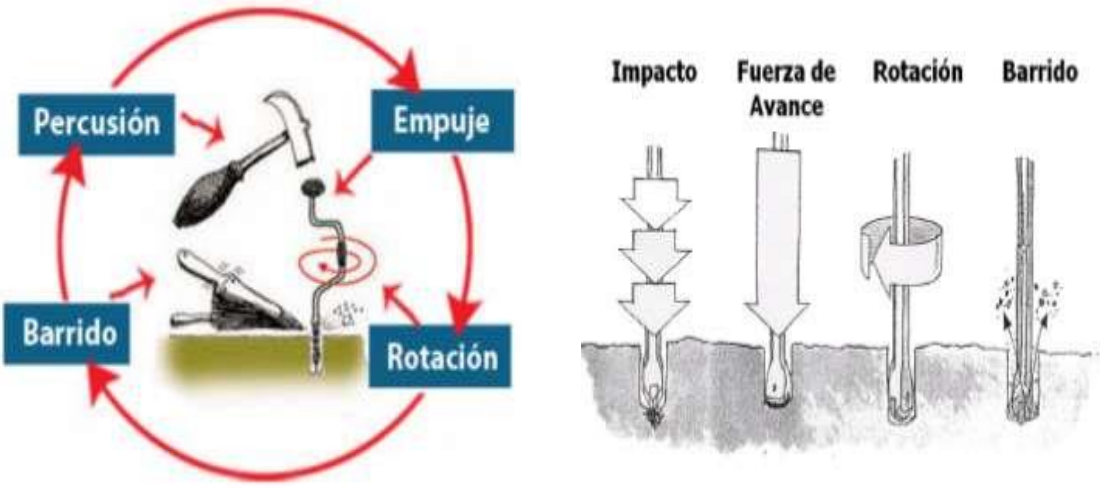


Figura 4. *Principios que intervienen en la perforación de rocas López Jimeno.*
Fuente: *Manual de Perforación y voladura - López Jimeno*

La perforación de las rocas dentro del campo de la voladura 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 la perforación se realiza usando energía mecánica.

- **Propiedades Físicas.**

- Dureza. Indica aproximadamente la dificulta de perforarla.
- Tenacidad. Indica aproximadamente entre la dificultad de romperse bajo el efecto de fuerza de compresión, tensión e impacto, variando entre los rangos de friable (fácil), intermedia a tenaz (difícil).
- Densidad. Indica aproximadamente entre la dificultad para volarla y varía entre 1.0 a 4.5 g/cm^3 en promedio. Rocas densas requieren también explosivos y rápidos para romperse. Densidad =peso/volumen (g/cm^3).

- Textura. Forma de amarre de los cristales o granos y su grado de concentración o cohesión, también relacionada con su facilidad de rotura.
- Porosidad. Proporción de poros u oquedades y su capacidad de captar agua.
- Variabilidad. Las rocas no son homogéneas en su composición y textura, tiene un alto índice de anisotropía o heterogeneidad.
- Grado de alteración. Deterioro producido por efecto del intemperismo y aguas freáticas, además de fenómenos geológicos que las modifican o transforman.

b) Propiedades elásticas o de resistencia dinámica de las rocas.

- Frecuencia sísmica. Velocidad con la que estas ondas atraviesan las rocas.
- Resistencia mecánica. Resistencia a las fuerzas de compresión y tensión.

- Fricción interna. Habilidad de las superficies internas para deslizarse bajo esfuerzos (rocas estratificadas).
- Módulo de young. Resistencia elástica a la deformación.
- Radio de poisson. Radio de concentración transversal o extensión longitudinal de material bajo tensión.
- Impedancia. Relación de la velocidad sísmica y densidad de la roca versus la velocidad de detonación y la densidad del explosivo. Usualmente las rocas con altas frecuencias sísmicas requieren explosivos de alta velocidad de detonación.

- **Condiciones Geológicas.**

- **Estructura**. Es la forma de presentación de las rocas y está en relación con su origen y formación (macizo, estratos, etc)
- **Grado de fisuramiento**. Indica la intensidad y amplitud del fracturamiento natural de las rocas. Son importantes la orientación (rumbo y buzamiento) de los sistemas de fisuras y el espaciamiento entre ellos, así como la apertura y los tipos de relleno en las discontinuidades.
- **Presencia de Agua**. Define incluso el tipo de explosivo a utilizar.

$$\mathbf{B = 0.38 \times D \times F}$$

Dónde:

B = Burden (m).

D= Diámetro de barrenos (m).

F =Factor de corrección en función a la clase de roca y tipo de explosivo.

Factor de correlación por tipo de roca y explosivo:

$$\mathbf{F = fr \times fe}$$

Constante en función a la clase de roca:

$$\mathbf{fr} = \left[\frac{\mathbf{2.7\ x\ 3500}}{\boldsymbol{Dr\ x\ Vc}}\right]^{\mathbf{0.33}}$$

Constante en función al tipo de explosivo:

$$\mathbf{fe} = \left[\frac{\boldsymbol{De\ x\ VD^2}}{\mathbf{1.3\ x\ 3660^2}}\right]^{\mathbf{0.33}}$$

2.1.2 **Cálculo MODELO W AL TER Y KONY A.**

Fórmula:

$$B = 1.2 * 10\text{-}2*De*(2*Sg/Dr + 1.5)$$

B : Burden

De : Diámetro de carga

Dr : Densidad de roca

Sg : Densidad del explosivo

Las variables de diseño a partir del burden son :

a.- Espaciamiento (S)

a.1. Taladros de una fila instantánea

H<4B S= (H+2B) / 3

H>4B S= 2B

a2. Taladros de una fila secuenciados

H<4B S= (H+7B) / 8

H>4B S= 1.4B

b.- Sobre perforación (J)

J= 0.3 B

c.- Taco (Retacado) (T)

T= 0.7 B

2.1.4 **Cálculo MODELO R.L. Ash**

$$\mathbf{B} = \boldsymbol{Kb}\frac{\boldsymbol{D}}{\mathbf{12}}$$

Dónde:

B : Burden (pies)

D : Diámetro de la carga (pulgadas)

K_b : Constante que dependerá del tipo de roca y del explosivo usado

Kb = Varia entre valores de 20 a 40 depende de la roca y del tipo de explosivo empleado, los valores de Kb. Ver cuadro 3.3

Kb =25

D = Diámetro del explosivo en pulg (es igual al diámetro de la broca, debido al explosivo a granel).

Espaciamiento (S)

$$S = Ks \times B$$

Dónde:

Ks : Para roca suave = 1.35
Para roca media = 1.20
Para roca dura = 1.15

Sobre perforación (J)

$$J = K_j \times B$$

Dónde:

Kj : Para roca suave = 0.20
Para roca media = 0.25
Para roca dura = 0.30

Taco (T)

$$T = K_t \times B$$

Dónde:

Kt = Para roca suave = 1.00
Para roca media = 0.90
Para roca dura = 0.80

Longitud de Perforación (L)

$$L = K.l \times B$$

Dónde:

Kl = 2.61 (promedio)
1.5 (L mínima)
4.0 (L máxima)

L. viene hacer la longitud del taladro (longitud de rotura) efectivo.

La longitud total del taladro debe cumplir para obtener una Voladura satisfactoria.

(a). L>B

(b). L debe estar entre los valores L mínima y L máxima.

Longitud de la Perforación (L)

$$L = H+J$$

Longitud de Carga (PC)

$$PC = L-T = H+J-T$$

Densidad Lineal de Carga (Dl)

$$Dl = 0.0784 \times De^2 \times SG \ (kg/m)$$

Dónde:

De: Diámetro. (pulg)

SG: Gravedad específica del explosivo.(gr/cc)

Carga Total de Explosivo (E).

$$E = Dl \times PC \ (kg)$$

Volumen Roto (V).

$$V = B \times S \times H \ (m3)$$

Tonelaje Roto (TN).

$$TN = V \times dr \ (Tn)$$

Dónde:

Dr = Densidad de la roca (Tn/m^3).

Factor de Carga (FC).

FC = En (Kg/dm^3)

Factor de Potencia (FP).

$$FP = (Kg\ TN\ ()\ /Tn)$$

Costo por Ton (CT) $/Tn

Cuadro 1 *Valor del Kb.*

CLASE DE ROCA		
SUAVE	MEDIA	DURA
30	35	20
35	30	25
40	35	30

Fuente: *Manual práctico de voladura*-EXSA (2001) edición especial.

Cuadro 2 *Según R. Ash.*

	R.Suave	R.Media	R.Dura	Unidades
Diámetro	2	2	2	Pulg.
Long. Taladro	15	15	15	m
Densi. Explo.	0.85	0.85	0.85	Gr/cc
Ks	1.35	1.20	1.15	
Kj	0.20	0.25	0.30	
Kt	1.0	0.90	0.80	
Densi. Roca	4.0	4.0	4.0	Tn/m^3

Fuente: *Manual práctico de voladura*-EXSA (2001) edición especial.

2.1.3 **Cálculo MODELO PEARSE**

Pearse propone una fórmula para el burden basado en las características físicas de las rocas y del tipo de explosivo.

B = Kv x De x (PD/RTY'l/2)

B = Burden (m)

Kv = Constante que depende de las características de las rocas

[0.7 - 1.0]

De = Diámetro de la carga del explosivo (mm)

PD = Presión de detonación del explosivo (kg/cm^2)

RT = Resistencia a la tracción de roca (kg/cm^2)

La constante Kv se puede determinar a partir del índice de calidad de la roca (RQD).

2.1.4 **Cálculo MODELO ANDERSEN**

B = k x √ D x L

B = pies

D = diámetro en pies

L = longitud del barreno en pies

K = constante empírica

Como en algunos casos obtuvo bueno resultados haciendo K=1 y tomando el diámetro las pulgadas, la ecuación queda en la practica

B = √ D x L

Es fórmula no tiene en cuenta las propiedades del explosivo ni de la roca.
El valor de B aumenta con la longitud del barreno, pero no indefinidamente como sucede.

2.1.5 DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN - MANUAL EXSA

- Avance del disparo. Está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros de carga que debe mantenerse por debajo del 2%, los avances promedios y deben llegar al 95% de la profundidad del taladro L, esto es: (EXSA, 2001).

$$\mathbf{L= 0,15 + 34,10\ D_2 – 39,40\ x\ D_2^2}$$

Dónde:

$D_{2=}$ 0.95 x L

L = Profundidad del taladro (metros)

D_2 = Diámetro del taladro de alivio (metros)

Cuando se utilizan arranques con varios taladros vacíos en lugar de uno solo entonces la ecuación anterior sigue siendo válida si:

$$\mathbf{D_{2\,=}\ \sqrt{n}\ x\ D_1}$$

Dónde:

D_2 = Diámetro de taladro de alivio equivalente

n = Número de taladros vacíos en el arranque

D_1= Diámetro del taladro a cargar

2.1.6 **Cálculo de la profundidad del taladro según Holmberg.**

$$\mathbf{H= 0, 15 + 34, 1\ D_2 – 39,4\ D_2\ ^2}$$

I = 0.95 x H

Dónde:

I = Avance de la voladura (m)

H = Profundidad de los taladros a perforarse (m)

- **Número de taladros**

El número de taladros requeridos para una voladura subterránea depende del tipo de roca a volar, del grado de confinamiento del frente, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponibles; factores que individualmente pueden obligar a reducir o ampliar la malla de perforación y por consiguiente aumentar o disminuir el número de taladros calculados teóricamente. Se puede calcular el número de taladros en forma aproximada mediante la siguiente fórmula empírica (EXSA, 2001).

$$\mathbf{N° Tal. = 10\ x\ \sqrt{(A\ x\ H)}}$$

Dónde:

A = Ancho de labor

H = Altura de labor

En forma más precisa con la relación:

$$\mathbf{N° Tal = (P/dt) + (K\ x\ S)}$$

Dónde:

N° Tal = Número de taladros

P = Circunferencia o perímetro de la sección de labor en metros, que se obtiene con la fórmula:

$$\mathbf{P = 4\ \sqrt{s}}$$

dt = Distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos.

K = Coeficiente o factor de la roca

S = Sección de labor

Fórmula para hallar el área semicircular de la malla:

$$\text{Área} = \frac{\pi * r^2}{2}$$

Dónde:

π = valor de Pi.

r = Radio

Cálculo de burden, R. Holmberg: Cálculo para primer burden y sección, la distancia entre el taladro central de alivio y los taladros de la primera sección no debería exceder de 1,70 x D2 (D2 es el diámetro del taladro de alivio y D1 el de producción) para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca. Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre los taladros cargados y vacíos. 20 Para un cálculo más rápido de las voladuras de túnel con cortes de taladros paralelos de cuatro secciones se puede aplicar la siguiente regla práctica: Una regla práctica para determinar el número de secciones es que la longitud del lado de la última sección B sea igual o mayor que la raíz cuadrada del avance,

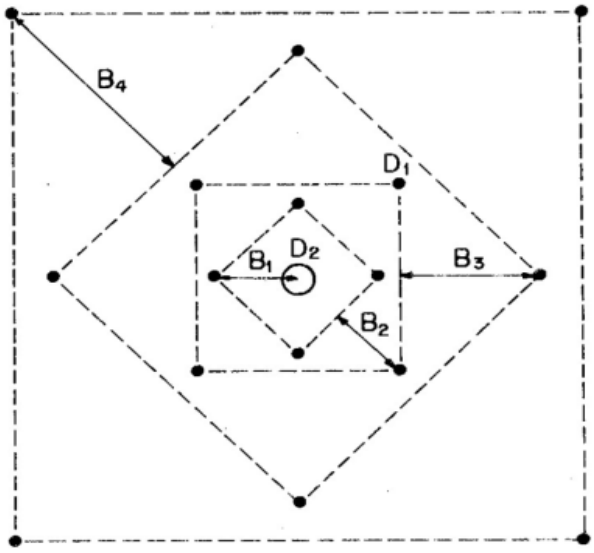


Figura 5. *Esquema geométrico de burden.* Fuente: *Manual de perforación y voladura- Instituto Geológico y Minero de España.*

Cuadro 2.2. *Cálculo de burden.*

SECCION DEL CORTE	VALOR DE BURDEN	LADO DE LA SECCION
Primera	$B_1 = 1,5 \times D_2$	$B_1 \times \sqrt{2}$
Segunda	$B_2 = B_1 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B_2 \times \sqrt{2}$
Tercera	$B_3 = 1,5 \times B_2 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B_3 \times \sqrt{2}$
Cuarta	$B_4 = 1,5 \times B_3 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B_4 \times \sqrt{2}$

Fuente: *Manual práctico de voladura*-EXSA edición especial.

3.2.3 **Distribución de la carga**

a) Movimiento de roca

Volumen (V) = S x L

Dónde:

V = Volumen de roca.

S = Dimensión de la sección, en m^2

L = Longitud de taladros, en m.

Tonelaje (t) = V x ρ

Dónde:

V = Volumen de roca.

ρ = Densidad de roca, usualmente de 1,50 a 2,50.

b) Cantidad de carga

(Qt) = V x kg/m3

Dónde:

V = Volumen estimado, en m^3.

kg/m = Carga por m^3.

c) Carga promedio por taladro

Qt/N° Tal.

Dónde:

Qt = Carga total de explosivo.

N° Tal. = Número de taladros.

En la práctica, para distribuir la carga explosiva, de modo que el corte o cual sea reforzado, se incrementa de 1,3 a 1,6 veces la carga promedio en los taladros del arranque, disminuyendo en proporción las cargas en los cuadradores y alzas (que son los que menos trabajan, ya que actúan por desplome).

d) Número de taladros por sección

$$\text{N° de taladros} = \sqrt{S/C} \times 4 + k \times S \times Fcg$$

Dónde:

S = sección del frente

Fcg =factor de corrección geométrica (90%)

C =Distancia media entre taladros de acuerdo al tipo de roca, m

K = Coeficiente de acuerdo al tipo de roca

Cuadro 2.1 *Relación de la dureza de la roca con la distancia y el coeficiente.*

Dureza de Roca	**Distancia entre taladros (m)**	**Coeficiente (K)**
Roca dura	0,50 a 0,55	2
Roca intermedia	0,60 a 0,65	1.5
Roca suave o friable	0,70 a 0,75	1

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA – 2001 edición especial.

- **Diseño de malla de perforación**

Roger Holmberg, actualiza la metodología de las teorías suecas, de cálculo de perforación y voladura en galerías, esta metodología considera en facilitar los cálculos dividiendo el frente de operación en cinco secciones diferentes, por lo que estima la malla de perforación para cada una de las secciones del frente en su conjunto, el avance lineal por disparo está restringido por el diámetro de taladro de alivio y las desviaciones de los taladros, estipulándose alcanzar, un avance lineal por disparo de 95% de la longitud del taladro perforado, la metodología considera indispensablemente las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, propiedades físico química de las

mezclas explosivas y dimensiones de los accesorios de perforación. Para continuar con la construcción de galerías, se tiene que usar taladros de diámetros cada vez mayores y el uso de mezclas explosivas en mayor cantidad. Las observaciones y cálculos efectuados solamente tienen sentido comprobando que la perforación de los taladros sea correcta en su distribución, longitud, diámetro, dirección, sean cargados con el explosivo necesario, de esta forma se asegura que en la detonación de cada taladro se cumpla con el avance planificado. Eso implica que en los diseños de perforación y voladura se tenga que poner especial cuidado en los cálculos.

