

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Aplicación del diseño de perforación y voladura de
la galería principal 9080-SW, para aumentar el
avance lineal, Minera Aurífera Retamas S. A.**

Lino Yoshymori Quispe Escurra
Kenny Samir Yupanqui Martinez

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2023

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

APLICACIÓN DEL DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE LA GALERÍA PRINCIPAL 9080-SW, PARA AUMENTAR EL AVANCE LINEAL, MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A.

ORIGINALITY REPORT

15%

SIMILARITY INDEX

14%

INTERNET SOURCES

1%

PUBLICATIONS

6%

STUDENT PAPERS

PRIMARY SOURCES

1	repositorio.unjbg.edu.pe Internet Source	2%
2	www.coursehero.com Internet Source	2%
3	repositorio.unam.edu.pe Internet Source	2%
4	Submitted to Universidad Nacional de Trujillo Student Paper	1%
5	Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru Student Paper	1%
6	repositoriodemo.continental.edu.pe Internet Source	1%
7	cip.org.pe Internet Source	1%
8	repositorio.unheval.edu.pe Internet Source	1%

9	livrosdeamor.com.br Internet Source	1 %
10	idoc.pub Internet Source	1 %
11	es.scribd.com Internet Source	1 %
12	repositorio.unsch.edu.pe Internet Source	<1 %
13	repositorio.uncp.edu.pe Internet Source	<1 %
14	100mcalpe.es Internet Source	<1 %
15	hdl.handle.net Internet Source	<1 %
16	repositorio.uap.edu.pe Internet Source	<1 %
17	repositorio.unsa.edu.pe Internet Source	<1 %
18	core.ac.uk Internet Source	<1 %
19	pt.scribd.com Internet Source	<1 %
20	Submitted to Universidad Cesar Vallejo Student Paper	<1 %

21	alicia.concytec.gob.pe Internet Source	<1 %
22	Submitted to Universidad Privada del Norte Student Paper	<1 %
23	fr.slideshare.net Internet Source	<1 %
24	Kenning Georking Gutiérrez Arroyo. "Análisis y evaluación entre los métodos de explotación convencional y plataformas aplicados en la cantera de caliza de la empresa UNACEM S. A. A.", Industrial Data, 2020 Publication	<1 %
25	qdoc.tips Internet Source	<1 %
26	www.sapal.gob.mx Internet Source	<1 %
27	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Student Paper	<1 %
28	repositorio.ucv.edu.pe Internet Source	<1 %
29	es.slideshare.net Internet Source	<1 %

Exclude quotes On

Exclude matches < 20 words

Exclude bibliography On

ASESOR

Ing. Jesús Fernando Martínez Ildfonso

AGRADECIMIENTO

A la prestigiosa universidad Continental.

A los catedráticos de la Escuela Académica Profesional de Ingeniería de Minas por sus enseñanzas para nuestra formación profesional.

Asimismo, un especial agradecimiento a nuestro asesor: Mg. Jesús Fernando Martínez Ildfonso, por sus sabias enseñanzas, por su guía, por su buena orientación y apoyo continuo, a fin de lograr la culminación de la presente investigación.

DEDICATORIA

Yo, Lino, dedico esta tesis a Dios, por darme las fuerzas necesarias para poder cumplir mis metas, su amor y su bondad no tiene fin.

A mis padres, por su apoyo incondicional, al velar por mi futuro y brindarme su tiempo, amor cuando más lo necesito, por los valores que me enseñaron para ser un excelente personal y profesional.

Yo, Kenny, dedico esta tesis primeramente a Jehová Dios, por darme las fuerzas necesarias para poder cumplir una de mis metas, también agradecer a mi madre y abuelita por brindarme su apoyo, respaldo y motivación para seguir adelante, del mismo modo a mis hermanos por los consejos brindados en mi trayectoria de la universidad.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

PORTADA	i
ASESOR.....	ii
AGRADECIMIENTO	iii
DEDICATORIA.....	iv
ÍNDICE DE CONTENIDOS.....	v
ÍNDICE DE FIGURAS	vii
ÍNDICE DE TABLAS.....	viii
RESUMEN.....	x
ABSTRACT	xii
INTRODUCCIÓN.....	xiii
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO.....	15
1.1 Planteamiento y formulación del problema	15
1.1.1 Planteamiento del problema	15
1.1.2 Formulación del problema.....	16
1.2 Objetivos	17
1.2.1 Objetivo general.....	17
1.2.2 Objetivos específicos	17
1.3 Justificación e Importancia	17
1.3.1 Justificación practica	17
1.4 Hipótesis	18
1.4.1 Hipótesis general	18
1.4.2 Hipótesis específicas	18
1.5 Identificación de las variables	18
1.5.1 Variable independiente	18
1.5.2 Variable dependiente	18
1.5.3 Matriz de operacionalización de variables	19
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO	20
2.1 Antecedentes del problema.....	20
2.1.1 Antecedentes nacionales.....	20
2.2 Generalidades de la minera aurífera Retamas S.A.....	24
2.2.1 Ubicación y accesibilidad.....	24

2.2.2 Geología	26
2.3 Bases teóricas.....	31
2.3.1 Descripción del método de minado por corte y relleno	31
2.3.2 Modelo matemático de Roger Holmberg.....	33
2.3.3 Avance lineal.....	43
2.4.1 Herramientas de gestión.....	44
CAPÍTULO III MÉTODO DE DESARROLLO DEL PROYECTO.....	46
3.1 Método y Alcances de la Investigación	46
3.1.1 Método general o teórico de la investigación	46
3.1.2 Alcance de la investigación.....	46
3.2 Diseño de la investigación.....	47
3.3 Población y muestra.....	47
3.3.1 Población	47
3.3.2 Muestra	47
3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	47
3.4.1 Técnicas utilizadas en la recolección de datos.	47
3.4.2 Instrumentos utilizados en la recolección de datos.....	47
CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	48
4.1 Implementar el diseño de perforación y voladura de la galería principal 9080-sw para aumentar el avance lineal, minera aurífera Retamas S. A.	48
4.1.1 Implementar el diseño de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW para mejorar los factores y parámetros de perforación y voladura en la minera aurífera Retamas S. A.	48
4.1.2 Reducir el costo unitario de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.....	77
CONCLUSIONES.....	84
RECOMENDACIONES.....	85
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	86
ANEXOS.....	88

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación de la minera aurífera Retamas S. A.....	25
Figura 2. Columna estratigráfica regional.....	27
Figura 3. Métodos de explotación subterránea - cut and fill	33
Figura 4. Secciones establecidas por el método de Roger Holmberg	34
Figura N 5: Sección cuadrada de corte para arranque en paralelo	36
Figura N 6: salida del arranque abertura rectangular de ancho (a)	38
Figura 7. Jerarquía de controles.....	45
Figura 8. Sostenimiento del frente con malla electrosoldada de sacrificio de la galería principal 9080-SW.....	49
Figura 9. Sostenimiento con shotcrete de sacrificio de toda la galería principal 9080-SW	50
Figura 10. Plano longitudinal de la extensión de la galería principal 9080-SW	51
Figura 11. Diseño de malla de perforación y voladura con sección 8 x 8 pies con longitud de barra de 4 pies de la galería principal 9080-SW.....	53
Figura 12. Diseño de malla de perforación y voladura del arranque de la galería principal 9080-SW	73
Figura 13. Diseño de malla de perforación y voladura con sección 8 x 8 pies con longitud de barra de 6 pies de la galería principal 9080-SW.....	74
Figura 14. Diseño de carga aplicado considerando el explosivo Semexsa 65% 7/8" x 7" y Exsablock 7/8"x7"	75
Figura 15. Resultado del disparo del diseño de malla de perforación y voladura con sección 8 x 8 pies con longitud de barra de 6 pies de la voladura XC 9086-NW	76

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Matriz de operacionalización de variables	19
Tabla 2. Ubicación y accesibilidad de la minera aurífera Retamas S. A.....	26
Tabla 3. Parámetros para el diseño de la malla de perforación y voladura con barra cónica de 6 pies de la galería principal 9080-SW.....	55
Tabla 4. Datos técnicos de perforación y voladura con barra cónica de 4 pies de la galería principal 9080-SW.....	77
Tabla 5. Costos de la mano de obra de la perforación y voladura con barra cónica de 4 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.	78
Tabla 6. Costos de los aceros de perforación con barra cónica de 4 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.....	78
Tabla 7. Costos de las herramientas utilizadas en la perforación y voladura con barra cónica de 4 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.	78
Tabla 8. Costos de los implementos de seguridad en la perforación y voladura con barra cónica de 4 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.....	79
Tabla 9. Costos de los equipos en operación en la perforación y voladura con barra cónica de 4 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.	79
Tabla 10. Costos los explosivos y accesorios de voladura en la perforación y voladura con barra cónica de 4 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.....	79
Tabla 11. Datos técnicos de perforación y voladura con barra de 6 pies de la galería principal 9080-SW.....	80
Tabla 12. Costos de la mano de obra de la perforación y voladura con barra cónica de 6 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.	81
Tabla 13. Costos de los aceros de perforación con barra cónica de 6 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.....	81

Tabla 14. Costos de las herramientas utilizadas en la perforación y voladura con barra cónica de 6 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.	81
Tabla 15. Costos de los implementos de seguridad en la perforación y voladura con barra cónica de 6 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.....	81
Tabla 16. Costos de los equipos en operación en la perforación y voladura con barra cónica de 6 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.	82
Tabla 17. Costos los explosivos y accesorios de voladura en la perforación y voladura con barra cónica de 6 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.....	82
Tabla 18. Optimización de la perforación y voladura con la barra cónica de 6 pies para todo el proyecto de la galería principal 9080-SW, con una longitud de 290 metros lineales	83

RESUMEN

La minera aurífera Retamas S. A., hoy en día, tiene deficiencias en los trabajos del avance lineal de la galería principal 9080 SW, se tiene un excesivo consumo de los aceros de perforación del equipo manual *Jackleg* y un incremento del consumo de explosivos con un alto factor de carga, también se encontró las malas prácticas operativas de los maestros perforistas juntamente con los ayudantes

Tras estas deficiencias operativas de la galería principal 9080 SW, se planteó estandarizar un nuevo diseño de malla de perforación y voladura para una sección de 8'x8' con sostenimiento de perno y malla, haciendo cumplir el procedimiento de perforación y voladura en labores lineales.

La caracterización geomecánica del macizo rocoso de la galería principal 9080-SW, se encuentra en roca granodiorita, con alteraciones, con RMR 41-50, considera que la roca es de un tipo Regular "B" III B por consecuencia se realiza un sostenimiento con malla de 4"x4" no galvanizada y barra helicoidal de 5 pie, intermediando con *slip set* de 5 pies, distribución de pernos en cocada.

En la evaluación de la situación actual en el diseño de malla de perforación y voladura, específicamente en los disparos realizados, se observó deficiencia en la salida del disparo del arranque generándose los tiros cortados por malas prácticas operativas como es el mal paralelismo, carguío y atacado de manera incorrecta. Estos tiros fallados se dan mayormente en el disparo del arranque, ya que hay presencia de taladros que no han detonado parcial o totalmente, lo que lleva a realizar voladuras secundarias. El avance efectivo es de 0.78 y la longitud de perforación es de 0.78 metros el cual se refleja a las deficiencias mencionadas.

En la situación óptima, se ha realizado un nuevo diseño de malla en el arranque de la perforación y voladura lográndose eliminar los tiros cortados y los tiros fallados. El avance con este nuevo diseño de malla de perforación y voladura tuvo un avance efectivo es de 1.61 metros, ya que se realizó el cambio de barra cónica a 6 pies y broca cónica de 38 mm, lográndose así tener una granulometría de tamaño aceptable

menor a 8", la sobrerotura alcanza el valor de 1.44 % y el daño a la roca remanente es mínimo. Tras el disparo se tiene una eficiencia de la perforación 90.15 % y en la voladura se tiene un 87.30 % de eficiencia, estas cifras son muy aceptables a comparación con el escenario anterior.

Palabras clave: aplicación del diseño de perforación y voladura.

ABSTRACT

The Minera Aurífera Retamas S.A. today has been having deficiencies in the works of the linear advance of the main Gallery 9080 SW, there is an excessive consumption of drilling steels of the manual equipment Jackleg and an increase in the consumption of explosives with a high load factor also found the bad operational practices of the master drillers together with the assistants.

Following these operational deficiencies in the 9080 SW main gallery, it was proposed to standardize a new Drill and Blast mesh design for an 8`x8` Section with Bolt and Mesh Support, enforcing the drill and blast procedure in linear workings.

The geomechanical characterization of the rock mass of the main gallery 9080-SW, is in Granodiorite rock, with alterations, with RMR 41-50, considers that the rock is of a type REGULAR "B" III B, therefore a support with 4 "x4" non-galvanized mesh and 5 foot helical bar, intermediating with 5 foot slip set, distribution of bolts in cocada.

The evaluation of the current situation in the design of the drilling and blasting mesh, the perforations made were deficient in the exit of the start-up perforation, generating cut shots, due to bad operating practices such as bad parallelism, incorrect loading and attacking, and the failed shots are mostly in the start-up perforation, since there are drill holes that have not detonated partially or totally, which lead to secondary blasting. The effective advance is 0.78 and the drilling length is 0.98 meters which reflects the deficiencies mentioned above.

In the optimal situation, a new mesh design has been made at the start of drilling and blasting, eliminating cut shots and failed shots. The progress with this new design of drilling and blasting mesh had an effective advance of 1.61 meters since the conical rod was changed to 6 feet and conical drill bit of 38 mm, thus achieving an acceptable grain size of less than 8", the overburden reaches a value of 1.44% and the damage to the remaining rock is minimal. After firing, the drilling efficiency is 90.15% and the blasting efficiency is 87.30%, which is very acceptable compared to the previous scenario.

Key words: Application of drilling and blasting design.

INTRODUCCIÓN

La minera aurífera Retamas S. A., hoy en día, tiene deficiencias en los trabajos del avance lineal de la galería principal 9080 SW, se tiene un excesivo consumo de los aceros de perforación del equipo manual *Jackleg* y un incremento del consumo de explosivos con un alto factor de carga, también se encontró las malas prácticas operativas de los maestros perforistas juntamente con los ayudantes

Tras estas deficiencias operativas de la galería principal 9080 SW, se planteó estandarizar un nuevo diseño de malla de perforación y voladura para una sección de 8'x8' con sostenimiento de perno y malla, haciendo cumplir el procedimiento de perforación y voladura en labores lineales.

La caracterización geomecánica del macizo rocoso de la galería principal 9080-SW, se encuentra en roca granodiorita, con alteraciones, con RMR 41-50, considera que la roca es de un tipo Regular "B" III B por consecuencia se realiza un sostenimiento con malla de 4"x4" no galvanizada y barra helicoidal de 5 pie, intermediando con *slip set* de 5 pies, distribución de pernos en cocada.

En la evaluación de la situación actual en el diseño de malla de perforación y voladura, específicamente en los disparos realizados, se observó deficiencia en la salida del disparo del arranque generándose los tiros cortados por malas prácticas operativas como es el mal paralelismo, carguío y atacado de manera incorrecta. Estos tiros fallados se dan mayormente en el disparo del arranque, ya que hay presencia de taladros que no han detonado parcial o totalmente, lo que lleva a realizar voladuras secundarias. El avance efectivo es de 0.78 y la longitud de perforación es de 0.78 metros el cual se refleja a las deficiencias mencionadas.

En la situación óptima, se ha realizado un nuevo diseño de malla en el arranque de la perforación y voladura lográndose eliminar los tiros cortados y los tiros fallados. El avance con este nuevo diseño de malla de perforación y voladura tuvo un avance efectivo es de 1.61 metros, ya que se realizó el cambio de barra cónica a 6 pies y broca cónica de 38 mm, lográndose así tener una granulometría de tamaño aceptable

menor a 8", la sobrerotura alcanza el valor de 1.44 % y el daño a la roca remanente es mínimo. Tras el disparo se tiene una eficiencia de la perforación 90.15 % y en la voladura se tiene un 87.30 % de eficiencia, estas cifras son muy aceptables a comparación con el escenario anterior.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 Planteamiento y formulación del problema

1.1.1 Planteamiento del problema

Las empresas mineras siempre buscan disminuir sus costos operacionales de preparación y desarrollo, esto hace que continuamente se esté buscando nuevas formas o nuevos métodos de trabajo que ayuden a reducir estos costos por medio de controles de los parámetros y factores que influyen en la perforación, voladura, transporte, acarreo, etc., realizados dentro de la preparación y desarrollo de la mina.

Las mineras en el Perú buscan mejorar continuamente sus operaciones, por ello siempre buscan replantear sus operaciones en los trabajos de preparación y desarrollo, por medio de evaluaciones del macizo rocoso, diseño de malla de perforación y voladura, costos unitarios y factibilidad de inversión de los trabajos realizados.

La minera aurífera Retamas S. A. viene teniendo deficiencias en los trabajos de desarrollo de los frentes de avance lineal en la galería Principal 9080 SW de sección de 8 x 8 pies, se encuentra en roca granodiorita, con alteración y RMR de 50, catalogado de acuerdo con el GSI como un macizo rocoso muy fracturado malo (F/MF). Inicialmente se trabajó con un arranque de 6 taladros cargados y 3 vacíos con una longitud de barra de 4 pies, esto ha generado, con este tipo de diseño de perforación y voladura, una deficiencia en la salida del disparo del arranque, lo que género tiros cortados por malas prácticas operativas como es el mal paralelismo,

carguío y atacado de manera incorrecta, también se observaron tiros fallados, mayormente en el disparo del arranque, ya que hay presencia de taladros que no han detonado parcial o totalmente, esto lleva a realizar voladuras secundarias que afectan en el avance de la galería como en el incremento de consumo como de los aceros de perforación del equipo manual *Jackleg*, y el incremento del consumo de explosivos.

Tras estas deficiencias operativas de la galería principal 9080 SW se planteó estandarizar un nuevo diseño de malla de perforación y voladura, con un arranque que consta de 7 taladros cargados y 3 vacíos de igual diámetro de 38 mm, esto ayudó a incrementar la longitud de barra a 6 pies. Este nuevo diseño de perforación y voladura ayudó a eliminar los tiros cortados por malas prácticas operativas y también se eliminó en la totalidad los tiros fallados.

En las prácticas operativas se mejoró el pintado de la malla de perforación y voladura, se controló el paralelismo durante la perforación, se controló la carga operante en la corona, uso de espaciadores para controlar la corona a partir del uso de taladros de alivio y control de la longitud de perforación.

Según la tabla geomecánica, considera que la roca es de un tipo Regular "B", III B, entonces se realiza un sostenimiento con malla de 4" x 4" no galvanizada y barra helicoidal de 5 pies, intermediando con slip set de 5 pies, distribución de pernos en cocada.

1.1.2 Formulación del problema

1.1.2.1. Problema general

¿De qué manera influye la aplicación del diseño de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW para aumentar el avance lineal en minera aurífera Retamas S. A.?

1.1.2.2. Problemas específicos

- ¿De qué manera influye la aplicación del diseño de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW para mejorar los factores y parámetros de perforación y voladura en minera aurífera Retamas S. A.?

- ¿De qué manera influye la aplicación del diseño de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW, para reducir el costo unitario de perforación y voladura, en minera aurífera Retamas S. A.?

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo general

Implementar el diseño de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW para aumentar el avance lineal en minera aurífera Retamas S. A.

1.2.2 Objetivos específicos

- Implementar el diseño de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW, para mejorar los factores y parámetros de perforación y voladura en minera aurífera Retamas S. A.
- Implementar el diseño de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW, para reducir el costo unitario de perforación y voladura en minera aurífera Retamas S. A.

1.3 Justificación e Importancia

1.3.1 Justificación practica

La minera aurífera Retamas S. A. viene teniendo deficiencias en los trabajos del avance lineal de la galería principal 9080 SW, se tiene un excesivo consumo de los aceros de perforación del equipo manual Jackleg y un incremento del consumo de explosivos con un alto factor de carga, también se encontró las malas prácticas operativas de los maestros perforistas y sus ayudantes

Tras estas deficiencias operativas se planteó estandarizar un nuevo diseño de malla de perforación y voladura para una sección de 8`x 8` con sostenimiento de perno y malla, haciendo cumplir el procedimiento de perforación y voladura en labores lineales.

Se inició capacitando al personal de la galería principal 9080 SW sobre la característica del macizo rocoso trazado de la malla de perforación *in-situ*, con un adecuado burden y espaciamiento (pintado de malla), control de paralelismo durante

la perforación, importancia de controlar la carga operante en la corona, uso de espaciadores, para controlar la corona a partir del uso de taladros de alivio, control de la longitud de perforación, y uso de los detritos.

