

UNIVERSIDAD NACIONAL SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO



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



TESIS

**ESTANDARIZACION DEL DISEÑO DE MALLA PARA LA
ROCA TIPO IIA, EMPLEANDO EL MODELO
MATEMATICO DE ROGER HOLMBERG, EN LA
GALERIA N° 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD
SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.**

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

presentado por:

Bach. SEGUNDO CACHA, Nilo Fernando

Asesor:

Dr. Ricardo Cayo CASTILLEJO MELGAREJO

HUARAZ – PERÚ

2023





UNIVERSIDAD NACIONAL
"SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"

"Una Nueva Universidad para el Desarrollo"

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS,
GEOLOGÍA Y METALURGÍA



ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS PRESENCIAL

En la ciudad de Huaraz, siendo las ocho horas con cuarenta minutos de la mañana (8:40 a.m.) del día 25 de Octubre del dos mil Veintitres (25/10/23), se reunieron los miembros del jurado Evaluador nominados según Resolución Nro. 187-2023-FIMGM/D, de fecha 19 de Setiembre del 2023, integrado por los siguientes Docentes: **Dr. LUIS ALBERTO TORRES YUPANQUI, como Presidente; M.Sc. Ing. ARNALDO ALEJANDRO RUIZ CASTRO, como Secretario y el M.Sc. Ing. JUAN PELE VILLARREAL SALOME, como Vocal;** para la sustentación de la tesis Titulada: **"ESTANDARIZACION DEL DISEÑO DE MALLA PARA LA ROCA TIPO IIA, EMPLEANDO EL MODELO MATEMATICO DE ROGER HOLMBERG EN LA GALERIA Nv 4543, DE LA UNIDAD MINERA "AMISTAD SEGUNDA" J&J CAJAVILCA S.A.C. - 2022"** presentado por el Bachiller **NILO FERNANDO SEGUNDO CACHA,** 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° 187-2023-FIMGM/D de fecha 19 de Setiembre del 2023. Acto seguido se 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 nueve horas y cuarenta minutos (9:40 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. LUIS ALBERTO TORRES YUPANQUI
Presidente

M.Sc. Ing. ARNALDO ALEJANDRO RUIZ CASTRO
Secretario

M.Sc. Ing. JUAN PELE VILLARREAL SALOME
Vocal

Dr. RICARDO CAYO BASTILLEJO MELGAREJO
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 INGENIERÍA DE MINAS,
GEOLOGÍA Y METALURGIA**



ACTA DE CONFORMIDAD DE TESIS

Los Miembros del Jurado, luego de evaluar la tesis titulada: "ESTANDARIZACION DEL DISEÑO DE MALLA PARA LA ROCA TIPO IIA, EMPLEANDO EL MODELO MATEMATICO DE ROGER HOLMBERG EN LA GALERIA Nv 4543, DE LA UNIDAD MINERA "AMISTAD SEGUNDA" J&J CAJAVILCA S.A.C. - 2022" presentado por el Bachiller NILO FERNANDO SEGUNDO CACHA, y sustentada el día 25 de Octubre del 2023, por Resolución Decanatural Nº 187-2023-FIMGM/D, la declaramos CONFORME.

En consecuencia queda en condiciones de ser publicada.

Huaraz, 25 de Octubre del 2023



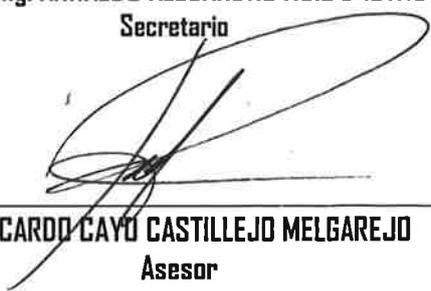
Dr. LUIS ALBERTO TORRES YUPANQUI
Presidente



M.Sc. Ing. ARNALDO ALEJANDRO RUIZ CASTRO
Secretario



M.Sc. Ing. JUAN PELE VILLARREAL SALDME
Vocal



Dr. RICARDO CAYO CASTILLEJO MELGAREJO
Asesor

Anexo de la R.C.U N° 126 -2022 -UNASAM
ANEXO 1
INFORME DE SIMILITUD.

El que suscribe (asesor) del trabajo de investigación titulado:

"ESTANDARIZACION DEL DISEÑO DE MALLA PARA LA ROCA TIPO IIA,
EMPLEANDO EL MODELO MATEMATICO DE ROGER HOLMBERG EN LA GALERIA
Nv 4543, DE LA UNIDAD MINERA "AMISTAD SEGUNDA" J&J CAJAVILCA S.A.C. -
2022"

Presentado por: SEGUNDO CACHA NILO FERNANDO

con DNI N°: 46606633

para optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

Informo que el documento del trabajo anteriormente indicado ha sido sometido a revisión, mediante la plataforma de evaluación de similitud, conforme al Artículo 11° del presente reglamento y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de : 24% de similitud.

Evaluación y acciones del reporte de similitud de los trabajos de los estudiantes/ tesis de pre grado (Art. 11, inc. 1).

Porcentaje		Evaluación y acciones	Seleccione donde corresponda
Trabajos de estudiantes	Tesis de pregrado		
Del 1 al 30%	Del 1 al 25%	Esta dentro del rango aceptable de similitud y podrá pasar al siguiente paso según sea el caso.	<input checked="" type="radio"/>
Del 31 al 50%	Del 26 al 50%	Se debe devolver al estudiante o egresado para las correcciones con las sugerencias que amerita y que se presente nuevamente el trabajo.	<input type="radio"/>
Mayores a 51%	Mayores a 51%	El docente o asesor que es el responsable de la revisión del documento emite un informe y el autor recibe una observación en un primer momento y si persistiese el trabajo es invalidado.	<input type="radio"/>

Por tanto, en mi condición de Asesor/ Jefe de Grados y Títulos de la EPG UNASAM/ Director o Editor responsable, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto la primera hoja del reporte del software anti-plagio.

Huaraz, 09/11/2023


FIRMA
Apellidos y Nombres: CASTILLEJO MELGAREJO RICARDO

DNI N°: 31660457

Se adjunta:

1. Reporte completo Generado por la plataforma de evaluación de similitud

NOMBRE DEL TRABAJO

TESIS

AUTOR

NILO FERNANDO SEGUNDO CACHA

RECUENTO DE PALABRAS

14910 Words

RECUENTO DE CARACTERES

79006 Characters

RECUENTO DE PÁGINAS

78 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

82.6MB

FECHA DE ENTREGA

Nov 9, 2023 8:26 AM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Nov 9, 2023 8:28 AM GMT-5**● 24% de similitud general**

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos.

- 24% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 13% Base de datos de trabajos entregados
- 1% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● Excluir del Reporte de Similitud

- Material bibliográfico
- Material citado
- Bloques de texto excluidos manualmente
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 22 palabras)

DEDICATORIA

A:

Dios todo poderoso, nuestro señor que nos guía por el camino de la salvación que nos proporciona salud, bendiciones y el éxito que me ha brindado hasta ahora, a mi padre que me dio su apoyo incondicional en todo momento durante mi formación universitaria, a mi esposa y a mi hijo Ghael Segundo Maguiña, por estar siempre presente en cada uno de mis investigaciones quienes han sido mi motor y motivo para seguir avanzando en mi carrera profesional.

AGRADECIMIENTO

Quiero dar un sincero y eterno agradecimiento a mi Alma Mater la Universidad Nacional Santiago Antunez de Mayolo y en especial a todos los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas por contribuir en mi formación académica, profesional y por todas sus enseñanzas que me sirvieron para cumplir y seguir cumpliendo mis metas hasta donde pueda llegar, con tanto esfuerzo y empeño.

También expreso mi gratitud sincera a las siguientes personas que contribuyeron en este trabajo de investigación a mi padre y mi esposa que estuvo siempre en los malos y buenos tiempos, por su apoyo incondicional en todo momento, un agradecimiento sincero a la Gerencia General y a la Sub Gerencia de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C, por el apoyo en brindar las facilidades para obtener datos importantes para este trabajo de investigación. A mi asesor el Dr. Ricardo C. Castillejo Melgarejo por guiarme y brindarme las herramientas necesarias durante el desarrollo de mi tesis.

RESUMEN

Las operaciones unitarias de perforación y voladura requieren una constante atención para la obtención de buenos resultados, por ello en este proyecto de tesis de investigación titulada ESTANDARIZACION DEL DISEÑO DE MALLA PARA LA ROCA TIPO IIA, EMPLEANDO EL MODELO MATEMATICO DE ROGER HOLMBERG, EN LA GALERIA Nv. 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022. Es realizada mediante las operaciones mencionadas tanto de perforación y voladura del ciclo de minado, con ello permitirá estandarizar la malla de un frente de 2.1 x 2.4 m, se sabe que nuestro terreno tiene un RMR que está en un rango de 61-80, lo que según nuestra cartilla de geomecánica nos proporciona que es una roca buena de tipo IIA. El proyecto implica el empleo de un modelo matemático de Roger Holmberg en la galería Nv. 4543, para poder estandarizar nuestra malla de perforación, con ello se podrá trabajar de la mejor manera realizando unos formatos de estandarización del diseño de malla de 2.1 x 2.4 m, y repartir a los perforistas para su aplicación en el campo lo que nos llevara a trabajar mejor y de manera eficiente para obtener una buena voladura y con ello buena producción, que es lo primordial en una minera en crecimiento y que pueda tener una visión a futura para obtener grandes beneficios y logros.

Para la minera J&J CAJAVILCA S.A.C, con ello se pretende reducir los costos, tanto de perforación y voladura, y aumentar la producción, lo que permitirá a la empresa generar continuamente mejores beneficios, dando solución aspectos de fragilidad que se tiene por falta de economía.

El trabajo inicia con la siguiente interrogante: ¿De qué manera se estandarizará el diseño de malla para una roca tipo IIA, empleando el modelo matemático de Roger Holmberg en la galería Nv. 4543, de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022. ?, siendo el objetivo a alcanzar la estandarización del diseño de malla para una roca tipo IIA empleando el modelo matemático de Roger Holmberg en la galería Nv. 4543, de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.

Teniendo la Hipótesis que: El empleo del modelo matemático de Roger Holmberg, permitirá la estandarización del diseño de malla para la roca tipo IIA en la galería Nv. 4543, de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.

En cuanto al tipo de investigación es: Aplicada, Descriptivo, no experimental, de corte transversal y observacional. La población de estudio está constituida por todas las galerías realizadas en la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.; la muestra está conformada por la galería Nv. 4543 de la unidad minera “AMISTAD

SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022. Se concluye que una correcta aplicación del diseño de malla de 2.1 x 2.4 m, en la roca tipo IIA nos permitirá una buena producción, avance de labor, facilidad para los perforistas en su trabajo, mayor seguridad con respecto a la caída de rocas y principalmente disminución de costos en la perforación y voladura, lo cual nos llevara un óptimo beneficio de la unidad minera y ganancias para trabajos que no se pueden realizar por falta de economía.

Palabras clave: Perforación, voladura, diseño de malla, explosivos, costos, producción, geomecánica, modelo matemático.

ABSTRACT

Unitary drilling and blasting operations require constant attention to obtain good results, which is why in this research thesis project entitled STANDARDIZATION OF MESH DESIGN FOR TYPE IIA ROCK, USING ROGER HOLMBERG'S MATHEMATICAL MODEL, IN THE GALLERY Lv. 4543, OF THE MINING UNIT "AMISTAD SEGUNDA" J&J CAJAVILCA S.A.C - 2022. It is carried out through the aforementioned operations of both drilling and blasting of the mining cycle concerning the cutting of the NV. 3745 with this will allow us to standardize the mesh of a 2.1 x 2.4 m front, it is known that our terrain has an RMR of 80, which according to our geomechanics primer gives us that it is a good type IIA rock. The project involves the use of a mathematical model by Roger Holmberg in the gallery Nv. 4543, in order to standardize our drilling mesh, with this it will be possible to work in the best way making standardization formats of the 2.1 x 2.4 m mesh, and distribute to the drillers for its application in the field what will take us to work better and efficient to obtain a good blasting and with it good production, it is essential in a growing mining company and that it can have a future vision of great achievements.

The mining company J&J CAJAVILCA S.A.C, with this aims to reduce costs, both drilling and blasting, and increase production, which will allow the company to generate a good profit and continuously improve in aspects that are fragile due to lack of economy.

The work begins with the following question: How will the mesh design be standardized for a type IIA rock, using the mathematical model of Roger Holmberg in the Nv. 4543, from the mining unit "AMISTAD SEGUNDA" J&J CAJAVILCA S.A.C - 2022? with the objective to achieve the standardization of the mesh design for a type IIA rock using the mathematical model of Roger Holmberg in the Nv. 4543, from the "AMISTAD SEGUNDA" mining unit J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.

Having the Hypothesis that: The use of the mathematical model of Roger Holmberg, will allow the standardization of the mesh design for the type IIA rock in the Nv. 4543, from the "AMISTAD SEGUNDA" mining unit J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.

Regarding the type of research, it is: Applied, Descriptive, non-experimental, cross-sectional and observational. The study population is constituted by all the galleries made in the mining unit "AMISTAD SEGUNDA" J&J CAJAVILCA S.A.C - 2022.; the sample is conformed by the gallery Nv. 4543 of the mining unit "AMISTAD SEGUNDA" J&J CAJAVILCA S.A.C - 2022. It is concluded that a correct application of the mesh design of 2.1 x 2.4 m, in type IIA rock, it will allow us a good production, progress of work, ease for drillers in their

work, greater safety with respect to falling rocks and mainly reduction of costs in drilling and blasting, which will bring us an optimum benefit from the mining unit and profits for work that cannot be carried out due to lack of economy.

Keywords: Drilling, blasting, mesh design, explosives, costs, production, geomechanics, mathematical model.

INTRODUCCIÓN.

El presente trabajo de investigación titulado **“Estandarización del Diseño de Malla para la Roca Tipo IIA, Empleando el Modelo Matemático de Roger Holmberg, en la Galería Nv 4543, de la Unidad Minera Amistad Segunda J&J Cajavilca S.A.C. – 2022”**, inicialmente se ha empezado con una observación minuciosa de las operaciones dentro del ciclo de minado, primordialmente las actividades unitarias de perforación y voladura en las labores de desarrollo para maximizar los beneficios de la empresa reduciendo los costos operativos; hasta la actualidad se ha venido trabajando con diseño de malla de perforación y voladura de manera empírica o a criterio de los perforistas, no teniendo una estandarización de diseño de malla de perforación en la unidad minera referente a estas actividades.

El siguiente trabajo de investigación se basa en la sustentación tanto en el marco teórico y práctico, a fin de estandarizar el diseño de malla empleando el modelo matemático de Roger Holmberg, y su aplicación en la Galería Nv 4543 en la mina Amistad Segunda; y al final analizar los resultados según las hipótesis planteadas según el diseño de malla de perforación investigado.

Para el desarrollo de la tesis se hizo una recopilación detallada de los datos relevantes de la unidad minera “Amistad segunda” principalmente relacionado a las operaciones unitarias de perforación y voladura.

El presente trabajo de investigación se divide en 4 capítulos:

El capítulo I, describe las generalidades como el entorno físico, recursos flora y fauna finalmente todo lo referente al entorno geológico.

En el capítulo II, se encuentra la fundamentación de las bases teóricas del modelo matemático de Roger Holmberg para la estandarización de nuestro diseño de malla de perforación.

El capítulo III, nos muestra la metodología que se empleó para la ejecución del trabajo de investigación.

En el capítulo IV, detallamos y analizamos los resultados obtenidos, a la vez contrastamos las hipótesis planteadas al inicio.

INDICE

DEDICATORIA.....	II
AGRADECIMIENTO.....	III
RESUMEN.....	IV
ABSTRACT.....	VI
INTRODUCCIÓN.....	VIII
INDICE.....	IX
CAPITULO I.....	14
GENERALIDADES.....	14
1.1 Entorno Físico.....	14
1.1.1. Ubicacion y acceso.....	14
1.1.2. Geomorfología.....	16
1.1.3. Recursos naturales.....	16
1.1.4. Otros.....	16
1.2 Entorno Geológico.....	17
1.2.1. Geología Regional.....	17
1.2.2. Geología Estructural.....	23
1.2.3. Geología Económica.....	23
CAPITULO II.....	25
FUNDAMENTACIÓN.....	25
2.2 Marco teorico.....	25
2.2.1 Antecedentes de investigación.....	25
2.2.2 Definición de términos.....	26
2.2.3 Fundamentación teórica.....	28
2.2.3.1 Diseño de la malla de perforacion.....	28
2.2.3.2 Modelo matemático de Roger Holmberg.....	28
2.2.4 El tipo de roca determina el explosivo a usarse.....	35
2.2.5 Voladura controlada.....	37

CAPITULO III.....	40
METODOLOGÍA.....	40
3.1 El problema de investigación.....	40
3.1.1 Descripción de la realidad problemática.....	40
3.1.2 Planteamiento y formulación del problema.....	40
3.1.3 Objetivos.....	41
3.1.4 Justificación de la investigación.....	42
3.1.5 Limitaciones.....	43
3.1.6 Alcance de la investigación.....	43
3.2 Hipótesis.....	44
3.2.1 Hipótesis general.....	44
3.2.2 Hipótesis específicas.....	44
3.3 Variables.....	44
3.3.1 Variable independiente.....	44
3.3.2 Variable dependiente.....	44
3.3.3 Indicadores.....	44
3.4 Tipo de investigación.....	45
3.5 Diseño de investigación.....	45
3.6 Nivel de diseño de investigación.....	45
3.7 Población y muestra.....	45
3.7.1 Población.....	45
3.7.2 Muestra.....	45
3.8 Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	45
3.8.1 Técnicas.....	45
3.8.2 Instrumentos.....	46
3.9 Plan de procesamiento y formas de tratamiento de los datos.....	46

CAPITULO IV.....	49
RESULTADO DE LA INVESTIGACIÓN.....	49
4.1 Descripción de la realidad.....	49
4.2 Analisis e interpretacion de la información.....	49
4.2.1 Estudio geomecanico de la galeria Nv 4543 de la unidad minera AMISTAD SEGUNDA.....	49
4.2.2 Diseño de la malla de perforación y carguío de la galeria Nv 4543.....	50
4.2.3 Operación	50
4.2.4 Aplicacion del modelo matemático de Roger Holmberg.....	51
4.2.5 Malla de perforación de la galeria Nv 4543.....	57
4.2.6 Diseño de malla de perforación.....	58
4.2.7 Secuencia de salida de voladura.....	59
4.2.8 Diseño de la carga explosiva.....	60
4.2.9 Cantidad de explosivos utilizados.....	63
4.2.10 Resultados obtenidos según la estandarización.....	63
4.3 Discusión de los resultados.....	64
4.4 Aporte de tesista.....	65
CONCLUSIONES.....	66
RECOMENDACIONES.....	67
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.....	68
ANEXOS.....	69

GRAFICO

Gráfico N°1: Estandarización de malla de perforación de la galería Nv 4543-----	57
Gráfico N°2: Secuencia de salida de voladura-----	59

CUADROS

Cuadro N°01: Accesos -----	14
Cuadro N°02: Unidades geomorfológicas -----	16
Cuadro N°03: Columna estratigráfica -----	19
Cuadro N°04: Factores de fijación y relación -----	35
Cuadro N°05: Clasificación geomecánica -----	36
Cuadro N°06: Tipos de roca clasificadas por consistencia de plástica a quebradiza (Es la respuesta a esfuerzos mecánicos creados por las ondas explosivas)-----	37
Cuadro N°07: Estudio geomecanico de la galería Nv 4543. -----	47
Cuadro N°08: Determinación del RQD de la roca y orientación -----	48
Cuadro N°09: Estudio geomecanico de la Galería Nv 4543.-----	50
Cuadro N°10: Toma de datos de campo y consideraciones técnicas -----	51
Cuadro N°11: Resultados para el corte quemado-----	53
Cuadro N°12: Resultados para la primera ayuda. -----	54
Cuadro N°13: Resultados para la segunda ayuda-----	54
Cuadro N°14: Resultados para la tercera ayuda-----	54
Cuadro N°15: Resultados de la cuarta ayuda-----	54
Cuadro N°16: Resultados para los taladros de arrastre.-----	55
Cuadro N°17: Resultados para los taladros de contorno. -----	56
Cuadro N°18: Resultados para los taladros de las paredes -----	56
Cuadro N°19: Perforación-----	57
Cuadro N°20: Distribución de la carga explosiva para taladros de 6 pies-----	61
Cuadro N°21: Distribución de la carga explosiva para taladros de 5 pies-----	62
Cuadro N°22: Cantidad de explosivos y accesorios utilizados en la galería Nv 4543-----	63
Cuadro N°23: Resultados obtenidos según la estandarización-----	64

FIGURAS

Figura N°1: Ubicación y Accesos.....	15
Figura N°2: Plano geomorfológico de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C.....	20
Figura N°3: Plano Hidrológico de La unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C.....	21
Figura N°4: Plano geológico de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C.....	22
Figura N°5: Informe de análisis de la muestra en laboratorio.....	24
Figura N°6: Las secciones por el método de Holmberg.....	29
Figura N°7: Arranque de cuatro secciones	31
Figura N°8: Geometría en los taladros de arrastre.....	34
Figura N°9: Diseño de corte de la malla de perforación.....	58
Figura N°10: Diseño de la malla de perforación 2.1 x 2.4 m de la galería Nv 4543.....	58

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 Entorno Físico.