Las siguientes 5 secciones diferentes en las que Holmberg dividió el frente (A – E), son:

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

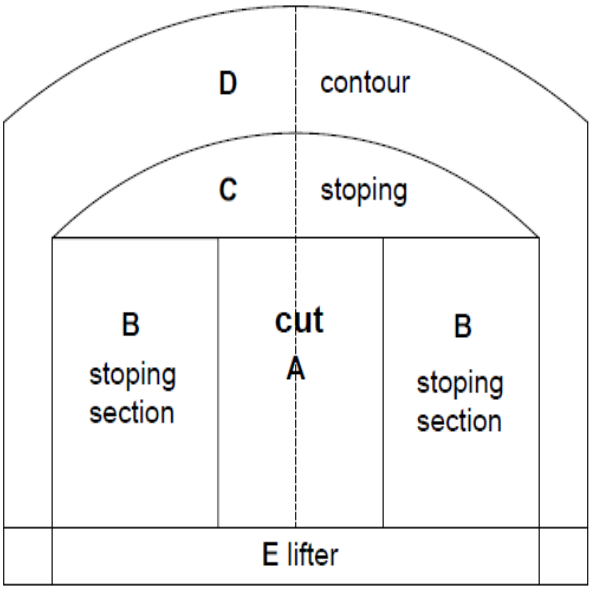
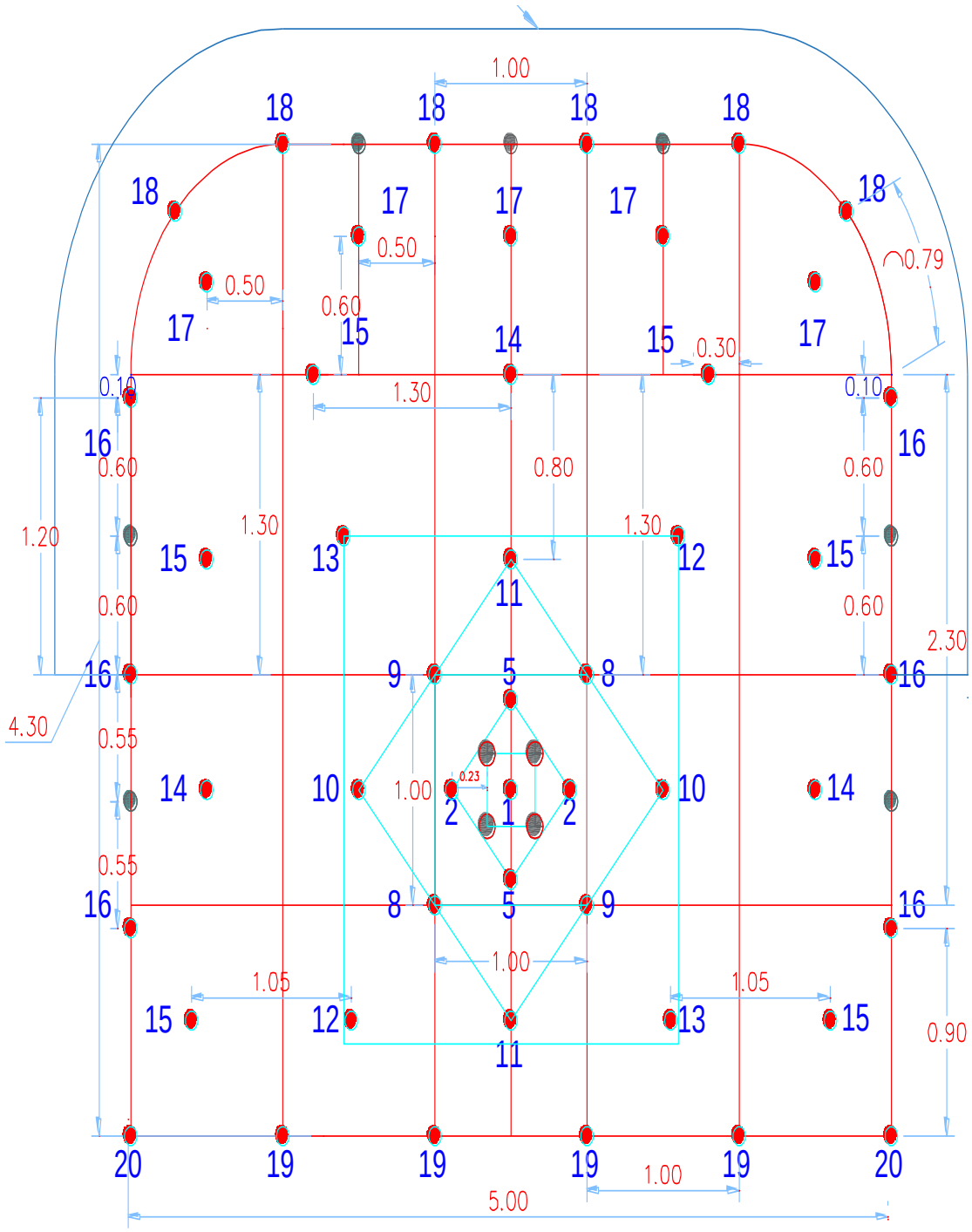


Figura 6. *Principios que intervienen en la perforación de rocas Holmberg.*
Fuente: *Rock Blasting and Explosives Engineering – Roger Holmberg.*



Elaborado por: Rogelio Llanos Rodriguez	Planeamiento: Irland Alvino	Aprobado:

Figura 7.*Malla de perforación propuesta en el nivel1600.* Fuente: *Empresa AESA.S.A.C.*

2.1.7 **Calculo MODELO U. Langefors**

El Diseño de Perforación según Langefors, uno de los más destacados especialistas suecos sugirió que la determinación de burden se basa en muchos más factores además del diámetro del taladro, como la potencia relativa del explosivo, el grado de compactación, una constante de la roca, su grado de fracturamiento, por lo que propuso su modelo.

$$B = \frac{D}{33}\sqrt{\frac{dc_x PRP}{C_x F_x (\frac{S}{B})}}$$

Dónde:

V = B = Burden (m).

D = Diámetro del taladro (mm).

C = Cte. De la roca.

PRP = Potencia relativa en peso del explosivo.

F = Factor de fijación = 0.85 (taladros inclinados).

E/V = S/B = Relación de Espaciamiento-Burden

Dc = Densidad de carga (kg/m^3).

Tabla 1

Parámetros para la fórmula de Langerfors.

c	*0.4*	Constante de roca (entre 0.4 y 1.0)
f	*1*	Grado de fijación de los tiros
E	*1*	Espaciamiento entre taladros
E/8	*1*	Relación de espaciamiento y burden
db	*22*	Diámetro de broca (mm)
B	*1.5202*	Burden (m)

Fuente: *Universidad Continental de Ciencias e Ingeniería, E.P. de ingeniería de minas 2017*

Barrenos verticales	F = 1
Barrenos inclinados 3:1	F = 0.9
Barrenos inclinados 2:1	F = 0.85

Tabla 2

Parámetros para valores de f.

f	
1	*Tiro vertical*
0.9	*Tiro de 70°*
0.85	*Tiro de 63°*

Fuente: *Universidad Continental de Ciencias e Ingeniería, E.P. de ingeniería de minas 2017*

Parámetros en el diseño de mallas

Para calcular tanto el espaciamiento como el burden, definiremos algunos factores:

Factor de roca. - La roca en voladuras está caracterizada por tres constantes, como se muestra en la fórmula de Langefors. (a_2, a_3, a_4) que están en función de:

$a_i = Ki(K/V, h/V)$

Dónde:

K = Profundidad de perforación (m).

h = Altura de carga de fondo (m).

V = Burden

Langefors (a_2, a_3, a_4) que están en función de:

$$A_i = Ki\ (K/V, h/V)$$

Dónde:

K = Profundidad de perforación (m).

h = Altura de carga de fondo (m).

V=Burden.

Según Langefors, la cantidad de carga de fondo tiene valor de:

$$Qbt = A_2 V^2 + A_3 V^3 + A_4 v4$$

Los términos:

a_2 = Relaciona la energía consumida (kg/m^2).

a_3 = Presenta la influencia de la roca ($kglm^3$).

A_4 =Toma en cuenta la masa de roca para efectos de rotura total (Kg/m^3).

El factor de roca está designado por "Co".

$$C = 1.2\ Co$$

Dónde: C = Factor de roca de trabajo (kg/m^3)

En trabajos subterráneos, para roca de resistencia media un factor de roca de trabajo (c), que se considera es de 0.6 a 0.7 kg/m^3.

El valor del factor de roca promedio (C) se calcula como sigue:

C = C + 0.07Ni, Si Vi =< 1.4 m.

C = C + 0.05, Si Vi >= 1.4 m.

Dónde: Vi = Burden inferido (m).

- GRADO DE FIJACION. - Se llama así al grado de dificultad con que se efectúa tanto el desprendimiento como la rotura para fines prácticos, se considera un grado de fijación de f = 1.45, para garantizar una rotura de fondo libre en voladuras convencionales.

- GRADO DE ATACADO (P). - Definimos al grado de atacado como la cantidad de carga por volumen de taladro.

Consideremos el volumen de taladro generado por el diámetro del barreno, como volumen nominal porque en la práctica este volumen es en realidad un 5 al 15% mayor que el que se genera, realmente al perforar.

- DIAMETRO DEL TALADRO. - Se considera diámetro del taladro al diámetro del barreno con el que se perforó. El diámetro del taladro influye en los siguientes factores:

Fragmentación	Disminuye cuando aumenta el diámetro.
Proyección	Aumenta con el diámetro.
Grietas	Aumenta con el diámetro.

- RELACIONE E/V.- La relación entre el espaciamiento de taladros y el burden o línea de menor resistencia, nos da una medida del grado de cooperación entre los barrenos más próximos entre sí en un disparo simultáneo.

- Una relación E/V = 2, indica cooperación favorable, como lo puede hacer una relación E/V = 0.5.

- DESVIACION EN LA PERFORACION. - Normalmente debido a las características de la roca, habilidad del operador, sistema de perforación utilizado, tipo de trazo de voladura y peso de varillaje, los taladros destinados a la voladura no irán a parar al punto deseado sino a la vecindad del mismo.

La desviación resultante depende de los siguientes factores:

Error de Emboquillado (Re): Cuando no se perfora en el punto señalado.

$$Re = 2 - 4 \text{ cm. Normal}$$

Error de Alineación (Ra): Depende del operador, es común tomarlo como:

$$Ra = 1.14 \text{ Lt. (cm).}$$

Dónde: Lt = Longitud efectiva.

Error por Estructura de la Roca (Rr): Depende de las características estructurales de la roca y se expresa:

$$Rr = 0.8\ (Lt)^{3/2},\ (cm).$$

La cooperación de todos los errores mencionados anteriormente nos da el valor de la desviación automática (R) y se representa por:

$$R = (\ R_e^{\ 2} + R_a^{\ 2} + R_r^{\ 2})^{1/2},\ (cm).$$

2.1.8 **Cálculo MODELO HANSEN (1967)**

Hansen modificó la ecuación original propuesta por Langefors y Kihlstrórn llegando a la siguiente expresión:

$$\mathbf{Qt = 0.028(H/B+1.5)x\ B^2+0.4x\ Fr\ (H/B+1.5)}$$

Dónde:

Qb =Carga total de explosivo por barreno (kg).

H= Altura de banco (m).

B= Burden (m).

Fr= Factor de roca (kg/m^3).

2.2. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

2.2.1 **Frente o fronton**

Es el lugar en donde se emplaza el personal, equipos y maquinarias de perforación, para realizar el avance de una galería o crucero, mediante perforación y voladura. (*Universidad Nacional de Ingeniería, METODOLOGÍA DE COSTO DE OPERACIÓN EN MINERÍA*).

2.2.2 **Perforación de calidad.**

Para que se lleve a cabo una perforación de calidad, debe existir una buena simetría de los taladros, un adecuado stemmingn (longitud y calidad) y sobre todo un buen paralelismo; tomando en cuenta estas consideraciones obtendremos buena fragmentación (reduce costos en el proceso), buen avance (reduce costo por metro cúbico roto) y un perfil adecuado de la labor (crea menos condiciones inseguras). (*Chavez*, 2018, p.25).

2.2.3 **Parámetro.**

Es el valor de las características que nos interesan en colectivo o universo. Este valor se infiere a partir de las estadísticas, es el valor estimado del parámetro; también se denomina así, a las diversas ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo. (*Rubén Calsin M. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN EDUCACIONAL*).

2.2.4 **Burden y burden efectivo**

El burden de un pozo se refiere a la dimensión lineal entre el pozo y la cara libre y se mide perpendicular a la dirección de la línea de pozos que constituyen una fila. El término burden generalmente se refiere al burden perforado, y la dimensión lineal se hace a la cara libre existente del banco. El término burden efectivo se refiere a la dimensión lineal entre el pozo y la posición de la cara libre más cercana al tiempo de la detonación del pozo, y toma en consideración la dirección de la iniciación. Para una malla equilátera de pozos, el burden es igual a 0.87 veces el espaciamiento. Para una malla equilátera con iniciación V1, el burden efectivo es igual a 0.29 veces el espaciamiento. (*Enaex*, 2007, p.3).

2.2.5 **Subterráneo**

Excavación natural o hechas por el hombre por debajo de la superficie de la tierra.

2.2.6 **Energía de choque**

Se define en tronadura como la energía usada para expandir un pozo. Se determina en la prueba de la energía submarina y a un equilibrio estable. Se calcula de los tiempos de pulso de presión inicial registrados por transductores de presión localizados en el agua cerca de las cargas detonantes. (*Enaex*, 2007, p.6).

2.2.7 **Espaciamiento y espaciamiento efectivo**

El espaciamiento para un pozo de tronadura se refiere a la dimensión lineal entre pozos de tronadura adyacentes que forman una fila, y se

mide usualmente paralelo a la cara libre. El término usualmente se refiere al espaciamiento de la perforación. El término espaciamiento efectivo se refiere a la dimensión lineal entre pozos que detonan sucesivamente, y toma en consideración la dirección de la cara libre. (*Enaex*, 2007, p.6).

2.2.8 **Factor de energía**

Este término es similar al Factor de carga, pero la energía del explosivo se expresa en relación al peso o volumen de roca quebrada (o sea. MJ/m3 o MJ/ton o Kcal/ton). El factor de Energía es por eso el producto de Factor de Carga y la energía por peso del explosivo. (*Enaex*, 2007, p.7).

2.2.9 **Potencia Relativa por Peso**

Esta es la medida de la energía disponible de explosivo comparado a un peso igual de ANFO. Esta se calcula dividiendo la AWS del explosivo por la AWS del ANFO y multiplicado por 100. (*Chavez*, 2018, p.19).

2.2.10 **Malla de perforación.**

Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros. (*López Jimeno*, MANUAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS).

2.2.11 **Paralelismo:** TITO, (2015) “El paralelismo en perforación de minería se denomina al paralelismo geométrico entre las direcciones de las rectas de los taladros que perforan una misma estructura mineralizada o sección” (p.73).

2.2.12 **Percusión:** Los impactos producidos por el golpeo del pistón originan unas ondas de choque que se transmiten a la boca a través del varillaje (en el martillo en cabeza).

2.2.13 **Barrido:** El fluido de barrido permite extraer el detrito del fondo del barreno. (Tecnología y seguridad minera, 1994).

CAPITULO III

III. METODOLÓGIA

3.1 TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACION

TIPO:

a. Aplicativa

DISEÑO:

Descriptivo Correlacional

(Hernández y col. 2014)

GE O1 X O2

Dónde:

GE: Grupo Experimental

O1: Pre test

X : MPBEME

O2: Post test

a) NIVEL DE INVESTIGACIÓN

a. Experimental:

Se utilizó el tipo de investigación explicativa mediante 1 malla de perforación propuesta mediante el diseño de Holmberg (**Figura 7**).

Se aplicó la malla de perforación propuesta mediante la fórmula de Holmberg. Para optimizar los avances lineales del crucero 121 norte y sur del nivel 1600 en mina Cerro Lindo, Distrito Chavín.

Para esto, partimos de un análisis estructural, geomecánico y modelos matemáticos que nos permitan obtener buena valorización mensual, coronas estables y el hecho de evitar la sobre excavación.

3.2 AMBITO TEMPORAL Y ESPACIAL

a) ESPACIAL

La Mina Cerro Lindo se ubica a 240 km de Lima, en la provincia de Chincha, departamento de Ica; ingresando por el km 181 de la Panamericana Sur y 60 km al Este, en el distrito de Chavín.

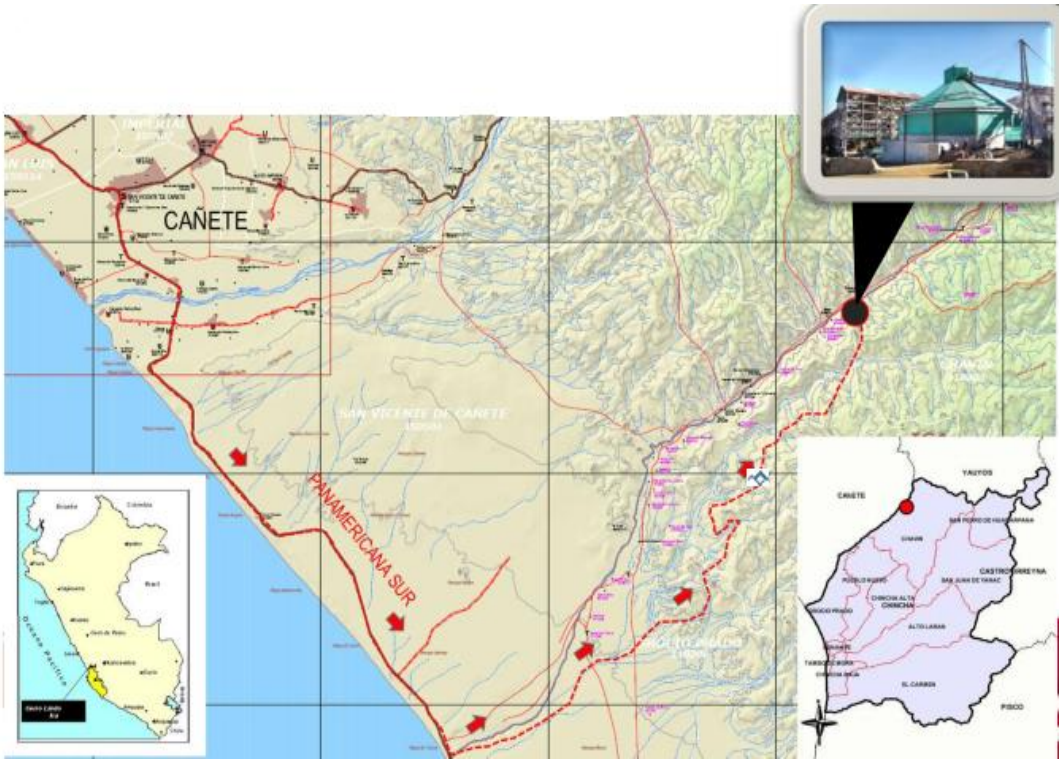


Figura 8. *Plano de ubicación.* Fuente: *Minado masivo para una producción de 15k TPD. En unidad minera Cerro Llindo* – NEXA RESOURCES-PERUMIN

b) TEMPORAL

se realiza pruebas experimentales en el nivel 1600 OB1, para tener un mejor avance lineal con respecto a los metrajes reportados en octubre del 2018 en la Empresa AESA. S.A.C Se toma como muestra del mes de setiembre que falto 312 m para poder llegar a los 1700 m como meta mensual.

3.3 POBLACIÓN Y MUESTRA

- **Población:** La población o universo en esta investigación está definida por todos los proyectos de perforación en el nivel 1600 norte y sur.

- **Muestra:** La muestra que es parte de la población específicamente para el nivel 1600 Crucero 121.

3.4 INSTRUMENTOS PARA RECOLECCION DE DATOS VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD DE LOS INSTRUMENTOS

✓ **Herramientas. -**

- Observaciones
- Hojas de registro
- Diseño de malla de perforación
- Programación semanal de labores

✓ **Equipos. -**

- Cámara fotográfica

✓ **Software. -**

- Microsoft Office
- JK SIMBLAST

✓ **Locales o lugares. -**

- Campamento minero
- Labores mineras

3.4.1 LUGAR DE EJECUCIÓN

La Mina Cerro Lindo se ubica a 240 km de Lima, en la provincia de Chincha, departamento de Ica; ingresando por el km 181 de la Panamericana Sur y 60 km al Este, en el distrito de Chavín.

✓ **EMPLAZAMIENTO GEOLOGICO:**

1.- El depósito de Cerro Lindo pertenece al Grupo Casma del Cretácico (Albiano Cenoniano), este grupo aflora en la parte Occidental del Perú a lo largo de toda la costa.

2.- El Grupo Casma es una serie volcano sedimentario ocupando una cuenca marginal, este grupo constituye un arco volcánico extensivo.

3.- El deposito se encuentra en la formación volcano sedimentario huranguillo, esta formación se encuentra emplazado en la cuenca cañete.

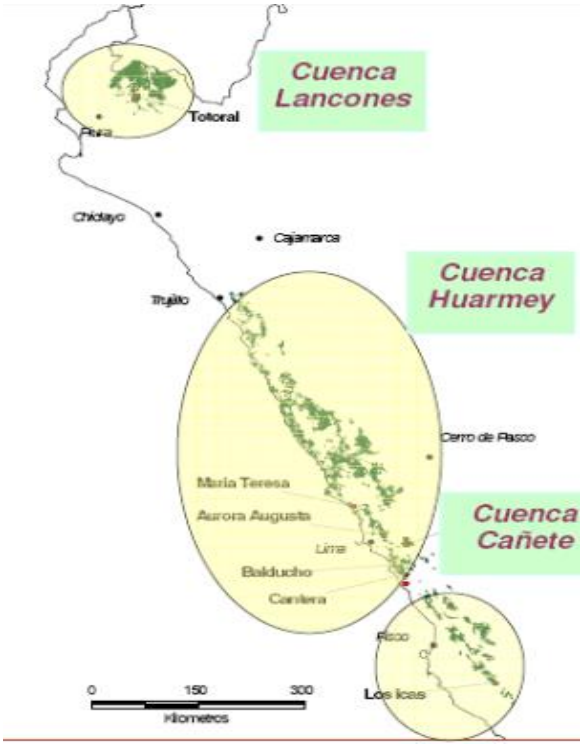


Figura 9. *Emplazamiento geológico.* Fuente: *Minado masivo para una producción de 15k TPD. En unidad minera Cerro Llindo* – NEXA RESOURCES-PERUMIN

- Mina Cerro Lindo:

Se descubre hace décadas (Cía. BTX 1967) por el afloramiento de Minerales no metálicos como baritina. Desde el año 1982 a 1987 la Compañía Minera Milpo inicia los trabajos geológicos, descubriéndose los cuerpos OB1 y OB2. En 1,999 se ejecutaron 4,525 mts. de galería subterránea y 35,112 mts de perforación diamantina, descubriéndose en su totalidad el OB5.

