



**UNIVERSIDAD NACIONAL
"SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"**



**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y METALURGIA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

TESIS:

**OPTIMIZACIÓN DE LA PRODUCTIVIDAD MEDIANTE
EL EMPLEO DE UN SISTEMA DE INICIACIÓN NO
ELÉCTRICO EN LA GALERÍA 610 DEL NIVEL 08 DE LA
UNIDAD MINERA AQUIA DE LA COMPAÑÍA MINERA
MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C. - 2019**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS**

PRESENTADO POR:

Bach. CAUSHI ROSAS, Jhonn Huber

ASESOR:

Msc. Ing. RUIZ CASTRO, Arnaldo Alejandro

HUARAZ - PERÚ

2021

FORMATO DE AUTORIZACIÓN PARA LA PUBLICACIÓN DE TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN, CONDUCENTES A OPTAR TÍTULOS PROFESIONALES Y GRADOS ACADÉMICOS EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL

1. Datos del autor:

Apellidos y Nombres: CAUSHI ROSAS JHONN HUBER

Código de alumno: 111.0103.391 Teléfono: 976155624

E-mail: ingminasjcr@gmail.com D.N.I. n°: 71293437

(En caso haya más autores, llenar un formulario por autor)

2. Tipo de trabajo de investigación:

- Tesis
- Trabajo Académico
- Tesinas (presentadas antes de la publicación de la Nueva Ley Universitaria 30220 – 2014)
- Trabajo de Suficiencia Profesional
- Trabajo de Investigación

3. Título Profesional o Grado obtenido:

INGENIERO DE MINAS

4. Título del trabajo de investigación:

"OPTIMIZACION DE LA PRODUCTIVIDAD MEDIANTE EL EMPLEO DE UN SISTEMA DE INICIACION NO ELECTRICO EN LA GALERIA 610 DEL NIVEL 08 DE LA UNIDAD MINERA AQUIA DE LA COMPAÑIA MINERA MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C - 2019"

5. Facultad de: Ingeniería de Minas, Geología y Metalúrgia

6. Escuela, Carrera o Programa: INGENIERÍA DE MINAS

7. Asesor:

Apellidos y nombres M.Sc. Ing. RUIZ CASTRO ARNALDO ALEJANDRO D.N.I n°: 31672592

E-mail: arnaldoruiz@hotmail.com ID ORCID: _____

8. Estilo de Citas: APA

9. Tipo de acceso al Documento:

- Acceso público* al contenido completo. Acceso
- restringido** al contenido completo

Si el autor eligió el tipo de acceso abierto o público, otorga a la Universidad Santiago Antúnez de Mayolo una licencia no exclusiva, para que se pueda hacer arreglos de forma en la obra y difundirlo en el Repositorio Institucional, respetando siempre los Derechos de Autor y Propiedad Intelectual de acuerdo y en el Marco de la Ley 822.

En caso de que el autor elija la segunda opción, es necesario y obligatorio que indique el sustento correspondiente:

10. Originalidad del archivo digital

Por el presente dejo constancia que el archivo digital que entrego a la Universidad, como parte del proceso conducente a obtener el título profesional o grado académico, es la versión final del trabajo de investigación sustentado y aprobado por el Jurado.



Firma del autor

11. Otorgamiento de una licencia CREATIVE COMMONS

Para las investigaciones que son de acceso abierto se les otorgó una licencia Creative Commons con la finalidad de que cualquier usuario pueda acceder a la obra, bajo los términos que dicha licencia implica.



El autor, por medio de este documento, autoriza a la Universidad, publicar su trabajo de investigación en formato digital en el Repositorio Institucional, al cual se podrá acceder, preservar y difundir de forma libre y gratuita, de manera íntegra a todo el documento.

Según el inciso 12.2, del artículo 12º del Reglamento del Registro Nacional de Trabajos de Investigación para optar grados académicos y títulos profesionales - RENATI "Las universidades, instituciones y escuelas de educación superior tienen como obligación registrar todos los trabajos de investigación y proyectos, incluyendo los metadatos en sus repositorios institucionales precisando si son de acceso abierto o restringido, los cuales serán posteriormente recolectados por el Recolector Digital RENATI, a través del Repositorio ALICIA"

12. Para ser llenado por la Dirección del Repositorio Institucional

Fecha de recepción del documento por el Repositorio Institucional:

Huaraz, 09/07/2021

Firma: 

Varillas William Eduardo
 Asistente en Informática y Sistemas
- UNASAM -

***Acceso abierto:** uso lícito que confiere un titular de derechos de propiedad intelectual a cualquier persona, para que pueda acceder de manera inmediata y gratuita a una obra, datos procesados o estadísticas de monitoreo, sin necesidad de registro, suscripción, ni pago, estando autorizada a leerla, descargarla, reproducirla, distribuirla, imprimirla, buscarla y enlazar textos completos (Reglamento de la Ley No 30035).

**** Acceso restringido:** el documento no se visualizará en el Repositorio.



UNIVERSIDAD NACIONAL
"SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"

"Una Nueva Universidad para el Desarrollo"

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS,
GEOLOGÍA Y METALURGIA



ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS PRESENCIAL

En la ciudad de Huaraz, siendo las diez horas con quince minutos de la mañana (10:15 a.m) del día 22 de Junio del Dos mil Veintiuno (22/06/2021), se reunieron los miembros del jurado calificador nominados según Resolución Nro. 065-2021-FIMGM/CF, de fecha 26 de Mayo del 2021, integrado por los siguientes Docentes: **Dr. Ing. JACINTO CORNELIO ISIDRO GIRALDO**, como **Presidente**; **Dr. Ing. JUAN ROGER QUIÑONES POMA**, como **Secretario** y el **M.Sc. Ing. GUSTAVO ROBERTO BOJORQUEZ HUERTA**, como **Vocal**; para la sustentación de la tesis Titulada: "**OPTIMIZACION DE LA PRODUCTIVIDAD MEDIANTE EL EMPLEO DE UN SISTEMA DE INICIACION NO ELECTRICO EN LA GALERIA 610 DEL NIVEL 08 DE LA UNIDAD MINERA AQUIA DE LA COMPAÑIA MINERA MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C. - 2019**" presentado por el **Bachiller JHONN HUBER CAUSHI ROSAS**, para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas, en concordancia con el Reglamento de Grados y Títulos de la Universidad Nacional "Santiago Antúnez de Mayolo", se procedió con el acto de sustentación bajo las siguientes consideraciones, el Presidente del Jurado calificador, invitó a los docentes, alumnos y público en general a participar en este acto; luego invitó al Secretario del Jurado calificador a dar lectura de la Resolución N° 065-2021-FIMGM/CF de fecha 26 de Mayo del 2021. Acto seguido invitó al sustentante a la defensa de su tesis por un lapso de veinte minutos (20), concluida con la misma, se procedió con el rol de preguntas de parte de los miembros del Jurado Calificador, finalmente se invitó al público en general a hacer abandono del Auditorium de la FIMGM por un lapso de diez (10) minutos con el propósito de deliberar la nota del sustentante, **ACORDANDO: APROBAR CON EL CALIFICATIVO (*) de: DIECISIETE (17)Aprobado con Distinción.** Siendo las Diez horas y cuarenta minutos (10:40 a.m) del mismo día, se dio por concluida el acto de sustentación.

En consecuencia, queda en condición de ser calificado **APTO** por el Consejo de Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia y por el Consejo Universitario de la Universidad Nacional "Santiago Antúnez de Mayolo" y recibir el Título de **INGENIERO DE MINAS** de conformidad con la Ley Universitaria y el Estatuto de la UNASAM.

Dr. Ing. JACINTO CORNELIO ISIDRO GIRALDO
Presidente

Dr. Ing. JUAN ROGER QUIÑONES POMA
Secretario

M.Sc. Ing. GUSTAVO ROBERTO BOJORQUEZ HUERTA
Vocal

M.Sc. Ing. ARNALDO ALEJANDRO RUIZ CASTRO
Asesor

(*) De acuerdo con el Artículo 84º Reglamento de Grados y Títulos de la UNASAM, están deben ser calificadas con términos de: **APROBADO CON EXCELENCIA** (19-20), **APROBADO CON DISTINCIÓN** (17-18), **APROBADO** (14-16), **DESAPROBADO** (00-13).



UNIVERSIDAD NACIONAL
"SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"

"Una Nueva Universidad para el Desarrollo"

**FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS,
GEOLOGIA Y METALURGIA**



ACTA DE CONFORMIDAD DE TESIS

Los Miembros del Jurado, luego de evaluar la tesis titulada: **"OPTIMIZACION DE LA PRODUCTIVIDAD MEDIANTE EL EMPLEO DE UN SISTEMA DE INICIACION NO ELECTRICO EN LA GALERIA 610 DEL NIVEL 08 DE LA UNIDAD MINERA AQUIA DE LA COMPAÑIA MINERA MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C. - 2019"** presentado por el Bachiller **JHONN HUBER CAUSHI ROSAS**, y sustentada el día 22 de Junio del 2021, por Resolución de Consejo de Facultad N° 065-2021-FIMGM-/CF, la declaramos **CONFORME**.

En consecuencia queda en condiciones de ser publicada.

Huaraz, 22 de Junio del 2021

Dr. Ing. **JACINTO CORNELIO ISIDRO GIRALDO**
Presidente

Dr. Ing. **JUAN ROGER QUINONES POMA**
Secretario

M.Sc. Ing. **GUSTAVO ROBERTO BOJORQUEZ HUERTA**
Vocal

M.Sc. Ing. **ARNALDO ALEJANDRO RUIZ CASTRO**
Asesor

DEDICATORIA

A:

Dios por la salud, bendiciones y el éxito que me da
hasta ahora, a mis maestros que me brindaron los inicios
de mi carrera profesional en especial a mi alma mater
"UNIVERSIDAD NACIONAL SANTIAGO
ANTUNEZ DE MAYOLO".

También a mis padres por su apoyo incondicional, a mis
hermanos por la fuerza espiritual, a mi esposa y mi hijo
por su cariño, su comprensión y por ser motor de todos
mis esfuerzos.

AGRADECIMIENTO

Mi agradecimiento a todos los ingenieros de la carrera profesional de ingeniería de minas de la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, por ser parte de mi formación profesional en esta carrera tan económica en el mundo global.

De la misma manera, agradecer de manera cordial a la UNIDAD MINERA “AQUIA” de la empresa minera Magistral de Huaraz S.A.C, por haberme acogido y hacerme parte de esta gran familia, a su jefe de mina Ing. Pomalasa Olaza Modesto por la confianza depositada en mí y apoyarme desde mis inicios. Y también a todos mis compañeros de dicha empresa.

Y para finalizar, agradezco también a todas las personas que estuvieron conmigo en todo este tiempo de mi formación profesional como ingeniero de minas, como son mis compañeros de la universidad, amigos y familiares, por su apoyo moral, amistad y por formar parte de mi motivación para seguir adelante.

RESUMEN

El presente proyecto de tesis de investigación titulada OPTIMIZACION DE LA PRODUCTIVIDAD MEDIANTE EL EMPLEO DE UN SISTEMA DE INICIACIÓN NO ELÉCTRICO EN LA GALERIA 610 DEL NIVEL 08 DE LA UNIDAD MINERA AQUIA DE LA COMPAÑÍA MINERA MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C – 2019 es realizada en la operación unitaria de voladura del ciclo minado; concerniente los frentes de labores de desarrollo y preparación, de un sistema de minado subterráneo.

Las áreas operativas están demasiado distanciadas por la magnitud de la mina es por ello la imperiosa necesidad de Maximizar la productividad, tiempos, costos, además de contemplar la protección del medio ambiente y la seguridad. Asimismo, se han reducido los daños del entorno de las cajas o la consistencia de las rocas evitando la sobre perforación especialmente de la corona mediante un rediseño del arranque en cuanto se refiere a la perforación y la adecuada dosificación del explosivo a utilizar.

Donde el objetivo fundamental, es de controlar los frentes de avance utilizando el sistema de iniciación no eléctrico para la optimización de la productividad en la unidad minera AQUIA de la compañía minera Magistral de Huaraz S.A.C en el año 2019, todo aquello con la finalidad de mejorar los costos operativos del minado, que son muy elevados debido al mal control de la voladura, que no se ajusta a las características del macizo rocoso, teniendo como consecuencia de una inadecuada fragmentación, inestabilidad de las aberturas generadas y deficiencia en el avance lineal; que afectan directamente al ciclo minado.

La metodología utilizada en el presente proyecto de tesis de investigación, se sujeta a los siguientes aspectos: el tipo de investigación es aplicada - transversal, con un diseño de investigación no experimental de nivel descriptivo y explicativo.

Los resultados que se espera de este proyecto de investigación son de tener los óptimos resultados de maximizar la productividad mediante un mejor avance lineal y mejor estabilidad de las labores desarrolladas utilizando el sistema de iniciación no eléctrico.

Palabras claves.

Productividad, voladura controlada, optimización de la voladura, daño de la galería, estabilidad de las labores mineras, proyección del material fragmentado, avance lineal.

ABSTRACT

This research thesis project titled MAXIMIZING PRODUCTIVITY THROUGH THE USE OF A NON-ELECTRIC INITIATION SYSTEM IN GALLERY 610 OF LEVEL 08 OF THE AQUIA MINING UNIT OF THE MAGISTRAL MINING COMPANY OF HUARAZ SAC - 2019 is carried out in the unitary operation of blasting the mining cycle; concerning the development and preparation work fronts of an underground mining system.

The operating areas are too far apart due to the magnitude of the mine, which is why the urgent need to maximize productivity, time, costs, in addition to considering the protection of the environment and safety. Likewise, the damage to the environment of the boxes or the consistency of the rocks has been reduced, avoiding overdrilling, especially of the crown through a redesign of the starter in terms of drilling and the proper dosage of the explosive to be used.

Where the fundamental objective is to control the advance fronts using the non-electric initiation system to maximize productivity in the AQUIA mining unit of the Magistral de Huaraz SAC mining company in 2019, all with the purpose of improving costs mining operations, which are very high due to poor blast control, which does not conform to the characteristics of the rocky massif, resulting in inadequate fragmentation, instability of the openings generated and deficiency in linear advance; that directly affect the mining cycle.

The methodology used in this research thesis project is subject to the following aspects: the type of research is applied - cross-sectional, with a descriptive and explanatory non-experimental research design.

The results that are expected from this research project are to have the optimal results of maximizing productivity through better linear advancement and better stability of the tasks carried out using the non-electric initiation system.

Finally, it can be said that, what is forecast in the cabinet, must be adjusted in the field.

Keywords.

Productivity, controlled blasting, blast optimization, gallery damage, stability of mining work, projection of fragmented material, linear advance.

INTRODUCCIÓN.

La voladura, tal como se conoce en la actualidad, es una operación unitaria en el ciclo de minado, en donde el objetivo de la voladura controlada es evitar el rompimiento de la roca fuera de límites previamente establecidos, es decir evitar la sobrerotura (overbreak). Es un método especial que permite obtener superficies de corte lisas y bien definidas, al mismo tiempo que evita el agrietamiento excesivo de la roca remanente, con lo que contribuye a mejorar su estabilidad, aspecto muy importante en trabajos subterráneos de orden permanente, para prevención de desplome de techos y otros riesgos, y en superficie para la estabilidad de taludes en cortes de laderas. Consiste en el empleo de cargas explosivas lineares de baja energía colocadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea para crear y controlar la formación de una grieta o plano de rotura continuo, que límite la superficie final de un corte o excavación.

El proyecto de investigación se realizado basado en la revisión literaria especializada y pruebas de campos, se ha tratado de sistematizar la metodología de aplicación del sistema de iniciación no eléctrico, tratando de forma precisa buscar alternativas de solución a los problemas identificados en la operación del minado.

Se espera que este proyecto de tesis pueda servir de guía a las empresas mineras dedicadas al rubro de la minería subterránea, así mismo, a los profesionales dedicados al campo de perforación y voladura de frentes de avance; de tal manera que esta investigación también se constituya en un apoyo efectivo al diseño y planeamiento del minado, contribuyendo a mejorar los estándares de seguridad y eficiencia en las operaciones mineras.

El propósito de esta investigación, es de optimizar la eficiencia de la voladura para no dañar los frentes de avance y así mejorar la productividad y disminuir los costos de producción en el ciclo de minado.

Dentro de los variables más importantes para el análisis de los resultados de la voladura controlada tenemos la adecuada iniciación del sistema de voladura, así controlar el daño de frentes de avance.

El presente proyecto de investigación se desarrolla en 6 capítulos principales:

Capítulo I; *Generalidades*: Se redacta el entorno físico que, dentro de ella está, la ubicación y el acceso, la topografía, recursos naturales y otros, luego el entorno geológico ya sea regional, local, estructural y económica.

Capítulo II; *Fundamentación de investigación*: Este apartado trata sobre el marco

teórico, que incluye los antecedentes de la investigación, definición de términos y fundamentación teórica.

Capítulo III; *Metodología de investigación*: Acá se desarrolla el problema de investigación que incluye la descripción de la realidad problemática, planteamiento y formulación del problema, los objetivos, la justificación, las limitaciones y los alcances de la investigación, por otro lado tenemos el desarrollo de la hipótesis, las variables, diseño, el tipo, el nivel, población y muestra de la investigación; así mismo se señala los técnicas e instrumentos en la recolección, plan, y análisis de datos.

Capítulo IV; *Resultados de investigación*: Se detallan los siguientes; la descripción de la realidad y procesamiento de datos, el análisis e interpretación de la información, discusión de resultados y los aportes del tesista.

Se finaliza con las conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas y anexos.

INDICE

DEDICATORIA.....	2
AGRADECIMIENTO.....	3
RESUMEN.....	4
ABSTRACT.....	5
INTRODUCCIÓN.....	6
CAPITULO I.....	13
GENERALIDADES.....	13
1.1 Entorno Físico.....	13
1.1.2 Topografía	14
1.1.3 Recursos naturales	14
1.1.3 Recursos Forestales y Fauna	14
1.1.4 Otros	14
1.2 Entorno Geológico.....	15
1.2.1 Geología Regional	15
1.2.2 Geología Local	18
1.2.3 Geología Estructural	20
1.2.4 Geología Económica	22
CAPITULO II.....	24
FUNDAMENTACIÓN.....	24
2.1 Marco teorico.....	24
2.1.1 Antecedentes de investigación	24
2.1.2 Definición de términos	26
2.1.3 Fundamentación teórica	28
CAPITULO III.....	39
METODOLOGÍA.....	39
3.1 El problema de investigación.....	39

3.1.1 Descripción de la realidad problemática.	39
3.1.2 Planteamiento y formulación del problema.	39
3.1.3 Objetivos.	40
3.1.4 Justificación de la investigación.	41
3.1.5 Limitaciones.	41
3.1.6 Alcance de la investigación.	41
3.2 Hipótesis.....	42
3.2.1 Hipótesis general.	42
3.2.2 Hipótesis específicas.	42
3.3 Variables.....	42
3.3.1 Variable independiente.	42
3.3.2 Variable dependiente.	42
3.3.3 Indicadores.	42
3.4 Tipo de investigación.	42
3.5 Diseño de investigación.....	42
3.6 Nivel de diseño de investigación.	43
3.7 Población y muestra.	43
3.7.1 Población.	43
3.7.2 Muestra.	43
3.8 Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	43
3.8.1 Técnicas.	43
3.8.2 Instrumentos.	43
3.9 Plan de procesamiento y formas de tratamiento de los datos.....	44
CAPITULO IV.....	46
RESULTADO DE LA INVESTIGACIÓN	46
4.1.1 Estructura de la mina para desarrollar el proyecto	46
4.1.2. Descripción de la realidad.	46
4.1.3 Desarrollo del proceso de optimización	46

4.1.4 Fase – 1	47
4.1.5 Parametros iniciales de la fase 1	51
4.1.6 Fase – 2	52
4.1.7 Arranques eficientes.	54
4.1.8 Conservar el paralelismo	54
4.1.9 Voladura convencional.	55
4.1.10 Parametros de la fase 2	56
4.2 Sistema de iniciacion convencional con mechas ensambladas	59
4.3 Calculos de la presion de taladro aplicados a voladura controlada.....	65
4.4 Diseño de carga para voladura controlada	65
4.5 Voladura controlada.....	68
4.6 Parámetros de la fase – 3.....	70
4.7 Beneficio de la aplicación de mejores tecnicas de perforacion y voladura.....	71
4.8 Resultados	74
CONCLUSIONES	76
RECOMENDACIONES.....	78
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.....	79

TABLAS

Tabla 01: Clasificación geomecánica.....	32
Tabla 02: Control de parámetros de perforación.....	51
Tabla 03: Costo diferencial del proyecto	56
Tabla 04: Parametros comparativos de la fase 1 y fase 2	57
Tabla 05: Carga por retardo	69
Tabla 06: Calculos de la fase 3	70

CUADROS

Cuadro 01 : Ubicacion y acceso.....	13
Cuadro 02: Tipos de roca clasificadas por consistencia de plástica a quebradiza	32
Cuadro 03: Velocidad típica de detonacion.....	34
Cuadro 04: Determinación de la densidad y absorción de agua.....	44
Cuadro 05: Determinación otras propiedades físicas.....	45
Cuadro 06: Determinación del RQD de la roca y orientación	45
Cuadro 07: Especificaciones tecnicas del exanel.....	45
Cuadro 08: Las características principales del radio de influencia de la fase 1.....	49
Cuadro 09: Perforacion y voladura convencional.....	50
Cuadro 10: Evaluacion y diagnostico de los estándares iniciales	50
Cuadro 11: Diagramas de los parámetros de la fase 1	52
Cuadro 12: Diseño de la voladura convencional	56
Cuadro 13: Conparacion entre los disparos	58
Cuadro 14: Evaluacion y optimización del avance.....	59
Cuadro 15: Diseño de malla fase 3	61
Cuadro 16: Rediseño de arranque y cambio de sistema de iniciación con exanel	62
Cuadro 17: Desarrollo del proceso de optimizacion.....	62
Cuadro 18: Diseño de carga para los taladros de corona	67

FIGURAS

Figura 01 : Rediseño del sistema de iniciación y voladura controlada.....	29
Figura 02: Sistemas de iniciación convencional mecha rápida	29
Figura 03: Rediseño de arranque y cambio de sistema de iniciación.	30
Figura 04: Mecanica de corte lineal	38
Figura 05: Diseño del corte de arranque para la fase 1	47
Figura 06: Diseño de malla de la fase 2.....	53
Figura 07: Arranque y paralelismo	55
Figura 08: Detonador ensamblado con mecha rapida.....	60
Figura 09: Diseño de malla para el proyecto de la mina magistral de huaraz.	64
Figura 10: Diseño de la Carga de columna (1), (2) y (3), respectivamente	65
Figura 11: Malla de iniciación del sistema no electrico	68
Figura 12: Comparacion por sistemas de iniciacion	73

FOTOS

Foto 01: Diseño de corte de voladura.....	48
Foto 02: Diseño de corte en V de la fase 2.....	53
Foto 03: Rediseño de arranque de la fase 3	61
Foto 04: Diferencia entre los sistemas de iniciacion	74

CAPITULO I GENERALIDADES

1.1 Entorno Físico.

Ubicación y Acceso

La Unidad Minera Magistral (Mina Tuco) se encuentra ubicada en las estribaciones del flanco occidental de la Cordillera Blanca de los Andes peruanos, aproximadamente a 20 km en línea recta al Noreste de Conococha. La unidad minera políticamente pertenece al distrito minero de Aquia, provincia de Bolognesi, departamento de Ancash, y está a una altitud de 4500 a 5000 msnm.

Coordenadas geográficas son:

✓ **Longitud:** 9° 57' 40.3" S

✓ **Latitud:** 77° 12' 06.8" W

Vía terrestre

La distancia de Lima a la mina son 361 Km, se recorren los siguientes tramos:

Cuadro 1 : Ubicacion y acceso

TRAMO	TIPO DE VIA	DISTANCIA KM	TIEMPO (HORAS)
Lima - pativilca	Asfaltado	212.00	4.00
Pativilca - Conococha	Asfaltado	123.00	2.50
Conococha – desvio a mina	Asfaltado	7.00	0.50
Desvio mina - Mina	Trocha carrozable	19.00	1.15
		361.00	8h 15min

Ver los planos de ubicación y acceso en el anexo N°03

1.1.2 Topografía

La superficie de la mina Magistral comprende terrenos agrestes en la parte más alta de la mina los cuales en algunas partes son inaccesibles, en la parte intermedia ya el terreno es más llano con pendientes que van desde 15° a 20° y cerca al río Tuco el terreno es ampliamente llano ya que considera el valle del río.

