

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



APLICACIÓN DE VOLADURA CONTROLADA PARA MINIMIZAR EL
USO DE SOSTENIMIENTO EN EL NV 2225 GAL 880 EN LA ZONA
PALO PLANTADO, U.E.A CAPITANA-CIA CARAVELI-AREQUIPA

2019

TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

PRESENTADO POR:

WILBER PETER VILCA CHOQUE

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2019

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



APLICACIÓN DE VOLADURA CONTROLADA PARA MINIMIZAR EL USO DE
SOSTENIMIENTO EN EL NV 2225 GAL 880 EN LA ZONA PALO PLANTADO,

U.E.A CAPITANA-CIA CARAVELI-AREQUIPA

2019

TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL PRESENTADO POR:

WILBER PETER VILCA CHOQUE

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

APROBADO POR:

PRESIDENTE

.....
M.Sc. AMERICO ARIZACA AVALOS

PRIMER MIEMBRO

.....
M.Sc. LUCIO RAÚL MAMANI BARRAZA

SEGUNDO MIEMBRO

.....
ING. GABRIELA MISTRAL RIVEROS MENDOZA

TEMA: Análisis de costos mineros y comercialización de minerales

ÁREA: Ingeniería de Minas

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 30 de Octubre del 2019

DEDICATORIA

A mis padres: Víctor Vilca y Antonia Choque a quienes quiero y admiro por su fortaleza y perseverancia para seguir adelante, quien más que a ustedes para dedicarles este triunfo, por ser las personas que están siempre a mi lado apoyándome; gracias por tus consejos Papá, que desde el cielo aun me sigues guiando por el buen camino.

A mi novia Rosmeri, quién día a día me apoya en cada paso que doy, por el amor incondicional que me demostró durante estos años que estuvimos juntos.

A mis hermanos, cuñados y sobrinos que han sido incondicionales para mí porque me han apoyado desde el comienzo y han estado pendiente de mi progreso y con los cuales compartí momentos increíbles.

AGRADECIMIENTO

Mi agradecimiento a mi alma mater la Universidad Nacional del Altiplano Puno, a la Facultad de Ingeniería de Minas, por haberme dado la oportunidad de alcanzar uno de mis objetivos; a cada uno de los catedráticos de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, que, con su experiencia, conocimiento y enseñanza, aportaron sus conocimientos en bien de mi formación académica y profesional.

Agradezco a la U.E.A. Capitana- CIA Caravelí – Arequipa, por haberme dado la oportunidad de desarrollar éste proyecto de investigación.

Aplicación de voladura controlada para minimizar el uso de sostenimiento en el Nv 2225 Gal 880 en la zona Palo Plantado, U.E.A. Capitana- CIA Caravelí – Arequipa 2019.

Controlled blasting application to minimize the use of support in Nv 2225 Gal 880 in the Palo Plantado area, U.E.A. Capitana- CIA Caravelí - Arequipa 2019.

Wilber Peter Vilca Choque

Universidad Nacional del Altiplano Puno – Av. Floral N°1153

Vilcamin_99@hotmail.com

999726113

RESUMEN

La voladura convencional utilizada en las labores de avance está generando problemas de sobre rotura en hastiales y corona, generando costos elevados en el consumo de madera ya que dicha labor se está avanzando con sostenimiento de cuadros de madera, retrasando las operaciones del ciclo de minado. El trabajo de investigación se realizó en los meses de julio y agosto en la CIA Caravelí UEA capitana. EL objetivo principal fue minimizar el consumo de madera en el sostenimiento con cuadros aplicando voladura controlada. La metodología utilizada responde al tipo de investigación aplicada, porque se busca solucionar un problema que viene afectando las operaciones de minado, los ensayos experimentales de causa – efecto y se logró reducir el sostenimiento al aplicar voladura controlada. Se logró como resultado de la aplicación de voladura controlada reducción del consumo de madera en sostenimiento con cuadro de madera en la Gal 880 de 35 cuadros a 30 cuadros y se mejora en cuanto al programa de avance de 53 mts a 59.1mts. de esta manera hay un incremento en el cobro de la liquidación mensual de S/. 47155.6 a S/. 50202.62 habiendo una ganancia S/. 3047.02. Llegando a la conclusión de que al aplicar la voladura controlada en los hastiales y corona se evitan la sobre rotura de la labor de avance, generando condiciones más seguras para el personal, evitando el exceso manipuleo de madera.

PALABRAS CLAVES: Malla; galería; perforación; sostenimiento; voladura.

ABSTRACT

The conventional blasting used in the advancement work is generating problems of overstress in gables and crown, generating high costs in the consumption of wood since this work is being advanced with the support of wooden frames, delaying the operations of the mining cycle. The research work was carried out in the months of July and August at the CIA Caravelí UEA captain. The main objective was to minimize the consumption of wood in the support with frames by applying controlled blasting. The methodology used responds to the type of applied research, because it seeks to solve a problem that has been affecting mining operations, experimental cause-effect trials and reduced sustainability by applying controlled blasting. It was achieved as a result of the application of controlled blasting reduction of wood consumption in support with wood frame in Gal 880 from 35 frames to 30 frames and is improved in terms of the progress program from 53 meters to 59.1 meters. In this way there is an increase in the collection of the monthly settlement of S /. 47155.6 to S /. 50202.62 having a profit S /. 3047.02. Coming to the conclusion that when the controlled blasting is applied to the gables and crown, the breakage of the advance work is avoided, generating safer conditions for the personnel, avoiding the excessive handling of wood.

KEYS WORD:

Mesh; Gallery; drilling; sustenance; blasting.