En el año 2,002 se realizó el estudio de factibilidad teniendo recursos medidos de 34 MT con 5.2% de Zn, 0.8% de Cu, 36.1 g/t de Ag y 0.28 % de Pb y además con un mineral inferido de 10 MT.

En el 2009 se realizan 8,077 metros de perforación diamantina como exploración. Uno de los resultados de esta campaña es el hallazgo de nuevos recursos, logrando cortar mineral de un cuerpo ubicado en la prolongación de la cuenca sedimentaria (OB7) su principal actividad es producir concentrados de Zinc, Cobre y Plomo.

3.5 PROCEDIMEINTOS

- Las técnicas empleadas en la presente investigación son:
- **Búsqueda de información bibliográfica. -** Se utilizó esta técnica de revisión bibliográfica para tener una mejor información y compresión acerca del diseño de malla de perforación y voladura subterránea, así mismo, del modelo de Holmberg para la elaboración del diseño.
- **Observación directa. -** Se realizó observaciones directas a través de visitas periódicas al área en estudio, durante la estancia en la mina Cerro lindo, también dónde se observó que los reportes de metros en el Cx 121 OB1 sean optimizado.

- **Entrevistas no estructuradas. -** La entrevista no estructurada o informal, se realizó por medio de conversaciones y preguntas sencillas e informales al operador de turno, en el área de estudio, con la finalidad de buscar opiniones y obtener más información acerca del diseño de malla de perforación empleado.

3.6 ANALISIS DE DATOS

El procesamiento de datos se digitalizo empleando el programa Microsoft Excel para el tratamiento de datos estadísticamente usando IBM SPSS Statistics 25.

- ANALISIS DESCRIPTIVO:
  - ✓ Para realizar la prueba t de Student que se usa para comparar muestras independientes.
  - ✓ Para realizar la prueba primero se verifica que las muestras provengan de una distribución nominal. W de Shapiro-Wilk a 95% de confiabilidad del proyecto.
  - ✓ Respecto a la aplicación de mallas de perforación se diseñó de 17 pies y sección de 5*4.5 m2 con 60 taladros.

Tabla 3

Prueba nominal de malla propuesta y malla anterior

MALLA PROPUESTA	MALLA ANTERIOR
$\bar{X}_1$	$\bar{X}_2$
S_1^2	S_2^2
n_1	n_2

Prueba t de Student (Elaboración propia).

Dónde:

$\bar{X}_1$ =Promedio

S_1^2 =Media

n_1 =Varianza

Formulación de hipótesis está dado por:

Ha= n1 = n2 Ha= hipótesis alterna

H0= n1 = n2 Ho= hipótesis nula

IV. RESULTADOS

CALCULO MODELO RICHAR HOLMBERG

La perforación se realiza con equipo jumbo de dos brazos modelo Sandvik Jumbo DD421 de barra de 18ft, con brocas de 45 mm en taladros de producción y 101.6mm para rimado.

Sección de la galería:	5 m. x 4.5 m.
Densidad de la roca:	3.2 Tn/m^3
Diámetro del taladro de rimado	4 pulg. - 101.6 mm
Diámetro de taladro equivalente	0.2 m
Longitud de barreno 18 pies	5.48 m
Tipo de corte	Corte quemado
RMR	45-51 III A

RESULTADOS TEÓRICOS		UNIDADES	
		en mm	en m
D_2=DIÁMETRO DE UN SOLO TALADRO DE EXPANSIÓN O DE ALIVIO EN (pulgadas)	4.0	101.6	0.1
D3= DIAMETRO DE LOS TALADROS DE ALIVIO EQUIVALENTE A PERFORAR EN (pulgadas).	8.02	203.7	0.2
H= PROFUNDIDAD DE PERFORACIÓN DEL TALADRO (m)	5.45		
Nº DE TALADROS PERFORADOS	64		
N_{TE}= NUMERO DE TALADROS DE ALIVIO O EXPANSIÓN	4		
Nº DE TALADROS DE PRODUCCIÓN	60		
Nº DE TALADROS DE LA CORONA SIN CARGA	0		
I= AVANCE POR DISPARO ESPERADA (m)	5.2		
TIPO DE ROCA	Intermedia		

Figura 10. *Resultados teóricos.* Fuente: Elaboración propia.

Hallando diámetro equivalente:

D3= D2 *√NTE

Dónde:

NTE= Número de taladros de alivio o expansión.

D2= Diámetro de un solo taladro de expansión en (pulg).

$$D3 = 4^* \sqrt{4}$$

D3 = 8

Por lo tanto:

El diámetro equivalente es D2*2 = 8 pulg. – 203.7mm ó 0.2 m.

a) Profundidad del taladro a perforarse

$$H= 0, 15 + 34, 1\ D_2 – 39, 4\ D_2{}^2$$

$$H=0.15+34.1(0.2) - 39.4(0.2)^2$$

H= 5.4

b) Número de taladros

N° Tal = (P/dt) + (K x S)

N° Tal = (18.3/0.79)+(1.2*20.93)

N° Tal = 49

$$P = 4\ \sqrt{s}$$

P= 4√5*4.5

P=18.30

Dónde:

P = Circunferencia o perímetro de la sección de labor en metros, que se obtiene con la fórmula:

$$P = 4\ \sqrt{s}$$

dt = Distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos.

K = Coeficiente o factor de la roca

S = Sección de labor

c) Sumatoria de área

N° de taladros por área= T_{A1}+ T_{A2}

Dónde:

T_{A1} =área de semicircunferencia o corona.

T_{A2}= área rectangular.

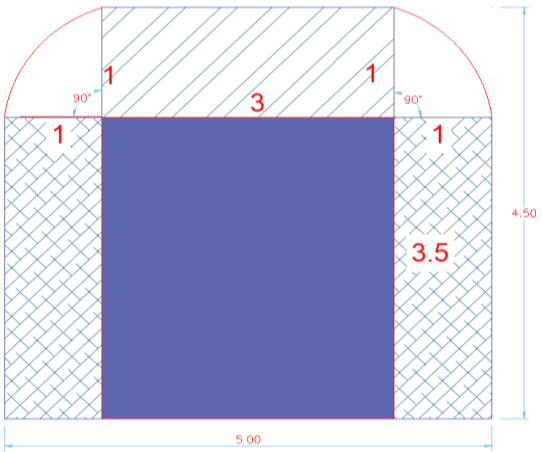
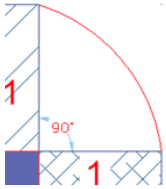


Figura 11. *Descripción de sumatoria de áreas.* Fuente: Elaboración propia.

AREA = 3.5*3+(3.5*1*2)+(3*1)+ $(\frac{\pi * r^2}{2})2$

AREA = 23.64 m^2

LONGITUD DE ARCO: L= σ * r



PERIMETRO = 5+3.5 * 2+3+$(\frac{\pi}{2} * 1)$

PERIMETRO = 16.57m.

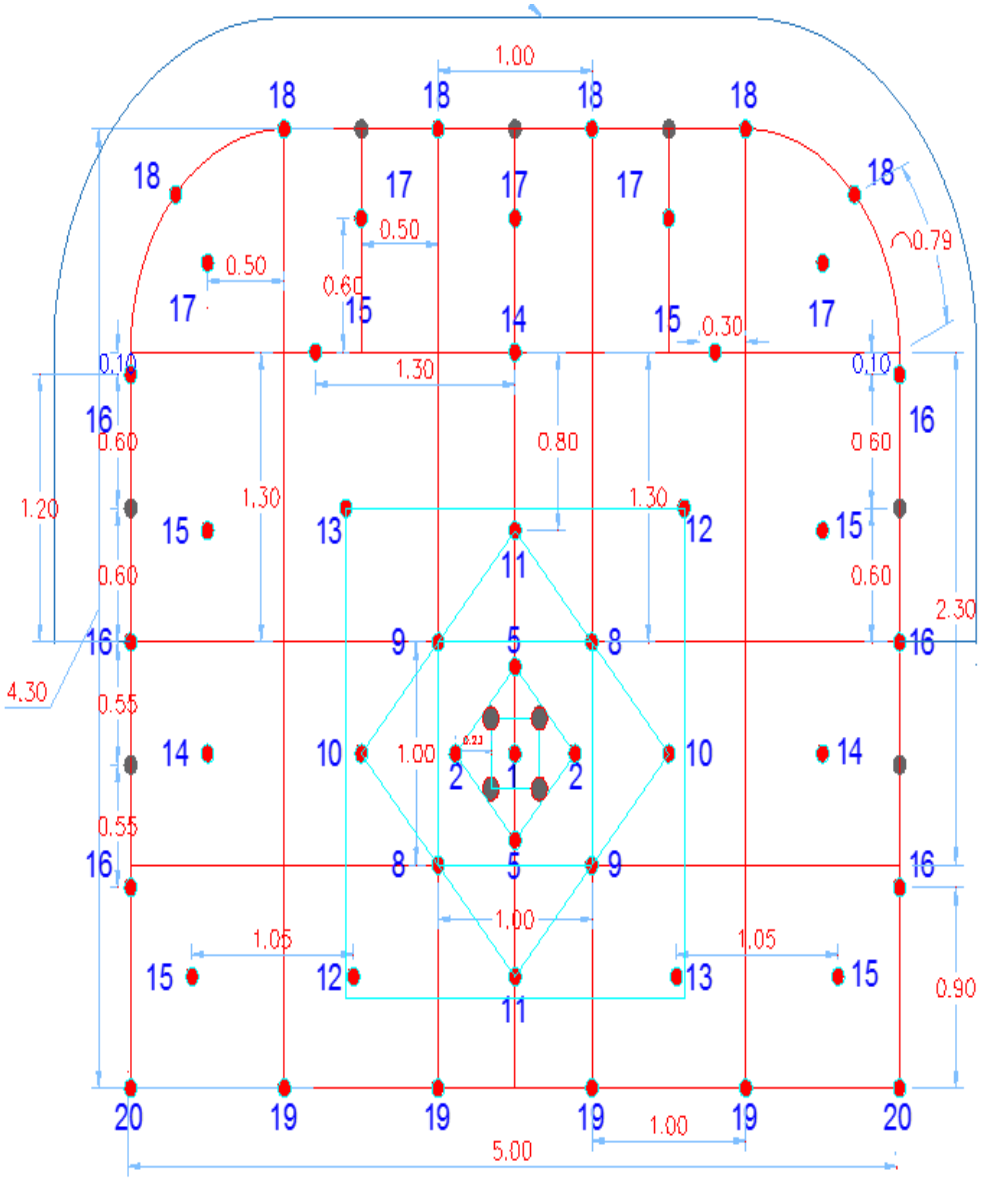


Figura 12. *Malla de perforación del nivel 1600.* Fuente: AESA S.A.C.

Tabla 4

Calculo de burden y espaciamiento.

D2		0.102	m
D1		0.045	m
SECCION DE CORTE	VALOR DE BURDEN		LADO DE SECCION
PRIMERA	B1= 1.7*0.102= 0.17		E=0.17*1.4142*0.9 = 0.22
SEGUNDA	B2=0.17*1.4142*0.9=0.22		E=1.5*0.22*1.4142*0.9 = 0.42
TERCERA	B3=1.5*0.22*1.4142*0.9 = 0.42		E=1.5*0.42*1.4142*0.9 = 0.80
CUARTA	B3=1.5*0.42*1.4142*0.7 = 0.63		E=1.5*0.63*1.4142*0.7 = 0.93

Factor (b_1) de Burden (B_1)	Factor(b_n) de Burden(B_2,B_3,B_4,B_5)	Tipo de Roca	Factor b_1	Factor b_2,b_3,b_4,b_5
1.50	0.7	Dura	1.50	0.70
1.6	0.8	Intermedia	1.6	0.8
1.7	0.9	Suave	1.7	0.9

D2		0.102	M
D1		0.045	M
SECCION DE CORTE	VALOR DE BURDEN		ESPACIAMIENTO
PRIMERA	0.17		0.22
SEGUNDA	0.22		0.42
TERCERA	0.42		0.80
CUARTA	0.63		0.93

Resultados de burden y espaciamiento (Elaboración propia).

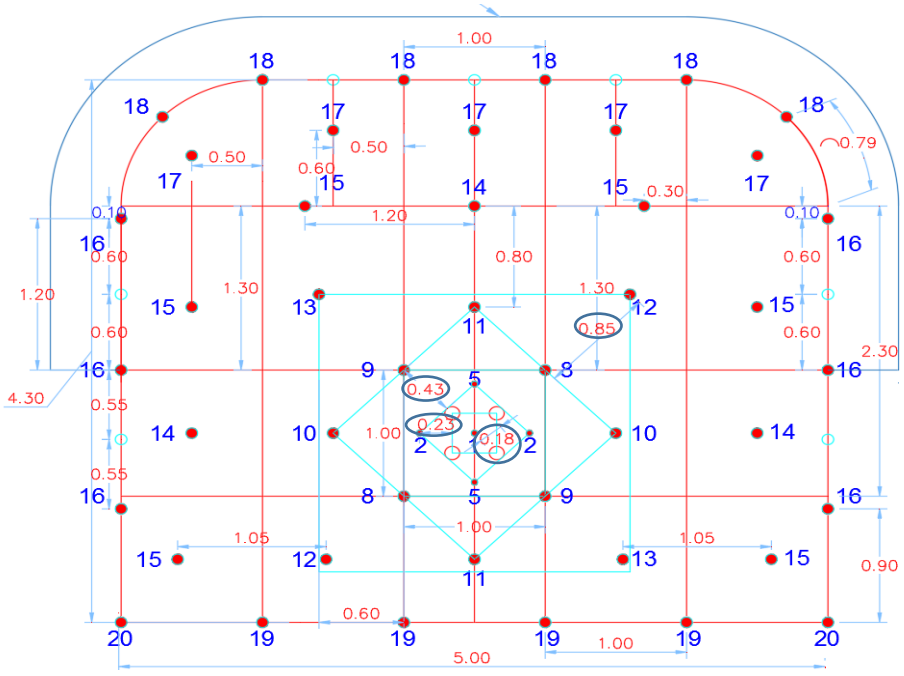


Figura 13. Remplazando burden. Fuente: AESA S.A.C.

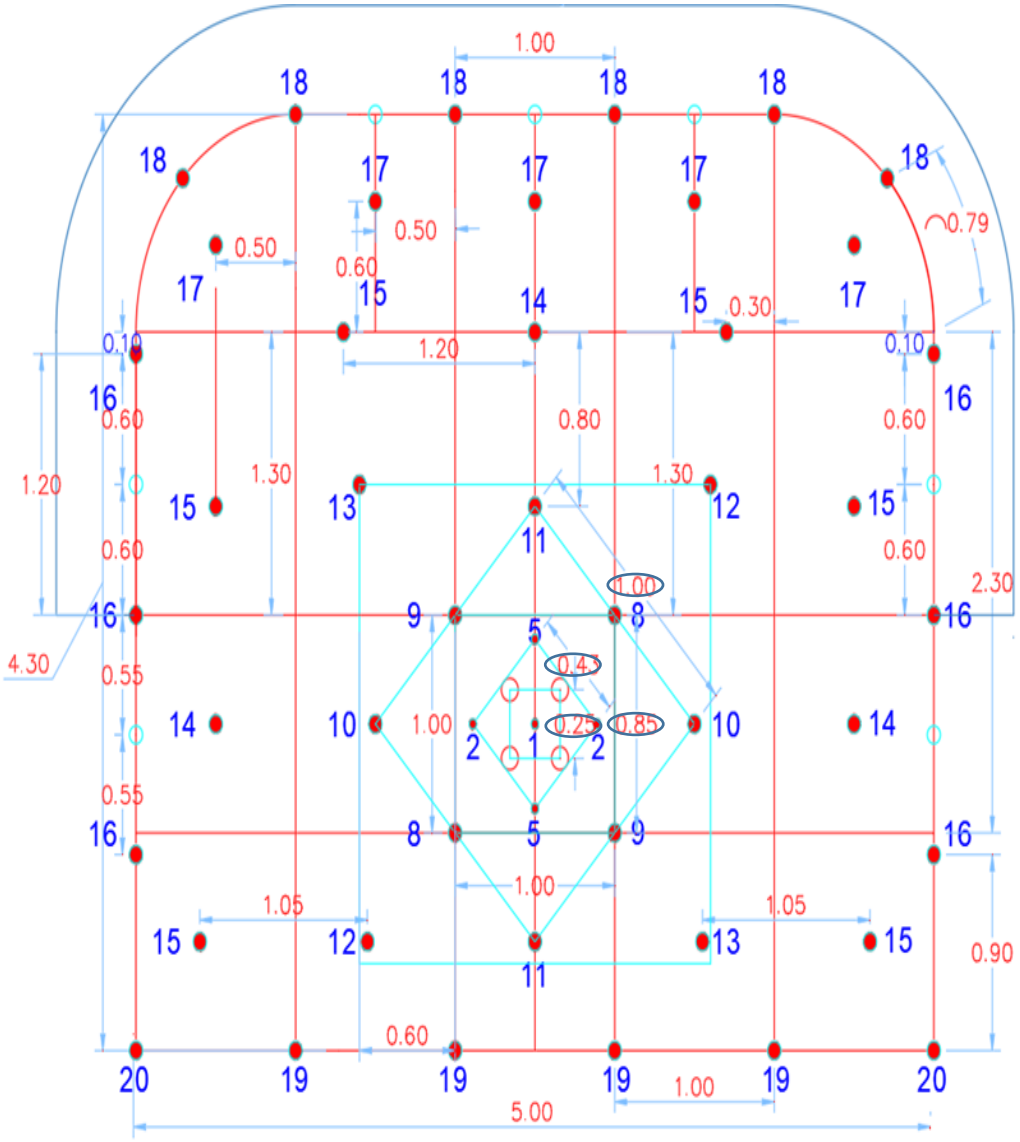


Figura 14. Remplazando espaciamiento. Fuente: AESA S.A.C.

- ✓ **FORMULA PARA CALCULO DE CORONA:**

$$B = \frac{SC}{20.8} - L * SEN\ 3° - 0.055$$

SABIENDO QUE:

$S_C = K * D_1$

S_C= RELACION ESPACIAMIENTO/BURDEN

K = CONSTANTE

D_1 = DIAMETRO

DATOS REEMPLAZADOS:

RELACION ESPACIAMIENTO/BURDEN	$S/_C$	19*0.045 =0.855
LOGITUD DEL TALADRO (m)	L	17*0.3048 = 5.16
ÁNGULO DE DESVIACIÓN	α	3.47
CONSTANTE	CTE	0.418
BURDEN NOMINAL	Bn	0.60
BURDEN PRÁCTICO	Bp	0.6
ESPACIAMIENTO	E	0.855*0.6= 0.60
LONGITUD DE ARCO (m)	L(arc)	5
Nº DE ESPACIOS		5/0.60=8.34
ESPACIAMIENTO PRÁCTICO (m)	Ep	1.00
CANTIDAD DE TALADROS		8.34+1= 9

- **CONSUMO ESPECIFICO**

C.E= (0.56*Pr*tan ((GSI+15)/2))/((115-RQD)/3.3)^(1/3))

DATOS NECESARIOS:

GSI	56
RQD (%)	75
Densidad de roca (pr) (t/m3)	2.7

REEMPLAZANDO EN LA FORMULA:

C.E=(0.56*2.7*TAN(((((56+15)/2)*3.1416)/180)))/(((115-75)/3.3)^(1/3))

C.E=0.47

- **CALCULO DE LA CONSTANTE**

C=0.8784*CE

REEMPLAZANDO EN LA FORMULA

C=0.8784*0.47=0.412

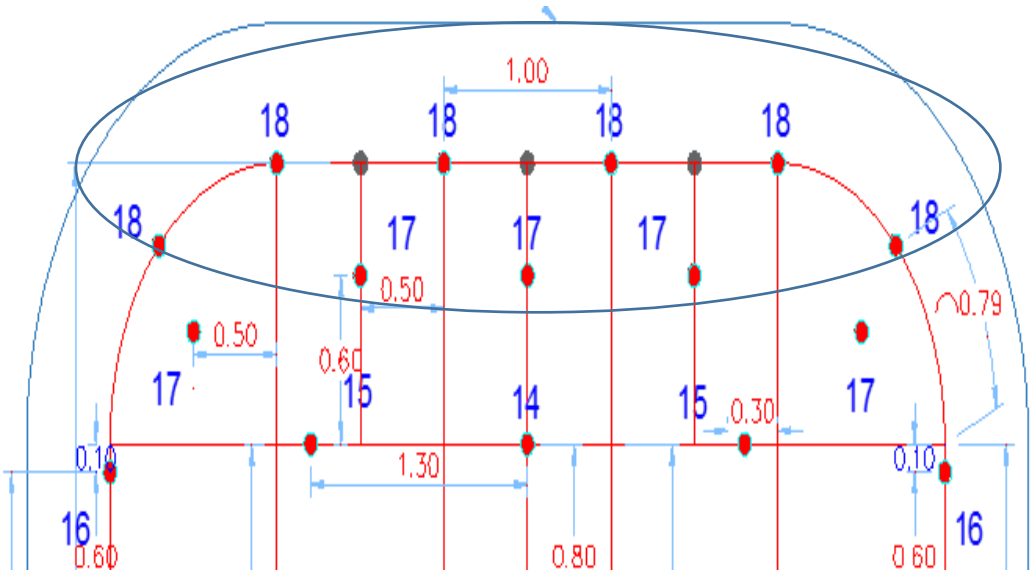


Figura 15. Calculo de taladros en la corona. Fuente: AESA S.A.C.