1.1.3 Recursos naturales

Recursos Forestales y Fauna

La flora de la zona de la mina Magistral corresponde; arbustos silvestres como el quenual, pastos naturales, plantas nativas de la zona alto andina o puna como el ichu.

La fauna de la zona de la mina Magistral al ser ubicado en la zona alto andina corresponde; aves silvestres, chinchillas, y roedores, en la zona también se practica el pastoreo de animales domesticados como el ganado ovino y el ganado vacuno.

Recursos Hídricos

El drenaje principal es subparalelo a dendrítico las principales quebradas de la zona presentan un régimen normal durante todo el año, estas tienen un sentido de drenaje Noreste – Suroeste, considerando a la quebrada Tuco como una microcuenca hidrográfica importante.

El resultado directo de movimientos posteriores a la formación de la superficie Puna, como son el levantamiento de la Cordillera Blanca y probablemente de la Cordillera Negra, fue la formación del Valle del Santa, el cual fue profundizado por erosión.

1.1.4 Otros

Fisiografía

La zona de estudio se encuentra ubicada en el flanco Noroccidental de la quebrada Tuco, zona encañonada con elevaciones de hasta 700 m con el relieve local. Este estadio fue producido por un rápido levantamiento que dio como resultado la incisión de profundos cañones que truncan los bordes del estadio valle. La erosión rápida de este estadio corta a las calizas del Grupo Goyllarisquizga aflorando intrusivos de composición granodiorítica.

Clima y vegetación

La zona de estudio posee un clima que corresponde a la zona Fría, debido a la influencia de la altitud en que se encuentra. Las precipitaciones durante los meses

de junio a octubre son muy pequeñas con días abrigados y bajas de temperatura durante las noches (< 0 °C), se evidencia por el desarrollo de las heladas en las zonas que circundan las Cordillera Blanca y Negra.

Los meses de diciembre a abril están caracterizados por un régimen de lluvias tanto en las tardes como en las noches, las tormentas de nieve se localizan en alturas superiores a los 4000 m.

Por encima de los 4000 m, la temperatura desciende a menos 0°C, la vegetación se reduce a especies robustas de poca altura constituidas mayormente de gramíneas y arbustos. En las zonas de ciénaga de fondos de valle crecen pastizales de hojas gruesas, y en las partes más altas y secas se desarrolla la conocida especie “Ichu”. Bajando en altitud, las quebradas son más abrigadas desarrollándose “queñuales” (polilepsis), arboles verdes de tronco retorcido que desarrollan hasta los 5 m.

1.2 Entorno Geológico.

1.2.1 Geología Regional.

El área de estudio desde el punto de vista regional presenta una secuencia de sedimentos Jurásico – Cretácico de la parte occidental del grupo Gollarisquizga constituido por lutitas, cuarcitas y calizas fuertemente plegadas y sobre esto en discordancia angular los volcánicos terciarios Calipuy. Las intrusiones son del tipo stock de tonalita y algunas apófisis de pórfidos cuarcíferos de naturaleza monzónica.

Formación Chimu (ki-ch)

Esta formación aflora mayormente en el sector NE del área, estructuralmente se presenta plegada y fallada, litológicamente consiste de areniscas cuarzosas limpias con estratificación cruzada y cuarcitas blancas, se presentan en bancos potentes y fuertemente cizallados. En los lugares donde aflora debido a su dureza constituye zonas escarpadas y abruptas. Su grosor es variable de 150 a 400 mts.

Yace suprayaciendo a la formación Chicama e Infrayace a la formación Santa, se le asigna una edad Valanginiano del cretáceo inferior.

Formación Santa (ki-sa)

En el área se le da cartografía a una secuencia de calizas grises en estratificación delgada, ocasionalmente con fragmentos conchíferos y horizontes de calizas dolomíticas resaltando la Ankerita por sus relieves positivos a la erosión.

Estructuralmente esta secuencia se encuentra plegada disarmonicamente, pudiendo apreciarse fuertes sobre escurrimientos en el área estudiada, en especial frente al yacimiento.

Normalmente estas calizas sobreyacen a las cuarcitas Chimú e infrayacen a la formación

Carhuaz.

Su espesor se estima entre 100 a 350 mts. Aproximadamente y se le asigna también por la fauna encontrada al Valanginiano Cretácico inferior.

Formación Carhuaz (ki-c)

Esta formación consiste mayormente de lutitas con algunos horizontes de areniscas grises que por meteorización presenta una coloración marrón amarillenta.

Tectónicamente es una unidad suave e incompetente algo plástica que yace mayormente sobre la formación Santa.

La formación generalmente infrayace concordante a las cuarcitas de la formación Farrat, aunque en los extremos Sur Occidentales de la cuenca se le encuentra infrayaciendo a las calizas de la formación Pariahuanca.

Se le asigna una edad Aptiano Cretáceo Inferior.

Formación Pariahuanca (ki-ph)

La formación Pariahuanca consiste en bancos medianos de calizas finas de color grises, se estima su grosor en 50mts.

En el área de estudio aflora en la margen derecha de la quebrada Tuco y estructuralmente consiste de un sinclinal recumbente que descansa sobre las lutitas Carhuaz.

Es de gran importancia desde el punto de vista económico-minero, porque la mineralización en Magistral está controlada por esta formación en su contacto con las lutitas Carhuaz.

Infrayace en discordancia angular a los volcánicos Calipuy.

Formación Calipuy (N-ca)

Es una secuencia de piroclásticos y derrames de grosor considerable, suprayaciendo en discordancia angular a las Formaciones Cretácicas plegada.

El grosor de la unidad se calcula en 100 m, aproximadamente, litológicamente está constituida por piroclásticos y derrames volcánicos.

Se puede diferenciar dos unidades:

- ***Unidad brechoide.***

Constituida por una secuencia de Piroclásticos de colores abrigados que están constituidos por una matriz de grano fino y que engloba clastos de constitución variada que pueden ser calizas, lutitas e inclusive volcánicos.

- ***Unidad porfirítica.***

Constituidas mayormente por derrames y flujos andesíticos de textura porfirítica y colores abigarrados macroscópicamente se puede apreciar fenocristales de plagioclasas, hornblenda y ocasionalmente piroxenos.

Depósitos Morrenicos (Q-mo)

En los sectores septentrionales del área y en cotas superiores a los 4200 msnm se le han cartografiado depósitos de origen glaciar que se encuentran mayormente represando las lagunas glaciares y que son indicadores del retroceso gradual de los glaciares en el pleistoceno.

Litológicamente están constituidas por materiales semiconsolidados de cantos subredondeados y estriados, de granulometría heterogénea que varían desde bloques de un metro hasta guijarros de 2cm, en una matriz limo-arcillosa y ocasionalmente gravilla y arena fina.

Depósitos inconsolidados

Se han agrupado a los materiales aluviales y los conos de escombros o talud que se presentan en el área cubriendo a las litologías anteriormente mencionadas.

Las terrazas aluvionales a lo largo de los afluentes del río Pativilca han ocurrido dentro de la etapa de erosión “canon” y nos revela los últimos levantamientos ocurridos en esta etapa.

Rocas intrusivas

En el área afloran rocas acidas a intermedias ubicadas en el sector meridional, pero a manera de stocks y diques aislados que atraviesan tanto a las formaciones cretácicas como a la volcánica.

Granodiorita Tonalita (KN-ga./Toh)

En los vértices SE y SW del área afloran potentes stocks de composición granodiorita que pasan parcialmente a tonalita.

Macroscópicamente se observa una roca leucócrata, textura fanerítica de grano a medio a grueso, con cristales euhedrales de ortosa, plagioclasa, así como biotita y hornblenda en mejor proporción.

Se le ha considerado como perteneciente al batolito de la costa de edad Cretácico-Neógeno.

Porfido Cuarzo Monzonítico (Kn-cmz)

Pequeñas intrusiones, así como diques y sills son frecuentes, emplazados tanto en formaciones cretáceas como en la formación Calipuy.

Estructuralmente están controlados por fallamientos concordantes o discordantes con la estratificación.

Macroscópicamente se observan de textura porfirítica con abundantes feldespatos y notorios los fenocristales de cuarzo hialino y en menor proporción los ferromagnesianos. Meteoriza con colores amarillentos, dados por la oxidación de los máficos.

1.2.2 Geología Local

En el distrito minero aflora la secuencia sedimentaria del cretáceo medio superior, que está dada por las Lutitas negras de la Formación Carhuaz y hacia el centro del sinclinal tendremos las calizas en capas gruesas, de color gris claro de la Formación Pariahuanca, la secuencia en general sigue un rumbo de N 20-30° W y buzamiento de 36-46 al SW.

En ambos flancos del sinclinal entre las formaciones sedimentarias Carhuaz y Pariahuanca se tiene la presencia de mineralización puesto en manifiesto como mantos, vetas y cuerpos irregulares.

Los mantos y cuerpos mineralizados se ubican dentro de un estrato calcáreo el cual superficialmente tiene un relieve positivo, dicho estrato cuyo espesor es de 400.00 mts., presenta zonas de alteraciones constituidos por óxidos y carbonatos recristalizados los cuales son notorios por la coloración y la recristianización producida solamente en la proyección superficial de los mantos y cuerpos de Magistral no así a lo largo del estrato donde se tiene conocimiento que anteriormente se han trabajado hacia el Norte estructuras mineralizadas, hacia el sur no se observa alteración superficial por estar cubiertas por las morrenas glaciales, pero se tiene trabajando en profundidad estructuras mineralizadas producto de la tectónica que dio lugar al plegamiento que viene asociado consigo un fallamiento que se manifiesta mediante fallas transversales a la estructura, dichas fallas son de poco recorrido (al menos este no se nota en la superficie), casi verticales que han desplazado al horizonte calcáreo que es lo más notorio en superficie y que de algún modo ha controlado la mineralización a lo largo de todo el yacimiento.

Formación Carhuaz. (ki-c)

Sobre yace a la Formación Santa en forma concordante y solo expone el techo de la secuencia en la quebrada Tucu en el extremo occidental del cerro Ichichira, su morfología constituye superficies suaves onduladas, deleznable y fácilmente erosionables.

Litológicamente está constituido por paquetes delgados de arenisca cuarzosa, arenisca de grano medio y lutitas de grano fino gris oscuras, limoarcillitas de colores grises a gris verdosas con niveles delgados de yeso principalmente en la base de la formación, algunas veces se hace presente areniscas ferruginosas friables de grano fino intercalado con areniscas limolíticas de estratificación centimétrica.

Formación Farrat. (Ki-f).

Sobreyace a la formación Carhuaz en forma concordante y subyace a la formación Pariahuanca en aparente concordancia, en parte está cubierta por depósitos lacustrinos y cuaternarios recientes, viene a constituir la unidad menos potente del Grupo Goyllarisquizga, no permitiendo en algunos casos su representación a la escala indicada. Principalmente su litología consiste de areniscas blancas friables de grano medio bien seleccionados, con algunos niveles delgados de limoarcillitas principalmente hacia la base.

Al no presentar fósiles, se le asigna por su posición estratigráfica una edad correspondiente al Aptiano Superior, y se correlaciona con la parte inferior del Grupo Goyllarisquizga del sector Oriental de la zona de estudio.

Formación Pariahuanca. (Ki-ph).

Se encuentra sobreyaciendo a la formación Farrat en aparente concordancia, e infrayace también en concordancia a la formación Chúlec, constituye la unidad calcárea del Cretáceo que aflora en el geosinclinal Aflora en el sector central de la mina su litología está compuesta principalmente por bancos de calizas macizas de color gris azulado, de estratos cuyos bloques son de 1.00 a 2.00 m. de espesor, con ligera apariencia lajosa, están intercaladas con calizas margosas y delgadas capas de calizas ferruginosas, la potencia estimada es de 100 m., pero que se adelgaza a medida que se dirige hacia el Sur. Esta formación está intruida por rocas intrusivas tipo diques sills y algunos stocks generando aureolas de skarn, donde se presenta la mineralización de Zn, Pb, Ag y Cu.

Formación Pariatambo. (KI-PT).

Se encuentra sobreyaciendo a la formación Chúlec en forma concordante e infrayaciendo a la formación Pariahuanca también en concordancia, se encuentra encerrada dentro de la cuenca Chavín y sobre el bloque del Marañón presentando una potencia estimada de 100 m. hacia la cordillera de Huayhuash su potencia llega hasta los 500 m. Aflora en la parte central del cerro Ichichira, presenta un moderado plegamiento interno, litológicamente consiste de calizas de color gris oscuro con intercalaciones de hornfels, limó-arcillitas y lutitas calcáreas, algunas veces presenta niveles delgados de margas bituminosas de color marrón oscuras, es común las intercalaciones de calizas en estratos delgados con limoarcillitas calcáreas de color gris oscuras con restos de ammonites.

Rocas intrusivas.

Se manifiestan en forma de stocks, diques y sills que instruyen principalmente a la formación Pariahuanca, la principal geoforma es sill en la gran parte concordante a la estratificación, así como también en la mineralización.

Sill y diques.

Los afloramientos de los sills son mucho mayores que los diques. Su dirección preferencial es NW-SE con potencias que varían desde los centímetros hasta 100 metros en promedio. La ocurrencia mayor está en el flanco occidental del cerro Ichichira, en general su composición es de granito porfirítico, granodiorita se debe señalar que aún falta determinar la composición de todas las rocas intrusivas que existe en la zona Los diques son de la misma composición que los sills, resaltando un sill de 800 m. con potencia promedio de 5 metros, de composición Monzonítica con fenocristales de ortosa de 2 a 5 cm y cuarzo hialino bipiramidal.

1.2.3 Geología Estructural

Plegamiento.

Los ejes de plegamiento tienen tendencia NW-SE resultado de los esfuerzos de compresión en dirección NE-SW.

Los pliegues y sobre-escurrimientos del distrito comprenden el 90% del área, el que se considera bajo esta denominación tectónica y se ubica íntegramente hacia el sector este, se caracteriza por presentar potentes secuencias sedimentarias plegadas y asociadas a grandes sobre-escurrimientos, desarrolladas en rocas cretácicas.

Los pliegues vistos en esta zona varían tanto en forma como en tamaño y dependen de las rocas en que se han desarrollado.

Hacia la margen derecha de la quebrada Tuco se halla un pliegue sinclinal volcado desarrollado sobre las lutitas Carhuaz y en el núcleo estratos masivos de caliza de la Formación Pariahuanca.

Hacia la otra margen se aprecia pliegues recumbentes en las calizas de la Formación Santa las cuales son bastantes plásticas.

Fallamiento.

En el área Tuco se aprecian dos sistemas de fallamientos que son:

Sistema de fallamiento NW-SE

Coincidente con la orientación de la cordillera andina y que controla parcialmente la red de drenaje del área.

De la misma manera los rumbos de los sobres escurrimientos siguen también esta

dirección.

Sistema de fallamiento E-W

Estos sistemas de fallas son menores en su extensión y dislocan la secuencia estratigráfica observándose un desplazamiento del estrato grueso calcáreo, estas fallas son estériles pues no presentan mineralización al parecer son posteriores a esta.

También se tiene productos de la flexura fallas de rumbo a sobre escurrimientos que se han producido aprovechando los planos de estratificación, algunas de estas fallas de rumbo, presenta una mineralización por ser un material impermeable y no presentar las características geológicas más favorables; los cuerpos mineralizados son lenticulares y concordantes con la estratificación y de carácter estratoligado – estratiforme.

Fracturamiento.

Las rocas Cretáceas presentes en la zona, han sufrido fracturamientos resultado de los diferentes eventos tectónicos a lo largo de las eras Geológicas, es por ello que presentan una dirección NW-SE, que a la vez son paralelas a las direcciones del sistema de fallamiento existente.

1.2.4 Geología Económica

Origen y tipo de yacimiento.

El yacimiento de Magistral es un yacimiento de remplazamiento, geoméricamente un yacimiento estratoligado dentro de las calizas Pariahuanca y las lutitas de la Formación Carhuaz, del tipo Hidrotermal en forma de Mantos, que se encuentra ubicado en un sinclinal volcado hacia el SW, el eje de dicho plegamiento es N 45° W y tiene un plunge de 22°.

Los mantos se emplazan en la caliza dolomítica de la Formación Pariahuanca, las cuales se hallan en forma concordante con la estratificación, dichos mantos están separados casi rítmicamente en tres estratos: Sorpresa, Manto, 240, la mineralización se ubica en el piso y/o techo de las capas, los mencionados mantos son en forma lenticular que se repite en forma discontinua en los mismos niveles estratigráficos, en una distancia de 600 mts, con potencia de 1 a 20 mts.

El yacimiento se encuentra ubicado en un sinclinal volcado hacia el SW que es la principal manifestación de la orogenia andina, el eje de dicho plegamiento es de N 46° W y tiene un buzamiento de 22°.

En la zona del limbo los lentes del mineral han sido desplazados por una falla sub vertical conjugada cuyo rumbo es N 30-40° W y un buzamiento 70-80° N el desplazamiento es de 2 a 10 mts.

En la Formación Carhuaz se tiene un estrato fallado y mineralizado de Ag-Cu que son lenticulares y concordantes a la estratificación y de carácter estratoligado – estratiforme de 300 mts de longitud con potencia de 0.60 a 1.50 mts, con rumbo N 40-50° W, que sigue el alineamiento del estrato que en partes es cortado por intrusiones de diques granodioríticos que son posteriores a las fases principales de las deformaciones.

La mineralización por las evidencias que presenta a lo largo de todo el estrato calcáreo es persistente horizontalmente así como verticalmente.

Verticalmente el cuerpo presenta un comportamiento homogéneo a lo largo de todo el flaco y esta mineralización es más o menos 250 mts., en que se llega al eje del pliegue donde por debajo del eje del pliegue continua la mineralización de los cuerpos donde ya se tienen reconocidos 200 mts.

La posibilidad del yacimiento radica en la continuidad horizontal de la mineralización

hacia el lado norte el que está subordinado al aspecto estructural es decir a la capa calcárea y la estructura sinclinal.

Mineralogía.

A nivel del yacimiento se observa que los mantos mineralizados ubicados en la parte basal del Pariahuanca son piritosos mientras que los mantos de los niveles estratigráficos superiores contienen esfalerita, galena y poca pirita. A nivel de manto mineral, la galena se presenta preferentemente en el piso estratigráfico y la esfalerita en el techo.

Las alteraciones observadas en los lentes minerales y en las rocas encajonantes consisten en una argilización y una débil silificación.

Minerales de mena:

- Galena Argentífera-Sulfuro de plomo plata. (AgPbS)
- Chalcopirita –Sulfuro de hierro cobre. (CuFeS₂)
- Esfalerita-Sulfuro de Zinc. (ZnS)
- Bornita-Sulfuro de cobre fierro. (Cu₅FeS₄)

Minerales de ganga:

- Calcita-Carbonato de calcio. (CaCO₃)
- Pirita-Sulfuro de hierro. (FeS₂)
- Rodocrosita-Carbonato de Manganeseo. (MnCO₃).

CAPITULO II

FUNDAMENTACIÓN

2.2 Marco teorico.

2.1.1 Antecedentes de investigación.

- ❖ Jáuregui, O (2009), en su tesis titulada “Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones de Perforación y Voladura”, “Tiene como objetivo exponer la factibilidad de la reducción de los costos operativos en alguna actividad minera, aplicando estándares óptimos de trabajo en las operaciones unitarias de minado como la perforación y voladura, asegurando el éxito del ciclo de minado. Para lo cual se requiere un sistema de control y medición exhaustiva de las operaciones”. **Se concluyo** en primer lugar, que, a través de la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de Perforación y voladura, se logro la reducción del Costo unitario total de Mina en 1.51 \$/TM, es decir, una reducción del 7% en comparación con lo que se venía obteniendo. Representando esto una reducción en costos operativos de Mina de 1 359 000 \$ al año. La segunda conclusión es la reducción total en costos operativos por la optimización de las operaciones unitarias de minado y por los ahorros en la eliminación de la voladura secundaria y el incremento en la vida de los aceros de perforación ascienden a un monto de

1 488 000 \$ al año y por último se concluye que la La mayor reducción de costo operativo se obtuvo en la operación unitaria de sostenimiento 0.96 \$/TM (56% de la reducción total), seguido por la Perforación 0.37 \$/TM (21.76% de la reducción total), Voladura 0.28 \$/TM (16.47% de la reducción total) y la limpieza-acarreo 0.09 \$/TM (5.3% de la reducción total).

- ❖ Laguna, N. (2006) “Mejoramiento de la producción en tajo mediante la optimización de las operaciones de perforación y voladura en la veta Milagros PEC nivel 2360 de la Compañía Consorcio Minero Horizonte S.A.”, **concluye** en primera instancia que el macizo rocoso de CMHSA mayoritariamente se comporta con valores entre 28 – 40 de RMR, las labores primarias como rampas y cruceros están emplazadas principalmente en la granodiorita muy fracturada y húmeda. Las labores de desarrollo secundario en granodioritas intensamente fracturadas y muy húmedas. Las filtraciones y zonas de humedad están asociadas a las fallas brechadas que tiene efecto adverso en las condiciones de estabilidad de las excavaciones rocosas. Y en segunda concluye que se ha logrado la optimización de la perforación y voladura con la malla propuesta lo cual traduce en-. Mejoramiento del avance lineal, aumento de la producción mensual y reducción del factor de potencia que indica el menor consumo de explosivo.
- ❖ Maxera, C. (2014) en su tesis: “Aplicación de la simulación para la optimización de acarreo de mineral” teniendo como base la producción actual y los datos estadísticos del acarreo del mineral y el de desecho, se ha elaborado un modelo de simulación que reproduce el movimiento de los camiones, el número de vueltas que estos realizan en su operación de carga, descarga, retorno y sus tiempos de espera frente a las palas eléctricas, teniendo como restricción el turno de 6 horas y los costos operativos incurridos, que serán utilizados como parámetros en las alternativas de solución. **Se concluyo** que teniendo como base

la producción actual y los datos estadísticos del acarreo del mineral y de los desechos, se a elaborado un modelo de simulación que reproduce el movimiento de los camiones, el numero de vueltas que estos realizan en sus operaciones de carga, descarga, retorno y sus tiempos de espera frente a las patas electricas, teniendo como restricciones el turno de 6 horas y los costos operativos incurridos que serán utilizados como parámetros en los siguientes alternativas de solución.

- ❖ Palomino, H (2016), en su tesis titulada “Optimización del proceso de perforación y voladura en las labores de desarrollo para mejorar la eficiencia en la compañía Minera Poderosa S.A.”. Para rediseñar la malla de perforación y voladura se ha hecho un control estricto de tiempos de perforación, mejor en el paralelismo de taladros, cálculo de factor de carga, cálculo de factor de avance, cálculo de factor de sobre rotura con el fin de mejorar la eficiencia de la perforación. **Se concluyo** en primer lugar que en las evaluaciones geomecánicas para efectos de voladura, la mayor concentración del macizo rocoso se halla en la clase Regular obteniéndose un RMR de 68.9 en la caja techo, en segunda conclusión es de acuerdo al Q de Barton se tiene un valor de 15.9; lo que indica que se trata de una roca regular a buena. En cuanto a los aspectos técnicos de perforación y voladura se tiene que la sección anterior y actual es 3x3 m. la longitud de perforación es de 1.66 m; el número de taladros de alivio y por ultimo se concluye que la producción anterior fueron 3 de alivio y 36 de producción. hoy en la actualidad el número de taladros son: 3 de alivio y 34 de producción y La eficiencia de perforación en el sistema convencional mejoro de un 90 % a 97%.

2.1.2 Definición de términos.

- ❖ **Burden (Piedra):** Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana. También la distancia entre filas de taladros en una voladura.
- ❖ **Cebo:** carga de explosivo de alta potencia y sensibilidad, en la que se sitúa el iniciador, y que sirve para aumentar el rendimiento de otros explosivos.
- ❖ **Conector:** es un accesorio complementario de la mecha rápida, compuesta de un

casquillo de aluminio, ranurado cerca de la base, y en su interior lleva una masa pirotécnica especial e impermeable de agua.