1.1.1 ubicación y acceso:

Geográficamente la mina “AMISTAD SEGUNDA” se encuentra ubicada en el paraje de Cerro Cajavilca, distrito de Yanama, provincia de Yungay y Departamento Ancash. Está emplazada al pie del Nevado cajavilca entre los cerros Sahuán Punco y Cerro Santa Bárbara entre los 4,400 a 4,600 m.s.n.m.

Coordenadas geográficas son:

✓ **Longitud:** 9° 04' 51.16" S

✓ **Latitud:** 77° 27' 52.77" O

Vía terrestre

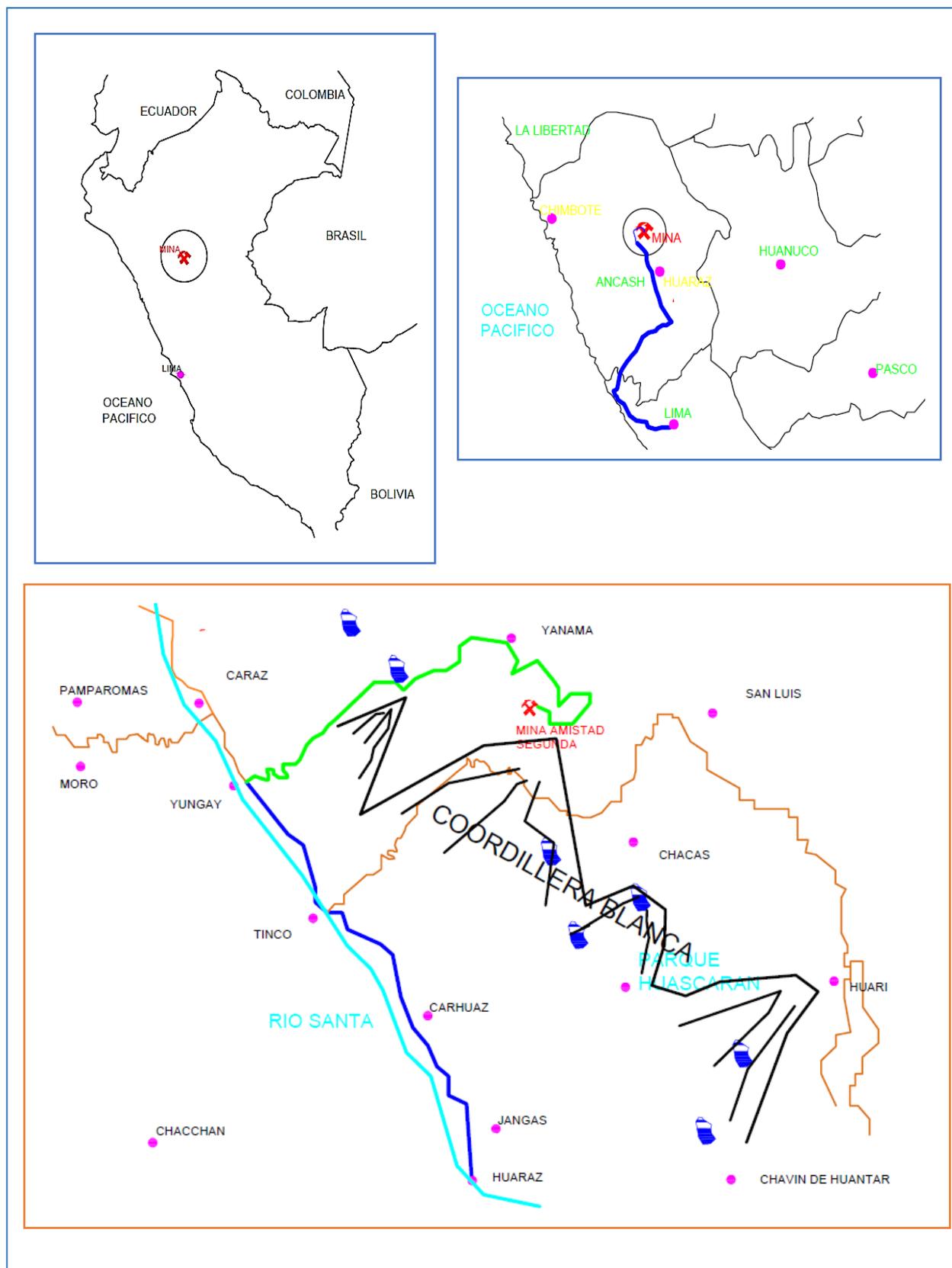
La distancia de Lima a la mina son 524 Km, se recorren los siguientes tramos: (Ver cuadro N°01 y figura N°01).

Cuadro N°01: *Accesos.*

TRAMO	TIPO DE VIA	DISTANCIA KM	TIEMPO (HORAS)
Lima – Cruce panamericana	Asfaltado	202.00	3.00
Cruce panamericana-Yungay	Asfaltado	251.00	4.00
Yungay – Yanama	carretera	60.00	2.00
Yanama-concesión minera AMISTAD S.	carretera	11.00	0.50
		524.00	9h 30min

Fuente: propio

Figura N°01: Ubicación y Accesos



Fuente: Propio

1.1.2 Geomorfología

Las características geomorfológicas están ligadas a la hidrogeología del área de estudio, las unidades geomorfológicas identificadas se muestran en el siguiente cuadro.

Cuadro 02: Unidades Geomorfológicas

Símbolo	Descripción
Mg	Montañas con acumulación de hielo (Glacial)
C-le	Colinas con Laderas Estructurales
Mo	Morreas
V-g	Valle Glaciar

Fuente: Administración mina

1.1.3 Recursos naturales

Recursos Forestales y Fauna

La vegetación es moderada, con la presencia de hichu, la flor de Rima Rima, Punqui Tica, Sillu Sillu, Kunkuna, Chiji, Ñapa, pasto, etc. alguna planta de arbusto en la parte baja de la quebrada como quenual.

En cuanto a la fauna se observa la presencia de vizcachas, ratones, águilas, lagartijas y también la presencia de zorrillos, la crianza de ganado y ovinos también se presenta a una distancia alejada de la unidad minera.

1.1.4 Otros

Recursos Hídricos

El agua para la operación es tomada de las diferentes filtraciones que existen en superficie e interior mina, los cuales son captados a través de posas en interior mina, así como también en tanques de rotoplas desde donde son enviados para realizar los diferentes trabajos de la operación.

Mientras que el agua para el consumo humano o doméstico, es tomado de la quebrada Cajavilca, cuyo caudal es de aproximadamente 15 l/s. del cual es tomado solamente 5 l/s aproximadamente, mediante la construcción de un poso subterráneo lo cual es derivado a un tanque de plástico rotoplas donde es filtrada y desde ahí a través de una tubería de promedio 3" se van a depositar en dos tanques de polietileno donde es tratado para el consumo humano y para comedor por medio de cloro, de acuerdo a las especificaciones técnicas. Para efectos de limpieza de personal (duchas, SSHH) higiene y lavado de ropa y otros usos, el agua pasa directamente. (Ver figura N°02).

Clima

El clima presenta regiones climáticas frías que se encuentra a partir de 3500 m.s.n.m. sobre todo en las noches tiempo de invierno por la caída de heladas. donde las temperaturas varían entre una temperatura máxima de 5°C y una mínima de -4°C. según estudio realizado D.I.A. 2018 la temperatura promedio anual es de 0.08°C área de estudio 4562. Las mayores precipitaciones en forma de lluvia y granizo se dan durante los meses de octubre a abril, siendo su mayor valor 187.2mm (marzo); por otro lado, entre los meses de mayo a setiembre, las lluvias en las zonas son mínimas, siendo su menor valor 2.6mm (junio). Los vientos de la zona según el estudio varían entre calmas a temporales o también llamados como vientos duros. El 58% de los datos procesados representan velocidades que se encuentran entre los rangos de 0.0-0.3m/s y 1.6-3.4m/s.

1.2 Entorno Geológico.

1.2.1 Geología Regional.

Hasta el conocimiento actual, el yacimiento de la mina Amistad Segunda es de tipo filoniano y emplazamientos menores, están relacionados a la presencia d estructuras fallas y silis o diques de composición ígneo o hipo abisal que producen aportes de sílice, hierro, aluminio y otros.

En la mina Amistad Segunda, afloran rocas de formación chicama, que consisten en areniscas gris a gris oscuras, con horizontes carbonosas, de grano fino a medio, intercaladas con limoarcillas y limonitas grises. Se tiene presencia de diques y silis los cuales han sido posiblemente los que han ayudado a transportar los fluidos mineralizantes y se han depositado en las estructuras favorables.

El intrusivo del batolito de la cordillera blanca de composición granodioritica y a veces tonalitica, han sido los portadores de los fluidos mineralizantes y que estos han formado las vetas y los mantos en los horizontes de areniscas.

❖ Depósitos coluviales

estos depósitos están asociados a la formación de escombreras y relacionados con los afloramientos rocosos que se presentan en laderas escarpadas, con fracturas subverticales, siendo afectados por los desprendimientos de roca.

Litológicamente, los depósitos coluviales consisten en grandes bloques y fragmentos angulosos con muy poca matriz del material fino. Estos son de origen volcánico e intrusivo, constituyendo depósitos muy inestables en laderas donde la roca han sufrido procesos de elevado intemperismo, cuyos fragmentos se van acomodando lentamente buscando su nivel de equilibrio.

❖ **Depósitos fluvioglaciares**

Depósitos ubicados al pie de los frentes glaciares y laderas de montañas con moderada pendiente. Están constituidos por sedimentos finos de origen glaciar que han sido arrastrados por corrientes hídricas dominantes; en el fondo de quebradas se encuentra constituyendo cuerpos hidromorficos conocidos como bofedales, los cuales se han formado por acumulación de sedimentos muy finos y fangosos en medios hidrográficos formados por afloramientos de aguas subterráneas (puquiales) con presencia densa de vegetación acuática, donde han ido acumulando las denominadas turberas, consuelos negros. Estos depósitos ubican en las zonas alto andinas, alejados de las zonas de las obras de proyecto.

❖ **Formación chimú.**

Esta formación está constituida por una secuencia de cuarcitas recristalizadas, en bancos mediados y de grano fino, presentando como base una secuencia abigarrada compuesta por lutitas, dinamitas y areniscas blancas y macizas. Litológicamente, la formación consiste en una secuencia de ortocuarcitas blancas de grano medio, la cual ha sido recristalizada presentando un aspecto general de cuarcitas metamórfica. Dentro de la capa de lutitas, aparecen restos de plantas siendo más abundantes en la base de la formación, donde se observan algunos mantos de carbón.

Aflora en diferentes sectores del área de estudio, teniendo relación directa con las obras en los alrededores de las obras de capacitación y regulación Pumarinri, donde se observan paquetes de esta formación, algo fracturados por la presencia de fallas locales, pero en conjunto tiene buena estabilidad.

Presenta características geotécnicas definidas por la presencia de las ortocuarcitas, en bancos por su naturaleza petrográfica son muy competentes por la elevada resistencia mecánica de las rocas; las lutitas carbonosas y las cuarcitas graníticas se encuentran intercaladas entre los ortocuarcitas, intensamente fracturadas. De acuerdo con la posición estratigráfica, se considera que esta formación pertenece al cretáceo inferior.

❖ **Rocas intrusivas**

- **Granodioritas:** son de textura granítica. Compuesto por alto porcentaje de plagioclasas) y cuarzo que el granito. El porcentaje de feldespatos es mayor que el porcentaje de cuarzo.

- **Tonalita:** es una roca intrusiva con un contenido en cuarzo y plagioclasas feldespatos alcalino (ortoclasa) casi no aparece. La textura es equigranular-de

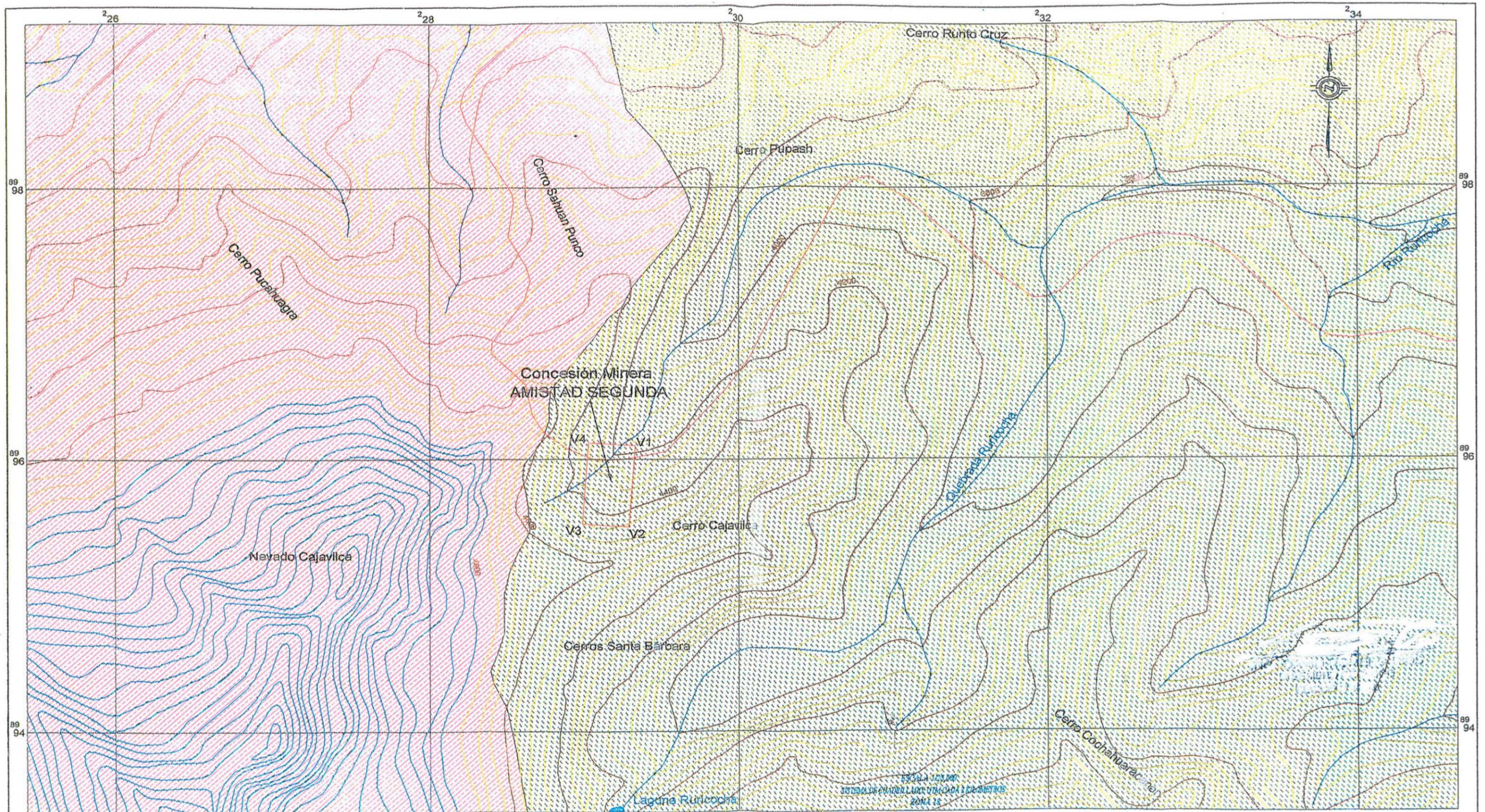
grano medio (macrocristalino).

CUADRO 03: Columna estratigráfica

ERA			LITOESTRATIGRAFICAS	INTRUSIVAS
CENOZOICO	CUATERNARIO	Holocena	Dep. coluviales (Qh-g) Dep.fluvioglaciales (Qh-fg)	-
	NEOGENO	-	-	N-gd/to granodiorita tonalita
MESOZOICA	JURASICO	superior	Formacion chimu (Js-ch)	-

Fuente: Administración mina

Figura N° 02: Plano Geomorfológico de La unidad minera "AMISTAD SEGUNDA" J&J CAJAVILCA S.A.C.