- ✓ **FORMULA PARA CALCULO DE ARRASTRE:**

$$B = \frac{0.9 * \sqrt{q_1 * PRP_{ANFO}}}{\hat{c} * f(S/B)}$$

f = factor de fijación. Generalmente se toma 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre barrenos.

S/B = Relación entre el espacio y burden. Se suele tomar igual a 1

Ĉ = Constante de roca corregida.

ĉ = C+0.05 para B > 1.4 m

ĉ = C+0.07 para B < 1.4 m

Paso 1:

$$B = \frac{0.9 * \sqrt{q_1 * PRP_{ANFO}}}{\hat{c} * f(S/B)}$$

HALLANDO q_1:

$$q1 = 55\left(\frac{B}{\text{ø}2}\right)^{1.5} * \left(B - \left(\frac{\text{ø}2}{2}\right)\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{RWS\ ANFO}\right)$$

DATOS NECESARIOS:

Diametro de perforación (m)	(φ1)	0.045
Diametro del taladro vacio (m)	(φ2)	0.204
Burden práctico (m)	(B)	0.22
Constante de roca "c"		0.418
RWS ANFO (potencia relativa en peso)		100.0%

1. **CALCULO ERROR DE PERFORACION:**

$$Ep = (\alpha * L) + e$$

DATOS NECESARIOS:

Desviación angular (α)	0.01
Prof. De taladros (L) m.	5.03
Error de emboquille (e) m.	0.015

Ep = (0.01*5.03)+0.015

Ep=0.07

2. **CALCULO BURDEN PRÁCTICO:**

$$Bp = B - Ep$$

Bp = 0.29 - 0.07

Bp = 0.22

REEMPLAZANDO:

$$q1 = 55\left(\frac{B}{ø2}\right)^{1.5} * \left(B - \left(\frac{ø2}{2}\right)\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{RWS\ ANFO}\right)$$

q_1=55*0.045*(((0.22/0.204)^1.5)*(0.22-(0.204/2))*(0.418/0.4)*(1/100))

$q_{1=}$ **0.55**

TOMAR EN CUENTA LA CONSTANTE DE ROCA CORREGIDA:

$$B = \frac{0.9 * \sqrt{q_1} * PRP_{ANFO}}{\hat{c} * f(S/B)}$$

f = factor de fijación. Generalmente se toma 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre barrenos.

S/B = Relación entre el espacio y burden. Se suele tomar igual a 1

Ĉ = Constante de roca corregida.

ĉ = C+0.05 para B > 1.4 m

ĉ = C+0.07 para B < 1.4 m

- CONSTANTE DE ROCA CORREGIDA

  C = 0.418+0.07/0.29=0.66

TOMAR EN CUENTA EL FACTOR DE FIJACION:

$$B = \frac{0.9 * \sqrt{q_1} * PRP_{ANFO}}{\hat{c} * f(S/B)}$$

f = factor de fijación. Generalmente se toma 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre barrenos.

S/B = Relación entre el espacio y burden. Se suele tomar igual a 1

Ĉ = Constante de roca corregida.

ĉ = C+0.05 para B > 1.4 m

ĉ = C+0.07 para B < 1.4 m

REEMPLAZANDO

f=1.45

TOMAR EN CUENTA LA RELACION ESPACIAMIENTO Y EL BURDEN:

$$B = \frac{0.9 * \sqrt{q_1} * PRP_{ANFO}}{\hat{c} * f(S/B)}$$

f = factor de fijación. Generalmente se toma 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre barrenos.

S/B = Relación entre el espacio y burden. Se suele tomar igual a 1

Ĉ = Constante de roca corregida.

ĉ = C+0.05 para B > 1.4 m

ĉ = C+0.07 para B < 1.4 m

REEMPLAZANDO

S/B =1.8

REEMPLAZANDO PARA HALLAR EL BURDEN NOMINAL:

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{q_1 * RWS_{ANFO}}{\bar{\bar{C}} * f * (\frac{S}{B})}}$$

B=0.9*√ ((055*1)/(0.64*1.45*1.8))

B=0.52

DATOS REEMPLAZADOS:

Concentración lineal de carga (kg/m)	q1	0.55
Potencia relativa por peso	PRP	1.0
constante de la roca	C	0.07/0.29=0.66
Factor de fijación	f:	1.45
Relación de espaciamiento/Burden	S/B	1.8
Sobre - Perforación (por el piso de la labor)	Sobre perf.	0.2
Burden teórico (m)	Bt	0.56
Burden Práctico (m)	Bp	0.56
Espaciamiento	Et	0.56*1.8=1
Ancho de labor (m)		5.0
Cantidad de taladros	Nº	(5/1)+1=6
Espaciamiento Corregido	Ec	0.60

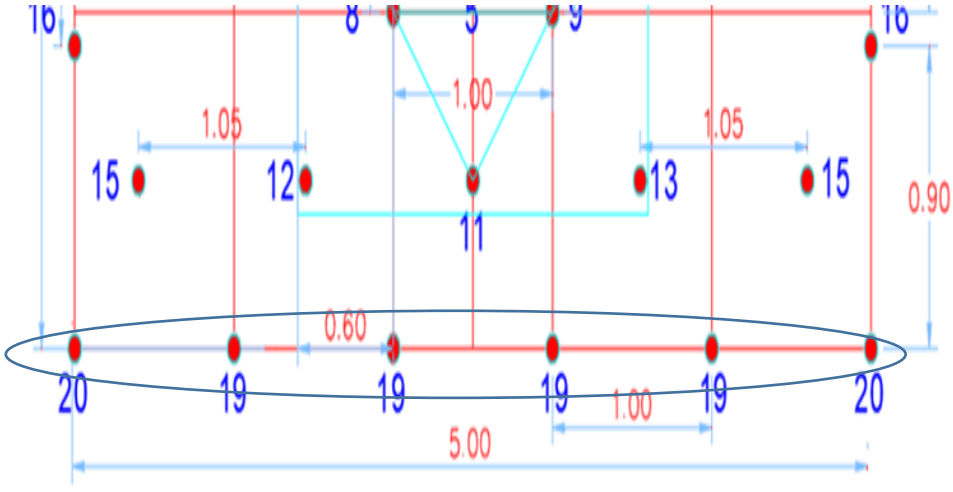


Figura 16. Calculo de taladros en la arrastre. Fuente: AESA S.A.C.



Figura 17. Jumbo de 18 pies de dos brazos. Fuente: AESA S.A.C.

1. CONTROLES DE PERFORACIÓN:

a) **Pintado de frente**: Se realiza el pintado de las líneas referenciales, el cuadriculado del frente de perforación, así como su gradiente. El pintado tiene la finalidad de ayudar al operador a generar menor desviación en el contorno, control de simetría y controlar mejor la sobre excavación.



Figura 18. *Pintado de frente.* Fuente: Elaboración propia.

b) Uso de Guiadores: se usaron guiadores de 1.5m; con la finalidad de mejorar la desviación y poder controlar mejor la perforación con barra de 18 pies. El control de la simetría es importante para longitudes largas considerando 3° de desviación, por posicionamiento, presiones elevadas y factores geológicos.



Figura 19. *Uso de guiadores.* Fuente: Elaboración propia.

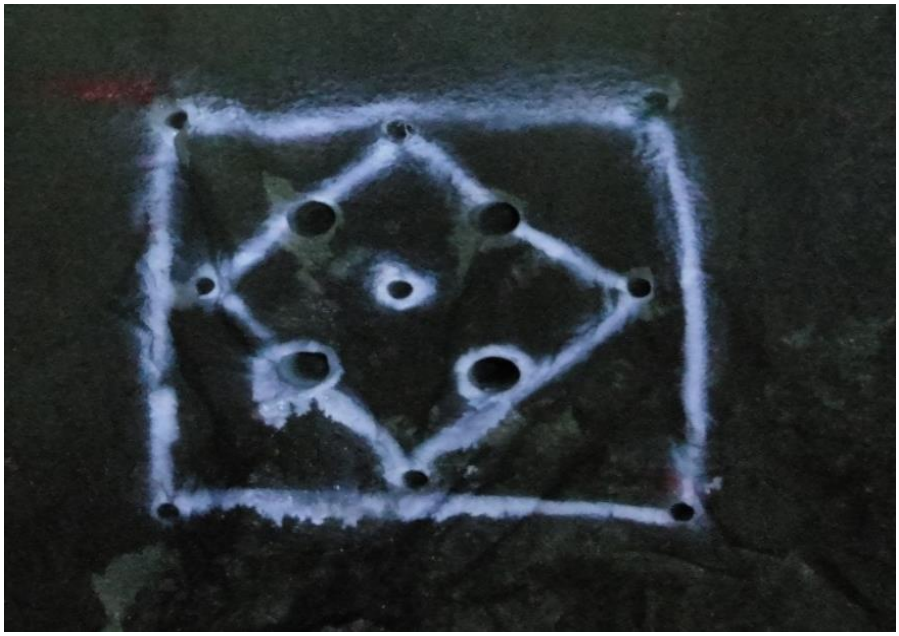


Figura 20. *Taladros de rimado.* Fuente: Elaboración propia



Figura 21. *Malla perforada* Fuente: Elaboración propia.

2. TÉCNICAS APLICADAS EN LA PERFORACIÓN:

I. Taladros de alivio en la corona y hastiales (Plano de corte uniforme)

II. Control de perforación en relación al paralelismo de los taladros (Guiadores)

III. Simulación de energía de mallas de perforación.

IV. Marcado de malla de acuerdo al tipo de roca, proyecciones de techo, hastiales y piso (colas).

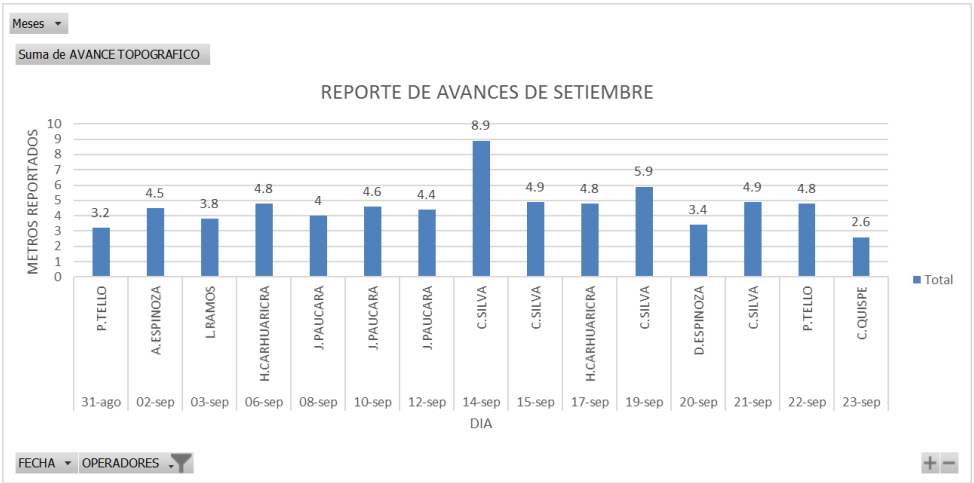


Figura 22. *Metros reportados 70 mes de setiembre.* Fuente: Elaboración propia.

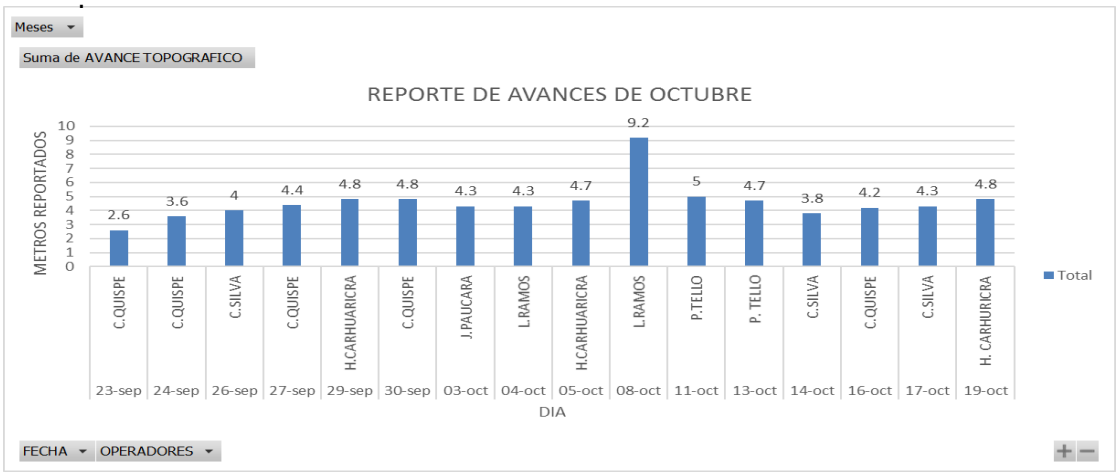


Figura 23. *Metros reportados 73.5 mes de octubre.* Fuente: Elaboración propia.

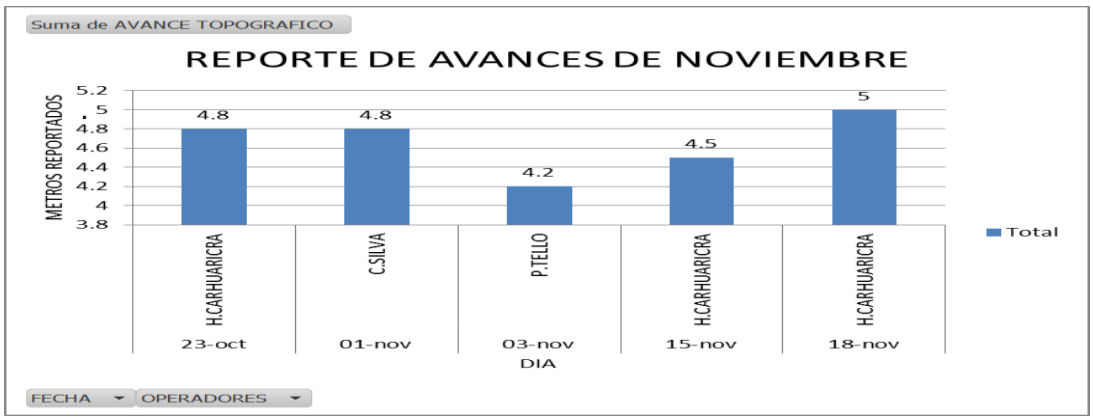


Figura 24. *Metros reportados 23.3 mes de noviembre.* Fuente: Elaboración propia.

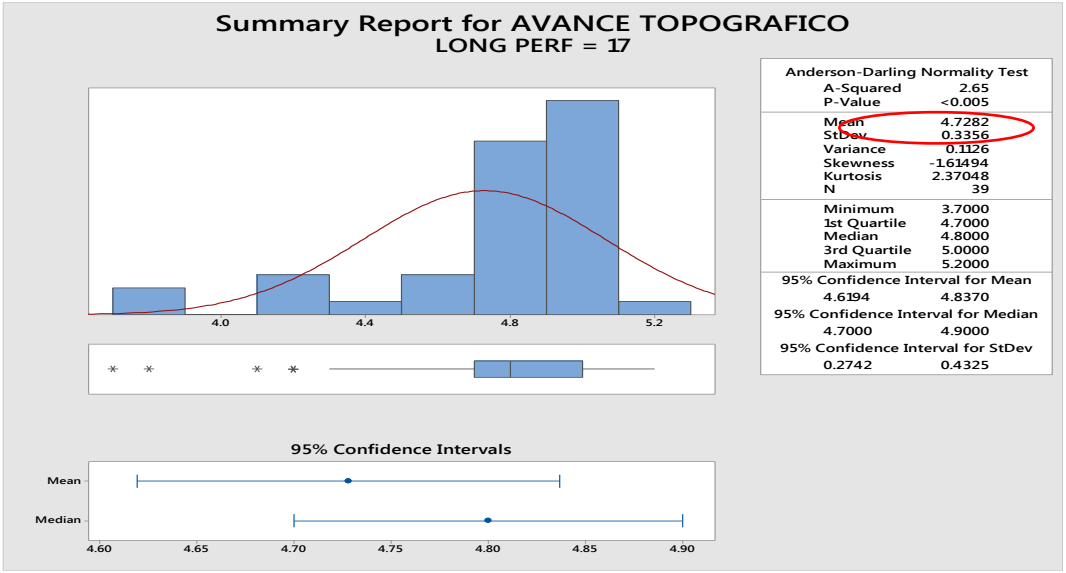


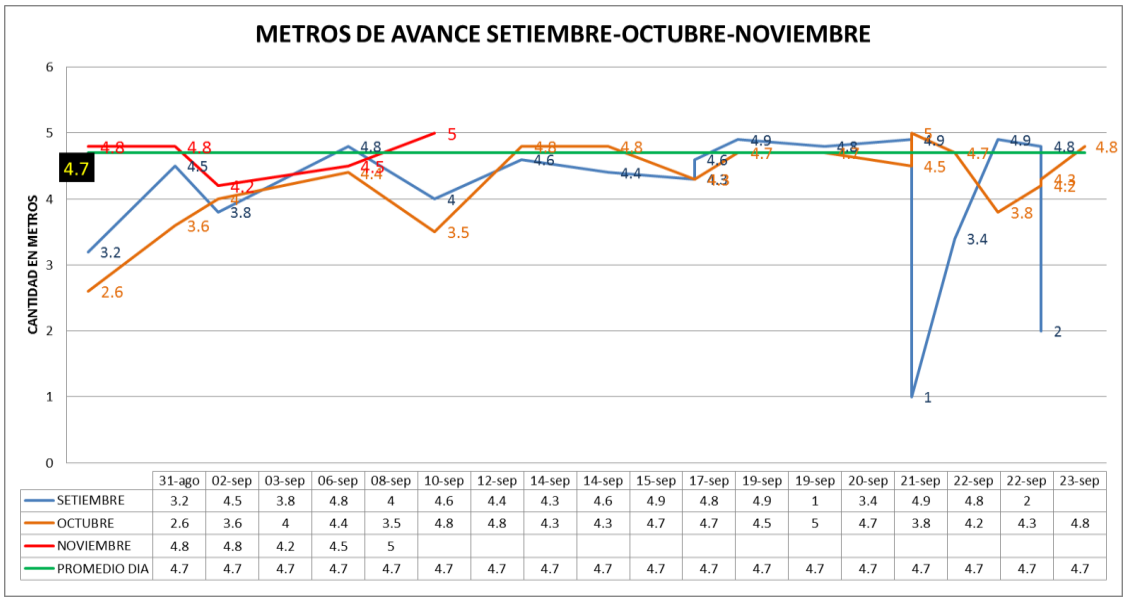
Figura 25. *Metros reportados mes de octubre mejor promedio 4.72.*

Fuente: Elaboración propia.