- ❖ **Cordón detonante:** Cordón con cubierta de plástico y anima de un explosivo potente y alta velocidad de detonación usado para iniciar las cargas de explosivo y transmitir la detonación.
- ❖ **Detonador:** Es todo dispositivo que contiene una carga detonante para iniciar un explosivo, normalmente se le conoce con el nombre de fulminante. Pueden ser eléctricos o no, instantáneos o con retardo. El término detonador no incluye al cordón detonante.
- ❖ **Espaciamiento:** Es la distancia entre los taladros, perpendicular al burden normalmente fluctúa entre 1 y 1.8 por la distancia del burden, se obtiene de resultados óptimos de distribución de energía cuando el espaciamiento es equivalente a la dimensión del burden por 1.15 y el patrón es distribuido en una configuración inclinada, el agrietamiento primario paralelo al a cara libre puede permitir un espaciamiento mayor.
- ❖ **Explosión:** Proceso termoquímico en el que una mezcla de gases, líquidos o sólidos reacciona con la formación instantánea de gases a alta presión y temperatura.
- ❖ **Frente:** Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina de perforar para realizar el avance de una galería o crucero, mediante perforación y voladura”.
- ❖ **Iniciación:** Acto de detonar un explosivo por medio de un detonador o cualquier otro accesorio.
- ❖ **Minería subterránea:** Excavación natural o hechas por el hombre debajo de la superficie de la tierra.
- ❖ **Mecha rápida:** Es una mecha o cordón flexible que contiene dos alambres, uno de fierro y el otro de cobre; uno de los cuales está envuelto en toda su longitud por una masa pirotécnica especial, ambos a la vez están cubiertos por plástico impermeable.
- ❖ **Optimización:** La mejora de un trabajo, buscando la forma de mejorar el recurso de una empresa para que esta tenga mejores resultados, mayor eficiencia o mejor eficacia.

- ❖ **Voladura:** Es la fragmentación de la roca y otros materiales de los sólidos mediante explosivos confinados en taladros. (Osinergmin, 2017).
- ❖ **Voladura controlada:** Técnica de voladura usada para controlar la sobreexcavación y producir un talud final competente. Puede ser de pre corte, recorte, perforación en línea, voladura amortiguada, etc.

2.1.3 Fundamentación teórica.

- **Sistema de iniciación convencional con mechas ensambladas**

En la Minera Magistral de Huaraz S.A.C, casi como en todas las minas del Perú, raras veces es el mejor sistema a usar, pero no hay control de tiempos luego de iniciar el encendido.

En la iniciación convencional se observa que la dispersión por metro está en aproximadamente +/- 5 s/m, es probable que algunos taladros no sigan la secuencia y se adelanten si es que no se tiene en cuenta la longitud mínima de mecha rápida entre secuencias de encendido. Todo este aspecto contempla el Proyecto en la siguiente etapa de la fase 3.

- **Fase – 3: Rediseño del sistema de iniciación y voladura controlada.**

Esta tercera etapa, en el proyecto ha considerado para su desarrollo de su optimización las siguientes entre taladros de corte y/o arranque cuyas características técnicas rediseñadas:

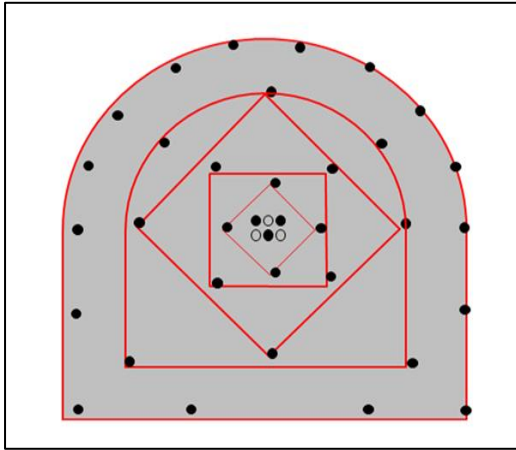
Detalles de ensamble mecha rápida

Velocidad de combustión:	160 seg. /m +/- 5
velocidad de combustión:	30 - 45 seg. /m
Espaciamiento de corte:	0.53 metros
Tiempo de combustión:	350 seg. – 350 seg.
Dispersión máxima:	+10.5 seg. - -10.5 seg.
Simulación d tiempos:	360 seg. – 340 seg.

Longitud mínima de mecha rápida entre cortes: como factor de seguridad es 0.53 m equivalente a 20 segundos.

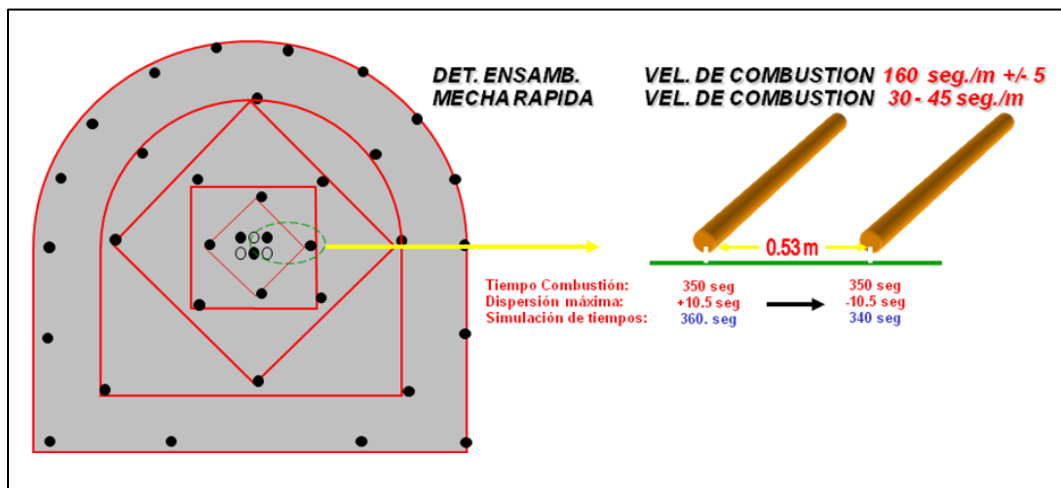
El tiempo total de detonación efectiva esta en el rango de 100 a 150 segundos (promedio de 2 minutos) se muestra en el diseño adjunto.

Figura 1 : Rediseño del sistema de iniciación y voladura controlada



Fuente: Manual practico de voladura (exsa)

Figura 02: Sistemas de iniciación convencional mecha rápida



Fuente: Manual practico de voladura (Exsa)

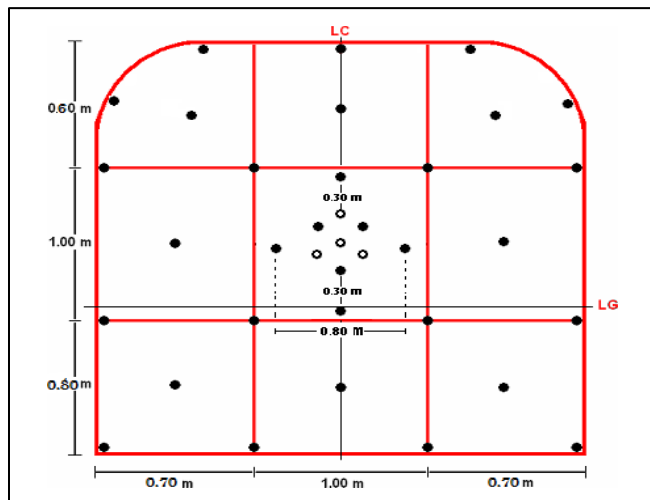
▪ **Rediseño de arranque y cambio de sistema de iniciación EXSANEL**

Esencialmente el proyecto se encarga de rediseñar el arranque y/o corte, mediante las técnicas de voladura controlada mediante la tecnología Exel SS con resultados que para nuestra Mina Magistral de Huaraz S.A.C, han sido muy favorables.

El rediseño del arranque, el proyecto lo constituye como la fase 3, con una sección de frente de 2.40 metros x 2.40 metros, diseño de arranque hexagonal, con espaciamento de taladro a taladro de 0.30 metros.

Esta fase 3, cubre el tercer semestre del planeamiento de mejoramiento de la voladura programada, cuyas técnicas y resultados se detallan a continuación:

Figura 3: Rediseño de arranque y cambio de sistema de iniciación.



Diseño: propia

▪ **Influencia del explosivo hacia la roca**

Para los objetivos del desarrollo del proyecto y el diseño de una voladura controlada mejorando o rediseñando el arranque de la voladura, se definirán brevemente los conceptos básicos de Voladura Controlada y sus efectos sobre los diferentes tipos de rocas características de la zona de la mina Magistral de Huaraz S.A.C.

Bajo el concepto de que el diseño de una malla de voladura no es una ciencia precisa, debido a que las Empresas, debido a la complejidad de las estructuras geológicas de los diferentes tipos de macizos rocosos y de las diferentes características de explosivos en el mercado es difícil fijar una serie de ecuaciones que al ingeniero de minas le permita establecer una configuración ideal.

La solución efectiva está en realizar pruebas suficientes en el terreno lo que nos permite diseñar una malla de perforación de una situación dada como es el caso de nuestro proyecto en la mina.

En un proyecto de rediseño de malla, frecuentemente hay que hacer concesiones entre la realidad práctica, desempeño y aspectos económicos para obtener resultados deseados.

Para cumplir con nuestro objetivo en la Mina se conformó un equipo de trabajo integrado por las áreas de perforación – Voladura y geomecánica, con la asesoría de los especialistas de EXSA, bajo la Dirección de la Superintendencia de la Mina. El proyecto incorpora como objetivos secundarios los siguientes aspectos:

- Selección adecuada de los explosivos

- Estandarización de las mallas de perforación y voladura de acuerdo a los parámetros geomecánicos y vibraciones del macizo rocoso.
- Implementación del sistema de iniciación adecuado para nuestras labores.
- Disminución del sostenimiento por lo mismo que se minimizará el daño de las rocas circundantes, por efectos del disparo.
- Erradicar sustancialmente el uso de madera en las labores de avance como medio de sostenimiento.

El tipo de roca determina el tipo de explosivo a usarse

La experiencia nos indica que un diseño de explosivos para una voladura controlada depende de las características geomecánicas de las rocas, la consistencia de la masa minera y la consistencia de las rocas encajonantes. Dentro de las características geológicas y mecánicas, además de las condiciones del estado de las rocas a dinamitar, determinan realmente el tipo de explosivo que se debe emplear para fracturarlas rocas eficiente y económicamente.

Por ello el grupo de trabajo a considerado muy importante que además de conocer las propiedades del explosivo se debe tener en cuenta el grado de afectación que puedan presentar algunos parámetros de rocas como son:

- Densidad o peso específico
- Compacidad y porosidad
- Humedad e inhibición
- Dureza y tenacidad.
- Frecuencia sísmica.
- Resistencia mecánica a la compresión y tensión.
- Grado de fisuramiento.
- Textura y estructura geológica. Variabilidad.
- Coeficiente de expansión o esponjamiento.

Con base a las propiedades geomecánicas y de consideraciones técnico-económico en Ingeniería de minas clasifica del siguiente modo:

Tabla 1: Clasificación geomecánica

Tipo de Roca	Condiciones
ROCA I	Muy competente
ROCA II	Muy competente a medianamente competente
ROCA III	Medianamente competente
ROCA IV	Medianamente competente a incompetente
ROCA V	Incompetente a muy incompetente
ROCA VI	Muy incompetente.

Fuente: Deere (1967).

Cuadro 02: Tipos de roca clasificadas por consistencia de plástica a quebradiza (Es la respuesta a esfuerzos mecánicos creados por las ondas explosivas)

Comportamiento En la Voladura	Clasificación	Tipo de Roca usualmente correspondiente
D). Mal efecto Detonatorio: Rocas elásticas y/o tenaces	Grupo A	Yeso, arcilla esquistosa, pizarra muy blanda, arcillas, rocas muy descompuestas.
	Grupo B	Caliz blanda, arcilla esquistosa blanda, caliza carbonífera, calcita, rocas descompuestas.
	Grupo C	Caliza Intermedia, arenisca blanda, arcilla esquistosa mediana, esquistos arenosos, caliza semislícea.
	Grupo D	Arenisca blanda, caliza dura, esquistos duro, esquistos bituminosos, caliza cristalina, caliza silícea o silicificada, chert.
II). Buen efecto	Grupo E	Granito blando, hematites, areniscas duras, micasquistos, conglomerado arcilloso, Silicatos, rocas con regular silicificación.
	Grupo F	Cuarzo, cuarcita, conglomerado cuarzoso, mármol, granito medio, arenisca dura, rocas con mediana silicificación, andesitas.
	Grupo G	Granito duro, cuarcita de grano fino, sílice, tectita, roca con mediana a alta silicificación, gabro, basaltos

Fuente: mecánica de rocas (2004)

Una voladura controlada se refiere al uso de una serie de técnicas destinadas a **minimizar el daño a la roca** en el límite de la excavación debido a la onda de choque y los gases a alta presión generados durante la voladura.

A diferencias de los taladros de voladura normal, los de la voladura controlada deben espaciarse de tal modo que las fracturas creadas se dirijan a los puntos de menor resistencia, es decir de taladro a taladro, alineándose para formar un plano de corte con las que se disminuye o elimina la formación de fracturas radiales

▪ **Características y propiedades de los explosivos**

Son las propiedades físicas y químicas que tienen relación directa con su condición de estado. Unas determinan su aspecto y estado físico, otras su factibilidad de empleo con seguridad en determinadas condiciones de la roca y del medio ambiente. Finalmente, otras determinan el rendimiento del explosivo en su aplicación en voladura; a estas últimas se las conoce como “propiedades de tiro”.

En conjunto deben garantizar la estabilidad del explosivo en su manipuleo, transporte, almacenaje y uso, pero también eventualmente influyen en la ocurrencia de algunos fenómenos inconvenientes como la segregación, exudación, desensibilización, endurecimiento y otros, que deben prevenirse.

Con excepción de la nitroglicerina y algún otro compuesto líquido, los explosivos en su mayoría son sólidos, algunos homogéneos y compactos como el TNT colado, otros heterogéneos y semisólidos como la dinamita, llegando a granulares sueltos como ocurre con la pólvora y el ANFO.

El color, aroma, textura, son muchas veces características identificadoras de tipo y hasta de marca.

En forma general mencionamos algunas propiedades vinculadas al aspecto físico y manipuleo:

A. Plasticidad

Capacidad que tiene un cuerpo para moldearse, bajo la acción de una fuerza, tomar forma y mantenerla después de retirarse dicha fuerza, como se observa en las gelatinas y explosivos plásticos. Es contraria a la elasticidad y a la rigidez. La plasticidad disminuye con el tiempo o con el frío.

B. Viscosidad

Consistencia ligosa o glutinosa debida a la fricción interna de las moléculas, causada por su resistencia a fluir o cambiar inmediatamente de forma cuando se le somete a deformación por presión, corte o penetración. Cuanto más viscoso, más lento el cambio.

C. Fluides

Capacidad de fluir y desplazarse que corresponde a los cuerpos líquidos y gases, cuyas moléculas tienen poca adherencia entre sí y toman la forma del depósito que los contiene (ejemplo: nitroglicerina y nitroglicol).

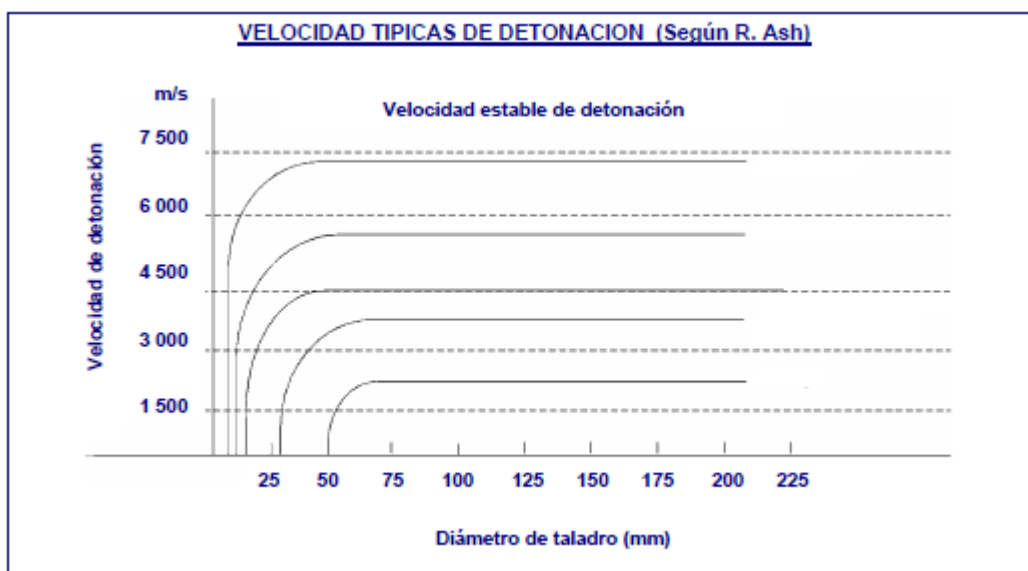
Características prácticas de los explosivos

Propiedades de tiro: Son las propiedades físicas que identifican a cada explosivo y que se emplean para seleccionar el más adecuado para una voladura determinada.

Entre ellas mencionamos a las siguientes:

- a. potencia relativa.
- b. brisance o poder rompedor.
- c. densidad - densidad de carga.
- d. velocidad de detonación.
- e. Aptitud a la transmisión o simpatía.
- f. Sensibilidad al iniciador.
- g. Estabilidad
- h. Sensibilidad a factores externos (temperatura, impacto y otros).
- i. Categoría de humos.
- j. Resistencia al agua.
- k. Presión de detonación.

Cuadro 03: Velocidad típica de detonación



Fuente: manual práctico de voladura exsa

▪ Sistema no eléctrico

Los detonadores no eléctricos de retardo o detonadores de choque (shock), han sido

desarrollados para operar a semejanza del sistema eléctrico, pero sin sus riesgos, ya que en ellos la energía eléctrica y los alambres conductores han sido sustituidos por tubos plásticos muy delgados, similares a cordones detonantes de bajo gramaje, que transmiten una onda explosiva desde el punto de iniciación hasta un detonador. El más difundido es el sistema Nonel (non electric), y otros similares.

Presentan las siguientes ventajas:

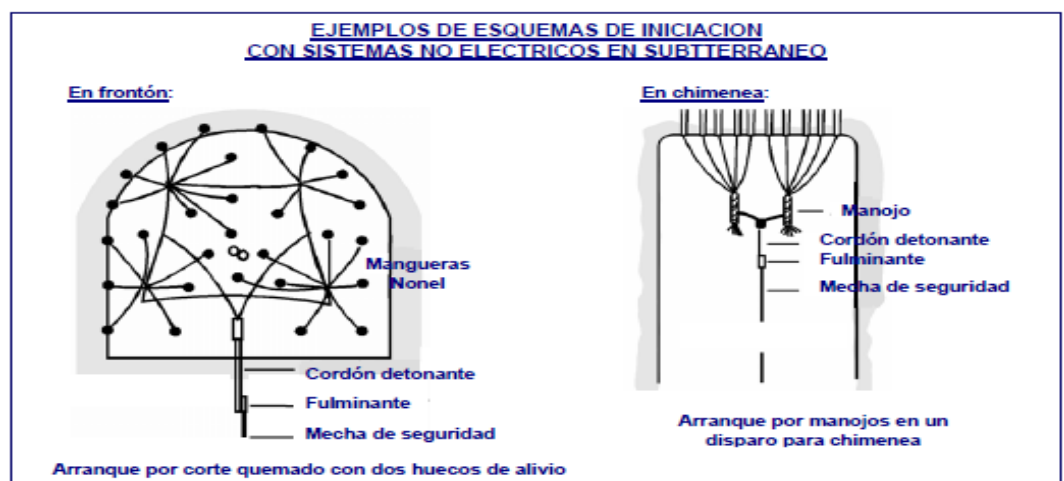
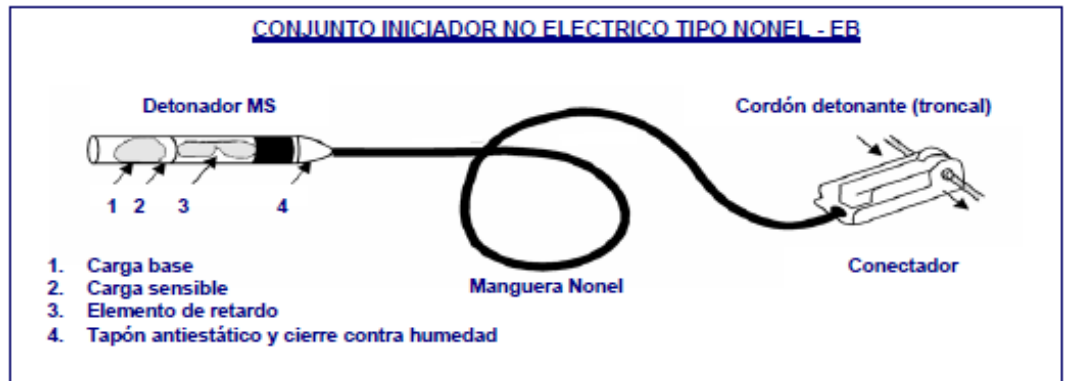
- ❖ Son seguros contra disparos prematuros por descargas eléctricas o radiofrecuencia.
- ❖ Son menos sensibles al deterioro por manipuleo, concusión o ambiente caluroso que los eléctricos (sin dejar de lado el riesgo de detonación accidental).
- ❖ Por su baja energía las mangueras conductoras no pueden detonar directamente a los explosivos comerciales, incluidas las dinamitas. Excepto el tipo que lleva un cordón detonante de muy bajo gramaje (Anoline de 1,5 g/m).
- ❖ Pueden ser empleados en superficie y subterráneo, también con secuencias de retardo de milisegundo.

Sus desventajas:

- ❖ No pueden ser comprobados previamente por aparatos de medidas como el sistema eléctrico por lo que deben ser utilizados con cuidado para evitar cortes de transmisión.
- ❖ Su costo por el momento es mayor que el sistema convencional.
- ❖ Este sistema comprende los siguientes elementos:
 - a. Tubos iniciadores, que se utilizan para conectar el tiro y consisten en una manguera Nonel de longitud adecuada (de 1,8 a 100 m) que tiene un extremo sellado y en el otro un conector plástico que contiene un detonador instantáneo (cebador). También hay conjuntos que tiene conectores en ambos extremos.
 - b. Detonadores “Nonel ms”, formados por una manguera de longitud específica (2,40 a 15,0 m) con un extremo sellado y un detonador no eléctrico de milisegundo en el otro.Estos detonadores los fabrican con retardos entre 75 ms y 2 000 ms, con intervalos de 25,100 y 150 ms según su tipo, y tienen un tapón antiestático para prevenir el ingreso de electricidad ambiental y agua.

Las mangueras de los detonadores se insertan en los conectores para formar un conjunto fijo. Estos conectores tienen capacidad para recibir hasta cuatro

mangueras, normalmente tres detonadores y una de otro iniciador-cebador, de modo que se puede armar diferentes conjuntos, de acuerdo al trazo proyectado para la voladura.



Fuente: manual práctico de voladura EXSA

▪ Voladura controlada

El objetivo de la voladura controlada es evitar el rompimiento de la roca fuera de límites previamente establecidos, es decir evitar la sobrerotura (overbreak). Es un método especial que permite obtener superficies de corte lisas y bien definidas, al mismo tiempo que evita el agrietamiento excesivo de la roca remanente, con lo que contribuye a mejorar su estabilidad, aspecto muy importante en trabajos subterráneos de orden permanente, para prevención de desplome de techos y otros riesgos, y en superficie para la estabilidad de taludes en cortes de laderas.

Consiste en el empleo de cargas explosivas lineares de baja energía colocadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea para crear y controlar la formación de una grieta o plano de rotura continuo, que límite la superficie final de un corte o excavación.

En términos generales, si el disparo para este corte es anterior a la voladura principal, se le denomina “precorte o presplitting”, y si es posterior se le conoce

como Recorte, voladura de contorno o voladura suave (Smooth blasting); en el caso de túneles también suele denominarse voladura periférica.

• **Diferencias entre la voladura convencional y la voladura controlada**

En la práctica el método de voladura controlada requiere de ciertas condiciones que la diferencian del método convencional, como se muestra a continuación:

Voladura convencional

Los taladros de voladura normal destrozan la roca por interacción entre sí, con predominio de fracturamiento radial; para lograr este efecto es necesario mantener ciertas condiciones, como:

- Relación de espaciamiento a burden: $E = (1,3 \text{ a } 1,5) \times B$
- Relación de acoplamiento (diámetro de taladro a diámetro de cartucho): máxima de 1,2 a 1, buscando un adecuado confinamiento y atacado del explosivo.
- Distribución de la carga explosiva, ocupando en promedio los $\frac{2}{3}$ de la longitud del taladro (66%) procurando la mayor concentración de carga al fondo del mismo.
- Uso de taco inerte para retener la explosión en el taladro el mayor tiempo posible, y para mejorar el grado de confinamiento.
- Empleo de explosivo con el mayor brisance y empuje dentro de la relación energía/costo, para las características de la roca.