MAPA DE SUELOS DEL PERÚ

Símbolo	Descripción
	Regosol districo-affloramiento lítico
	Regosol eutrico-Cambisol éutrico

LEYENDA	
Concesión Minera	
Quebradas, Rios	
Laguna	

DIRECCIÓN REGIONAL DE MINERÍA DE HUARAZ DREM DE HUARAZ		CESIONARIO:		No. DE PLANO:	
PLANO:	SUELOS	UBICACION:	PARAJE : CERRO CAJAVILCA	DIBUJO:	E.T.T.
REVISADO:			DISTRITO : YANAMA	ESCALA:	1/25,000
			PROVINCIA : YUNGAY		FECHA:
			DEPARTAMENTO : ANCASH		



Figura N° 03: Plano Hidrológico de La unidad minera "AMISTAD SEGUNDA" J&J CAJAVILCA S.A.C.

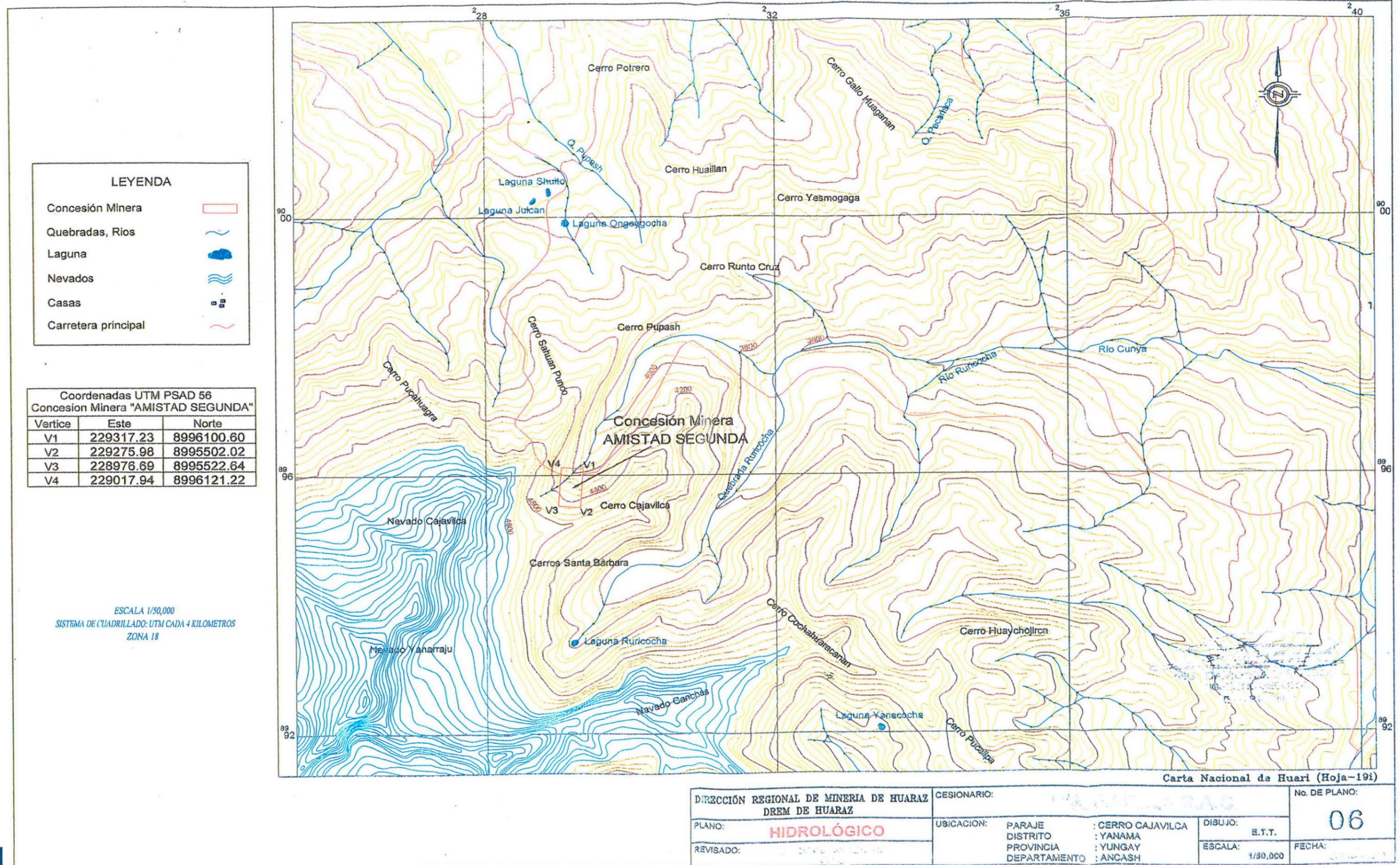
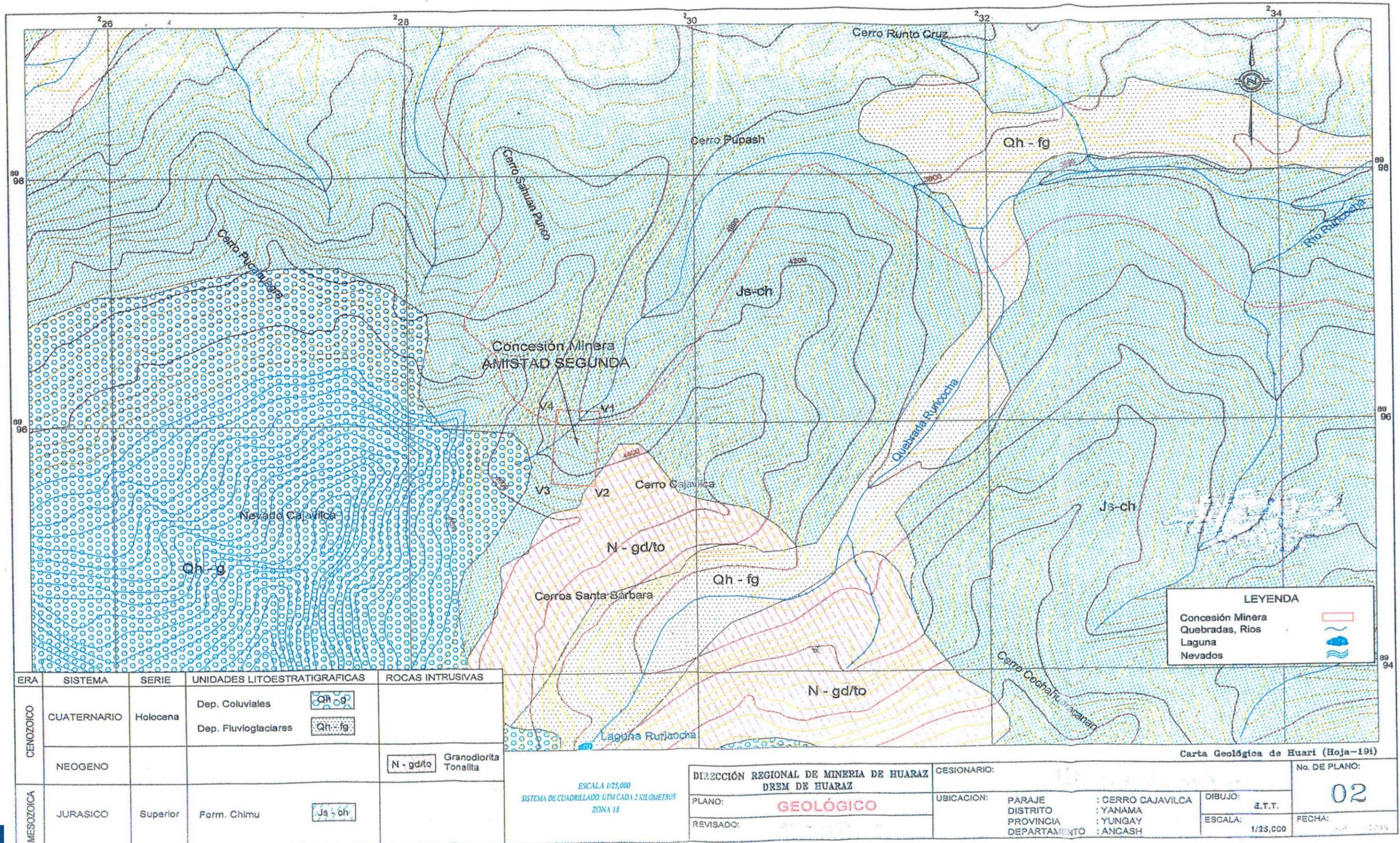


Figura N° 04: Plano Geológico de La unidad minera "AMISTAD SEGUNDA" J&J CAJAVILCA S.A.C.



ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDADES LITOESTRATIGRAFICAS	ROCAS INTRUSIVAS
CENOZOICO	CUATERNARIO	Holocena	Dep. Coluviales	
			Dep. Fluvioglaciares	
	NEOGENO			Granodiorita Tonallita
MESOZOICA	JURASICO	Superior	Form. Chimú	

ESCALA 1/25,000
SISTEMA DE CUADRILLADO: UTM CADA 2 KILOMETROS
ZONA 18

DIRECCIÓN REGIONAL DE MINERIA DE HUARAZ
DREM DE HUARAZ
PLANO: **GEOLÓGICO**
REVISADO:

CESIONARIO:
UBICACION: PARAJE : CERRO CAJAVILCA
DISTRITO : YANAMA
PROVINCIA : YUNGAY
DEPARTAMENTO : ANCASH

DIBUJO: E.T.T.
ESCALA: 1/25,000
FECHA:
No. DE PLANO: **02**

Carta Geológica de Huari (Hoja-191)

Fuente: Administración Regional de Minería de Huaraz



1.2.2. Geología Estructural

Las interpretaciones estructurales manifiestan cuatro fases de deformación, la primera etapa consistió principalmente en movimientos Epiro genéticos, mientras que la segunda y la tercera se caracterizaron por desplazamientos horizontales y verticales, respectivamente. El levantamiento del Plio- Cuaternario, se produjo mayormente por movimientos Epiro genéticos.

1.2.3. Geología Económica

Origen y tipo de yacimiento.

La mina de Amistad Segunda presenta un yacimiento en vetas y mantos de tipo Rosario emplazadas en roca ígnea (granodiorita).

Mineralogía.

La potencia de la veta varía desde 0.20 cm hasta 1.50 m la veta es de forma irregular no definida; además a veces se presentan caballos de desmonte los que complican el minado correspondiente por la dilución.

Alguna de las características de la veta son los siguientes:

- ✓ Presenta un buzamiento aproximadamente entre 20° – 60°.
- ✓ La caja techo presenta cajas falsas las que requieren sostenimiento con puntales de madera para evitar la caída de planchones.

Minerales de mena:

- Galena Argentífera-Sulfuro de plomo plata. (AgPbS).
- Esfalerita-Sulfuro de Zinc. (ZnS).

Leyes de cabeza:

En el presente informe se muestra como ejemplo uno de los análisis realizados en laboratorio, obteniéndose los siguientes resultados de la ley de cabeza.

FIGURA N°5: Informe de análisis de la muestra en laboratorio

							
INFORME DE ANALISIS REALIZADO EL DIA 22/09/2022							
DE: TECNOLOGIA MINERA AMBIENTAL S.A. PARA: VRAVIA SAC							
Reportado por: <i>Ing. Wenceslao Durand</i>							
<u>REQUERIMIENTO: 12357</u>							
N°	Codigo TECMA	REFERENCIA	FECHA DE MUESTREO	Ag	Pb	Zn	Au
				oz troy/tm	%	%	g/Tm
1	40896	VRAVIA	22/09/2022	7.95	5.91	4.97	5.58

Fuente administración mina.

Minerales de ganga:

- Calcita-Carbonato de calcio. (CaCO₃)
- Pirita-Sulfuro de hierro. (FeS₂)
- Arsenopirita (FeAsS)
- Cuarzo.

CAPITULO II

FUNDAMENTACIÓN

2.2 Marco teórico.

2.2.1 Antecedentes de investigación.

- ❖ Según, En la tesis elaborada por Loza (2013), “Aplicación del Método de Holmberg para el Mejoramiento de la Malla de Voladura en la Empresa Minera Aurífera Retamas S.A.

Menciona que la voladura es una de las actividades más importantes dentro de la operación y es necesario hacerlo optima diseñando mallas de perforación y voladura involucrando variables importantes como las características del macizo rocoso, geometría de disparo y tipo de explosivo que se usa y así optimizar la distribución de la energía con mucha más precisión que empleando el método antiguo de prueba y error. (p.11) (Loza, 2013 %.)

- ❖ El investigador ROGER HOLMBERG basándose en los estudios presentados por los investigadores LANGEFORS y KIHILSTROM (1963) y GUSTAFSSON (1973). presenta un modelo matemático para diseñar una malla de perforación y voladura, para frentes y galerías en obras subterráneas.
- ❖ Según, Ojeda (1998) en su trabajo de Investigación “Diseño de Mallas de Perforación y Voladura Subterránea Aplicando un Modelo Matemático de Áreas de Influencia”. Menciona que para diseñar mallas de perforación y voladura es necesario tener en cuenta parámetros de perforación (diámetro del taladro, diámetro de alivio, longitud de taladro, longitud de carga, taco, desviación de perforación); parámetro de explosivo (densidad, velocidad, presión de detonación, y dimensiones del explosivo) y en parámetro de roca (resistencia de la roca y RQD) cuyo resultado son evaluados por medio de un análisis de fragmentación usando el método planteado por Kuz-Ram, para determinar si el diseño es el óptimo.(p.4,5) (Ojeda, 1998).

2.2.2 Definición de términos.

- **Accesorios de voladura:** Son los dispositivos o productos empleados para cebar cargas explosivas, suministrar o transmitir una llama que inicie la explosión, llevar una onda detonadora de un punto a otro de una carga explosiva a otra y los necesarios para probar las conexiones y disparar los explosivos para que pueda llevarse a cabo una voladura.
- **Barra cónica:** Una barra de acero larga hexagonal con un orificio perforado en el centro para proveer un trayecto de fluido, son rígidas y pesadas y transfieren energía con mayor eficacia
- **Burden:** Es la distancia entre un taladro cargado con explosivos a la cara libre de una malla de perforación. El burden depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca y las características del explosivo a emplear.
- **Cara libre o taladro de alivio:** Permite que las ondas de compresión producto de la voladura se reflejen contra ella, originando fuerzas de tensión que permiten producir la fragmentación de la roca.
- **Cebo:** se denomina cebo o prima a un conjunto formado por un cartucho de dinamita o emulsión, al que se le ha insertado un fulminante (también cordón detonante o detonador de fanel) que se utiliza para iniciar la detonación de la carga explosiva.
- **Costos:** En un sentido amplio, es la medida de lo que se debe dar o sacrificar para obtener o producir algo. Es un gasto, una erogación o un desembolso en dinero o especie, acciones de capital o servicios, hecho a cambio de recibir un activo. El efecto tributario del término costo (o gasto) es el de disminuir los ingresos para obtener la renta. La transformación o la destrucción de valor en el transcurso de actividades onerosas destinadas a la producción de bienes o utilidad.
- **Corte quemado:** Comprende a un grupo de taladros de igual diámetro perforados cercanamente entre sí con distintos trazos o figuras de distribución, algunos de los cuales no contienen carga explosiva de modo que sus espacios vacíos actúan como caras libres para la acción de los taladros con carga explosiva cuando detonan.
- **Cordón detonante:** Es un cordón redondo y flexible que tiene un núcleo especial de alto poder explosivo, su velocidad de detonación es de 7000 m/s

aproximadamente y su diámetro va de 3mm a 5mm.

- **Explosivos:** Es aquella sustancia que por una causa externa (rose, calor, percusión, etc.) se transforma en gases liberando calor, presión o radiación en un tiempo muy breve.
- **Emulex:** Emulsión encartuchada formulada para hacer utilizada en el carguío de taladros positivos por su excelente consistencia y, gracias a su alto poder rompedor, es apropiada para ser empleada como cebo o primera carga de columna en taladros de diámetros pequeños a intermedios. Gracias a su resistencia al agua puede ser utilizada en taladros húmedos e inundados ofreciendo buenos resultados de fragmentación.
- **Factor de Potencia:** Es la cantidad de kilogramos de explosivo usado para romper una tonelada de material.
- **Factor de Carga:** Es la cantidad de kilogramos de explosivo usado para romper un metro cúbico de material.
- **Labores permanentes:** Son aquellas labores mineras que serán de larga duración o duración permanente durante la vida de la mina, y en las que se requieren aplicar el sostenimiento adecuado que garantice un alto factor de seguridad, pues en estas labores se tendrá un tránsito constantemente de personas y equipos y la construcción de diversas instalaciones.
- **Minería subterránea:** Excavación natural o hechas por el hombre debajo de la superficie de la tierra.
- **Perforación:** Es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros.
- **Rendimiento:** En un contexto empresarial, el concepto de rendimiento hace referencia al resultado deseado efectivamente obtenido por cada unidad que realiza la actividad, donde el término unidad puede referirse a un individuo, un equipo, un departamento o una sección de una organización.
- **Taco:** Es el relleno de la parte superior del taladro con material estéril. Su misión es la de retener los gases producto de la explosión, durante fracciones de segundo suficientes para evitar que los gases fuguen por la boca del taladro, de esta manera trabaje por completo en el proceso de la fragmentación de la roca.
- **Tiros cortados:** El tiro cortado es el que salió parcialmente por falla de la roca,

del encendido o por sobre compresión. Ambos dejan restos que deben ser eliminados para continuar el trabajo.

- **Voladura:** Es el proceso de fracturar o fragmentar la roca mediante el empleo de explosivos. Se realiza en forma controlada o no controlada dependiendo de la calidad del macizo rocoso.
- **Voladura Controlada:** Consiste en el empleo de cargas explosivas lineales de baja energía colocadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea.
- **Voladura secundaria:** Se entiende como tal a la técnica que tiene como finalidad principal la reducción de pedrones grandes, sean estos naturales o procedentes de una voladura primaria, a fragmentos de menor tamaño mucho más convenientes y manejables.

2.2.3 Fundamentación teórica.

2.2.3.1 Diseño de la malla de perforación.

Es el esquema que indica la distribución de los taladros con detalle de distancias, cargas de explosivo y secuencia de encendido a aplicar. El conjunto de taladros que se perforan en el frente tiene una ubicación, dirección, inclinación y profundidad determinada. (Ojeda. W, 2007 Perú) (pg. 27).

Los objetivos del diseño de malla de perforación son:

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

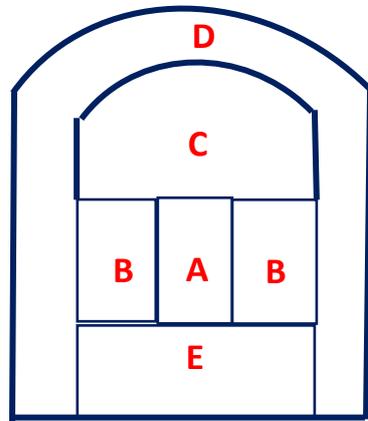
La necesidad de construir túneles de grandes dimensiones, hace necesario el uso de taladros de diámetros cada vez más mayores y el uso de mezclas explosivas en mayor cantidad. Esto implica que el los diseños de perforación y voladura se tenga que poner especial cuidado en los cálculos, etc.