V. DISCUSIONES DE RESULTADOS

De acuerdo a los cálculos y análisis de resultados de la malla de perforación en comparación al mes de setiembre se ve avance de 3.5 metros solo en el Nivel 1600 teniendo un programa promedio de 40 labores. Como se muestra en la **Figura 34**.

En el diseño de perforación utilizado en el mes de setiembre, se tuvo menores avances, y menor valorización como se muestra en la figura.



	31-ago	02-sep	03-sep	06-sep	08-sep	10-sep	12-sep	14-sep	14-sep	15-sep	17-sep	19-sep	19-sep	20-sep	21-sep	22-sep	22-sep	23-sep
SETIEMBRE	3.2	4.5	3.8	4.8	4	4.6	4.4	4.3	4.6	4.9	4.8	4.9	1	3.4	4.9	4.8	2	
OCTUBRE	2.6	3.6	4	4.4	3.5	4.8	4.8	4.3	4.3	4.7	4.7	4.5	5	4.7	3.8	4.2	4.3	4.8
NOVIEMBRE	4.8	4.8	4.2	4.5	5													
PROMEDIO DIA	4.7	4.7	4.7	4.7	4.7	4.7	4.7	4.7	4.7	4.7	4.7	4.7	4.7	4.7	4.7	4.7	4.7	4.7

Figura 26. *Metros de avance setiembre-octubre-noviembre.* Fuente: AESA S.A.C.

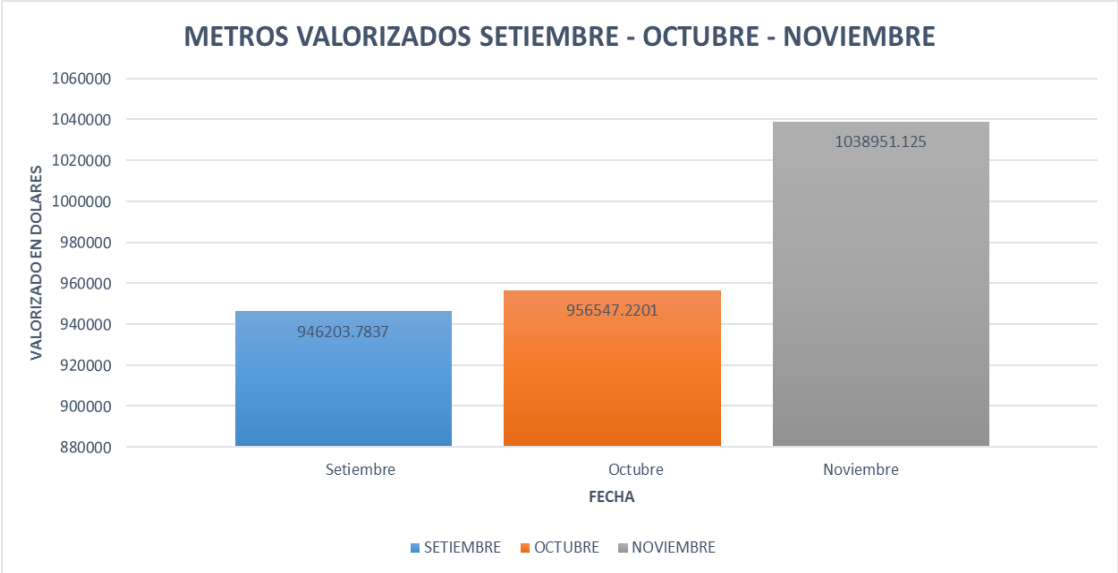


Figura 27. *Valorización de setiembre-octubre-noviembre.* Fuente: AESA S.A.C.

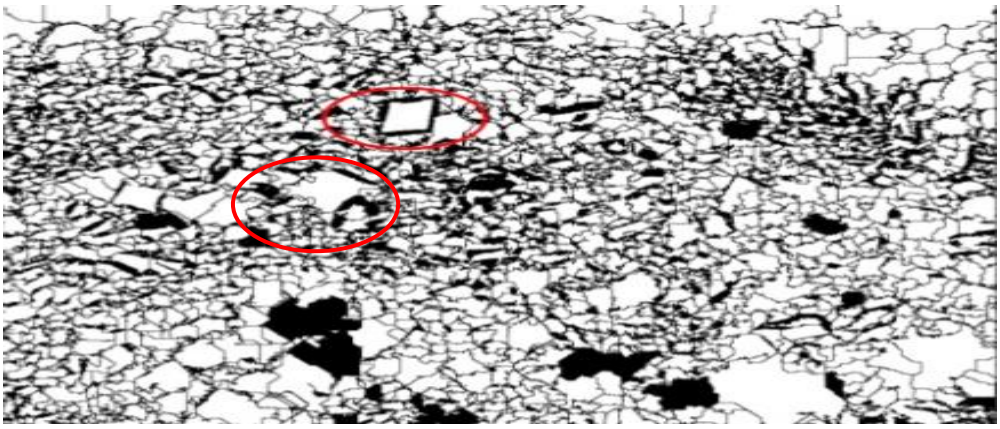


Figura 28. *Imagen de la granulometría pasa por malla 50 el 85 % dimensiones menores a 48 cm software SPLIT.* Fuente: AESA S.A.C.

Tabla 5

Comparativo no valorizados mes de setiembre y noviembre.

	Setiembre 2018				Noviembre 2018		
	Ppto	**Valorizado**	**Acumulado**	**No Valorizado**	**Ppto**	**Valorizado**	**No Valorizado**
AVANCE	$39,403.09	5,168.30	31,070.85	$8,332.24	$39,403.09	6,360.00	$1,972.24
	39,403.09	**5,168.30**	**31,070.85**	**$8,332.24**	**39,403.09**	**6,360.00**	**$1,972.24**

Comparativo no valorizados (Elaboración propia).

En el mes de octubre y noviembre se tuvo mayores valorizaciones que en setiembre, donde se continuaba con la malla anterior.

Según la tesis de Chipana Tito, R. M. (2015). “Diseño de Perforación y Voladura para Reducción de Costos en el Frente de la Galeria Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A. “ El número de taladros se ha disminuido de 45 taladros perforados a 42 taladros perforados según el análisis de cálculos matemáticos y la geología de la roca que presenta en la Galería Progreso de la minera Cavilquis lográndose muy buenos resultados.

A diferencia de Chipana Tito, R. M. (2015). La malla del mes de setiembre tenía 58 taladros y la de octubre 60 taladros la malla planteada se aumentó 2 taladros sobre la malla de setiembre, y como se observó en las valorizaciones aumento los meses siguientes.

VI CONCLUSIONES

1. Se Implementó la malla de perforación con 60 taladros, los cuales son cargados 49, 4 rimados y 7 taladros de alivio, en la malla se utilizó el modelo matemático de Holmberg para el uso de esta malla tendrá que tener la dureza de la roca de 45 a 51 RMR, la densidad de 3.2 gr/cm^2, y una granulometría de 30 cm ò 11.8 pulg según el software SPLIT, ya que el 85% pasa por malla 50 ya que no se tiene dimensiones mayores a 48 cm. La perforacion del jumbo es de 2 minutos en promedio por cada brazo, en una longitud de 17 pies, una hora en promedio por cada frente.

2. Se logró en el mes de octubre Los 3.5 m. de avance nos permiten valorizar en 1.02 % más que setiembre cubriendo el gasto generado por 4 taladros respecto a la malla anterior, cabe resaltar que el mes de setiembre en avances no se valorizo $8,332.24 por que la entrega de labor no era como se acordó en el contrato, y al mes noviembre del 2018 se evidencia un menor avances no valorizados porque se optimizo con la malla propuesta esto incremento del 10% respecto a setiembre en las valorizaciones.

3. Al implementarse el diseño de la malla de 60 taladros para dureza de roca RMR 45-51, se logró cumplir con los parámetros de diseño óptimo como tipo de roca, densidad y granulometría. Resultando un crecimiento en las valorizaciones de un 1.02% inicialmente y un 10% al mes de noviembre, el diseño de malla asegura el cumplimiento de metros de avance en el nivel 1600 crucero 121 norte y sur en mina Cerro Lindo de la compañía NEXA RESOURCES PERU S.A.A.

VII RECOMENDACIONES

El avance promedio por disparo con barra de 18 pies es 4.72 m; incrementándose en 2.1% con respecto al mes de setiembre.

Las condiciones geomecánicas se aplican solo al diseño de la actual malla en tipo roca III A a IV, RMR 45-51.

La sobrerotura promedio es 11.8%, para barra de 18pies principalmente por sobre excavación producto de la desviación de los taladros.

Implementar un procedimiento donde indique que la perforación se inicie en el piso y luego el arranque con la finalidad de mejorar paralelismo.

VIII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- AMES, V. (2008), "*Diseño de las mallas de perforación y voladura utilizando la energía producida por las mezclas explosivas".* Universidad Nacional de Ingeniería. p.1-30.

- ECHEGARAY PALMA, F. A., & DE LA CRUZ CARRASCO, E. (2015). "*Estudio de costos operacionales en la U.E.A. recuperada – Huancavelica".* Universidad Nacional Mayor de San Marcos, p 159.

- HERNÁNDEZ SAMPIERI R. (2014). *Metodología de la investigación.* Sexta edición. p.1-634.

- LÓPEZ SÁNCHEZ L, (2003), "*Evaluación de la energía de los explosivos mediante modelos termodinámicos de detonación".* Universidad Politécnica de Madrid, p 124-125.

- JÁUREGUI AQUINO, O. A. (2009). "*Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura"*, p 94.

- MENDIETA BRITTO, L. A., & VILELA ACOSTA, E. (2014). "*Optimización de los costos operativos en la unidad Cerro Chico"*, p 75.

- LLAIQUE, A.; SÁNCHEZ, W. (2015). "*Determinación del costo total de perforación para optimizar esta operación unitaria en mina modelo a tajo abierto, Cajamarca – Perú", 2015*. p 118.

- ENAEX S.A. (2007). Manual de tronadura Enaex S.A. Chile, p. 1-250.

- EXSA S.A. (2008*). Manual práctico de voladura.* Lima: Cuarta edición, p. 1-30.

- RINCÓN, J. FONSECA, J. & CARVAJAL, R. 2015, (julio-diciembre). ”*Cálculo de parámetros termodinámicos para explosivos militares”.* Rev. Cient. Gen. José María Córdova. Colombia.

- MERCADO, L. MERCADO, L. & FARIAS, L. (2010*). Taponex una alternativa para tronaduras de producción*. Informe Técnico. Minera Mantos Blancos S.A.

- López Jimeno, MANUAL DE PERFORACION Y VOLADURA DE ROCAS - Mayo de 2014 (Reimpresión edición de 2004) - Rústica - Código 6298

- Ramos Ríos, R. B. (2018). “*Influencia del diseño de malla en los costos de perforación y voladura en la compañía minera” Los* Andes Perú Gold, Huamachuco – La Libertad.

- Inga Muñoz, C. D. (2016). “*La geomecánica y diseño de la malla de perforación para mejorar la eficiencia de voladura en el nivel 940 en Compañía Minera Raura S.A.C”.* Universidad del centro del Perú.

- Feijoo Calle, J.S. (2017). “*Diseño de Perforación y Voladura con Análisis Económico de la cantera Luzagui ubicada en el Cantón Daule, Provincia del Guayas”.*

- Holmberg, R. (1993). Rock blasting and explosives engineering crc press, United Estates of America.

- Gomez Mamani, W. F. (2016). *Diseño de malla de perforación basado en la energía de mezclas explosivas, para optimizar costos de perforación y voladura en Aruntani SAC 2015.*

- Huarcaya Ccopa, E. R. (2017). *Optimización de avance lineal en la construcción del by pass San Ignacio mediante la evaluación de operaciones unitarias en la minera J.S. Natividad - La Rinconada.*

- Chipana Tito, R. M. (2015). *Diseño de Perforación y Voladura para Reducción de Costos en el Frente de la Galeria Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.*

- CURO, K. (2019). "*Reducción de costos unitarios mediante la optimización y voladura en el inclinado -180 Valeria norte de la empresa minera VICUS S.A.C".*

- CASTAÑEDA, C. (1996). *Aplicación de métodos para el diseño de malla de perforación caso minera Yanacocha S.A.* Universidad Nacional de Ingenieria.

- MEDINA, C. (2014). *"Evaluacion técnico-ecologica de los resultados de las pruebas realizadas usando emulsiones gasificadas en cuajone – Southern Peru"* Universidad Nacional de Ingeniería.

- MEDINA B." *Minado masivo para una producción de 15k TPD. En unidad minera Cerro Llindo* – MILPO-PERUMIN 2013.

IX. ANEXOS

Tabla 6

MATRIZ DE CONSISTENCIA.

MATRIZ DE CONSISTENCIA DE LA INVESTIGACION.

<table>
<tr><th>PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA</th><th>OBJETIVOS</th><th>HIPOTESIS GENERAL</th><th>VARIABLES</th><th>DIMENSIONES</th><th>METODOLOGIA</th></tr>
<tr><td rowspan="2">Problema General.
¿Cuál diseño de malla de perforación para el avance lineal del Crucero 121 Norte y Sur del Nivel 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha -Ica-año 2018?</td><td rowspan="2">Objetivo General.
Determinar el diseño de malla de perforación para optimizar el avance lineal del Crucero 121 Norte y Sur del Nivel 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha -Ica-año 2018.</td><td rowspan="3">El diseño de malla de perforación se relaciona directa y positivamente con la optimización del avance lineal del Cx 121 Norte y Sur del Nv. 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha –Ica-año 2018.

HIPOTESIS ESPECIFICA

A.- El parámetro técnico básico de la malla de perforación se relaciona directamente con la optimización del avance lineal del crucero 121 Norte y Sur del Nivel. 1600</td><td>Variable independiente

Diseño de mallas de perforación.</td><td>a. Parámetros del diseño.</td><td rowspan="3">TIPO DE INVESTIGACIÓN:
a. Aplicativa.

DISEÑO DE INVESTIGACIÓN:

Descriptivo - correlacional

TECNICAS:

• Búsqueda de información bibliográfica.- Se utilizara esta técnica de revisión bibliográfica para tener una mejor información y compresión acerca del diseño de malla de perforación y voladura subterránea, así mismo, del modelo de Holmberg para la elaboración del diseño.
•Observación directa.- Se realizara observaciones directas a través de visitas periódicas al área en estudio, durante la estancia en la mina Cerro lindo, también se dónde se observara que los reportes de metros en el Cx 121 Norte y</td></tr>
<tr><td>Variable dependiente

Avance lineal.</td><td>a. Parámetros técnicos del avance.

b. Cálculos.

c. Costos/beneficio (antes y después)</td></tr>
<tr><td>Problemas específicos

a) ¿Cuáles son los parámetros técnicos de la malla de perforación para optimizar el avance</td><td>Objetivos específicos

a. Establecer los parámetros de la malla de perforación para optimizar el avance lineal</td><td>Variable interviniente

Cx 121 Norte y Sur del Nv. 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha -Ica-año 2018.</td><td>a. Ubicación

b. Descripción de la mina</td></tr>
</table>

lineal del Crucero 121 Norte y Sur del Nivel 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha –Ica--año 2018.? b) ¿Cuál es el costo beneficio del diseño de la malla de perforación para optimizar el avance lineal del Crucero 121 Norte y Sur del Nivel 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha –Ica--año 2018. ?	del Crucero 121 Norte y Sur del Nivel 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha -Ica-año 2018.. b. Determinar el costo/beneficio del diseño de la malla de perforación para optimizar el avance lineal del Crucero 121 Norte y Sur del Nivel 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha –Ica--año 2018.	en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha –Ica-año 2018. B.- El costo/beneficio (técnicos, humanos, económicos y tiempo) del diseño de la malla de perforación se relaciona directamente con la optimización del avance lineal del crucero 121 Norte y Sur del Nivel. 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha –Ica-año 2018.			Sur sean optimizados. **MÈTODO ESTADÌSTICO** ✓ Para realizar la prueba t de Student que se usa para comparar muestras independientes. ✓ Para realizar la prueba primero se verifica que las muestras provengan de una distribución nominal. W de Shapiro-Wilk a un con 95% de confianza. ✓ Se realizara con secciones de 5 *4.5 m^2 y 17 pies de longitud de perforación.

Tabla 7

OPTIMIZACION DE VARIABLES

Hipótesis	Variables	Dimensiones	Indicadores	Índices
El diseño de malla de perforación se relaciona directa y positivamente con la optimización del avance lineal del Cx 121 Norte y Sur del Nv. 1600 en la mina Cerro Lindo, distrito Chavin –provincia de Chincha –Ica-año 2018.	**Variables independiente**			
	Diseño de malla de perforación.	Parámetros del diseño.	Numero de taladros	cantidad
			Diámetro de taladro	Milímetros
			Longitud de taladro	metros
			acoplamiento	Adimensional
	Variable dependiente			
	Avance lineal	Parámetros técnicos del avance	Dureza de la roca	Dureza en MOHS
			Densidad de roca	gr/cm^3
			Resistencia compresiva	Kg/cm^2
			Volumen y granulometría del mineral derribado	Metros cúbicos (m^3)
			Tiempo de avance	m/h
		Cálculos	Constante de roca ” C”	Índice
			Factor de roca	Índice
		Costo/beneficio (antes y después)	Costo por metro de avance	(S/. y %)
			Costo de mano de obra	(S/. y %)
			Costo técnico (equipo, materiales , epps)	(S/. y %)