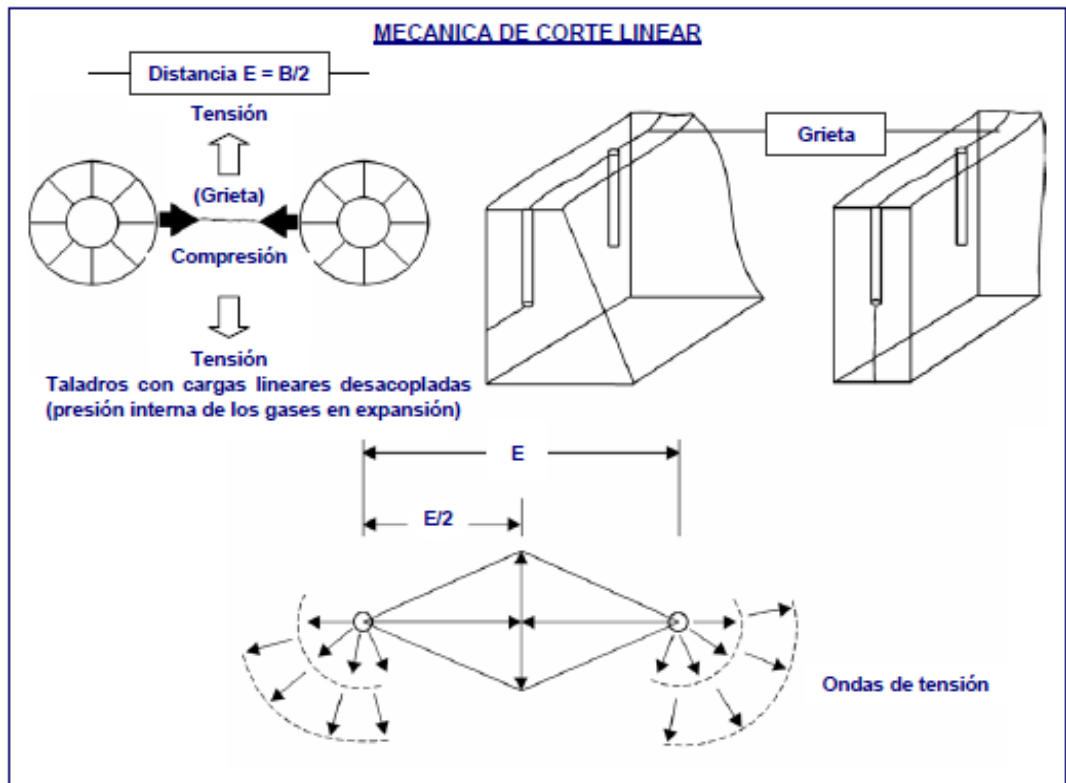
Voladura controlada

A diferencia de los taladros de voladura normal, los de voladura controlada deben espaciarse de tal modo, que las fracturas creadas se dirijan a los puntos de menor resistencia, es decir de taladro a taladro, alineándose para formar un plano de corte, con lo que se disminuye o elimina la formación de fracturas radiales.

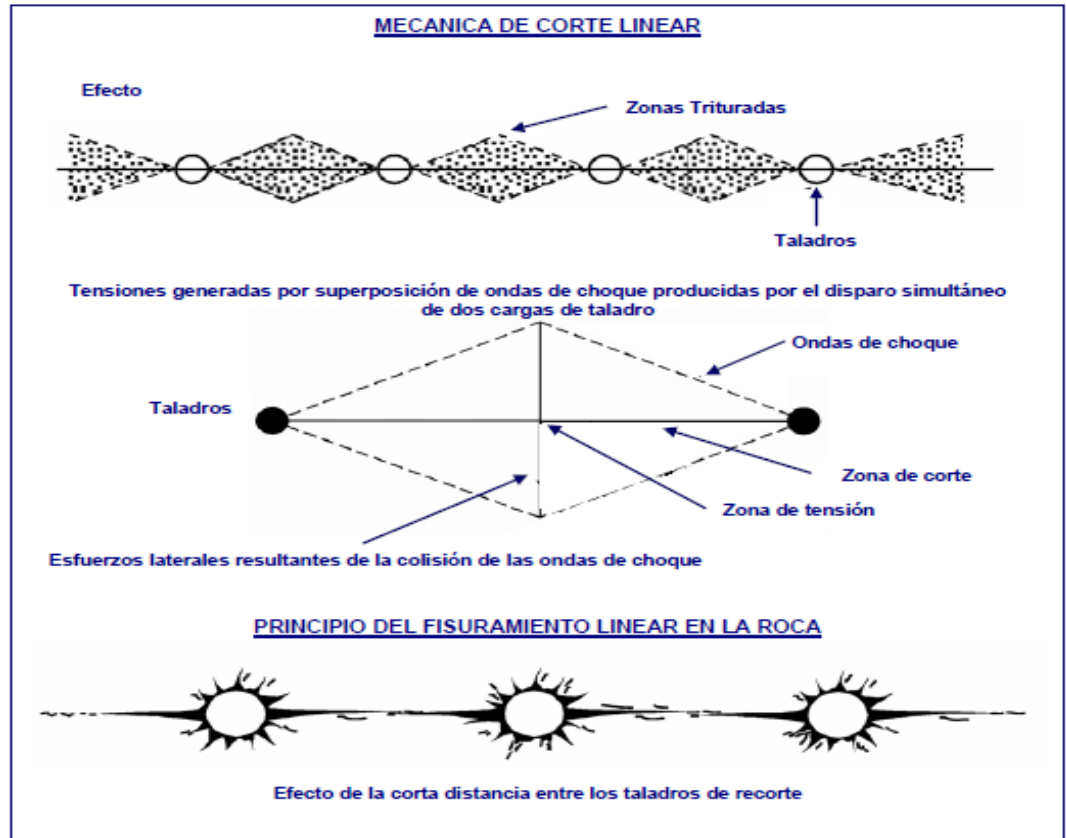
Entre sus condiciones fundamentales tenemos:

- Relación de espaciamiento a burden inversa a la normal; es decir menor espaciamiento que burden, usualmente: $E = 0,5 \text{ a } 0,8 B$.
- Explosivo de mucho menor diámetro que el del taladro para que la relación de desacoplamiento sea mayor que la convencional de 2,1 a 1.
- Carga explosiva linear distribuida a todo lo largo del taladro preferentemente con cartuchos acoplables como los de Exsacorte, o en ciertos casos carga amortiguada con espaciadores.
- Taco inerte solamente para mantener el explosivo dentro del taladro, no para confinarlo.
- Empleo de explosivo de baja

Figura 04: Mecánica de corte lineal



Fuente: manual práctico de voladura EXSA



Fuente: manual práctico de voladura EXSA

CAPITULO III

METODOLOGÍA

3.1 El problema de investigación.

3.1.1 Descripción de la realidad problemática.

En la actualidad la minería subterránea, sigue siendo uno de las actividades más importantes de nuestro país, que presentan grandes desafíos y retos para su mejora continua en el proceso de operación, especialmente en el proceso de perforación y voladura, dando énfasis en la optimización de sus procesos.

La optimización fundamentalmente tiene que ver con la maximización de la producción y la productividad, así mismo, con la minimización de los costos y accidentes de trabajo; todo esto engloba tener una investigación continua en todos los procesos del minado.

3.1.2 Planteamiento y formulación del problema.

✚ Planteamiento de problema.

La compañía minera S.M.R.L MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C. se dedica a la explotación de yacimientos polimetálicos y cupríferos, en particularidad para este trabajo de investigación se ha realizado en la Unidad Minera AQUIA. Donde en la actualidad viene desarrollando tanto como labores de desarrollo, preparación y explotación consistentes en cortadas, galerías, subniveles, cruceros, chimeneas, piques y tajos.

Durante las operaciones unitarias realizadas se ha visto que se presentan muchas dificultades con respecto a la operación unitaria del minado, esto

debido a los resultados deficientes de la voladura, presentándose en forma de una mala fragmentación, inestabilidad de las labores, proyección inadecuada del material fragmentado y menor rendimiento en avance lineal. Del mismo modo se han registrado mensualmente un promedio de 6 tiros sopladados, 18 tiros cortados, donde esto conlleva a que los costos de voladura se incrementen y generen demoras operativas en el proceso del minado.

Formulación del problema.

La formulación del problema se establecerá mediante problemas interrogativos de forma general y específico.

Problema general.

¿Cómo optimizar la productividad mediante el empleo del sistema de iniciación no eléctrico en la galería 610 del nivel 08 en la unidad minera AQUIA de la compañía minera MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C. en el año 2019?

Problema específico.

- ¿De qué manera influirá el empleo del sistema de iniciación no eléctrico en el avance lineal de la galería 610 del nivel 08?
- ¿Cómo afectará el empleo del sistema de iniciación no eléctrico en la estabilidad de las labores de la unidad minera AQUIA?

3.1.3 Objetivos.

Objetivo General.

Optimizar la productividad mediante el empleo del sistema de iniciación no eléctrico en la galería 610 del nivel 08, en la unidad minera AQUIA de la compañía minera MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C.

Objetivos Específicos.

- Mejorar la estabilidad de labores y avance lineal adecuado, utilizando el sistema de iniciación no eléctrico.
- Diferenciar los distintos modos de utilización de sistemas de iniciación para una óptima voladura en las labores de la galería 610 del nivel 08 antes y después en la unidad minera AQUIA.

3.1.4 Justificación de la investigación.

A través de una investigación detallada se logró identificar las deficiencias existentes en las operaciones de minado de la Unidad Minera AQUIA de la Compañía Minera MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C. especialmente en el área de voladura, por ello se toma la decisión de realizar un proyecto de investigación respecto al empleo del sistema de iniciación no eléctrica en los frentes de avance para así maximizar la productividad, es preciso sintetizar que este proyecto de investigación busca la mejora continua en la voladura para la optimización de la productividad.

Este proyecto se elaborará a futuro con miras de obtener nuevas implementaciones, acogiendo un título profesional de Ingeniero de Minas, asimismo tiene por contribuir a un eficaz y preciso planeamiento de Gestión Minado en La empresa minera S.M.R.L Magistral de Huaraz S.A.C con la utilización de eficaz de sistemas de trabajo Minero, con resultados positivos.

Por estos motivos se considera la factibilidad del presente proyecto de tesis cuyo fin es brindar información acerca de la implementación del empleo del sistema de iniciación no eléctrico para la optimización de la productividad.

3.1.5 Limitaciones.

Debo mencionar que para lograr los objetivos propuestos se necesita no solo de ayuda profesional sino de un ambiente propicio donde se pueda realizar pruebas de laboratorio y contar con equipos de última tecnología, por cuanto el primer paso sería trabajar en dicha compañía.

Una de las posibles limitaciones es no contar con apoyo económico o financiero que pueda hacer posible, la consulta con especialistas en el tema para luego dar testimonio de ellas.

3.1.6 Alcance de la investigación.

El alcance del presente proyecto de investigación es evaluar técnica y económicamente, a nivel operativo de los resultados de la voladura para la optimización de la productividad, empleando el sistema de iniciación no eléctrico, en la Unidad Minera AQUIA de la Compañía Minera S.M.R.L MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C.

3.2 Hipótesis.

3.2.1 Hipótesis general.

La optimización de la productividad incrementaría mediante el empleo de un sistema de iniciación no eléctrico en la galería 610 del nivel 08 en la Unidad Minera AQUIA de la Compañía Minera S.M.R.L MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C.

3.2.2 Hipótesis específicas.

- La aplicación de un sistema de iniciación no eléctrico influiría de manera positiva en la estabilidad de las labores.
- Con un sistema de iniciación no eléctrico mejoraría de manera positiva en el avance lineal.

3.3 Variables.

3.3.1 Variable independiente.

Optimización de la productividad.

3.3.2 Variable dependiente.

Empleo de un sistema de iniciación no eléctrico en la galería 610 del nivel 08 en la Unidad Minera AQUIA de la Compañía Minera S.M.R.L MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C.

3.3.3 Indicadores.

- Parámetros de la productividad
- Parámetros geomecánicos del macizo rocoso.
- Parámetros de la voladura
- Parámetros de los explosivos.
- Eficiencia de los resultados de la voladura.

3.4 Tipo de investigación.

Según Oseda, Dulio (2008), “Es el tipo de estudio que persigue fines de aplicación directos e inmediatos”. Igual sustento es del señor Mario Bunge. Para el presente estudio se encuadra como un tipo de investigación **aplicada**.

3.5 Diseño de investigación.

Según Sampiere (2010), “Es el estudio que se realizan sin la manipulación deliberada de variables y en los que sólo se observan los fenómenos en su ambiente natural para después analizarlos”- “Es la investigación que recopilan datos en un momento único”.

Es por ello que, la presente investigación se adecua como una investigación **no experimental, de corte transversal y observacional**.

3.6 Nivel de diseño de investigación.

El nivel de investigación para este trabajo es *Descriptivo*; ya que describe los resultados obtenidos después de las pruebas realizadas.

3.7 Población y muestra.

3.7.1 Población.

En el caso de la investigación realizada, la población estará conformada por las galerías del nivel 08 de la Unidad Minera AQUIA de la Compañía Minera S.M.R.L MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C., que suman 3 en total.

3.7.2 Muestra.

Oseña, Dulio (2008) menciona que “La muestra es una parte pequeña de la población o un subconjunto de ésta, la que hace posible que el investigador generalice sus resultados a la población”.

En nuestro caso estará conformado por la Galería 610 del Nv. 08 en la Unidad Minera AQUIA de la Compañía Minera MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C.

3.8 Técnicas e instrumentos de recolección de datos.

3.8.1 Técnicas.

La técnica utilizada en el presente proyecto de investigación es la observación directa; que consiste en observar atentamente los resultados obtenidos de las operaciones unitarias realizadas, tomando la información y registro para su posterior análisis.

3.8.2 Instrumentos.

Los instrumentos utilizados en el presente proyecto de investigación son:

- Tablas geomecánicas.
- Reportes de explosivos y accesorios utilizados
- Tabla de recolección de datos.
- Aplicación de programas como Excel
- Reporte de informes de operación de voladura
- Textos bibliográficos

3.9 Plan de procesamiento y formas de tratamiento de los datos.

✚ Plan de procesamiento de datos.

Para el plan de procesamiento primero se tiene que llevar un registro de base de datos de los mapeos geomecánicos, cuadro de recolección de datos del resultado de la voladura y explosivos a utilizar, de manera ordenada y clasificada toda la información necesaria para ser plasmados y resumidos en diagramas, gráficos y cuadros estadísticos para su respectivo análisis e interpretación de los datos obtenidos.

✚ Forma de tratamiento de los datos.

La forma de tratamiento de datos, se somete fundamentalmente, en la recopilación de informaciones observadas para luego ser registrados en base de datos.

A continuación, se detallan la recopilación de datos realizados en presente trabajo de investigación:

1. **Determinación de las propiedades físicas.**

En los siguientes cuadros se detallarán las propiedades físicas, mecánicas de la roca caliza dolomítica, así mismo las propiedades del macizo rocoso y de discontinuidades.

Las propiedades físicas obtenidas con las pruebas de laboratorio, o ábacos son las siguientes:

❖ **Densidad.**

Los ensayos se realizaron teniendo como referencia la norma ASTM C128, en los siguientes se muestran los resultados.

Cuadro 4: Determinación de la densidad y absorción de agua.

Ensayo de peso específico.		
Densidad	2.58	g/cc
Peso específico S.S.S:	2.456	g/cc
Peso específico aparente:	2.529	g/cc
Absorción de agua:	0.85	%

Fuente: Unidad minera Magistral de Huaraz, (2018)

❖ **Otras propiedades físicas.**

Cuadro 05: Determinación otras propiedades físicas

Propiedades Físicas		
Porosidad	4.55	%
Factor de esponjamiento	0.62	%
Permeabilidad.	1.00E-08	m/s

Fuente: Unidad minera Magistral de Huaraz, (2018)

❖ **Determinación del RQD d la roca y su orientación**

Cuadro 06: Determinación del RQD de la roca y orientación

Span	Numero de fracturas	λ	RQD %	Direccion de avance
3.1	28	9.03	78	N 42° W

Fuente: Unidad minera Magistral de Huaraz, (2018)

❖ **Especificaciones técnicas del exanel**

Cuadro 07: Especificaciones tecnicas del exanel

Fulminante	especificaciones
Potencia	12
PETN	780 mg
Diámetro	7.5 mm
Prueba de inpacto	De 53.3 mm a 99.6 mm
Tubo de choque	
Diámetro externo	3 mm
Diámetro interno	1.1 mm
Velocidad	2000 m/s
Resistencia a la traccion	16 Kg/min

Fuente: Propia

CAPITULO IV

RESULTADO DE LA INVESTIGACIÓN

4.1.1 Estructura de la mina para desarrollar el proyecto

Magistral de Huaraz es una mina subterránea que tiene 4 niveles de producción y espaciados irregularmente con un promedio de 50m entre niveles.

En la actualidad la mina está dividido efectivamente en 3 zonas de operación, las que arrojan una producción promedio mensual de 4500 TMH.

El programa mensual de avances horizontales y verticales es de 220 metros lineales en promedio.

4.1.2. Descripción de la realidad.

En la actualidad la minería subterránea, sigue siendo uno de las actividades más importantes de nuestro país, de a menudo que presentan grandes desafíos y retos para su mejora continua en el proceso de operación, especialmente en el proceso de perforación y voladura a si dando énfasis en la optimización de sus procesos.

La optimización fundamentalmente tiene que ver con la maximización de la producción y la productividad, así mismo, con la minimización de los costos y accidentes de trabajo; todo esto engloba tener una investigación continua en todos los procesos del minado.

4.1.3 Desarrollo del proceso de optimización

El proyecto debe ser sostenido de manera que se cumpla paulatinamente con los

objetivos operativos de la Empresa en cuanto concierne a la Voladura y sus resultados respectivamente.

1. El desarrollo del proceso fue a través de fases durante un periodo de tiempo

El departamento de planeamiento de la Empresa ha estimado el desarrollo del proyecto de optimización en un periodo máximo de un año el mismo que se inició en el mes de mayo del 2018, hasta abril del año siguiente, en que se culminó satisfactoriamente. Para ello se ha desarrollado las tres fases que se describen a continuación.

4.1.4 Fase – 1

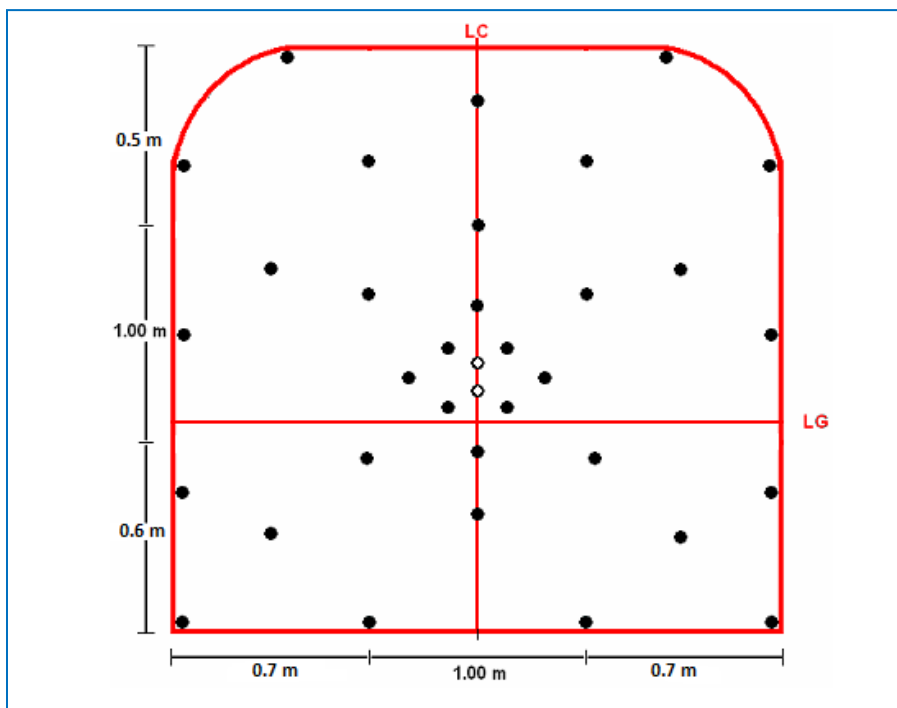
1. Diagnostico y evaluacion de las mallas de voladura

Esta primera fase se ha programado a partir del mes de junio hasta el mes de setiembre, con un avance sostenido de 1.40 metros, del desarrollo del proyecto.

2. Evaluación y diagnostico de los estándares iniciales

Se ha establecido como malla patrón para una sección de galería de 2.40 mts. X 2.10 mts. Como se muestra en la malla.

Figura 05: Diseño del corte de arranque para la fase 1



Diseño: propia.

Foto 01: Diseño de corte de voladura



Diseño: Propia

3. Radio de influencia por explosivos

Se contaba con las siguientes características de los explosivos que dependen de las características de los explosivos como se detallan a continuación:

<u>VOD</u>	<u>3500 m/s</u>
HESS	14 mm
Pres det.	61 kbar
Vol. Gases	943 l/kg

Dinamita pulverulenta con diámetro de 22 mm. Para un radio de acción de 1.0 metros.

<u>VOD</u>	<u>2800-4800 ms</u>
HESS	30 mm
Pres det.	50 kbar
Vol. Gases	970 l/kg

Anfo con diámetro de 45 mm. Para un metro de radio de acción.

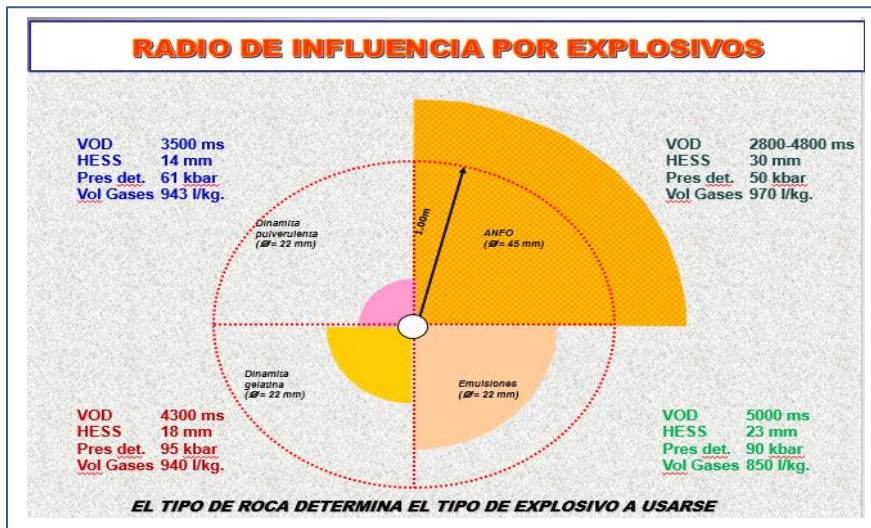
<u>VOD</u>	<u>4300 ms</u>
HESS	18 mm
Pres det.	95 kbar
Vol. Gases	940 l/kg

Del mismo modo para un radio de acción explosiva de 1.00 metros, con explosivos dinamita gelatina de 22 mm de diámetro.

VOD	5000 ms
HESS	23 mm
Pres det.	90 kbar
Vol Gases	850 l/kg.

Para un radio de influencia explosiva de 1.0 metros, se utiliza Emulsiones con diámetro de 22 mm.

Cuadro 08: Las características principales del radio de influencia de la fase 1



Fuente: Manual practico de voladura exsa.