1.4 Hipótesis

1.4.1 Hipótesis general

La aplicación del diseño de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW, es factible y viable para aumentar el avance lineal en minera aurífera Retamas S.A.

1.4.2 Hipótesis específicas

- La aplicación del diseño de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW influye positivamente para mejorar los factores y parámetros de perforación y voladura en minera aurífera Retamas S.A.
- La aplicación del diseño de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW es factible y viable para reducir el costo unitario de perforación y voladura en minera aurífera Retamas S.A.

1.5 Identificación de las variables

1.5.1 Variable independiente

Diseño de malla de perforación y voladura

1.5.2 Variable dependiente

Optimización del disparo en el avance lineal

1.5.3 Matriz de operacionalización de variables

Tabla 1. Matriz de operacionalización de variables

Variables	Definición conceptual	Dimensión	Indicadores
V.I: Diseño de malla de perforación y voladura.	Es un trazo o también un esquema de un grupo de taladros para realizar la perforación, en un determinado frente, el cual tiene una distribución y simetría, en el cual intervienen factores no controlables (tipo de roca) y controlables (Parámetros de la perforación y voladura)	Caracterización geomecánica Parámetros de la perforación y voladura	<ul style="list-style-type: none"> • Índices RMR, RQD y Q del macizo rocoso. • Diámetro de taladro (mm) • Longitud de taladro (m) • Longitud de carga (m) • Explosivos (kg) • Densidad de roca (gr/cm³) • Burden y espaciamiento
V.D: Optimización del disparo en el avance lineal	Es la mejora en función al resultado de la perforación y voladura, en el cual se evalúa el volumen removido, el factor de carga, el avance efectivo y por último el costo por metro avanzado.	Optimización del disparo en el avance lineal	<ul style="list-style-type: none"> • Volumen removido (m³) • Factor de carga (kg/m) • Disparo efectivo (m) • \$/metro de avance

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes del problema

2.1.1 Antecedentes nacionales

- a) Tesis titulada: «*Análisis y optimización de las operaciones de perforación y voladura para el desarrollo de estándares técnicos e incremento de utilidades en mina Tambomayo*» realizada en la facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. El objetivo del estudio fue aportar una metodología experimental apropiada para analizar y optimizar la perforación y voladura de rocas para maximizar utilidades en la mina Tambomayo (1). Además, la metodología tiene las siguientes características (1).
- Para mejorar el diseño de la malla de perforación, optimizando los costos unitarios para el incremento de utilidades en la U.M. Tambomayo, donde el costo mostrado como línea base fue de 153,26 \$/m, optimizando los costos en 135,47 \$/m. generándose una ganancia de 17,79 \$/m, repercutiendo favorablemente en el cash cost del área de mina, incrementando las utilidades en la U.M. Tambomayo (1)
 - De acuerdo con el diseño de malla de perforación optimizada se reducen 3 taladros de 14 pies, por consiguiente, los costos unitarios de avance en mina se optimizan en 0,12 US\$/m con respecto a los costos iniciales de la U.M. Tambomayo. (1)
 - De acuerdo con el diseño de perforación y voladura propuesta los costos de explosivos se optimizan de 109,52 \$/m a 95,53 \$/m, reduciendo los costos en 13,99 \$/m. siendo favorable para la U.M. Tambomayo (1).

- La optimización es real con el replanteo en el diseño de la malla de perforación, estandarizando la carga del explosivo en los taladros y el secuenciamiento de salida.
- De acuerdo con los costos unitarios dados anteriormente, se observó que un 38 % se invierte en explosivos en un frente de voladura, un 15 % en mano de obra y 47 % en equipos y accesorios en la U.M. Tambomayo. (1)

b) Tesis titulada: «*Optimización del avance lineal en las labores de exploración y desarrollo de la Unidad Minera Santa María - Compañía Minera Poderosa S.A. con la aplicación de los criterios fundamentales de la ingeniería de la voladura*» realizada en la facultad de Ingeniería de la Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas. El objetivo del estudio fue aportar una metodología experimental apropiada para análisis de los parámetros que intervienen en las estimaciones matemáticas para el diseño de la malla de perforación y voladura en roca diorita tipo III, para incrementar el avance lineal en las zonas de desmonte (cortadas), el cual depende directamente del diámetro de los taladros de alivio en el arranque y la desviación de perforación de los mismos. (2). Además, la metodología tiene las siguientes características (2):

- Se rediseñó la malla de perforación y voladura considerando las dos variables mencionadas en la primera conclusión y también el tipo de explosivo a utilizar. De esta manera, se disminuyó de 45 a 39 la cantidad de taladros cargados y de los 5 taladros de alivio de 38 mm se modificó a 2 taladros de alivio de 64 mm con 3 taladros de alivio de 38 mm (Figura 25). De este modo, se aumentó el avance promedio a 2.10 m/disparo con barrenos de 8 pies frente al avance de 1.51 m/disparo con barrenos de 6 pies. Esto contribuyó a que el costo por metro de avance disminuya de S/.1,344.86 a S/.1,140.85 (2).
- En esta instancia, se consiguió bajar el factor de potencia (kg/t) de 1.23 a 1.15 y el factor de carga lineal (kg/m) se redujo de 23.24 a 21.02. La eficiencia de perforación y la eficiencia de voladura aumentaron, obteniendo así los siguientes indicadores: 87.93 % a 89.54 % y 93.92 % a 96.31 %, respectivamente (2).

- Se concluye que aplicando correctamente los modelos matemáticos de Holmberg y sus colaboradores; y bajo los parámetros de estos, es posible obtener un mejor diseño de malla de perforación y voladura reflejándose, significativamente, en un mayor avance lineal por guardia de trabajo. No obstante, cabe recalcar que existen otros métodos para poder realizar el mismo objetivo de esta presente investigación (2).

c) Tesis titulada: «*Reducción de costos operativos en labor Carmen Nv. 3040 mediante la optimización de estándares de perforación y voladura, CIA. Minera Poderosa S.A -2018*» realizada en la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac. El objetivo del estudio fue aportar una metodología experimental apropiada para Optimizar los estándares de operación en la labor Carmen Nv. 3040 para reducir los costos de perforación y voladura, CIA Minera Poderosa SA. -2018 (3). Además, la metodología tiene las siguientes características (3):

- Con la selección del nuevo diseño de malla de perforación, se reduce un 33,33 % donde en la malla anterior se tenía 52 taladros y en la actual malla optimizada 39 taladros y el avance lineal en el Crucero se mejora considerablemente 81.50 m a 115.50 m de avance mensual. Esto indica el nuevo diseño de malla es favorable para un avance óptimo en el frente 3040 NW, en la unidad minera Santa María (CMPSA) (3).
- Se determinó la distribución integral de los taladros, donde el factor de carga anterior era de 4.45 kg/m³ y actual es de 2.46 kg/m³, con una reducción de 44.72 %. Y el costo de material de voladura anterior era de 120.516 \$/ml y con una óptima distribución de la longitud de carga se obtiene un costo de 95 11 \$/ml; con una diferencia de 25.41 % por disparo (3).

d) Tesis titulada: «*Optimización del diseño de malla de perforación para la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco - Unidad Minera Pachancoto – Minas de Pachancoto S. A. 2019*» realizada en la Pontificia Universidad Católica del Perú. El objetivo del estudio fue determinar en qué medida influye la optimización del diseño de malla de perforación en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco, unidad minera Pachancoto-Minas de

Pachancoto S.A., 2019 (4). Además, la metodología tiene las siguientes características (4):

- Después de evaluar los resultados alcanzados luego de realizar la aplicación del nuevo diseño de la malla de perforación y voladura, se obtuvieron mejoras en comparación a la malla anterior que se utilizaba en el crucero de avance de minas de Pachancoto S. A. en la unidad minera Pachancoto (4).
- Con la optimización del diseño de la malla de perforación y voladura se logró reducir el costo unitario de avance por metro lineal del crucero 961 del Nv. 4950 de una sección de 2.4m x 2.4 m en la unidad minera Pachancoto de \$280.72 a \$245.85 por metro, lo que representa un 12.42 % menos referente al costo unitario que se tenía anteriormente (4).
- Con la optimización en el diseño de la malla de perforación y voladura se redujo la cantidad de número de taladros de 42 a 39, con ello se disminuyó el tiempo de perforación del frente e influyó en gran medida a la estimación de costos operacionales de perforación y voladura en la unidad minera Pachancoto (4).

e) Tesis titulada: «*Rediseño de la malla de perforación y voladura en frentes de avance Nivel 0 para reducir los costos de operación SM Esperanza Secocha*» realizada en la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. El objetivo del estudio fue rediseñar la malla de perforación y voladura en frentes de avance nivel 0 para reducir los costos de operación en Sociedad Minera Esperanza - Secocha (5). Además, la metodología tiene las siguientes características (5):

- Se ha rediseñado la malla de perforación disminuyendo la cantidad de taladros de 46 a 42 y así se redujo el costo por metro en las operaciones unitarias de 226 \$/m a 207 \$/m de avance generando una reducción de 8.29% de los costos o 18.78 \$/m (5).
- Se logró la reducción de la cantidad de explosivo de ANFO en un 64 % de 36 kg por frente a 23 kg y parámetros de voladura en factor de carga de un 4.76 kg/m³ a 3.12 kg/m³, factor de carga lineal de 24 kg/m a 15.72 kg/m y factor de potencia de 1.90 kg/t a 1.25 kg/t (5).

- Haciendo uso de modelos matemáticos se logró disponer geoméricamente los taladros y pueda realizarse una buena voladura de tipo convencional para que pueda haber una buena distribución de esfuerzos (5).

Se ha mejorado el avance lineal por campaña de un 70 % del avance planificado a un 90 % de efectividad en cumplimiento con los disparos diarios que se deben realizar (5).

2.2 Generalidades de la minera aurífera Retamas S.A

2.2.1 Ubicación y accesibilidad

La minera aurífera Retamas S. A. pertenece al anexo de Llacuabamba distrito de Parcoy provincia de Pataz departamento de la Libertad; en el flanco oeste de la cordillera oriental a 180 km. Hacia el este de la ciudad de Trujillo a una altura de 3900 m s. n. m.

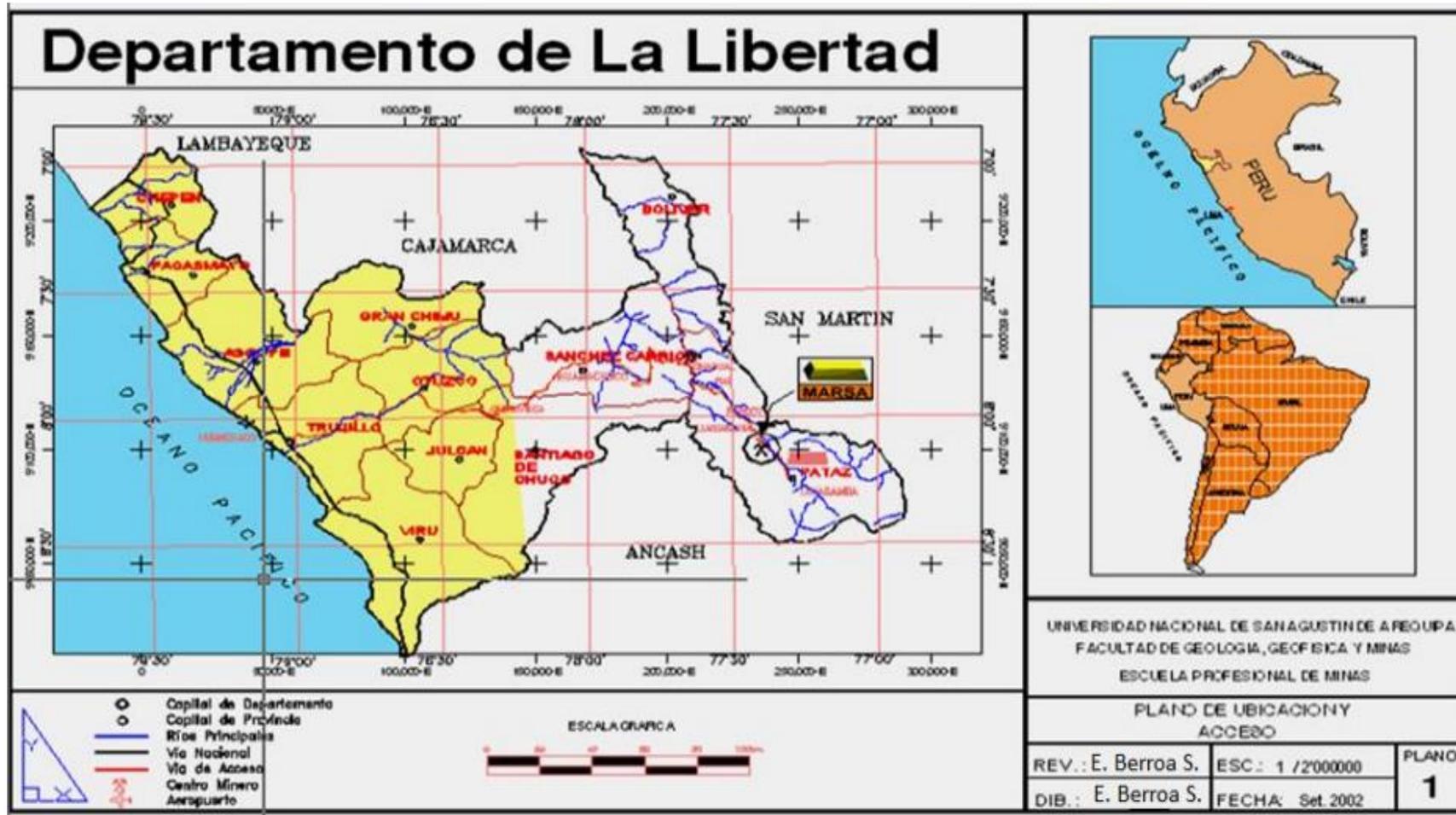


Figura 1. Ubicación de la minera aurífera Retamas S. A.
Tomada del departamento de Administración de la minera aurífera Retamas S. A. (6)

La accesibilidad desde el departamento de Lima a la minera aurífera Retamas S. A. se muestra en la siguiente tabla.

Tabla 2. Ubicación y accesibilidad de la minera aurífera Retamas S. A.

Ruta	Distancia (km)	Tipo de vía	Tiempo Aproximado (h)
Lima - Trujillo	562	Asfaltado	7.5 horas.
Trujillo – Chirán	34	Asfaltada	1 horas.
Chirán – Chagual	307	carretera	8 horas
Chagual – Mina MARZA	69.2	carretera	3 horas
TOTAL	972.2		19.5 horas

Tomada del departamento de Administración de la minera aurífera Retamas S. A. (6)

2.2.2 Geología

2.2.1.1. Geología regional

La parte de la geología comprende rocas volcánicas sedimentarias platónicas y metamórficas, las rocas más antiguas están representada por las filitas proterozoicas (7). Las deformaciones plásticas de las filitas denotan cuatro eventos tectónicos:

- Metamorfismo que debe haber tenido lugar alrededor de la transición precámbrica (7).
- Paleozoico donde las rocas volcánicas se encuentran solo en la parte superior fracturadas pizarras ordoviciense con graptolites. Formación Contaya, que sobreyasen en los volcánicos que casi no han sufrido deformaciones (7).
- El Paleozoico Medio Superior y el Triásico Inferior están representados por sedimentos con movimientos (grupo ambo). De carbonífero y el grupo mito del pérmico superior y el triásico inferior después de la deposición de los carbonatos marinos móricosliásicos (grupo pucará) (7).
- El desarrollo geológico está caracterizado desde el Jurásico Medio por el levantamiento de la cordillera oriental y una escasa sedimentación donde se distingue el grupo Goyllarisquizga del Neociano, formación Crisnejas del Alviano

Medio y formación Chuta del santón Eoceno con intrusiones subvolcánicas y un volcanismo ácido que han atribuido al ácido andino como volcanismo Lavasen (7).

Dentro del contexto regional, se aprecian rocas que abarcan desde el Precámbrico con el complejo Marañón de edad Precámbrica, sobre estas rocas se han determinado rocas Mesozoicas correspondientes a los Grupos Mitú y Pucará, las formaciones Goyllarisquizga, Crisnejas, Chota, depósitos recientes, y rocas intrusivas del Paleozoico (7)



Figura 2. Columna estratigráfica regional
 Tomada del departamento de Administración de la minera aurífera Retamas S. A. (6)
 (6)

2.2.1.2. Geología local.

La zona se halla mayormente cubierta por depósitos Cuaternarios; las rocas y estructuras mineralizadas se encuentran poco expuestas. En la mina El Gigante, debajo de la cubierta Cuaternaria, se extiende el intrusivo de Pataz de naturaleza félsica a metafélsica; en este se hospedan las vetas auríferas (7).

Al NE, cerca del campamento San Andrés, floran rocas metamórficas del complejo del Marañón, y al SW del Tambo, ocurrencias de arenisca limonitas – volcánicas (capas rojas) pertenecientes al grupo Mitú (7).

a) Rocas intrusivas

El intrusito está constituido por 2 facies plutónicas: 1ra facie, microdiorita – diorita; 2da facie, granodiorita-granito (7).

La primera facie son las rocas más favorables para el depósito de las soluciones mineralizantes; en ellas se emplazan el mayor número y las principales estructuras mineralizadas, las que actualmente se hallan en exploración y explotación; la segunda facie, son poco favorables para la formación de estructuras mineralizadas, encontrándose vetas delgadas, ramaleadas (stockwork) y discontinuas (7).

El intrusito de Pataz se extiende como una franja longitudinal de rumbo N 60°W y ancho promedio de 2.5 km. El contacto NE con el complejo del Marañón se caracteriza por una franja de enclaves de ancho variable, constituidos por fragmentos alargado de filitas pizarras, metavolcánicos y microdiorita; mientras que el contacto SW está marcado por la falla Huinchus (7).

b) Rocas metamórficas

Representada por el complejo del Marañón. Constituida por pizarras oscuras y filitas grisáceos, intercaladas con pequeñas capas de esquistos cloritizadas y metavolcánicos se hallan expuestas en lado NE del Batolito de Pataz”, en las quebradas Ventanas, Mushmush, Molinetes, Los Loros y San Vicente; encontrándose plegadas, falladas y/o perturbadas por varios eventos de metamorfismo dinámico e ígneo; asociados a este callamiento aparecen ciertas

estructuras auríferas de características similares y/o diferentes a las estructuras emplazadas en el intrusito (7).

c) Rocas sedimentarias

Conformada por la secuencia sedimentaria del Paleozoico y Mesozoico que aflora al SW del “Batolito de Pataz”, desde Alaska por el sur hasta Cachica por el norte (correspondiente a nuestra zona de interés). Esta secuencia está constituida por la unidad volcano sedimentaria (areniscas, limonitas, micro conglomerados a conglomerados, tobas riolíticas y brechas – aglomerados de riolitas dacitas), pertenecientes al grupo Mitú (Pérmico) y calizas del grupo Pucará (Triásico – Jurásico) (7).

d) Depósitos cuaternarios

Los depósitos Cenozoicos, constituidos por suelos residuales, coluviales, fluvio-glaciares y aluviales, se extienden cubriendo gran parte del área con espesores que varían de 1 a 50 m formando un relieve abrupto con vegetación de Puna (7).

2.2.1.3. Geología estructural.

Se considera una asociación típica mesotermal con temperatura en el rango de 250 – 350 centígrados se presenta una serie de vetas auríferas a partir de una intrusión calco – alcalinas de batolito de Pataz con una removilización en las rocas encajonantes (7).

Pero cabe mencionar que los yacimientos de Pataz se deben a procesos hidrotermales postmagmáticos o sea cuando el proceso de recristalización ha concluido con lo fundamental (7).

Los yacimientos minerales magmátogenos según las condiciones de su formación están relacionados con los procesos geoquímicas de las partes profundas de la corteza terrestre (7).

El sistema hidrotermal ha estado activo por mucho tiempo en varias etapas de reactivación tectónica y depósitos de cuarzo y sulfuros (7).

2.2.1.4.Mineralogía

La mineralogía del yacimiento incluye los siguientes minerales: sulfuros como pirita, calcopirita, galena, esfalerita.

- ✓ Óxidos: cuarzo, limonita, magnetita
- ✓ Sulfosales: arsenopirita
- ✓ Carbonatos: calcita, sericita

Dentro de las vetas de cuarzo aurífero, la pirita es el sulfuro más abundante, la arsenopirita es el mineral que le sigue en abundancia, la galena, que es típica en esta asociación mineral se observa en zonas de oxidación de los filones, formando agregados de grano fino y otros en forma masiva; la esfalerita no es muy frecuente, se presenta en la zona de sulfuros, acompañando a la galena y pirita (7). El oro y electrum se hallan al borde o dentro de las microfracturas de la pirita.