Tabla 8

TABLA GEOMECANICA CLASIFICACION RMR

CONTROL OPERATIVO GEOMECANICO AESA								
OB 2 / OB 5 / OB 6		**Reportado por: Geomecánica AESA / Responsables de la ejecución: Residente, jefes de operaciones, jefes de guardias y supervisores tecnicos de avances.**	**Fecha:**		**10/10/2018**			
NIVEL	**LABOR**	**ASPECTOS GEOMECANICOS**	**RMR**	**GSI**	**IPER**	**T' AUTOSOPORTE**	**SECCION**	**RECOMENDACIONES**
1710	CX 390 / CX 380	Labor emplazada en roca volcanica, muy fracturado (12-15 fract./m), de moderaramente a muy alterado, asociado a sistema de fallas locales subperpendiculares, fracturamientos paralelos y subperpendiculares al eje formando cuñas de gran dimensión en la corona (eliminar) que generan realce. **Varias guardias sin sostener**	39	MF/P	Alto	INMEDIATO	5.0 x 5.0	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 3" + P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 8x7).
1710	CX 390 / CX 386	Labor sellada, emplazada en roca volcanica, muy fracturado (12-15 fract./m), de moderaramente a muy alterado, fracturamientos paralelos y subperpendiculares al eje formando cuñas de gran dimensión en la corona desde la intersección. **Se debe terminar de sostener tope de CX 386 con malla + P. Hyd y comunicación de CX 390 / CX 386 con P. Hyd. antes de continuar avance**	39	MF/P	Medio	1 DIA	5.0 x 5.0	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 3" + P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 8x7).
1680	Ga 680 / CX 006	Emplazada en contacto entre roca volcanica y dique volcanico. Dique asociado a fracturamiento sub horizontal conformando bloques tabulares en la corona y presencia de liberaciones de energia y lajamientos en la corona con posible proyeccion, fracturado (10-12 fract,/m), de moderada a ligeramente alterado. **Varias guardias sin sostener**	42-44	MF/R	Alto	INMEDIATO	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 2" + P. Hel. 7' E = 1.50 m. rombico 7x6.
1680	CX 975 / BP 131	Acceso: labor de alto riesgo; presenta falla subperpendicular que forma cuña en la corona generando realce por constante chispeo de fragmentos de roca (realizar actividades de desate y sostenimeinto en avanzada). Falta terminar de sostener con malla la parte baja del hastial derecho (se debe retirar carga, desatar y sostener con SH 3" para completar la malla hasta el piso). Eliminar voladizo generado en la intersección. BLOQUEO DE ACCESO HASTA CULMINAR TRABAJOS	30 - 35	IF/P	Alto	INMEDIATO	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 3" + P. Hyd. 7' (E = 1.50 m. rombico) + malla + SH 2". **LA MALLA DEBE SER COLOCADA DE PISO A PISO**
1650	BP 700	Labor de alto riesgo; se realizó campaña de desate dominical, en intersección con CX 721 se evidencia formación de cuñas de gran dimensión que generan realce, se debe sostener en avanzada con SH y eliminar voladizos que quedan ingresando por el CX 012, se debe reforzar sostenimiento con SH3" + P. Hel. 7' + Cable bolting. Eliminar voladizo generado en la intersección. BLOQUEO DE ACCESO HASTA CULMINAR TRABAJOS	40-45	F/R	Alto	INMEDIATO	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 3" + P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6) + CB
1650	RP 990	Labor emplazada en roca volcánica con enclaves de pirita, muy fracturado (16 fract. /m.), muy alterado. Fractura paralela y subverticales a la labor. Formando cuñas y bloques en la corona y hastiales. **Varias guardias sin sostener**	41	MF/R	Medio	1 DIA	5.0 x 5.0	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 3" + P. Hel. 7'. (E = 1.50 m. rombico 7x8).
1650	CX 024	Labor emplazada en roca volcánica, muy fracturado, muy alterado, asociado fracturamiento sub paralelo producto de una falla que forman realce (terreno inestable). Falta completar malla + hyd. + SH2".	33	MF/P	Alto	INMEDIATO	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 3" + P. Hyd. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6) +

								malla + SH 2". **Controlar la perforación y voladura**
1650	CX 026 / BP 700	Labor sellada, emplazada en roca volcánica, muy fracturado, de moderadamente a muy alterado, asociado fracturamiento sub paralelo y subperpendicular que forman cuñas y voladizos en corona. **Se tiene que completar la malla del radio de curvatura izquierdo para poder realizar el siguiente disparo**	38-40	MF/R-P	Alto	INMEDIATO	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 3" + P. Hyd. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6) + malla + SH 2". **Controlar la perforación y voladura**
1650	CX 936	Labor comunicada con BP 700 (acceso principal), sostenida con SH, emplazada en roca volcánica en contacto con dique, muy fracturado (12-18 fract./m), muy alterado, asociado fallas y fracturamientos subparalelos y subhorizontales que forman realce y sobrexcavación. **Falta sostenimiento con malla + P. Hyd.**	35	MF/P	Alto	INMEDIATO	5.0 x 4.5	Completar el sostenimiento con P. Hyd. 7' (E = 1.50 m. rombico) + malla + SH 2".
1650	CX 030A **SSEE**	Labor emplazada en dique volcanico, muy fracturado (12 fract./m.), moderadamente alterado, fracturamientos subparalelas y subhorizontales formando ligero desprendimiento de bloques tabulares. **Se necesita bombear para realizar actividades de sostenimiento. Fin de proyecto (se lanza SH todo el frente)**	38-41	MF/R	Alto	INMEDIATO	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 3" + P. Hyd. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6) + malla + SH 2"
1650	CX 660 / BP 802	Labor copmunicada emplazada en roca volcanica, muy fracturado (15 fract./m.), moderadamente a muy alterado, presenta fracturamientos subparalelos y subperpendiculares al avance que forman cuñas de menor dimensión en ambos hastiales	40	MF/P	Alto	12 HORAS	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 3"+ P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6).
1650	CX 660 N (izq)	Labor emplazada en roca volcanica, muy fracturado (15 fract./m.), moderadamente a muy alterado, presenta fracturamientos subparalelos y subperpendiculares al avance que forman cuñas de menor dimensión en ambos hastiales.	40	MF/P	Alto	12 HORAS	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 3"+ P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6).
1650	CX 680	Labor emplazada en roca volcánica con enclaves de pirita diseminada, muy fracturado (15 fract. /m.), moderadamente alterado, fracturamientos subparalelos que forman cuñas en la corona y hastiales.	40	MF/P	Alto	12 HORAS	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 3" + P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6).
1650	CX 403 CC	Labor emplazada en roca volcanica, muy fracturada (15 fract/m.), moderadamente alterada, fracturamiento subparalelo y subhorizontal que forman bloques tabulares	40	MF/P	Alto	12 HORAS	5.0 x 5.0	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 3" + P. Hel. 7' E = 1.50 m. rombico 7x8.
1640	CX 074	Labor emplazado en roca volcanica, de moderadamente a muy alterado, muy fracturado (15 fract./m.), asociado a falla subparalela, fracturamientos subparalelos y subhorizontales que forman bloques tabulares generando cuñas en corona y hastiales.	39	MF/R	Alto	1 DIA	5.0 x 5.0	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 3" + P. Hel. 7' E = 1.50 m. rombico 7x8.
1640	CX 074 / RP 073 CC	Labor emplazada en roca volcanica, muy fracturada (15 fract/m.), moderadamente alterada, fracturamiento subparalelo y subhorizontal que forman bloques tabulares	39	MF/P	Alto	1 DIA	5.0 x 5.0	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 3" + P. Hel. 7' E = 1.50 m. rombico 7x8.
1640	CX 650 / BP 802	Labor comunicada, emplazada en roca volcanica con pirita diseminada, muy fracturado (12-15 fract./m),moderadamente alterado, presenta fracturas subparalelas y subhorizontales formando bloques tabulares en hastiales.	40	MF/R-P	Alto	INMEDIATO	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 3"+ P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6).

1640	BP 600	LABOR DE ALTO RIESGO. Comunicada con CX 012, emplazada en roca volcanica, muy alterado, muy fracturado (18 frac./m.) asociado a falla transversal, fracturamientos paralelos y subverticales forman cuñas en realce, bloques de gran dimensión. **Falta desate y sostener con malla + hyd., labor realzada.**	35-37	MF/P	Alto	INMEDIATO	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 3" + Malla + P. Hel. 7' + SH 2".
1640	CX 014 / BP 500	Labor emplazada en SPP en contacto volcanico, moderadamente alterado, muy fracturado (14 fract./m.), asociado a fracturamientos subverticales y subparaleleos que forman bloques tabulares en formas de cuñas de gran dimension en hastiales.	46	MF/R	Medio	1 DIA	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 2"+ P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6).
1640	CX 015 / BP 500 (izq)	Labor emplazada en roca volcanica con pirita diseminada, moderadamente alterado, muy fracturado (12-15 fract./m.), goteo de agua en la corona en la intersección, asociado a fracturamientos subparalelos que forman bloques tabulares en formas de cuñas de gran dimensión en hastiales.	45	MF/R	Medio	1 DIA	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 2"+ P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6).
1640	CX 015 / BP 500 (der)	Labor comunicada, empalzada en roca volcanica con volcanico, moderadamente alterado, muy fracturado (12-15 fract./m.), asociado a fracturamientos subparalelos que forman bloques tabulares en formas de cuñas de gran dimension en hastiales.	43	MF/R	Medio	1 DIA	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 2"+ P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6).
1640	BP 500	Labor emplazada en SPP con enclaves de roca volcanica, moderadamente alterado, fracturado (12 fract./m.) asociado a fracturamientos subparalelos y subhorizontales que forman bloques tabulares en formas de cuñas de gran dimension en hastiales. Presencia de ligero goteo.	41	MF/R	Medio	1 DIA	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 2"+ P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6).
1640	CX 016 NW (der)	Labor emplazada en roca volcanica, muy fracturado (12 - 15 fract./m), moderadamente alterado presentafracturamientos subparalelos al eje formando bloques tabbulares en forma de cuñas en ambos hastiales. Intermediar pernos en tramos resanados, ultimo disparo con carga sin sostener.	39	MF/R-P	Alto	12 HORAS	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 3"+ P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6).
1640	CX 016 SE (izq)	Labor sellada, emplazada en roca volcanica, muy fracturado (15 fract./m), muy alterado, asociado a fracturamiento subparalelo que forman cuñas de gran dimensión en la corona. ultimo disparo con carga sin sostener.	39	MF/R-P	Alto	1 DIA	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 3"+ P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6).
1640	CX 015 / BP 105	Labor sellada, emplazada en roca volcanica, muy fracturado (15-18 fract./m), muy alterado, presenta falla local subtransversal y fracturamiento subparalelo que forman cuñas de gran dimensión en la corona. **Tope de BP 105 falta completar el sostenimiento con 1 paño de malla + P. Hyd.**	39	MF/R-P	Alto	1 DIA	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 3"+ P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6).
1600	RP 074	Labor EN REHABILITACION, emplazada en contacto entre dique volcanico (100 - 250 Mpa resistencia) y roca volcanica, presenta liberación de energía con proyección de roca. **Se marcó tramo para reforzar con p. hyd.7' + malla +sh2" la cual se debe realizar antes de acceder a nivel inferior. BLOQUEO DE ACCESO HASTA CULMINAR TRABAJOS**	45-50	MF/R	Alto	INMEDIATO	5.0 x 5.0	Reforzar sostenimiento en avanzada con malla **(de piso a piso)** + P. Hyd. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6) + SH2".
1600	GA 980	Labor emplazada en SPP, muy fracturado (15 - 18 fract./m), de moderadamente a ligeramente alterado, fracturamientos subparaleleos que forman loques tabulares. Labor con carga y sin sostener.	43	MF/R	Medio	12 hrs.	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 2"+ P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6).
1600	BP 980	Labor emplazada en roca volcanica con pirita diseminada muy fracturado (15 - 18 fract./m) de moderadamente a muy alterado, fracturamientos con buzamientos contrarios que forman pequeños bloques. Labor con carga y sin sostener.	43	MF/R	Medio	12 hrs.	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 2"+ P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6).
1600	RB 990	Labor emplazado en roca volcanica en contacto con dique volcanico, ligeramente alterado, fracturado (12-15 fract./m.) con fracturamiento paralelo que forman bloques tabulares	41	MF/R	Medio	12 hrs.	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH

								fisurado. Sostener con SH 2"+ P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6).
1600	BP 702 / CX 730	Labor emplazada en rocas volcanica con pirita diseminada, muy fracturado (12 - 15 fract./m), moderadamente alterado, fracturamientos con buzamientos contrarios que forman pequeños bloques	42	F/R	Medio	12 hrs.	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 2"+ P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6).
1600	CX 745 / CX 730	Labor comunicada emplazada en SPP, muy fracturado (15 - fract./m) de moderadamente a muy alterado, fracturamientos con buzamientos contrarios que forman pequeños bloques	42	F/R	Medio	12 hrs.	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 2"+ P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6). Interseccion.
1600	CX 740	Labor emplazado en SPP con enclaves de volcanico, ligeramente alterado, fracturado (12-15 fract./m.) con fracturamiento paralelo que forman bloques en cuña. Labor con carga desde el acceso	48	F/R	Medio	12 hrs.	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 2"+ P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6). Sostener refugio con SH 2".
1600	CX 725	Labor emplazado en SPP con enclaves de volcanico, ligeramente alterado, fracturado (12-15 fract./m.) con fracturamiento paralelo que forman bloques en cuña.	45	F/R	Medio	12 hrs.	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 2"+ P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6).
1600	CX 745	Labor emplazado en roca volcanica con pirita diseminada, ligeramente alterado, fracturado (12-15 fract./m.) con fracturamiento paralelo que forman bloques en cuña.	45	F/R	Medio	12 hrs.	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 2"+ P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6).
1600	CX 705	Labor emplazado en roca volcanica con pirita diseminada, ligeramente alterado, fracturado (12-15 fract./m.) con fracturamiento paralelo que forman bloques en cuña.	43	MF/R	Medio	12 hrs.	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. Sostener con SH 2"+ P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6).
1580	CX 730	Labor emplazada en dique, fracturado (12-15 fract./m) de ligera a moderadamente alterado, fracturamientos con buzamientos contrarios que forman cuña de menores dimensiones.	42	MF/R	Medio	8 hrs.	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. . Sostener con SH 3" + P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6)
1580	CX 074	Labor emplazada en roca volcanica con dique, fracturado (12-15 fract./m) de ligera a moderadamente alterado, fracturamientos con buzamientos contrarios que forman cuña de menores dimensiones.	42	MF/R	Medio	8 hrs.	5.0 x 4.5	Realizar desate minucioso, eliminando la roca suelta y SH fisurado. . Sostener con SH 3" + P. Hel. 7' (E = 1.50 m. rombico 7x6)
**** DE ENCONTRARSE UN FACTOR INFLUYENTE QUE CAMBIEN LAS CONDICIONES DESCRITAS EN ESTAS RECOMENDACIONES SE PARALIZARA LA LABOR HASTA QUE SE REALICE UNA REEVALUACION GEOMECANICA".**								
"ANTES DE REALIZAR EL LANZADO DE SHOTCRETE SE DEBE TENER LABOR BIEN RASPADO Y/O CANTONEADO HASTIALES PARA UN CORRECTO SOSTENIMIENTO", "SE DEBE RESPETAR EL HORARIO DE FRAGUADO DE SHOTCRETE SEGÚN ESTANDAR, DE NO TENER FRAGUA NO INGRESAR (SE DEBE ESPERAR Y/O CONSIDERAR UNA REEVALUACION GEOEMECANICA)"								
"CUMPLIR CON EL SHOTCRETE DE SACRIFICIO (1m3 = 2m. DESDE LA CORONA HACIA ABAJO CON ESPESOR DE 2"). DE TENER SOBREEXCAVACION POR TIPO DE ROCA SE DEBE REPORTAR A GEOMECANICA PARA SU EVALUACIÓN								

Fuente: AESA S.A.C.

Tabla 9

REPORTE DE AVANCES DEL MES DE SEPTIEMBRE.

FECHA	GUARDIA	TURNO	CUERPO	NIVEL	LABOR	EQUIPO	LOG. PERF (Pies)	AVANCE TOPOGRAFICO	OPERADORES	DETALLE	TIPO DE DISPARO
31-ago	B	DIA	OB1	1600	CX 121	Jumbo 6	12	3.2	P.TELLO	BARRA 14'	FRENTE
02-sep	B	DIA	OB1	1600	CX 121	Jumbo 1	15	4.5	A.ESPINOZA	BARRA 16'	FRENTE
03-sep	A	NOCHE	OB1	1600	CX 121	Jumbo 1	12	3.8	L.RAMOS	BARRA 14'	FRENTE
06-sep	C	DIA	OB1	1600	CX 121S	Jumbo 8	17	4.8	H.CARHUARICRA	BARRA 18'	FRENTE
08-sep	C	DIA	OB1	1600	CX 121	Jumbo 2	15	4	J.PAUCARA	BARRA 16'	FRENTE
10-sep	C	DIA	OB1	1600	CX 121	Jumbo 6	15	4.6	J.PAUCARA	BARRA 16'	FRENTE
12-sep	C	DIA	OB1	1600	CX 121	Jumbo 6	15	4.4	J.PAUCARA	BARRA 16'	FRENTE
14-sep	A	DIA	OB1	1600	CX 121 S	Jumbo 8	17	4.3	C.SILVA	BARRA 18'	FRENTE
14-sep	C	NOCHE	OB1	1600	CX 121 N	Jumbo 8	17	4.6	C.SILVA	BARRA 18'	FRENTE
15-sep	A	DIA	OB1	1600	CX 121	Jumbo 8	17	4.9	C.SILVA	BARRA 18'	FRENTE
17-sep	C	NOCHE	OB1	1600	CX 121S	Jumbo 8	17	4.8	H.CARHUARICRA	BARRA 18'	FRENTE
19-sep	A	DIA	OB1	1600	CX 121 S	Jumbo 8	17	4.9	C.SILVA	BARRA 18'	FRENTE
19-sep	A	DIA	OB1	1600	CX 121N	Jumbo 8	17	1	C.SILVA	BARRA 18'	SOPLADO
20-sep	B	DIA	OB1	1600	CX 121	Jumbo 6	15	3.4	D.ESPINOZA	BARRA 16'	FRENTE
21-sep	A	NOCHE	OB1	1600	CX 121	Jumbo 8	17	4.9	C.SILVA	BARRA 18'	FRENTE
22-sep	B	DIA	OB5	1600	CX 121 N	Jumbo 8	15	4.8	P.TELLO	BARRA 16'	FRENTE
23-sep	B	DIA	OB1	1600	CX 121	Jumbo 6	10	2.6	C.QUISPE	BARRA 16'	SELLADA

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 10

REPORTE DE AVANCES DEL MES DE OCTUBRE.

FECHA	GUARDIA	TURNO	CUERPO	NIVEL	LABOR	EQUIPO	LOG. PERF (Pies)	AVANCE TOPOGRAFICO	OPERADORES	DETALLE	TIPO DE DISPARO
23-sep	B	DIA	OB1	1600	CX 121	Jumbo 6	10	2.6	C.QUISPE	BARRA 16'	SELLADA
24-sep	B	DIA	OB1	1600	CX 121	Jumbo 6	14	3.6	C.QUISPE	BARRA 16'	FRENTE
26-sep	A	NOCHE	OB1	1600	CX 121	Jumbo 2	15	4	C.SILVA	BARRA 16'	FRENTE
27-sep	B	NOCHE	OB1	1600	CX 121	Jumbo 6	15	4.4	C.QUISPE	BARRA 16'	FRENTE
28-sep	B	NOCHE	OB1	1600	CX 121 N	Jumbo 2	10	3.5	C.QUISPE	BARRA 16'	COMUNICACIÓN
29-sep	C	DIA	OB1	1600	CX 121 N	Jumbo 8	17	4.8	H.CARHUARICRA	BARRA 18'	FRENTE
30-sep	B	NOCHE	OB1	1600	CX 121 N	Jumbo 6	15	4.8	C.QUISPE	BARRA 16'	FRENTE
03-oct	C	DIA	OB1	1600	CX 121	Jumbo 6	15	4.3	J.PAUCARA	BARRA 16'	SELLADA
04-oct	A	DIA	OB1	1600	CX 121 S	Jumbo 6	15	4.3	L.RAMOS	BARRA 16'	FRENTE
05-oct	C	NOCHE	OB1	1600	CX 121	Jumbo 8	17	4.7	H.CARHUARICRA	BARRA 18'	FRENTE
08-oct	A	DIA	OB1	1600	CX 121	Jumbo 6	15	4.7	L.RAMOS	BARRA 16'	FRENTE
08-oct	C	NOCHE	OB1	1600	CX 121	Jumbo 6	15	4.5	L.RAMOS	BARRA 16'	FRENTE
11-oct	B	DIA	OB1	1600	CX 121	Jumbo 8	17	5	P.TELLO	BARRA 18'	FRENTE
13-oct	B	DIA	OB1	1600	CX 121	JUMBO 8	17	4.7	P. TELLO	BARRA 18'	FRENTE
14-oct	A	NOCHE	OB1	1600	CX 121	Jumbo 8	15	3.8	C.SILVA	BARRA 16'	FRENTE
16-oct	A	NOCHE	OB1	1600	CX 121	Jumbo 6	15	4.2	C.QUISPE	BARRA 16'	FRENTE
17-oct	A	NOCHE	OB1	1600	CX 121 S	Jumbo 8	15	4.3	C.SILVA	BARRA 16'	FRENTE
19-oct	C	DIA	OB1	1600	CX 121	JUMBO 8	17	4.8	H. CARHURICRA	BARRA 18'	FRENTE

Fuente: Elaboración propia.