4. Perforacion y voladura convencional

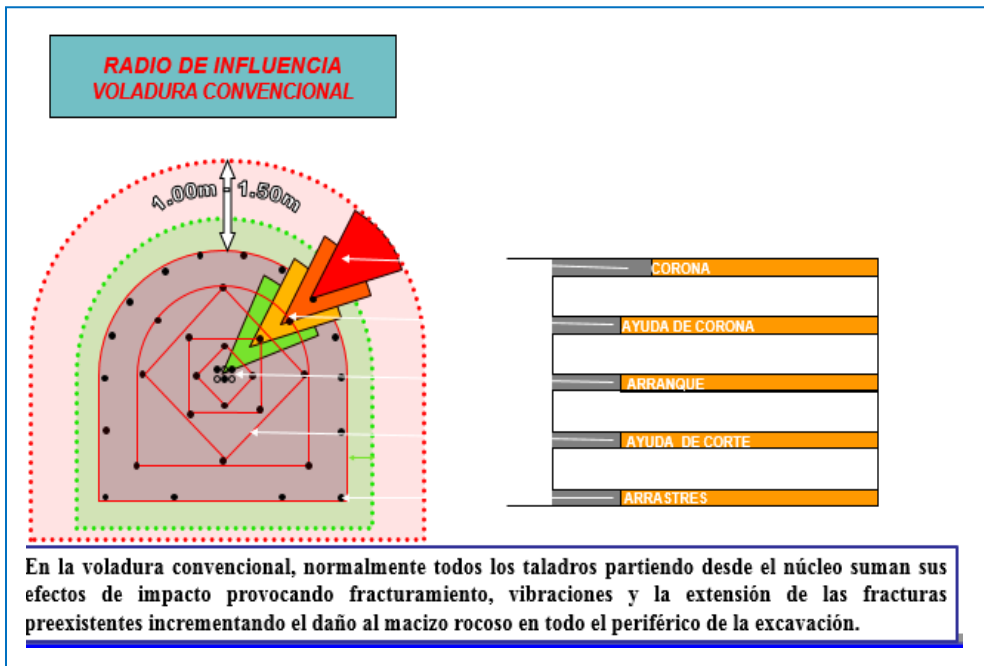
En la voladura convencional, normalmente todos los taladros partiendo desde el núcleo suman sus efectos de impacto provocando fracturamiento, vibraciones y la extensión de las fracturas pre-existentes incrementando el daño al macizo rocozo en todo el periférico de la excavación.

En la Voladura convencional el radio de influencia se ha establecido entre 1.00 m. a 1.50 m.

Densidad de carga por taladro es del 100 % de Anfo y Emulsión

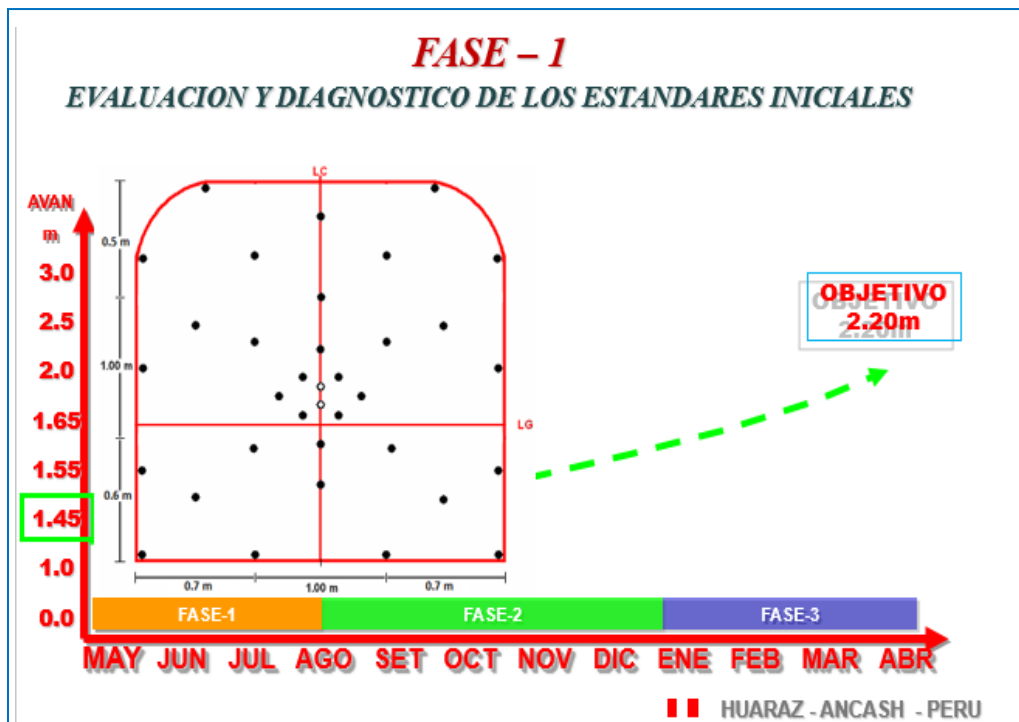
En el siguiente gráfico se detallan todos los parámetros de la geometría del diseño de la voladura convencional en Magistral. Se considera en ella el radio de influencia, la densidad de carga por taladro utilizando Anfo al 100%, y emulsiones.

Cuadro 09: Perforacion y voladura convencional



Fuente: Manual de perforación y voladura, Lopez Jimeno (2000)

Cuadro 10: Evaluacion y diagnostico de los estándares iniciales



Diseño: Propio.

4.1.5 Parametros iniciales de la fase 1

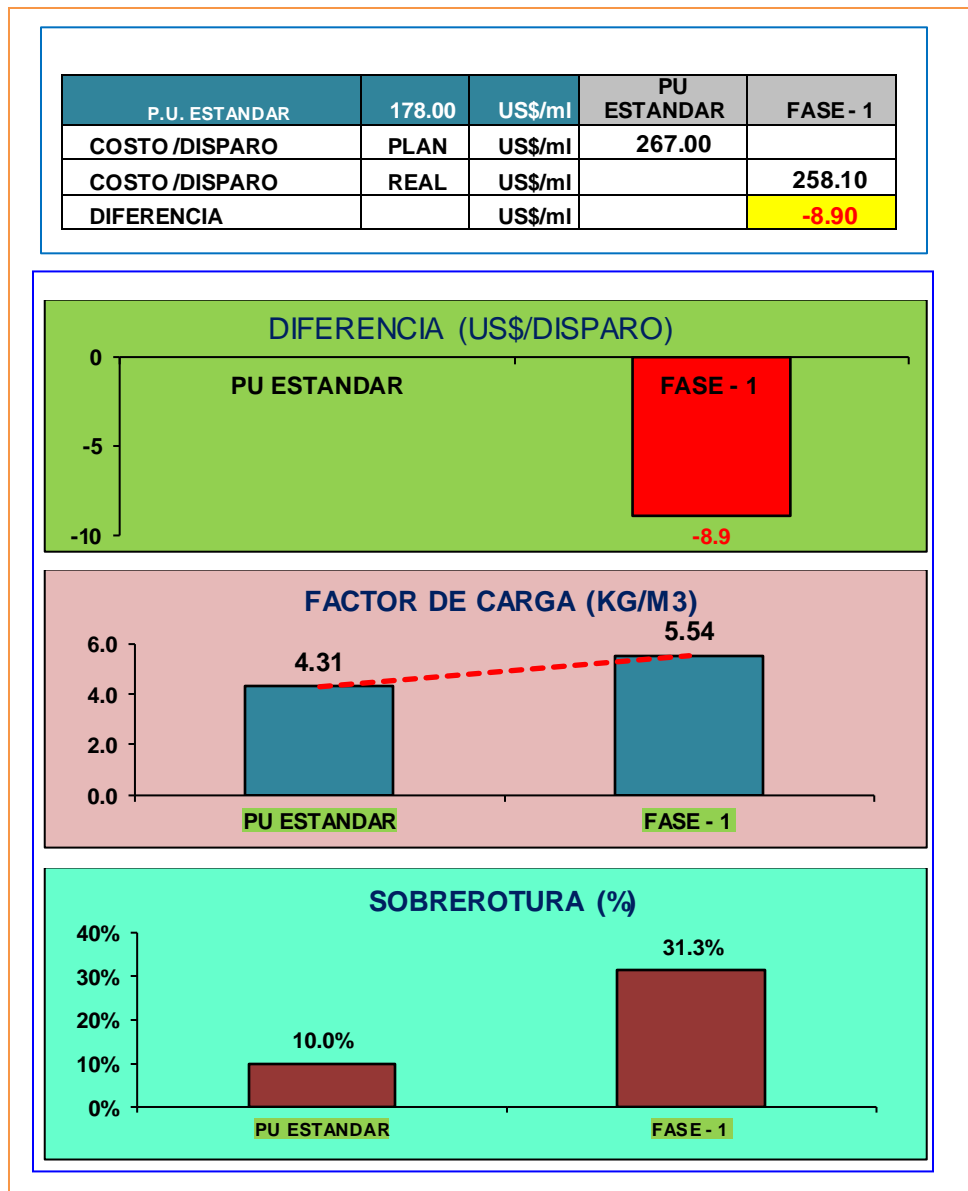
Todo diseño de malla esta datada de parámetros específicos con las que se establecen para conseguir una buena performance de una voladura en la Unidad Minera Magistral, para la fase uno del desarrollo sostenido de la optimización se tiene:

Tabla 02: Control de parámetros de perforación

DATOS	UNIDS.	PU ESTANDAR	FASE - 1
Ancho PLAN	m	2.4	2.4
Alto PLAN	m	2.4	2.4
Ancho REAL	m	2.7	2.8
Alto REAL	m	2.7	2.7
Volumen in situ	m ²	8.6	8.4
Sobrerotura	m ³	2.3	2.6
Sobrerotura	tn	9.3	10.6
Nro total de taladros	Unid.	35	33
Nro de taladros cargados	Unid.	31	31
Nro de taladros alivio	Unid.	4	2
Longitud de taladros	pies	6	6
EXPLOSIVOS	UNIDS.	35.6	45
Examon P	kg	2.5	2.5
Emulsiones	kg	31	31
Exadit 65%	cart		
ACCESORIOS	UNIDS.	1	31
Detonador Ensam. pies	Unid.	31	0
Exel ss (2.40m)	Unid.	10.33	0
Cordon detonante	Unid.	8	15
Mecha rápida	m.	0	0
Espaciadores carrizo 1" x 20cm	und	35.6	45
RESULTADOS	UNIDS.		
Avance por disparo	m	1.5	1.45
Porcentaje de avance	%	82.0	79.3
Volumen roto	m ³	8.8	8.6
Factor de Carga	kg/m ³	4.31	5.54
SOBREROTURA	%	5.0%	31.3%
COSTO VOLADURA	Unidad	precio	
Anfo	US\$/kg	0.51	18.2
Exadit 65%	US\$/und	0.11	3.4
Det. Ensam. Pies	US\$/und	0.42	0.4
Exel ss 2.40m	US\$/und	1.12	34.7
cordón detonante	US\$/m	0.11	1.1
Mecha Rapida	US\$/m	0.24	1.9
Espaciadores Carrizos	US\$/und	0.02	0.0
COSTO VOLADURA	US\$/ml	37.8	29.6

Diseño: Propia

Cuadro 11: Diagramas de los parámetros de la fase 1



Diseño: Propia

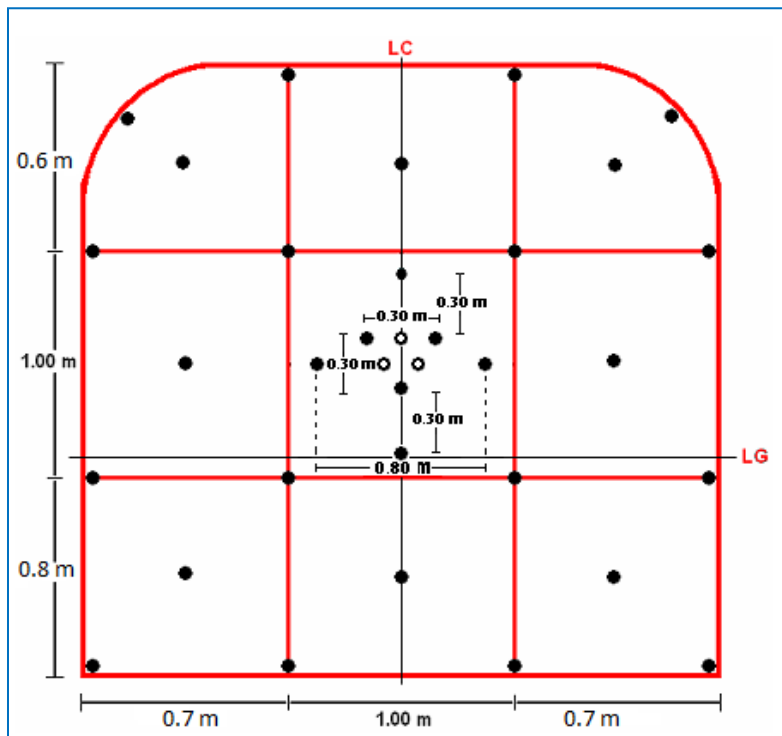
Para nuestro estudio el desarrollo sostenido de optimización cuyo objetivo es obtener un avance de 2.20 metros se muestra en el diagrama adjunto.

4.1.6 Fase – 2

4.1.6.1 REDISEÑO DE MALLA Y CORTE DE VOLADURA

Esta Fase se desplaza desde el mes de Setiembre a mediados del mes de diciembre, en ello el proyecto considera los siguientes aspectos del desarrollo y diseño se establecen una sección de 2.40 metros x 2.40 metros y con un diseño de corte en “V” con espaciamiento de 0.30 metros entre huecos como se muestra a continuación:

Figura 06: Diseño de malla de la fase 2



Diseño: propia

Foto 02: Diseño de corte en V de la fase 2



Diseño: propio

El avance efectivo en esta fase se ha determinado para el mes de diciembre debe ser de 1.65 metros.

Esta evaluación y optimización se realiza en función a los múltiples diseños y rediseños de la malla y en corte y/o arranque, respectivamente, como mostramos en el diagrama adjunto de optimización de la fase 2:

4.1.6.2 Evaluacion y optimizacion del avance en funcion de los rediseños de malla y arranques.

Específicamente debemos considerar que el avance en esta fase 2, debe alcanzar los 1.65 metros que alcanza entre los meses de octubre a diciembre como se muestra a continuación:

4.1.7 Arranques eficientes.

El proyecto para el desarrollo sostenible debe diseñar eficientemente los arranques ya que dependiendo de este diseño estaremos optimizando toda la voladura y cumplir con el objetivo del proyecto en la Empresa minera Magistral de Huaraz.

Es importante la precisión de la perforación para mantener estos espacios y evitar la divergencia o convergencia de los taladros en el fondo con lo que puede variar la densidad de carga.

El arranque se debe perforar con una geometría tal que los taladros de alivio sirvan de escudo a los taladros cargados, con lo cual se minimiza el riesgo de detonaciones por simpatía o desensibilización por presión dinámica del explosivo.

La secuencia ordenada de las salidas es determinante para el resultado del disparo pues, estos determinan el movimiento de la roca, generan nuevas caras libres y controlan la dirección del movimiento entre otros.

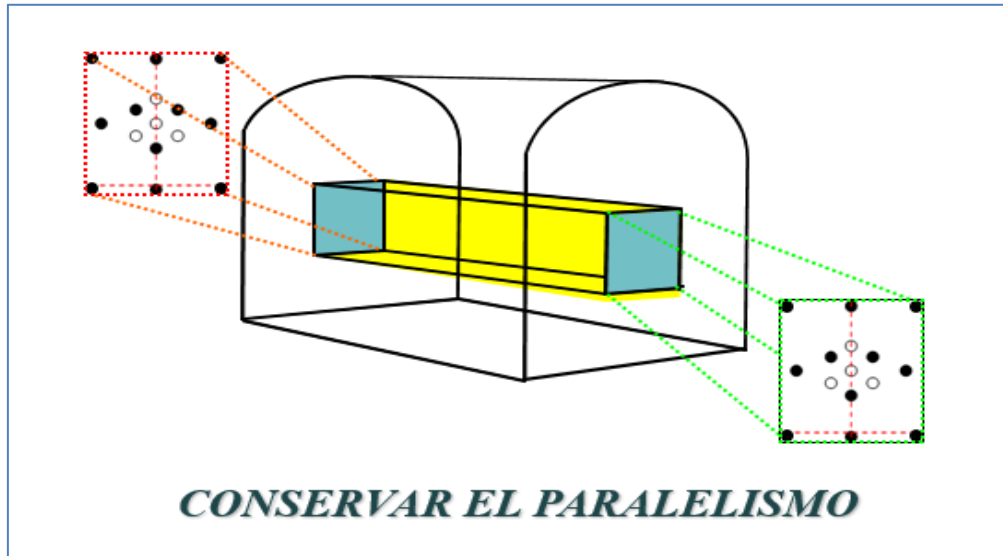
La experiencia nos sugiere utilizar retardos con una separación de lapsos de tiempo mayor de 125 ms.

Es importante la precisión de la perforación para mantener estos espacios y evitar la divergencia o convergencia de los taladros en el fondo con lo que puede variar la densidad de carga.

4.1.8 Conservar el paralelismo

La finalidad fundamental del arranque de los taladros debe ser el de conservar el paralelismo efectivo entre huecos como se muestra en los siguientes gráficos

Figura 07: Aranque y paralelismo



Diseño: Propio.

4.1.9 Voladura convencional.

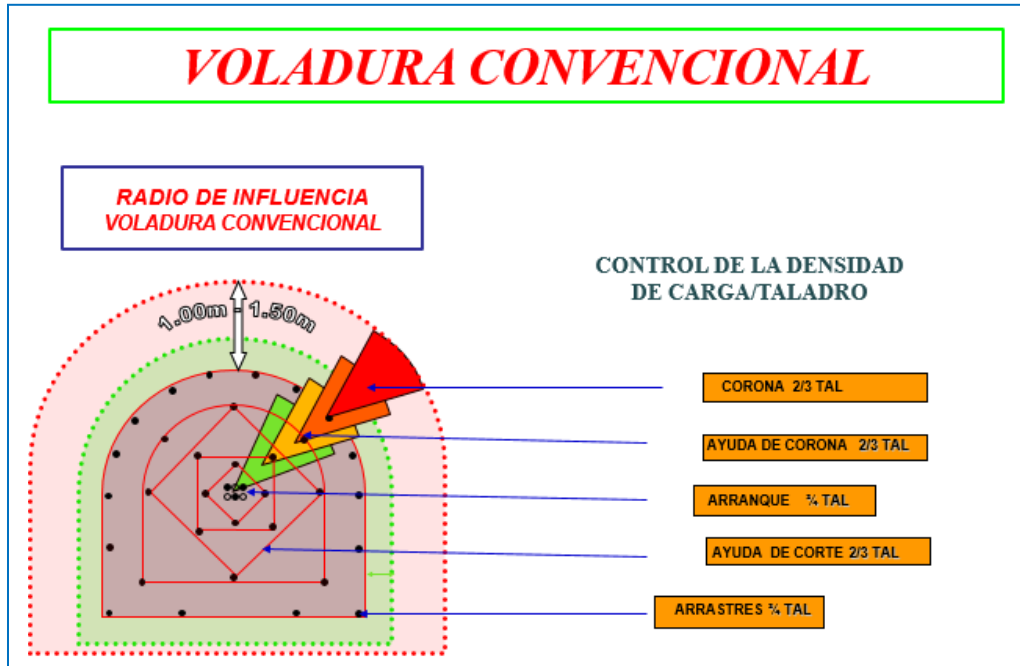
En la voladura convencional, normalmente todos los taladros partiendo desde el núcleo suman sus efectos de impacto provocando fracturamiento, vibraciones y la extensión de las fracturas pre-existentes incrementando el daño al macizo rocoso en todo el periférico de la excavación con coronas de radio de 1.00 metros a 1.50 metros.

Considera especialmente las características como:

- Radio de influencia en voladura convencional,
- Control de la densidad de carga/taladro, dentro del cual se toma en cuenta las cargas:
 - Corona $\frac{2}{3}$ de taladro
 - Ayuda de corona $\frac{2}{3}$ de taladro
 - Arranque $\frac{3}{4}$ de taladro
 - Ayuda de corte $\frac{2}{3}$ de taladro.
 - Arrastre $\frac{3}{4}$ de taladro

En el diagrama adjunto se muestra el diseño de la malla convencional de la Fase 2 del proyecto de desarrollo.

Cuadro 12: Diseño de la voladura convencional



Fuente: Manual Practico de voladura Exsa (2010)

4.1.10 Parametros de la fase 2

Dentro del desarrollo del proyecto de la fase 2, se han considerado al igual que en la Fase uno parámetros diferenciados de características de diseño de carga y sus efectos resultantes, así como la evaluación en sus costos de diseño que se muestra en el cuadro adjunto:

Tabla 03: Costo diferencial del proyecto

P.U. ESTANDAR	178.00	US\$/ml	PU ESTANDAR	FASE - 1	FASE - 2
COSTO /DISPARO	PLAN	US\$/ml	267.00		
COSTO /DISPARO	REAL	US\$/ml		258.10	293.70
DIFERENCIA		US\$/ml		-8.90	26.70

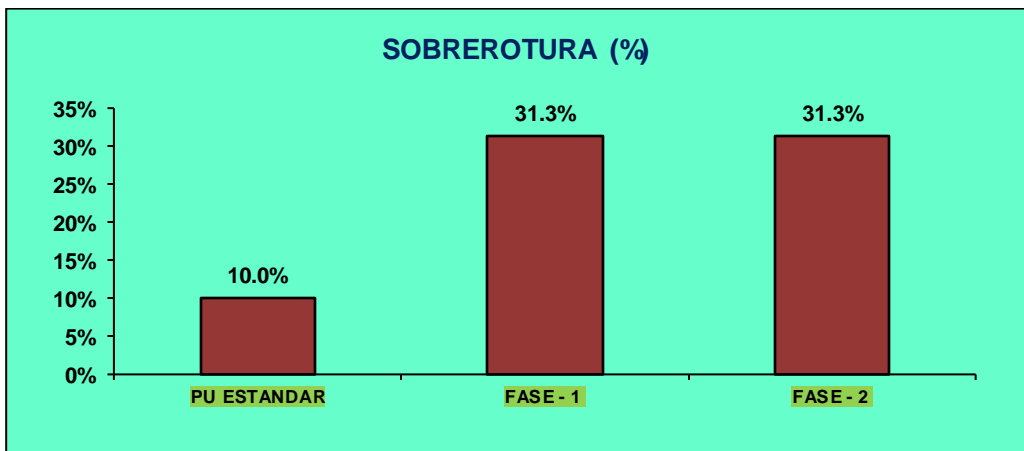
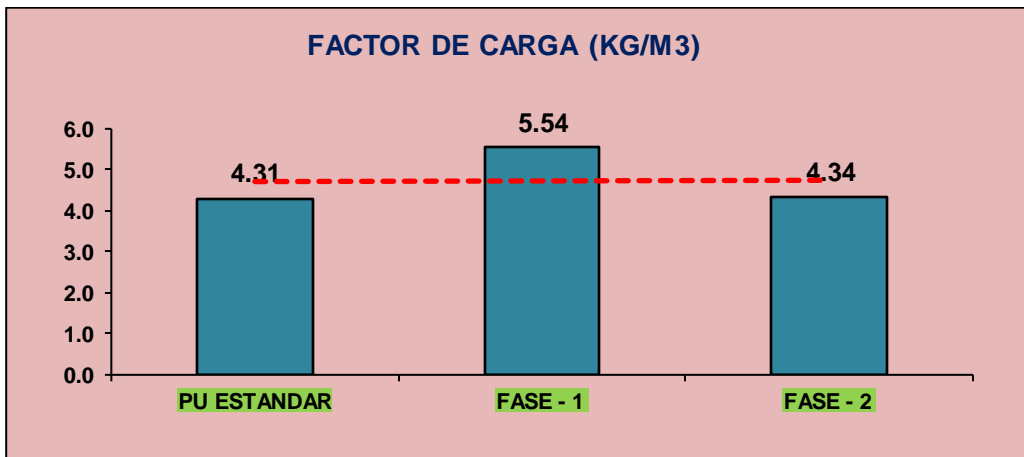
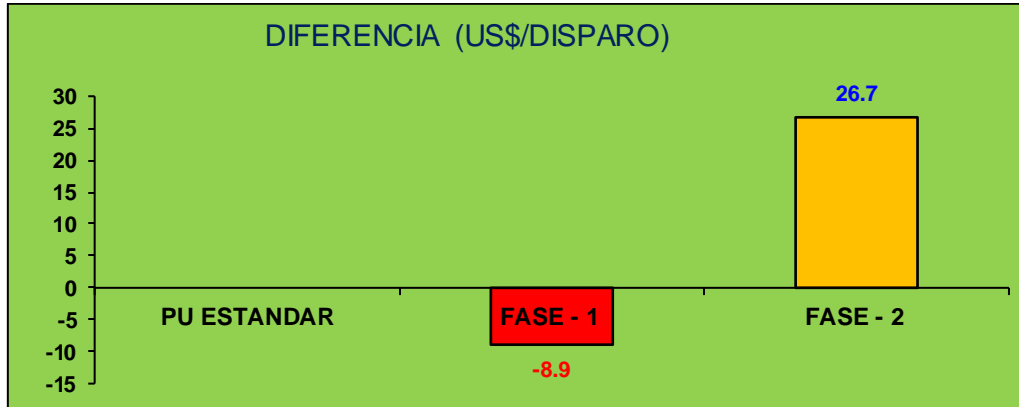
Diseño: Propia

Tabla 04: Parametros comparativos de la fase 1 y fase 2

DATOS	UNIDS.	PU ESTANDAR	FASE - 1	FASE - 2
Ancho PLAN	m	2.4	2.4	2.4
Alto PLAN	m	2.4	2.4	2.4
Ancho REAL	m	2.7	2.8	2.8
Alto REAL	m	2.7	2.7	2.7
Volumen in situ	m ²	8.6	8.4	9.5
Sobrerotura	m ³	2.3	2.6	3.0
Sobrerotura	tn	9.3	10.6	12.0
Nro total de taladros	Unid.	35	33	34
Nro de taladros cargados	Unid.	31	31	31
Nro de taladros alivio	Unid.	4	2	3
Longitud de taladros	pies	6	6	6
EXPLOSIVOS	UNIDS.			
Examon P	kg	35.6	45	40
Emulsiones	kg	2.5	2.5	2.5
Exadit 65%	cart	31	31	31
ACCESORIOS	UNIDS.			
Detonador Ensamb. pies	Unid.	1	31	31
Exel ss (2.40m)	Unid.	31	0	0
Cordon detonante	Unid.	10.33	0	0
Mecha rápida	m.	8	15	15
Espaciadores carrizo 1" x 20cm	und	0	0	0
RESULTADOS	UNIDS.			
Avance por disparo	m	1.5	1.45	1.65
Porcentaje de avance	%	82.0	79.3	90.2
Volumen roto	m ³	8.8	8.6	9.8
Factor de Carga	kg/m ³	4.31	5.54	4.34
SOBREROTURA	%	5.0%	31.3%	31.3%
COSTO VOLADURA	Unidad	precio		
Anfo	US\$/kg	0.51	18.2	23.0
Exadit 65%	US\$/und	0.11	3.4	3.4
Det. Ensam. pies	US\$/und	0.42	0.4	13.0
Exel ss 2.40m	US\$/und	1.12	34.7	0.0
cordón detonante	US\$/m	0.11	1.1	0.0
Mecha Rapida	US\$/m	0.24	1.9	3.6
Espaciadores Carrizos	US\$/und	0.02	0.0	0.0
COSTO VOLADURA	US\$/ml		37.8	29.6

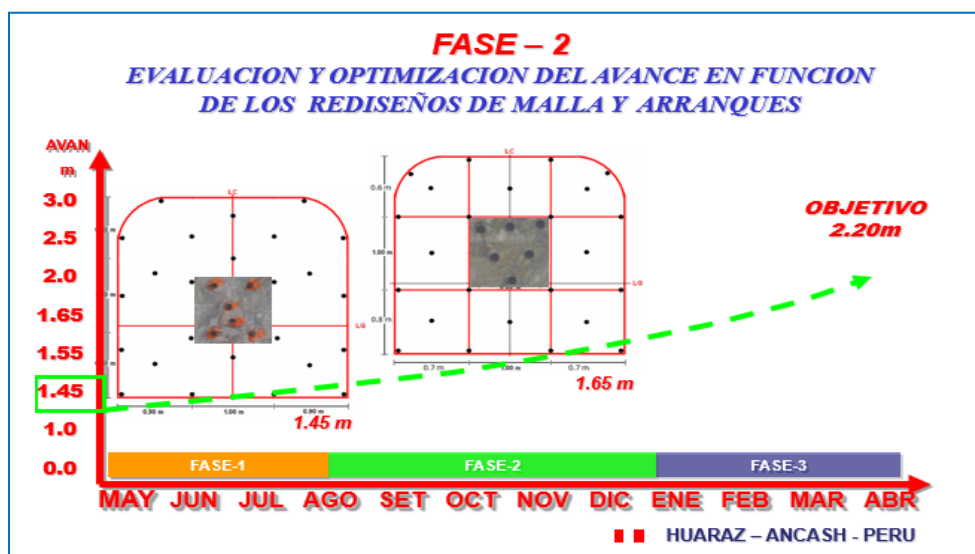
Diseño: propia

Cuadro 13: Comparacion entre los disparos



Diseño: propia

Cuadro 14: Evaluación y optimización del avance.



Fuente: Ing. Modesto pomalasa

4.2 Sistema de iniciación convencional con mechas ensambladas

En la Mina Magistral, casi como en todas las minas del Perú, raras veces es el mejor sistema a usar, pero no hay control de tiempos luego de iniciar el encendido.

En la iniciación convencional se observa que la dispersión por metro esta en aproximadamente +/- 5 seg/m, es probable que algunos taladros no sigan la secuencia y se adelanten si es que no se tiene en cuenta la longitud mínima de mecha rápida entre secuencias de encendido. Todo este aspecto contempla el Proyecto en la siguiente etapa de la fase 3.

4.2.1 Rediseño del sistema de iniciación y voladura controlada.

Esta tercera etapa, en el proyecto ha considerado para su desarrollo de su optimización, los siguientes taladros de corte y/o arranque cuyas características técnicas rediseñadas:

Detalles de ensamble mecha rápida

Velocidad de combustión: 160 seg/m +/- 5

Velocidad de combustión: 30 - 45 seg/m

Espaciamiento de corte: 0.53 metros

Tiempo de combustión: 350 seg. – 350 seg.

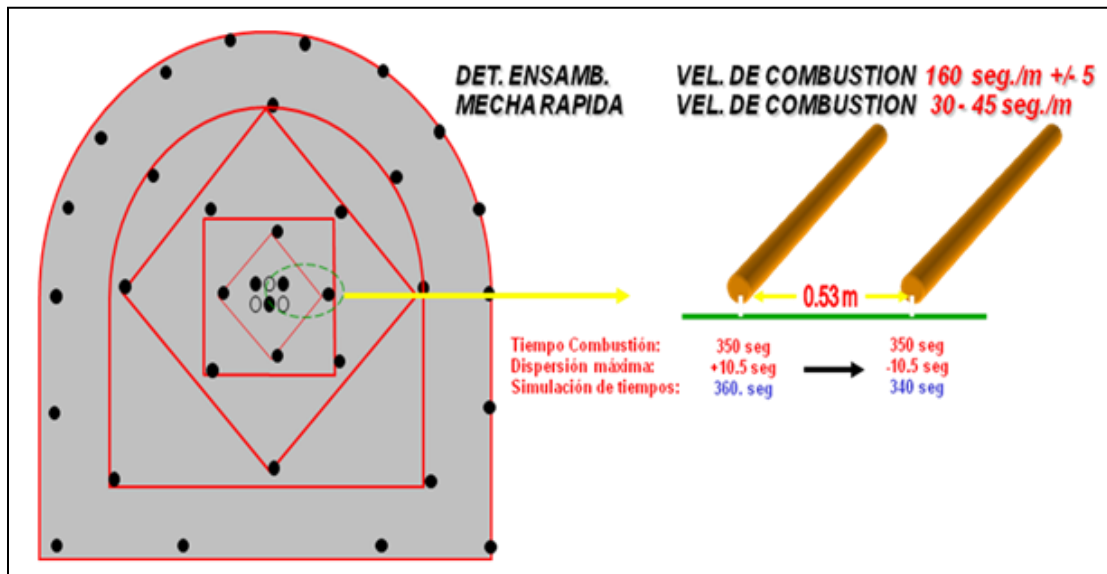
Dispersión máxima: +10.5 seg. - -10.5 seg.

Simulación de tiempos: 360 Seg. – 340 Seg.

Longitud mínima de mecha rápida entre cortes: como factor de seguridad es 0.53 m Equivalente a 20 segundos.

El tiempo total de detonación efectiva esta en el rango de 100 a 150 segundos (promedio de 2 minutos) se muestra en el diseño adjunto.

Figura 08: Detonador ensamblado con mecha rapida



Fuente: Manual practico de voladura Exsa (2010)

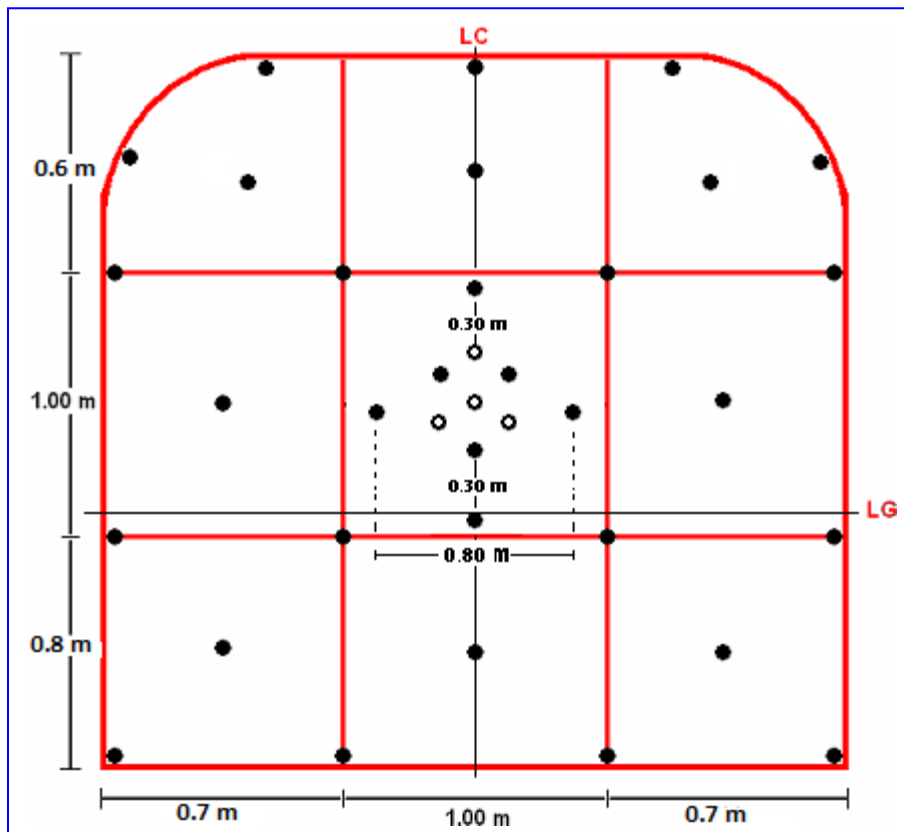
4.2.2 Rediseño de arranque y cambio de sistema de iniciación a exanel

Esencialmente el proyecto se encarga de rediseñar el arranque y/o corte, mediante las técnicas de voladura controlada mediante la tecnología Exel SS con resultados que para nuestra mina Magistral han sido muy favorables.

El rediseño del arranque, el proyecto lo constituye como la fase 3, con sección de frente de 2.40 metros x 2.40 metros, diseño de arranque hexagonal, con espaciamiento de taladro a taladro de 0.30 metros.

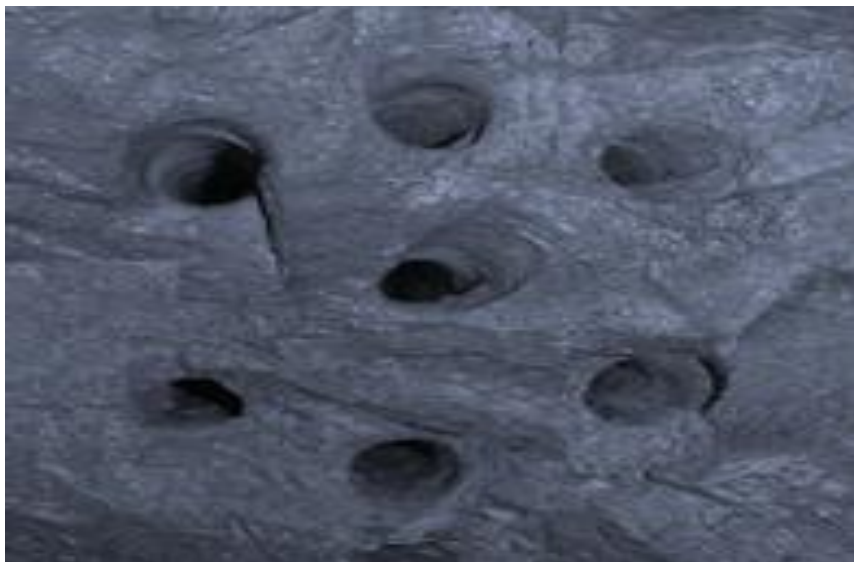
Esta fase 3, cubre el tercer semestre del planeamiento de mejoramiento de la voladura programada, cuyas técnicas y resultados se detallan a continuación:

Cuadro 15: Diseño de malla fase 3



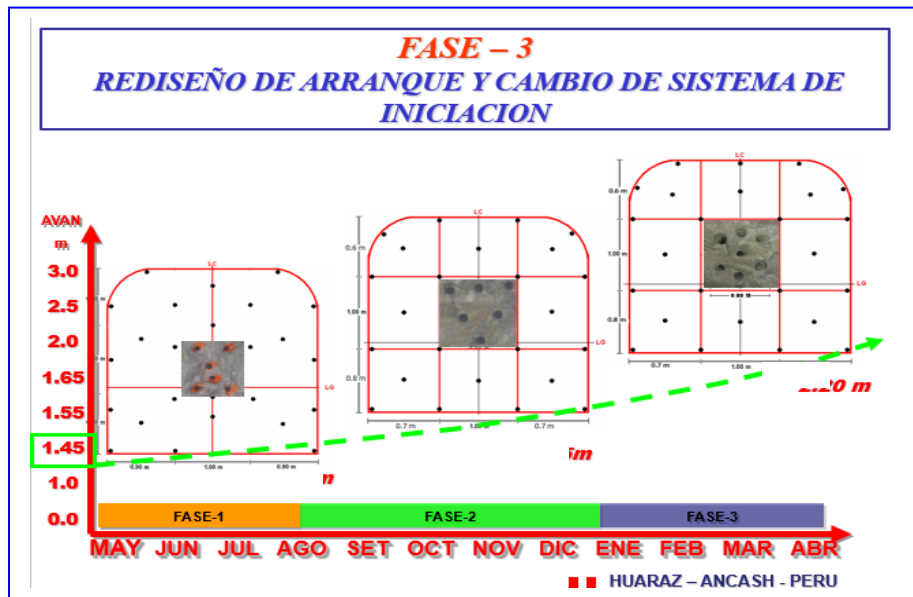
Diseño: propia (2019)

Foto 03: Rediseño de arranque de la fase 3



Fuente: Ing. Modesto Pomalasa

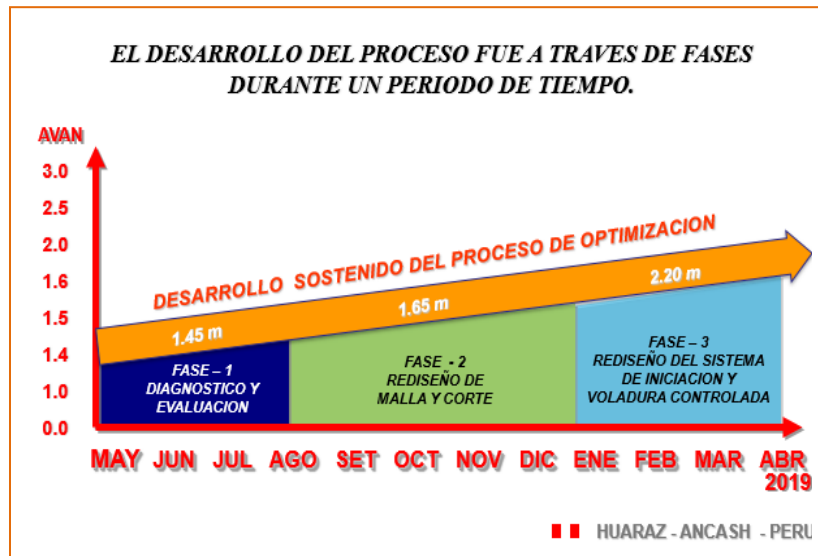
Cuadro 16: Rediseño de arranque y cambio de sistema de iniciación con exanel



Diseño: Propio.

El diagrama muestra en nivel de cumplimiento de las tres fases del proyecto a abril del 2019 ha logrado establecer el Avance de 2.20 metros. En el diagrama adjunto se muestra el avance sostenido del desarrollo del proyecto cubriendo los meses de mayo a abril 2019.

Cuadro 17: Desarrollo del proceso de optimizacion



Diseño: Propio.

4.2.3 Influyente del explosivo hacia la roca

Para los objetivos del desarrollo del proyecto y el diseño de una voladura controlada mejorando o rediseñando el arranque de la voladura, se definirán brevemente los

conceptos básicos de Voladura Controlada y sus efectos sobre los diferentes tipos de rocas características de la zona de la mina Magistral de Huaraz.

Bajo el concepto de que el diseño de una malla de voladura no es una ciencia precisa, debido a que las Empresas, debido a la complejidad de las estructuras geológicas de los diferentes tipos de macizos rocosos y de las diferentes características de explosivos en el mercado es difícil fijar una serie de ecuaciones que al ingeniero de minas le permita establecer una configuración ideal.

La solución efectiva está en realizar pruebas suficientes en el terreno lo que nos permite diseñar una malla de perforación de una situación dada como es el caso de nuestro proyecto en la mina de Magistral de Huaraz.

En un proyecto de rediseño de malla, frecuentemente hay que hacer concesiones entre la realidad práctica, desempeño y aspectos económicos para obtener resultados deseados.

El proyecto incorpora como objetivos secundarios los siguientes aspectos:

- ✓ Selección adecuada de los explosivos
- ✓ Estandarización de las mallas de perforación y voladura de acuerdo a los parámetros geomecánicos y vibraciones del macizo rocoso.
- ✓ Implementación del sistema de iniciación adecuado para nuestras labores.
- ✓ Disminución del sostenimiento por lo mismo que se minimizará el daño de las rocas circundantes, por efectos del disparo.
- ✓ Erradicar sustancialmente el uso de madera en las labores de avance como medio de sostenimiento.

4.2.4 El tipo de roca determina el tipo de explosivo a usarse

La experiencia nos indica que un diseño de explosivos para una voladura controlada depende de las características geomecánicas de las rocas, la consistencia de la masa minera y la consistencia de las rocas encajonantes.

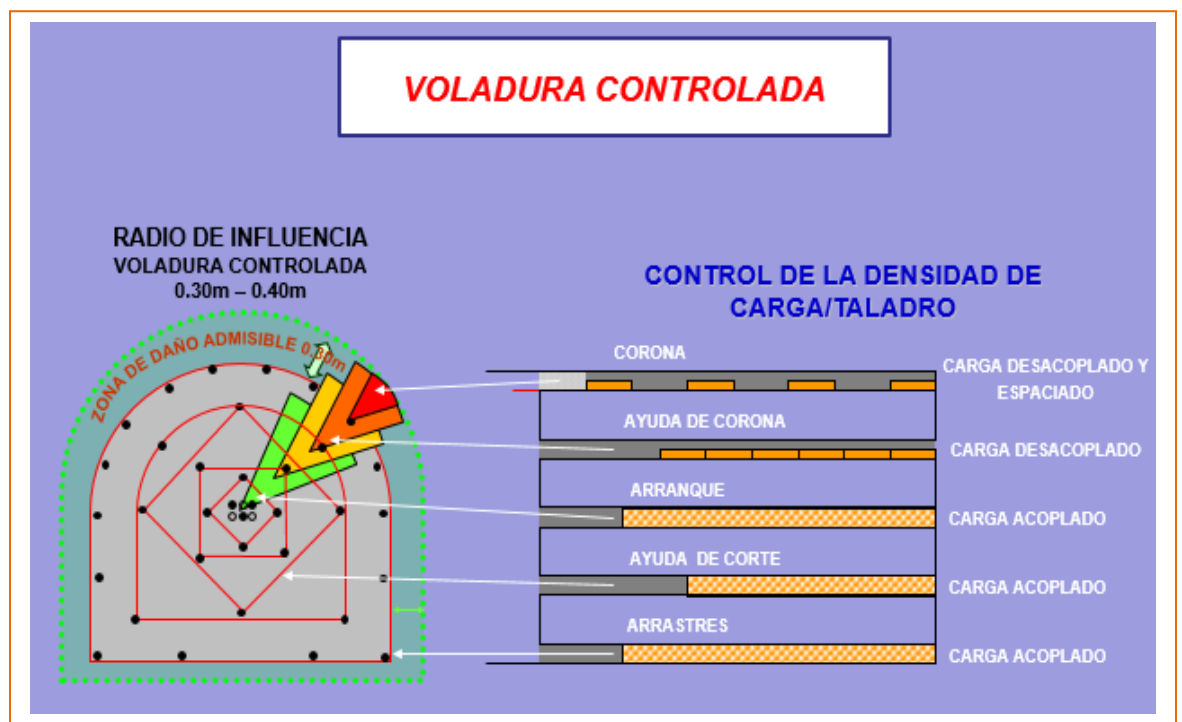
Dentro de las características geológicas y mecánicas, además de las condiciones del estado de las rocas a dinamitar, determinan realmente el tipo de explosivo que se debe emplear para fracturarlas rocas eficiente y económicamente.

Por ello el grupo de trabajo ha considerado muy importante que además de conocer las propiedades del explosivo se debe tener en cuenta el grado de afectación que puedan presentar algunos parámetros de rocas como son:

- Densidad o peso específico
- Compacidad y porosidad

- Humedad e inhibición
- Dureza y tenacidad.
- Frecuencia sísmica.
- Resistencia mecánica a la compresión y tensión.
- Grado de fisuramiento.
- Textura y estructura geológica. Variabilidad
- Coeficiente de expansión o esponjamiento.

Figura 09: Diseño de malla para el proyecto de la mina magistral de huaraz.



Fuente: Manual practico de voladura (exsa)

Para el proyecto en desarrollo se han considerado los parámetros de la roca mencionados y tomados en cuenta estrictamente conjugando con la calidad de roca y características geométricas a considerar son:

Radio de influencia en voladura controlada: 0.30m – 0.40m

Control de la densidad de carga/taladro: Para el diseño

- ✓ Corona: Carga desacoplado y espaciado
- ✓ Ayuda de corona: Carga desacoplado
- ✓ Arranque: Carga acoplado
- ✓ Ayuda de corte: Carga acoplado
- ✓ Arrastre: Carga Acoplado.

Definitivamente podemos establecer el efecto del explosivo hacia la roca que graficándolo nos muestra para nuestro proyecto, así como, Influencia del entorno de la roca para un taladro de: $\varnothing = 45$ mm con dinamita, asimismo la Influencia del entorno de la roca para un taladro de: $\varnothing = 45$ mm con Anfo.

4.3 Calculos de la presión de taladro aplicados a voladura controlada

De acuerdo a la teoría de la voladura de contorno, se sabe que la presión del taladro es la que actúa directamente en las paredes del taladro, por ello la selección del explosivo debe ser el adecuado y que está directamente relacionado a dicha presión.