2.2.3.2 Modelo matemático de Roger Holmberg.

Para facilitar los cálculos tanto en minería subterránea como en túneles, Holmberg ha dividido el frente en 5 secciones diferentes, cada una de estas secciones deben ser tratadas en forma especial durante los cálculos. (Holmberg, 1982).

Las secciones divididas en los frentes de perforación por el método Holmberg se aprecia en la figura 01:

Figura N°06. Las secciones por el método de Holmberg



Fuente: elaboración propia

A: Sección de corte.

B: Sección de tajeo.

C: Sección de “alza”.

D: Sección de contorno.

E: Sección de arrastre.

La operación más importante en el proceso de voladura en túneles es la creación de la cara libre en el frente del túnel. El éxito o fracaso de la voladura de rocas en túneles está en función directa de la creación de caras libres; esto significa: que el arranque o corte (sección A) debe ser cuidadosamente diseñado. La disposición y secuencia de retardos en el corte deben ser tal que permitan hacer una abertura con un incremento gradual en su tamaño hasta que los taladros de ayuda puedan tener caras libres apropiadas.

Claro que el tipo de corte será elegido de acuerdo al equipo de perforación disponible, al ancho del túnel y el avance deseado. El arranque en “V” está limitado por el ancho del túnel; cosa que no sucede con los cortes paralelos.

El modelo matemático de Roger Holmberg permite determinar los parámetros de perforación y voladura para minería subterránea que a continuación se detalla.

a. Avance por disparo.

El avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros cargados. Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios “x” pueden llegar al 95% de la profundidad de los taladros “L”.

$$X = (0.95) (L) \dots\dots\dots (1)$$

En los arranques de cuatro secciones la profundidad de los taladros puede estimarse con la siguiente expresión:

$$L = 0.15 + 34.1\emptyset 2 - 39.4\emptyset 2^2 \dots\dots\dots (2)$$

Dónde:

$\emptyset 2$ = diámetro del taladro vacío (m).

Cuando se utilizan arranques de “NB” taladros vacíos en lugar de uno solo de mayor diámetro, la ecuación anterior sigue siendo válida haciendo:

$$\emptyset 2 = (\emptyset'2) (\sqrt{NB}) \dots\dots\dots (3)$$

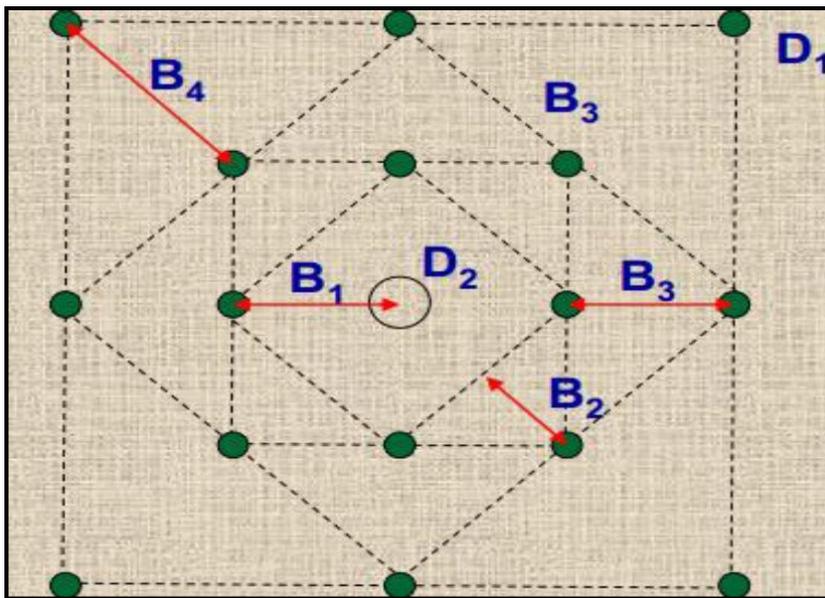
Dónde:

$\emptyset'2$ = es el diámetro del taladro vacíos de menor diámetro.

b. Arranque de Cuatro Secciones

El esquema geométrico general de un arranque de cuatro secciones con taladros de paralelos se indica en la figura 06, la distancia entre el taladro central vacío y los taladros de la primera sección, no debe exceder de “1,7 $\emptyset 2$ ” para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre el taladro cargado y el vacío.

Figura N°07. Arranque de cuatro secciones



Fuente: Manual de P&V López Jimeno.

Para los burden mayores “ 2ϕ ” el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre los dos taladros. Incluso si el burden es inferior a “ ϕ ”, pero la concentración de carga es muy elevada se producirá la sinterización de la roca fragmentada y el fallo del arranque, por eso se recomienda que el burden en el primer cuadrante se calcule teniendo en consideración el diámetro tal y como se define en la siguiente fórmula:

$$B1 = 1.5 \phi \dots \dots \dots (4)$$

Cuando la desviación de perforación es superior al 1%, El burden práctico se calcula a partir de:

$$B1 = 1.7\phi - EP = 1.7\phi - (\alpha.L + e) \dots \dots \dots (5)$$

Dónde:

EP= Error de perforación (m).

α = Desviación angular (m/m).

L = Profundidad de los taladros (m).

e = Error de emboquille (m).

La concentración lineal de carga se calcula a partir de la siguiente expresión:

$$q_1 = 55\phi_1 (B/\phi_2)^{1.5} \times (B - (\phi_2/2)) \times (C/0.4) \times (1/RWSANFO) \dots \dots \dots (6)$$

Dónde:

q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

ϕ_1 = Diámetro de perforación (m)

ϕ_2 = Diámetro del taladro vacío (m)

B = Burden

C = Constante de roca

RWSANFO = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO.

Frecuentemente, los valores posibles de las concentraciones lineales de carga están bastante limitados, por cuanto no existe una variedad amplia de explosivos encartuchados.

Para calcular el resto de las secciones se considera que ya existe unos huecos rectangulares de anchura “Ah” y que se conocen las concentraciones lineales de carga “ q_1 ” el valor del burden se calculará a partir de:

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{Ah \times q_1 \times RWSANFO}{\phi_1 \times C}} \dots \dots \dots (7)$$

Cuando existe un error de perforación la superficie libre “Ah” difiere de la distancia “A’h” en la primera sección, por lo que:

$$Ah = \sqrt{2} (B_1 - EP) \dots \dots \dots (8)$$

Y sustituyendo este valor en la ecuación anterior resulta:

$$B = 10.5 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{(B_1 - EP) \times q_1 \times RWSANFO}{\phi_1 \times C}} \dots \dots \dots (9)$$

Este valor tiene que reducirse con la desviación de los taladros para obtener el burden práctico.

$$B_2 = B - EP \dots \dots \dots (10)$$

Existen algunas restricciones en cuanto a “B2” ya que debe satisfacer:

$$B_2 \leq 2 Ah$$

Para que no se produzca solo la deformación plástica. Si esto no se cumple, se modificará la concentración lineal de carga calculándola con:

$$q1 = \frac{540\phi 1 \times C \times Ah}{RWSANFO} \dots\dots\dots (11)$$

Si la restricción de deformación plástica no es satisfactoria, es mejor normalmente elegir un explosivo de menor potencia, con el fin de optimizar la fragmentación.

El ángulo de apertura debe ser también menor de 1,6 radianes (90°), pues sino el arranque pierde su carácter de arranque de cuatro secciones. Esto significa que:

$$B2 > 0,5 Ah$$

Gustafsson (1973), sugiere que el burden para cada sección se calcule con:

$$B2 = 0.7B \dots\dots\dots (12)$$

Una regla de dedo para determinar el número de secciones, es que la longitud del lado de la última sección “B” no sea menor que la raíz cuadrada del avance. El método de cálculo del resto de las secciones es el mismo que el aplicado para la segunda sección.

La longitud del retacado se puede calcular con la ecuación:

$$T = 10 \phi 1 \dots\dots\dots (13)$$

c. Arrastre

El burden de los taladros de arrastre dispuestos en filas se calcula, básicamente con la misma fórmula que emplea las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q1 \times RWSANFO}{\bar{C} \times f (S/B)}} \dots\dots\dots (14)$$

Donde:

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

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

\bar{C} = Constante de roca corregida

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

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

En los taladros de arrastre es necesario considerar el ángulo de realce “ γ ” o inclinación que se precisa para proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquille del próximo disparo (Figura 06). Para un avance de 3 m un ángulo de 3°, que equivale a 5 cm/m. El número de taladros vendrá dado por:

$$NT = \text{Número entero de } \left[\frac{AT + 2L \times \text{sen} \gamma}{B} + 2 \right] \dots\dots\dots (15)$$

Dónde:

AT = anchura de la labor (m)

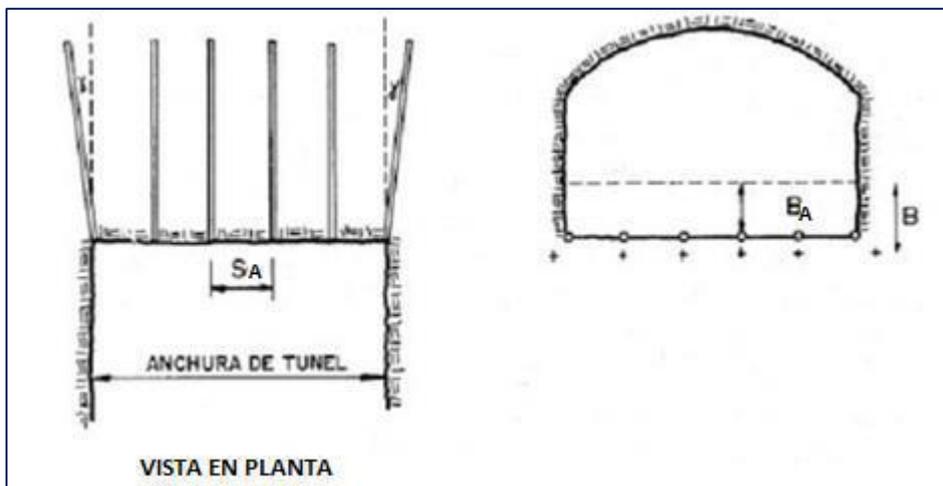
El espaciamiento práctico para los taladros del rincón será:

$$S'A = SA - L \times \text{sen} \gamma \dots\dots\dots (16)$$

El burden práctico “BA” se obtiene a partir de:

$$BA = B - L \times \text{sen} \gamma - EP \dots\dots\dots (17)$$

Figura N°08. Geometría en los taladros de arrastre.



Fuente: Manual P&V López Jimeno

d. Núcleo

El método para calcular el esquema de los taladros del núcleo es similar al empleado para las de arrastre, aplicando únicamente unos valores distintos del factor de fijación y

relación espaciamento/ burden (Tabla 1).

Cuadro N°04. Factores de fijación y relación.

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación “f”	Relación S/B
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia Abajo	1.20	1.25

Fuente: Manual P&V López Jimenez.

La concentración de carga de columna, para ambos tipos de taladros, debe ser igual al 50% de la concentración de la carga de fondo.

e. Contorno

En caso que en la excavación no se utilice la voladura controlada, los esquemas se calculan de acuerdo con lo indicado para los taladros de arrastres con los siguientes valores:

Factor de fijación $f = 1.2$

Relación Espaciamento/ Burden $S/B = 1.25$

En el caso de realizar voladuras controladas el espaciamento entre taladros se calcula a partir de:

$$SC = K \varnothing 1 \dots\dots\dots (18)$$

Dónde:

$K =$ constante [15,16]

$\varnothing 1 =$ diámetro de taladro (m).

Además, la relación Espaciamento/Burden $Sc /B = 0.80$

2.2.4 El tipo de roca determina el 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 fracturar las 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.

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

Cuadro 05: 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 06: 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
I). 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, esquisto arenoso, caliza semislícea.
	Grupo D	Arenisca blanda, caliza dura, esquistos duro, esquisto bituminoso, caliza cristalina, caliza silícea o silicificada, chert.
II). Buen efecto	Grupo E	Granito blando, hematites, areniscas duras, micasquitos, 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).

2.2.5. Voladura controlada.

La voladura controlada se diferencia de la voladura normal en principal de la ubicación y espaciamiento de los taladros de contorno o periférica de la labor, con el fin de crear “puntos de menor resistencia” durante el fracturamiento de la roca en el proceso de la voladura, es decir que se forma un plano de corte de taladro a taladro, el fin es disminuir o eliminar la formación de fracturas radiales presentes en la voladura convencional. Las condiciones necesarias para que se den son:

- El espaciamiento (E) es menor al burden (B) en un rango promedio del 20% a 50% de distancia, es decir: $E = 0,5$ a $0,8 B$.

- En este tipo de voladura se da una relación de desacoplamiento del explosivo en el taladro en un promedio de 2.1 a 1.
- En las características de la distribución del explosivo en el taladro es linear con cartuchos modernos como los acoplables que se venden en el mercado de explosivos, tales como: Exsacorte, Famecorte; o en otros casos que requiera se practica la voladura amortiguada con cargas espaciadas.
- El uso de taco es solamente para retener el explosivo dentro del taladro, mas no para otras prácticas como el confinamiento del explosivo ya que al trabajar el explosivo sin confinar solamente trabaja en su VOD en un 77.67% de cuando si está confinado el explosivo en tipo emulsión.
- Se emplean explosivos de baja velocidad, potencia, brisance, como el Famecorte, Emulnor1000 según el catálogo de Famesa explosivos SAC. y de la empresa Exsa SA. como el Exacorte y Exsasplit.
- El disparo de los taladros es simultaneo en la zona periférica de la línea de corte de la labor, es decir no hay retardos entre sí; pero solamente se dará después de la voladura principal o producción para el caso de una de las variedades de este tipo de voladura controlada como es el tipo recorte, en caso de precorte será antes de la voladura principal.
- Tener un diagrama de la malla o diseño de corte para ejecutar y además se debe cumplir estrictamente el alineamiento y paralelismo de los taladros para obtener unos buenos indicadores de perforación y voladura

a) **Ventajas de la voladura controlada**

- ✓ Se obtienen rocas estables y superficies lisas.
- ✓ Se minimiza la sobre excavación y se disminuye los niveles de vibración de la voladura principal, lo que produce en mejoras de material fragmentado con tamaño adecuado y la reducción de la proyección de fragmentos.
- ✓ Menor daño a roca remanente, por ende, menor agrietamiento. Y en la voladura común, según la carga y el tipo de roca puede afectar a la periférica de la labor (cajas techos a profundidades) de hasta 1.50 y 2.00 metros debilitando la estructura en general, mientras que la voladura controlada a

diferencia de la otra voladura sólo afecta entre 0.20 y 0.50 metros, lo que contribuye a mejorar el auto- sostenimiento de las excavaciones.

- ✓ En obras mineras y civiles es una opción inteligente para la explotación de estructuras débiles e inestables.

b) Desventajas de la voladura controlada

- ✓ El costo de este tipo de voladura es mayor, debido al uso de explosivos más sofisticados que se requiere y también por más pies perforados que se realizan.
- ✓ Requiere mayor tiempo en la ejecución de la obra, por la realización de más trabajo de perforación.
- ✓ No se obtiene buenos resultados en terreno incompetente con material detrítico deleznable, los mejores resultados se han obtenido en rocas competentes y homogéneas.

Se mencionarán las tres técnicas principales de la voladura controlada en estos últimos tiempos, cada una de ellas se usan para problemas específicos que se presentan en la realidad del terreno.

-  Voladuras de precorte
-  Voladura de recorte
-  Voladuras amortiguadas.

El empleo de las técnicas de la voladura controlada se aplicará para obras en subterráneo como en superficie.

CAPITULO III

METODOLOGÍA

3.1 El problema de investigación.

3.1.1 Descripción de la realidad problemática.

La minería subterránea a nivel mundial, desde mucho tiempo es uno de las actividades más importantes que genera ingresos, a menudo se presentan grandes desafíos y retos para su mejora continua en el proceso de operación, seguridad y medio ambiente que son muy primordiales en la actualidad para poder llevar una actividad minera pensando en el futuro de la población que se aproxima. En nuestro tema de tesis es muy importante la mejora en el proceso de perforación y voladura de un frente de 2.1 x 2.4 m ya que así se da énfasis en la optimización de la malla para una roca tipo IIA en los procesos mencionados, que mejora la productividad y disminuye los costos, así incrementar las utilidades de la mina en estudio.

La estandarización del diseño de malla para una roca tipo IIA fundamentalmente tiene que ver con la maximización de la producción y la productividad, así mismo, con la minimización de los costos, facilidad a la hora de perforar del perforista, facilidad en el carguío de los explosivos, optimizar el avance de la galería en metro lineal y disminución de accidentes de trabajo; todo ello se reflejará mediante un estudio continuo en todos los procesos de minado.

3.1.2 Planteamiento y formulación del problema.

Planteamiento de problema.

La unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C. se dedica a la explotación de yacimientos polimetálicos, en particularidad para este trabajo de investigación se ha realizado la estandarización del diseño de malla para una roca tipo IIA, en donde mediante una galería se va seguir la veta y poder delimitar. En la actualidad se viene trabajando principalmente en la recuperación de los tajos ya extraídos con anterioridad, y para seguir con la producción es importante y necesario trabajar una labor de desarrollo en un nivel más inferior; por lo tanto, en esta oportunidad se tiene que estandarizar de manera adecuada el frente de 2.1 x 2.4 m, para poder realizar el trabajo con más facilidad, seguridad y disminuir nuestros costos tanto en los explosivos y perforación de taladros.

Formulación del problema.

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

Problema general.

¿Cómo influye la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg para la estandarización del diseño de malla en la roca tipo IIA en la galería Nv. 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022?

Problema específico.

- ¿El empleo del modelo matemático de Roger Holmberg influirá en la estabilidad de las labores que tengan una roca de tipo IIA en la galería Nv. 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022?
- ¿El empleo del modelo matemático de Roger Holmberg influirá en el avance de la labor galería Nv. 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022?
- ¿El empleo del modelo matemático de Roger Holmberg influirá con respecto al desempeño del perforista y la seguridad del personal en sus actividades en la galería Nv. 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022?
- ¿El empleo del modelo matemático de Roger Holmberg influirá en la reducción de costos en perforación y voladura en la galería Nv. 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022?

3.1.3 Objetivos.

🚦 Objetivo General.

Estandarizar el diseño de malla en la roca tipo IIA empleando el modelo matemático de Roger Holmberg, en la galería Nv. 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.

🚦 Objetivos Específicos.

- Mejorar la estabilidad del frente de 2.1 x 2.4 m en una roca de tipo IIA, empleando el modelo matemático de Roger Holmberg, en la galería Nv. 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J

CAJAVILCA S.A.C – 2022.