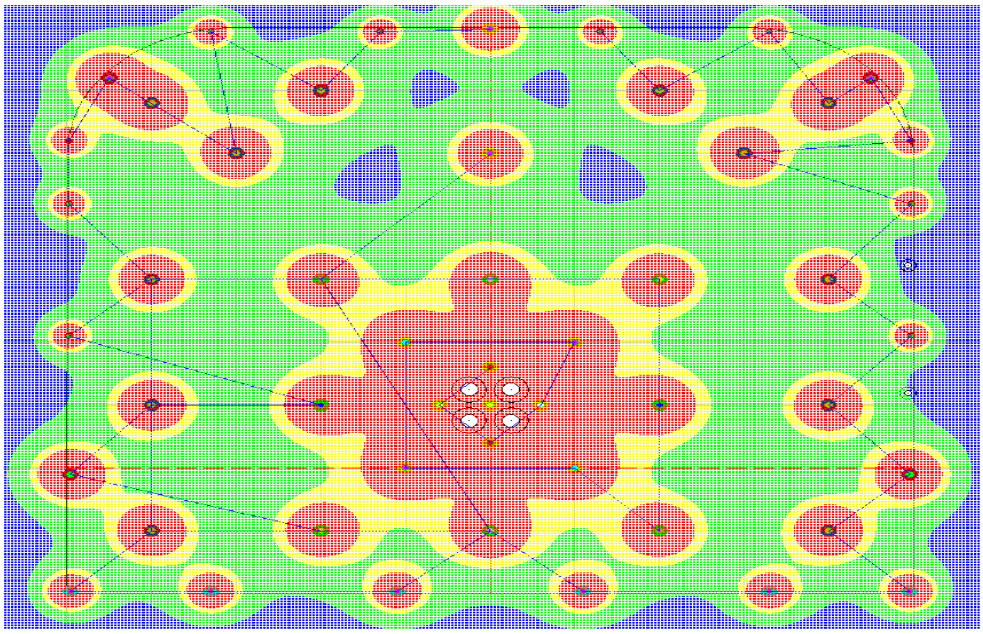
Tabla 11

REPORTE DE AVANCES DEL MES DE NOVIEMBRE.

FECHA	GUARDIA	TURNO	CUERPO	NIVEL	LABOR	EQUIPO	LOG. PERF (Pies)	AVANCE TOPOGRAFICO	OPERADORES	DETALLE	TIPO DE DISPARO
23-oct	C	DIA	OB1	1600	CX 121	Jumbo 8	17	4.8	H.CARHUARICRA	BARRA 18'	FRENTE
01-nov	A	NOCHE	OB1	1600	CX 121	Jumbo 8	17	4.8	C.SILVA	BARRA 18'	FRENTE
03-nov	B	DIA	OB1	1600	CX 121	Jumbo 8	17	4.2	P.TELLO	BARRA 18'	FRENTE
15-nov	C	NOCHE	OB1	1600	CX 121	Jumbo 8	17	4.5	H.CARHUARICRA	BARRA 18'	FRENTE
18-nov	C	NOCHE	OB1	1600	CX 121	Jumbo 8	17	5	H.CARHUARICRA	BARRA 18'	FRENTE

Fuente: Elaboración propia.





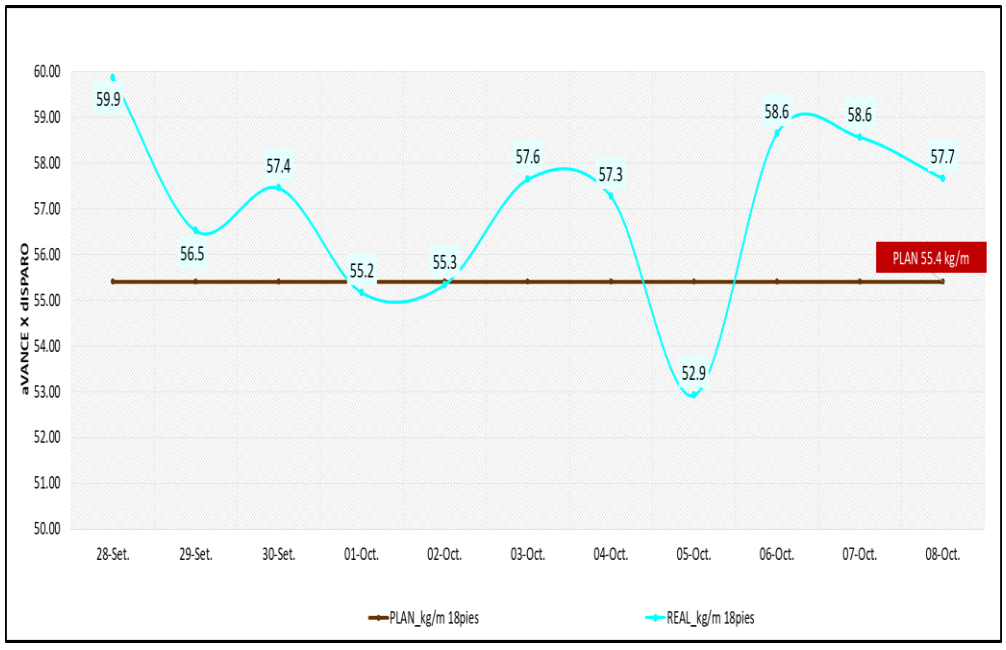


Figura 29. *Simulación de energía de mallas de perforación* Fuente: Elaboración propia.

METROS DE AVANCES VALORIZADOS:

RESUMEN DE LIQUIDACIONES AESA
MES SETIEMBRE 2018

PARTIDA	CANTIDAD	UND.	VALORIZACIÓN
1.1 AVANCES:	1388	Mtrs.	946,203.78
1.2 DESQUINCHE	3590.08	M3	99,801.61
1.3 SOSTENIMIENTO:	8,268	Und.	276,004.60
1.4 SHOTCRETE:	2424.24	M3	333,526.94
1.5 CABLE BOLTING:	16,420	Mtrs.	244,822.20
1.7 ALQUILER E INSTALACIÓN DE MÓDULOS DE ALOJAMIENTO:	20.00	Und.	4,600.00
1.10 ALQUILER DE CAT 04:	444.20	Hrs.	61,160.74
1.11 HABITABILIDAD - AESA:		Gbl.	
1.12 MOVILIZACIÓN DE EQUIPOS	1.00	Gbl.	12,286.36
1.13 REHABILITACIÓN (Avance en relleno)	125.70	Mtrs.	52,794.00
MES SETIEMBRE 2018			***2,031,200.24***

Figura 30. *Avances valorizados mes de setiembre.* Fuente: AESA S.A.C.

RESUMEN DE LIQUIDACIONES AESA
MES OCTUBRE 2018

PARTIDA	CANTIDAD	UND.	VALORIZACIÓN
1.1 AVANCES:	1406.4	Mtrs.	956,547.22
1.2 DESQUINCHE	3,082.64	M3	85,695.15
1.3 SOSTENIMIENTO:	9,445	Und.	278,691.56
1.4 SHOTCRETE:	2615	M3	352,503.33
1.5 CABLE BOLTING:	21,020	Mtrs.	313,408.20
1.7 ALQUILER E INSTALACIÓN DE MÓDULOS DE ALOJAMIENTO:	20.00	Und.	4,600.00
1.10 ALQUILER DE CAT 04:	436.20	Hrs.	60,678.88
1.11 HABITABILIDAD - AESA:		Gbl.	
1.12 MOVILIZACIÓN DE EQUIPOS		Gbl.	-
1.13 REHABILITACIÓN	116.70	Mtrs.	49,014.00
MES OCTUBRE 2018			***2,101,138.33***

Figura 31. *Avances valorizados mes de octubre.* Fuente: AESA S.A.C.

RESUMEN DE LIQUIDACIONES AESA
MES NOVIEMBRE 2018

PARTIDA	CANTIDAD	UND.	VALORIZACIÓN
1.1 AVANCES:	1536.1	Mtrs.	1,038,951.13
1.2 DESQUINCHE	3,733.40	M3	103,713.85
1.3 SOSTENIMIENTO:	9,542	Und.	284,508.70
1.4 SHOTCRETE:	2756	M3	363,774.33
1.5 CABLE BOLTING:	18,945	Mtrs.	282,469.95
1.7 ALQUILER E INSTALACIÓN DE MÓDULOS DE ALOJAMIENTO:	20.00	Und.	4,600.00
1.10 ALQUILER DE CAT 04:	400.00	Hrs.	58,498.45
1.11 HABITABILIDAD - AESA:		Gbl.	
1.12 MOVILIZACIÓN DE EQUIPOS	1.00	Gbl.	6,360.00
1.13 AVANCE EN RELLENO	135.60	Mtrs.	56,952.00
MES NOVIEMBRE 2018			***2,199,828.41***

Figura 32. *Avances valorizados mes de noviembre.* Fuente: AESA S.A.C.

LABORES DE AVANCE - AESA S.A.
MES - OCTUBRE 2018

ITEM	NIVEL	LABOR	CUERPO	SECCION			FASE	MATERIAL	GRADIENTE	METROS	OBSERVACION	RETENIDO
				Ancho	Alto	Clase				VALORIZAR TOTAL		
1	1710	Cx 380	OB2B	5	5	2	EXPLORACION	DESMONTE	Positivo	26.0	Falta sost. Ultimo disparo	
2	1710	Cx 386	OB2B	5	5	2	EXPLORACION	DESMONTE	Positivo	30.0	Falta sost. Ultimo disparo	
3	1710	Cx 520	OB2B	5	5	2	EXPLORACION	DESMONTE	Positivo	22.5	Falta manga y servicios	
4	1680	Cx 436	OB1	5	5	2	EXPLORACION	DESMONTE	Positivo	7.5		
5	1680	Cx 403	OB1	5	5	2	EXPLORACION	DESMONTE	Positivo	13.0	Falta sost. Ultimo disparo	
6	1680	Cx 121	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	DESMONTE	Positivo	12.8		
8	1680	Cx 900	OB5	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	30.0		
9	1680	Ga 850	OB5	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	1.8		
10	1680	Cx 949(-18%)	OB5	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Negativo	5.0		
11	1650	Cx 087	OB1	5	5	2	EXPLORACION	DESMONTE	Positivo	9.0	Falta sost. Ultimo disparo con preno	2.0
12	1650	Cx 111	OB1	5	5	2	EXPLORACION	DESMONTE	Positivo	14.0	Falta sost. Ultimo disparo con carga	4.0
13	1650	Ga 920	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	7.7		
14	1650	Ga 953	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	12.5		
15	1650	Cx 936A	OB5B	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo	10.1		
16	1650	Rp 990(-13%)	OB5	5	5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Negativo	28.0	Lobor con lleno de agua de parte nexa	
17	1650	Rp 074A(-6%)	OB5	6	5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Negativo	9.0		
19	1650	Rp 074A(+6%)	OB5	5	5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo	13.0	Falta sost. Ultimo disparo y servicios	3.2
20	1650	Cx 745	OB5	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	3.8		
21	1650	Cx 725	OB6	5	5	2	PREPARACION	DESMONTE	Positivo	30.9	Falta sost. Ultimo disparo	7.4
22	1650	Cx 705	OB6	8	7	2	PREPARACION	DESMONTE	Positivo	7.5		
23	1650	Cx 680	OB6	5	5	2	PREPARACION	DESMONTE	Positivo	25.5		
24	1650	Cx 420	OB6	5	5	2	EXPLORACION	DESMONTE	Positivo	36.0	Falta sost. Ultimo disparo	4.0
25	1650	Cx 402	OB6	5	5	2	EXPLORACION	DESMONTE	Positivo	2.0		
26	1650	Cx 410A(-18%)	OB6	5	5	2	EXPLORACION	DESMONTE	Negativo	8.5		
27	1650	Cx 400	OB6	5	5	2	EXPLORACION	DESMONTE	Positivo	9.0		
30	1640	Cx 051	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo	2.5	Falta servivios y manga de ventilacion	4.0
31	1640	Cx 141	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo	36.0	Falta servivios	
32	1640	Ga 910	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	DESMONTE	Positivo	2.0		
33	1640	Cx 107	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo	2.5		
34	1640	Cx 941	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	DESMONTE	Positivo	38.0	Falta radio curvatura y sostenimiento	
35	1640	Cx 013	OB5	5	4.5	2	PREPARACION	DESMONTE	Positivo	44.5	Labor con carga	
36	1640	Cx 012	OB5	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	64.5	Falta sost. Con malla	
37	1640	Cx 011	OB5	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	43.8		
38	1640	Cx 010	OB5	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	2.0		
39	1640	Bp 500	OB5	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo	5.7		
40	1640	Cx 760	OB6	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo	26.5	Falta sost. Ultimo disparo	4.0
43	1620	Cx 141	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo	9.5	Falta pernos	
44	1620	Bp 900	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo	3.2	Falta servicios, refugio y sost.ultimo disparo	8.0
45	1620	Cx 101	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	DESMONTE	Positivo	21.8	Falta sost. Ultimo disparo	
46	1620	Rp 051(-10%)	OB1	5	5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Negativo	3.5	Falta sost. Ultimo disparo	3.0
47	1620	Ga 900	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	DESMONTE	Positivo	8.0	Falta sost. Ultimo disparo	3.5
48	1620	Cx 800	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo	21.0	Falta sost. Ultimo disparo	4.0
49	1620	Cx 010	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	DESMONTE	Positivo	5.5		
50	1620	Ga 860	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	DESMONTE	Positivo	8.0		4.0
51	1620	Cx 941	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	DESMONTE	Positivo	51.2	Falta radio curvatura y sostenimiento	
52	1620	Bp 960	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo	30.5	Falta sost. Ultimo disparo	4.0
53	1600	Cx 121	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	102.7	Falta sost. Ultimo disparo	4.0
54	1600	Cx 101	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	53.7	Falta sost. Ultimo disparo	
55	1600	Cx 081	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	DESMONTE	Positivo	28.0		
56	1600	Cx 041	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	5.5		
57	1600	Cx 001	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	51.0	Falta sost. Ultimo disparo	6.0
58	1600	Cx 082	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	25.0		
59	1600	Ga 943	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	4.5	Falta sost. Ultimo disparo	4.0
60	1600	Ga 920	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	19.0	Falta sost. Ultimo disparo	4.0
61	1600	Ga 910	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	17.0	Falta sost. Con malla	
62	1600	Ga 900	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	MINERAL	Positivo	11.5		
63	1600	Bp 960	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo	16.5	Falta sost. Con perno	2.0
64	1600	Cx 002	OB5	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	7.0		
65	1600	Cx 760(-18%)	OB6	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Negativo	4.7		
66	1600	Cx 760	OB6	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	42.0		
67	1600	Cx 740	OB6	5	4.5	2	PREPARACION	DESMONTE	Positivo	21.5	Falta sost. Ultimo disparo	4.0
68	1600	Cx 730	OB6	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	14.0		
69	1600	Cx 725	OB6	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	28.0	Falta sost. Ultimo disparo	
70	1600	Cx 705	OB6	5	4.5	2	PREPARACION	DESMONTE	Positivo	9.0	Falta sost. Ultimo disparo	4.0
71	1600	Cx 680	OB6	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo	2.5		
72	1600	Cx 705A	OB6	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo	8.5	Falta sost. Ultimo disparocon perno	4.0
73	1600	Cx 705B	OB6	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo	3.5	Falta sost. Ultimo disparocon perno	3.5
74	1600	Bp 702	OB6	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo	12.0	Falta sost. Ultimo disparo	
75	1600	Ga 980	OB6	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo	36.5	Falta sost. Ultimo disparo	4.0
76	1580	Rp 050(-10%)	OB1	5	5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Negativo	50.5	Falta sost. Ultimo disparo	
77	1580	Cx 709(-18%)	OB6	5	5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Negativo	3.5	Falta sost. Ultimo disparo	4.0
78	1580	Rp 074(-13%)	OB6	6	5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Negativo	23.5	Fata manga, taladros de servicio y refugio	
79												48.4
										1,406.4		**147.0**

Figura 33. *Labores programadas mes de octubre.* Fuente: AESA S.A.C.

LABORES DE AVANCE - AESA S.A.
MES - NOVIEMBRE 2018

ITEM	NIVEL	LABOR	CUERPO	SECCION			FASE	MATERIAL	GRADIENTE	ESCALA DE PENALIDADES				AVANCE	METROS PENALIZADOS			OBSERVACION	RETENIDO
										SOBREROTURA	FUERA DE PROYECTO	GRADIENTE	SERVICIOS	TOTAL	SOBREROTURA	FUERA DE PROYECTO	GRADIENTE		
				Ancho	Alto	Clase				>10% - 5% Desc	100% Desc.	5% Desc.	5% Desc.	(m).	>10% - 5% Desc	100% Desc.	5% Desc.		
1	1740	Cx 001	OB6	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	13.5		0.0	0.0		
2	1740	Cx 448	OB6	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	7.8		0.0	0.0		
3	1740	Ga 702	OB6	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	2.0		0.0	0.0		
4	1710	Cx 725	OB6	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	12.0		0.0	0.0		
5	1710	Ga 569	OB6	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	13.4		0.0	0.0		
6	1710	Cx 002	OB6	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	9.0		0.0	0.0		
7	1710	Cx 380	OB2B	5	5	2	EXPLORACION	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	22.0		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	4.0
8	1710	Cx 386	OB2B	5	5	2	EXPLORACION	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	19.0		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	4.0
9	1710	Cx 520	OB2B	5	5	2	EXPLORACION	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	13.0		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	4.0
10	1710	Cx 403	OB1	5	5	2	EXPLORACION	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	22.0		0.0	0.0		
11	1680	Cx 121	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	23.8		0.0	0.0		
12	1680	Cx 141	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	3.5		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	4.0
13	1680	Cx 041	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	MINERAL	Positivo		No	1	Si	7.5		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	4.0
14	1680	Cx 868	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	20.0		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	3.5
15	1680	Cx 280	OB2B	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	25.5		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	
16	1680	Cx 900	OB5	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	4.5		0.0	0.0		
17	1680	Cx 949	OB5	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	2.0		0.0	0.0		
18	1680	Cx 933 (-18%)	OB5	5	4.5	1	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	4.5		0.0	0.0		
19	1680	Cx 008	OB5	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	21.0		0.0	0.0		
20	1680	Cx 936A	OB5B	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	19.0		0.0	0.0		
21	1680	Cx 750	OB6	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	20.0		0.0	0.0	Corregir piso / Limpieza de carga	1.0
22	1680	Cx 740	OB6	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	8.0		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo / Comunicación	5.0
23	1680	Ga 569	OB6	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	8.0		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	4.0
24	1650	Cx 111	OB1	5	5	2	EXPLORACION	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	4.5		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	4.0
25	1650	Cx 087	OB1	5	5	2	EXPLORACION	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	2.2		0.0	0.0		
26	1650	Bp 860	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	4.5		0.0	0.0		
27	1650	Ga 953	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	12.0		0.0	0.0	Rerencio acance en relleno	
28	1650	Cx 956	OB5B	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	18.5		0.0	0.0		
29	1650	Cx 021	OB5B	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	10.0		0.0	0.0		
30	1650	Cx 936	OB5B	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	9.5		0.0	0.0		
31	1650	Ga 824	OB5B	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	30.0		0.0	0.0		
32	1650	Cx 970	OB5	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	12.5		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	4.0
33	1650	Rp 074A (+13%)	OB5	5	5	1	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	20.0		0.0	0.0		
34	1650	Cx 680	OB6	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	4.3		0.0	0.0		
35	1650	Cx 725	OB6	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Negativo		No	1	Si	7.0		0.0	0.0		
36	1650	Cx 420	OB6	5	5	2	EXPLORACION	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	3.5		0.0	0.0		
37	1640	Cx 051	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	15.5		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	4.0
38	1640	Cx 141	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	32.0		0.0	0.0		
39	1640	Rp 051(-10%)	OB1	6	5	1	DESARROLLO	DESMONTE	Negativo		No	1	Si	16.0		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	
40	1640	Cx 107	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	23.5		0.0	0.0		
41	1640	Cx 061	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	20.0		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	4.0
42	1640	Cx 021	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	19.0		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	
43	1640	Cx 013	OB5	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	46.4		0.0	0.0		
44	1640	Cx 012	OB5	5	4.5	2	DESARROLLO	MINERAL	Positivo		No	1	Si	42.0		0.0	0.0		
45	1640	Cx 008	OB5	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	43.0		0.0	0.0	Falta seccion Ingreso por Ga 990	2.0
46	1640	Cx 760	OB6	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	14.7		0.0	0.0		
47	1640	Cx 452	OB6	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	20.5		0.0	0.0		
48	1640	Ga 604	OB5	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	14.8		0.0	0.0		
49	1620	Cx 800	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	4.0		0.0	0.0	Falta Perno Helicoidal	
50	1620	Cx 061	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	5.5		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	3.5
51	1620	Ga 860	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	8.0		0.0	0.0		
52	1620	Ga 900	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	3.5		0.0	0.0		
53	1620	Bp 900	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Negativo		No	1	Si	20.0		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	7.0
54	1620	Cx 941	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	49.8		0.0	0.0	Falta rebaje piso / Limpieza	1.0
55	1620	Cx 050	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	32.5		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	
56	1620	Bp 960	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	4.0		0.0	0.0		
57	1600	Bp 900	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	MINERAL	Positivo		No	1	Si	40.0		0.0	0.0		
58	1600	Cx 121	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	23.0		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	
59	1600	Cx 141	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	MINERAL	Positivo		No	1	Si	44.0		0.0	0.0		
60	1600	Cx 101	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	32.7		0.0	0.0		
61	1600	Ga 910	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	94.0		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	3.5
62	1600	Ga 920	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	13.0		0.0	0.0		
63	1600	Ga 943	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	16.5		0.0	0.0		
64	1600	Cx 061	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	6.0		0.0	0.0	Falta sostenimiento / Sellada	3.0
65	1600	Cx 082	OB1	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	16.5		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	
66	1600	Cx 001	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	56.0		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	
67	1600	Cx 941	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	50.5		0.0	0.0		
68	1600	Cx 966	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	6.5		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	
69	1600	Bp 960	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	2.0		0.0	0.0		
70	1600	Cx 002	OB6	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	6.5		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	3.5
71	1600	Cx 760	OB6	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	39.5		0.0	0.0	Falta sostenimiento / Conexión de labor	3.5
72	1600	Ga 604	OB6	5	4.5	2	PREPARACION	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	7.5		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	3.5
73	1600	Cx 730	OB6	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	24.5		0.0	0.0	Falta sostenimiento / Conexión de labor	2.5
74	1600	Cx 725	OB6	5	4.5	2	PREPARACION	MINERAL	Positivo		No	1	Si	26.0		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	
75	1600	Cx 705	OB6	5	4.5	2	PREPARACION	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	38.0		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	
76	1600	Cx 745	OB6	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	3.5		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	4.0
77	1600	Cx 705A	OB6	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	3.9		0.0	0.0		
78	1600	Cx 705B	OB6	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	7.5		0.0	0.0		
79	1600	Bp 702	OB6	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	58.0		0.0	0.0		
80	1580	Rp 050(-10%)	OB1	5	5	1	DESARROLLO	DESMONTE	Negativo		No	1	Si	6.0		0.0	0.0		
81	1580	Cx 001	OB1	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Positivo		No	1	Si	26.5		0.0	0.0	Falta sostenimiento ultimo disparo	
82	1580	Cx 709(-18%)	OB6	5	4.5	1	DESARROLLO	DESMONTE	Negativo		No	1	Si	10.8		0.0	0.0		
83	1580	Cx 708	OB6	5	4.5	2	DESARROLLO	DESMONTE	Negativo		No	1	Si	3.0		0.0	0.0		
														1,536.1					86.5