Según estudios realizados y analizados para el proyecto, esta presión la determinamos mediante la siguiente fórmula: (Ver Columna 1)

$$t = [De \times (VOD)^2 \times 10^{-3}] / 8$$

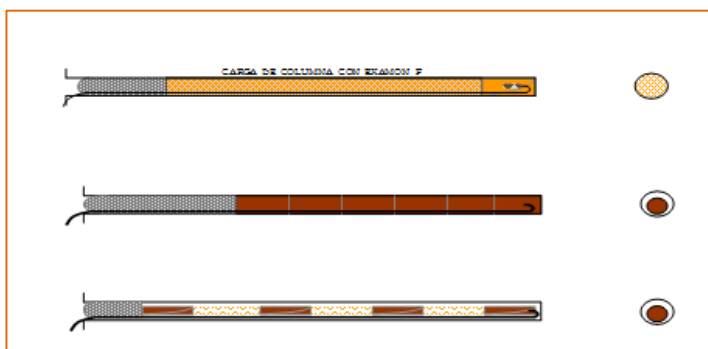
De igual modo, cuando el taladro esta desacoplado, esta presión disminuye en relación a los radios del taladro y el explosivo y se puede calcular con la siguiente relación: (Ver Columna 2)

$$Pt = [De \times (VOD)^2 \times 10^{-3} \times (re / rt) ^ 2.6] / 8$$

En el caso si el taladro desacoplado la colocamos espaciadores de la misma longitud de los cartuchos y el cordón detonante en forma axial al taladro, esta presión disminuye considerablemente, y determina con la siguiente ecuación de relación: (Ver Columna 3)

$$Pt = De \times (VOD)^2 \times 10^{-3} \times [(re / rt) \times \sqrt{C}] ^ 2.6] / 8$$

Figura 10: Diseño de la Carga de columna (1), (2) y (3), respectivamente



Fuente: perforación y voladura (Lopez Jimeno)

4.4 Diseño de carga para voladura controlada

Es sabido que la voladura normal de taladros destroza la roca por intersección entre sí, con predominio de fracturas radiales. Si se trata de que la voladura no cause daño al entorno para el proyecto se establece la voladura controlada por lo que estas deben espaciarse de tal modo

que las fracturas creadas se dirijan a los puntos de menor resistencia, solamente se deben tener en cuenta fundamentalmente los siguientes aspectos:

- ✓ Relación de espaciamiento a burden inversa a la normal, es decir menor espaciamiento que burden
- ✓ Se usarán explosivos de mucho menor diámetro que la del taladro para que la relación de desacoplamiento sea mayor que la convencional.
- ✓ La carga explosiva linear debe estar distribuida a todo lo largo del taladro preferentemente con cartuchos acoplables o con carga amortiguada con espaciadores.
- ✓ Se usarán tacos inertes para mantener el explosivo dentro del taladro, no para confinarlo.
- ✓ Se emplea explosivos de baja potencia y velocidad, brisance.
- ✓ El disparo debe ser simultáneo de todos los taladros de la línea de corte, sin retardos entre sí.
- ✓ Mantener el alineamiento y paralelismo de los taladros, de acuerdo al diseño del corte a realizar con el fin de conseguir un buen resultado.

4.4.1 Carguio desacoplado y espaciado para minimizar la densidad de carga en la corona

Para el proyecto en la mina Magistral de Huaraz, se han establecido los parámetros del carguío y espaciado lo que nos permite disminuir la densidad de carga de la corona del frente, los que se han seguido rigurosamente por los encargados para conseguir los efectos esperados.

La importancia del desacoplado y el espaciado de minimizar la densidad, en el proyecto debe producir una superficie lisa y estable, debe reducir la vibración de la voladura principal y la sobre excavación, asimismo, la proyección de las partículas y fragmentos y los efectos de agrietamiento. En el diagrama siguiente se muestra las características respectivas:

Densidad de carga/taladro para la corona

DENSIDAD DE CARGA = 0.3 – 0.4 Kg. /taladro

DENSIDAD DE CARGA = 0.64 Kg. /taladro

DENSIDAD DE CARGA = 1.8 Kg. /taladrol

DENSIDAD DE CARGA = 1.6 Kg. /taladro

DENSIDAD DE CARGA = 1.8 Kg. /taladro

Una voladura controlada se refiere al uso de una serie de técnicas destinadas a minimizar el daño a la roca en el límite de la excavación debido a la onda de choque y los gases a alta presión.

Cuadro 18: Diseño de carga para los taladros de corona



Fuente: Manual de perforación y voladura (2000)

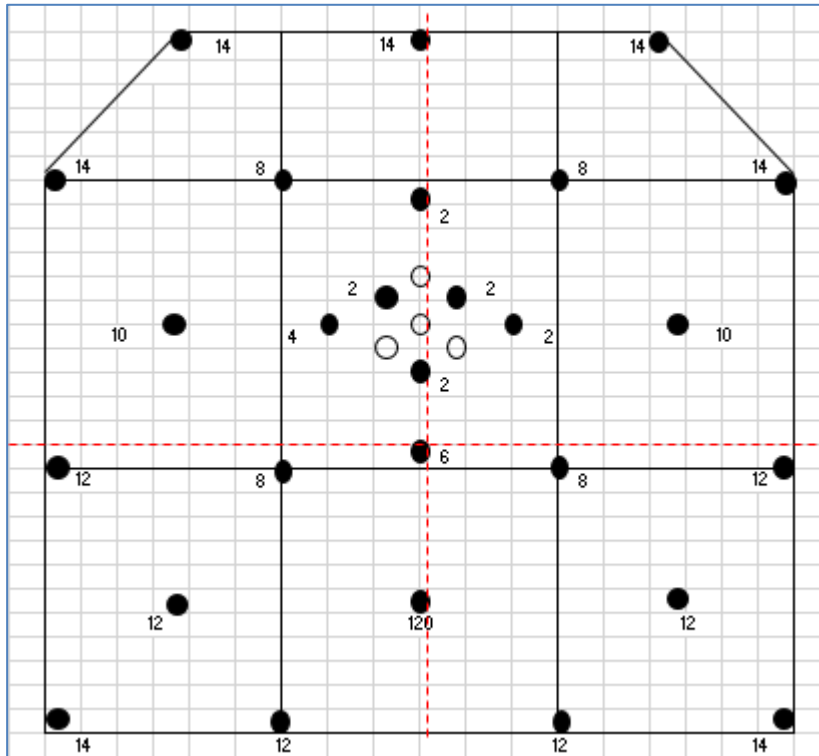
4.4.2 Optimización de iniciación con el sistema no eléctricos

Bajo los conceptos de un sistema de iniciadores no eléctricos los que se han aplicado al proyecto, informados que este sistema consiste en el uso de detonadores no eléctricos o retardadores de choque, han sido desarrollados para operar a semejanza del sistema eléctrico pero sin ocasionar riesgos, ya que en este sistema, la energía y los alambres conductores serán sustituidos por tubos plásticos muy delgados, similares a cordones detonantes de bajo gramaje, que transmitirán una onda explosiva desde el punto de iniciación hasta el detonador.

El sistema no eléctrico, cuenta con retardos incorporados que permite rediseñar las mallas de perforación en diferentes labores, reducir el número de taladros, optimización y calidad de las voladuras, desde el punto técnico – económico.

Minimiza la ocurrencia de “tiros cortados”, mejora la fragmentación, Control de lanzamiento de la pila, conexiones fáciles y rápidas, disminuye el daño causada a las cajas y rocas remanentes, disminuye las vibraciones por efecto de la voladura. (Ver diagrama de malla adjunta).

Figura 11: Malla de iniciación del sistema no electrico



Diseño: propia (2019)

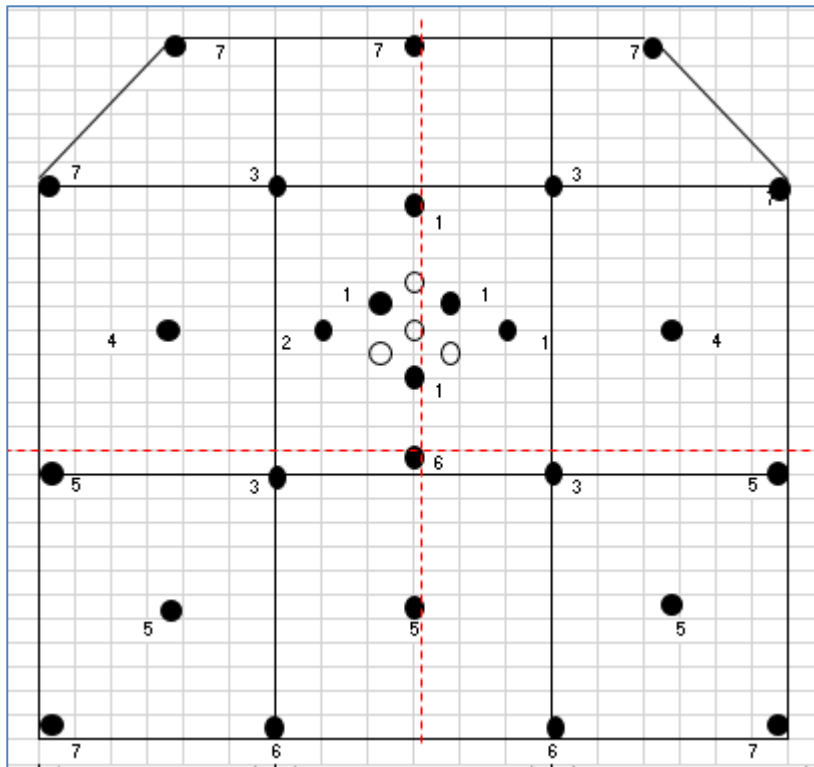
4.5 Voladura controlada

Estudiado el concepto de Voladura controlada en Items anteriores, para objetivos del proyecto se han realizado el diseño apropiado los cuales nos brindaron buenos resultados que satisfacen al objetivo del proyecto, estos se muestran a continuación.

El control de la carga operante se refiere a la carga máxima/retardo destinados al control de vibraciones y daño generado a la roca.

4.5.1 Secuencia de salida

En la malla diseñada podemos observar la secuencia de salida de los taladros en el sistema de iniciación no eléctrico.



Diseño: propia

4.5.2 Carga operante por retardo

De acuerdo al diseño de la malla la distribución de las cargas operantes para la voladura controlada del proyecto son las siguientes establecidos para sus parámetros establecidos.

Tabla 05: Carga por retardo

CARGA MAXIMA/RETARDO			
N° DE SERIE	CANTIDAD	KG/TAL	KG/RETARDO
2	4	2.3	6.5
4	3	2.1	5.4
6	3	1.9	4.6
8	3	1.9	3.8
8	2	1.9	3.8
10	4	1.9	3.8
12	2	1.9	7.6
14	4	1.9	5.7
16	4	2.3	7.6
18	4	1.8	3.3
20	3	2.2	4.4

Diseño: propia (2020)

4.6 Parámetros de la fase – 3

Cumplido con el desarrollo de las fases 1 y fase 2, del proyecto de desarrollo, se cumple con definir los parámetros de la fase 3, que constituye la base del proyecto de la mina Magistral de Huaraz SAC. Que se muestran en los cuadros adjuntos:

Tabla 06: Calculos de la fase 3

DATOS	UNIDS.	PU ESTANDAR	FASE - 1	FASE - 2	FASE - 3
Ancho PLAN	m	2.4	2.4	2.4	2.4
Alto PLAN	m	2.4	2.4	2.4	2.4
Ancho REAL	m	2.7	2.8	2.8	2.6
Alto REAL	m	2.7	2.7	2.7	2.6
Volumen in situ	m ³	8.6	8.4	9.5	12.7
Sobrerotura	m ³	2.3	2.6	3.0	2.2
Sobrerotura	tn	9.3	10.6	12.0	8.9
Nro total de taladros	Unid.	35	33	34	35
Nro de taladros cargados	Unid.	31	31	31	31
Nro de taladros alivio	Unid.	4	2	3	4
Longitud de taladros	pies	6	6	6	8

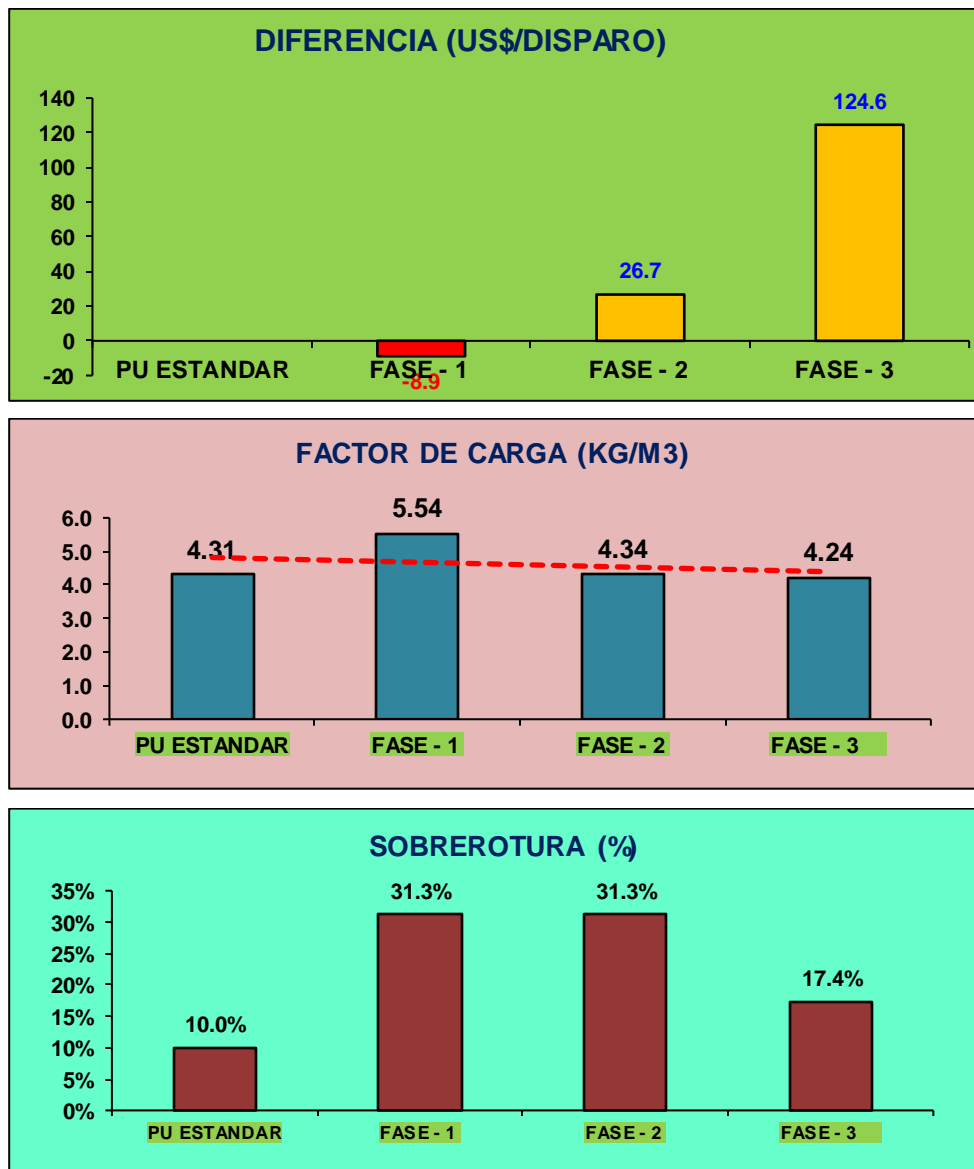
EXPLOSIVOS	UNIDS.	38.1	47.5	42.5	54.9
Examon P	kg	35.6	45	40	50
Emulsiones	kg	2.5	2.5	2.5	4.9
Exadit 65%	cart	31	31	31	61
ACCESORIOS	UNIDS.				
Detonador Ensamb. 7 pies	Unid.	1	31	31	2
Exsanel (2.40m)	Unid.	31	0	0	31
Cordon detonante	Unid.	10.33	0	0	27
Mecha rápida	m.	8	15	15	0.5
Espaciadores carrizo 1" x 20cm	und	0	0	0	30
RESULTADOS	UNIDS.				
Avance por disparo	m	1.5	1.45	1.65	2.2
Porcentaje de avance	%	82.0	79.3	90.2	90.2
Volumen roto	m ³	8.8	8.6	9.8	13.0
Factor de Carga	kg/m ³	4.31	5.54	4.34	4.24
SOBREROTURA	%	5.0%	31.3%	31.3%	17.4%

COSTO VOLADURA	Unidad	precio				
Anfo	US\$/kg	0.51	18.2	23.0	20.4	25.5
Exadit 65%	US\$/und	0.11	3.4	3.4	3.4	6.7
Det. Ensam. pies	US\$/und	0.42	0.4	13.0	13.0	0.8
Exel ss 2.40m	US\$/und	1.12	34.7	0.0	0.0	34.7
cordón detonante	US\$/m	0.11	1.1	0.0	0.0	3.0
Mecha Rapida	US\$/m	0.24	1.9	3.6	3.6	0.1
Espaciadores Carrizos	US\$/und	0.02	0.0	0.0	0.0	0.5
COSTO VOLADURA	US\$/ml		37.8	29.6	24.5	32.4

P.U. ESTANDAR	178.00	US\$/ml	PU ESTANDAR	FASE - 1	FASE - 2	FASE - 3
COSTO /DISPARO	PLAN	US\$/ml	267.00			
COSTO /DISPARO	REAL	US\$/ml		258.10	293.70	391.60
DIFERENCIA		US\$/ml		-8.90	26.70	124.60

Diseño: propio

Cuadro 19: Parametros de la fase 3



Diseño: propio

4.7 Beneficio de la aplicación de mejores técnicas de perforación y voladura

En la unidad minera de Magistral de Huaraz las operaciones mineras de perforación y voladura, como lo es en todos los centros mineros de producción, es una actividad principal de un planeamiento productivo.

La perforación y voladura controlada se realizó en la galería 610 del nivel 08, que se aplican con una mentalidad económica y administradora productiva de la Empresa ha reunido un equipo técnico que ha podido garantizar un margen económico que ha conjugado en ancho de veta, el control de calidad, perforación, volumen, producción, productividad, etc.

En propósito del proyecto es presentar en términos simples la optimización del control de calidad que incide en la selección de una malla óptima de perforación y voladura y el rediseño del arranque en el corte presentado en la Fase 3 descrita, en lo que de manera

sinéctica se muestra los costos incurridos por cada actividad propuesta.

Se han tomado en cuenta etapas de importancia en el estudio para un diseño de voladura controlada tales como:

- Estudio detallado de geomecánica
- Avance por frentes
- Equipo de perforación
- Ritmo de Avance programado
- Arranque con barrenos en paralelo.
- Calculo del número de taladros.
- Calculo de carga de taladros.
- Calculo de corte o arranque paralelo
- Voladura controlada de contornos
- Consecuencias de la voladura
- Mecanismos de responsabilidad después de la voladura.
- Informe de eficiencia y detalle de la actividad perforación y voladura.
- Conclusiones y recomendaciones.

Para nuestro caso del proyecto esta actividad de perforación y voladura han proporcionado para la Empresa específicamente para la galería 610 de explotación de la unidad de Magistral de Huaraz los siguientes beneficios:

- Minimiza la ocurrencia de tiros cortados
- Mejora la fragmentación
- Mejora el control de lanzamiento de la pila
- Disminuye el daño causado a la roca remanente
- Disminuye el nivel de vibraciones
- Mejora el ciclo de avance por menor tiempo en fortificación
- Disminuye la incidencia de caída de rocas por tener roca remanente menos dañado y más estables.

4.7.1 Comparacion por sistema de iniciación

Con la finalidad de disminuir el daño en el macizo rocoso y optimizar las voladuras se han monitoreado una serie de eventos identificando problemas que se producían para que en el periodo del tiempo del desarrollo del proyecto se corrijan tales como las secuencias de salida y las distribuciones de energía. Por consiguiente, se logró disminuir los niveles de vibración, menor consumo de explosivos (especialmente en los taladros de contorno),

menor uso de sostenimiento, mayor eficiencia en avances, mínimo índice de sobre rotura, en el gráfico se muestran los efectos notables entre el sistema Convencional y el sistema no-eléctrico del proyecto.

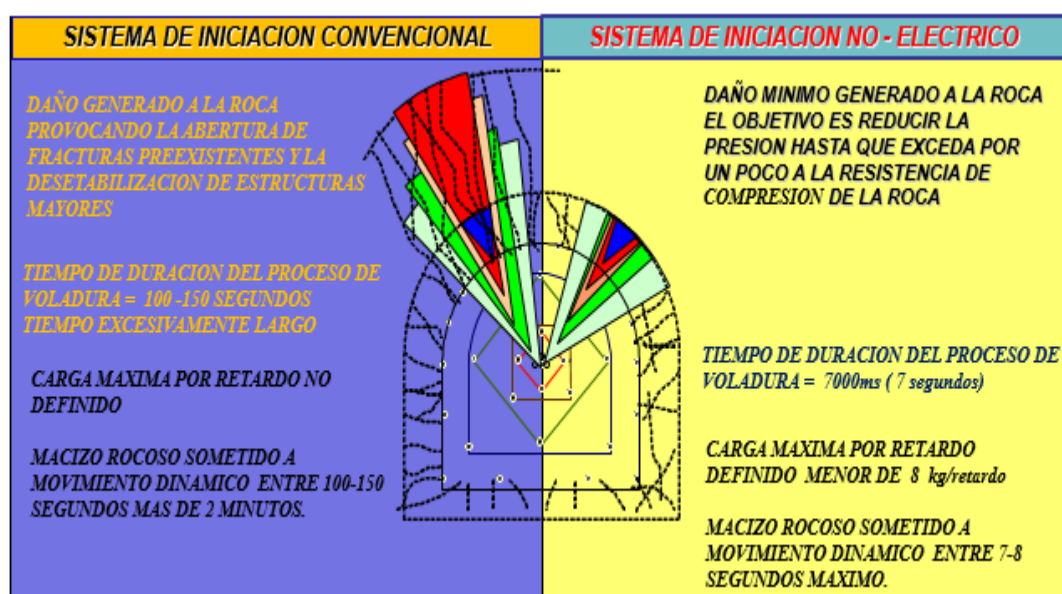
a). Sistema convencional.

- Daño generado a la roca provocando la abertura de fracturas preexistentes y la desestabilización de estructuras mayores
- Tiempo de duración del proceso de voladura = 100 -150 segundos, tiempo excesivamente largo
- Carga máxima por retardo no definido
- Macizo rocoso sometido a movimiento dinámico entre 100-150 segundos más de 2 minutos.

b). Sistema no eléctrico

- Daño mínimo generado a la roca el objetivo es reducir la presión hasta que exceda por un poco a la resistencia de compresión de la roca
- Tiempo de duración del proceso de voladura = 7000ms (7 segundos)
- Carga máxima por retardo definido menor de 8 kg/retardo
- Macizo rocoso sometido a movimiento dinámico entre 7-8 segundos máximo.

Figura 12: Comparacion por sistemas de iniciacion



Fuente: ING. Modesto Pomalasa (2018)

Con la aplicación de la voladura controlada se quiere que produzca una sola grieta y no fragmentación ni desplazamiento.

4.8 Resultados

Evaluando los resultados de la aplicación del proyecto concluyentemente, debemos mostrar los resultados comparando los dos sistemas que se observa en las fotos que se adjuntan.

Foto 04: Diferencia entre los sistemas de iniciación



Diseño: propio

Mislaneos

- El principal "core value" de toda empresa debe ser "el ser humano en primer lugar". Se puede aplicar este mismo principio bajo otra motivación: valorizar al ser humano trae beneficios económicos. Trabajadores que son llamados por sus nombres, que tienen canales abiertos de comunicación en toda la escala jerárquica, que trabajan en equipo y que reciben capacitación, trabajan más contentos, producen más y, sobre todo, con más seguridad. Empresas tienen que valorizar sus recursos humanos para que alcancen el éxito.
- Un pequeño incremento en costos de capital, si es bien aplicado, revertirá en ahorros significativos en términos de costos de operación, además de favorecer la calidad, la seguridad de la operación y la satisfacción de los trabajadores. Con mínimas inversiones, pero técnicamente sustentadas, se logran ahorros significativos en costos de operación.
- La minería peruana se encuentra en una fase de cambio de tecnología hacia una más avanzada, motivada por la presencia de empresas mineras extranjeras interesadas en trabajar en Perú que operan con tecnologías de punta. Con este estímulo debemos buscar estándares de operación que nos permitan una máxima optimización de los recursos materiales, equipos, etc., sin descuidar la importancia del recurso humano como tal y las necesidades propias de su naturaleza que deben ser cubiertas: seguridad, salud, estímulo y motivación. Recordemos que las personas, antes de ser gerentes, superintendentes u obreros, son seres humanos.

CONCLUSIONES

- ✓ Se optimizó el avance por disparo de 1.45 m a 2.20 m, mediante la utilización del sistema de iniciación no eléctrico.
- ✓ Se optimizó el factor de carga de 5.54 kg. /m³ a 4.24 kg. /m³ es decir 23.5% menos.
- ✓ Se minimizó el porcentaje de sobre rotura de 31.3% a 17.4% equivalente a 1.5 m³ menos de sobre rotura, optimizando el ciclo de limpieza y acarreo.
- ✓ Se mejora el sostenimiento optimizando elementos de fortificación en 22% generando velocidad en el avance.
- ✓ Se minimiza la incidencia de caída de rocas generando rocas remanentes más estables.
- ✓ Fase – 1 se tiene una desventaja económica de US\$/ml = -6.14 con respecto al Precio Unitario.
- ✓ Fase – 2 se tiene una ventaja económica de US\$/ml = 16.18 con respecto al Precio Unitario.
- ✓ Fase – 3 se incrementa la ventaja económica a US\$/ml= 56.64 con respecto al Precio Unitario.