I. INTRODUCCIÓN

1.1 Descripción del tema a investigar

Un principio básico en minería subterránea es “Labor avanzada, labor sostenida”, en U.E.A. Capitana, zona Palo Plantado, el tipo de roca es III-A. y requiere sostenimiento en la mayoría de los casos. El sostenimiento más usado son los cuadros de madera, su abastecimiento no es continuo y genera problemas en las operaciones, se han presentado casos en donde paralizamos las labores por falta de madera para sostenimiento, ocasionando pérdidas operativas y económicas. Los esfuerzos naturales hacen que la roca se siga fatigando, generando así el realce en las operaciones, entonces se usara mayor cantidad de madera en el encribado y más demoras se presentarán generando pérdidas económicas. En la actualidad las operaciones de minado demandan que no se afecte demasiado el macizo rocoso, porque tienen muchos efectos en el proseguir de las mismas, existen muchas dificultades producidas, el daño al macizo rocoso genera dificultades en la operación y sobre todo el sostenimiento en las labores de minado, al ser afectado la roca circundante, el sostenimiento es necesario para poder continuar con las labores de minado. Es por

ello que se puede controlar el daño al macizo rocoso y por ende disminuir el sostenimiento, para ello es necesario aplicar una voladura controlada que se ajuste a los requerimientos geo mecánicos y logísticos de la mina. En la U.E.A. Capitana de Arequipa, se aplica una voladura convencional que consiste generalmente en el diseño de una malla de perforación y que no toma en cuenta muchos parámetros.

1.2 Antecedentes:

Torres, J. A. (2018) en su investigación denominada “Aplicación de voladura controlada para minimizar el uso de sostenimiento en la Zona Esperanza IV, U.E.A Capitana – CIA Caraveli - Arequipa”, tuvo como objetivos : Evaluar la sobrerotura del macizo rocoso de las labores de avance en la zona Esperanza IV, calcular el tiempo adicional que genera en las operaciones la sobrerotura en las labores de la zona Esperanza IV, evaluar los costos adicionales generados por la sobrerotura en la zona Esperanza IV. Se ha llegado a las siguientes conclusiones: La voladura convencional genera una sobrerotura de 43.74%, ésta afecta al macizo rocoso, debilitando el techo de las labores y generando mayor material para el acarreo lo que retrasa las

operaciones, es evidente que el diseño de la malla para voladura convencional no es el indicado porque la mina presenta una roca mala a muy mala, el método sugerido por EXSA para la voladuras y en la que se basa nuestra voladura convencional no es el adecuado y debe ser modificado; las pérdidas ocasionadas por la voladura convencional en nuestro avance oscilan en un 5.25%; en cambio con la voladura controlada basada en Holmberg la sobrerotura disminuye hasta un 31.06 %, las perdidas en el avance casi no existen y llegan a 0.8% con respecto a nuestro promedio que es 1.4 m/guardia, con el método de Hustrulid nuestra sobrerotura llega a 13.82% y las perdidas en el avance son 0.96%.

Cáceres, N. L. (2017) en su investigación denominada “Optimización de la Perforación y Voladura con Nuevo Diseño de Malla en el Crucero 10014 de la Empresa Minera Marsa”, se ha llegado a las siguientes conclusiones: El presente trabajo de investigación, permitió determinar un nuevo diseño de malla de perforación y voladura para el desarrollo del crucero 10014 y lograr mayor avance lineal. La malla anterior era de 39 taladros y en la nueva malla requiere de 34 taladros con una optimización en costo y tiempo, como resultado se obtuvo una

disminución en el consumo de explosivos de 21.1 kg/disparo a 16.24 kg/disparo, así mismo, una reducción en los costos operativos por metro lineal de US\$ 342.32 a US\$ 247.61 con una diferencia de US\$ 94.71 que significa un ahorro 28% y un rendimiento de avance lineal de 25%.

Navarro, M. (2015) en su investigación denominada “Optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de mediana escala (unidad minera MACDESA)” Huancayo. Se ha llegado a las siguientes conclusiones: Diseñar una malla de perforación y voladura en base a las clasificaciones geo mecánicas, permite optimizar la distribución de energía, con mucha más precisión, que de manera común o empleando otros modelos matemáticos. El diseño y marcado de malla de perforación, así como el uso de guidores en las diferentes labores son el punto de inicio de una buena voladura y por consecuencia tener un material cuya granulometría es la óptima.

Carrasco, P.V. (2015) en su investigación denominado “Aplicación del método Holmberg para optimizar la malla de perforación y voladura en la unidad Parcoy - Cia. Consorcio Minero Horizonte S.A”, Este trabajo de investigación concluye en

que se realizó el diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el método Holmberg mediante un análisis exhaustivo que garantiza la mejora del diseño de malla de perforación y voladura al obtener resultados que minimizan las fallas de la voladura en la Unidad Parcoy.

Ayamamani, C. (2016) en su investigación denominada “Diseño de perforación y voladura y su incidencia en los costos unitarios en balcón III de la corporación minera Ananea S. A.”, se ha llegado a las siguientes conclusiones: De acuerdo al diseño de voladura mejorada, los costos unitarios son 5.91 US\$/m después de la investigación, que nos indica el nuevo sistema de distribución de explosivos de acuerdo al nuevo diseño de malla es favorable para la Galería 325 de Balcón III de la Corporación Minera Ananea S.A.

Umaña. E. (2014) en su investigación denominada “Reducción y optimización de costos operativos en perforación y voladura minera Yanaquihua S.A.C.- Arequipa, se ha llegado a las siguientes conclusiones: A través de la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de Perforación y voladura, se logró la reducción del Costo unitario total de Mina en 1,51 \$/TM es decir una reducción del 7% en comparación con

lo que se venía obteniendo. Representando esto una reducción en costos operativos de Mina de 108 720 \$ al año. La Reducción total en costos operativos por la optimización de las operaciones unitarias de minado y por los ahorros en la eliminación de la voladura secundaria y el incremento en la vida de los aceros de perforación ascienden a un monto de 1 488 000 \$ al año.