- ✓ Oro: macroscópicamente el oro se observa en forma libre en el cuarzo y raramente en la pirita o arsenopirita (7).
- ✓ Pirita: se observa pirita de varias generaciones, una pirita probablemente de la primera generación, macroscópicamente se encuentra bien cristalizado en pequeños cubos generalmente dentro de las cajas o en la estructura mineralizada (7).
- ✓ Galena: la galena es regularmente frecuente en todas las vetas de región (7).
- ✓ Esfalerita: por lo común está en la variedad de marmatita, microscópicamente se le observa en pequeños cristales de color marrón que se encuentran rellenas en las microfracturas de cuarzo, así como la pirita en la cual se observa que tiene inclusiones de oro nativo (7).
- ✓ Calcopirita: después de la pirita es uno de los minerales más frecuentes en las vetas de Pataz, se le observa en agregados de grano medio a grueso (7).

2.3 Bases teóricas

2.3.1 Descripción del método de minado por corte y relleno

En la clasificación de los métodos subterráneos, dentro de la clase de métodos americanos y en la subclase de gradines invertidos se tiene el método de corte y relleno (cut and fill), que también se clasifica dentro de los métodos con sostenimiento artificial (8)

a) Preparación del método corte y relleno

Se divide el filón(veta) o manto en bloques de mineral (ore body) de acuerdo a las «Reglas generales para la división de un yacimiento para su explotación»; aprovechando de dos galerías consecutivas: inferior y superior y a ambos costados por chimeneas laterales, quedando delimitados los ore body para empezar con la explotación propiamente dicha, en los que se establece un orden determinado de acuerdo a un planeamiento elaborado (leyes, volumen ciclo de minado, relleno etc.) (8).

b) Explotación del método corte y relleno

En la explotación por corte y relleno, se empieza generalmente por la parte inferior del block de mineral dejando un puente de mineral sobre la galería inferior y corriendo una franja horizontal (subnivel) dentro de los límites del block o cuartel, cuando el mineral es de alta ley, existen alternativas para no dejar el puente y se utiliza sostenimiento artificial para recuperar el puente (lozas de concreto armado u otros tipos de sostenimiento) (8).

Cuando se ha arrancado la primera franja de mineral, se rellena el volumen correspondiente, este material sirve como plataforma para el laboreo de la franja siguiente a la vez como sostenimiento de los hastiales (cajas) (8).

c) El ciclo de minado en este método corte y relleno

• Perforación

Taladros horizontales, se tiene dos caras libres y el rendimiento por metro perforado es mayor, así como el consumo de explosivos es menor, la perforación se efectúa con máquinas *Jackleg* (8).

Taladros verticales: se tiene que preparar inicialmente una pasadura como cara libre y luego efectuar la perforación con máquinas *stoper* o *Jackleg*, es más cómodo para perforar (8).

Taladros Inclinados, que es una variación de los taladros verticales y tiene más ventaja en cuanto a la formación de la cara libre (8).

De acuerdo con la potencia del filón o manto, la perforación de los taladros se efectúa en filas, cuyas mallas pueden ser en zigzag, triangulares o cuadradas (8)

- **Relleno**

- ✓ **Detrítico:** el material para el relleno se puede obtener de la misma área de explotación (interno) - labores de preparación en mineral pobre o roca estéril - o creadas *in situ* -cortadas hacia la caja techo - y fuera del área de explotación (externo) en canteras diseñadas para este fin, preparación de *glory hole*. El relleno se introduce al área de explotación a través de chimeneas auxiliares construidas para este fin, luego se uniformiza a manera de franjas horizontales con los equipos adecuados (manual o mecánico) dejando la altura necesaria para continuar con el ciclo de minado (8)

- ✓ **Hidráulico:** consiste en transportar un relleno constituido por material de grano fino, suspendido en una pulpa en base a agua, que se deja decantar en el tajeo rellenado (8).

- **Voladura**

Para el éxito de la voladura, es importante determinar el trazo de malla de perforación óptimo, con lo cual se logrará el grado de fragmentación adecuado del mineral para el manipuleo (carguío y transporte). Los explosivos más usados son la dinamita, el anfo, emulsiones y como accesorios de voladura el fanel, cordón detonante, conectores, etc. Estos se usan de acuerdo con el método, si es convencional o mecanizado, ya que tienen sus propios parámetros (8).

- **Limpieza (carguío y transporte)**

Es la operación unitaria que determina el rendimiento del método. La forma y tamaño del tajeo condiciona la limpieza de la labor respecto al tipo de equipo a

utilizar: cucharas de arrastre (scraper), palas cavo-neumáticas, mini scoops etc. en general las distancias son de acuerdo al ratio de rendimiento de cada equipo (8).

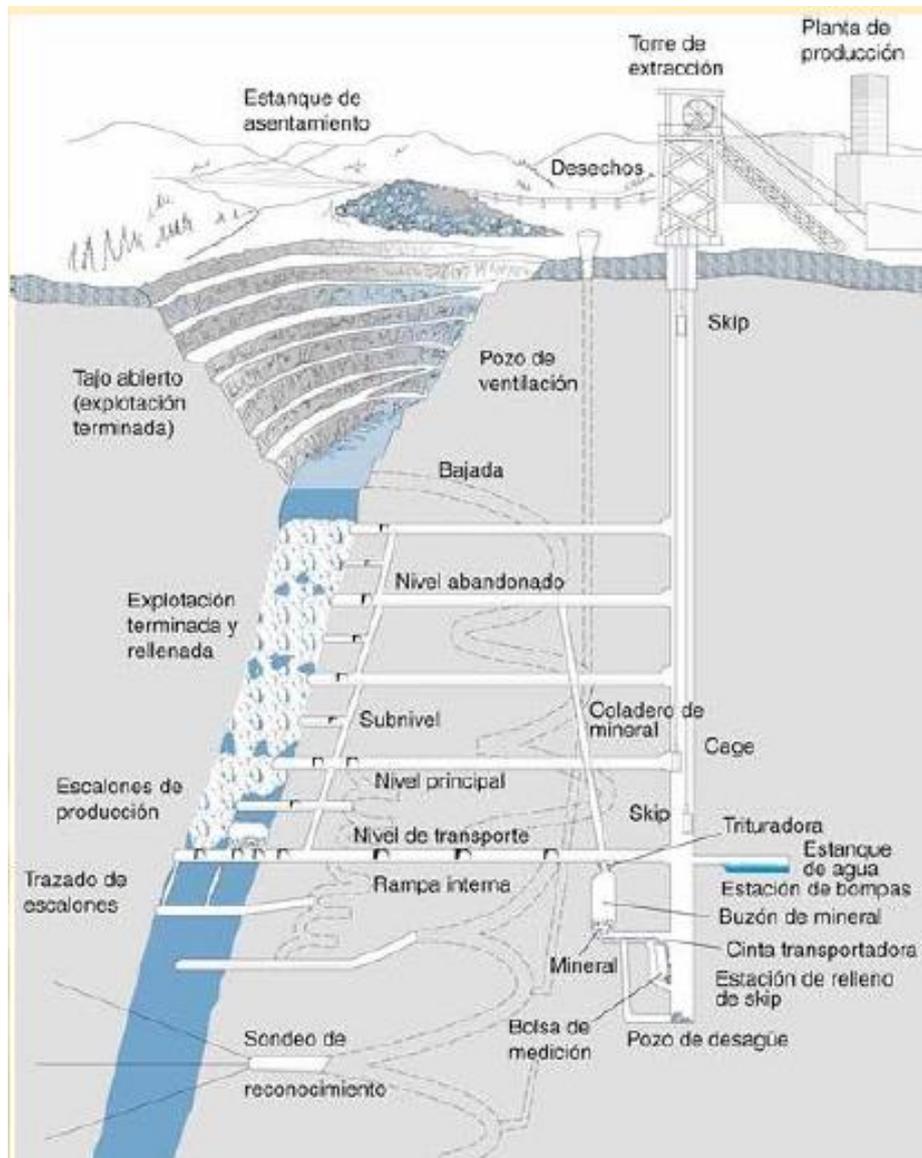


Figura 3. Métodos de explotación subterránea - cut and fill
 Tomada del Manual para la selección de métodos de explotación de minas (8)

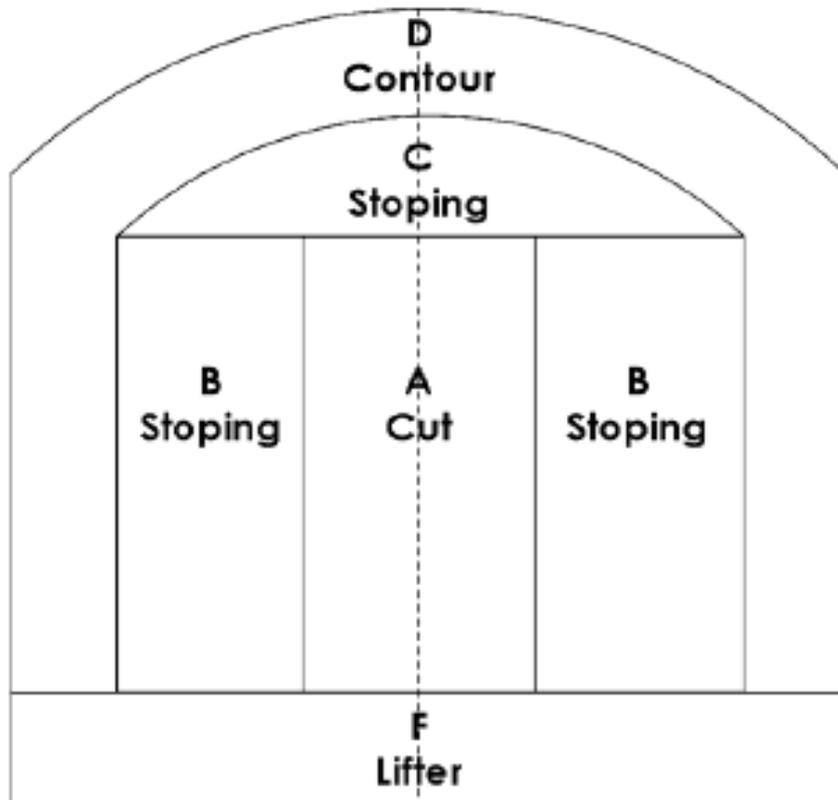
2.3.2 Modelo matemático de Roger Holmberg

El diseño del método de Holmberg plantea la división del frente de trabajo en 5 secciones como son:

- ✓ 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),

cada una de estas secciones son tratados de forma especial respectivamente (9).

En la siguiente figura se muestra las secciones establecidas por el método de Roger Holmberg



**Figura 4. Secciones establecidas por el método de Roger Holmberg
Tomad del método matemático de Roger Holmberg (9)**

La principal actividad del proceso de voladura en las labores subterráneas es la formación de la cara libre en los frentes de las labores (9).

Los cálculos de la carga de impacto común, como indica el método propuesto por el investigador Roger Holmberg, se completan utilizando el cálculo adjunto:

- ✓ Cálculo para decidir el desarrollo avance.
- ✓ Estimación del corte (cut).
- ✓ Primer cuadrante.
- ✓ Segundo cuadrante.
- ✓ Tercer cuadrante.
- ✓ Cuarto cuadrante.
- ✓ Estimación del arrastre.
- ✓ Cálculos del taladro de contorno (piso).

- ✓ Cálculos de los taladros de contorno (paredes).
- ✓ Estimación de la zona de tajeo (stopping)

Esta técnica y cálculo propuesto por Holmberg se sugiere para la estimación y el diseño de perforación y voladura del macizo rocoso en la minería subterránea y en obras civiles túneles de excavación (9).

En la siguiente sección se detallan las 5 secciones del diseño de perforación y voladura propuesto por el investigador Roger Holmberg (9).

a) Diseño de la sección de corte (A)

El logro o la ineficiencia del disparo de la voladura del macizo rocoso en la excavación se basa en la realización de caras libres; esto implica que el corte (sección A) es un requisito indiscutible del diseño de malla de perforación y voladura. La secuencia de retardos en el arranque debe ser eficiente y de forma gradual en el incremento del tamaño hasta que las aberturas de ayuda puedan tener caras libres apropiadas (9).

El tipo de arranque será elegido por el equipo de perforación accesible, el ancho de la sección y la velocidad de avance ideal. En el corte en V, la velocidad de avance está limitada por la anchura de la sección; esto no ocurre con los cortes o arranque en paralelo (9).

b) Velocidad de avance

La velocidad de avance está limitada por el diámetro del taladro vacío y por la desviación de los taladros (9). El avance esperado por disparo debe ser superior al 95 % de la profundidad de la abertura por el taladro (9).

El avance por disparo (H) comunicado como un elemento del taladro vacío puede ser denominado por la relación siguiente:

$$H = 0,5 + 34,1\varnothing - 39,4\varnothing^2 \dots\dots\dots(1)$$

Donde:

H = Profundidad del taladro (m)
 \varnothing = Diámetro del taladro vacío (m)

El avance será 95% x H

$$I = 0,95 \times H \dots\dots\dots(2)$$

Las expresiones señaladas anteriormente se aplican en condiciones donde la desviación de la perforación no es superior al 2 %. Por lo general de los casos de perforación en secciones de las labores mineras y túneles, al no disponer de equipos de perforación a la vez de los taladros vacío equivalente se calcula como se muestra en la siguiente expresión:

$$\varnothing = \sqrt{n} \times d_o \dots\dots\dots(3)$$

Donde:

d_o = Diámetro de los taladros vacíos en el corte
n = Número de taladros vacíos en el corte
 \varnothing = Diámetro del taladro vacío equivalente

c) Diseño del corte o arranque

El cálculo cuando se tiene una sección cuadrada de corte para arranque en paralelo es la siguiente.

• Primer cuadrante

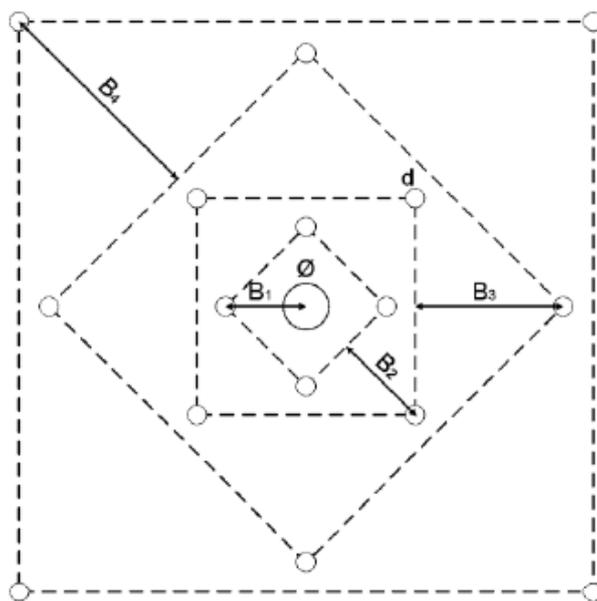


Figura N 5: Sección cuadrada de corte para arranque en paralelo
Fuente: Método Matemático de Roger Holmberg. (9)

• **Los cálculos del burden para el primer cuadrante**

$$B_1 = \left\{ \begin{array}{l} 1,5\emptyset \text{ si la desviación del taladro es } (0,5\% - 1\%) \\ 1,7\emptyset \text{ si la desviación del taladro es } > 1\% \end{array} \right\} \dots\dots\dots 4$$

Donde:

B_1 = Burden en el 1er cuadrante
 \emptyset = Diámetro del taladro vacío o el equivalente
 F = Máxima desviación de la perforación

$$F = \alpha \times H + \beta \dots\dots\dots 5$$

Donde:

α = Desviación angular (m/m)
 β = Desviación en el collar o empate (m)
 H = Profundidad del taladro (m)

• **Los cálculos de concentración de carga del primer cuadrante**

Langerfors y Kihlstrom (1963) han establecido un modelo matemático para el cálculo de carga en el 1er cuadrante (9).

$$q_1 = \frac{d}{0,032} \times \frac{3}{2} \times \left(\frac{B}{\emptyset}\right)^{\frac{3}{2}} \times \left(B - \frac{\emptyset}{2}\right) \dots\dots\dots 6$$

Si $d < 31,75\text{mm}$

Donde:

q_1 = Concentración de carga (Kg/m) en el 1er cuadrante.
 B = Burden (m).
 \emptyset = Diámetro del taladro vacío (m).
 d = Diámetro del taladro de producción (m).

La ecuación 6 es válida para diámetros pequeños $d \leq 1 \frac{1}{4}$ "

En los diámetros más grandes u otro tamaño la concentración de la carga del primer cuadrante se describe en la siguiente sección (9).

$$q_1 = \frac{55 \times d \times \left(\frac{B}{\varnothing}\right)^{\frac{3}{2}} \times \left(B - \frac{\varnothing}{2}\right) \times \left(\frac{C}{0,4}\right)}{S_{ANFO}} \dots\dots\dots 7$$

Donde:

S_{ANFO} = Potencia por peso relativo al AN/FO
 C = Constante de roca. Se refiere a la cantidad de explosivo necesario para remover 1m³ de roca.
 $C \in [0,2 - 0,4]$ para condiciones en las cuales se desarrolló el modelo
 ($\bar{c} = 0.4 \text{ Kg/m}^3$).

• **Segundo cuadrante**

Una vez disparado el primer cuadrante, en el frente queda una abertura rectangular de ancho (a) (9).

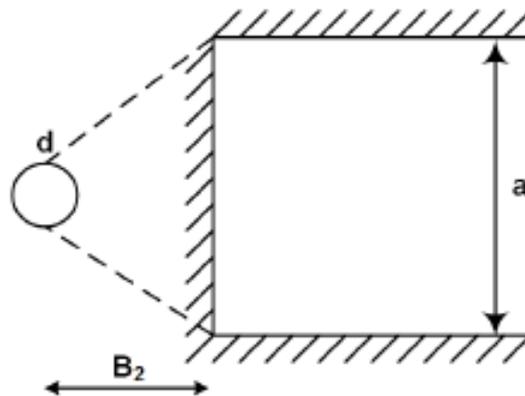


Figura N 6: salida del arranque abertura rectangular de ancho (a)
Fuente: Método Matemático de Roger Holmberg. (9)

Para realizar el cálculo como se muestra en la siguiente expresión:

a = Ancho de la abertura creada en el 1er cuadrante.
 B_1 = Burden en el 1er cuadrante (m).
 F = Desviación de la perforación (m).
 Si se conocen el Burden (B) y el ancho a ; la concentración de carga puede determinarse mediante la siguiente relación:

$$q_2 = \frac{32,3 \times d \times c \times B}{S_{ANFO} \times \left[\sin \left(\tan^{-1} \left(\frac{a}{2B} \right) \right) \right]^{1,5}} \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right) \dots\dots\dots 9$$

En cuanto si se conoce la concentración de carga y el ancho al burden “B”, para el segundo cuadrante se puede determinarse en función de “a” y “q”. (9)

$$B = 8,8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{a \times q_2 \times S_{ANFO}}{d \times c}} \text{ (m)} \dots\dots\dots 10$$

Se realiza la sustitución del 8,9 en la expresión 10, el burden para el segundo cuadrante como se muestra en la siguiente expresión:

$$B = 10,5 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{(B_1 - F) \times q_2 \times S_{ANFO}}{d \times c}} \dots\dots\dots 11$$

El Burden práctico será:

$$B_2 = (B - F) \dots\dots\dots 12$$

Restricciones para calcular B:

$$B_2 \leq 2a \dots\dots\dots 13$$

Si no presenta deformación plástica, la concentración de carga se halla en la siguiente expresión:

$$q_2 = \frac{22,2 \times d \times c \times 2a}{S_{ANFO} \left[\sin \left(\tan^{-1} \left(\frac{1}{4} \right) \right) \right]^{1,5}} \dots\dots\dots 14$$

o

$$q_2 = 540 \times \frac{d \times c \times a}{S_{ANFO}} \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right) \dots\dots\dots 15$$

Si no se tiene la restricción de la deformación plástica, se debe elegir otro explosivo con potencia por, pero menor para controlar y mejorar la fragmentación (9).