P.U. ESTANDAR	178.00	US\$/ml	PU ESTANDAR	FASE - 1	FASE - 2	FASE - 3
COSTO /DISPARO	PLAN	US\$	267.00			
COSTO /DISPARO	REAL	US\$		258.10	293.70	391.60
DIFERENCIA/DISPARO		US\$		-8.90	26.70	124.60
DIFERENCIA/METRO LINEAL		US\$/ml		-6.14	16.18	56.64
PROGRAMA DE AVANCE/MES		ml	66			3,738
PROGRAMA DE AVANCE/AÑO		ml	792			44,856

- ✓ El ahorro económico promedio anual es de US\$ 44856.00

Ventajas economicas por optimizacion de sobre rotura

- ✓ Se optimizó el porcentaje de sobre rotura de 31.3 % a 17.4%
- ✓ El volumen de sobre rotura = 1.25 m³/ml
- ✓ El volumen de sobre rotura promedio por mes = 82.5 m³ / mes

Ventajas economicas por sostenimiento

- ✓ Se optimiza la fortificación en elementos de sostenimiento en 60%
- ✓ La cantidad promedio de elementos de sostenimiento (pernos de fricción) es 1 und/ml
- ✓ Necesidad de elementos de sostenimiento 66 ml x 1 und/ml = 66 elementos de fricción.
- ✓ Reducción de la cantidad de elementos 60% menos equivalente = 40 elementos

- ✓ Costo/elemento colocado = US\$ 13.23 El Ahorro es = 529.2 US\$/mes
- ✓ El ahorro económico promedio anual = US\$ 6,350.4
- ✓ El conocimiento de las técnicas de caracterización de los macizos rocosos son herramientas importantes que enlazan la perforación y voladura con la geomecánica por lo que es fundamental que la supervisión maneje estos conceptos de manera clara y precisa.
- ✓ Con un buen control de la perforación y voladura se reducen los costos y aumentan las eficiencias de avance.

RECOMENDACIONES.

- ✓ Se recomienda capacitar permanentemente a los perfosistas en temas de perforación y voladura, para conseguir buenos resultados al momento del disparo, para así optimizar la productividad y minimizar los costos y accidentes de trabajo.
- ✓ Es de importancia la capacitación del personal encargado de la de perforación y voladura.
- ✓ Se recomienda usar tacos de arcilla al final de la columna de carga.
- ✓ Se recomienda la perforación paralela y de igual longitud.
- ✓ El encendido de los taladros del corte debe ser supervisado del mismo modo controlar el orden y salidas de los taladros del precorte.
- ✓ Es recomendable limpiar y soplar los taladros para iniciar el carguío de los explosivos.
- ✓ Finalmente se recomienda que el amarre final de los accesorios de voladura en lo posible hacer en ángulo recto.
- ✓ Es recomendable controlar el contorno del mismo modo controlar la potencia y densidad de la carga explosiva ya que si la energía es muy alta ocasionará notablemente el agrietamiento y el daño de la roca circundante.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.

- ❖ Calderón Navarro M. (2015). “optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de mediana escala (unidad minera macdesa)” (trabajo de grado). Lima.
- ❖ Hernández Sampieri, R. (1991). *Metodología de la investigación*. México: McGRAW - HILL INTERAMERICANA DE MÉXICO.
- ❖ Ojeda Mestas, R. (2008). *Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia*. Lima
- ❖ SCHWALM, N. D.; Perry, T. J.; Crooks, W. H.; Peay, James - 1981. "Human factors engineering: An aid to increasing safety and productivity in underground mines." Engineering and Mining Journal.p. 92-95.
- ❖ BORSOTTI, Carlos, Apuntes sobre los conceptos científicos y su construcción, Universidad Nacional de Luján, Departamento de Educación, Área metodología de la investigación.
- ❖ Centros Tecnológicos de Voladura EXSA (2010). *Manual práctico de voladura*. Lima: Exsa.
- ❖ Lopez Gimeno, M. (2000). Manual de Perforacion y voladura. España: Editorial SC.
- ❖ TAMAYO, L. y TAMAYO, M., El proceso de la investigación científica, Limusa S.A., México, 1998.

ANEXOS

Anexo 01: Matriz de consistencia de la investigación.

TITULO: OPTIMIZACION DE LA PRODUCTIVIDAD MEDIANTE EL EMPLEO DE UN SISTEMA DE INICIACION NO ELECTRICO EN LA GALERIA 610 DEL NIVEL 08 DE LA UNIDAD MINERA AQUIA DE LA COMPAÑIA MINERA MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C - 2019				
PROBLEMA	VARIABLES	OBJETIVO	HIPOTESIS	METODOLOGIA
<p>Problem a Gen eral:</p> <p>➤ ¿Cómo optimizar la productividad mediante el empleo del sistema de iniciación no eléctrico en la galería 610 del nivel 08 en la unidad minera AQUIA de la compañía minera MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C. en el año 2019?</p> <p>Problem a específico:</p> <p>➤ ¿De qué manera influirá el empleo del sistema de iniciación no eléctrico en el avance lineal de la galería 610 del nivel 08?</p> <p>➤ ¿Cómo afectará el empleo del sistema de iniciación no eléctrico en la estabilidad de las labores de la unidad minera AQUIA?</p>	<p>Variable indep en dien te:</p> <p>➤ Optim ización de la productividad</p> <p>Variable dep en dien te:</p> <p>➤ Empleo de un sistema de iniciación no eléctrico en la galería 610 del nivel 08 en la Unidad Minera AQUIA de la Compañía Minera S.M.R.L MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C.</p>	<p>Objetivo gen eral:</p> <p>➤ Optim izar la productividad mediante el empleo del sistema de iniciación no eléctrico en la galería 610 del nivel 08, en la unidad minera AQUIA de la compañía minera MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C.</p> <p>Objetivo específico:</p> <p>➤ Mejorar la estabilidad de labores y avance lineal adecuado, utilizando el sistema de iniciación no eléctrico.</p> <p>➤ Diferenciar los distintos modos de utilización de sistemas de iniciación para una óptima voladura en las labores de la galería 610 del nivel 08 antes y después en la unidad minera AQUIA.</p>	<p>Hipotesis Gen eral:</p> <p>➤ La optim ización de la productividad incrementaría mediante el empleo de un sistema de iniciación no eléctrico en la galería 610 del nivel 08 en la Unidad Minera AQUIA de la Compañía Minera S.M.R.L MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C.</p> <p>Hipotesis específico:</p> <p>➤ La aplicación de un sistema de iniciación no eléctrico influiría de manera positiva en la estabilidad de las labores.</p> <p>➤ Con un sistema de iniciación no eléctrico mejoraría de manera positiva en el avance lineal.</p>	<p>Tipo de investigación:</p> <p>➤ Investigación aplicada.</p> <p>Diseño de investigación:</p> <p>➤ Investigación no experimental, de corte transversal y observacional.</p> <p>Nivel de investigación:</p> <p>➤ El nivel de investigación para este trabajo es Descriptivo; ya que describe los resultados obtenidos después de las pruebas realizadas.</p> <p>Población:</p> <p>➤ En el caso de la investigación realizada, la población estará conformada por las galerías del nivel 08 de la Unidad Minera AQUIA de la Compañía Minera S.M.R.L MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C., que suman 3 en total.</p> <p>Muestra:</p> <p>➤ En nuestro caso estará conformado por la Galería 610 del Nv. 08 en la Unidad Minera AQUIA de la Compañía Minera MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C.</p>

Anexo 02: Diseño de la malla de perforación utilizando el método de algoritmo de HOLMBERG

DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION
_ □ ×

DATOS DEL CAMPO

ANCHO	2.4
ALTO	2.4
ARCO	0.5

NUMERO DE TALADROS VACIOS	4
DIAMETRO DEL TALADRO DE PRODUCCION	0.041
DIAMETRO DE TALADRO DE ALIVIO	0.045
DENSIDAD DE ROCA	2.65
DENSIDAD DE AGENTE DE VOLADURA	0.95
DESVIACION DE PERFORACION	0.01
DESVIACION POR EMBOQUILLADO	0.02
DESVIACION EN TALADROS CONTORNOS	0.05
CONSTANTE DE ROCA	0.36
EFICIENCIA DE PERFORACION	0.90
S DEL EXAMON	0.814

CALCULAR

LIMPIAR


SALIR

Mina: MAGISTRAL DE HUARAZ S.A.C.

Autor: Bach. CAUSHI ROSAS JHONN HUBER

Método de cálculo: Algoritmo de Holmberg

Parámetros: De Perforación y Voladura



RESULTADOS

CALCULO PARA EL CORTE

DIAMETRO EQUIVALENTE	0.09
BUEDEN MAXIMO	0.153
PROFUNDIDAD DEL TALADRO	2.89986
LONGITUD PERFORADO	2.609874
BURDEN PRACTICO 1	0.1040014
BURDEN PRACTICO2	0.1085352124
ANCHO DE APERTURA	0.3030704248
DENSIDAD DE CARGA	0.59684531382247
DENSIDAD DE CARGA POR TALADRO	1.29807588880593
COSTO DEL ANFO POR TALADRO	1.531729548791

CALCULO PARA LOS TALADROS DE PRIMERA AYUDA

BURDEN MAXIMO 1	0.27794212198059
BURDEN PRACTICO 1	0.22894352198059
ANCHO DE APERTURA PARA EL CUADRANTE 1	0.54910129067046
DENSIDAD DE CARGA 1	0.49152681555914
DENSIDAD DE CARGA POR TALADRO	1.06901921352551
COSTO DEL ANFO POR TALADRO	1.26144267196011

CALCULO PARA LOS TALADROS DE SEGUNDA AYUDA

BURDEN MAXIMO 2	0.33950919129596
BURDEN PRACTICO 2	0.29051059129596
ANCHO DE APERTURA II	0.79943595242927
DENSIDAD DE CARGA II	0.39879582216133
DENSIDAD DE CARGA POR TALADRO	0.86733903963957
COSTO DEL ANFO POR TALADRO	1.02346006677469

CALCULO DE LOS TALADROS DE LAS PAREDES

AREA DISPONIBLE PARA PERFORAR	0.49731034855155
BURDEN EN LA PARED	0.76354338615549
BURDEN PRACTICO EN LA PARED	0.71201418123434
NUMERO DE TALADROS EN LA PARED	2.55876454335718
ESPACIAMIENTO EN LA PARED	0.31904135276292
DENSIDAD DE CARGA EN LA PARED	5.96845313822474

CALCULO PARA EL TERCER CUADRANTE

BURDEN MAXIMO 3	0.36899359998713
BURDEN PRACTICO 3	0.31999499998713
ANCHO DE APERTURA 3	1.02405324183051
DENSIDAD DE CARGA 3	0.34311945692800
DENSIDAD DE CARGA POR TALADRO 3	0.74624879127543
COSTO DEL ANFO POR TALADRO	0.88057357370501

CALCULO PARA EL CUARTO CUADRANTE

BURDEN MAXIMO 4	0.38737861060173
BURDEN PARTICO 4	0.33838001060173
ANCHO DE APERTURA 4	1.2274726752164
DENSIDAD DE CARGA 4	0.31858015628763
DENSIDAD DE CARGA POR TALADRO 4	0.69287838900920
COSTO DEL ANFO POR TALADRO	0.81759649903085

CALCULO EN LOS TALADROS DE ARRASTRE

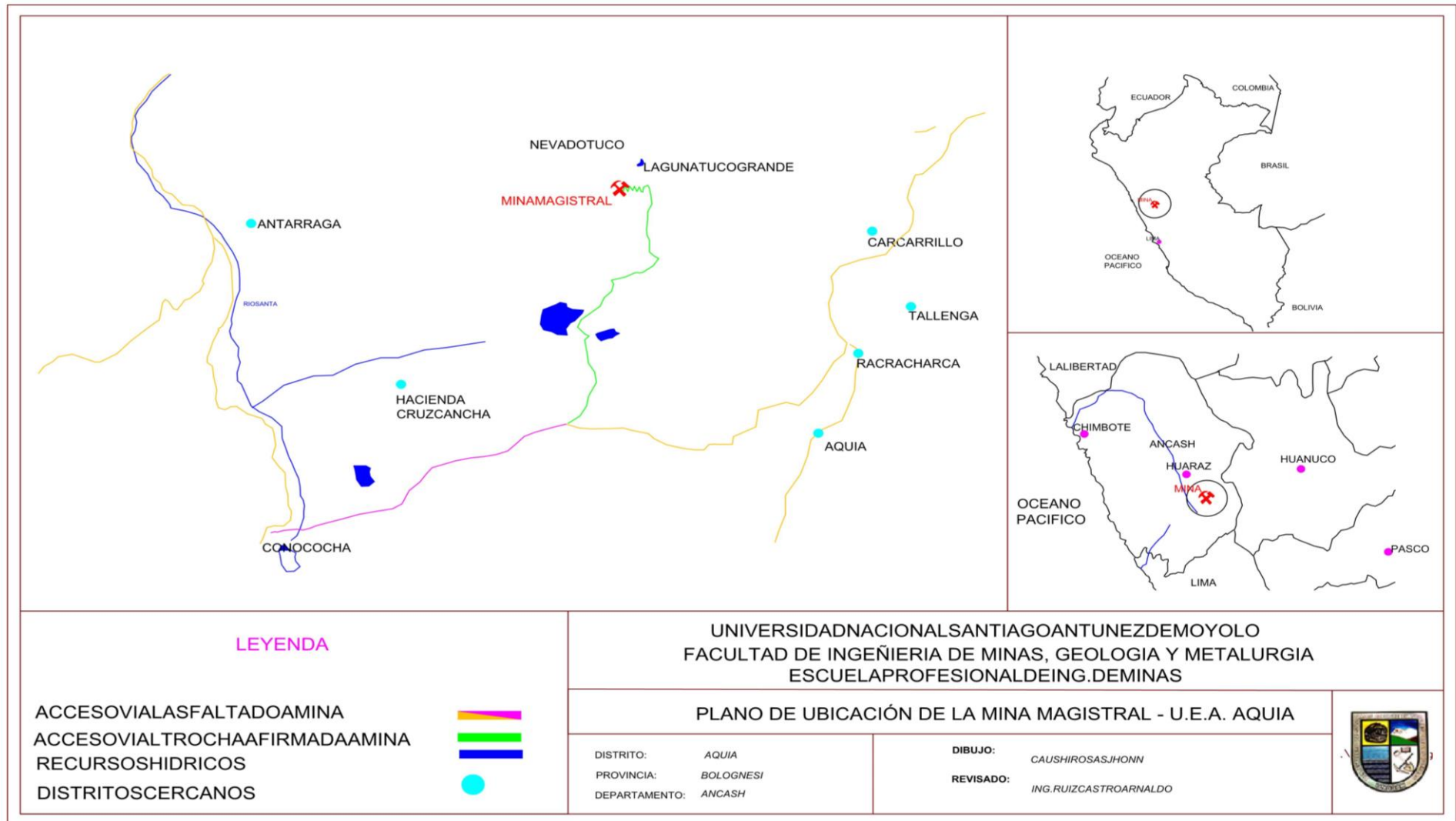
BURDEN MAXIMO DEL ARRASTRE	1.10831465144845
BURDEN PRACTICO EN EL ARRASTRE	1.0567854465273
NUMERO DE TALADROS EN EL ARRASTRE	4.17001661639963
ESPACIAMIENTO EN EL ARRASTRE	0.75869041108493
ESPACIAMIENTO PRACTICO PARA LAS ESQUINAS DEL ARRASTRE	0.001915
COSTO DEL ANFO EN EL ARRASTRE	6.38733767028877

CALCULO EN LOS TALADROS DEL CONTORNO

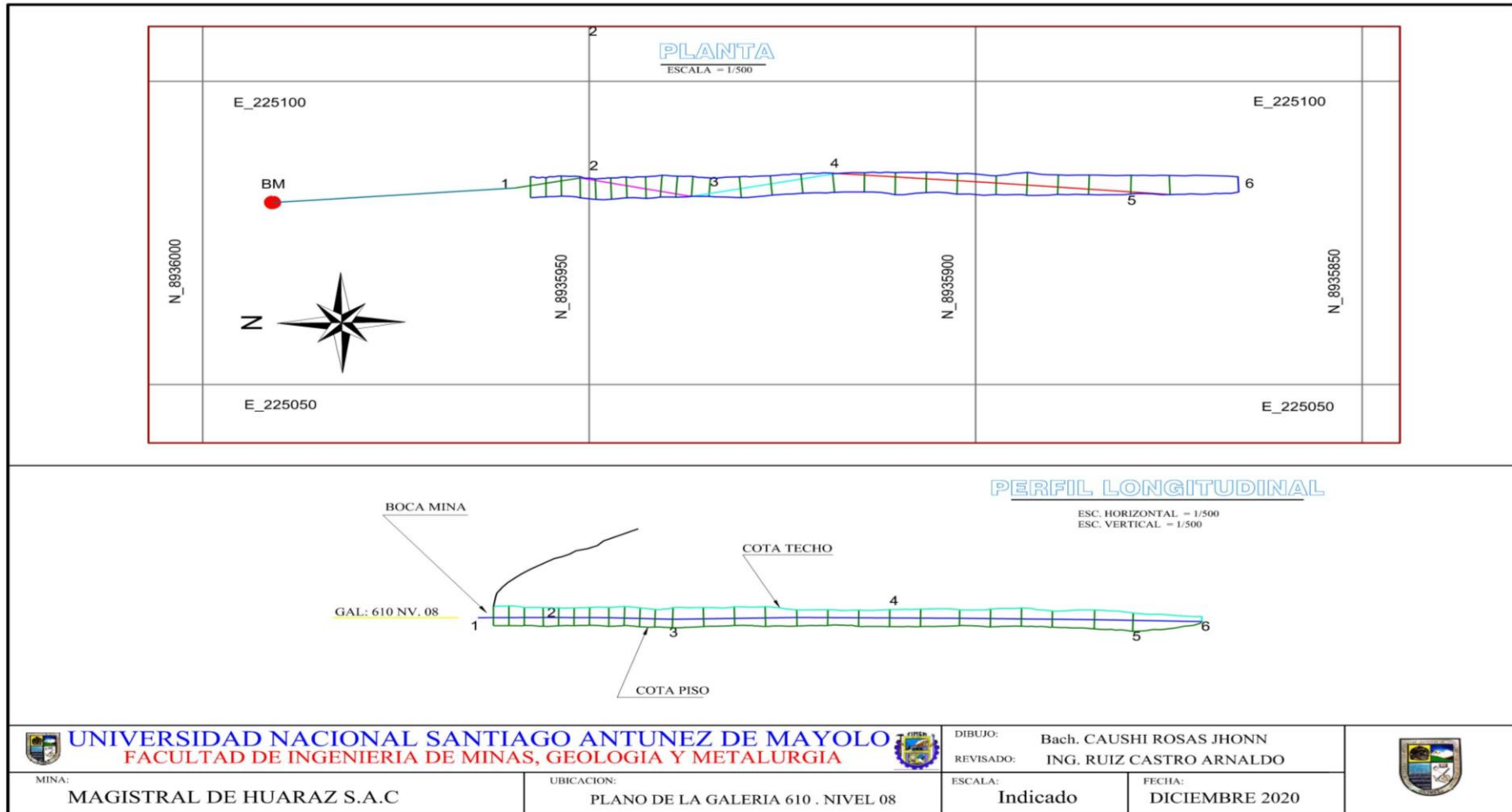
ESPACIAMIENTO DEL CONTORNO	0.6355
BURDEN EN EL CONTORNO	0.794375
BURDEN PRACTICO EN EL CONTORNO	0.74284579
NUMERO DE TALADROS EN EL CONTORNO	5.77655389
DENSIDAD DE CARGA	0.15129
COSTO DEL ANFO EN LOS TALADROS DEL CONTORNO	1.03124310

Fuente: Propia

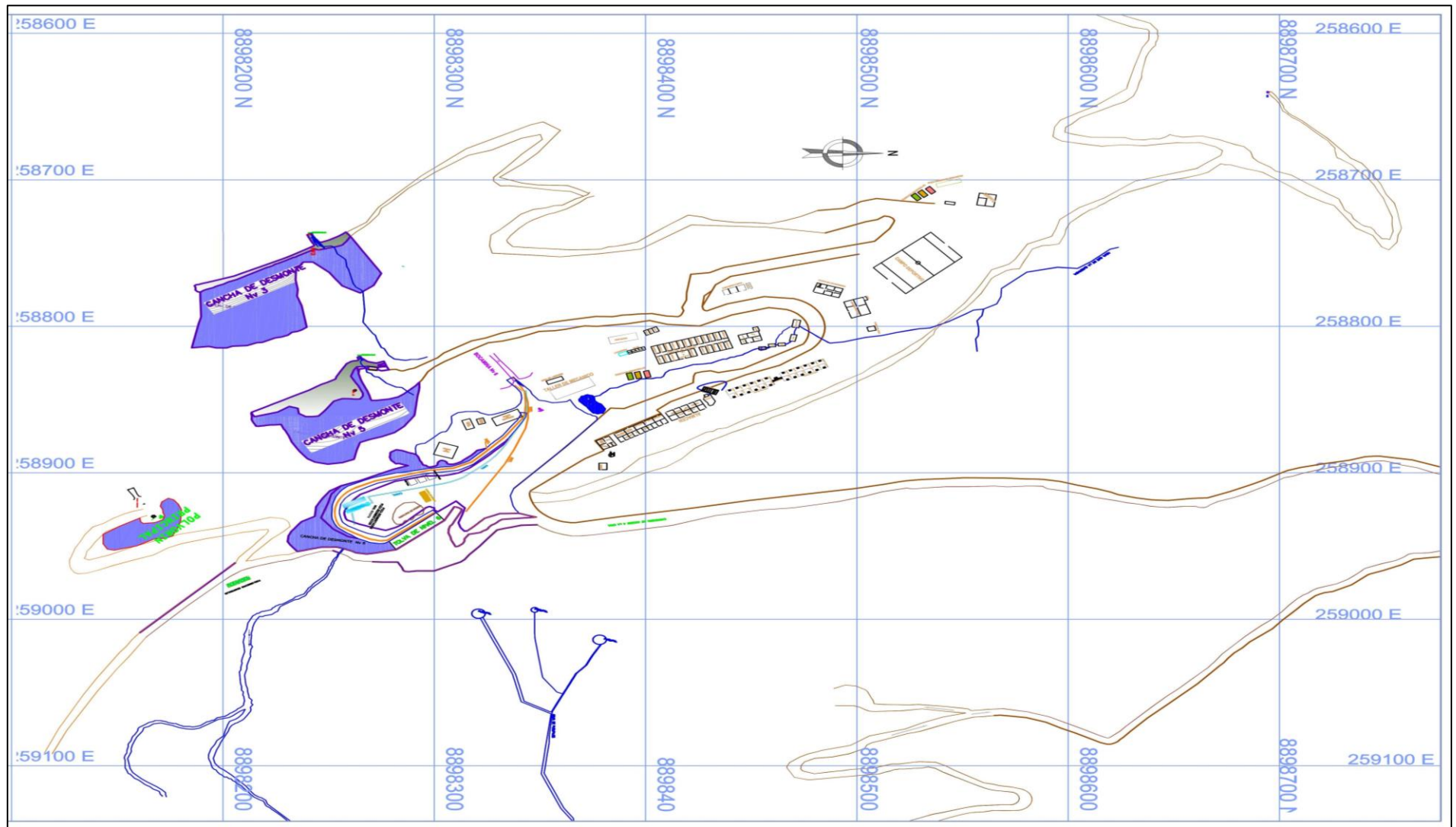
Anexo 03: Plano de ubicación de la mina Magistral de Huaraz S.A.C.- U.E.A. AQUIA



Anexo 04: Plano de galería 610 nivel 08 de la mina Magistral de Huaraz S.A.C.- U.E.A. AQUIA



Anexo 05: Plano de ubicación de campamentos de la mina Magistral de Huaraz S.A.C.- U.E.A. AQUIA



Fuente: Topografo B. Islado L.