- Mejorar el avance de la labor empleando el modelo matemático de Roger Holmberg, en la galería Nv. 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.
- Mejorar el desempeño del perforista y la seguridad del personal en sus actividades, empleando el modelo matemático de Roger Holmberg, en la galería Nv. 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.
- Reducir los costos en perforación y voladura, empleando el modelo matemático de Roger Holmberg, en la galería Nv. 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022

3.1.4 Justificación de la investigación.

En nuestro proyecto realizado se logró identificar las dificultades para comenzar a seguir la veta mediante una galería en una roca tipo IIA, se observó que se necesita un análisis en el proceso de perforación y voladura de nuestra galería Nv. 4543 que la sección es de 2.1 x 2.4 m. Especialmente en el área de perforación y voladura, son las dificultades que se observó para poder avanzar la galería y generar una buena producción, por ello se toma la decisión de realizar un proyecto de investigación respecto al empleo del modelo matemático de Holmberg, en la galería Nv. 4543, para así optimizar los procesos de perforación y voladura, es preciso sintetizar que este proyecto de investigación busca la mejora continua en el proceso para maximizar la productividad y poder reducir los costos tanto en la perforación y voladura.

El proyecto mencionado 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 de Minado en la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022. 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 del empleo del modelo matemático de Roger Holmberg para poder estandarizar el diseño de malla de perforación para que el perforista pueda obtener un eficaz desempeño a la hora de realizar su trabajo, mejora en el avance lineal , mantener la sección uniforme de la labor, evitar mayor

influencia sobre todo en el contorno para evitar la inestabilidad, para optimizar así los procesos de perforación y voladura.

La investigación tiene una importancia metodológica, lo que permitirá poner en práctica la investigación científica, utiliza técnicas y procedimientos para direccionar bien el trabajo, llegando a conclusiones válidas y confiables, es por ello los esfuerzos destinados a la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg que permita diseñar una malla de perforación de acuerdo a las necesidades que se requiere, y que sea un beneficio aprovechable para dar soluciones.

3.1.5 Limitaciones.

Para lograr el objetivo de la investigación no solo se necesita de ayuda profesional sino también de un ambiente propicio donde se pueda realizar pruebas de los trabajos del proyecto que se desarrolla, para saber en qué tipo de roca nos encontramos trabajando y contar con equipos de última tecnología, por cuanto el primer paso sería trabajar en dicha compañía, en donde estoy laborando que es la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C.

Una de las posibles limitaciones es no contar con apoyo económico por lo que muchas empresas mineras suelen contratar ingenieros titulados y colegiados, en mi persona aun no tengo esos papeles y para ello tengo que realizar un proyecto de tesis para obtenerlos paso a paso, es por ello que no se pudo hacer posible una investigación más a profundidad y también para una consulta con especialistas en el tema para luego dar testimonio de ellas y comparar los resultados de los trabajos realizados y obtenidos al final de la investigación.

3.1.6 Alcance de la investigación.

La investigación realizada es no experimental ya que se centra de los conceptos, en prácticas operativos que se está realizando en la galería Nv. 4543.

Se pretende que los aportes alcanzados y/o logrados puedan adaptarse a otras realidades mineras y con ello contribuir a optimizar sus procesos unitarios de perforación y voladura, mediante ello estandarizar un frente que tenga una roca con RMR de 61 – 80 en especial de clase tipo IIA y con ello maximizar la productividad de la empresa donde se está realizando los trabajos.

3.2 Hipótesis.

3.2.1 Hipótesis general.

Cuando se aplica el modelo matemático de Roger Holmberg influye en la estandarización el diseño de malla en una roca tipo IIA en la galería Nv. 4543 de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.

3.2.2 Hipótesis específicas.

- La aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg influye en la estabilidad de la galería Nv. 4543 de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.
- La aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg influye en mejorar el avance de la labor galería Nv. 4543 de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.
- La aplicación del modelo matemático Roger Holmberg influye el desempeño del perforista en sus actividades en la galería Nv. 4543 de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.
- La aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg influye en la reducción de costos en perforación voladura, en la galería Nv. 4543 de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.

3.3 Variables.

3.3.1 Variable independiente.

Aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg, en la galería Nv. 4543, de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.

3.3.2 Variable dependiente.

Estandarización del diseño de malla en la roca tipo IIA, en la galería Nv. 4543, de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.

3.3.3 Indicadores.

- Parámetros geomecánicas.
- Parámetros de Voladura.
- Parámetros de perforación del frente de 2.1 x 2.4m
- Parámetros de la roca tipo IIA.
- Parámetros de minería subterránea.
- Materiales utilizados tanto para perforación y voladura.

3.4 Tipo de investigación.

Aplicada. Por qué se aplica el modelo matemático de Roger Holmberg, con la finalidad de estandarizar el diseño de malla en una roca tipo IIA. También es llamado una investigación aplicada por que se nutre de la teoría para generar conocimiento practico en el lugar de los trabajos y obtener resultados según las hipótesis planteados.

3.5 Diseño de investigación.

Investigación **No Experimental – Corte transversal - Observacional**; es el diseño de investigación que recolecta datos de un solo momento y en un tiempo único, el propósito de este método es describir variables y analizar su incidencia e interrelación en un momento dado.

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 y trabajos realizadas en el campo. En nuestro caso se realiza los resultados que se obtienen por cada disparo que se realiza en un frente o galería de 2.1 x 2.4 m, ya que ello nos llevó para estandarizar nuestra malla de perforación para su optimo resultado.

3.7 Población y muestra.

3.7.1 Población.

La población está conformada por todas las galerías, de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.

3.7.2 Muestra.

La muestra está conformada por la galería Nv. 4543, de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.

3.8 Técnicas e instrumentos de recolección de datos.

3.8.1 Técnicas.

Investigación bibliográfico nacional y documental, procedimientos habituales en el lugar de los hechos que permitirán obtener información sobre la influencia importante de factores directos e indirectos sobre la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg y su estandarización del diseño de malla en una roca tipo IIA.

La encuesta es una técnica que se utilizó, ya que los perforistas me proporcionaban datos como: la sección del frente, numero de taladros que empleaban, longitud de barreno, diámetro de la broca, entre otros para la perforación y como complemento

la supervisión permanente y evaluación a los indicadores y factores por mejorar, finalmente el registro del tipo y la cantidad de explosivos utilizados por disparo, a través de ello nosotros como ingeniería se analiza los datos recopilados en gabinete, usando programas y teorías sobre la perforación y voladura aplicando el modelo matemático mencionado, llegando a obtener buenos resultados y así estandarizar nuestra malla para una sección del frente de 2.1 x 2.4 m, para que el perforista y demás trabajadores involucrados realicen sus actividades de manera adecuada según lo indica el diseño de la estandarización; y se logra mejorar los beneficios de la empresa.

3.8.2 Instrumentos.

Los instrumentos utilizados en el presente proyecto de investigación son:

- Tablas geomecánicas para analizar la clasificación del macizo rocoso
- Recolección de datos de cada disparo realizado
- Fichas bibliográficas y de resumen realizados durante todo el proyecto.
- Interrogantes que se plantea antes durante y después de evaluar la actividad de perforación.
- Cuestionario que se plantea en el carguío de los taladros y luego de haberse hecho la voladura
- Aplicación de programas como Excel y AutoCAD.
- Reporte diario de los trabajos realizados.
- Reportes de los insumos que se está utilizando.
- Reporte de la cantidad de explosivos utilizados por disparo.

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

✚ Plan de procesamiento de datos.

Para comenzar se tiene que llevar un registro de base de datos de los mapeos geomecánicos realizados en las galerías cercanas y actualmente donde se está realizando los trabajos, luego se realiza el cuadro de recolección de datos de los resultados de perforación y voladura, métodos y máquina de perforación 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 y mediante ello para llegar a resultados

satisfactorios y validos del trabajo de investigación realizada.

✚ Forma de tratamiento de los datos.

Se somete fundamentalmente, en la recopilación de informaciones observadas durante los disparos que se realizan en un frente de 2.1 x 2.4 m, para luego ser registrados en base de datos para poder ajustar en donde se está obteniendo errores y poder modificarlo o cambiarlo con otras alternativas o métodos.

A continuación, se detallan la recopilación de datos realizados en el presente trabajo de investigación realizada en la unidad minera AMISTAD SEGUNDA:

❖ Determinación de las propiedades físicas.

En los siguientes cuadros se detalla las propiedades físicas, del macizo rocoso.
(Ver Cuadro N° 07 y N° 08)

Cuadro N° 07: Estudio geomecanico de la galería Nv. 4543 de la unidad minera AMISTAD SEGUNDA.

INTERPRETACION	
Litología	Es granodiorita en condición estructural levemente fracturada.
Discontinuidades	Tres o menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre sí. Discontinuidades rugosas.
Resistencia	Regular
Zona	Resistente, levemente alterada.
RMR	61-80
GSI	LF/B Levemente fracturada – Buena
Tipo de roca	II A
RECOMENDACIÓN	
Al realizar la perforación y voladura de una labor de sección 2.1 x 2.4 m, cuando se trata de este tipo de roca IIA, no se requiere tanto en sostenimiento, ya que la calidad del macizo rocoso es buena. En algunas ocasiones si es que la labor requiere sostenimiento se puede realizar con Split set o pernos helicoidales cementados con resina.	

Fuente: Unidad minera AMISTAD SEGUNDA, (2022)

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

Cuadro N° 08: Determinación del RQD de la roca y orientación

Span (m)	Numero de fracturas	λ	RQD %	Dirección de avance
3	15	5	90	N 70° E

Fuente: Propio

❖ **Consideraciones topográficas**

Cota: 4543 m.s.n.m.

Sección:

- Ancho = 2.1m

- Alto = 2.4 m

Dirección: N 70° E

Tipo de la labor

- **Longitudinalmente:** positivo

- **Transversalmente:** Tipo alemán

CAPITULO IV

RESULTADO DE LA INVESTIGACIÓN

4.1 Descripción de la realidad.

Las caídas de rocas en las labores subterráneas provocan paralizaciones y demoras operativas que conducen al incumplimiento de los programas de producción que se planifican en un planeamiento de minado que se realiza cada semana. En terrenos de mala calidad y muy mala calidad de roca, es necesario la aplicación de la ciencia para poder controlar de manera adecuada los resultados que se van obtener al realizar la perforación y voladura de un frente de avance y mediante ello poder cumplir los trabajos que se le asigna al perforista y cumplir el ciclo de minado planificado.

La correcta estandarización del diseño de malla en una roca tipo IIA, de un frente es a través de la utilización de un método, en esta oportunidad aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg, nos ayudó a estandarizar una adecuada malla de perforación para una sección de 2.1 x 2.4 m, en donde se obtuvieron resultados favorables que nos ayudó a mejorar los trabajos de las labores, mejora en el avance lineal que se tenía planificado, mayor seguridad al momento de trabajar y también nos ayudó disminuir los costos tanto en perforación, y voladura (explosivos y accesorios).

4.2 Análisis e interpretación de la información.

4.2.1 Estudio geomecanico de la galería Nv.4543 de la unidad minera AMISTAD SEGUNDA.

La clasificación geomecánica RMR consiste en realizar un análisis de 6 parámetros que son usados para clasificar la masa rocosa.

Los seis parámetros importantes son:

- Resistencia compresiva uniaxial del material rocoso
- RQD
- Espaciamiento de las discontinuidades
- Condición de las discontinuidades
- Condiciones del agua subterránea
- Orientación de las discontinuidades.

Cuadro N° 09. Estudio geomecanico de la Galería Nv 4543

PARAMETROS	VALORACION
1.- Resistencia compresiva uniaxial	12
2.- RQD	20
3.- Espaciamiento de las discontinuidades.	20
4.- Condición de las discontinuidades	12
5.- Ajuste por orientación	0
6.- Agua subterránea	7
RMR	71

Fuente: propio

Según la clasificación de los parámetros y su valorización, la clase de masa rocosa que se obtiene es de tipo **II A**, es decir es una **roca Buena**.

4.2.2 Diseño de la malla de perforación y carguío de la galería Nv 4543.

Estandarizar las mallas de perforación y carguío de los explosivos según el modelo matemático de Roger Holmberg para así minimizar los riesgos de seguridad y salud ocupacional y maximizar la productividad, mejorar el avance lineal diario y mensual.

Este trabajo se realiza basándose en la norma del D.S.-024-2016-EM y su modificatoria del D.S 023-2017-EM, Reglamento Seguridad y Salud Ocupacional Art. 234; Art. 237, a), b), c), d), e), f), g) h), i), j); Art. 243.

Diseño de ingeniería: (Ver el Anexo N° 02)

- ✓ Según el diseño de malla, los taladros con el mismo número de secuencia de salida, tendrán el mismo diseño de carga explosiva. El diseño de malla de perforación para secciones de 2.1 m x 2.4 m dependerá de la calidad del macizo rocoso. (malla que se estandarizo es para un RMR de 61–80).
- ✓ La sobre rotura permitida es el 2 %, ya que nos ayuda a facilitar la limpieza de un frente en un tiempo más corto, para que se pueda cumplir el ciclo de minado.

4.2.3. Operación.

- Se utilizo una barra cónica de 3 pies como patero
- Se utilizo una barra cónica para la perforación de 6 pies
- Se utilizo brocas de 38mm y 37mm para taladros de producción
- Para los taladros de alivio, utilizar barra piloto de 4' y 6' y brocas de 45 mm.
- La cantidad de cartuchos está en función a la calidad del macizo rocoso,

longitud y ubicación de los taladros.

- Utilizar explosivos: FAMESA SEMIGELATINA 45 y 65 DE 7/8''X 7''
- Como accesorios de inicio el carmex de 2.10 y 2.40 m.
- Como accesorio mecha rápida para la conexión al carmex.
- Como agente de voladura el anfo o caso contrario el examon
- Cargado los taladros con explosivos en el arranque y coronas, tapar la boca de dichos taladros con tacos de detritus o de arcilla.

4.2.4. Aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg.

Para la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg se tiene los siguientes datos del campo, para realizar sus respectivos cálculos, para un adecuado diseño de malla de perforación de la galería Nv.4543.

CUADRO N° 10: Toma de datos de campo y consideraciones técnicas

DATOS DE CAMPO

ANCHO DE LABOR	2.1 m
ALTO DE LABOR	2.4 m
TIPO DE ROCA	IIA
DENSIDAD ROCA	2.8 Tm/m ³
DENSIDAD MINERAL	3.0 Tm/m ³
Numero de taladros vacíos	04
Diámetro de taladros de producción	38mm <> 0.038m
Diámetro de taladro de alivio	45mm <> 0.045m
Desviación de la perforación	0.01
Desviación por emboquillado	0.02
Desviación en taladros de contorno	0.05
Constante de roca	0.33
Eficiencia de perforación	0.95
Densidad de agente de voladura	0.95
S de Anfo	0.814
Longitud de barreno	6 pies <> 1.80m
Longitud de barreno	5 pies <> 1.50m

Fuente propio

- **Calculo para el corte.**

donde:

- Diámetro equivalente = $d_e = d\sqrt{n}$
- $B_{max} = 1.7 * d_e$
- Profundidad de taladro = $H = 0.15 + 34.1(d_e) - 39.4(d_e)^2$
- $B_{p1} = (1.7 * d_e - (\alpha H + \beta))$
- $B_{p2} = X - d_o/2$
- $X = (B_{p1} + d_e) \cos(30^\circ)$
- Ancho de apertura = $2B_{p2} + 2d_o$
- Densidad de carga:

$$dq = \frac{55 d_o \left(\frac{Be}{\phi_e}\right)^{3/2} \left[Be - \frac{\phi_e}{2}\right] \left(\frac{C}{0.4}\right)}{S \text{ anfo}} \text{ Kg/ml}$$

a. Cálculo del diámetro Equivalente.

$$\phi_e = \phi \sqrt{n}$$

$$\phi_e = 0.045 \sqrt{4}$$

$$\phi_e = 0.09$$

b. Calculo Burden Máximo

$$B_{max} = 0.7 * \phi_e$$

$$B_{max} = 0.153 \text{ m}$$

c. Cálculo de la profundidad del taladro

$$H = 0.15 + 34.1\phi_e - 39.4\phi_e^2$$

$$H = 2.8999 \text{ m}$$

d. Taco

$$T = 10(\phi_o)$$

ϕ_o : Diametro de taladro de produccion

$$T = 10(0.038) = 0.38 \text{ m}$$

Cuadro N° 11. Resultados para el corte quemado

CALCULO PARA EL CORTE QUEMADO	
Diámetro equivalente	0.09
Burden máximo	0.153
Profundidad de taladro	2.899
Longitud perforada	2.75
Burden practico 1	0.10
Burden practico 2	0.11
Ancho de apertura	0.296
Densidad de carga	0.509

- **Calculo para la primera ayuda**

- Burden máximo 1

$$B^l_{max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{a * dq * S \text{ anfo}}{d_o * C}}$$

- **Burden practico 1**

$$B^l P = B^l_{max} - F$$

- **Ancho de apertura 1**

$$\frac{a^l}{2} = \sqrt{(B^l P)^2 + (a/2)^2}$$

- **Densidad de carga 1**

$$dqI = \frac{32.3 * d_o * C * B^l_{max}}{S_{Exam} * [\sin (\tan^{-1} (\frac{a}{2 * B^l_{max}}))]^{1.5}}$$

Cuadro N° 12. Resultados para la primera ayuda

CALCULO PARA LA PRIMERA AYUDA	
Burden maximo 1	0.275
Burden practico 1	0.226
Ancho de apertura 1	0.540
Densidad de carga 1	0.420

- **Calculo para la segunda ayuda**

Cuadro N° 13. Resultados para la segunda ayuda

CALCULO PARA LA SEGUNDA AYUDA	
Burden maximo 2	0.371
Burden practico 2	0.322
Ancho de apertura 2	0.840
Densidad de carga 2	0.411

- **Calculo para la tercera ayuda**

Cuadro N° 14. Resultados para la tercera ayuda

CALCULO PARA LA TERCERA AYUDA	
Burden maximo 3	0.416
Burden practico 3	0.367
Ancho de apertura 3	1.18
Densidad de carga 3	0.42

- **Cuadro N° 15. Resultados para la cuarta ayuda**

CALCULO PARA LA CUARTA AYUDA	
Burden maximo 4	0.548
Burden practico 4	0.45
Ancho de apertura 4	1.545
Densidad de carga 4	0.437

- **Calculo para los taladros de arrastre**

- Burden máximo

$$B_{max} = 0.9 * \sqrt{\frac{dq * S \text{ Anfo}}{c * f * E/B}}$$

- Numero de taladros en el arrastre

$$N = \left[\frac{\text{Ancho de Labor} + 2H \text{ Sen}(\gamma)}{B_{max}} + 2 \right]$$

- Espaciamiento en el arrastre

$$E = \left[\frac{\text{Ancho de Labor} + 2H \text{ Sen}(\gamma)}{N - 1} \right]$$

- Espaciamiento para las esquinas del arrastre

$$E_{esq} = E - H \text{ Sen}(\gamma)$$

Cuadro N° 16. Resultados para los taladros de arrastre

CALCULO PARA LOS TALADROS DE ARRASTRE	
Burden maximo del arrastre	1.03
Burden práctico del arrastre	0.830
Numero de taladros en el arrastre	4
Espaciamiento en el arrastre	0.70
Espaciamiento para las esquinas del arrastre	0.65