Paz, R. (2018) en su investigación denominada “Optimización de la perforación y voladura en la veta María Rosa en Chungar S.A.C. Pasco”, se ha llegado a las siguientes conclusiones: La etapa más importante de la minería subterránea es la perforación obteniendo el mayor rendimiento de avance con la malla adecuada para realizar el breasting, teniendo el 80% de efectividad para ser rentable.

Choque, E. (2016) en su investigación denominada “Diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en CÍA Minera Ares S.A.C. – U.O. Arcata”, se ha llegado a las siguientes conclusiones: Con el nuevo diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmberg modificado implementado en la U.O. ARCATA se

logró reducir las estadísticas en incidentes de voladuras deficientes de un promedio de: 61 reportes/mes de voladuras deficientes a: 4 reportes/mes en promedio. Se logra una eficiencia de voladura en cuanto a avances lineales, de un promedio de: 2.33 m/disparo a un avance promedio de 2.97 m/disparo.

Mendoza, M. (2014) en su investigación denominada “Optimización de la voladura controlada aplicando un modelo matemático en la unidad minera Paraíso - Ecuador”, se ha llegado a las siguientes conclusiones: A través del diseño de malla empleando el modelo matemático de R. Holmberg y Chiapetta se optimizó los estándares de las operaciones unitarias específicamente de perforación y voladura: Al replantear la distribución de energía en los taladros de contorno desacoplando la carga se obtuvo los siguientes resultados: Voladura tradicional > 6,92 kg que generaba una presión de detonación > 1 250 Mpa, para una presión de detonación > 245 Mpa. a Voladura optimizada > 4,53 kg que genera una presión de detonación 245 Mpa. y se logró la reducción de un 38,07 % de sobre rotura.

Ramón, J. J. (2014) en su investigación denominada “Optimización del método corte y relleno ascendente mediante técnicas de voladura controlada en la empresa minera Catalina Huanca S.A.C. – Ayacucho”, se ha llegado a las siguientes conclusiones: Se logró reducir el factor de potencia de 0,29 a 0,18kg/Ton, en Breasting de 4,5 x 3 y de 0,31 a 0,15 kg/Ton, en Breasting de 4.5x2.5. 2. Hubo una reducción en el costo de Voladura en 19,99 \$/disp. (Explosivo), en Breasting de 4,5 x 3; y 21,23 \$/disp. (Explosivo), en Breasting de 4,5 x 2,5.

Serin, R. G. (2017) en su investigación denominada “Reducir el porcentaje de dilución, mediante voladura controlada en los tajos de producción en la mina Marsa-Retamas”, se ha llegado a las siguientes conclusiones: Se ha logrado la optimización de perforación y voladura con la malla propuesta lo cual se traduce en mejor control de dilución, mayor control en el macizo rocoso y reducción del factor de potencia que indica el menor consumo de explosivos. Se redujo de 2276.03 a 1530.45 que significa 32.7% de material estéril lo que vendrá a darse por sobre rotura.

1.3 Estado del arte de la investigación

Hoy se conocen innumerables algoritmos para realizar la voladura controlada, pero nos enfocaremos en los más comunes y más usados, como es el caso de la voladura controlada propuesta por Holmberg que propone una voladura controlada en la zona perimetral de la sección.

Se realizó el trabajo, aplicando el algoritmo Holmberg, ya que propone realizar voladura controlada enfocándose en el control de la zona perimetral para controlar el daño al macizo rocoso y por ende poder controlar el sostenimiento en las labores de minado, evitando que éste se incremente y genere problemas en las operaciones. La Unidad Económica Administrativa (U.E.A.) Capitana desde el punto de vista geomecánico tiene similitud en todas sus operaciones, por lo cual las mallas de perforación no tendrán muchas diferencias. Los resultados nos ayudaran a determinar una malla de perforación estándar para nuestras características geomecánica y para nuestro objetivo de minimizar el uso de sostenimiento aplicando voladura controlada en el nivel 2225 Gal 880 en la zona Palo Plantado, U.E.A. Capitana CIA Caravelí, Arequipa, se aplicará el método Holmberg.

Según Rosas E. (2015)“El método postulado por Holmberg para diseñar y calcular los parámetros de perforación y voladura para minería subterránea y tunelería, ha Holmberg ha dividido el frente en 5 secciones (A, B, C, D, E) diferentes, estas secciones son las siguientes”

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

1.4 Contribución del estudio

Se aplica la voladura controlada en las labores de minado, dejando atrás la voladura convencional, disminuyendo el sostenimiento, afectando en menor grado el macizo rocoso; para la evaluación se utilizó voladura controlada.

1.5 Propósito y alcance de estudio

Se realizó con el fin de disminuir el sostenimiento en las labores de minado en la U.E.A. Capitana. El incremento del sostenimiento en nuestras labores de minado es por la sobrerotura, ésta se genera por la aplicación de una voladura convencional (voladura no controlada), que afecta el

macizo rocoso produciendo una sobrerotura cercana al 50%.

Se planteó la hipótesis de que al aplicar voladura controlada se minimizará el consumo de madera excesivo durante el sostenimiento con cuadros de madera en el nivel 2225 Gal 880 en la zona Palo Plantado, U.E.A. Capitana CIA Caravelí, Arequipa.

El objetivo fue minimizar el consumo de madera durante el sostenimiento con cuadros madera, aplicando voladura controlada en el nivel 2225 Gal 880 en la zona Palo Plantado, U.E.A. Capitana CIA Caravelí, Arequipa, del mismo modo reducir la sobre rotura.