Todo ángulo de apertura tiene que ser menor a 90 %, como se muestra en la siguiente expresión:

$$B_2 > \frac{a}{2} \dots\dots\dots 16$$

Para mejor lo mencionado anterior Gustaffson propone lo siguiente para cada cuadrante.

$$B = 0,7 \times a \dots\dots\dots 17$$

• **Sección de arrastres:**

Para calcular el burden de los arrastres se debe realizar el cálculo con la siguiente expresión como en la voladura de bancos.

$$B = 0,9 \times \sqrt{\frac{q \times S_{ANFO}}{C \times f \times \frac{S}{B}}} \dots\dots\dots 18$$

Donde:

- B = Burden (m)
- q = Concentración de carga (Kg/m)
- C = Constante de roca.

$$C = \begin{cases} \bar{c} + 0,05 & B \geq 1,4m \\ \bar{c} + \frac{0,07}{B} & B < 1,4m \end{cases}$$

$$\bar{c} = 0,4$$

- f = Factor de fijación.
- f = 1 Para taladros verticales.
- f < 1 Para taladros inclinados.

$$\frac{S}{B} = \text{Relación de espaciamento/Burden.}$$

La aplicación de esta fórmula es para casos en el que $B \leq 0.6H$; para otros casos es conveniente reducir la concentración de caga (9).

Cálculo del número de taladros en el arrastre está dado por:

$$N = \left[\frac{\text{ancho del túnel} + 2H \times \text{sen}(\gamma)}{B} + 2 \right] \dots\dots\dots 19$$

Donde:

- N = Número de taladros de arrastre.
- H = Profundidad de los taladros.
- γ = Ángulo de desviación en el fondo del taladro.

$$\bar{\gamma} = 3^\circ$$

B = Burden

Para el espaciamiento de los taladros S es calculado en la siguiente formula:

$$S = \frac{\text{ancho del túnel} + 2H \times \text{sen}(\gamma)}{N-1} \dots\dots\dots 20$$

Para taladros de la esquina el espaciamiento está dado por:

$$S^1 = S - H \times \text{sen}(\gamma) \dots\dots\dots 21$$

El Burden práctico como función de y F está dado por:

$$S^1 = B - H \times \text{sen}(\gamma) - F \dots\dots\dots 22$$

En la carga de la longitud de fondo (h_b) está representada por la siguiente expresión:

$$h_b = 1,25 \times B^1 \dots\dots\dots 23$$

La carga de la longitud de la columna (h_c) está representada por la siguiente expresión:

$$h_c = H - h_b - 10d \dots\dots\dots 24$$

Mayormente se recomienda cargas de columna del 70 %, a la carga en el fondo. Los taladros de tajeo (Stopping) de las secciones B y C, en el cálculo de la carga “q” y el burden “B”, son los mismo que se emplean en el cálculo de bancos, utilizados en los arrastres (lifter). (9) como se muestra en la siguiente expresión:

En la sección B : $f = 1,45$ y $\frac{S}{B} = 1,25$

En la sección C : $f = 1,20$ y $\frac{S}{B} = 1,25$

La carga que se concentra en la columna debe ser equivalente al 50 % de la carga concentrada de fondo (qb) (9).

- **Formar la zona de perforación – sección D**

Para la voladura de los túneles, que no requiere una voladura controlada, el espaciamiento y el burden que se determina según lo que se ha usado para hallar la sección de arrastre con la distinción de que $f = 1,2$ y $S/B = 1,25$ y la concentración de la carga de la columna respectivamente es igual al 50 % de la concentración de carga en el fondo (9).

Si se usa una voladura controlada (smooth blasting) los daños en las cajas de la labor se minimizan, según el análisis (Pearson 1973) establece que el espaciamiento es desacuerdo al diámetro del taladro (9).

$$s = K \times d \text{ (m)} \dots\dots\dots 25$$

Donde K es un valor constante y $K \in (15,16)$ para la proporción S/B debe utilizarse un valor de 0,80 (9).

- **Daños provocados por el impacto de rocas – Sección E**

En el proceso de la voladura, las ondas propagadas de choque se generan gracias a la detonación de la mezcla explosiva, en relación con la velocidad de la partícula y de la velocidad de propagación de la onda (9).

Persson, Holmberg han rastreado una relación experimental para determinar la velocidad de la molécula y ésta es la siguiente:

$$V = 700 \times \frac{W^{0.7}}{R^{1.5}} \dots\dots\dots 27$$

Donde:

V = Velocidad de la partícula (mm/s)

W = Peso de la carga explosiva (Kg)

R = Distancia (m)

La utilización de esta proporción se sugiere para distancias más notables que 1 m (9).

Para la concentración de carga entre 0,2 - 25 kg/m, se ve que como suponiendo que la velocidad de la partícula es mayor que 500 mm/s, el daño del macizo rocoso circundante podría darse. (9)

2.3.3 Avance lineal

El logro depende en gran medida de la habilidad del maestro perforista y del paralelismo del taladro (10). En cualquier caso, se empieza a realizar la perforación según los parámetros y factores de perforación establecidos en los procedimientos de trabajo a fin de que se realice de la mejor manera posible, también influye la supervisión ya que el tipo de roca en las labores tienden a cambiar y es por ello por lo que se tiene que realizar un análisis y caracterización Geomecánica para mejorar el disparo ante el tipo de roca encontrada en campo.

- **Las fracturas:** en general se dan por las fallas del macizo rocoso este tipo de discontinuidad condiciona a llevar un mejor control de la perforación, ya que es la que genera más desviaciones y ocasiona el no paralelismo de los taladros, ante este tipo de discontinuidad es preferible perforar en percusión, rotación y empuje en baja y realizan el barrido de aire frecuentemente a fin de que no se tape el taladro, para el carguío del explosivo es preferible que se carguen con los tubos de pvc a fin de que no se tapen los taladros perforación y el carguío sea lo más eficiente posible (10).

- **El tiempo disponible:** la eficiencia del equipo y la eficiencia de la perforación y voladura para completar todo el frente de avance a la longitud requerida son importantes (10).
- **Dureza de la roca:** si la roca es demasiado dura, entonces la profundidad de los taladros será limitada, sin embargo, es necesario utilizar explosivo de alto poder de explosión en cantidad necesaria, para lograr buenos avances (10).

2.4.1 Herramientas de gestión

Son generalmente aquellas herramientas que nos permiten realizar trabajos, libre de incidencias. Por ejemplo, ATS, IPERC, PETS, PETAR, etc. (11).

- a) **Procedimiento escrito de trabajo seguro (PETS):** documento que contiene la representación explícita de cómo completar o realizar una el trabajo o desarrollar una tarea de manera correcta de inicio a fin (11).
- b) **Permiso escrito de alto riesgo (PETAR):** documento firmado por cada turno por el ingeniero supervisor y el jefe de área, donde se realiza el trabajo mediante el cual se autoriza a realizar trabajos en zonas o ubicaciones más peligrosas y se considera de alto riesgo (11).

Algunos trabajos que son considerados como de alto riesgo como trabajos en altura, trabajos en espacios, trabajos en caliente, etc. (11).

c) **Medidas de identificación de peligros, evaluación de riesgos y control (IPERC)**

Es una herramienta de gestión en seguridad que se realiza para trabajos que tiene PEST (11).

Para disminuir el riesgo tenemos los controles que lo acompañan:



*Figura 7. Jerarquía de controles
Tomada de Seguridad minera aurífera Retamas S. A.*

CAPÍTULO III

MÉTODO DE DESARROLLO DEL PROYECTO

3.1 Método y Alcances de la Investigación

3.1.1 Método general o teórico de la investigación

a) Método general

Método deductivo, que al desarrollar la implementación del diseño de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW, ayudará a aumentar el avance lineal y a mejorar el disparo.

b) Método específico

Método experimental, porque al implementar el diseño de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW, se podrá aumentar el avance lineal.

3.1.2 Alcance de la investigación

a) Tipo de investigación

Es aplicativo, porque el objetivo de la investigación es implementar el diseño de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW; por lo tanto, se podrá aumentar el avance lineal en minera aurífera Retamas S. A.

b) Nivel de investigación

Es explicativo, porque para implementar el diseño de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW se podrá aumentar el avance lineal en minera aurífera Retamas S. A., lo que llevará a analizar y estudiar la caracterización del macizo rocoso, para poder plantear los factores y parámetros de perforación y voladura.

3.2 Diseño de la investigación

Es experimental.

3.3 Población y muestra

3.3.1 Población

Todos los trabajos de desarrollo de minera aurífera Retamas S. A.

3.3.2 Muestra

La galería principal 9080-SW de minera aurífera Retamas S. A.

3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1 Técnicas utilizadas en la recolección de datos.

- **Observación:** se realizará la recolección de datos *in situ* mediante la técnica observacional y procesamiento de datos actuales de la perforación y voladura de la galería principal 9080-SW de minera aurífera Retamas S. A.

Para la investigación, se utilizará como instrumento de campo: cuaderno de notas, planos, vernier, flexómetro, y herramientas de gestión de minera aurífera Retamas S. A.

- **Recopilación:** la recolección de datos de la perforación, factores y parámetros, control de uso y consumo, utilizando programa Excel. y como material de ayuda: tesis, libros, y laptop para el procesamiento de los datos.

3.4.2 Instrumentos utilizados en la recolección de datos.

- ✓ Informes
- ✓ Publicaciones
- ✓ Tesis
- ✓ Planos
- ✓ Fichas
- ✓ Libros
- ✓ Internet
- ✓ PC.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Implementar el diseño de perforación y voladura de la galería principal 9080-sw para aumentar el avance lineal, minera aurífera Retamas S. A.

4.1.1 Implementar el diseño de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW para mejorar los factores y parámetros de perforación y voladura en la minera aurífera Retamas S. A.

a) Estudio geomecánicos de la galería principal 9080-SW

En la galería 9080 SW se ha realizado la caracterización del macizo rocoso para mejorar el arranque de la malla de perforación y voladura *in situ* con un adecuado burden y espaciamiento por medio del control de paralelismo durante la perforación, importante para controlar la carga operante en la corona, uso de espaciadores para controlar la corona a partir del uso de taladros de alivio, control de la longitud de perforación y uso de los detritos para el atacado de los taladros.

b) Análisis geomecánico de la galería principal 9080-SW

La galería principal 9080-SW, se encuentra en roca Granodiorita, con alteraciones, con RMR 41-50, catalogado de acuerdo con el GSI como un macizo rocoso Muy Fracturado malo (MF/M).

Según la tabla geomecánica considera que la roca es de un tipo Regular "B" III B por consecuencia se realiza un sostenimiento con malla de 4"x4" no galvanizada y barra helicoidal de 5 pie, intermediando con *slip set* de 5 pies, distribución de pernos en cocada.

c) Medidas de control a aplicar el sostenimiento con *shotcrete* vía seca

En el proceso de vía seca, el agua necesaria para la hidratación del cemento es agregada en la boquilla, mientras que en el método por vía húmeda el agua se agrega en la planta dosificadora de concreto. La mezcla vía seca es transportada a través de un conducto hasta la tobera, donde la mezcla es lanzada en forma neumática y continua a la roca.

Los controles de mitigación del sostenimiento en la galería principal 9080-SW, es el soporte preventivo con sostenimiento de sacrificio y voladura de *desestresing* (preacondicionamiento)-

a) Sostenimiento del frente con malla electrosoldada de sacrificio

En la siguiente figura, se muestra el sostenimiento del frente con malla electrosoldada de sacrificio de la galería principal 9080-SW



Figura 8. Sostenimiento del frente con malla electrosoldada de sacrificio de la galería principal 9080-SW

b) Sostenimiento del frente con *shotcrete* de sacrificio

En la siguiente figura, se muestra el sostenimiento con *shotcrete* de sacrificio de toda la galería principal 9080-SW



Figura 9. Sostenimiento con shotcrete de sacrificio de toda la galería principal 9080-SW

En la siguiente figura se muestra el plano longitudinal de la extensión de la galería principal 9080-SW

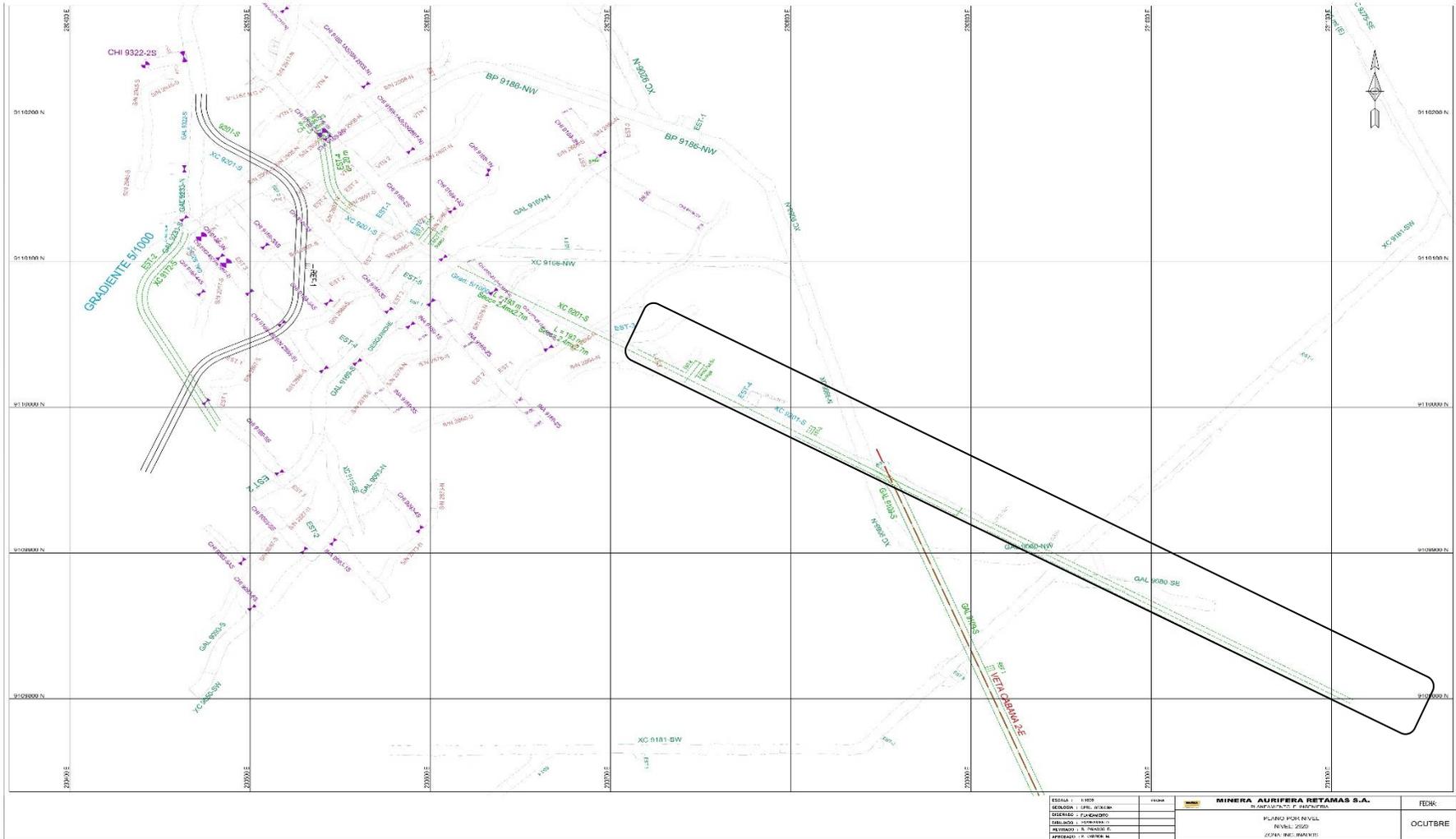


Figura 10. Plano longitudinal de la extensión de la galería principal 9080-SW

Interpretación:

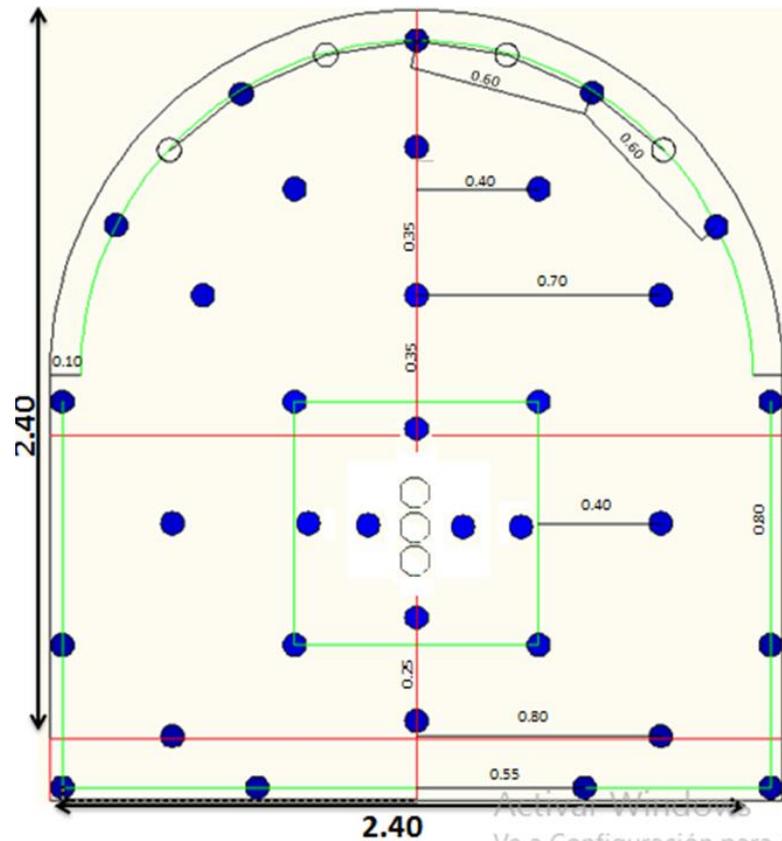
De la figura, se aprecia el plano longitudinal de la extensión de la galería principal 9080-SW, con una longitud de 290 metros lineales el cual se desarrollara con las mejoras en la perforación y voladura

d) Diseño de la perforación y voladura de la galería principal 9080-SW para mejorar los factores y parámetros de perforación y voladura

Haciendo un primer disparo de acuerdo con los parámetros actuales de voladura se podrá tener un punto de partida de estudio, para luego realizar cambios en la malla de perforación que nos permita una distribución geométrica correcta de los taladros considerando un Burden y Espaciamiento adecuado para este tipo de roca.

- **Situación actual**

En la siguiente figura, se muestra el diseño de malla de perforación y voladura con sección 8 x 8 pies para roca regular con longitud de barra de 4 pies.



Sección (m)	2,4	2,4	Nº de Tal. Car.	Cartuchos de Explosivo	
RMR	41-50			Semexsa 65 7/8" x 7"	Exsablock 7/8" x 7"
long. Perf. (Pies)	4			Cart./Tal.	Cart./Tal.
Arranque			4	6	
1ra Ayuda			2	6	
2da Ayuda			4	6	
Produccion			5	5	
Ayuda de Arrastre			3	4	
Ayuda de corona			3	4	
Cuadrador			4	4	
Corona			5	1	3
Arrastre			4	5	
TOTAL			34	150	15
Peso de Explosivos				13, 24 kg	

Datos Generales	
Seccion (m)	2.4 x 2.4
Tipo de roca:	IIIB
Densidad de roca (gr/cm3)	2.7
Long. Perf. (pies)	4
Avance efectivo - 80%(m)	0.78
Nº de taladros	37
Nº de taladros de alivio	3
Nº de taladros de cargados	34
Diametro de perforacion (mm)	38
Volumen roto (m3)	4.49
Tonelaje roto (ton)	12.13
Factor de carga (kg/m3)	2.95
Factor de carga (kg/t)	1.09
Factor de carga (kg/m)	16.97

Datos Generales	
Mecha rapida (m)	13
carmex 2.1 m (unid.)	30
Semexsa 7/8" x 7" 65%: (Cart)	150
exsablock 7/8" x 7" (Cart)	15
Nº de cartuchos	165

Figura 11. Diseño de malla de perforación y voladura con sección 8 x 8 pies con longitud de barra de 4 pies de la galería principal 9080-SW Tomada del área de Operaciones de la minera aurífera Retamas S. A.

Interpretación:

Con este tipo de diseño de perforación y voladura se tuvo deficiencia en la salida del disparo del arranque como son los siguientes:

- ✓ Tiros cortados, por malas prácticas operativas como es el mal paralelismo, carguío y atacado de manera incorrecta.
- ✓ Tiros fallados, se dan mayormente en el disparo del arranque ya hay presencia de taladros que no han detonado parcial o total, que llevan a realizar voladuras secundarias.

El avance con este tipo de malla y perforación y voladura se tuvo un avance de 0.78 metros el cual es muy menor y las deficiencias no hacen que se llegue a un avance de lineal dentro de lo programado. Por otro lado, estas deficiencias generan un aumento en el costo unitario de perforación y voladura.

- **Situación óptima**

Tras las deficiencias encontradas en el análisis de la situación actual referente a la malla de perforación y voladura, se procedió a realizar el nuevo diseño de malla de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW.

En la siguiente tabla de los parámetros para el diseño de la malla de perforación y voladura con barra cónica de 6 pies de la galería principal 9080-SW

Tabla 3. Parámetros para el diseño de la malla de perforación y voladura con barra cónica de 6 pies de la galería principal 9080-SW

PARÁMETROS PARA LA APLICACIÓN DEL MODELO MATEMÁTICO DE ROGER HOLMBERG	
Labor: Galería 2450	
Tipo de Sección	TUNEL
A Ancho (m.)	2.40
H Altura (m.)	2.40
r - Radio de arco del techo (m)	1.10
Parámetros de la Roca	
ρ_r : Densidad de la roca (gr./cm3)	2.7
RMR	50
GSI	50
RQD %	45
Parámetros de Perforación	
Eficiencia de Perforación %	88%
Longitud de Barras (pies)	6
$\phi 1$ Diámetro de broca de producción (mm.)	38
$\phi 2$ Diámetro de broca de rimadora (mm.)	64
D. empate $\alpha 1$ (m) Desviación de empate o error de emboquille	0.02
D. angular $\alpha 2$ (m/m) Desviación de la perforación o desviación angular m. /m.	0.01
γ° : Angulo de los taladros de contorno	2
N° de TH : Número de taladros de alivio	3
CONSTANTES	
Área Secc. (m2)	5.24
Perímetro (m)	11.26
Volumen (m3)	8.43
Constante de roca "c" - LANGERFORS	
(Kg/m3). Modificado por Ashby Donde CE =	0.348
Constante de roca (kg/m3)	0.311
Perforación Óptima "H" - Holmberg	
DTH Ficticio(m) : Diámetro de taladro "ficticio", en el caso de existir mas de un tiro hueco	0.111
Φ eq. (m): Diámetro equivalente, es un análogo al fusionar todos los taladros de alivio.	0.111
I (m): l= Avance efectivo del disparo	1.61
F = Error de perforación	0.036

Tomada del área de Operaciones de la minera aurífera Retamas S. A.

a) El diseño de malla de perforación y voladura se realizará con el modelo matemático de Holmberg

Una vez realizada los parámetros de diseño de la malla de perforación y voladura se procedió a desarrollar el modelo matemático de Holmberg.

➤ **Área de corte (Cut) – arranque**

En la sección del arranque se utilizará el explosivo Semexsa 65 7/8" X 7", las características del explosivo se mencionan a continuación:

- ✓ Densidad relativa (gr./cm3): 1.1
- ✓ VOD SIN CONFINAR (m/s): 3500
- ✓ Presión de detonación (kbar): 74
- ✓ RWS (%) potencia relativa por peso: 60
- ✓ Longitud del explosivo (m): 0.1778
- ✓ ϕ del explosivo (m): 0.0222
- ✓ Masa del explosivo (kg/cart.): 0.076

• **Cálculo de la densidad de carga "q" Kg/m**

Expresión de la fórmula del cálculo de la densidad de carga "q" kg/m

$$q = D \text{ explosivo} \times \frac{\pi \times (\Phi \text{ del explosivo})^2}{4} \times 10^{-6}$$

reemplazando los datos en la fórmula

$$q = 1.1 \times \frac{\pi \times (0.0222)^2}{4} \times 10^{-6}$$

"q" Densidad de carga kg/m = 0.43

- **Cálculos para el diseño del arranque**

Expresión de la fórmula del cálculo del burden máximo:

$$B_{e\text{-máx. (m)}} = 3.14 \times \Phi \text{ eq. (m)} / 2 + 0.01$$

donde:

- ✓ $B_{e\text{-máx. (m)}}$: Burden máximo equivalente
- ✓ $\Phi \text{ eq. (m)}$: diámetro equivalente, es un análogo al fusionar todos los taladros de alivio.

reemplazando los datos en la fórmula

$$B_{e\text{-máx. (m)}} = 3.14 \times 0.111 / 2 + 0.01$$

$$\mathbf{B_{e\text{-máx. (m)}} = 0.18.}$$

- **En el cálculo del burden práctico se expresa con la siguiente fórmula:**

$$B_p \text{ (m)} = B_{e\text{-máx. (m)}} - F - 0.01$$

donde:

- ✓ $B_p \text{ (m)}$: Burden práctico
- ✓ F : Error de perforación

reemplazando los datos en la fórmula

$$B_p \text{ (m)} = 0.18 - 0.036 - 0.01$$

$$\mathbf{B_p \text{ (m)} = 0.14}$$

- En el cálculo del ancho de la abertura en el arranque se expresa con la siguiente fórmula:

$$Ah_0 (m) = \frac{\phi_1 \text{ broca}(mm.)}{1000} + \frac{\phi_2 \text{ broca}(mm.)}{1000} + 2 X Bp (m)$$

donde:

- ✓ ϕ_1 broca de producción (mm)
- ✓ ϕ_2 broca de la rimadora (mm)

reemplazando los datos en la fórmula

$$Ah_0 (m) = \frac{38 (mm.)}{1000} + \frac{64 (mm.)}{1000} + 2 X 0.14$$

$$Ah_0 (m) = 0.38$$

- En el cálculo del número de cartuchos por taladro se expresa con la siguiente fórmula:

$$N (c./tal) = \frac{I (m) - (0.5 X Be \text{ máx.}(m))}{Long.Cart.(m)} - 1$$

Donde:

- ✓ N (c./tal): número de cartuchos por taladro
- ✓ I (m): Avance efectivo del disparo

Longitud del cartucho (m): longitud del cartucho

reemplazando los datos en la fórmula

$$N \left(\frac{c.}{tal} \right) = \frac{1.61 - (0.5 X 0.18)}{0.1778} - 1$$

$$N (c./tal) = 8$$

- En el cálculo del número de taladros del arranque

$$N \text{ tal.} = \frac{A - Ah_0}{Ah_0} - 2$$

Donde:

- ✓ A: sección de la labor 2.40 m

- ✓ N tal: Número de taladros.
- ✓ Ah 0: Ancho de la abertura en el arranque 0.38 m

reemplazando los datos en la formula

$$N \text{ tal.} = \frac{2.40 - 0.38}{0.38} - 2$$

$$N \text{ tal.} = 3$$

➤ Área de corte (cuadrantes)

Se muestran los siguientes cálculos del diseño de los cuadradores.

- En el cálculo del primer cuadrante (ayuda del arranque)

Cálculo del burden máximo.

$$Bi \text{ (m)} = 0.088 \times \sqrt{\frac{Ah \ 0 \text{ (m)} \times q \left(\frac{Kg}{m}\right) \times 0.6}{\left(\frac{\phi 1 \text{ broca mm}}{1000}\right) \times c \text{ (kg/m}^3\text{)}}$$

Donde:

- ✓ Ah 0 (m): ancho de la abertura en el arranque
- ✓ $\phi 1$ broca (mm): diámetro de la broca de perforación
- ✓ c (kg/m³): constante de roca "c" - LANGERFORS
- ✓ q(kg/m): densidad de carga del explosivo.

reemplazando los datos en la fórmula

$$Bi \text{ (m)} = 0.088 \times \sqrt{\frac{0,38 \times 0.43 \times 0.6}{\left(\frac{38}{1000}\right) \times 0.311}}$$

$$Bi \text{ (m)} = 0.25$$

- En el cálculo del burden práctico del primer cuadrante

$$Bip \text{ (m)} = Bi \text{ (m)} - F + 0.15$$

Donde:

- ✓ Bi (m): Burden Máximo
- ✓ F: Error de perforación

reemplazando los datos en la fórmula

$$Bip (m) = 0.25 - 0.043 + 0.04$$

$$\mathbf{Bip (m) = 0.18}$$

- **En el cálculo del Ancho de la abertura del primer cuadrante**

$$Ah i (m) = \sqrt{Bi (m)^2 + Bi (m)^2}$$

Donde:

- ✓ Bt (m): longitud de espaciamento del segundo cuadrante
- ✓ Ah i (m): ancho de la abertura del (i) cuadrante

reemplazando los datos en la fórmula

$$Ah i (m) = \sqrt{0.31^2 + 0.31^2}$$

$$\mathbf{Ah i (m) = 0.44}$$

- **En el cálculo del número de cartuchos del explosivo por taladro del primer cuadrante**

$$N \left(\frac{c.}{tal} \right) = I (m) - \frac{0.5 X Bi (m))}{\frac{Cart.}{Long} \cdot (m)}$$

Donde:

- ✓ Bt (m): longitud de espaciamento
- ✓ Long. cart. (m): longitud de cartucho del explosivo.
- ✓ I (m): avance efectivo por disparó

reemplazando los datos en la fórmula

$$N \left(\frac{c.}{tal} \right) = 1.61 - \frac{0.5 X 0.25}{0.178}$$

$$\mathbf{N (c./tal) = 8}$$

- **En el cálculo del número de taladros del primer cuadrante**

$$N tal. = \frac{A - Ah i}{Ah i}$$

Donde:

- ✓ A: sección de la labor 2.40 m
- ✓ N tal: Número de taladros.
- ✓ Ah i: Ancho de la abertura del primer cuadrante 0.67 m

reemplazando los datos en la fórmula

$$N \text{ tal.} = \frac{2.40 - 0.44}{0.44}$$

$$N \text{ tal.} = 4$$

- **En el cálculo del segundo cuadrante (produccion)**

Cálculo del burden máximo

$$Bi (m) = 0.088 X \sqrt{\frac{A h 1 (m) X q \left(\frac{Kg}{m}\right) X 0.6}{\left(\frac{\phi 1 \text{ broca } mm}{1000}\right) X c (kg/m^3)}}$$

Donde:

- ✓ Ah 1 (m): Ancho de la abertura del primer cuadrante
- ✓ $\phi 1$ broca (mm): Diámetro de la broca de perforación
- ✓ c (kg/m³): Constante de roca "c" - LANGERFORS
- ✓ q(Kg/m): Densidad de carga del explosivo.

reemplazando los datos en la fórmula

$$Bi (m) = 0.088 X \sqrt{\frac{0.44 X 0.43 X 0.6}{\left(\frac{38}{1000}\right) X 0.311}}$$

$$Bi (m) = 0.27$$

- **En el cálculo del burden práctico del segundo cuadrante**

$$Bip (m) = Bi (m) - F + 0.16$$

Donde:

- ✓ Bi (m): Burden máximo del segundo cuadrante
- ✓ F: Error de perforación

reemplazando los datos en la formula

$$Bip (m) = 0.27 - 0.036 + 0.16$$

$$\mathbf{Bip (m) = 0.40}$$

- **En el cálculo del Ancho de la abertura del segundo cuadrante**

$$Ah i (m) = \sqrt{Bi (m)^2 + Bi (m)^2}$$

Donde:

- ✓ $Bt (m)$: longitud de espaciamento del segundo cuadrante

reemplazando los datos en la fórmula

$$Ah i (m) = \sqrt{0.62^2 + 0.62^2}$$

$$\mathbf{Ah i (m) = 0.87}$$

- **En el cálculo del número de cartuchos del explosivo por taladro del segundo cuadrante**

$$N \left(\frac{c.}{tal} \right) = I (m) - \frac{0.5 X Bi (m)}{\frac{Cart}{Long} \cdot (m)}$$

Donde:

- ✓ $Bi (m)$: longitud de espaciamento del segundo cuadrante
- ✓ Long. cart. (m): longitud de cartucho del explosivo.
- ✓ $I (m)$: avance efectivo por disparó

reemplazando los datos en la fórmula

$$N \left(\frac{c.}{tal} \right) = 1.61 - \frac{0.5 X 0.27}{0.178}$$

$$\mathbf{N (c./tal) = 8}$$

- **En el cálculo del número de taladros del segundo cuadrante**

$$N \text{ tal.} = \frac{A}{Bip} x 0.7$$

Donde:

- ✓ A: sección de la labor 2.40 m
- ✓ N tal: Número de taladros.
- ✓ Bip: burden práctico del segundo cuadrante 0.40 m

$$N \text{ tal.} = \frac{2.40}{0.40} \times 0.70$$

$$N \text{ tal.} = 4$$

➤ **Área de tajeo (stopping section), taladros de ayudas**

• **Cálculo para las ayudas la constante de roca "c" corregida**

$$C = c + 0.05 \text{ para burden } \geq 1.4 \text{ m}$$

$$C = \frac{0.07}{B} \text{ para burden } < 1.4 \text{ m}$$

Replanteo del burden como se muestra en la siguiente expresión:

$$B \leq 0.6 \cdot 'I'$$

Donde:

- ✓ B: burden
- ✓ I (m): avance efectivo por disparo

reemplazando los datos en la fórmula

$$B \leq 0.6 \times 1.61 \text{ m}$$

$$B \leq 0.97 \text{ m}$$

La fórmula escogida según condición es:

$$'C = c + \frac{0.07}{B} \text{ para burden } < 1.4 \text{ m}$$

reemplazando los datos en la fórmula

$$C = 0.311 + \frac{0.07}{0.97}$$

$$C = 0.38 \text{ kg/m}^3$$

En el cálculo de las ayudas de los cuadradores

- **Cálculo del burden máximo de las ayudas de cuadrantes**

$$Bi (m) = 0.9 X \sqrt{\frac{RWS \times q \left(\frac{Kg}{m}\right)}{c \left(\frac{kg}{m^3}\right)}} \times 1.45 \times 1.25$$

Donde:

- ✓ c (kg/m³): Constante de roca "c" corregida
- ✓ RWS (%) potencia relativa por peso: 60
- ✓ "q" Densidad de carga kg/m = 0.43
- ✓ El explosivo utilizado es Semexsa 65 7/8" X 7"

reemplazando los datos en la fórmula

$$Bi (m) = 0.9 X \sqrt{\frac{0.6 X 0.43}{0.38}} \times 1.45 \times 1.25$$

Bi (m) = 0.55

- **En el cálculo del burden practico de las ayudas de cuadrantes**

$$Bip (m) = 0.72 \times 0.64 \times (A - Ah i)$$

Donde:

- ✓ A: ancho de la sección 2.40 (m).
- ✓ Ah 1 (m): Ancho de la abertura del segundo cuadrante

reemplazando los datos en la fórmula

$$Bip (m) = 0.72 \times 0.64 \times (2.40 - 0.87)$$

Bip (m) = 0.70

- **En el cálculo del número de cartuchos del explosivo en las ayudas de cuadrantes**

$$N \left(\frac{c}{tal}\right) = I (m) - \frac{0.5 X Bi (m)}{Long. Cart. (m)} - 1$$

Donde:

- ✓ Bt (m): longitud de espaciamiento
- ✓ Long. cart. (m): longitud de cartucho del explosivo.
- ✓ I (m): avance efectivo por disparó

reemplazando los datos en la fórmula

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = 1.61 - \frac{0.5 \times 0.55}{0.178} - 1$$
$$N (c./tal) = 7$$

- **En el cálculo del número de taladros en las ayudas de la corona cuadrantes**

$$N \text{ tal.} = \frac{0.72 \times A}{1.25} + 3$$

Donde:

- ✓ A: sección de la labor 2.40 m
- ✓ N tal: Número de taladros.

reemplazando los datos en la fórmula

$$N \text{ tal.} = \frac{0.72 \times 2.40}{1.25} + 3$$
$$N \text{ tal.} = 5$$

- **Cálculo del burden máximo de las ayudas en la corona**

$$Bi (m) = 0.9 \times \sqrt{\frac{RWS \times q \left(\frac{Kg}{m} \right)}{c \left(\frac{kg}{m^3} \right)}} \times 1.2 \times 1.25$$

Donde:

- ✓ c (kg/m³): Constante de roca "c" corregida
- ✓ RWS (%) potencia relativa por peso: 60
- ✓ "q" Densidad de carga Kg/m = 0.43
- ✓ El explosivo utilizado es Semexsa 65 7/8" X 7"

reemplazando los datos en la fórmula

$$Bi (m) = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.6 \times 0.43}{0.38}} \times 1.2 \times 1.25$$
$$Bi (m) = 0.60$$

- **En el cálculo del burden practico de las ayudas de la corona**

$$Bip (m) = 0.51 \times 0.64 \times (A - Ah i) - 0.1$$

Donde:

- ✓ A: ancho de la sección 2.40 (m).
- ✓ Ah 1 (m): Ancho de la abertura del segundo cuadrante

reemplazando los datos en la fórmula

$$Bip (m) = 0.51 \times 0.64 \times (2.40 - 0.87) - 0.1$$

$$\mathbf{Bip (m) = 0.40}$$

- **En el cálculo del número de cartuchos del explosivo en las ayudas de la corona**

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = I (m) - \frac{0.5 \times Bi (m)}{Long. Cart. (m)} - 1.4$$

Donde:

- ✓ Bt (m): longitud de espaciamento
- ✓ Long. cart.(m): Longitud de cartucho del explosivo.
- ✓ I (m): avance efectivo por disparó

reemplazando los datos en la fórmula

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = 1.61 - \frac{0.5 \times 0.60}{0.178} - 1.4$$

$$\mathbf{N (c./tal) = 6}$$

- **En el cálculo del número de taladros en las ayudas de la corona**

$$N tal. = \frac{0.65 \times A}{1.25}$$

Donde:

- ✓ A: sección de la labor 2.40 m
- ✓ N tal: Número de taladros

reemplazando los datos en la fórmula

$$N \text{ tal.} = \frac{0.65 \times 2.40}{1.25}$$

$$N \text{ tal.} = 2$$

- **En el cálculo de las ayudas de los arrastres**

Cálculo del burden máximo de las ayudas de los arrastres

$$Bi \text{ (m)} = 0.9 \times \sqrt{\frac{RWS \times q \left(\frac{Kg}{m}\right)}{c \left(\frac{kg}{m^3}\right)}}$$

Donde:

- ✓ c (kg/m³): Constante de roca "c" corregida
- ✓ RWS (%) potencia relativa por peso: 60
- ✓ "q" Densidad de carga kg/m = 0.43
- ✓ El explosivo utilizado es Semexsa 65 7/8" X 7"

reemplazando los datos en la fórmula

$$Bi \text{ (m)} = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.43 \times 0.6}{0.38}}$$

$$Bi \text{ (m)} = 0.73$$

- **En el cálculo del burden practico de los arrastres**

$$Bip \text{ (m)} = 0.36 \times (H) - 0.06$$

Donde:

- ✓ H: altura de la sección 2.40 (m)

reemplazando los datos en la fórmula

$$Bip \text{ (m)} = 0.36 \times (2.40) - 0.06$$

$$Bip \text{ (m)} = 0.80$$

- **En el cálculo del número de cartuchos del explosivo en las ayudas del arrastre**

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = I (m) - \frac{0.5 X Bi (m)}{Long. Cart. (m)} - 1.4$$

Donde:

- ✓ Bt (m): longitud de espaciamento
- ✓ Long. cart.(m): longitud de cartucho del explosivo.
- ✓ I (m): avance efectivo por disparó

reemplazando los datos en la fórmula

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = 1.61 - \frac{0.5 X 0.73}{0.178} - 1.4$$

$$N (c./tal) = 6$$

- **En el cálculo del número de taladros en las ayudas del arrastre**

$$N \text{ tal.} = \frac{0.72 \times A}{1.25} + 1$$

Donde:

- ✓ A: sección de la labor 2.40 m

reemplazando los datos en la fórmula

$$N \text{ tal.} = \frac{0.72 \times 2.40}{1.25} + 1$$

$$N \text{ tal.} = 3$$

➤ **Área de los taladros de contorno**

- **En el cálculo de los taladros en los cuadradores hastiales**

Cálculo del burden máximo de los cuadradores hastiales

$$Bi (m) = 0.9 X \sqrt{\frac{RWS \times q \left(\frac{Kg}{m} \right)}{c \left(\frac{kg}{m^3} \right)}}$$

Donde:

- ✓ c (kg/m³): constante de roca "c" corregida

- ✓ RWS (%) potencia relativa por peso: 60
- ✓ "q" Densidad de carga kg/m = 0.43
- ✓ El explosivo utilizado es Semexsa 65 7/8" X 7"

reemplazando los datos en la fórmula

$$Bi (m) = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.43 \times 0.6}{0.38}}$$

$$\mathbf{Bi (m) = 0.73}$$

- **En el cálculo del burden practico de los cuadradores hastiales**

$$Bip (m) = 0.276 \times A + 0.14$$

Donde:

- ✓ A: ancho de la sección 2.40 (m)

reemplazando los datos en la fórmula

$$Bip (m) = 0.276 \times 2.40 + 0.14$$

$$\mathbf{Bip (m) = 0.80}$$

- **En el cálculo del número de cartuchos del explosivo en los cuadradores hastiales**

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = I (m) - \frac{0.5 \times Bi (m)}{Long. Cart. (m)} - 1$$

Donde:

- ✓ Bt (m): longitud de espaciamento
- ✓ Long. cart.(m): longitud de cartucho del explosivo.
- ✓ I (m): avance efectivo por disparó

reemplazando los datos en la fórmula

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = 1.61 - \frac{0.5 \times 0.73}{0.178} - 1$$

$$\mathbf{N (c./tal) = 6}$$

- **En el cálculo del número de taladros en las ayudas de cuadrantes hastiales**

$$N \text{ tal.} = \frac{H}{\text{Bip (m)} \times 0.8}$$

Donde:

- ✓ H: altura de la sección: 2.40 m
- ✓ Bip (m): burden práctico
- ✓ N tal: Número de taladros

reemplazando los datos en la fórmula

$$N \text{ tal.} = \frac{2.40}{0.80 \times 0.8}$$

$$N \text{ tal.} = 4$$

- **En el cálculo de los taladros de contorno en la corona**

Cálculo del espaciamiento en taladros de corona

$$S \text{ (m)} = 15 \times \frac{\phi 1 \text{ broca (mm.)}}{1000}$$

Donde:

- ✓ S (m): espaciamiento en taladros de corona
- ✓ $\phi 1$ broca (mm): diámetro del taladro de producción

reemplazando los datos en la fórmula

$$S \text{ (m)} = 15 \times \frac{38}{1000}$$

$$S \text{ (m)} = 0.57$$

- **Cálculo del burden máximo de los taladros de contorno en la Corona**

$$Bi \text{ (m)} = \frac{S \text{ (m)}}{0.8}$$

reemplazando los datos en la fórmula

$$Bi \text{ (m)} = \frac{0.57}{0.8}$$

$$Bi \text{ (m)} = 0.71$$

- **En el cálculo del burden práctico del contorno en la corona**

$$Bip (m) = Bi (m) - I (m) \times \text{seno} (\gamma^\circ) - F$$

Donde:

- ✓ A: ancho de la sección 2.40 (m).
- ✓ Bi (m): burden máximo
- ✓ I (m): Avance efectivo del disparo
- ✓ γ° : Angulo de los taladros de contorno
- ✓ F: Error de perforación

reemplazando los datos en la fórmula

$$Bip (m) = 0.71 - 2.32 \times \text{seno} (2^\circ) - 0.043$$

$$\mathbf{Bip (m) = 0.60}$$

- **En el cálculo del número de cartuchos del explosivo del contorno en la corona**

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = I (m) - \frac{0.5 \times Bi (m)}{Long. Cart. (m)} - 6$$

Donde:

- ✓ Bi (m): burden máximo de los taladros de contorno en Corona
- ✓ Long. cart. (m): Longitud de cartucho del explosivo.
- ✓ I (m): avance efectivo por disparo

reemplazando los datos en la fórmula

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = 2.32 - \frac{0.5 \times 0.71}{0.178} - 6$$

$$\mathbf{N (c./tal) = 5}$$

- **En el cálculo del número de taladros del contorno en la Corona**

$$N \text{ tal.} = \frac{A}{Bi (m) \times 0.8}$$

Donde:

A: sección de la labor 2.40 m

Bi (m): burden máximo de los taladros de contorno en Corona

reemplazando los datos en la fórmula

$$N \text{ tal.} = \frac{2.40}{0.71 \times 0.8}$$

$$N \text{ tal.} = 5$$

➤ Sección de arrastre (Lifters)

Cálculo del burden máximo de los taladros de arrastre

$$Bi (m) = 0.9 \times \sqrt{\frac{RWS \times q \left(\frac{kg}{m}\right)}{c \left(\frac{kg}{m^3}\right) \times 1.1}} + 0.02$$

Donde:

- ✓ c (kg/m³): constante de roca "c" corregida
- ✓ RWS (%) potencia relativa por peso: 0.6
- ✓ "q" Densidad de Carga kg/m = 0.43
- ✓ El explosivo utilizado es la Pulverulenta 65 7/8" X 7"

reemplazando los datos en la fórmula

$$Bi (m) = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.43 \times 0.6}{0.38 \times 1.1}} + 0.02$$

$$Bi (m) = 0.69$$

• En el cálculo del burden practico de los taladros de Arrastre

$$Bip (m) = Bi (m) - (I (m) \times \text{sen } y) - F$$

Donde:

- ✓ Bi (m): Burden máximo de los taladros de arrastre
- ✓ I (m): Avance efectivo por disparo
- ✓ y: Angulo de los taladros de contorno
- ✓ F: Error de perforación

reemplazando los datos en la fórmula

$$Bip (m) = 0.69 - (2.32 \times \text{sen } 2^\circ) - 0.043$$

$$\mathbf{Bip (m) = 0.60}$$

- **En el cálculo del número de cartuchos del explosivo de los taladros de arrastre**

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = I (m) - \frac{0.5 \times Bi (m)}{Long. Cart. (m)} - 4$$

Donde:

- ✓ Bi (m): burden máximo de los taladros de arrastre
- ✓ Long. cart. (m): longitud de cartucho del explosivo.
- ✓ I (m): avance efectivo por disparó

reemplazando los datos en la fórmula

$$N \left(\frac{c}{tal} \right) = 1.61 - \frac{0.5 \times 0.69}{0.178} - 4$$

$$\mathbf{N (c./tal) = 7}$$

- **En el cálculo del número de los taladros de arrastre**

$$N \text{ tal.} = \frac{A + (2 \times (I (m) \times \text{sen } y))}{Bi (m)} + 1$$

Donde:

- ✓ N. Tal: número de taladros
- ✓ A: ancho de la sección de la labor: 2.40 m
- ✓ I (m): Avance efectivo por disparo
- ✓ y: Angulo de los taladros de contorno
- ✓ Bi (m): burden máximo

reemplazando los datos en la fórmula

$$N \text{ tal.} = \frac{2.40 + (2 \times (1.61 \times \text{sen } 2^\circ))}{0.69}$$

$$\mathbf{N \text{ tal.} = 4}$$

Ante las deficiencias del arranque en la salida del disparo el cual provoca tiros fallados se procedió a realizar el siguiente diseño de arranque para poder mitigar estas deficiencias como se muestra en la siguiente figura.

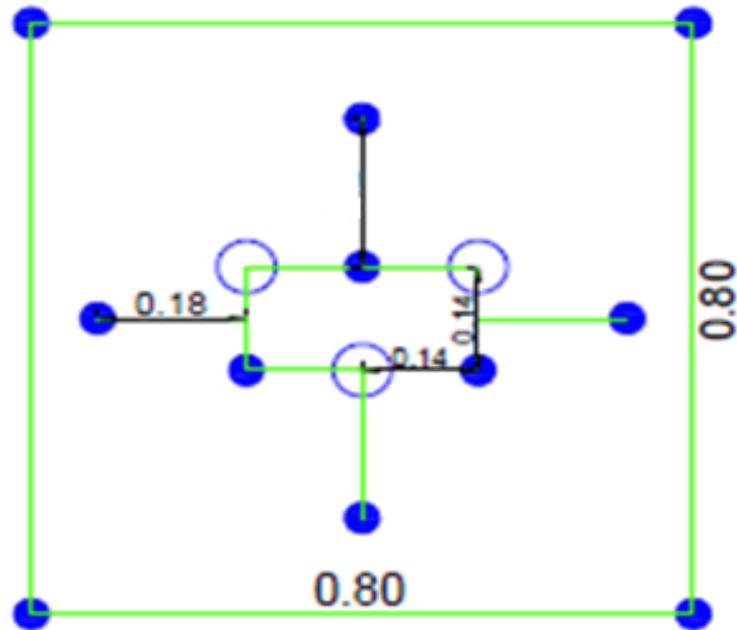
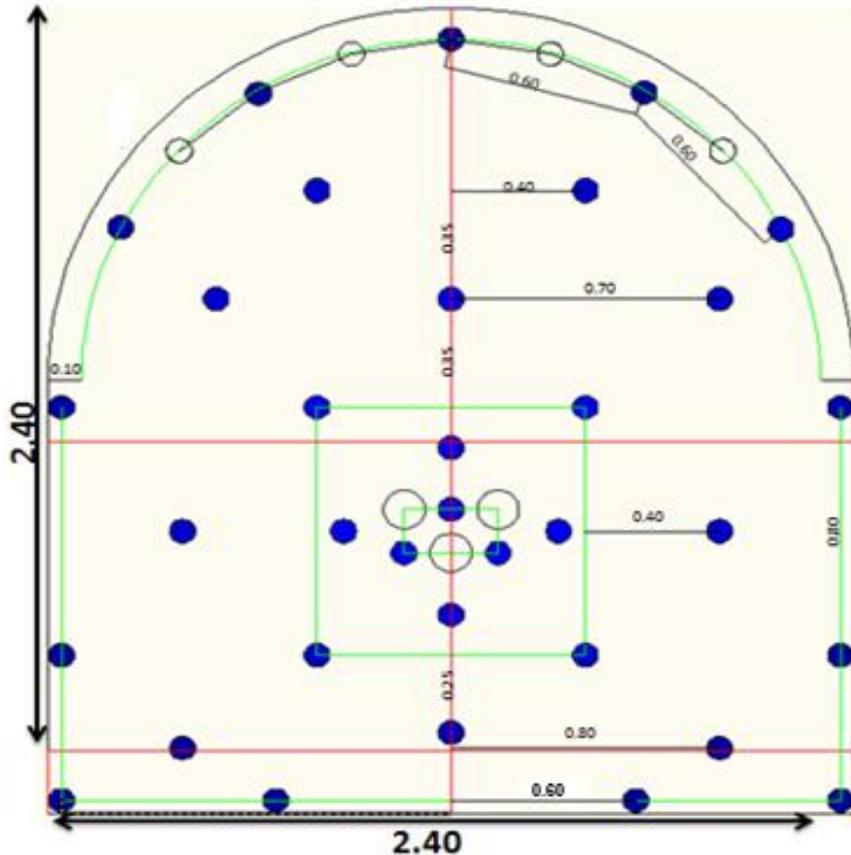


Figura 12. Diseño de malla de perforación y voladura del arranque de la galería principal 9080-SW
Tomada del área de Operaciones de la minera aurífera Retamas S. A.

En la siguiente figura se muestra el diseño de malla de perforación y voladura con sección 8 x 8 pies para roca regular con longitud de barra de 6 pies.



DIVISIÓN DE LA LABOR A PERFORAR EN "5 SECCIONES"	Seccion (m)	2.4	2.4	Nº de taladros	Nº de cartuchos por columna	Tipo de explosivo
	RMR	55-50				Semexsa 7/8" x 1" 65%: (Cart)
	Longitud de	8				Numero de cartuchos / taladro
	Distribucion de taladros					
SECCION A	Alivio			7	arranque y corona	
	Arranque			3	8	24
SECCION B	Primer cuadrante			4	8	32
	Segundo cuadrante			4	8	32
SECCION C	Ayudas cuadradores			5	7	35
	Ayuda arrastres			3	6	18
	Ayuda corona			2	6	12
SECCION D	hastiales			4	6	24
	Coronas			5	5	25
SECCION E	Arrastres			4	7	28
TOTAL				41	51	230
Peso del explosivo				18,45 kg		

Datos Generales	
Seccion (m)	2.4 x 2.4
Tipo de roca:	IIIB
Densidad de roca (gr/cm3)	2.7
Long. Perf. (pies)	6
Avance efectivo - eficie.88%(m)	1.61
Nº de taladros	37
Nº de taladros de alivio	3
Nº de taladros de cargados	34
Diametro de perforacion (mm)	41
Volumen roto (m3)	9.27
Tonelaje roto (ton)	25.03
Factor de carga (kg/m3)	1.78
Factor de carga (kg/t)	0.74
Factor de carga (kg/m)	11.46

Datos Generales	
Mecha rapida (m)	15
carmex 2.1 m (unid.)	34
Semexsa 7/8" x 1" 65%: (Cart)	210
exsablock 7/8" x 7" (Cart)	20
Nº de cartuchos	230

Figura 13. Diseño de malla de perforación y voladura con sección 8 x 8 pies con longitud de barra de 6 pies de la galería principal 9080-SW Tomada del área de Operaciones de la minera aurífera Retamas S. A.

En la siguiente figura, se muestra el diseño de carga aplicado considerando el explosivo Semexsa 65% 7/8" x 7" y Exsablock 7/8"x7".

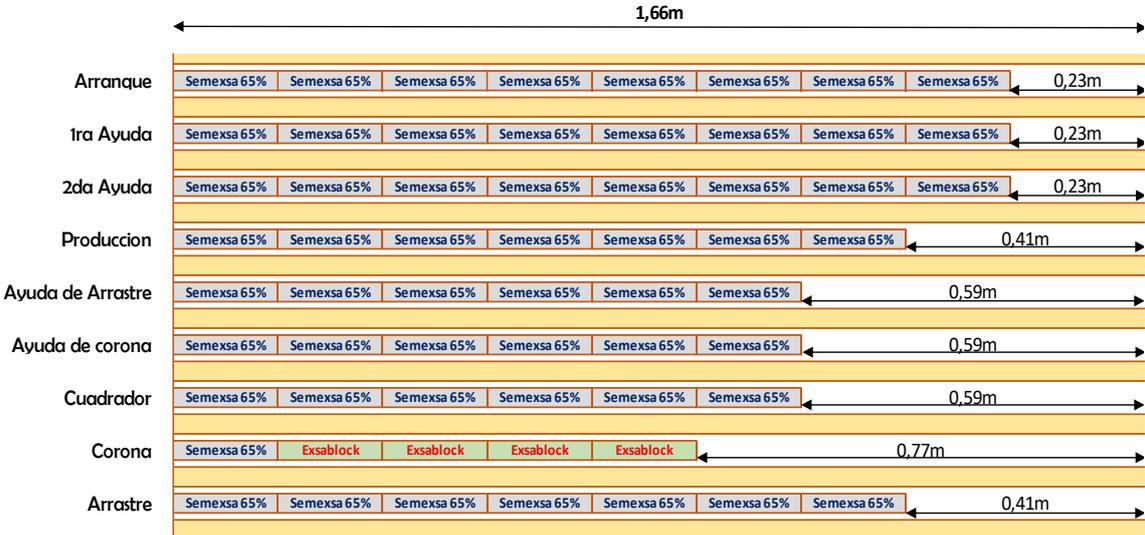


Figura 14. Diseño de carga aplicado considerando el explosivo Semexsa 65% 7/8" x 7" y Exsablock 7/8"x7"
Tomada del área de Operaciones de la minera aurífera Retamas S. A.

Interpretación:

Este nuevo diseño de perforación y voladura obtener lo siguiente:

- ✓ Se eliminó los tiros cortados, por malas prácticas operativas.
- ✓ Se eliminó en totalidad los tiros fallados, que se dan mayormente en el disparo del arranque ya que se diseñó un nuevo diseño de arranque. Los cuales son corroborados con las pruebas realizadas como se muestra en la siguiente figura

DATOS DE PERFORACION Y VOLADURA		Unidad	2:00V	4:00V	4:00V	5:00V	6:00V	7:00V	8:00V	8:00V	9:00V	9:00V	10:00V	10:00V	11:00V	11:00V	12:00V	13:00V	14:00V	15:00V	15:00V	16:00V	17:00V	17:00V	18:00V	18:00V	19:00V	20:00V	
			Día	Día	Noche	Noche	Día	Día	Noche	Día	Día	Noche	Día	Noche	Día	Noche	Noche	Noche	Día	Día	Noche	Día	Noche	Día	Noche	Día	Noche	Día	Día
Guardia			4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	
RMR			4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	4550	
Ancho		m	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	
Altura		m	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	
Nº de Taladros Cargados		untd.	34	34	34	34	34	34	34	34	34	34	34	34	34	34	34	34	34	34	34	34	34	34	34	34	34	34	
Nº de Taladros Alivio		untd.	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	
Total de Taladros Perforados		untd.	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	
Longitu del Barreno		pies	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	
Longitud Promedio de taladro		m	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6		
Diámetro de Taladros de Produccion		mm	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	
Densidad de Roca		Ton/m3	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	
Volumen a romper		m3	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53	10,53		
ACCESORIOS DE VOLADURA UTILIZADOS																													
Camex		pies	35	35	36	36	35	34	35	35	35	35	35	35	35	35	35	35	36	37	35	36	36	35	36	35	35	35	
Mecha Rapida		m	6	6	5	5	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	5	5	4	5	5	5	5	5	5	
EXPLOSIVOS UTILIZADOS																													
Semexsa 65% 7/8"x7"		Cart.	210	210	210	210	210	210	210	210	210	210	210	210	210	210	210	210	210	210	210	210	210	210	210	210	210	210	
Semexsa 45% 7/8"x7"		Cart.	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	
Exsablock 7/8"x7"		Cart.	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	
Total de Explosivos		Kg.	16,54	16,48	16,1	16,24	16,28	16,36	16,36	16,28	16,36	16,36	16,36	16,28	16,36	16,28	16,33	16,33	16,36	16,78	16,45	16,7	16,38	16,45	16,7	16,45	16,36	16,37	
EFICIENCIAS																													
Avance		m	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52	1,52		
Volumen roto		m3	10,662	10,749	10,856	10,873	10,825	10,9	10,993	10,998	10,988	10,732	10,932	10,833	10,894	10,907	10,806	10,856	10,908	10,781	10,873	10,769	10,983	10,762	10,769	10,932	10,938		
Eficiencia de Perforacion		%	80,12	80,16	80,09	80,34	80,11	80,12	80,16	80,09	80,34	80,11	80,12	80,16	80,09	80,34	80,11	80,12	80,16	80,09	80,34	80,11	80,12	80,16	80,09	80,34	80,11		
Eficiencia de Voladura		%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	87,36%	
Eficiencia Total		%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	83,1%	
Tonelaje Roto		Ton	28,79	29,02	29,31	29,36	29,23	29,43	29,88	29,70	29,87	28,98	29,52	29,39	28,87	29,72	29,38	29,31	29,45	29,7	29,36	29,08	29,80	29,08	29,08	29,52	29,53		
Sobrerotura		%	122%	1,02	1,15	1,28	1,21	1,28	1,02	1,15	1,28	1,21	1,45	1,02	1,15	1,28	1,21	122%	1,02	1,15	1,28	1,21	1,24	1,02	1,15	1,28	1,21		
Factor de Carga		Kg/m3	1,78	1,75	1,79	2,02	1,74	1,74	1,74	1,74	1,74	1,74	1,74	1,74	1,74	1,74	1,74	1,74	1,74	1,88	1,75	1,82	1,84	1,75	1,82	1,75	1,74		
Factor de Avance Lineal		Kg/mi	11,23	11,45	11,35	11,56	11,21	11,23	11,45	11,35	11,56	11,21	11,23	11,45	11,35	11,56	11,21	11,23	11,45	11,35	11,56	11,21	11,23	11,45	11,35	11,56	11,21		
PRODUCTIVIDAD																													
Cantidad de Tareas HG		untd.	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3		
Rendimiento		m/Mg	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51	0,51		

Figura 15. Resultado del disparo del diseño de malla de perforación y voladura con sección 8 x 8 pies con longitud de barra de 6 pies de la voladura XC 9086-NW
Tomada del área de Operaciones de la minera aurífera Retamas S. A.

Interpretación:

El avance con este nuevo diseño de malla de perforación y voladura se tuvo un avance de 1.61 metros el cual es eficiente con lo programado del avance lineal de la galería principal 9080-SW. Por otro lado, los resultados del disparo son los siguientes:

- ✓ La granulometría tiene un tamaño aceptable < 8”.
- ✓ La sobrerotura alcanza el valor de 1.44 %.
- ✓ El daño a la roca remanente es mínimo.

Tras el disparo se tiene una eficiencia de la perforación 90.15 % y en la voladura se tiene un 87.30 % de eficiencia el cual son muy aceptables a comparación con el escenario anterior.

4.1.2 Reducir el costo unitario de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.

a) Costo por metro lineal de la perforación y voladura con barra de 4 pies en la galería principal 9080-SW

En el análisis del costo unitario de perforación y voladura en base a la situación actual de la perforación y voladura mostrada en la sección anterior.

En la siguiente tabla, se muestra los datos técnicos de perforación y voladura con barra de 4 pies de la galería principal 9080-SW de la minera aurífera Retamas S. A.