Figura 34. *Labores programadas mes de noviembre.* Fuente: AESA S.A.C.

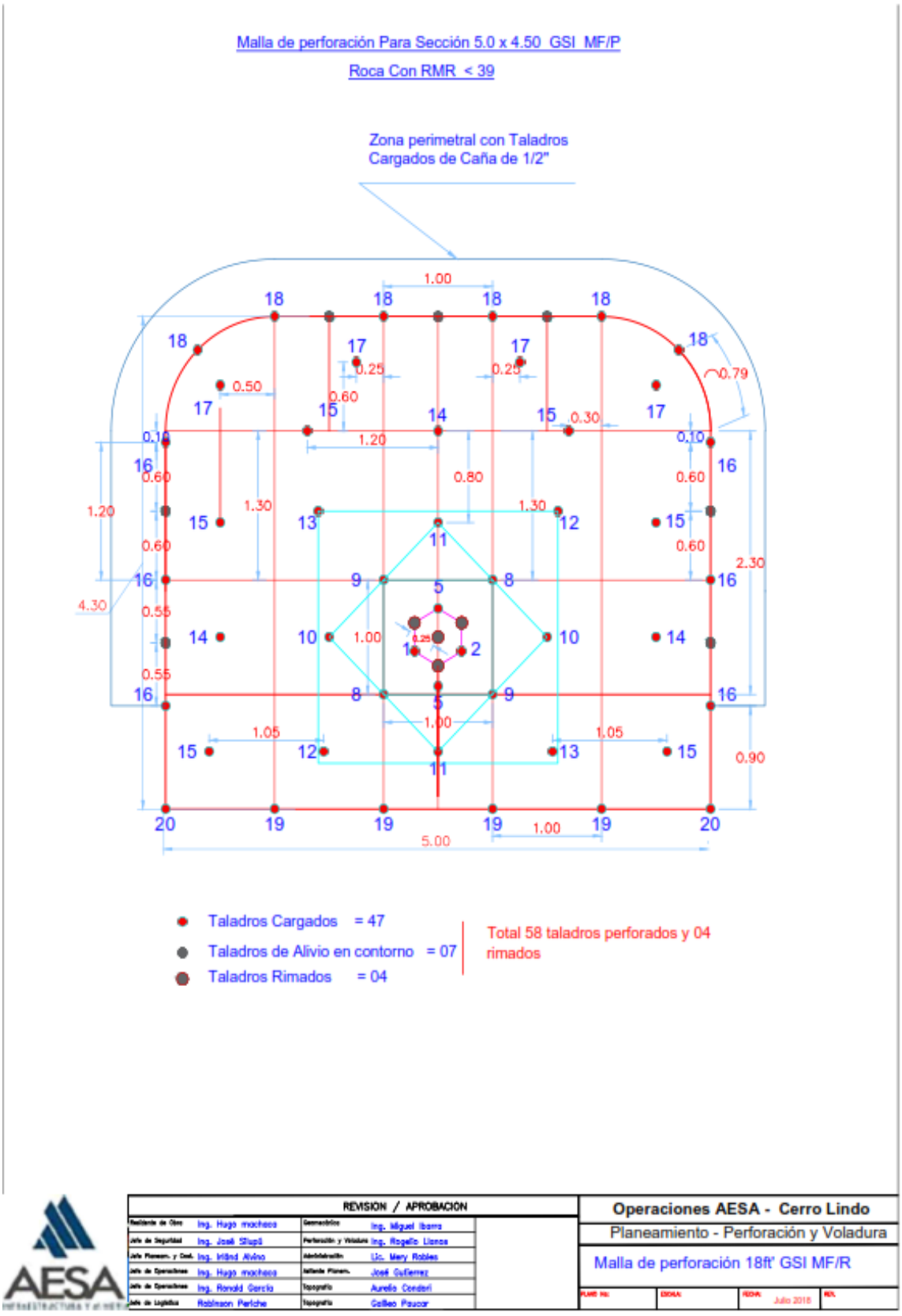


Figura 35. *Malla del mes de setiembre.* Fuente: AESA S.A.C.

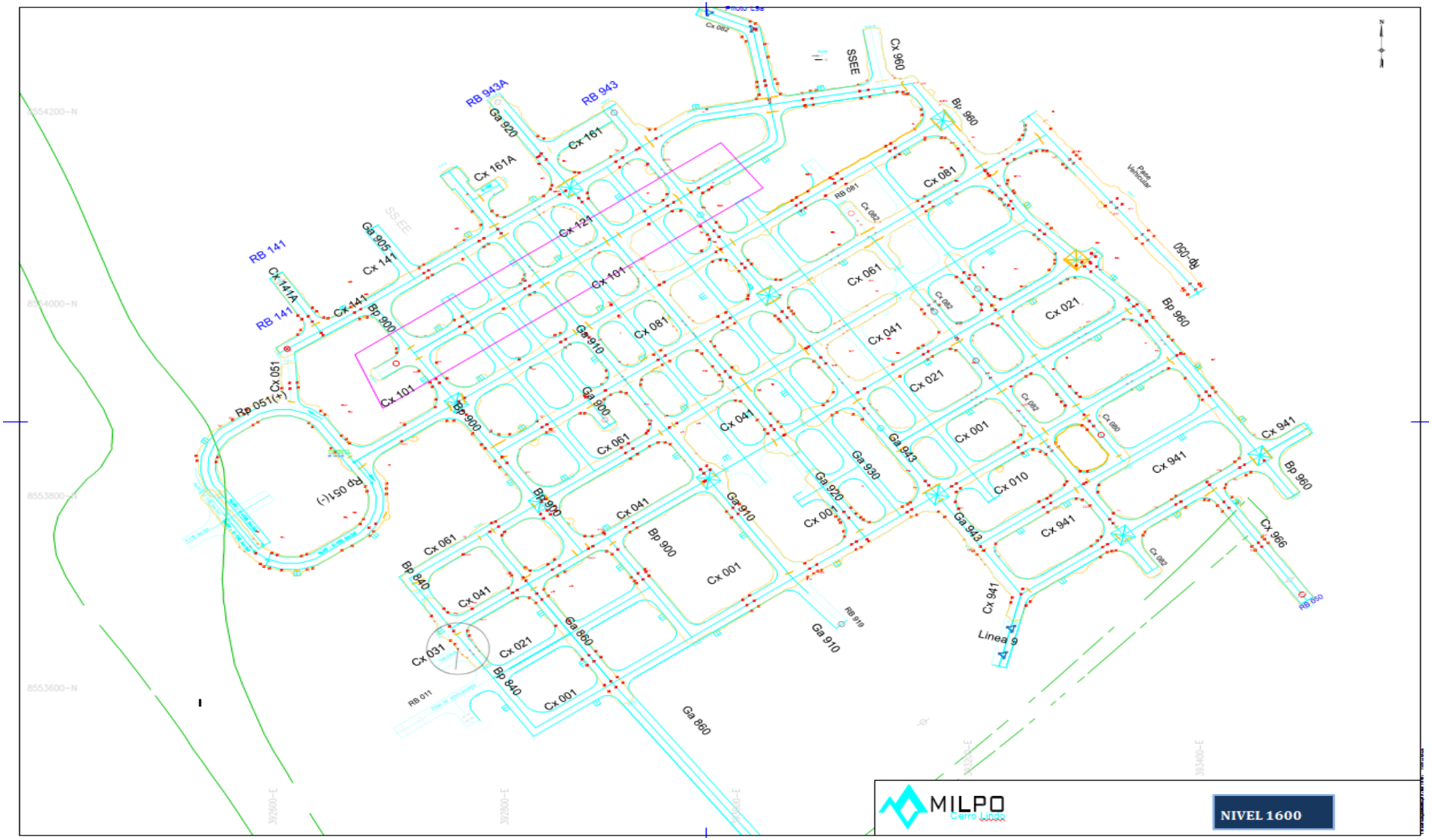
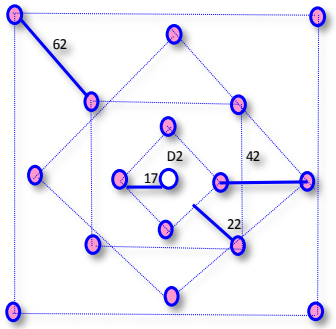


Figura 36. *Avances del mes de setiembre, octubre y noviembre.* Fuente: AESA S.A.C.

PERFORACION Y VOLADURA

CALCULO DE NUMERO DE TALADROS PARA FRENTES Y CALCULO DE BURDEN Y SECCION DE ARRANQUE

ESQUEMA GEOMETRICO DEL ARRANQUE



RESULTADOS TEÓRICOS		UNIDADES	
		en mm	en m
D_2=DIÁMETRO DE UN SOLO TALADRO DE EXPANSIÓN O DE ALIVIO EN (pulgadas)	4.0	101.9	0.1
D3= DIAMETRO DE LOS TALADROS DE ALIVIO EQUIVALENTE A PERFORAR EN (pulgadas).	8.02	0.2	0.0
H= PROFUNDIDAD DE PERFORACIÓN DEL TALADRO (m)	5.46		
Nº DE TALADROS PERFORADOS	52		
N_{TE}= NUMERO DE TALADROS DE ALIVIO O EXPANSIÓN	4		
Nº DE TALADROS DE PRODUCCIÓN	48		
Nº DE TALADROS DE LA CORONA SIN CARGA	0		
L= AVANCE POR DISPARO ESPERADA (m)	5.2		
TIPO DE ROCA	Intermedia		

D3=D2 /√N_{TE} (pulg)		L = 0.95H	H (m)	N_{TE}	Formula para el calculo (Ø) del taladro de alivio según HOLMBERG
8.02		5.19	5.46	4	$H= 0.15+34.1D_2 - 39.4D_2^2$
					H = **5.46**

Burden B_1 (cm)	Burden B_2 (cm)	Burden B_3 (cm)	Burden B_4 (cm)	Burden B_5 (cm)
$B_1 = b_1 \times D_2$	$B_2 = b_2 \times E_1$	$B_3 = b_3 \times E_2$	$B_4 = b_4 \times E_3$	$B_5 = b_5 \times E_4$
17	22	42	62	123

5.46

Lado del Cuadrado E_1 (m)	Lado del Cuadrado E_2 (m)	Lado del Cuadrado E_3 (m)	Lado del Cuadrado E_4 (m)
0.22	0.42	0.80	0.93

N° taladros P/E + KS	P= perímetro 4x√S	E= espaciamiento	K= factor de voladura	S= área (m2)	A= ancho (m)	B= altura (m)
48	18.30	0.79	1.2	20.925	5	4.5

Tabla para E	Tipo de Roca
0.50 a 0.55	Dura
0.60 a 0.65	Intermedia
0.70 a 0.75	Suave

Tabla de Distribución de Carga Kg/m3		
Corte		1.20 a 1.30
Ayuda y Arrastres		1.10 a 1.15
Cuadradores y Alzas		0.80 a 0.95

Tabla para K	Tipo de Roca
2.0 a 2.5	Dura
1.5 a 1.7	Intermedia
1.0 a 1.2	Suave

Por Teoria en (Minas del Perú)	
Roca Suave	1.20 a 1.80
Roca Semidura	1.80 a 2.40
Roca Dura	2.40 a 3.00

tipo de roca	factot kg/m3
Roca muy dificil	1.5-1.8
Roca dificil	1.3-1.5
Roca facil	1.1-1.3
Roca muy facil	1.0-1.2

Factor (b_1) de Burden (B_1)	Factor(b_n) de Burden(B_2,B_3,B_4,B_5)	Tipo de Roca	Factor b_1	Factor b_2,b_3,b_4,b_5
1.50	0.7	Dura	1.50	0.70
1.6	0.8	Intermedia	1.6	0.8
1.7	0.9	Suave	1.7	0.9

Figura 37. *Cálculo de burden y espaciamiento.* Fuente: elaboración propia.

CÁLCULO DE LOS PARÁMETROS PARA LOS TALADROS DE ARRASTRE

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{q_1 * RWS_{ANFO}}{\bar{\bar{C}} * f * (\frac{S}{B})}}$$

$$B = 0{,}9 \cdot \sqrt{\frac{q_1 \times PRP_{ANFO}}{\bar{c} \times f\ (S/B)}}$$

donde:

f = Factor de fijación. Generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre barrenos.

S/B = Relación entre el espaciamiento y la piedra. Se suele tomar igual a 1.

$\bar{c}$ = Constante de roca corregida.

$\bar{c} = c + 0{,}05$ para $B \geq 1{,}4$ m

$\bar{c} = c + 0{,}07/B$ para $B < 1{,}4$ m

DATOS	SÍMBOLO	VALOR
Concentracion lineal de carga (kg/m)	q1	0.55
Potencia relaitva por peso	RWS	1.0
constante de la roca	C	0.66
Factor de fijación	f:	1.45
Relación de espaciamiento/Burden	S/B	1.8
Sobre - Perforacion (por el piso de la labor)	Sobre perf.	0.2
Burden teórico (m)	Bt	0.56
Burden Práctico (m)	Bp	0.56
Espaciamiento	Et	1.00
Ancho de labor (m)		5.0
Cantidad de taladros	Nº	6
Espaciamiento Corregido	Ec	0.60

Figura 38. *Cálculo de taladros de arrastre.* Fuente: elaboración propia.

CÁLCULO DE LOS PARÁMETROS PARA LOS TALADROS DE CORONA

$$B = \frac{S_C}{0{,}8} - L * sen3° - 0{,}055$$

$$S_c = K \times D_1$$

Sc=19*0.045 =0.855

DATOS	SÍMBOLO	VALOR
RELACION ESPACIAMIENTO/BURDEN	E/B	0.855
LOGITUD DEL TALADRO (m)	L	5.16
ÁNGULO DE DESVIACIÓN	α	3.47
CONSTANTE	CTE	0.055
BURDEN NOMINAL	Bn	0.70
BURDEN PRÁCTICO	Bp	0.7
ESPACIAMIENTO	En	0.60
Nº DE ESPACIOS		8.34
ESPACIAMIENTO PRÁCTICO (m)	Ep	1.00
CANTIDAD DE TALADROS		9.3

Figura 39. *Cálculo de taladros para corona.* Fuente: elaboración propia.

RESUMEN DE PRECIOS UNITARIOS - PROYECTO CERRO LINDO - 4 AÑOS

ACTIVIDAD	Cantidad	UM
Avance Lineal mensual	m	1,780

0.0% Utilidad GG

18.0% Utilidad CD

	ACTIVIDAD	Sección	UM	Cantidad	Mano de Obra	Equipos	Aceros de Perforación	Materiales/ Herramietas	Total Costo Directo	Costo Fijo y Gastos Generales	Utilidad CD y GG	Explosivos	SubTotal (US$)	Combustible	Total (US$)
1	Rampa (-)	5.0 x 4.5	m	74.0	98.70	242.71	52.83	31.94	426.18	198.25	76.71	0.00	701.14	26.55	727.69
2	Rampa (+)	5.0 x 4.5	m	72.0	98.70	221.05	50.65	31.61	402.02	187.00	72.36	0.00	661.38	26.14	687.53
3	Crucero Galería	5.0 x 4.5	m	918.0	98.70	215.21	50.03	30.53	394.47	183.50	71.01	0.00	648.97	25.94	674.91
4	Rampa (+)	5.0 x 4.0	m	0.0	98.70	206.87	49.00	30.41	384.98	179.08	69.30	0.00	633.36	24.02	657.38
5	Rampa (-)	5.0 x 4.0	m	0.0	98.70	229.82	51.59	30.79	410.89	191.13	73.96	0.00	675.99	24.51	700.49
6	Crucero Galería	5.0 x 4.0	m	716.0	98.70	206.64	48.39	29.40	383.14	178.22	68.97	0.00	630.33	24.09	654.42
7	Desquinche		m3	750.0	4.29	9.54	1.54	0.87	16.23	7.55	2.92	0.00	26.71	1.09	27.80
8	Instalación de perno helicoidal 7'		pza	10,361.0	2.52	7.97	1.24	9.30	21.02	6.11	3.78		30.91	0.29	31.20
9	Instalación de perno hydrabolt 7'		pza	0.0	2.52	7.17	1.24	12.66	23.57	6.85	4.24		34.67	0.26	34.93
10	Instalación de malla electrosoldada		m2	1,762.2	1.88	2.24	0.00	4.15	8.27	2.41	1.49		12.17	0.10	12.27
11	Alquiler de horas scoop carguío		hora	120.0	0.00	29.03	0.00	0.00	29.03	0.00	5.23		34.25	15.48	49.74
	TOTALES				208,282	476,519	102,096	158,059	944,956	397,417	170,092		1,512,465	50,762	1,563,228

TIEMPO DE CONTRATO	4 AÑOS		
MONTO TOTAL POR 4 AÑOS	48	US$	75,034,920.28
MOVILIZACION, DESMOVILIZACION, INSTALACIO		US$	208,910.78
TOTAL DEL CONTRATO		US$	75,243,831.06

Figura 40. *Resumen de precios unitarios.* Fuente: AESA S.A.C