II. MATERIALES Y MÉTODOS

2.1. Lugar de la investigación

La Compañía Minera Caravelí S.A.C., está ubicado en el Distrito de Huanuhuanu, Provincia de Caravelí del Departamento de Arequipa a una altura promedio de 2100 m.s.n.m. El acceso es desde la ciudad de Lima siguiendo por el sur por la carretera Panamericana hasta la altura del Km. 607 antes del puerto de Chala, se toma el desvío

hacia el nor este recorriendo aproximadamente 35 Km., por una carretera afirmada hasta llegar a la planta de beneficio Tocota, recorriendo un total de 642 Km.El acceso a U.E.A Capitana se realiza desde Tocota, por una trocha carrózale de 22,7 Km desarrollada sobre la quebrada Huaycco.

2.2 Materiales

Los datos observados y medidos se procesarán vía progresión aritmética y se sacarán el promedio general de las medidas de los metros lineales de avance, número de taladros, cantidad de dinamitas y los costos totales mensuales empleados en la anterior malla de perforación y voladura.

➤ **Reporte diario de operación:**

Explosivo utilizado.

Número de taladros.

Avance lineal.

Volumen y tonelaje obtenido

➤ **Se utilizará el programa Excel para calcular los costos de:**

Avance de disparo/guardia.

Cálculos de eficiencias, rendimientos y costos unitarios en perforación y voladura.

➤ **Software Aplicativo:**

Procesadores de Texto

2.3 Metodología

2.3.1 Tipo de investigación

La investigación fue aplicada, porque se busca solucionar un problema que viene afectando las operaciones de minado, los ensayos fueron experimentales de causa – efecto y se logró reducir el sostenimiento al aplicar voladura controlada.

2.3.2 Método de investigación

El método Descriptivo manipulará variables de estudio, para controlar el aumento o disminución de las variables y su efecto en las conductas observables.

2.3.3 Población y muestra

✓ Población.

En la investigación la población ha sido constituida por todas las galerías de la U.E.A. Capitana – Zona Palo Plantado.

✓ Muestra.

En el caso de nuestra investigación la muestra es la galería 880 del Nivel 2225 de la Zona Palo Plantado.

2.4 Técnicas/ equipos de la investigación

Las técnicas que se utilizaron son observacionales, de medición de datos, y de

control operacional, hoja de reporte diario; para determinar los resultados de la voladura y determinar los costes unitarios de operación.

2.5 Instrumento de recolección de datos

Los instrumentos que se utilizaron son: guía de observación tomados por el investigador, reporte diario de cantidad de explosivo por cada disparo, análisis de costos de perforación y voladura, como también se tomaron los parámetros de la roca, parámetros de la perforación y como también el tipo de explosivo.

III. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Los resultados son datos tomados en la galería 880 en el nivel 2225 en la Zona Palo Plantado, U.E.A. Capitana – CIA Caraveli. , para el caso del avance en el crucero se tuvo que considerar las longitudes en metros de los promedios representativos del avance por disparo aplicando el algoritmo de Holmberg para calcular los parámetros de perforación y voladura y comparar la longitud de avance por disparo con el método empírico.

La sobrerotura con voladura convencional esta sobre el 10 % que es el mínimo tolerable que pide la compañía para que el sostenimiento sea mínimo o las labores sean auto soportables, cuando se pasa este límite las labores son de riesgo por la constante caída de rocas, es por esta razón que la mayor causa de accidentes en la mina es la caída de rocas en las labores de minado, la sobre rotura no solo genera inseguridad si no demoras por las excesivas cargas que se tienen que acarrear.

La sobrerotura con la voladura convencional es alta y fractura intensamente al macizo rocoso, por lo que se instala cuadros a menor espaciamiento, no solamente queda incrementado los cuadros si no también los encribados, es por esta razón que la voladura convencional incrementa el sostenimiento en la labores de minado, aumentando los costos de la operación y retrasando las operaciones, porque la instalación de cuadro de madera más encribados demoran mucho tiempo.

FIGURA N° 1

Sobre rotura producida por voladura convencional.



FUENTE: Imagen fotografía Gal 880

FIGURA N° 2

Encibrado excesivo por sobre rotura



FUENTE: Imagen fotográfica Gal 880.

TABLA N°1

Evaluación geomecanica CIA Caraveli

NIVEL	LABOR	GSI	RMR	OBSERVACIONES	RECOMENDACIONES
2225	GA 880	MF/R	50-55	Se está realizando el último disparo en la estocada de la Gal 880. Se observa un roca competente con superficies manchas sin presencia de material alterado.	TIPO DE SOSTENIMIENTO: Continuar con el avance con auto soporte. Asimismo, realizar el control de la voladura y desate de rocas de manera constante.

FUENTE: Geomecanica CIA Caraveli

TABLA N° 2

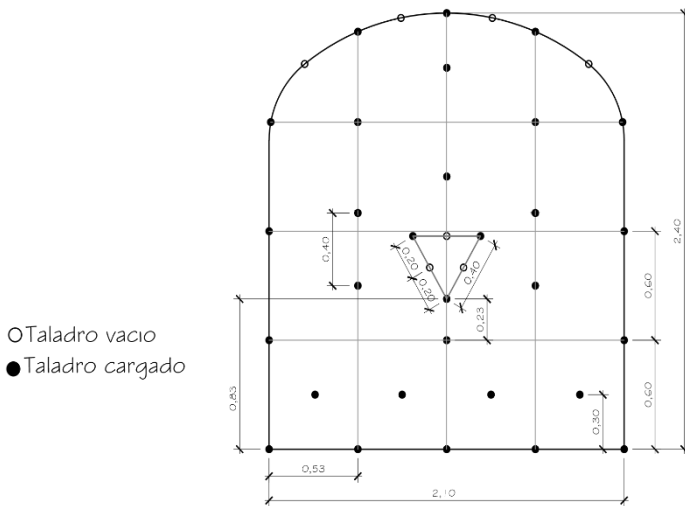
Especificaciones técnicas de la galería 880