- **Calculo para los taladros de contorno**

- $B_{max} = E/0.8$
- $B_p = B_{max} - H \text{ Sen}(\gamma) - F$
- $E = k * d_o$, donde: $k=15.5$
- Numero de taladros del contorno

$$N = \left[\frac{\text{Ancho de Labor}}{E} + 2 \right]$$

- **Densidad de carga del contorno**

$$dq = 90 (do)^2 \text{ (Kg/ml)}$$

Cuadro N° 17. Resultados para los taladros de contorno

CALCULO PARA LOS TALADROS DE CONTORNO	
Burden máximo del contorno	0.736
Burden práctico del contorno	0.535
Espaciamiento del contorno	0.6
Numero de taladros en el contorno	6
Densidad de carga en el contorno	0.130

• **Calculo para las paredes**

- Ad = Alto de Labor - Burden Arrastre - Burden Contorno

- **Burden máximo**

$$B_{max} = 0.9 * \sqrt{\frac{dq * S \text{ anfo}}{c * f * E/R}}$$

- **Numero de taladros**

$$N = \left[\frac{Ad}{Bp * E/B} + 2 \right]$$

- **Espaciamiento**

$$E = \left[\frac{Ad}{N - 1} \right]$$

Cuadro N° 18. Resultados para los taladros de las paredes

CALCULO PARA LOS TALADROS DE LAS PAREDES	
Área disponible para perforar	1.034
Cálculo de burden máximo	0.705
Cálculo de burden practico	0.505
Cálculo de numero de taladros	4
Cálculo de espaciamiento	0.35

4.2.5. Malla de perforación de la galería Nv. 4543.

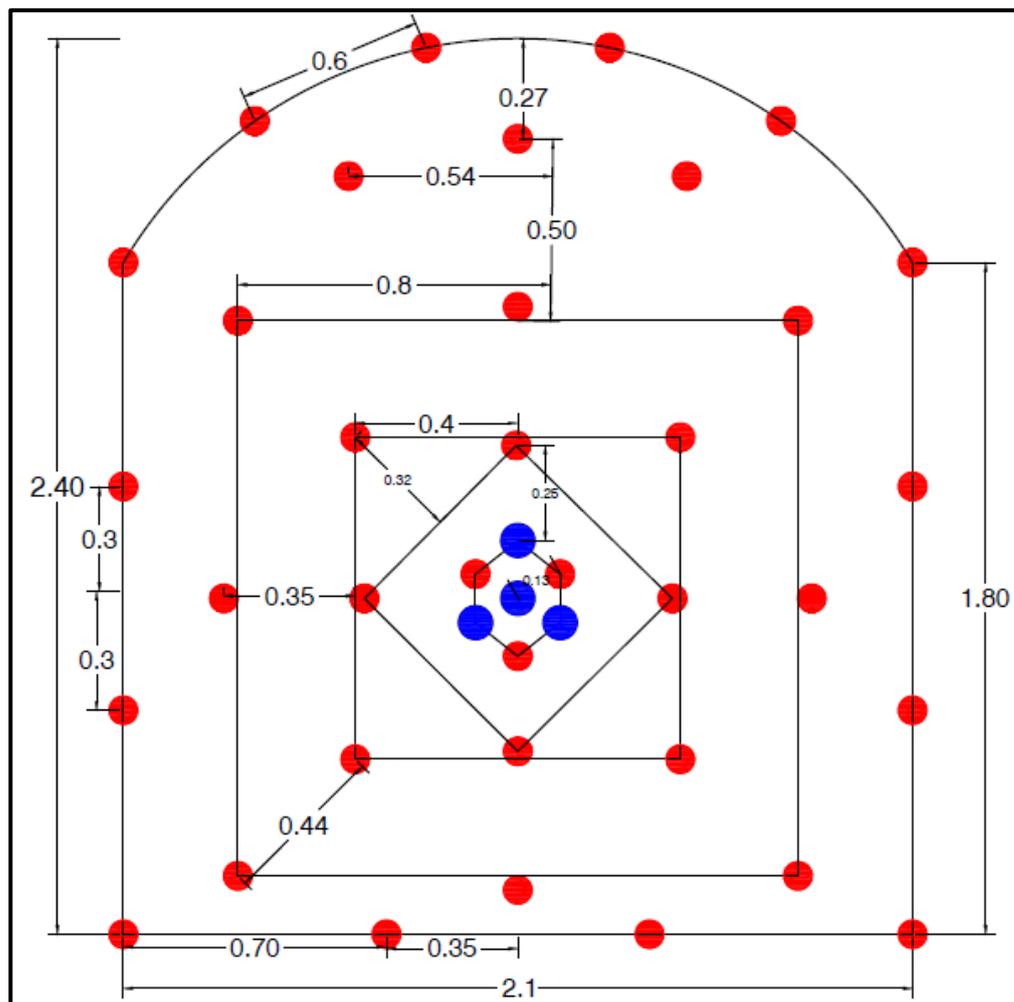
La malla de perforación de la galería Nv. 4543, se realizó de acuerdo a los cálculos realizados mediante el modelo matemático de Roger Holmberg, con la gráfica siguiente se detallarán los resultados obtenidos con la ayuda del programan Excel, en donde se estuvo recopilando datos y así sucesivamente se realizó los respectivos cálculos como el burden, espaciamiento, apertura, cantidad de explosivos, etc., de cada distribución de taladros que se realizó en dicha galería Nv. 4543.

Cuadro N°19: Perforación

PERFORACION	UND	6 pies	5 pies
longitud de perforación	m	1.71	1.43
Total, de taladros perforados	Und	40	40
taladros cargados	Und	36	36
Diámetro taladro producción	mm	38	38
Diámetro taladro alivio	mm	45	45

Fuente: propio

Gráfico N° 01. Estandarización de malla de perforación de la galería Nv. 4543.

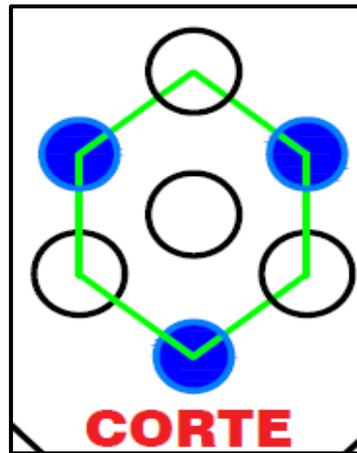


Fuente: Propio

4.2.6. Diseño de malla de perforación

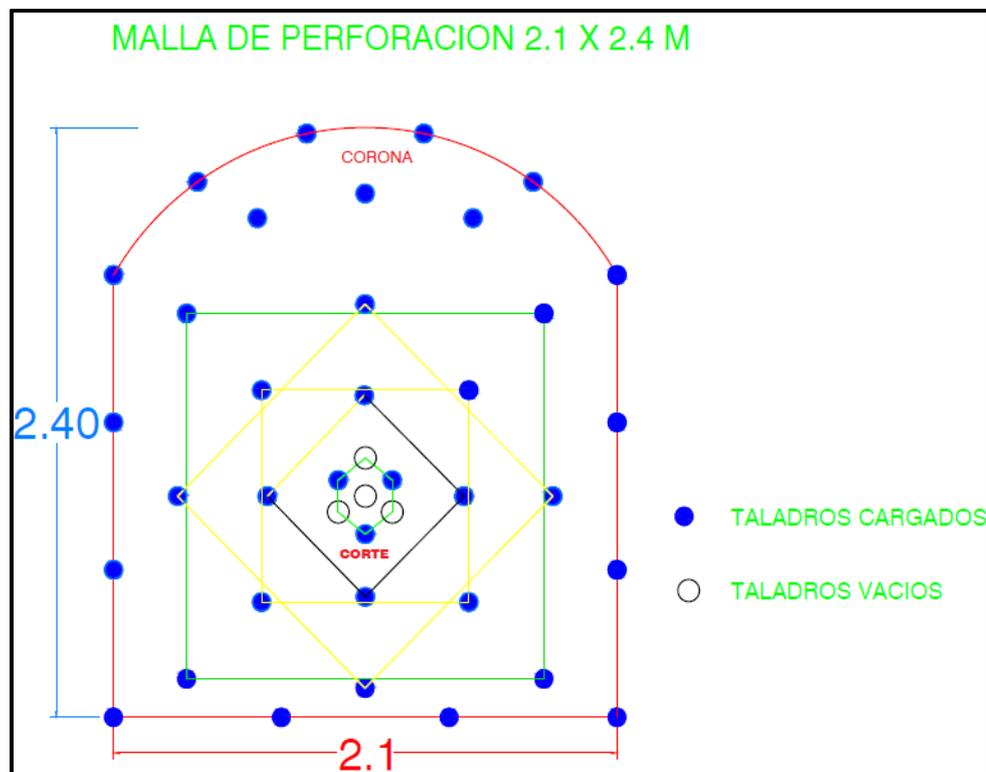
El diseño de la malla de perforación se realizó con respecto a los cálculos obtenidos con el modelo matemático de Roger Holmberg. En este diseño de malla se trabajó en un corte quemado de siete taladros (03 cargados y 04 taladros vacíos), también se trabajó la distribución de taladros mediante el rombo cuadrado inscrito, que nos ayudó tanto en la disminución del factor de carga, la sobrerotura, también al precio unitario a lo que se tiene en dicha unidad minera, respecto a un frente de 2.1 x 2.4 m.

Figura N° 09. Diseño de corte de la malla de perforación.



Fuente: Propio

Figura N° 10. Diseño de la malla de perforación 2.1 x 2.4 m de la galería Nv. 4543.



Fuente: Propio.

Salidas:

- N° **01**: 01 taladro (corte quemado)
- N° **02**: 02 taladros (corte quemado)
- N° **03**: 02 taladros (primera ayuda)
- N° **04**: 02 taladros (primera ayuda)
- N° **05**: 02 taladros (segunda ayuda)
- N° **06**: 02 taladros (segunda ayuda)
- N° **07**: 02 taladros (tercera ayuda)
- N° **08**: 02 taladros (tercera ayuda)
- N° **09**: 02 taladros (Cuarta ayuda)
- N° **10**: 02 taladros (Cuarta ayuda)
- N° **11**: 02 taladros (línea de amortiguamiento)
- N° **12**: 01 taladro (línea de amortiguamiento)
- N° **13**: 04 taladros (Cuadradores)
- N° **14**: 06 taladros (Corona)
- N° **15**: 04 taladros (Arrastre)

4.2.8. Diseño de la carga explosiva

El diseño de la carga explosiva, se realizó mediante el modelo matemático de Roger Holmberg, en donde se calculó el tipo de explosivo y accesorio que se utilizó para cada taladro que se diseñó en la malla de perforación que se observó en el ítem anterior. Se observará con detalle la cantidad de explosivo que se consume por taladro, en un frente completo o por disparo y mediante ello se procederá con los respectivos cálculos, para así conocer la cantidad total de explosivo que se utiliza en la galería Nv. 4543 de la unidad minera AMISTAD SEGUNDA, para una adecuada explotación. (Ver cuadro N° 20 y 21).

TIPO DE EXPLOSIVO

- **Famesa Semigelatina 45 7/8" x 7"**: 1 caja = 25 kg = 316 cartuchos = 0.079 kg/cart.
- **Famesa Semigelatina 65 7/8" x 7"**: 1 caja = 25 kg = 312 cartuchos = 0.080 kg/cart.

Cuadro N° 20. Distribución de la carga explosiva para taladros de 6 pies

para taladros de 6
pies

DISTRIBUCION CARGA EXPLOSIVA										
ITEM	Nº Tal. Perf	Nº Tal. Cargd	EXPLOSIVOS					ACCESORIOS		
			ANFO (kg)			SEMIGELATINA (kg)		carmex (Und.)	Mecha rapida (m)	
			Dq/ml	Kg/tal	total (kg)	Nº cartuchos	45			65
							0.08 kg/cart			0.08 kg/cart
Alivio	4									
Arranque	3	3	0.51	0.68	2.03	3		0.24	3	8
Primera ayuda	4	4	0.42	0.56	2.24	4		0.32	4	
Segunda Ayuda	4	4	0.41	0.55	2.19	4		0.32	4	
Tercera Ayuda	4	4	0.42	0.56	2.23	4		0.32	4	
Cuarta Ayuda	4	4	0.44	0.58	2.33	4		0.32	4	
Línea de amortiguamiento	3	3	0.13	0.17	0.52	3		0.24	3	
Cuadradores	4	4	0.46	0.61	2.44	4	0.32		4	
Arrastre	4	4	0.51	0.68	2.71	4		0.32	4	
corona	6	6	0.13	0.17	1.04	6	0.47		6	
TOTAL	40	36				36			36	
Carga Total Explosivo (Kg)	20.58				17.71		0.79	2.08		

Fuente Propio

Cuadro N° 21. Distribución de la carga explosiva para taladros de 5 pies

Como adicional se está considerando los cálculos de la distribución de carga explosiva para taladros de 5 pies si es que se quiere trabajar con barra cónica de 5 pies.

para taladros de 5 pies

DISTRIBUCION CARGA EXPLOSIVA										
ITEM	Nº Tal. Perf	Nº Tal. cargd	EXPLOSIVOS					ACCESORIOS		
			ANFO (kg)			SEMIGELATINA (kg)		carmex (Und.)	Mecha rapida (m)	
			Dq/ml	Kg/tal	total (kg)	Nº cartuchos	45 0.08 kg/cart			65 0.08 kg/cart
Alivio	4									
Arranque	3	3	0.51	0.53	1.60	3		0.24	3	
Primera ayuda	4	4	0.42	0.44	1.76	4		0.32	4	
Segunda Ayuda	4	4	0.41	0.43	1.73	4		0.32	4	
Tercera Ayuda	4	4	0.42	0.44	1.76	4		0.32	4	
Cuarta Ayuda	4	4	0.44	0.46	1.84	4		0.32	4	
Linea de amortiguamiento	3	3	0.13	0.14	0.41	3		0.24	3	
Cuadradores	4	4	0.46	0.48	1.93	4	0.32		4	
Arrastre	4	4	0.51	0.53	2.14	4		0.32	4	
Corona	6	6	0.13	0.14	0.82	6	0.47		6	
TOTAL	40	36				36			36	8
Carga Total Explosivo (Kg)	16.86				13.99		0.79	2.08		

Fuente: Propio

4.2.9. Cantidad de explosivos utilizados

La cantidad de explosivos que se utilizaron según el modelo matemático de Roger Holmberg en la galería Nv. 4543, será de acuerdo a los cálculos que se realizaron y a continuación se verá con más detalle la cantidad adecuada de explosivo y accesorio que se utilizó. (ver cuadro N°21).

Cuadro N°22. Cantidad de explosivos y accesorios utilizados en la galería Nv. 4543.

MALLA DE PERFORACION 2.1 X 2.4 M

VOLADURA	UND	6 pies	5 pies
Famesa semigelatina 45 7/8" x 7"	cart.	10	10
Famesa semigelatina 65 7/8" x 7"	cart.	26	26
Anfo	kg.	17.71	13.99
TOTAL, EXPLOSIVO	kg.	20.59	16.87
det. Ensamblado – Carmex	pzs	36	36
Mecha rápida	m	8	8

Fuente: Propio

4.2.10. Resultados obtenidos según la estandarización

Según los demás parámetros faltantes en el diseño de la malla de perforación según el modelo matemático de Roger Holmberg se obtuvieron los siguientes resultados. (Ver cuadro N°23).

PARAMETROS

Sección: 2.1 x 2.4 m

Área Sección: 4.87 M²

Eficiencia

perforación: 95%

Long. Barreno: 6 pies <> 1.8 m

5 pies <> 1.5 m

Densidad roca: 2.8 kg/m³

Densidad mineral: 3 kg/m³

RMR: 61 – 80

Tipo de Roca: IIA

Cuadro N° 23. Resultados obtenidos según la estandarización.

RESULTADOS	UND	6 pies	5 pies
Avance	M	1.6	1.3
Eficiencia Voladura	%	97%	97%
Factor de carga	kg/m ³	2.55	2.51
Factor de Potencia	Kg/ton	0.91	0.84
Factor de Avance	kg/m	12.41	12.20

Fuente: Propio

4.3 Discusión de los resultados.

Para realizar la perforación y voladura de un frente, es muy necesario e importante estandarizar una malla, teniendo en cuenta los siguientes aspectos: la calidad del macizo rocoso (a base de RMR), Los esfuerzos in-situ, esfuerzos inducidos presentes unos cinco metros atrás con respecto al frente, la dimensión y la forma de la sección, tipo de explosivos que se va a emplear, la forma de carguío, la secuencia de salida de los taladros del frente y en general los parámetros de perforación.

Ya habiendo diseñado una malla de un frente de 2.1 x 2.4 de sección, se llevó a cabo la prueba real aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg mediante una estandarización de la malla según los cálculos realizados en base a los datos recopilados, de manera que a posterior a esta prueba se analizó los objetivos que se había planteado, de tal manera, que las primeras pruebas ejecutadas tuvieron algunas deficiencias, para lo cual se hizo los respectivos ajustes correspondientes al tipo de explosivos que se estuvo utilizando en la unidad minera AMISTAD SEGUNDA; lo cual nos facilitó la minimización de costos.

Después de haberse realizado los ajustes, y las pruebas correspondientes, se logra estandarizar el diseño de la malla de perforación para una sección de 2.1 x 2.4 m y así disminuir los costos considerablemente a comparación de la anterior metodología de trabajo que se estaba utilizando en las labores de desarrollo, para un avance planificado diario, semanal y mensual según el planeamiento en la unidad minera AMISTAD SEGUNDA.

Los resultados obtenidos y los aspectos que influenciaron sobre ellos se detallan a continuación:

El análisis con respecto al factor de carga disminuyo, ya que anteriormente se utilizaba más explosivos para un determinado avance que se planificaba dentro del planeamiento.

Respecto a la estabilidad de las labores, se puede decir que su análisis se llevó a cabo controlando mejor la voladura, cargando adecuadamente los explosivos haciendo una adecuada distribución de energía y la secuencia de salida de los explosivos. De esta forma se logró controlar eficientemente las caídas de rocas en esta labor en corona y las paredes, dando como resultado una óptima estabilidad de aquella labor generada.

Empleando la estandarización según el modelo matemático de Roger Holmberg se logra llevar la sección de labor en forma regular y uniforme a la vez facilita la estabilidad conservando la caja techo de la labor mediante una voladura controlada por cuestiones de seguridad, ya que esta labor se caracteriza por ser una labor permanente durante la vida de la mina según sus reservas probables de mineral con respecto a este Nv.

Con la aplicación del modelo de Roger Holmberg se mejoró la perforación y voladura en la galería Nv 4543 correspondiente a la unidad minera AMISTAD SEGUNDA, obteniéndose los siguientes resultados:

$$\text{RMR} = 61 - 80$$

Por otra parte, el avance lineal siguiendo la veta esperada ha sido cumplido en un 100%, esto se debe a que el disparo realizado del frente de la galería Nv. 4543, es adecuado y se evitó la reparación que se realizaba mensualmente para proteger a los trabajadores de las caídas de rocas.