Tabla 4. Datos técnicos de perforación y voladura con barra cónica de 4 pies de la galería principal 9080-SW

Datos Técnicos:					
Tipo de roca:	Media				
Ancho Labor:	2.4	m	Efic.Perf.	80%	
Alto Labor:	2.4	m	Efic.Disp.	80%	
Long. Barra (pie)	4.0	pies	Long. Carga	0.65	m
NºTal. Frente	37	tal	Avanc.Efect.	0.78	m
NºTal. Cargados	34	tal	m³ / Disp.	4.49	m3
Factor de carga:	12.1	Kg/m	Longitud de avance de perforación	0.98	mts
kg explosivo	13.2	Kg	kilogramos/ taladro	0.39	

Con estos datos técnicos, se utilizarán para desarrollar la estructura de costos de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S.A.

En estos parámetros de perforación y voladura se tuvo deficiencia en la salida del disparo del arranque donde se tuvo como resultado los tiros cortados y tiros fallados que llevan a realizar voladuras secundarias.

La perforación de avance en longitud se tuvo 0.98 metros con un avance efectivo de 0.78 metros que por las deficiencias no hacen que se llegue a un avance lineal dentro de lo programado. Por otro lado, estas deficiencias generan un aumento en el costo unitario de perforación y voladura.

En las siguientes tablas se muestra la estructura de costos de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW en la Minera Aurífera Retamas S.A.

Tabla 5. Costos de la mano de obra de la perforación y voladura con barra cónica de 4 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANT.	INCIDENCIA	P.U.	Total S/.	Total S/./MET.
				S/./Unid	S/.	
1 Mano de Obra						1219.81
Capataz	tarea	1	100%	191.06	60.73	
Bodeguero	tarea	1	40%	135.26	43.00	
Mecánico	tarea	1	45%	212.94	270.74	
electricista Mina	tarea	1	45%	169.18	53.78	
Operador Scoop	tarea	1	50%	191.06	124.19	
Maestro Perforista	tarea	1	110%	144.02	205.94	
Ayudante	tarea	1	110%	135.26	193.43	

Tabla 6. Costos de los aceros de perforación con barra cónica de 4 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANT.	INCIDENCIA	P.U.	Total S/.	Total S/./MET.
				S/./Unid	S/.	
1 Aceros de perforación						119.93
Aceite de Perforación	Gln	0.35	100%	21.91	7.67	
Barras de Perforación conicas	pp	188.40	120%	0.20	45.22	
Brocas de perforación conica 38 mm	pp	188.40	120%	0.18	40.69	

Tabla 7. Costos de las herramientas utilizadas en la perforación y voladura con barra cónica de 4 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANT.	INCIDENCIA	P.U.	Total S/.	Total S/./MET.
				S/./Unid	S/.	
1 Herramientas						27.09
Lampa	pieza	2.00	100%	0.53	1.06	
Pico	pieza	2.00	100%	0.59	1.18	
Combo 6 Lbs	pieza	1.00	100%	0.39	0.39	
Llave Stilson de 8"	pieza	1.00	100%	0.27	0.27	
LLave Francesa 8"	pieza	1.00	100%	0.24	0.24	
Barretilla de 4'	pieza	1.00	100%	0.99	0.99	
Barretilla de 6'	pieza	1.00	100%	1.17	1.17	
Barretilla de 8'	pieza	1.00	100%	1.30	1.30	
Disco de jebe	pieza	1.00	100%	0.20	0.20	
Taco de Arcilla	pieza	34.00	100%	0.20	6.80	
Ocre Polvo Rojo	kg	0.13	100%	10.00	1.30	
Escaleras telescopicas	pieza	1.00	100%	5.59	5.59	
Arco de sierra + hoja	pieza	1.00	100%	0.65	0.65	

Tabla 8. Costos de los implementos de seguridad en la perforación y voladura con barra cónica de 4 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANT.	INCIDENCIA	P.U.	Total S/.	Total
				S/./Unid	S/.	S/./MET.
1 Implementos de Seguridad						40.69
Tareas sin ropa de agua	tareas	0.65	100%	8.59	5.58	
Tareas con ropa de agua	tareas	2.86	100%	9.15	26.17	

Tabla 9. Costos de los equipos en operación en la perforación y voladura con barra cónica de 4 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANT.	INCIDENCIA	P.U.	Total S/.	Total
				S/./Unid	S/.	S/./MET.
2 Equipos en Operación						350.52
Perforadora	pp	188.40	100%	0.38	72.27	
Manguera de jebe de 1"	m	30.00	100%	0.10	2.91	
Manguera de jebe de 1/2"	m	30.00	100%	0.04	1.26	
Scooptram Sandvick	Hm	1.00	100%	197.07	197.07	

Tabla 10. Costos los explosivos y accesorios de voladura en la perforación y voladura con barra cónica de 4 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANT.	INCIDENCIA	P.U.	Total S/.	Total
				S/./Unid	S/.	S/./MET.
B) Explosivos y Acc. Voladura						710.51
Dinamita Semexa 65% 1 1/4" x 8"	kg	55.20	130%	6.51	467.09	
Exsablock 7/8" x 7"	kg	1.37	130%	6.17	10.95	
Carmex	und	30.00	130%	1.50	58.38	
Mecha rapida	m	13.00	130%	1.06	17.98	
C) Combustible						59.88
Petroleo Scoop	Gln	4.00	100%	11.68	46.72	

Interpretación:

El costo total por la unidad valorizada se tiene el metro de avance lineal se tiene **S/ 2528.42** nuevos soles.

- ✓ El costo de la mano de obra es de 1219.81 nuevos soles
- ✓ El costo de los aceros de perforación es de 119.93 nuevos soles, este costo es correspondiente a las herramientas de perforación, barra y brocas cónicas y las perdidas por metro perforado tras las voladuras secundarias realizadas.
- ✓ El costo de las herramientas es de 27.09 nuevos soles.
- ✓ El costo de los implementos de seguridad es de 40.69 nuevos soles
- ✓ El costo de equipos de operación es de 350.52 nuevos soles.
- ✓ El costo de explosivos y accesorios de voladura es de 710.51 nuevos soles.
- ✓ El costo de combustible es de 59.88 nuevos soles

b) Costo por metro lineal de la perforación y voladura con barra de 6 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.

En el análisis del costo unitario de perforación y voladura en base al mejoramiento de la perforación y voladura realizada en la sección anterior.

En la siguiente tabla se muestra los datos técnicos de perforación y voladura con barra de 6 pies de la galería principal 9080-SW de la minera aurífera Retamas S. A.

Tabla 11. Datos técnicos de perforación y voladura con barra de 6 pies de la galería principal 9080-SW

Datos Técnicos:					
Tipo de roca:	Media				
Ancho Labor:	2.4	m	Efic.Perf.	88%	
Alto Labor:	2.4	m	Efic.Disp.	87%	
Long. Barra (pie)	6.0	pies	Long. Carga	1.07	m
NºTal. Frente	37	tal	Avanc.Efect.	1.40	m
NºTal. Cargados	34	tal	m³ / Disp.	8.09	m3
Factor de carga:	11.2	Kg/m	Longitud de avance de perforación	1.61	mts
kg explosivo	19.5	Kg	kilogramos/ taladro	0.57	

Con estos datos técnicos, se utilizan para desarrollar la estructura de costos de perforación y voladura con barra de 6 pies de la galería principal 9080-SW

Este nuevo diseño de perforación y voladura, se eliminó los tiros cortados, por malas prácticas operativas y se eliminó en totalidad los tiros fallados, que se dan mayormente en el disparo del arranque ya que se diseñó un nuevo diseño de arranque.

En las siguientes tablas se muestra la estructura de costos de perforación y voladura con barra de 6 pies de la galería principal 9080-SW

Tabla 12. Costos de la mano de obra de la perforación y voladura con barra cónica de 6 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANT.	INCIDENCIA	P.U.	Total S/.	Total S/./MET.
				S/./Unid	S/.	
1 Mano de Obra						1067.46
Capataz	tarea	1	90%	191.06	54.17	
Bodeguero	tarea	1	25%	135.26	38.35	
Mecánico	tarea	1	35%	212.94	241.50	
electricista Mina	tarea	1	35%	169.18	47.97	
Operador Scoop	tarea	1	50%	191.06	124.19	
Maestro Perforista	tarea	1	90%	144.02	168.50	
Ayudante	tarea	1	90%	135.26	158.26	

Tabla 13. Costos de los aceros de perforación con barra cónica de 6 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANT.	INCIDENCIA	P.U.	Total S/.	Total S/./MET.
				S/./Unid	S/.	
1 Aceros de perforación						107.72
Aceite de Perforación	Gln	0.25	90%	21.91	4.93	
Barras de Perforación conicas	pp	195.36	90%	0.25	43.96	
Brocas de perforación 38 mm	pp	195.36	90%	0.20	35.16	

Tabla 14. Costos de las herramientas utilizadas en la perforación y voladura con barra cónica de 6 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANT.	INCIDENCIA	P.U.	Total S/.	Total S/./MET.
				S/./Unid	S/.	
1 Herramientas						27.09
Lampa	pieza	2.00	100%	0.53	1.06	
Pico	pieza	2.00	100%	0.59	1.18	
Combo 6 Lbs	pieza	1.00	100%	0.39	0.39	
Llave Stilson de 8"	pieza	1.00	100%	0.27	0.27	
LLave Francesa 8"	pieza	1.00	100%	0.24	0.24	
Barretilla de 4'	pieza	1.00	100%	0.99	0.99	
Barretilla de 6'	pieza	1.00	100%	1.17	1.17	
Barretilla de 8'	pieza	1.00	100%	1.30	1.30	
Disco de jebe	pieza	1.00	100%	0.20	0.20	
Taco de Arcilla	pieza	34.00	100%	0.20	6.80	
Ocre Polvo Rojo	kg	0.13	100%	10.00	1.30	
Escaleras telescopicas	pieza	1.00	100%	5.59	5.59	
Arco de sierra + hoja	pieza	1.00	100%	0.65	0.65	

Tabla 15. Costos de los implementos de seguridad en la perforación y voladura con barra cónica de 6 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANT.	INCIDENCIA	P.U.	Total S/.	Total S/./MET.
				S/./Unid	S/.	
1 Implementos de Seguridad						34.60
Tareas sin ropa de agua	tareas	0.65	100%	8.59	5.58	
Tareas con ropa de agua	tareas	2.34	100%	9.15	21.41	

Tabla 16. Costos de los equipos en operación en la perforación y voladura con barra cónica de 6 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANT.	INCIDENCIA	P.U.	Total S/.	Total
				S/./Unid	S/.	S/./MET.
2 Equipos en Operación						353.94
Perforadora	pp	195.36	100%	0.38	74.94	
Manguera de jebe de 1"	m	30.00	100%	0.10	2.91	
Manguera de jebe de 1/2"	m	30.00	100%	0.04	1.26	
Scooptram Sandvick	Hm	1.00	100%	197.07	197.07	

Tabla 17. Costos los explosivos y accesorios de voladura en la perforación y voladura con barra cónica de 6 pies de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANT.	INCIDENCIA	P.U.	Total S/.	Total
				S/./Unid	S/.	S/./MET.
(B) Explosivos y Acc. Voladura						795.82
Dinamita Semexa 65% 1 1/4" x 8"	kg	84.64	100%	6.51	550.92	
Carmex	und	34.00	100%	1.50	50.90	
Mecha rapida	m	18.00	100%	1.06	19.15	
(C) Combustible						67.36
Petroleo Scoop	Gln	4.50	100%	11.68	52.56	

Interpretación:

El costo total por la unidad valorizada se tiene el metro de avance lineal se tiene 2453.99 nuevos soles.

- ✓ El costo de la mano de obra es de 1067.46 nuevos soles
- ✓ El costo de los aceros de perforación es de 107.72 nuevos soles, este costo es correspondiente a las herramientas de perforación, barra y brocas cónicas y las perdidas por metro perforado tras las voladuras secundarias realizadas.
- ✓ El costo de las herramientas es de 27.09 nuevos soles.
- ✓ El costo de los implementos de seguridad es de 34.60 nuevos soles
- ✓ El costo de equipos de operación es de 353.94 nuevos soles.
- ✓ El costo de explosivos y accesorios de voladura es de 795.82 nuevos soles.
- ✓ El costo de combustible es de 67.36 nuevos soles

c) Mejora de la perforación con barreno cónico de 6 pies de la perforación y voladura de la galería principal 9080-SW en la minera aurífera Retamas S. A.

En resumen, se tiene la mejora de la perforación y voladura en función a la optimización de la perforación y voladura a favor de la barra de 6 pies (s/).

En el plano longitudinal de la extensión de la galería principal 9080-SW, con una longitud de 290 metros lineales el cual se desarrollará con las mejoras en la perforación y voladura.

En la siguiente tabla se muestra la optimización de la perforación y voladura con la barra cónica de 6 pies para todo el proyecto de la galería principal 9080-SW, con una longitud de 290 metros lineales.

Tabla 18. Optimización de la perforación y voladura con la barra cónica de 6 pies para todo el proyecto de la galería principal 9080-SW, con una longitud de 290 metros lineales

Avance programado 290 metros			
situación actual - diseño de malla P y V (barra 4 pies)		situación optima - diseño de malla P y V (barra 6 pies)	
Numero de disparos	372	Numero de disparos	206
costo total por los 150 m de avance (s/)	939,708	costo total por los 150 m de avance (s/)	506,533
Optimización de la perforación y voladura (s/)			433,176

Interpretación:

La reducción del costo total de la valorización por metro lineal de avance es de S/ 433,176 nuevos soles con respecto al avance de los 290 metros de avance lineal y el tiempo de ejecución se acorta por la longitud de avance lineal por guardia.

CONCLUSIONES

- 1 La caracterización geomecánica del macizo rocoso de la galería principal 9080-SW, se encuentra en roca Granodiorita, con alteraciones, con RMR 41-50, considera que la roca es de un tipo REGULAR "B" III B por consecuencia se realiza un sostenimiento con malla de 4"x4" no galvanizada y Barra helicoidal de 5 pie, intermediando con slip set de 5 pies, distribución de pernos en cocada.
- 2 La evaluación de la situación actual en el diseño de malla de perforación y voladura los disparos realizados se tuvo deficiencia en la salida del disparo del arranque generándose los tiros cortados, por malas prácticas operativas como es el mal paralelismo, carguío y atacado de manera incorrecta y los tiros fallados, se dan mayormente en el disparo del arranque ya que hay presencia de taladros que no han detonado parcial o total, que llevan a realizar voladuras secundarias. El avance efectivo es de 0.78 y la longitud de perforación es de 0.98 metros el cual se refleja a las deficiencias mencionadas.

En la situación óptima, se ha realizado un nuevo diseño de malla en el arranque de la perforación y voladura lográndose eliminar los tiros cortados y los tiros fallados. El avance con este nuevo diseño de malla de perforación y voladura se tuvo un avance efectivo es de 1.61 metros ya que se realizó el cambio de barra cónica a 6 pies y broca cónica de 38 mm, lográndose así tener una granulometría de tamaño aceptable menor a 8", la sobrerotura alcanza el valor de 1.44% y el daño a la roca remanente es mínimo. Tras el disparo se tiene una eficiencia de la perforación 90.15% y en la voladura se tiene un 87.30% de eficiencia el cual son muy aceptables a comparación con el escenario anterior.

En la situación actual se tiene un costo total por la unidad valorizada se tiene el metro de avance lineal se tiene S/ 2528.42 nuevos soles. En la situación óptima se tiene un costo total por la unidad valorizada se tiene el metro de avance lineal se tiene 2453.99 nuevos soles. La reducción del costo total de la valorización por metro lineal de avance es de S/ 433,176 nuevos soles con respecto al avance de los 290 metros de avance lineal y el tiempo de ejecución se acorta por la longitud de avance lineal por guardia.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda realizar la evaluación de los desgastes prematuros de los aceros de perforación como broca y barra cónica, llevando un control de los metros perforados para cada pieza de perforación esto ayudara a mejorar el rendimiento de cada pieza de perforación.
2. Es recomendable evaluar el estudio de los parámetros geomecánicos para poder realizar el método de minado por corte y relleno ascendente, los cuales servirán para poder realizar los trabajos de desarrollo y preparación los cuales servirán también para poder realizar el incremento de los avances lineales de las galerías, niveles, subniveles y chimeneas.
3. Se recomienda evaluar estos dos factores clave, el consumo de explosivos y el desgaste de los aceros de perforación de forma práctica en el campo de trabajo a fin de si incrementamos la longitud de la barra de perforación se incrementa también el consumo de estos factores, que a lo largo del proyecto será beneficioso en los trabajos de avance reduciendo tiempo y costos por metro lineal de avance.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. CHAMBI, Jimmy. Análisis y optimización de las operaciones de perforación y voladura para el desarrollo de estándares técnicos e incremento de utilidades en mina Tambomayo. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Arequipa : Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, 2019.
2. ARAUZO, Luis, DIAZ, Gianlucas y SOTELO, Cesar. Optimización del avance lineal en las labores de exploración y desarrollo de la unidad minera Santa María - Compañía Minera Poderosa S.A. con la aplicación de los criterios fundamentales de la ingeniería de la voladura. Tesis (Título de Ingeniero de Gestión Minera). Lima : Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas, 2019, 129 pp.
3. GONZALES, Judyt. Reducción de costos operativos en labor Carmen Nv. 3040 mediante la optimización de estándares de perforación y voladura, CIA. Minera Poderosa S.A -2018. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Abancay : Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, 2019, 108 pp.
4. GUILLEN, Wilson. Optimización del diseño de malla de perforación para la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco - Unidad Minera Pachancoto – Minas de Pachancoto S. A. 2019. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Huancayo : Universidad Continental, 2020, 100 pp.
5. LIMAS, Christian y MOLINA, Rusvel. Mejora de la perforación con barras cónicas, mediante la minimización de errores de desviación de taladros, Unidad Minera San Juan de Chorunga. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Huancayo : Universidad Continental, 2021, 76 pp.
6. DEPARTAMENTO DE ADMINISTRACIÓN. *Informe de ubicación de la minera aurífera Retamas S. A. Pataz - Peru* : Minera Aurífera Retamas S.A, 2022.
7. BERROA, Edward. Optimización de las operaciones mineras mediante la profundización de la rampa negativa entre los niveles 2900-2650 VANKAR EIRL SAC minera aurífera Retamas S.A. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Arequipa : Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, 2016, 130 pp.

8. LOPEZ, Victor. *Manual para la selección de métodos de explotación de minas* . Mexico : Facultad de ingeniería Universidad nacional Autónoma de Mexico, 1994.
9. ROSAS, Edison. *Metodo Matematico de Roger Holmberg*. Lima : Algoritmo Holmberg, 2015.
10. CHAMPI, Juana y LOPEZ, Servellon. Estudio comparativo de eficiencia de uso de puntales de seguridad simple y con el uso adecuado del Jackpot en los tajeos de explotación del Nivel 4430 de la Cía. Minera Caudalosa Chica S. A. A. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Huancavelica : Universidad Nacional de Huancavelica, 2016, 63 pp.
11. CONTRERAS, Heiner. Influencia del método de explotación en la optimización de la producción al reemplazar el open stoping por corte y relleno ascendente en la Veta Consuelo de Poderosa – La Libertad. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Trujillo : Universidad Nacional de Trujillo, 2019.

ANEXOS

Anexo 1
Matriz de consistencia

Aplicación del diseño de perforación y voladura de la galería principal 9080-sw, para aumentar el avance lineal, minera aurífera Retamas S. A.

PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPÓTESIS GENERAL
¿De qué manera influye la aplicación del diseño de perforación y voladura de la Galería Principal 9080-SW, para aumentar el avance lineal, en Minera Aurífera Retamas S.A.?	Implementar el diseño de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW, para aumentar el avance lineal, en Minera Aurífera Retamas S.A.	La aplicación del diseño de perforación y voladura de la Galería Principal 9080-SW, es factible y viable, para aumentar el avance lineal, en Minera Aurífera Retamas S.A.
PROBLEMAS ESPECÍFICOS	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	HIPÓTESIS ESPECÍFICAS
¿De qué manera influye la aplicación del diseño de perforación y voladura de la Galería Principal 9080-SW, para mejorar los factores y parámetros de perforación y voladura, en Minera Aurífera Retamas S.A.?	Implementar el diseño de perforación y voladura de la Galería Principal 9080-SW, para mejorar los factores y parámetros de perforación y voladura, en Minera Aurífera Retamas S.A.	La aplicación del diseño de perforación y voladura de la Galería Principal 9080-SW, influye positivamente, para mejorar los factores y parámetros de perforación y voladura, en Minera Aurífera Retamas S.A.
¿De qué manera influye la aplicación del diseño de perforación y voladura de la Galería Principal 9080-SW, para reducir el costo unitario de perforación y voladura, en Minera Aurífera Retamas S.A.?	Implementar el diseño de perforación y voladura de la Galería Principal 9080-SW, para reducir el costo unitario de perforación y voladura, en Minera Aurífera Retamas S.A.	La aplicación del diseño de perforación y voladura de la Galería Principal 9080-SW, es factible y viable, para reducir el costo unitario de perforación y voladura, en Minera Aurífera Retamas S.A.

Anexo 2

Precios unitarios

ESCALA DE SUELDOS Y JORNALES

DESCRIPCION DEL PUESTO	JORNAL S/.	asignacion familiar	feriados con 100% 01 por mes	Total ingreso afecto	factor de leyes sociales	TOTAL (S/.)
Perforista	63.50	2.50	4.88	70.88	103.17%	144.02
Operario Mina	63.50	2.50	4.88	70.88	103.17%	144.02
Operador Scooptram	85.00	2.50	6.54	94.04	103.17%	191.06
Operador Jumbo	90.00	2.50	6.92	99.42	103.17%	202.00
Enmaderador	63.00	2.50	4.85	70.35	103.17%	142.92
Compresorista y lamparero	59.50	2.50	4.58	66.58	103.17%	135.26
Chofer de mina	63.50	2.50	4.88	70.88	103.17%	144.02
Capataz	85.00	2.50	6.54	94.04	103.17%	191.06
Bombero, Herrero, Soldador	59.50	2.50	4.58	66.58	103.17%	135.26
Bodeguero	59.50	2.50	4.58	66.58	103.17%	135.26
Ayudante Perforista	59.50	2.50	4.58	66.58	103.17%	135.26
Ayudante de servicios	59.50	2.50	4.58	66.58	103.17%	135.26
Ayudante de mina	59.50	2.50	4.58	66.58	103.17%	135.26
Ayudante de jumbo	63.50	2.50	4.88	70.88	103.17%	144.02
Ayudante de enmaderador	59.50	2.50	4.58	66.58	103.17%	135.26
Ayudante almacen	59.50	2.50	4.58	66.58	103.17%	135.26
Mecanico de equipo pesado	95.00	2.50	7.31	104.81	103.17%	212.94
Electricista mina	75.00	2.50	5.77	83.27	103.17%	169.18
Electricista de equipos	90.00	2.50	6.92	99.42	103.17%	202.00
Cuaterlero	58.00	2.50	4.46	64.96	103.17%	131.98

ESCALA DE SUELDOS Y JORNALES

DESCRIPCION	UND	PRECIO (S/.)	Vida Econom.	Incidencia	Obreros Con Ropa de agua	Obreros Sin Ropa de agua	Supervision sin ropa de agua	Personal superficie
Botas de jebe	Par	61.980	180.00	0.34	0.34	0.32	-	-
Casco sombrero	Pza	58.091	200.00	0.29	0.29	0.19	0.19	0.19
Taflete de casco	Pza	12.710	150.00	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08
Orejeras p/ Operador	Par	52.750	300.00	0.18	-	0.18	-	-
Barbiquejo	Pza	1.580	180.00	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
Respirador 3M 7500 premium	Pza	63.560	360.00	0.18	0.18	0.18	0.18	-
Filtro alta eficiencia 3M 2097	Par	38.980	30.00	1.30	1.30	1.03	1.03	-
Cartucho Vapores Orgánicos	Par	58.200	30.00	1.94	1.94	1.94	1.94	-
Guantes de Neoprene 14"	Par	26.000	30.00	0.87	0.87	0.87	0.87	-
Guante de cuero	Par	10.310	25.00	0.41	0.41	0.41	0.41	0.41
Correa portalampara	Pza	21.190	360.00	0.06	0.06	0.06	0.06	-
Mameluco con cinta reflectiva	Pza	83.620	100.00	0.84	0.84	0.46	0.46	0.46
Lampara minera	Pza	252.000	300.00	0.84	0.84	0.84	0.84	-
Chaleco verde c/cinta fosforescente	Pza	64.940	180.00	0.36	-	0.36	0.36	0.36
Lentes de seguridad	Pza	28.000	90.00	0.31	0.31	0.31	0.31	0.31
Tapón auditivo	Pza	2.330	60.00	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04
Marbete de identificación (nombre)	Par	20.000	150.00	0.13	0.13	0.13	0.13	0.13
Botin Con punta de acero Minero	Par	127.570	180.00	0.71	-	0.65	0.65	0.65
Saco de jebe	Pza	52.200	100.00	0.52	0.52	-	-	-
Pantalón de jebe	Pza	52.200	100.00	0.52	0.52	-	-	-
mochila de lona	Pza	38.000	180.00	0.21	0.21	0.000	0.000	0.000
Dispositivo lock out (candado gancho)	pza	150.000	360.00	0.42	-	0.42	0.42	0.65
Picota de geologo	pza	45.000	360.00	0.13	-	-	0.13	-
baston luminoso con pila	par	200.000	180.00	1.11	-	1.11	-	-
Polos de seguridad (por calor)	pza	38.000	150.00	0.25	0.25	-	-	-
COSTO POR TAREA				12.01	9.15	8.59	8.12	3.31

DESCRIPCION	UND	PRECIO (S/.)	Vida Econ. (pp)	P U
Broca escariadora 2 1/2"	Uni	387.000	600.00	0.65
Shank Adapter COP1238xT38	Uni	844.650	9,000.00	0.09
Acople T38/R38	Uni	245.830	6,000.00	0.04
Barra Ext. R38-H35-R32x12' (12 y 14 pies)	Uni	1,300.000	6,000.00	0.22
Broca R32x45mm.	Uni	283.610	800.00	0.35
Adaptador Piloto R32x12°	Uni	586.000	800.00	0.73
Broca Rimadora R32x102mm	Uni	616.160	800.00	0.77
Coplas de afilado	Uni	357.500	10,000.00	0.04
Adaptador Split Set / perno helicoidal	Uni	230.000	600.00	0.38
Barra de Extensión Porta Broca Conica 2'	Uni	135.440	900.00	0.15
Barra de Extensión Porta Broca Conica 4'	Uni	181.590	900.00	0.20
Barra de Extensión Porta Broca Conica 5'	Uni	240.200	900.00	0.27
Barra de Extensión Porta Broca Conica 6'	Uni	258.450	920.00	0.28
Barra de Extensión Porta Broca Conica 8'	Uni	275.440	1,300.00	0.21
Broca Conica 38 mm.	Uni	72.060	400.00	0.18
Broca Conica 41 mm.	Uni	74.000	300.00	0.25

EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA

DESCRIPCION	UND	PRECIO (S/.)	US\$/Caja	Kg/Caja
Dinamita Semexa 45% 7/8" x 7"	Cart	0.530		
Dinamita Semexa 65% 7/8" x 7"	Cart	0.540		
Dinamita Semexa 45% 7/8" x 7"	Kg	6.172	55.11	25.00
Dinamita Semexa 65% 7/8" x 7"	Kg	6.509	58.12	25.00
Dinamita Exadit 65% 7/8" x 7"	Kg	5.899	52.67	25.00
Dinamita Semexa 65% 1 1/8" x 7"	Kg	5.803	51.81	25.00
Dinamita Semexa 80% 1 1/8" x 8"	Kg	5.918	52.84	25.00
Dinamita Semexa 65% 1 1/4" x 8"	Kg	6.236	55.68	25.00
Dinamita Semexa 80% 1 1/4" x 8"	Kg	6.657	59.44	25.00
Emulsiones 4500 7/8"x8"	Und	0.560		
Emulsión Iremita 62 11/2" x 12" (68)	Und	2.030		
Emulsiones 6500 1"x8"	Und	0.700		
Emulsión Iremita 62 7/8" x 7" (308)	Und	0.450		
Emulsión Iremita 62 1" x 8" (240)	Und	0.700		
Emulsiones 6500 1"x8"	Und	0.700		
Emulsiones 8000 1"x8"	Und	0.590		
Anfo	Kg	1.740		
Examon	Kg	2.128		
Fulminante N° 8	Pza	0.308		
Fanel	Pza	3.338		
Mininel	Pza	2.929	261.5	250 pza/caja
Guia Seguridad	m	0.254	90.63	1000 m/caja
Carmex 8"	Pza	1.497	160.43	300 pza/caja
Igniter Cord	m	1.064		
Pentacord	m	1.075	575.72	1500 m/caja

HERRAMIENTAS

DESCRIPCION	UND	PRECIO (S/.)	Vida Econom.	PU
Corvina de 36 "	Pza	178.20	100.00	1.78
Lampa	Pza	26.46	50.00	0.53
Pico	Pza	29.57	50.00	0.59
Combo 4 Lbs	Pza	19.24	90.00	0.21
Combo 6 Lbs	Pza	34.70	90.00	0.39
Combo 8 Lbs	Pza	41.04	90.00	0.46
Combo 10 Lbs	Pza	51.57	90.00	0.57
Combo 16 Lbs	Pza	78.79	90.00	0.88
Llave Stilson de 8"	Pza	27.41	100.00	0.27
Llave Stilson de 10"	Pza	73.52	100.00	0.74
Llave Stilson de 14"	Pza	87.36	100.00	0.87
LLave Francesa 8"	Pza	24.03	100.00	0.24
Maquina Ban Dit	Pza	325.00	180.00	1.81
Formon 1"	Pza	23.80	50.00	0.48
Azuela (de 3Lbs.)	Pza	26.81	80.00	0.34
Barretilla de aluminio de 4'	Pza	59.40	60.00	0.99
Barretilla de aluminio de 6'	Pza	70.20	60.00	1.17
Barretilla de aluminio de 8'	Pza	78.00	60.00	1.30
Barretilla de aluminio de 10', 12'	Pza	85.80	60.00	1.43
Barretilla de aluminio de 14'	Pza	98.20	60.00	1.64
Atacador	pza	9.84	20.00	0.49
Pasteca (rondana) 6" diam.	und	497.50	300.00	1.66
Cable de acero 3/8 "	mt	2.26	100.00	0.02
Cizalla de 24	Pza	114.80	100.00	1.15
Ganchos de 1.5	Pza	19.99	50.00	0.40
Carretilla buggy	Pza	185.00	60.00	3.08
Flexometro 5m	Pza	13.47	30.00	0.45
Lámpara	Pza	234.50	720.00	0.33
Detector de Energia	Pza	43.00	180.00	0.24
Lámpara CEAG MLC 5.2	Pza	1,224.00	2,400.00	0.51
Baston luminoso con pilas recargables	Pza	100.00	180.00	0.56
Lámpara (Alquiler)	Pza/mes	41.75	25.00	1.67
Disco de jebe	Pz	5.00	25.00	0.20
Manguera Jebe 1"	Mts	14.55	150.00	0.10
Manguera Jebe 1/2"	Mts	6.28	150.00	0.04
Aceite de perforacion	Glns	21.91	1.00	21.91
Cinta Ban Dit 1/2	rollo	77.24	40.00	1.93
Cinta Ban Dit 3/8	rollo	65.00	40.00	1.63
Escalera Telescopica de 4mts	Uni	502.83	90.00	5.59
Escalera Telescopica de 3mts	Uni	625.00	90.00	6.94
Ocre Polvo Rojo	Kg	10.00	1.00	10.00
arco de sierra + hoja	uni	39.00	60.00	0.65
Boa de 2"	m	45.00	150.00	0.30
Boa de 2"	m	53.30	150.00	0.36
Tubo PVC 1 1/2 x 3.00 Mts.	uni	3.60	-	-
PETROLEO-DIESEL	Glns	11.68	-	-

Tomada del departamento de Operaciones de la minera aurífera Retamas S. A.

Anexo 3

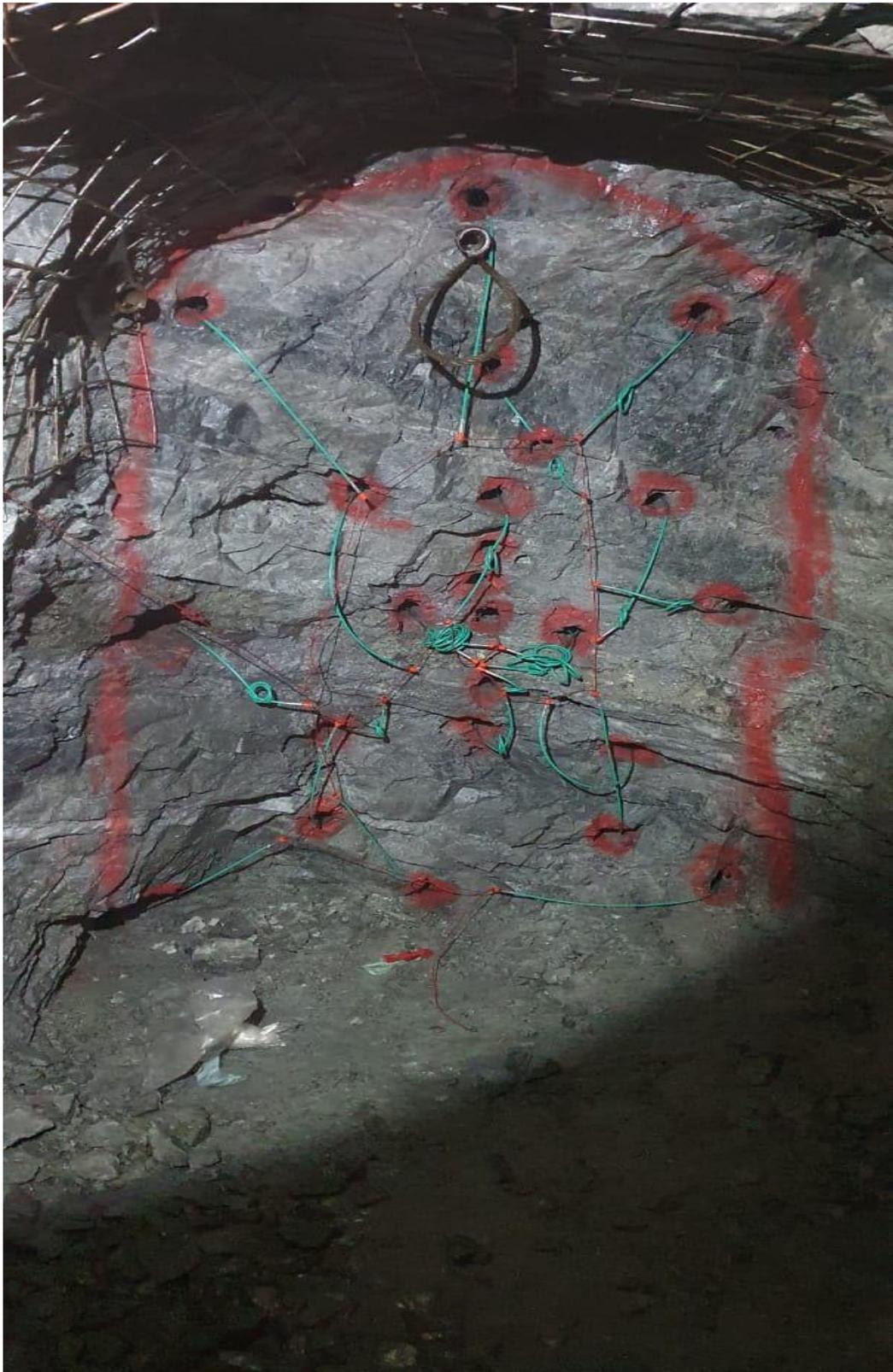
Descripción técnica del equipo Scooptram LH 307 2.5 yd³

Scooptram LH 307 2.5 yd ³			
Precio compra (\$)		467,455	Costo de Propiedad US \$/hora
Precio jgo llantas		16,167	Costo por depreciación 27.08
Vida llantas (hor)		1,500	Costo por intereses 7.46
Precio stock (V)		451,288	Costo por seguro -
Valor de rescate (Vr)	10%	45,129	Total costo de Propiedad 34.54
Vida económica en horas (n)	3960	15,000	Costo de operación US \$/hora
Vida económica en años (N)		3.8	Combustible 17.97
	Consumo gal/hora	Precio US \$/gal	Lubricantes (aceite grasa) 2.25
Combustible	4.00	4.49	Costo filtros 4.04
Aceite motor gal/hor	0.14	7.45	Costo llantas 10.78
Aceite hidráulico gal/hor	0.14	7.45	Reparación llanta (15%) 1.62
Grasa lbs/hora	0.08	2.10	Repuestos 22.56
Filtro (0.4 * costo a aceite + grasa)		20%	Total costo de operación 59.23
Repuestos		75%	Total Costo de Propiedad y Operación (\$/hr) 93.76
Factor de inversión $K = (n+1)/2n$		0.63	Total Costo de Propiedad y Operación (\$/. /hr) 243.79
Intereses %		10.0%	COSTO DIRECTO SIN OPERADOR, NI COMBUSTIBLE (\$/. /hr) 197.07
Seguros %		0.0%	



Tomada del departamento de Operaciones de la minera aurífera Retamas S. A.

Anexo 4
Perforadora manual Jackleg RNP S83



Tomada del departamento de Operaciones de la minera aurífera Retamas S. A.

Anexo 5

Ficha técnica Semexsa

SEMEXSA®

Dinamita semigelatinosa muy versátil por sus características de detonación que pueden variar según las circunstancias, desde un alto efecto empujador hasta un alto poder rompedor, lo que permite su empleo en voladura de rocas intermedias a duras.

El nivel de energía de los diversos tipos de Semexsa permite superar la fuerza estructural y masa de las diferentes calidades de roca.

Gracias a su gran rendimiento, adaptabilidad y seguro manípulo, son usadas en minería subterránea, canteras, obras civiles (túneles, carreteras) generando también un excelente comportamiento en labores confinadas como rampas, chimeneas, piques y entre otros.

Por último, su adecuada transferencia de energía liberada a la roca, minimiza los daños alrededor del taladro.

Propiedades / Beneficios

- Alta a mediana velocidad de detonación.
- Mediana impedancia.
- Sensible al detonador No. 8 y al cordón de bajo gramaje.
- Larga vida útil.

Características técnicas

Especificaciones técnicas	Unidades	Semexsa 45	Semexsa 65	Semexsa 80
Densidad	g/cm ³	1.08 ± 3%	1.12 ± 3%	1.18 ± 3%
Velocidad de detonación*	m/s	3,800 ± 200	4,200 ± 200	4,500 ± 200
Presión de detonación	kbar	87	94	125
Energía**	KJ/kg	3,338	3,433	3,747
RWS**	%	89	92	99
RBS**	%	120	127	147
Volumen de gases	l/kg	1,016.	1,015	989
Resistencia al agua	Horas	Buena	Muy buena	Excelente
Categoría de humos	Categoría	1 era.	1 era.	1 era.

* Sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro.

** Calculadas con programa de simulación TERMODET a condiciones ideales de 1 atm.

Presentación y embalaje

Masa explosiva encartuchada en papel kraft, los cartuchos son dispuestos en bolsas plásticas y embalados en cajas de cartón corrugado.

Peso Neto	25 kg			
Peso Bruto	26.3 kg			
Dimensiones de caja	Ext. 35 x 45 x 28 cm			
Material	Caja de cartón corrugado			
Producto	Pulg.	UN/Caja	Masa g/UN	
SEMEXSA 45	1 1/8	12	122	205
SEMEXSA 65	1 1/2	12	68	368
SEMEXSA 65	7/8	7	308	81
SEMEXSA 80	1 1/8	8	164	152

Para otros formatos de cartuchos preguntar a un especialista EXSA.

En las cantidades mencionadas podrá haber variaciones en el número y peso de los cartuchos para mantener el estándar de 25 kg/caja.

Almacenamiento y garantía

Conservado en su embalaje original y almacenado en condiciones de temperatura y humedad normales, conforme a las normativas vigentes, el producto está garantizado por 18 meses, después de su fecha de fabricación.

Transporte

CLASE: 1
DIVISIÓN: 1.1 D
N° ONU: 0081



Exclusión de responsabilidad

Estos explosivos han sido inspeccionados y encontrados en buen estado antes de ser embalados y/o entregados. Se deben almacenar en un lugar fresco, seco y bien ventilado, así como manipularse y transportarse de conformidad con las disposiciones legales vigentes. Por consiguiente, desde su entrega a los compradores, el fabricante no será responsable por su seguridad o por la obtención de los resultados que se busquen, ya sean estos expresos o implícitos. La totalidad del riesgo y de la responsabilidad, cualquiera sea su naturaleza, por accidentes, pérdidas, daños a la propiedad o personas (incluyendo la muerte), ya sean estos directos, indirectos, especiales y/o consecuenciales o de cualquier otro tipo derivado del uso de estos explosivos, es de los compradores desde la entrega de los mismos.

Toamad de Exsa S. A.