		DESCRIPCIÓN DEL LUGAR		
LABOR	ZONA	PALO PLANTADO		
	NIVEL	2225		
	LABOR	GAL 880		
	SECCION (m)	2.10X2.40		
PARAMETROS DE LA ROCA				
DATOS DEL CAMPO	RMR	55		
	GSI	MF/R		
	DENSIDAD DE LA ROCA	2.8		
	PARAMETROS DE LA PERFORACION			
	DIÁMETRO DE LA BROCA(mm)	38		
	DIÁMETRO DE LA RIMADORA(mm)	55		
DATOS DEL EXPLOSIVO	LONGITUD DE BARRENO (PIES)	6		
	EFICIENCIA DE LA PERFORACION (%)	95		
	TIPOS DE EXPLOSIVO EMULNOR	3000	1000	
	DENSIDAD RELATIVA (g/cm3)	1.14	1.13	
	VELOCIDAD DE DETONACION(Kbar)	5700	5800	
	PRESION DE DETONACIÓN (Kbar)	93	95	
	ENERGIA (Kcal/kg)	920	785	
	POTENCIA RELATIVA EN PESO (%)	100	85	
	POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN (%)	145	120	
	SENSIBILIDAD AL FULMINANTE	8	8	

FUENTE: Elaboración Propia

3.1 Malla de perforación dado por CIA Caraveli

FIGURA N° 3
Malla de perforación CIA Caraveli



FUENTE: CIA Caraveli

Tabla N° 3

Estructura de malla de perforación anterior – GAL 880

N° DE TALADROS PERFORADOS	37 Und
N° DE TALADROS CARGADOS	30 Und
LONG. DE BARRENO	6 PIES
AVANCE	1.6 Mts
TIPO DE ROCA	MF/R
N° DE CARTUCHOS/TALADRO	150
	E 1000 Y
TIPO DE EXPLOSIVO	E3000
N° DE CARMEX	30

FUENTE: CIA Caraveli

3.2 Diseñando la malla de perforación y voladura aplicando voladura controlada en la U.E.A. capitana – NV2225 GAL 880 Zona Palo Plantado.

El método de Holmberg es un algoritmo que fue diseñado para secciones grandes, pero que puede ser aplicado para minimizar el sostenimiento en nuestras labores de minado porque el proceso de aplicación indica el arranque de la roca por secciones enfocándose en voladura controlada en la corona de la labor, se adecuo este algoritmo a las labores con secciones de 7' x 8'.

a) CALCULANDO EL ÁREA DE LA LABOR:

✓ Hallando el área del rectángulo:

$$A = b \times h$$

$$A = 2.10 \times 2.40$$

$$A = 5.5 \text{ m}^2$$

✓ Hallando el área del elipse:

$$A. E. = 0.30 \times 1.25 \times \pi$$

$$A. E. = 1.178 \text{ m}^2$$

✓ Área del arco:

$$A. a. = \text{área de elipse}/2$$

$$A. a. = 0.589 \text{ m}^2$$

✓ Área total de labor (S):

$$S = \text{área del rect.} + \text{área del arco}$$

$$S = 5.5 \text{ m}^2 + 0.589 \text{ m}^2$$

$$S = 6.089 \text{ m}^2$$

b) NÚMERO DE TALADRO EN EL FRENTE:

$$N. T. = \frac{P}{C} + K * S$$

Donde:

N.T. = números de taladros.

P = Perímetro

C = constante

S = área.

- ✓ Hallando el perímetro

$$P = \sqrt{S} \times 4$$

$$P = \sqrt{6.089} \times 4$$

$$P = 9.870$$

- ✓ Se tiene por dato:

$$K = 1.5$$

$$C = 0.6$$

Hallando el N° de taladros

$$N. T. = \frac{9.87}{0.6} + 1.5 \times 6.089$$

$$N. T. = 25.58$$

$$N. T. = 26 \text{ Taladros}$$

c) LONGITUD DE PERFORACIÓN:

Longitud de perforación = longitud de barreno (m) x eficiencia de perforación.

Eficiencia de perforación = 95%

$$\text{Longitud de perforación} = 1.80 \times 0.95$$

$$\text{Longitud de perforación} = 1.71 \text{ m.}$$

d) VOLUMEN POR DISPARO:

$$\text{Avance/disparo} = 95\%$$

Volumen = Área total x longitud de perforación

$$\text{Volumen} = 6.089 \text{ m}^2 \times 1.71 \text{ m} \times 0.95$$

$$\text{Volumen} = 9.89 \text{ m}^3.$$

e) CANTIDAD DE CARGA POR DISPARO:

- ✓ Se tiene los datos:

$$\text{Área} = 6.089 \text{ m}^2$$

Área cantidad de carga

$$10 \longrightarrow 1.40 \text{ (datos fijos)}$$

$$6.089 \longrightarrow x$$

$$5 \longrightarrow 1.80 \text{ (datos fijos)}$$

- ✓ Resolvemos

$$\frac{10 - 6.089}{10 - 5} = \frac{1.40 - x}{1.40 - 1.80}$$

$$\frac{3.911}{5} = \frac{1.40 - x}{-0.4}$$

$$X = 1.71 \text{ kg/m}^3$$

- ✓ Cantidad de carga por disparo = cantidad de carga x volumen

$$\text{Cant. Disp.} = 1.71 \text{ kg/m}^3 \times 9.89 \text{ m}^3$$

$$\text{Cant. Disp.} = 16.9 \text{ kg/disparo}$$

- ✓ Carga promedio por taladro(Q):

Q = cant. de carga de disparo/N° de tal.

$$Q = \frac{16.9 \text{ Kg/dispar}}{26 \text{ Tal/dispar}}$$

$$Q = 0.65 \text{ kg/tal.}$$

f) NÚMERO PROMEDIO DE EMULNOR POR TALADRO:

Nº cart. /tal. = Q / peso del explosivo

Nº cart. /tal. = 0.65 kg/tal. / 0.11

kg/cart.

Nº cart. /tal. = 5.9 cart/tal.

Nº cart. /tal. = 6 cart/tal.

g) NÚMERO DE CARTUCHOS POR DISPARO:

Nº cart. /disp. = Nº tal/disp. x Nº cart. /tal.

Nº cart. /disp. = 26 tal/disp. x 6 cart. /tal.

Nº cart. /disp. = 156 cart/disp.

h) RELACION VALIDA PARA UN DESVIO NO MAYOR AL 2%

Ø=diámetro del taladro vacío

equivalente = $\sqrt{n} \times d_o = \sqrt{3} \times$

38mm=0.066 m

n=cantidad de los taladros vacíos en el corte($\sqrt{3}$)

d_o=diámetro de los taladros vacíos = 38 mm

✓ **Seccion A**

PRIMER CUADRANTE

Burden 1er cuadrante(B₁):

Si la desviación es 2% la fórmula para el

burden ser B₁=1.7 x Ø

B₁=1.7x0.066=0.11 m

Carga 1er cuadrante

$$q_1 = \frac{55xdx\left(\frac{B}{\phi}\right)^{\frac{3}{2}}x\left(B-\frac{\phi}{2}\right)x\left(\frac{C}{0.4}\right)}{SANFO} =$$

$$\frac{55x0.038x\left(\frac{0.11}{0.06}\right)^{\frac{3}{2}}x\left(0.11-\frac{0.06}{2}\right)x\left(\frac{2.5}{0.4}\right)}{1.05} =$$

$$2.47 \frac{Kg}{m}$$

c= 2.5 kg/m

d=taladro producción =0.038 m

La carga en el primer cuadrante será de 2.47 kg, solo se llena los 2/3 del taladro perforado, entonces tenemos 0.93 m y será igual a:

$$2.47 \text{ kg/m} \times 0.93\text{m}=2.3 \text{ kg}$$

Se divide en 4 taladros del primer cuadrante y se obtiene 0.58 que es igual a 5 cartuchos.

SEGUNDO CUADRANTE

Calculo abertura máxima

$$a_1=(0.11-F)x\sqrt{2}= (0.11-0.02) \times 1.41= 0.13 \text{ m}$$

a=ancho de la abertura 1er cuadrante

F=desviación perforación en metros=20mm/m

Burden 2do cuadrante (B₂)

B2=

$$8.8 \times 10^{-2} x \sqrt{\frac{a_1 x q_1 S_{ANFO}}{dxc}} = 8.8 \times 10^{-2} x \sqrt{\frac{0.13 m x 2.3 \frac{Kg}{m^3} x 1.05}{0.038 m x 2.5 \frac{Kg}{m^3}}} =$$

0.20m

a= ancho abertura 1er cuadrante

q=densidad del agente de voladura $6.35 \frac{Kg}{m}$

d=diámetro taladro producción 38mm

c = constante de roca (2.5 kg/m³)

Carga 2 do cuadrante

$$q_2 = \frac{32.3 x d x c x B_2}{S_{ANFO} x \left[\text{sen} \left(\tan^{-1} \frac{a_1}{2B_2} \right) \right]^{1.5}}$$

$$= \frac{32.3 x 0.038 m x 2.3 \frac{Kg}{m^3} x 0.20}{1.05 x \left[\text{sen} \left[\tan^{-1} \frac{0.13}{2 x 0.2} \right] \right]^{1.5}}$$

$$= \frac{0.5}{0.2} = 2.5 \frac{Kg}{m} x 0.93 = 2.3 Kg$$

La carga para el 2do cuadrante es de 2.3 kg se divide entre 4 taladros, sera igual a 0.57kg / taladro, entonces tendremos 5 cartuchos de E-1000 por taladro.

TERCER CUADRANTE

Calculo abertura máxima

$$a_2 = (0.20 - F) x \sqrt{2} = (0.20 - 0.02) x 1.41 = 0.25$$

m

a=ancho de la abertura 1er cuadrante

F=desviación perforación en metros=20mm/m

Burden 3er cuadrante (B2)

B3=

$$8.8 \times 10^{-2} x \sqrt{\frac{a_2 x q_2 S_{ANFO}}{dxc}} = 8.8 \times 10^{-2} x \sqrt{\frac{0.25 m x 2.3 \frac{Kg}{m^3} x 1.05}{0.038 m x 2.5 \frac{Kg}{m^3}}} =$$

0.22m

a= ancho abertura 2do cuadrante

q=densidad del agente de voladura 8.1 kgm

d=diámetro taladro producción 38mm

c = constante de roca (2.5 kg/m³)

Carga 3er cuadrante

$$q_3 = \frac{32.3 x d x c x B_3}{S_{ANFO} x \left[\text{sen} \left(\tan^{-1} \frac{a_1}{2B_3} \right) \right]^{1.5}}$$

$$= \frac{32.3 x 0.038 m x 2.5 \frac{Kg}{m^3} x 0.22}{1.05 x \left[\text{sen} \left[\tan^{-1} \frac{0.25}{2 x 0.2} \right] \right]^{1.5}}$$

$$= \frac{0.7}{0.31} = 2.2 \frac{Kg}{m} x 0.93$$

$$= 1.8 Kg$$

La carga para el 2do cuadrante es de 2.01 kg se divide entre 4 taladros, sera igual a 0.51kg / taladro, entonces tendremos 5 cartuchos de E-1000 por taladro.

ARRASTRES

Burden(Ba)

$$Ba = 0.9x \sqrt{\frac{qxS_{ANFO}}{Cxfx\frac{S}{B}}}$$

$$= 0.9x \sqrt{\frac{2.2x1.05}{2.5x1.45x1.25}}$$

$$= 0.6m$$

q=concentración de carga 2.2 kg/m

c=constante de roca=2.5 kg/m³

f=factor de fijación =1.45para taladros horizontales (valor sugerido)

SB=relación espaciamento y burden =1.25(valor sugerido)

Numero de taladros en el arrastre (N)

$$N = \left[\frac{\text{ancho tunel} + 2H + \text{sen}(\gamma)}{Ba} \right]$$

$$= \left[\frac{2.1m + 2x2.09x\text{sen}1.15}{0.6} + 1 \right] = 4 \text{ taladros}$$

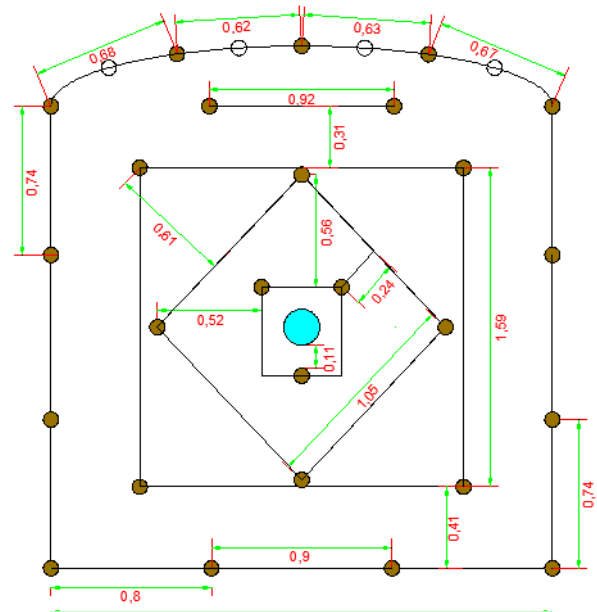
H = profundidad de los taladros (1.4 m)

γ= ángulo de desviación en el fondo del taladro (γ=1.15°)

MALLA DE PERFORACION PROPUESTO PARA LA GAL 880 NV 2225

FIGURA N° 4

malla de perforacion propuesta



FUENTE : Elaboración propia

Diseñando una nueva malla de perforación se ve una reducción de taladros de 37 taladros a 31 taladros Con una optimización en costo y tiempo.

TABLA N° 4

Estructura de malla de perforación propuesta – GAL 880

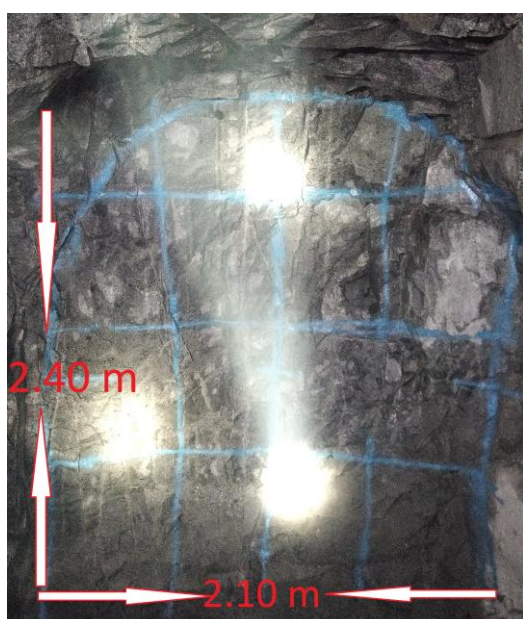
N° DE TALADROS PERFORADOS	31 Und
N° DE TALADROS CARGADOS	26 Und
LONG. DE BARRENO	6 PIES
AVANCE	1.7
TIPO DE ROCA	MF/R
N° DE CARTUCHOS/TALADRO	130
TIPO DE EXPLOSIVO	E 1000 Y E3000
N° DE CARMEX	26

FUENTE: Elaboración propia

En la siguiente fotografía se observa la aplicación de voladura controlada propuesta por Holmberg, esta voladura es de más fácil diseño y aplicación en las labores de minado además no genera mucha sobrerotura.

FIGURA N° 5

Aplicación de la malla de perforación propuesta.



FUENTE: Imagen fotográfica Gal 880.

En la siguiente fotografía se observa el carguío de taladros con cañas de PVC, pentacord y Emulnor de 1000(2 Und); el carguío de estos taladros se da en la zona perimetral para disminuir la sobrerotura en las labores de minado.

FIGURA N° 6

Preparación de cañas para controlar voladura en corona



FUENTE: Imagen fotográfica Gal 880.

En la siguiente fotografía se observa el uso de la plataforma de perforación implementada para mejorar el paralelismo de los taladros en corona, Brinda mayor seguridad, ya que la plataforma es amplia y genera una buena estabilidad y posición ergonómica al perforista y su ayudante.

FIGURA N° 7

Uso de plataforma de perforación implementada.



FUENTE: Imagen fotográfica Gal 880.

TABLA N° 5

Comparación de malla de perforación anterior y propuesta

	ANTERIOR	PROPUESTO	DIFERENCIA
N° de taladros perforados	37 Und	31 Und	6 Und
N° de taladros cargados	30 Und	26 Und	4 und
Long. De barreno	6 PIES	6 PIES	
Avance	1.6 Mts	1.7 Mts	0.1 Mts
Tipo de roca	MF/R	MF/R	
N° de cartuchos/taladro	150	130	20
Tipo de explosivo	E 1000 Y E3000	E 1000 Y E300	
N° DE CARMEX	30	26	4

FUENTE: Elaboración propia.

La siguiente tabla muestra la reducción del uso de sostenimiento con cuadro de madera y la mejora en el avance aplicando voladura controlada.

TABLA N° 6

Comparación de uso de sostenimiento aplicando voladura controlada

	LABOR		SOSTENIMIENTO				AVANCE
		MES	C/ COMPLETO	ENCRIBADO	ENREJADO	SPLIT SET	
VOL. CONVENCIONAL	NV 2225 GL. 880	JULIO	35	34	68	20	53
VOL. CONTROLADA	NV 2225 GL. 880	AGOSTO	30	29	58	34	59.1

FUENTE: Elaboración propia

Aplicando voladura controlada se ve una mejora en la programación de avance y también la reducción en el uso de sostenimiento, de esta manera se aprecia un aumento en el cobro de la liquidación mensual.

TABLA N° 7

Comparación de costos vol. Convencional y vol. Controlada

	UND	S/.	VOL. CONVENCIONAL	LIQ. JULIO	VOL. CONTROLADA	LIQ. AGOSTO
C/						
COMPLETO	UND	165	35	5775	30	4950
ENCRIBADO	UND	30	34	1020	29	870
ENREJADO	UND	59	68	4012	58	3422
SPLIT SET	UND	36.63	20	732.6	34	1245.42
AVANCE	X Mt	672	53	35616	59.1	39715.2
TOTAL S/.				47155.6		50202.62

FUENTE: Elaboración propia

3.3 DISCUSIÓN

- Según Navarro, M. (2015) El diseño y marcado de malla de perforación, así como el uso de guidores en las diferentes labores son el punto de inicio de una buena voladura y por consecuencia tener un material cuya granulometría es la óptima en nuestra investigación se concuerda que para tener una voladura eficiente y evitar la sobrerotura de la corona es importante mantener el paralelismo de los taladros por consiguiente para mejorar la perforación en el NV 2225 Gal 880 se implementa la plataforma de

perforación, se diseña una nueva malla de perforación y se hace uso de los guidores de esta manera se controlara el paralelismo de los taladros en la corona.

- Diseñando una nueva malla de perforación se ve una reducción de taladros de 37 taladros a 31 taladros Con una optimización en costo y tiempo. Nuestra disminución en cuanto al número de taladros perforados es menor al reportado por Cáceres, N. L. (2017) quien disminuyo el número de taladros de 39 taladros a 34 taladros para la misma sección de labor y el mismo tipo de terreno.

IV. CONCLUSIONES

Se redujo el uso de sostenimiento con cuadro de madera en la Gal 880 de 35 cuadros a 30 cuadros y se mejora en cuanto al programa de avance de 53 mts a 59.1 mts. de esta manera hay un incremento en el cobro de la liquidación mensual de S/. 47155.6 a S/. 50202.62 habiendo una ganancia S/. 3047.02.

V. REFERENCIAS

- Ayamamani, C. (2016) “*Diseño de perforación y voladura y su incidencia en los costos unitarios en balcón III de la corporación minera Ananea S. A.*”, Universidad Nacional del Altiplano Puno. Perú.
- Cáceres, L. (2017) “*Optimización de la Perforación y Voladura con Nuevo Diseño de Malla en el Crucero 10014 de la Empresa Minera Marsa*”. Universidad Nacional del Altiplano Puno. Perú
- Carrasco, P. V. (2015) “*Aplicación del método Holmberg para optimizar la malla de perforación y voladura en la unidad Parcoy-CIA Consorcio minero Horizonte S.A. Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, Ayacucho. Perú.*”
- Choque, E. (2016) “*Diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en CÍA Minera Ares S.A.C. – U.O. Arcata*”, Universidad Nacional del Altiplano. Puno. Perú.
- Instituto Geológico y Ministerio de España. (s.f.). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. España.
- Mendoza, M. (2014) “*Optimización de la voladura controlada aplicando un modelo matemático en la unidad minera Paraíso - Ecuador*”, Universidad Nacional del Centro del Perú. Huancayo. Perú.
- Navarro, M. (2015) “*Optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de mediana escala (unidad minera MACDESA)*”, Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo. Perú.
- Paz, R. (2018) “*Optimización de la perforación y voladura en la veta María Rosa en Chungar S.A.C.*”

- Pasco*”, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, Cerro de Pasco. Perú.
- Ramón, J. J. (2014) *“Optimización del método corte y relleno ascendente mediante técnicas de voladura controlada en la empresa minera Catalina Huanca S.A.C. – Ayacucho”*, Universidad Nacional del Centro del Perú. Huancayo. Perú.
- Serin, R. G. (2017) *“Reducir el porcentaje de dilución, mediante voladura controlada en los tajos de producción en la mina Marsa-Retamas”*, Universidad Nacional de Trujillo. Trujillo. Perú.
- Torres, J. A. (2018) *“Aplicación de voladura controlada para minimizar el uso de sostenimiento en la Zona Esperanza IV, U.E.A Capitana – CIA Caraveli - Arequipa”*. Universidad Nacional San Antonio de Abad del Cusco. Perú.
- Umaña. E. (2014) *“Reducción y optimización de costos operativos en perforación y voladura minera Yanaquihua S.A.C”*, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Perú.