4.4 Aporte de tesista.

Al realizar el trabajo de investigación se obtuvieron los siguientes aportes:

Se obtuvieron buenos resultados durante el estudio geomecánico de la galería Nv. 4543 de la unidad minera AMISTAD SEGUNDA, que especialmente ha sido estudiada para realizar un adecuado estandarización de la malla de perforación de una sección de 2.1 x 2.4 m, mediante el modelo matemático de Roger Holmberg, para así cambiar la malla que se utilizaba anteriormente, con un factor de carga elevado y sobrerotura mayor a 5% y disminuir los costos en las labores de desarrollo, obviamente teniendo como referencia a muchos sistemas de clasificación establecidas.

Una vez conocido la calidad del macizo rocoso, es posible saber si se requiere un sostenimiento y tipo de malla, es lo más adecuado para poder utilizar y disparar el frente que se está trabajando.

Se logró diseñar y estandarizar la malla de perforación adecuado para una sección de 2.1 x 2.4 m para una labor de desarrollo, disminuyendo los costos y la utilización de explosivos y accesorios adecuados para una voladura controlada a la vez facilitar los trabajos que se planifican dentro dentro del minado respectivo.

CONCLUSIONES

- ✚ Se realizó un análisis de costo y productividad empleando un estudio científico de la ciencia, en este caso empleando el modelo matemático de Holmberg, hacen posible una correcta toma de decisiones para el mejor diseño de la malla de perforación de acuerdo a las características de la labor que se está trabajando.
- ✚ Se logró la estabilidad de la labor galería Nv. 4543, con la utilización de una malla de perforación adecuada, de acuerdo a los cálculos realizados a través del modelo matemático aplicado, debido a que se está teniendo una voladura controlada del frente de avance y se tiene un menor radio de influencia que nos ayudan mantener la estabilidad primordialmente de la corona y hastiales de la labor; y mayor seguridad para los trabajadores al utilizar la malla estandarizada, reduciéndose la caída de rocas y los costos en sostenimiento.
- ✚ Mediante la utilización de la malla de perforación según el modelo matemático de Roger Holmberg, se mejoró el avance siguiendo la veta que se planifica mensualmente, y por deducción de acuerdo a las pruebas realizadas se puede lograr lo planificado, con la aplicación del diseño de malla estudiada se evita los tiros sopladados, teniéndose una voladura eficiente, según las pruebas realizadas se tuvo una eficiencia de voladura de 97% con un avance de 1.6 m por disparo para taladros de 6 pies.
- ✚ Con la estandarización del diseño de malla se mejora el desempeño de los perforistas a la hora de perforar y realizar sus disparos correspondientes.
- ✚ Con la estandarización del diseño de malla se reduce los costos en perforación evitándose hacer taladros innecesarios ya teniendo una malla estandarizada; y en cuanto a voladura también se redujo los costos esta vez utilizando menos cantidad de carga y se redujo el factor de carga de 3 a 2.55.
- ✚ Según la nueva clasificación de la calidad del macizo rocoso nuestro terreno tiene un RMR 71, tipo de roca buena IIA; la malla que se estandarizó generalmente funciona para terrenos que tengan un RMR de 61-80.
- ✚ Después de la estandarización para taladros de 6 pies se obtuvo los siguientes resultados factor de potencia 0.91 kg/ton, factor de avance 12.41 kg/m

RECOMENDACIONES.

- ✚ La capacitación del trabajador debe ser permanente con respecto a la perforación y voladura con la nueva estandarización de la malla de perforación que se realizó en el la galería Nv. 4543, en vista que ellos serán los directos ejecutores y el grado de involucramiento de los estándares establecidos, de manera que se garantice el éxito de la implementación del estudio realizado.
- ✚ Continuar con el control de la aplicación de malla estandarizada mediante el modelo matemático de Roger Holmberg, para una sección de 2.1 x 2.4 m en las labores mineras de preparación, exploración de la mina estudiada.
- ✚ Los supervisores de la empresa minera en estudio, deben siempre verificar y recomendar a los perforistas, que cantidad de explosivos se está cargando y cuál es el estándar adecuado, siempre se tiene que estar verificando para que se familiaricen con la nueva estandarización.
- ✚ Se recomienda que para utilizar esta malla de perforación para una sección de 2.1 x 2.4 m, según el modelo matemático de Roger Holmberg, el terreno tiene que tener un RMR de 61 a 80, en estos casos se aplica dicha malla estandarizada. Por ello es muy importante el estudio geomecánico de la roca de la labor minera que se está trabajando.
- ✚ Para la planificación del método de minado es recomendable considerar equipos factibles que se encuentran en el mercado y continuar con la mejora continua.
- ✚ Continuar trabajando con el estándar ya mencionado de la malla de perforación para reducir los costos y mejorar la productividad de la mina Amistad Segunda.
- ✚ El control diario de los procesos dentro del ciclo de minado hace posible el análisis y ver dónde están las deficiencias para poder incrementar la producción y reducir los costos de mina.
- ✚ Para realizar una perforación correcta del frente es importante realizar el pintado de malla de acuerdo a la estandarización.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.

- ✚ Castro J., Rodríguez J. (2016) “Reducción de la sobre-rotura en el horizonte” Universidad Nacional de Trujillo – Facultad de Ingeniería – Escuela Académica Profesional de Ingeniería de Minas.
- ✚ Konya C. y Albarrán E. (1998), “Diseño de Voladuras”: México. Pág. 30-60.
- ✚ Hamrin, H. Choosing and underground mining method. Underground mining methods handbook, AIME. USA 1982.
- ✚ Hernández Sampieri Roberto, Fernández Carlos y Baptistas Pilar. Metodología de la Investigación, México Editorial Mc Graw Hill, Cuarta Edición, 2006. Ojeda Mestas, R. (2008). Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia. Lima.
- ✚ Langefors, U. y Kihlstrom, B. (1984), “Voladura de Roca”: New York- Estados Unidos, 4ta Edición Pág. 385-400
- ✚ López, C. (2000), “Manual y Diseño de Perforación y Voladura de Rocas”. España. Pág. (478-500).
- ✚ Llanco, J (2012),” Evaluación de la Voladura Basada en las Clasificaciones Geomecánicas en la Cía. Consorcio Minero Horizonte-U/P Culebrillas”.
- ✚ EXSA, (2005). “Manual Práctico de Voladura”: Lima-Perú, 4ta Edición.
- ✚ Glosario minero.
- ✚ Informe Técnico de las Actividades a ser Desarrolladas con Explosivos Materiales Relacionados. Elaborado por: J&J Cajavilca S.A.C. Unidad Minera AMISTAD SEGUNDA. Huaraz, diciembre del 2020.
- ✚ Altos explosivos – Famesa. <http://famesa.com.pe/productos/altos-explosivos>
- ✚ Sistemas de Iniciación – Famesa. <http://famesa.com.pe/productos/sistemas-de-iniciacion>

ANEXOS

Anexo 01: Matriz de consistencia de la investigación.

TITULO: ESTANDARIZACION DEL DISEÑO DE MALLA PARA LA ROCA TIPO IIA, EMPLEANDO EL MODELO MATEMATICO DE ROGER HOLMBERG, EN LA GALERIA Nv 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.				
PROBLEMA	VARIABLES	OBJETIVO	HIPÓTESIS	METODOLOGÍA
<p>PROBLEMA GENERAL</p> <p>¿Como influye la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg para la estandarización del diseño de malla en la roca tipo IIA en la galería Nv. 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022?</p> <p>PROBLEMAS ESPECÍFICOS</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ ¿El empleo del modelo matemático de Roger Holmberg influirá en la estabilidad de las labores que tengan una roca de tipo IIA en la galería Nv. 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022? ✓ ¿El empleo del modelo matemático de Roger Holmberg influirá en el avance de la labor galería Nv. 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022? ✓ ¿El empleo del modelo matemático de Roger Holmberg influirá con respecto al desempeño del perforista y la seguridad del personal en sus actividades en la galería Nv. 4543, 	<p>VARIABLE INDEPENDIENTE</p> <p>Aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg, en la galería Nv. 4543, de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.</p> <p>VARIABLE DEPENDIENTE</p> <p>Estandarización del diseño de malla en la roca tipo IIA, en la galería Nv. 4543, de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C 2022.</p>	<p>OBJETIVO GENERAL:</p> <p>Estandarizar el diseño de malla en la roca tipo IIA, empleando el modelo matemático de Roger Holmberg, en la galería Nv. 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.</p> <p>OBJETIVOS ESPECÍFICOS</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ Mejorar la estabilidad del frente de 2.1 x 2.4 m en una roca de tipo IIA, empleando el modelo matemático de Roger Holmberg, en la galería Nv. 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022. ✓ Mejorar el avance de la labor empleando el modelo matemático de Roger Holmberg, en la galería Nv. 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022. ✓ Mejorar el desempeño del perforista y la seguridad del personal en sus actividades, empleando el modelo matemático de Roger Holmberg, en la galería Nv. 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD 	<p>HIPÓTESIS GENERAL:</p> <p>Cuando se aplica el modelo matemático de Roger Holmberg influye en la estandarización del diseño de malla en una roca tipo IIA en la galería Nv. 4543 de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.</p> <p>HIPÓTESIS ESPECÍFICA:</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ La aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg influye en la estabilidad de la galería Nv. 4543 de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022. ✓ La aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg influye en mejorar el avance de la labor galería Nv. 4543 de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022. ✓ La aplicación del modelo matemático Roger Holmberg influye el desempeño del perforista en sus actividades en la galería Nv. 4543 de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022. 	<p>TIPO DE INVESTIGACIÓN:</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ Aplicada <p>DISEÑO DE INVESTIGACIÓN:</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ No Experimental - Corte transversal – Observacional <p>NIVEL DE INVESTIGACIÓN:</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ Descriptivo <p>POBLACIÓN:</p> <p>La población está conformada por todas las galerías, de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C –2022.</p> <p>MUESTRA:</p> <p>La muestra está conformada por la galería Nv. 4543, de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C –2022.</p>



<p>DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022?</p> <p>✓ ¿El empleo del modelo matemático de Roger Holmberg influirá en la reducción de costos en perforación y voladura en la galería Nv. 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022?</p>		<p>SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022</p> <p>✓ Reducir los costos en perforación y voladura, empleando el modelo matemático de Roger Holmberg, en la galería Nv. 4543, DE LA UNIDAD MINERA “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022</p>	<p>✓ La aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg influye en la reducción de costos en perforación voladura, en la galería Nv. 4543 de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C – 2022.</p>	
---	--	--	--	--



Anexo 02. Imágenes de trabajos preliminares y finales que se realizaron de la galería Nv. 4543 de la unidad minera “AMISTAD SEGUNDA” J&J CAJAVILCA S.A.C.

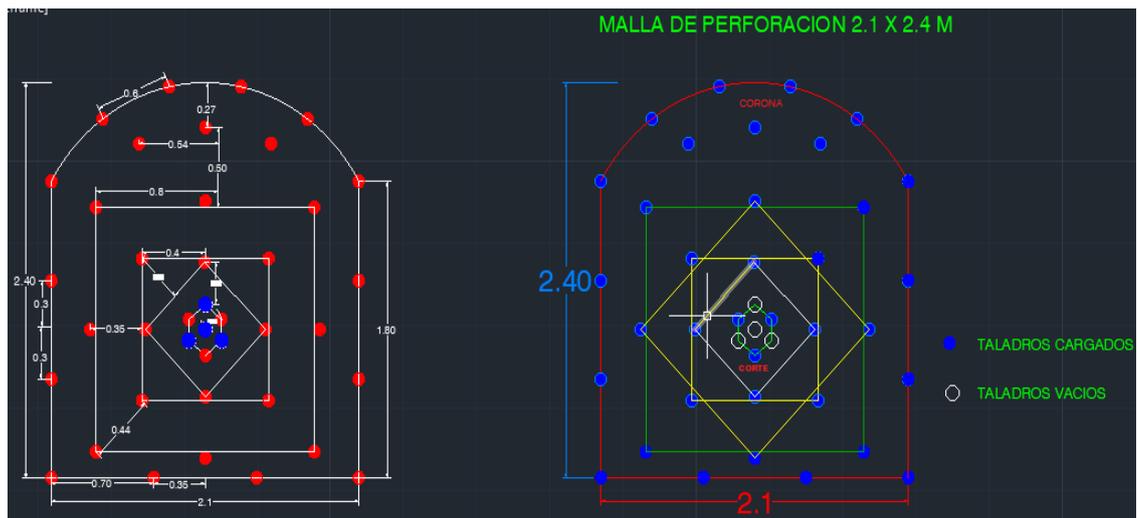
- **La galería Nv. 4543, se está comenzando a medir la sección para poder estandarizar una malla de 2.1 x 2.4 m.**



- **Medición de la caja techo de la galería Nv. 4543.**



- **Diseño de la malla de perforación 2.1 x 2.4m en el gabinete**



- **Cálculos de la cantidad de explosivos para una malla de perforación 2.1 x 2.4 m en el gabinete.**

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K
1	para taladros de 6 pies										
2	DISTRIBUCION CARGA EXPLOSIVA										
3	ITEM	Nº Tal. Perf.	Nº Tal. Cargados	EXPLOSIVOS						ACCESORIOS	
4				ANFO (kg)			SEMIGELATINA (kg)			carmex (Und.)	Mecha rapida (m)
5				Dq/ml	Kg/tal.	total (kg)	Nº cartuchos	45 0.08 kg/cart	65 0.08 kg/cart		
6											
7	Alivio	4									
8	Arranque	3	3	0.51	0.68	2.03	3		0.24	3	
9	Primera ayuda	4	4	0.42	0.56	2.24	4		0.32	4	
10	Segunda Ayuda	4	4	0.41	0.55	2.19	4		0.32	4	
11	Tercera Ayuda	4	4	0.42	0.56	2.23	4		0.32	4	
12	Cuarta Ayuda	4	4	0.44	0.58	2.33	4		0.32	4	
13	Linea de amortiguamiento	3	3	0.13	0.17	0.52	3		0.24	3	
14	Cuadradores	4	4	0.46	0.61	2.44	4	0.32		4	
15	Arrastre	4	4	0.51	0.68	2.71	4		0.32	4	
16	corona	6	6	0.13	0.17	1.04	6	0.47		6	
17	TOTAL	40	36				36			36	
18	Carga Total Explosivo (Kg)	20.58				17.71		0.79	2.08		
19			FC =	4.08							
20											
21											

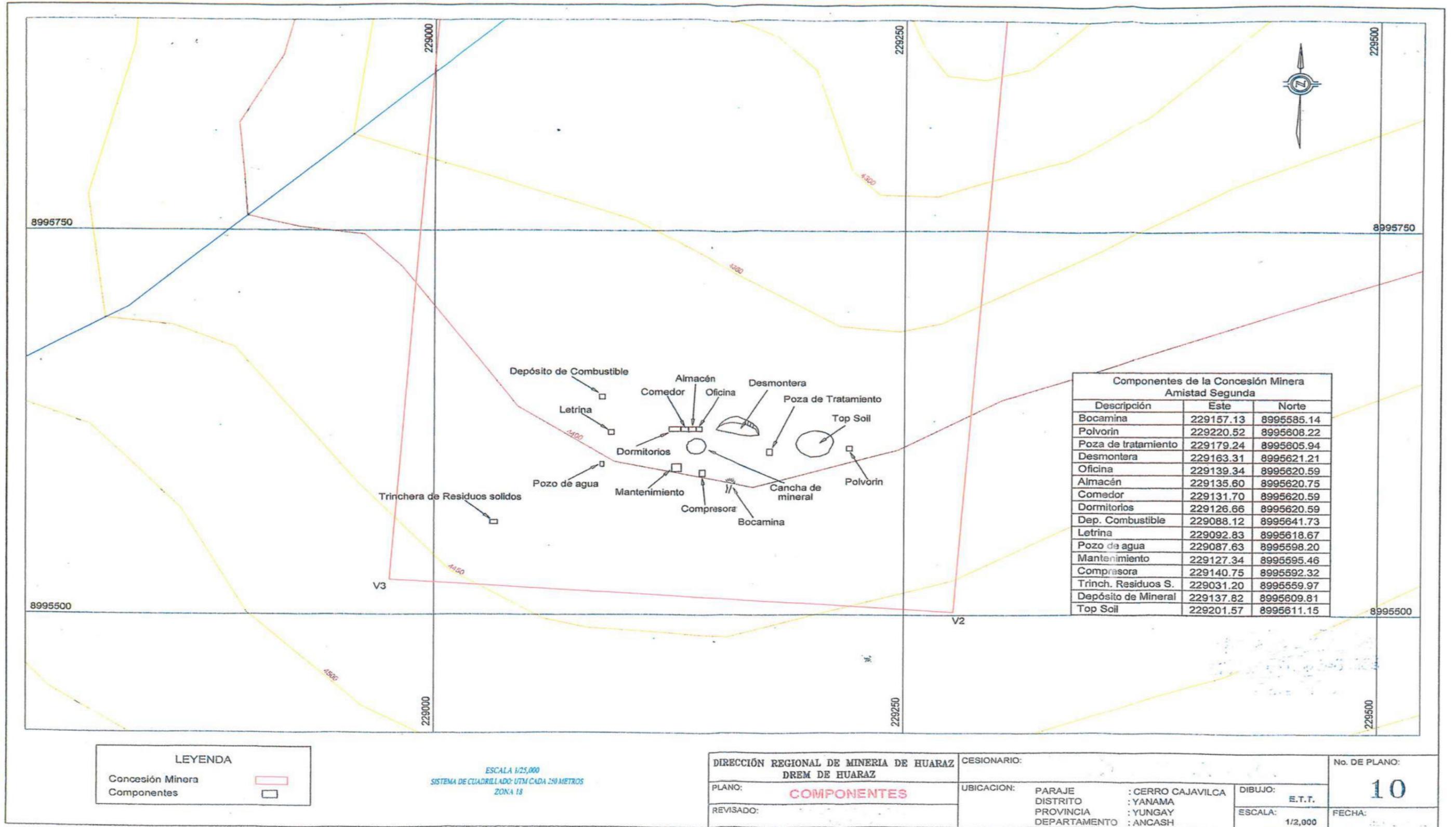
- **Procesamiento de datos según el modelo matemático de Roger Holmberg, en el gabinete.**

B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O
	Densidad explosivo												
	Peso Especifico Roca												
	n	4											
	α	0.01											
	β	0.02											
	γ	3°											
	ϕ	0.045		Tal. Vacio									
	ϕ_o	0.038		Tal. Produc.									
	S anfo	0.814											
	$\phi_e = \phi \cdot Vn$	2.0000			=	0.0900							
	$B_{max} = 1.7 \cdot \phi_e$				=	0.1530							
	$H = 0.15 + 34.1(\phi_e) - 39.4(\phi_e)^2$												
	H=	0.15	3.0690	0.3191	=	2.8999							
	I=	0.95*H			=	2.7549							
										$X = (Bp1 + \phi_e) \cos(30^\circ)$		0.1290	
	$B_e = 1.7 \cdot \phi_e$				=	0.1530				$Bp2 = X - \phi_o/2$		0.1100 (Taladro real)	
	$Bp1 = (1.7 \cdot \phi_e - (\alpha H + \beta))$	0.1530	0.0490		=	0.1040 (Taladro Virtual)				$F = \alpha H + \beta$		0.0490	
	a	$2Bp2 + 2\phi_o$			=	0.296 m							

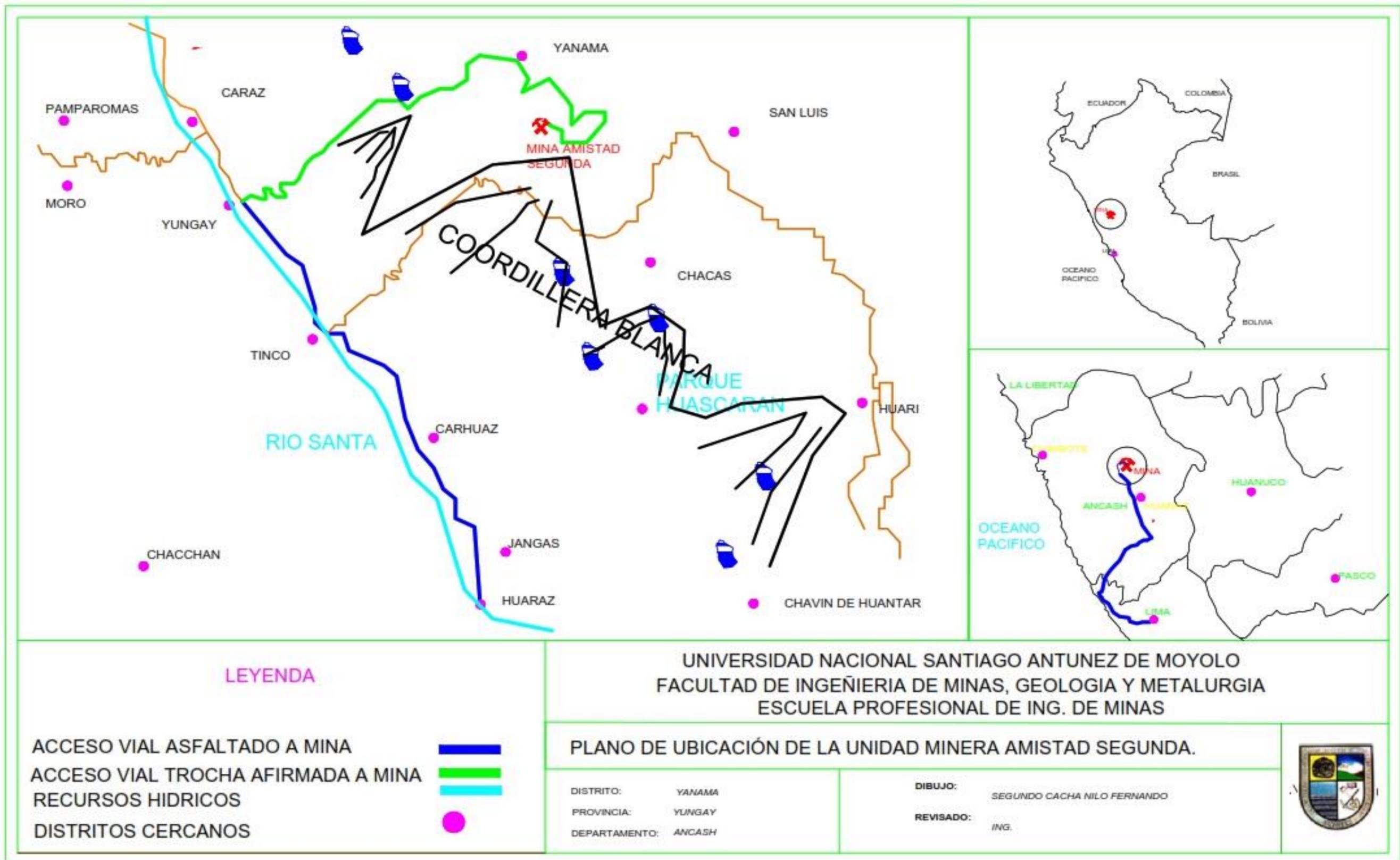
- **Accesorio que se utiliza en la unidad minera AMISTAD SEGUNDA.**



Anexo 03: Plano general de los componentes mineros que se tienen en la unidad minera "AMISTAD SEGUNDA" J&J CAJAVILCA S.A.C.

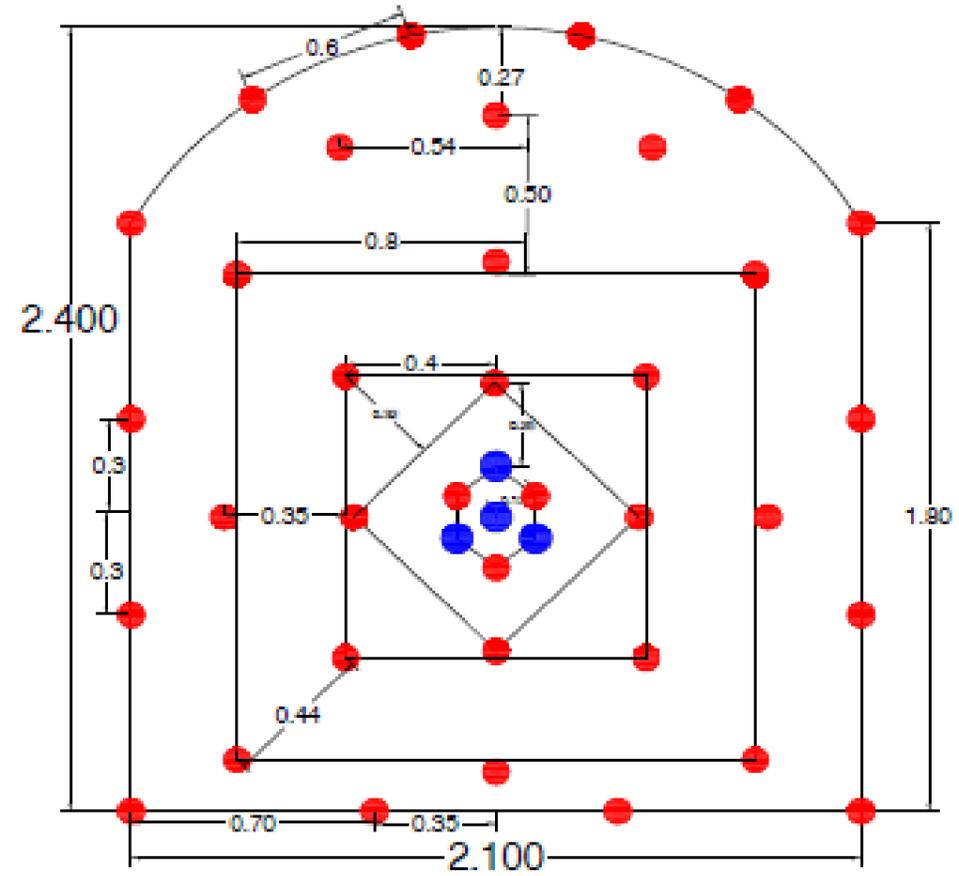


Anexo 04: Plano de ubicación de la unidad minera AMISTAD SEGUNDA J&J CAJAVILCA S.A.C.



Anexo 05: Plano 01 de la malla de perforación (2.1 x 2.4 m), según el modelo matemático de Holmberg diseñado en el gabinete.

MALLA DE PERFORACION 2.1 X 2.4 M

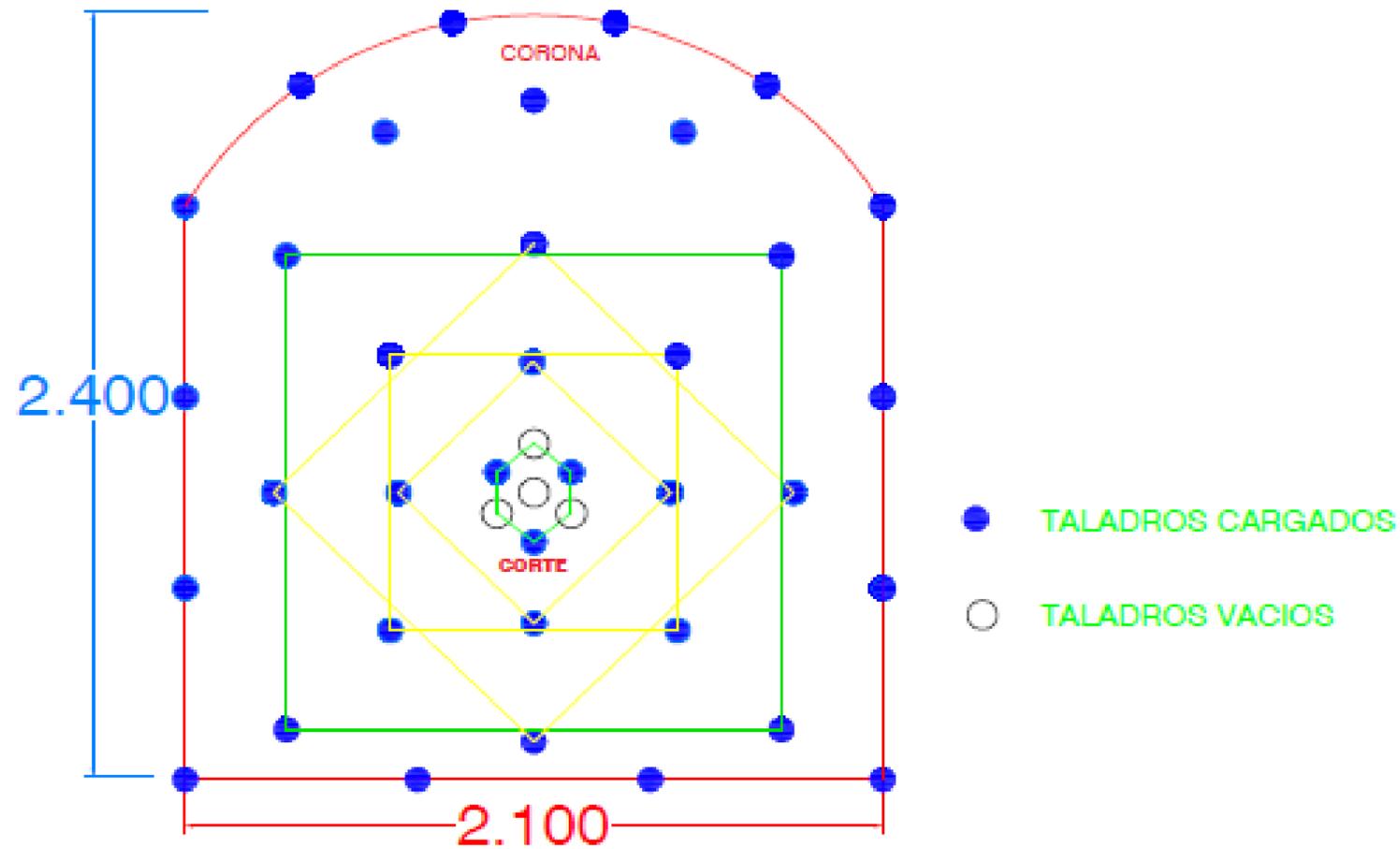


- TALADROS CARGADOS
- TALADROS VACIOS

<p>LEYENDA</p> <p>● TALADROS CARGADOS</p> <p>● TALADROS VACIOS</p>	<p>UNIVERSIDAD NACIONAL SANTIAGO ANTUNEZ DE MAYOLO FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y METALURGIA ESCUELA PROFESIONAL ING. DE MINAS</p>			
<p>DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION UNIDAD AMISTAD SEGUNDA</p>				
<p>DISTRITO: YANAMA PROVINCIA: YUNGAY DEPARTAMENTO: ANCASH</p>	<p>DIBUJO: SEGUNDO CACHA NIÑO REVISADO: ING.</p>	<p>ESCALA: 1/25 LAMINA:</p>		



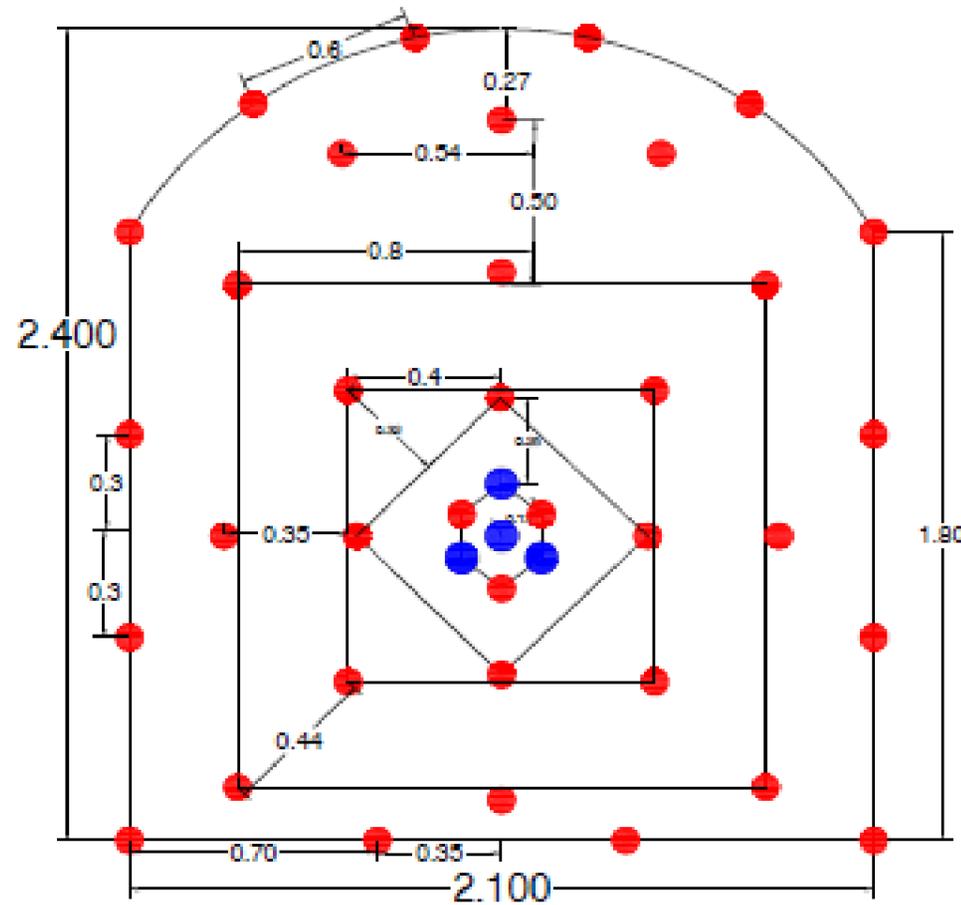
MALLA DE PERFORACION 2.1 X 2.4 M



<p>LEYENDA</p> <p>● TALADROS CARGADOS</p> <p>○ TALADROS VACIOS</p>	UNIVERSIDAD NACIONAL SANTIAGO ANTUNEZ DE MAYOLO FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y METALURGIA ESCUELA PROFESIONAL ING. DE MINAS		
	DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION UNIDAD AMISTAD SEGUNDA		
	DISTRITO: YANAMA PROVINCIA: YUNGAY DEPARTAMENTO: ANCASH	DIBUJO: SEGUNDO CACHA NIÑO REVISADO: ING.	ESCALA: 1/25 LAMINA:

Anexo 07: Plano 03 Diseño de perforación (2.1 x 2.4) y Voladura, según el modelo matemático de Holmberg diseñado en el gabinete.

MALLA DE PERFORACION 2.1 X 2.4 M



PERFORACION	UND	6 pies	5 pies
longitud de perforacion	m	1.71	1.43
Total de taladros perforados	Und	40	40
taladros cargados	Und	36	36
Diámetro taladro produccion	mm	38	38
Diámetro taladro alivio	mm	45	45

VOLADURA	UND	6 pies	5 pies
Famesa semigelatina 45 7/8" x 7"	cart.	10	10
Famesa semigelatina 65 7/8" x 7"	cart.	26	26
Anfo	kg	17.71	13.99
TOTAL EXPLOSIVO	kg	20.59	16.87
det. Ensamblado - Carmex	pcs	36	36

RESULTADOS	UND	6 pies	5 pies
Avance	m	1.7	1.4
Eficiencia de avance	%	97%	97%
Factor de carga	kg/m ³	2.55	2.51
Factor de Potencia	Kg/ton	0.91	0.84
Factor de Avance	kg/m	12.41	12.20

TIPO DE EXPLOSIVO	Caja	Cantidad	Peso/cart
Famesa Semigelatina 45 7/8" x 7"	Kg.	cart.	Kg
Famesa Semigelatina 45 7/8" x 7"	25	316	0.079
Famesa Semigelatina 65 7/8" x 7"	25	312	0.080

ITEM	Nº Tal. Perf.	Nº Tal. Cargados	DISTRIBUCION CARGA EXPLOSIVA							
			6 pies			5 pies				
			semigelatina 45	semigelatina 65	anfo total [kg]	semigelatina 45	semigelatina 65	anfo total [kg]		
Alivio	4									
Arranque	3	3		1	0.68	2.03		1	0.53	1.60
Primera Ayuda	4	4		1	0.56	2.24		1	0.44	1.76
Segunda Ayuda	4	4		1	0.55	2.19		1	0.43	1.73
Tercera Ayuda	4	4		1	0.56	2.23		1	0.44	1.76
Cuarta Ayuda	4	4		1	0.58	2.33		1	0.46	1.84
Linea de amortiguamiento	3	3		1	0.17	0.53		1	0.14	0.41
Cuadradores	4	4	1		0.61	2.44	1		0.48	1.93
Arrastre	4	4		1	0.68	2.71		1	0.53	2.14
corona	6	6	1		0.17	1.04	1		0.14	0.82
TOTAL	40	36	0.79	2.08		17.71	0.79	2.08		13.99
Carga Total Explosiva (Kg)						20.58				16.86

LEYENDA

- TALADROS CARGADOS
- TALADROS VACIOS

UNIVERSIDAD NACIONAL SANTIAGO ANTUNEZ DE MAYOLO
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y METALURGIA
 ESCUELA PROFESIONAL ING. DE MINAS

DISEÑO DE PERFORACION Y VOLADURA UNIDAD AMISTAD SEGUNDA

DISTRITO: YANAMA
 PROVINCIA: YUNGAY
 DEPARTAMENTO: ANCASH

DIBUJO: SEGUNDO CACHA Nilo
 REVISADO: ING.

ESCALA: 1/25
 LAMINA:

