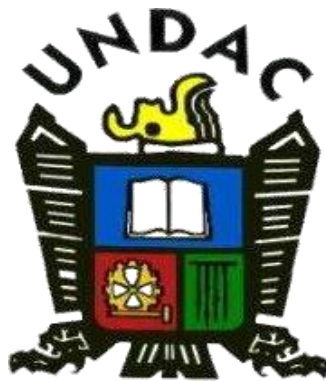


UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**Voladura controlada y amortiguada en la Compañía
Minera Retamas S.A.**

Para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor: Bach. Julio Daniel CALLUPE PAREDES

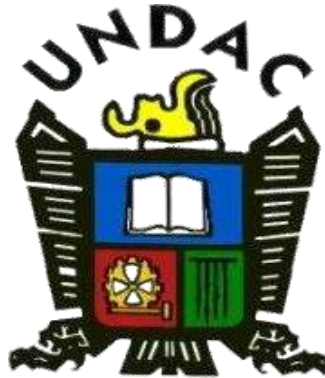
Asesor: Mg. Nieves Oswaldo GORA TUFINO

Cerro de Pasco – Perú - 2019

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

Voladura controlada y amortiguada en la Compañía

Minera Retamas S.A.

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Ing. Floro Pagel ZENTENO GÓMEZ
PRESIDENTE

Mg. Luis Alfonso UGARTE GUILLERMO
MIEMBRO

Mg. Vicente César DÁVILA CÓRDOVA
MIEMBRO

DEDICATORIA

Dedico de manera muy especial a mi mamá y hermanos,
por la constancia y comprensión que hicieron lograr mi
formación profesional.

RECONOCIMIENTO

Agradezco a mi alma mater, la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, por las enseñanzas impartidas por los profesores de la facultad de ingeniería de minas de la escuela profesional de minas, quienes con su constancia hicieron realidad mis sueños, para llegar al de mi meta; asimismo, veo realizado mi deseo de llegar a la cima de la formación profesional, mediante el presente trabajo de investigación.

En especial a mi Asesor, por compartir sus experiencias en la actividad minera y sus sabios consejos que reforzaron y dinamizaron el desarrollo y culminación del presente trabajo de investigación, y gracias a toda la familia de mi casa universitaria que fue fuente de conocimiento y experiencia.

Autor: Julio Daniel, CALLUPE PAREDES

RESUMEN

En la Compañía Minera Retamas S. A. se tiene el problema de la sobre extracción de material desmote de las labores lineales de la mina, es por eso que se realiza un análisis en el proceso de extracción del material desmote, llegando a la conclusión que se puede reducir la cantidad de material extraído utilizando la técnica de la voladura controlada y amortiguada en las labores lineales teniéndose como resultados a reducir de 15% de sobre rotura a un 4.9% , usando un análisis de vibraciones de voladura y cartillas de geomecánica donde se identifica el tipo de roca donde se está realizando el análisis, para poder controlar las vibraciones en la voladura y como consecuencia el control de la sobre rotura.

Además se realiza un levantamiento insitu en el campo con un dispositivo creado en la Compañía Minera Aurífera Retamas S. A. y luego ploteado y dibujado en AutoCAD para ver la reducción de la sección y por lo tanto tener una menor sobre rotura, finalmente se valoriza el incremento de costos en perforación y voladura que es directamente en el incremento de taladros de pre corte en la corona, con lo que corresponde a voladura controlada versus el costo de extracción en interior mina que está referido al costo por toneladas que representa en la diferencia de material que se extrae a superficie y se hace más hincapié en este tema debido a que la mina cada vez más se está profundizando y alejándose incrementando el ciclo de extracción del material desmote a superficie y por ende tendiendo a elevarse más el costo de extracción del material.

Palabras Clave: Voladura controlada y amortiguada, reducción de costos en perforación y voladura.

ABSTRACT

In the Compañía Minera Retamas SA there is the problem of the extraction of material from the linear works of the mine, that is why an analysis is made in the process of extraction of the material dismount, reaching the conclusion that it can be reduced the amount of material extracted using the technique of blasting controlled and damped in the linear works having as a result to reduce from 15% of overbreak to 4.9%, using an analysis of blasting vibrations and geomechanical primers where the type is identified of rock where the analysis is being made, to be able to control the vibrations in the blasting and as a consequence the control of the overbreak.

In addition an insitu survey is carried out in the field with a device created in the Compañía Minera Aurífera Retamas SA and then plotted and drawn in AutoCAD to see the reduction of the section and therefore have a smaller one over breakage, finally the increase of costs in drilling and blasting that is directly in the increase of pre-cut holes in the crown, which corresponds to controlled blasting versus the cost of extraction in the interior of the mine, which is related to the cost per ton of the difference in material that It is extracted to the surface and more emphasis is placed on this topic because the mine is increasingly deepening and moving away, increasing the cycle of extraction of the gin material to the surface and therefore tending to increase the cost of extracting the material more.

Keywords: Controlled and damped blasting, cost reduction in drill and blast.

INTRODUCCIÓN

La presente investigación está motivada por los nuevos procesos de cambio, evolución y las nuevas tendencias en la voladura de r, siendo la voladura controlada una nueva forma de generar estabilidad a las rocas que nos permite la reducción de los costos en Sosténimiento y el sobre rotura de las mismas. La realización de estos tipos de voladura se está aplicando hoy en día en varias empresas mineras y obras civiles tales como: Túneles, Galerías y Cruceros Principales entre otros.

Marsa está realizando este tipo de Voladura para sus proyectos pórfidos Mayormente Sulfuros de (Au), y en Pequeñas Cantidades la (Ag), y concluyendo con las conclusiones y recomendaciones, Esperamos que nuestro aporte, contribuya a mejorar la labor de los profesionales inmersos en el tema de la Voladura Controlada, y sirva de punto de partida para otros trabajos; que contribuya a estudiantes y profesionales en la investigación. De manera muy especial van nuestros sinceros reconocimientos a los señores Jurados por haber tenido el elevado criterio profesional para evaluar el presente trabajo y dictaminar positivamente, buscando siempre el desarrollo en la ciencia contable en nuestra Universidad.

El Capítulo I: Se desarrolla el Problema de la investigación.

El Capítulo II: Se desarrolla el marco teórico.

El Capítulo III Se desarrolla la metodología y técnicas de la investigación.

El Capítulo IV: Se desarrolla resultados y discusión de la Tesis.

Autor: Julio Daniel, CALLUPE PAREDES.

ÍNDICE

DEDICATORIA	
RECONOCIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCIÓN	
ÍNDICE	

CAPÍTULO

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA.....	1
1.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	2
1.2.1. DELIMITACIÓN ESPACIAL	2
1.2.2. DELIMITACIÓN TEMPORAL	2
1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	2
1.3.1. PROBLEMA PRINCIPAL	3
1.3.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS	3
1.4. FORMULACIÓN DE OBJETIVOS.....	3
1.4.1. OBJETIVO GENERAL	3
1.4.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS	3
1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	4
1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN	5

CAPÍTULO II

MARCO TEORICO

2.1. ANTECEDENTES DE ESTUDIO.....	6
2.2. BASES TEÓRICAS - CIENTÍFICAS	12
2.2.1. CARACTERÍSTICAS DEL ÁREA DE ESTUDIO.....	12
2.2.2. DISEÑO DE MALLA Y CÁLCULO DE VOLADURA EN GALERÍAS	56
2.2.3. OPERACIONES MINERAS UNITARIAS.....	58
2.2.4. FACTORES QUE PROVOCAN LA SOBRE EXCAVACIÓN.....	60
2.2.5. CLASIFICACIÓN DE LOS EXPLOSIVOS.....	61
2.2.6. EXPLOSIVOS ACUOSOS.....	63
2.2.7. PROPIEDADES FÍSICAS DE LOS EXPLOSIVOS	64
2.2.8. MECÁNICA DE FRAGMENTACIÓN DE LA ROCA.....	66
2.2.9. ETAPAS DEL PROCESO DE FRACTURAMIENTO.....	68
2.2.10. PRIMERA FASE FRACTURAS RADIALES (BRISANCE)	69
2.2.11. SEGUNDA FASE EMPUJE HACIA ADELANTE (HEAVE)	70

2.2.12. TERCERA FASE DE FRAGMENTACIÓN	71
2.2.13. FACTORES QUE PROVOCAN LA SOBRE EXCAVACIÓN.....	73
2.2.14. VOLADURA CONTROLADA	74
2.2.15. VENTAJAS Y DESVENTAJAS DE LA VOLADURA CONTROLADA.....	75
2.2.16. APLICACIÓN DE LA VOLADURA CONTROLADA	76
2.2.17. CONFINAMIENTO DE CARGA EXPLOSIVA	80
2.2.18. CONFINAMIENTO DE LA CARGA EXPLOSIVA AL FONDO.....	81
2.2.19. COSTOS.....	82
2.2.20. GEOMECÁNICA DE ROCAS.....	85
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS	88
2.4. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS	96
2.4.1. HIPÓTESIS GENERAL	96
2.4.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS.....	96
2.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES	96
2.5.1. VARIABLES	96
2.6. DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES.....	98
2.6.1. INDICADORES DE LA HIPÓTESIS GENERAL.....	98
2.6.2. INDICADORES DE LAS HIPÓTESIS ESPECÍFICAS.....	99

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN	102
3.1.1. DE ACUERDO A LA ORIENTACIÓN	102
3.1.2. DE ACUERDO A LA TÉCNICA DE CONTRASTACIÓN	102
3.1.3. DE ACUERDO A LA DIRECCIONALIDAD.....	103
3.1.4. DE ACUERDO AL TIPO DE FUENTE DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	103
3.1.5. DE ACUERDO CON LA EVOLUCIÓN DEL FENÓMENO ESTUDIADO	103
3.2. MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN.....	103
3.3. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN	103
3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA	103
3.4.1. POBLACIÓN	103
3.4.2. MUESTRA	104
3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	105
3.5.1. TÉCNICAS.....	105
3.5.2. INSTRUMENTOS	105
3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS.....	105
3.7. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO.....	106

3.8. SELECCIÓN, VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD DE LOS INSTRUMENTOS DE INVESTIGACIÓN.....	106
3.9. ORIENTACIÓN ÉTICA.....	106

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO	107
4.1.1. PASO 1: DEFINICIÓN DE LOS PARÁMETROS GEOMECÁNICOS	107
4.1.2. PASO 2: DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN	111
4.1.3. PASO 3: EJECUCIÓN DE LA VOLADURA CONTROLADA	115
4.1.4. PASO 4: CÁLCULO DE LOS COSTOS.....	118
4.2. PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS	123
4.2.1. CASO 1: PRUEBA EN CONDICIONES ACTUALES PRIMER DISPARO (SIST. CONV.)	123
4.2.2. CASO 2: PRUEBA USANDO LA VOLADURA CONT. SEGUNDO DISPARO (PRUEBA)	126
4.3. PRUEBA DE HIPÓTESIS.....	129
4.4. DISCUSIÓN DE RESULTADOS	131
4.4.1. EVALUACIÓN DEL PERFIL DE LA GALERÍA.....	133

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REBIBLIOGRAFÍA

ANEXOS

ANEXO N° 1: INSTRUMENTO DE RECOLECCIÓN DE DATOS

ANEXO N° 2: MATRIZ DE CONSISTENCIA, VARIABLES E INDICADORES

ANEXO N° 3: PANEL FOTOGRÁFICO

Índice de Tablas

TABLA N° 2.1: EXPLOSIVOS UTILIZADOS EN MARSÁ:	64
TABLA N° 2.2: TIPO DE EXPLOSIVOS	65
TABLA N° 2.3: VARIABLES E INDICADORES	100
TABLA N° 4.1: CLASIFICACIÓN DEL RMR	110
TABLA N° 4.2: DATOS PARA LA VOLADURA CON ALIVIOS (VOL. CONT.)	111
TABLA N° 4.3: DATOS PARA LA VOLADURA SIN ALIVIOS (VOL. CONV.)	113
TABLA N° 4.4: DISTRIBUCIÓN DE CARGA EN UN TALADRO	115
TABLA N° 4.5: COSTOS DE PERFORACIÓN DE UNA GALERÍA DE 7' X 8'	118
TABLA N° 4.6: CÁLCULO DE LA SOBRE-ROTURA DE EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS	121
TABLA N° 4.7: ANÁLISIS DE LOS COSTOS DE TRANSPORTE CON LOCOMOTORA	122
TABLA N° 4.8: DATOS DE PERFORACIÓN	124
TABLA N° 4.9: DATOS DE VOLADURA, CONSUMO DE EXPLOSIVOS	124
TABLA N° 4.10: RESULTADOS DE LA MEDICIÓN DE VIBRACIONES	124
TABLA N° 4.11: DATOS DE PERFORACIÓN	127
TABLA N° 4.12: DATOS DE CONSUMO DE EXPLOSIVOS	127
TABLA N° 4.13: RESULTADOS DE LA MEDICIÓN DE VIBRACIONES	127
TABLA N° 4.14: COSTOS COMPARATIVOS DE LOS CASOS	130

Índice de Fotografías

FOTOGRAFÍA N° 2.1: DAÑO QUE SUFRE LA PARED DEL TALADRO Y SU ENTORNO	44
FOTOGRAFÍA N° 2.2: DAÑO DE LA VOLADURA EN EL FONDO DEL TALADRO.	45
FOTOGRAFÍA N° 2.3: TRAMO DE MAYOR DAÑO EN LA PARED DE LA GALERÍA.....	46
FOTOGRAFÍA N° 2.4: RESULTADO DE VOLADURA CONVENCIONAL	47
FOTOGRAFÍA N° 2.5: ACABADO EN LA VOLADURA CONTROLADA EN LA PARED DE LA GN.....	51
FOTOGRAFÍA N° 2.6: SE PUEDE NOTAR LAS MEDIAS CAÑAS DEL PERFIL DE LA GALERÍA.....	53
FOTOGRAFÍA N° 2.7: EN EL TECHO DE LA GALERÍA SE NOTA LAS MEDIAS CAÑAS.....	54
FOTOGRAFÍA N° 2.8: EN LA GALERÍA SE PUEDE NOTAR UN PERFIL LISO Y LAS MEDIAS CAÑAS	56
FOTOGRAFÍA N° 0.1: PERFORACIÓN CONVENCIONAL EN MARSÁ	9
FOTOGRAFÍA N° 0.2: ACARREO EN LA COMPAÑÍA MINERA MARSÁ S.A. (CONVENCIONAL)	10
FOTOGRAFÍA N° 0.3: CARGUÍO DE UN FRENTE CON FANEL.....	10
FOTOGRAFÍA N° 0.4: CARGUÍO DE UN FRENTE CON CONECTORES	11
FOTOGRAFÍA N° 0.5: SOSTENIMIENTO ACTIVO OPORTUNO	11
FOTOGRAFÍA N° 0.6: TOMA DE DATOS DE CAMPO	11

Índice de Figuras

FIGURA N° 2.1: DISEÑO DE MALLA CONVENCIONAL	48
FIGURA N° 2.2: MECANISMO DEL FRACTURAMIENTO DEL MACIZO ROCOSO	67
FIGURA N° 2.3: CONFINAMIENTO DE CARGA EXPLOSIVA EN TALADRO CONVENCIONAL	80
FIGURA N° 2.4: CONFINAMIENTO DE CARGA EXPLOSIVA EN TALADRO DE VOLADURA CONTROLADA	81
FIGURA N° 2.5: ENSAMBLE DEL EXACORT	81
FIGURA N° 2.6: ESQUEMA DE LA VOLADURA CONTROLADA	81
FIGURA N° 2.7: CARGA EXPLOSIVA AL FONDO	82
FIGURA N° 4.1: SISTEMA DE CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO	108
FIGURA N° 4.2: DISTRIBUCIÓN DE LA CARGA EN UN TALADRO	116
FIGURA N° 4.3: TALADROS EN LA CORONA	117
FIGURA N° 4.4: GRÁFICA DE VIBRACIÓN CASO 1	125
FIGURA N° 4.5: GRÁFICA DE VIBRACIÓN CASO 2	128
FIGURA N° 4.6: COSTOS COMPARATIVOS DE LOS CASOS POR DISPARO	130
FIGURA N° 4.7: COSTOS COMPARATIVOS ANUALES DE LOS CASOS	131
FIGURA N° 4.8: RESULTADO CON VOLADURA CONVENCIONAL	131
FIGURA N° 4.9: RESULTADO DE LA VOLADURA CONTROLADA	132
FIGURA N° 4.10: PERFIL DE LA GALERÍA CON VOLADURA CONTROLADA	133
FIGURA N° 4.11: PERFIL DE EXCAVACIÓN	134
FIGURA N° 4.12: PERFIL DE EXCAVACIÓN	135
FIGURA N° 4.13: PERFIL DE EXCAVACIÓN	136

Índice de Láminas:

LÁMINA N° 2.1: PLANO DE UBICACIÓN NACIONAL-DEPARTAMENTAL	13
LÁMINA N° 2.2: MAPA DE LOCALIZACIÓN	14
LÁMINA N° 2.3: ACCESIBILIDAD AÉREA.....	16
LÁMINA N° 2.4: MAPA DE ACCESIBILIDAD	17
LÁMINA N° 2.5: MAPA GEOLÓGICO REGIONAL.....	25
LÁMINA N° 2.6: MAPA GEOLÓGICO LOCAL	27
LÁMINA N° 2.7: SECCIÓN TRANSVERSAL DE LA VETA ESPERANZA.....	31
LÁMINA N° 2.8: DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LABORES SUBTERRÁNEAS	36
LÁMINA N° 2.9: PROCESO DE MINADO LONG WALL	38
LÁMINA N° 4.1: MALLAS DE PERFORACIÓN CON ALIVIOS (VOL. CONTROLADA)	112
LÁMINA N° 4.2: MALLAS DE PERFORACIÓN SIN ALIVIOS (VOL. CONVENCIONAL).....	114

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA

Puesto que en la actualidad en el mundo minero se busca alcanzar metas y proyecciones con los recursos que se tiene específicamente en operaciones mineras, va en busca de obtener concentrados de mineral, teniendo en cuenta avances y producción.

La Voladura Convencional de las rampas y galerías en la Compañía Minera Retamas S.A, dejan perfiles irregulares según el sistema de diaclasamiento de la roca, normalmente afecta a la estructura remanente llegando a profundidades de 2 m, la roca maltratada y debilitada según el tipo y condición, tienen consecuencias de inestabilidad o desprendimiento con el tiempo.

- Las Operaciones poseen problemas de sobre rotura.
- No se tiene un buen auto sostenimiento.

- Existe alta dilución de mineral.
- Las labores poseen agrietamientos excesivos.
- Los costos de sostenimiento resultan demasiado altos para la operación.

Es motivo por el cual se plantea el presente estudio de tesis intitulada:
"VOLADURA CONTROLADA Y AMORTIGUADA EN LA COMPAÑÍA MINERA RETAMAS S.A."

1.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La investigación será desarrollada tomando en consideración la aplicación de la voladura controlada y amortiguada y su influencia en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A. ubicada en el Anexo de Llacuabamba, Distrito de Parcoy, Provincia de Patate Departamento de La Libertad en el flanco Oeste de la cordillera de los Andes.

1.2.1. Delimitación espacial

La investigación se desarrolló en la galería 9680 S del nivel 3950 de la Compañía Minera Retamas S.A.

1.2.2. Delimitación temporal

Los datos para el trabajo de investigación corresponden al año 2017.

1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.3.1. Problema principal

¿La aplicación de la voladura controlada y amortiguada influiría en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.?

1.3.2. Problemas específicos

1. ¿De qué manera los costos de perforación mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada mejoraría en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.?
2. ¿De qué manera los costos de voladura mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada mejoraría en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.?
3. ¿De qué manera los costos de sostenimiento mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada incidiría en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.?

1.4. FORMULACIÓN DE OBJETIVOS

1.4.1. Objetivo general

¿La aplicación de la voladura controlada y amortiguada influiría en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.?

1.4.2. Objetivos específicos

1. Determinar de qué manera los costos de perforación mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada mejoraría en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.
2. Demostrar cómo los costos de voladura mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada ayudaría en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.
3. Determinar de qué manera los costos de sostenimiento mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada incidiría en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.

1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La investigación y la evaluación de este método “VOLADURA CONTROLADA Y AMORTIGUADA” es muy especial que permite obtener superficies de corte lisas y bien definidas, al mismo tiempo que contribuye a mejorar su estabilidad, aspecto muy importante en trabajos subterráneos de orden permanente, para prevención de desplome de techos y otros riesgos, y en superficie para la estabilidad de taludes en corte de laderas para que los trabajadores cuenten con un ambiente seguro y saludable.

La Voladura controlada es muy importante para no dejar sobre roturas de las labores mineras al igual que la Voladura convencional, a diferencia de los taladros de voladura convencional, los de la voladura controlada deben espaciarse de tal modo, que las fracturas creadas se dirijan a los puntos de menor resistencia, es decir de

taladros largos, alineándose para formar un plano de corte, con lo que se disminuye o elimina la formación de fracturas radiales. Consiste en el empleo de cargas explosivas lineares de baja energía colocadas en taladros largos muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea para crear y controlar la formación de una grieta o plano de rotura continuo, que delimite la superficie final de un corte o excavación.

En cuanto a los alcances de la investigación, alcanza exclusivamente a las labores mineras de la Compañía Minera Retamas S.A. así mismo para otros yacimientos que sin duda será de mucha importancia considerar los parámetros para diseñar una voladura controlada.

1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

Las limitaciones que se ha tenido en el desarrollo de la investigación han sido mínimas, los cuales han sido superados solo con la coordinación y debida comunicación con las áreas y jefaturas involucradas. Las limitaciones son:

- Personal de apoyo, ya que normalmente los perforistas desconocen la toma de datos para una investigación, por lo que se tuvo que capacitar y recomendar la importancia del proyecto y la toma de información.
- Información técnica de la voladura controlada y amortiguada, desconocen la mayoría de los trabajadores del área, porque se tuvo que capacitar.
- Información de costos de una voladura controlada y amortiguada por avance, son informaciones confidenciales que la empresa lo maneja.

CAPÍTULO II

MARCO TEORICO

2.1. ANTECEDENTES DE ESTUDIO

En la literatura de costos existe una motivación por descubrir los vínculos existentes entre la aplicación de la voladura controlada y amortiguada y su influencia en la reducción de costos. La evidencia empírica ha demostrado una relación positiva entre estas variables. Aquí presentamos algunos de los más recientes resultados de las investigaciones sobre el tema.

a. A nivel Internacional

Dey & Sen (2003) en el estudio “Concept of Blastability – An Update” explica que el principal objetivo de la investigación es la fragmentación por las voladuras y conseguir un tamaño adecuado que se ajusten a nuestras necesidades, así

mismo buscar un factor de explosión específico para reducir al mínimo el costo de la minería en general, aproximándonos a un buen resultado utilizando parámetros geo mecánicos, un buen diseño y explosivos adecuados. Las conclusiones del estudio son las siguientes: Se ha intentado definir la explosividad de una u otra manera, pero aún, un esquema de explosividad universal único bien definido, que definirá el diseño y el rendimiento de la explosión de manera efectiva, aún está por lograrse. La investigación fundamental sobre diseño de explosiones y para describir la masa rocosa que ve la voladura como una operación está en marcha. Se cree que puede ser posible obtener una metodología universal para determinar la capacidad de explosión, que incorporará los resultados de la explosión y ser capaz de relacionarse estrechamente con el factor de polvo para diferentes condiciones de minas. Viendo esto, hasta ahora la metodología JKMRC puede ser aceptada como el mejor enfoque.

Mestas (2007) en el estudio “Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia”, realizado para ejecutar diseños óptimos sin la necesidad de realizar muchas pruebas de campo y en donde el objetivo es diseñar mallas de perforación y voladura subterránea, aplicando un modelo matemático de áreas de influencia y pronosticar el análisis de la fragmentación para determinar si es el óptimo. La hipótesis del estudio consiste en que después de ejecutar el análisis teórico y las pruebas de campo, se demuestra que:

- Si es posible diseñar mallas de perforación y voladura, aplicando el modelo matemático de áreas de influencia, utilizando las variables obtenidas del campo.
- También es factible, utilizar el análisis granulométrico para pronosticar la fragmentación y evaluar diseño de malla de perforación y voladura, usando sus variables de campo.

Las conclusiones del estudio fueron las siguientes:

- Si fue posible diseñar mallas de perforación y voladura subterránea para frentes en la mina San Rafael, utilizando la nueva teoría para calcular el burden.
- El diseño de mallas de perforación realizados por esta teoría se usó solamente para cortes en paralelo.
- Fue posible utilizar el análisis granulométrico para pronosticar la fragmentación y evaluar el diseño de malla de perforación y voladura para determinar dicho diseño si era el ideal.
- Para que el diseño de malla de perforación ideal debe de tener como mínimo un 95 % pasante de fragmento roto para un determinado tamaño característico de roca
- El modelo predictivo de Kuz-Ram es una buena herramienta para analizar la tendencia de la fragmentación para diferentes diseños de malla de perforación y voladura.

b. A nivel Nacional

Calderon Navarro (2015) en la investigación intitulada ““Optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de

mediana escala (Unidad Minera MACDESA)”. El objetivo del estudio es optimizar las prácticas de perforación y voladura en los avances y la producción en la mina modelo de mediana escala MACDESA. La hipótesis del estudio consiste: La mejora en las técnicas de perforación y voladura permitirán la optimización del avance y producción en la compañía minera MACDESA.

La hipótesis general del estudio es: La mejora en las técnicas de perforación y voladura permitirán la optimización del avance y producción en la compañía minera MACDESA.

Las conclusiones del estudio son las siguientes:

- El trabajo que se realiza en las operaciones unitarias donde están implicados desde un obrero hasta el superintendente es muy importante, ya que todos tienen el mismo fin de realizar la perforación y voladura de manera correcta y sin incidentes en avance y producción.
- Diseñar una malla de perforación y voladura en base a las clasificaciones geomecánicas, permite optimizar la distribución de energía, con mucha más precisión, que de manera común o empleando otros modelos matemáticos.

Gonzales Fernández (2016) en el estudio “Evaluación de la voladura en el método de cámaras y pilares en la Compañía Minera MARSAS” explica sobre la veta EL GIGANTE, que es un yacimiento orogénico caracterizado por la ocurrencia de vetas y cuerpos de oro, metalogénicamente se encuentra ubicado en la franja metalogénica nororiental del Batolito de Patate. El cual pertenece a la empresa MARSAS; empresa de minería subterránea, que produce 176,500 Oz de Au al año, ha sido explorado y explotado sostenidamente desde hace 34 años; en la actualidad representa uno de los yacimientos de mayor producción

subterránea de oro del Perú; su producción acumulada al 2014 asciende a 5.3 MOz, cuenta con recursos medidos de 0.5 MOz y sus recursos indicados e inferidos superan los 3.5 MOz, siendo uno de los yacimientos orogénicos más importantes de la región con alcance mundial. MARSa realiza por año un promedio 18,000 metros de avance lineal con fines de exploración y desarrollo, 35.000 metros de perforación destinada a la exploración de nuevos recursos de mineral y 6,000 metros de perforación de corto alcance con fines evaluativos. El problema principal de la investigación es: ¿En qué medida la voladura empleada en el método de cámaras y pilares permite alcanzar la productividad y eficiencia en Minera Aurífera Retamas S.A.? La hipótesis general es: La voladura empleada en el método de cámaras y pilares permite alcanzar la productividad y eficiencia en Minera Aurífera Retamas S.A. El Objetivo general del estudio es: analizar y determinar la productividad y eficiencia de la voladura en el método de cámaras y pilares en Minera Aurífera Retamas S.A. Las conclusiones son:

- La voladura en el método de cámaras y pilares permite alcanzar la productividad y eficiencia en Minera Aurífera Retamas S.A.
- El costo de operación (minado) de explotación Aplicando el método de cámaras y pilares con barrenaje de 6 pies en el tajo 564 es de 17.18 dólares por tonelada y la producción es de 10.34 toneladas por hombre guardia y con barrenaje de 8 pies en el tajo 561 es de 15.52 dólares por tonelada y la producción es de 13.73 toneladas por hombre guardia, por lo tanto el costo de operación (minado) del tajo 561 disminuye en un 9.62 %, con respecto al tajo 564.

Alvites & Genix (2017) en el estudio “Reducir el porcentaje de dilución, mediante voladura controlada en los tajos de producción en la Mina Marsa-Retamas” explica que la Compañía Minera Aurífera Marsa S.A. viene realizando sus operaciones en los yacimientos de la Unidad Minera de Parcoy veta Valeria nivel 3125 con una sección de 1.50m x 1. 80m, la cual viene siendo ejecutada por la contrata especializada Minera Alfa SA., en la explotación de tajos. Las características del yacimiento son irregulares, encontrándose zonas inestables, calificándose como roca MF/P (terreno muy fracturado), generándose sobre rotura y daños en la corona, además de incrementar el porcentaje de la dilución. La explotación se realiza en forma convencional, habiéndose verificado un exceso de consumo de explosivos lo cual se refleja en el indicador conocido como factor de carga. El problema principal de la investigación es: ¿Es posible reducir el porcentaje de dilución mediante voladura controlada en los tajos de producción de la veta Valeria del NV 3125 de la Mina Marsa – Retamas?. La hipótesis consiste en: si es posible mejorar el porcentaje de dilución al emplear una voladura controlada con espaciador de agua, se tendrá un mejor control de sobre rotura en los tajos de producción, por ende, se obtendrá una mejor producción en la empresa especializada ALFA S.A. de la mina Marsa Retamas. Las conclusiones son:

- Se ha logrado la optimización de perforación y voladura con la malla propuesta lo cual se traduce en: mejor control de dilución, mayor control en el macizo rocoso y reducción del factor de potencia que indica el menor consumo de explosivos.
- Se redujo un 20 % en el factor de carga con la malla propuesta con respecto a la anterior

2.2. BASES TEÓRICAS - CIENTÍFICAS

2.2.1. Características del área de estudio

2.2.1.1. Ubicación

La Minera Aurífera Retamas S.A. está ubicada en el Anexo de Llacuabamba, Distrito de Parcoy, Provincia de Pataz Departamento La Libertad en el flanco Oeste de la cordillera de los Andes. Las Coordenadas geográficas de Ubicación:

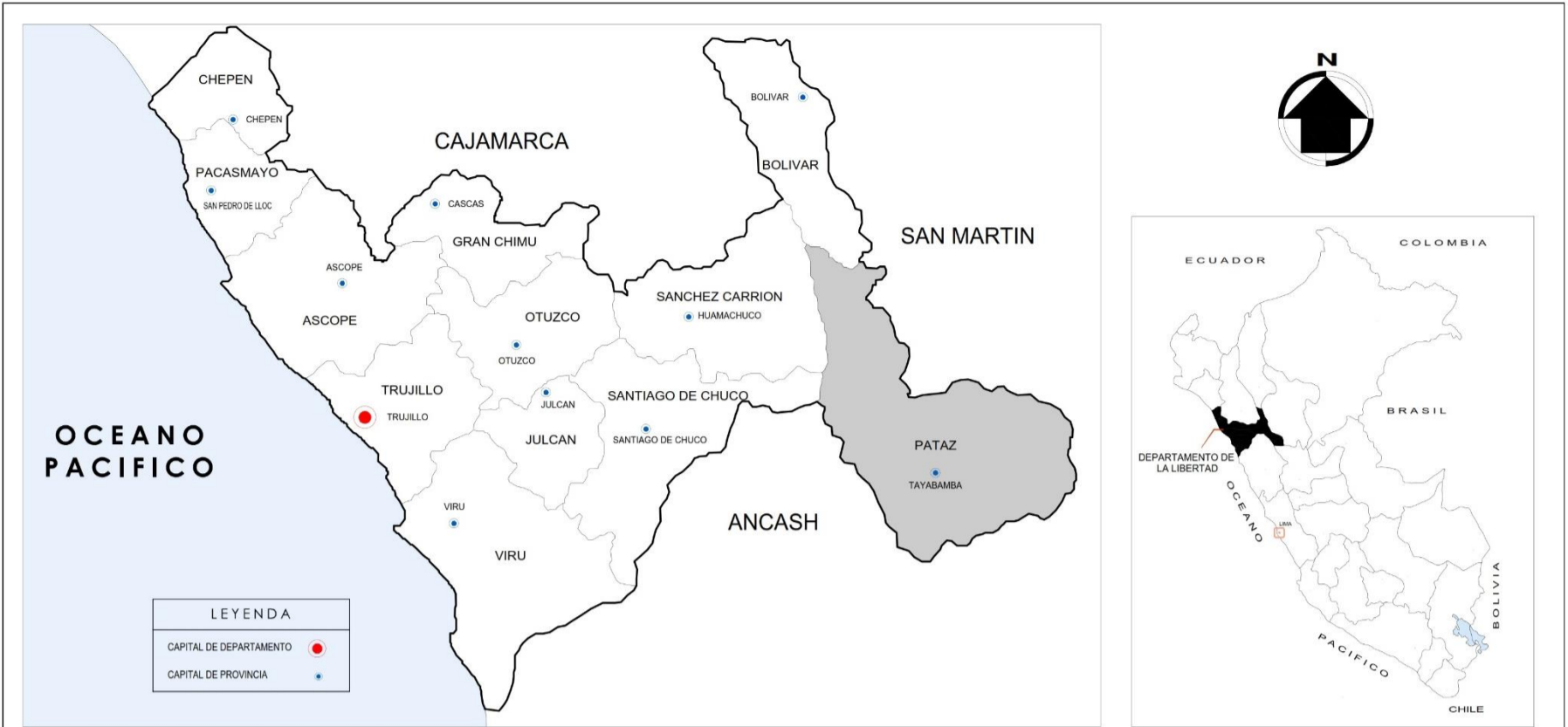
Latitud ($8^{\circ} 02' 45''$ S)

Longitud ($77^{\circ} 20' 56''$ O)

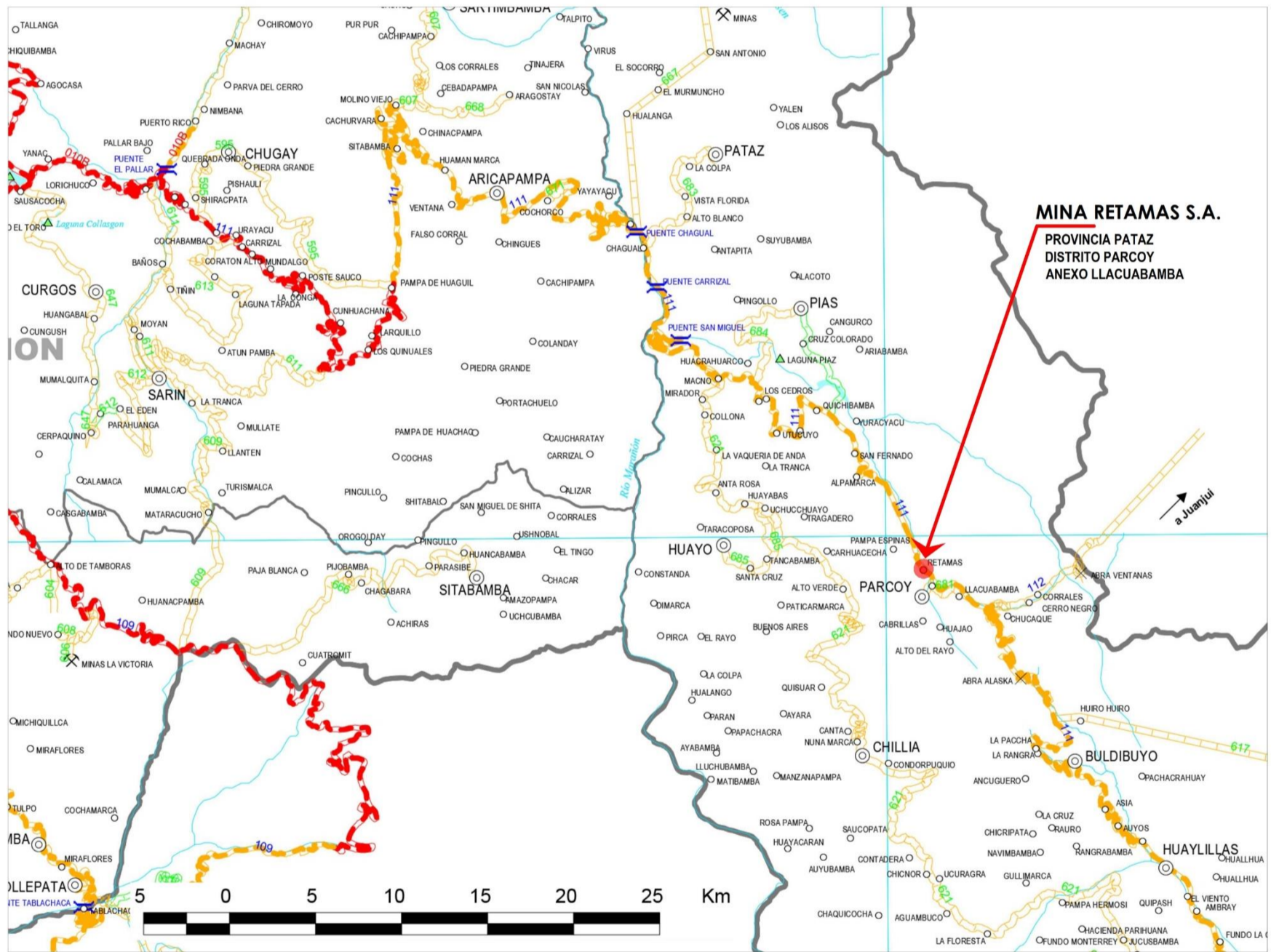
Coordenadas UTM (-8 021 139 N – 77 4756 E) La altitud varía de 3,900 msnm.



Lámina N° 2.1: Plano de ubicación nacional-departamental



DEPARTAMENTO DE LA LIBERTAD



MAPA DE LOCALIZACION



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
 FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
 ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS

MARSA

MINERA ALRÍPERA RETAMAS S.A.

TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

Tesis: **"VOLADURA CONTROLADA Y AMORTIGUADA EN LA COMPAÑÍA MINERA RETAMAS S.A."**

Presentado por: **Bach. Julio Daniel CALLUPE PAREDES**

Lámina:

Título: **MAPA DE LOCALIZACIÓN**

Fecha: **Mayo - 2019**

2.2

Fuente: **MINISTERIO DE TRANSPORTES Y COMUNICACIONES**

Escala: **Gráfica**

Lámina N° 22: Mapa de localización

2.2.1.2. Accesibilidad

El acceso a la Minera Retamas es desde la Ciudad de Lima con 755 kilómetros, conforme al siguiente itinerario.

- Lima – Trujillo : 850 Km. (Carretera Asfaltada)
- Trujillo – Huamachuco : 185 Km. (Carretera Afirmada)
- Huamachuco – Chagual : 162 Km. (Carretera Afirmada)
- Chagual – Retamas : 58 Km (Carretera Afirmada)

La zona también, es accesible por servicio aéreo, la empresa Aéreo Atsa, son avionetas privadas de mina: Poderosa, Horizonte y Marsa, conforme el siguiente itinerario:

- Lima – Trujillo : 1Hr, min
- Trujillo – Mina : 0hr, 35 min

El área donde se emplazan actualmente los derechos mineros de Retamas, se encuentran dentro de un distrito Aurífero filoniano, la cual ha sido de una antigua y permanente actividad de explotación, de acuerdo a los vestigios registrado de labores mineras e instalaciones existentes en la zona.

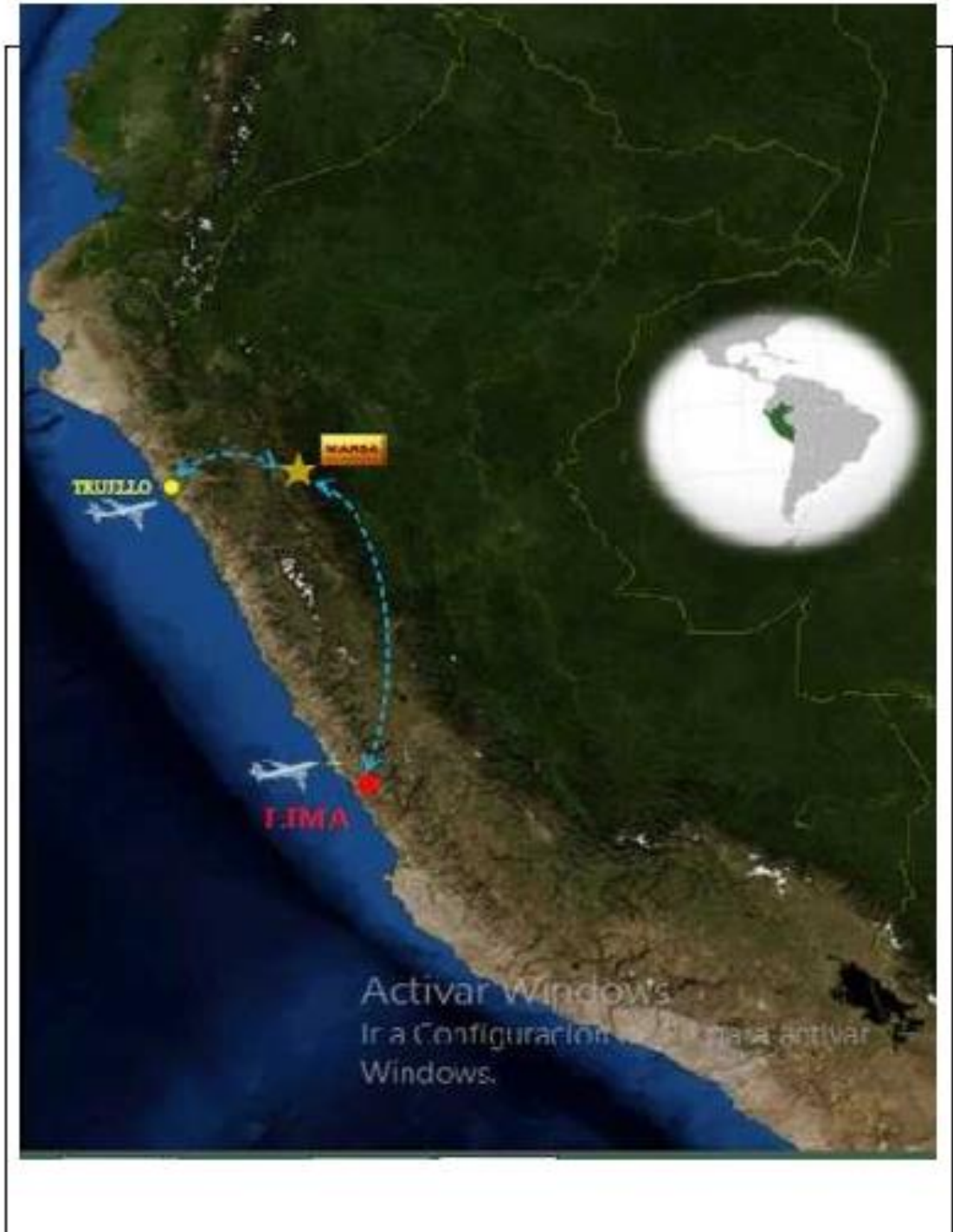


Lámina N° 2.3: Accesibilidad aérea

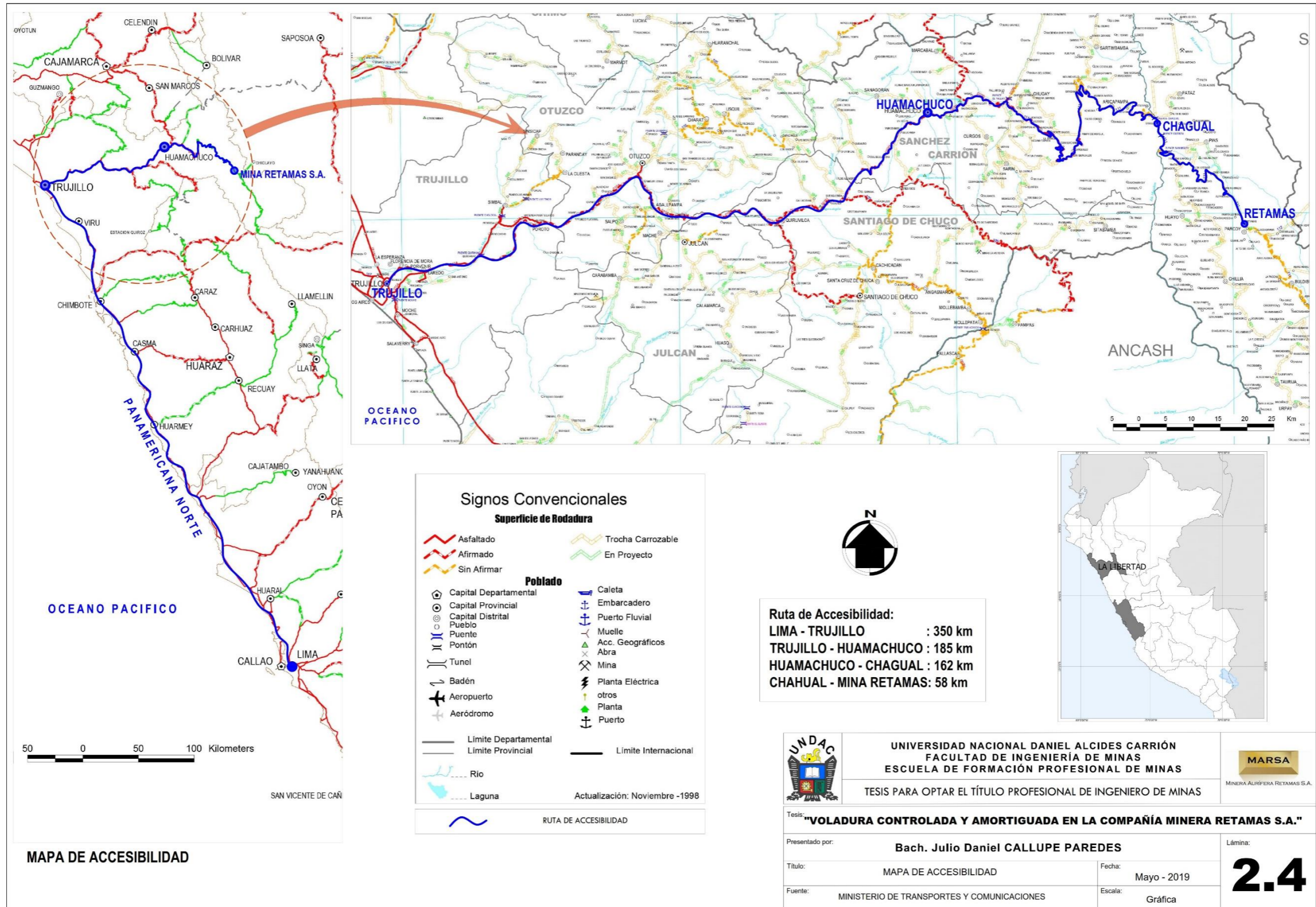


Lámina N° 2.4: Mapa de accesibilidad

2.2.1.3. Antecedentes históricos

La historia de Minera Aurífera Retamas S.A. es un típico ejemplo de cómo el esfuerzo decidido de un empresario peruano puede ser la llave para alcanzar el éxito en el desarrollo de un yacimiento minero. Las primeras noticias que se tienen de esta mina se remontan a Antonio Raimondi quien hace expresa mención del Cerro "El Gigante" y de la labor "Huacrachuco" de donde el sabio señala se extrae abundante oro (1860). Posteriormente la mina es trabajada alrededor del año 1905 por la familia Tarnawiecki que al parecer la abandonó ante los continuos derrumbes que se producían y al bajo precio del oro en esa época que no hacía rentable su explotación con las tecnologías conocidas entonces. El 15 de abril de 1981 se constituyó Minera Aurífera Retamas S.A. A fines de 1981 MARSA encarga el estudio geológico de la zona "Gigante-Huacrachuco" a Buenaventura Ingenieros S.A. (BISA) comenzándose los primeros trabajos de exploración y habilitación de labores antiguas. Con la creación del Departamento de Geología e Ingeniería de la empresa a finales de 1982 se procede a realizar el primer estimado de reservas del yacimiento totalizando 23 280 tms, con una ley de 10.7 gramos de oro por tonelada métrica.

La primera Planta de Flotación de 50 tms/día que fue inaugurada el 14 de julio de 1983. Dadas las limitaciones de las reservas minerales conocidas en esa época resultaba una decisión más audaz que técnica. A pesar de la incertidumbre creada por la Legislación Minera

anterior, MARSA continuó con su política de re inversión y aprovechando las ventajas de la ley 22178 (Ley de Promoción Aurífera) prosiguió su crecimiento alcanzando la planta una capacidad de tratamiento de 250 tms/día en 1989. El 18 de noviembre de 1992 se puso en operación la Planta de Cianuración con el sistema Merrill Crowe automatizado, primero en su género en Sudamérica. El crecimiento de esta empresa se produjo durante la época más difícil de nuestra historia por la presencia del terrorismo, el Fenómeno del Niño y de crisis económica que habían creado un clima de desconfianza y zozobra en el país, pero gracias a la fe inquebrantable de su Presidente Ejecutivo el Dr. Andrés Marsano Porras se pudo llevar adelante este proyecto minero, llegando a convertirse en una de las minas importantes productivas de oro en el Perú. (Alvites & Genix, 2017)

2.2.1.4. Fisiografía y topografía

La topografía de la región, en general es abrupta. La superficie ha tenido como agente modelador, los eventos tectónicos y la erosión fluvial. De esta manera, se han formado profundos valles que alteren con elevaciones de fuertes pendientes; las cuales varían en distancias cortas entre 1800 a 4200 m.s.n.m.

2.2.1.5. Clima y vegetación

El clima de la región es variado, debiéndose ello a lo accidentado de la topografía y a la cantidad y tipo de la precipitación, la cual varía según la posición geográfica y la altura.

El flanco oriental de la cordillera central recibe abundantes lluvias, a partir de los vientos húmedos provenientes de la cuenca amazónica.

Por debajo de los 3,000

m.s.n.m. aparece una vegetación tupida, del tipo “montaña”. Por encima de esa altitud, las temperaturas bajas, solamente permiten el desarrollo de arbustos y hierbas.

Se debe señalar, que el valle del Marañón recibe poca precipitación, por lo que registra una vegetación semidesértica, salvo a lo largo del río y sus tributarios. Los pobladores de la zona, se dedican principalmente a la agricultura, ganadería y minería. Se cultivan en la parte baja árboles frutales (naranjas, limas, limones, etc.). En las partes altas, se siembran trigo, maíz, lentejas, papas, cebollas y alfalfa. Debajo de los 3,600 m.s.n.m. hay condiciones adecuadas para una variedad de arbustos y hierbas: por encima de ello, crece solo ichu.

El clima es seco frío, con dos estaciones marcadas, invierno entre diciembre y marzo con fuertes precipitaciones de lluvias y verano de abril a noviembre, con intenso sol, cielo azul de día y frígido por las noches descendiendo fuertemente la temperatura.

En las partes altas la vegetación se limita al ichu y a los 3500 m.s.n.m, existen sembríos de trigo, cebada maíz, habas, etc.

2.2.1.6. Recursos hidroenergéticos

Gran parte de la provincia de Pataz, cuenta con la suficiente cantidad de agua, para satisfacer los requerimientos agrícolas y domésticos de las poblaciones aleñadas. Considerando que ciertos tributarios del río Marañón, como ríos Carrizal, Parco y Taybamba, registran un caudal casi constante durante el año, parte de ese caudal se utiliza en la actividad minera.

Respecto a la fuerza motriz, se indica que no existe suficiente energía eléctrica en la provincia, pero si existe recursos hídricos para generaría las plantas de tratamiento y los pueblos de la zona, incluyendo al campamento minero.

Por caídas naturales que se muestran en su recorrido, se instaló una pequeña central hidroeléctrica de Taybamba, propiedad de Hidrandina Sur, que actualmente abastece a MARSA, logrando un ahorro de 30,000 \$/me, estando en evaluación por las constantes fallas.

Actualmente la fuerza motriz es a base de compresoras suministradas con petróleo, con un consumo promedio de 80,000 galones/mes.

2.2.1.7. Recursos humanos

Anteriormente la fuerza laboral provenía de la zona sur y central del Perú, pero por política de la empresa mediante el área de recursos humanos se está tomando personal obrero de los alrededores del lugar

de las zonas de Llacuabamba, Tayabamba, Buldibuyo, Parcoy, Retamas, y de las ciudades de Trujillo y Cajamarca. (Alvites & Genix, 2017)

2.2.1.8. Geología

2.2.1.8.1. Introducción

La zona aurífera de Parcoy, Gigante y Buldibuyo (considerado como distrito minero), está ligada a una faja de rocas intrusivas conocida como "Batolito de Pataz", que cortan a los esquistos, filitas, pizarras y rocas meta volcánica del Complejo del Marañón.

El Batolito de Pataz se extiende aproximadamente 50 km entre Vijus al Norte y Buldibuyo al Sur, con un ancho promedio de 2.5 km, limitado por el E - NE con el Complejo del Marañón y volcánicos Lavasén, y por el WSW con las rocas sedimentarias Paleozoicas del grupo Mitu. Al NW del batolito, afloran pequeños intrusivos de pórfido diorita-andesita, que intruyen a las rocas Paleozoicas, de posible edad cretáceo superior. En el distrito minero, las zonas de fallamientos y fracturamientos pre-existentes dentro del intrusivo, han servido de canales de circulación de las soluciones mineralizantes hidrotermales, depositándose en las trampas estructurales, dando lugar a la formación de vetas; posteriormente, estas vetas han sido falladas y plegadas en más de dos eventos tectónicos; razón por

la cual, se presentan muy irregulares en su comportamiento estructural y continuidad.

El relleno mineralógico de las estructuras mineralizadas está constituido por cuarzo lechoso, pirita, arsenopirita, marmatita - esfalerita, chalcopirita, galena, pirrotita y oro en estado nativo y libre. (Alvites & Genix, 2017)

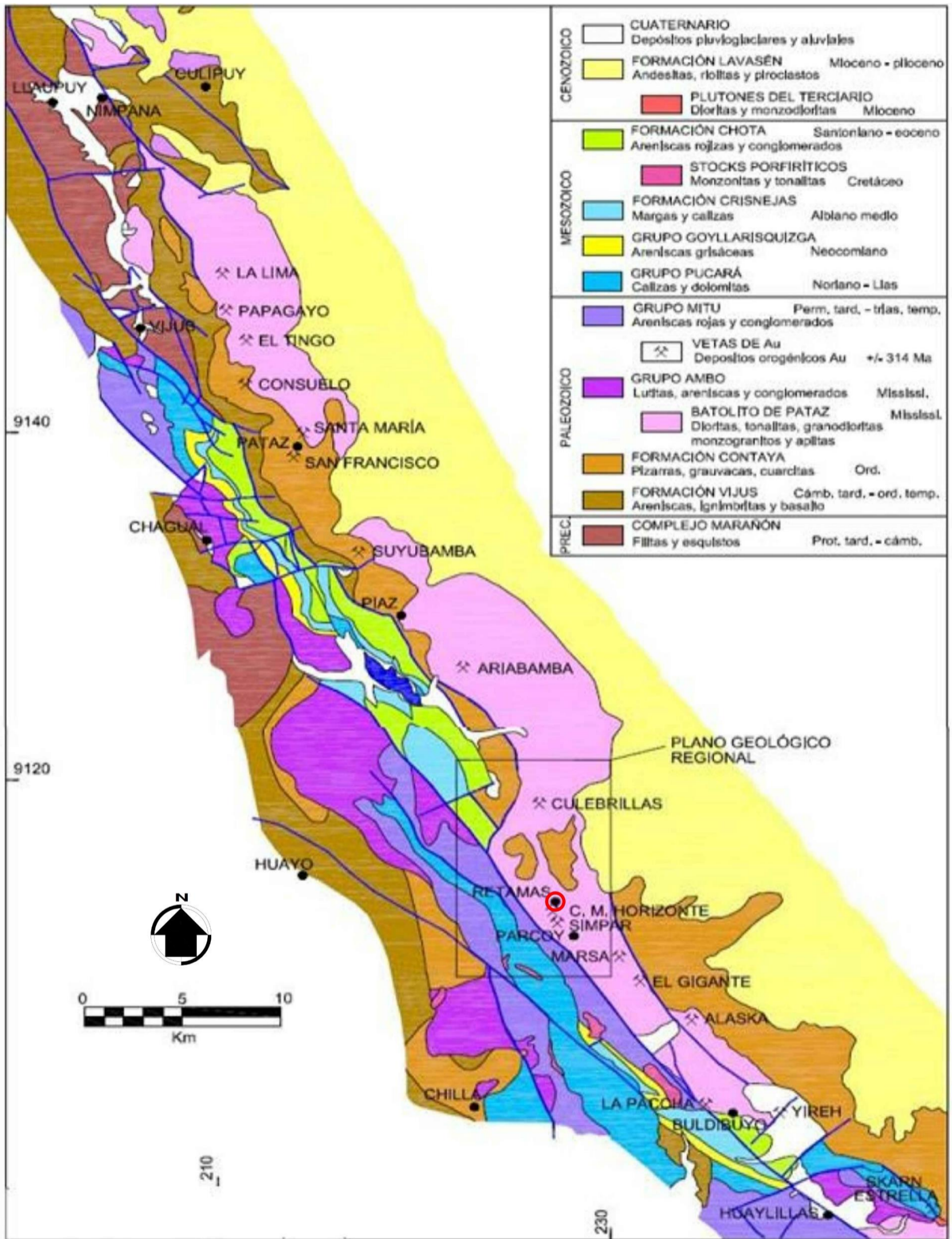
2.2.1.8.2. Geología regional

Las características geológicas de la región están ligadas a la evolución estratigráfica y estructural de la cordillera Nor Oriental; afectada por los ciclos: del precámbrico, Hercínico y Andino. En el Precámbrico se constituye la base estratigráfica con el Complejo Marañón, se compone principalmente de esquistos, filitas y secuencias meta volcánicas(>2000 m.), En el Paleozoico sobre el Complejo se desarrolla el ciclo Hercínico, dando lugar a la Formación Contaya del Ordovícico, al Oeste del Batolito de Pataz; A inicios del Carbonífero empieza una sedimentación continental conocida como Grupo Ambo compuesta de lutitas, areniscas y algunos horizontes de conglomerados (> 300 m.); A fines del Paleozoico se deposita el Grupo Mitu con areniscas y conglomerados de coloración rojiza. En el Mesozoico la sedimentación del ciclo Andino comienza con las calizas y dolomitas de Grupo Pucará del Triásico-Jurásico; la Formación Goyllarisquizga del Cretáceo inferior caracterizada por areniscas con intercalaciones de

material pelítico, continua la Formación Crisnejas compuesta de margas y calizas de color marrón grisáceo; sobre esta se deposita la Formación Chota que consiste de lutitas de coloración rojiza por la que se le denomina capas rojas del Cretáceo superior. Una acumulación de rocas volcánicas andesíticas a riolíticas ocurridas en el Terciario medio, conforman la denominada Volcánicos Lavasen. En el Cuaternario se forman depósitos aluviales y fluvioglaciares. El Batolito de Pataz es el cuerpo intrusivo dominante en la región de forma alargada con orientación N30°W. Existen intrusiones de menor talla y tardías que son reportadas a inicios del Mesozoico y Cenozoico.

2.2.1.8.3. Geología local

Se caracteriza por la presencia de un complejo Intrusivo Paleozoico con predominancia de granodiorita y monzonita en la zona SE y tonalitas y dioritas en la zona NE del Distrito que engloba una secuencia de andesitas estratificadas en la posible cúpula del cuerpo intrusivo, donde se observa una zona fracturada, cizallada(regional) de más de 03 Km. de longitud que se prolonga a los distritos de Parcoy y Buldibuyo, originado por una falla inversa de rumbo promedio N 27° con buzamiento variables entre 30° y 60° NE, y que han originado una zona debilitada de fracturamiento con un ancho entre 20 y 50 mt, la cual ha sido rellenada por un sistema principal de vetas y ramales de vetillas secundarias de cuarzo lechoso, que han sufrido posterior fracturamiento y relleno con pirita oscura aurífera, acompañado por cantidades menores de arseno-pirita, marmatita y galena. Se han acumulado en lentes de aproximadamente 20mt de longitud, discontinua en su rumbo y buzamiento.



MAPA GEOLÓGICO LOCAL



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS

MARSA

MINERA ALMIRANTE RETAMAS S.A.

TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

Tesis:	"VOLADURA CONTROLADA Y AMORTIGUADA EN LA COMPAÑÍA MINERA RETAMAS S.A."	
Presentado por:	Bach. Julio Daniel CALLUPE PAREDES	
Título:	MAPA GEOLÓGICO LOCAL	Fecha: Mayo - 2019
Fuente:	*Optimización de Costos en Perforación y Voladura estandarizando Malla para Sección 2.40m x 2.40m en la Empresa Cancar E.I.R.L. - Marsa* de Oscar De la Cruz Graus	Escala: Gráfica

Lámina:
2.6

Lámina N° 26: Mapa geológico local

2.2.1.8.4. Geología estructural

Según el cuadro tectónico descrito por Wilson y Reyes (1967), para la zona existen tres unidades tectónicas: un área de pliegues, un área imbrincada y una zona de bloques fallados; siendo ésta última la que correspondería a nuestra área de estudio. El área de bloques fallados se caracteriza por haber sufrido movimientos predominantemente verticales a lo largo de fallas, que tienen rumbo aproximado NE - SE.

Uno de los ejes principales de fallamiento, correspondería al valle del Marañón, donde es común hallar rocas del Complejo Marañón en contacto – fallado con las formaciones mesozoicas. Los desplazamientos verticales producidos por las fallas son generalmente muy considerables. Estos han originado un desnivel de hasta 2,000mt.

La estructura general de los bloques muestra un predominio de pliegues anchos y abiertos en los sedimentos del Paleozoico Superior y Mesozoico, a pesar de que las fallas regionales produjeron cierto desplazamiento horizontal.

2.2.1.8.5. Geología económica

A. Génesis del yacimiento

Los depósitos minerales de la región estudiada, corresponden a la clasificación general de depósitos exigenticos, formados por soluciones hidrotermales. La

mineralogía existente y la estructura de estos depósitos indican una deposición a temperaturas algo más que moderadas, que corresponden según Lindgren al tipo “Mesothermal” con temperaturas de 200 a 300 C^a.

B. Paragénesis y Zoneamiento

El depósito mineral ocurrió primero de las cajas y luego continuo hacia el centro obedeciendo a una secuencia paragenética:

C. Etapa de mineralización.

El oro se encuentra mezclado físicamente con estos sulfuros y no en forma de combinación química, encontrándose mayormente al estado nativo, rellenando las microfracturas y porosidades de los sulfuros, en forma libre en zonas de Oxidación y en menor proporción en forma de electrum (aleación con la plata). Los tamaños normales del oro están en el orden de 0.01 mm a 0.15 mm, esporádicamente sobrepasan de 0.15 mm.

D. Alteraciones y Mineralización

Las estructuras mineralizadas estudiadas se emplazan en rocas intrusivas, en las filitas del complejo marañón y en el contacto del intrusivo. Todas ellas han sufrido alteración hidrotermal. Esta alteración se ha producido cerca de los depósitos y no tienen gran alcance. En el mejor caso llega a

tener hasta 20 metros desde estructuras hacia afuera. En las rocas intrusivas, la alteración se evidencia por los minerales características, como la Sericita, Cuarzo y Calcita. En las filitas del complejo y Marañón, la alteración se manifiesta por una fuerte silicificación y piritización.

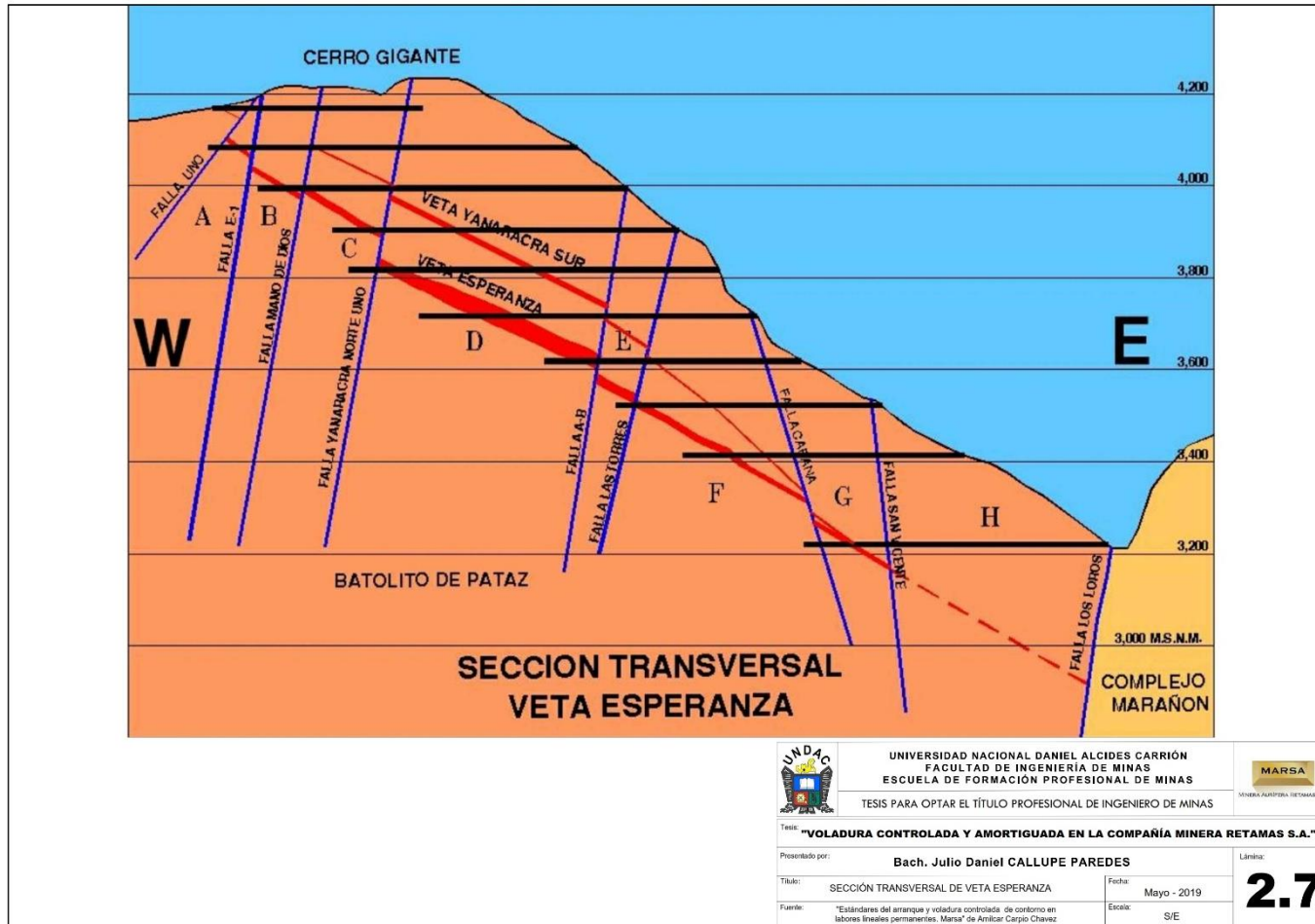


Lámina N° 2.7: Sección transversal de la Veta Esperanza

2.2.1.9. Reservas de mineral

2.2.1.9.1. San Andrés

Las reservas de minerales están constituidas por los blocks que son iguales o superiores a 6,64 Au g/TMS, blocks probados accesibles, probados eventualmente accesibles y probables eventualmente accesibles.

De estos blocks de reservas de mineral, los puentes y pilares representan el 17,35%. Y por las leyes que tienen los mismos, aportan a la producción mensual en un rango del 29,40 %, representando la cantidad de 137 kg. de oro. Para explotar estos tajeos, se utiliza mayor cantidad de recursos como mano de obra, madera, etc. En adelante, esta condición irá en ascenso porque la mina crece y para mantener los caminos y labores por donde está instalada la troncal de aire comprimido, agua y relleno hidráulico, tendrá que mantenerse.

- **Ley de corte**

Cuando se desarrollan planes de minado, es esencial determinar la ley a la cual el recurso mineral no puede ser procesado para obtener un cierto margen de ganancias, esta ley es llamada la ley de corte o cut-off. Para el cálculo de esta ley se toma en cuenta los costos de operación, la recuperación metalúrgica, los costos de tratamiento del

mineral, concentración, fundición y refinación; la depreciación y amortización.

De acuerdo al concepto económico del punto de equilibrio, se sabe que en este punto el valor de la producción es igual a los costos totales; por lo tanto:

$$\text{Ventas} = P \times L \times R \times FL \times C$$

Donde:

P= Producción

L= Ley Promedio minable

R= Recuperación metalúrgica

FL=Factor de liquidación

C =Cotización del mineral.

Donde:

Ley cut-off =Costo de operación + utilidad Mínima

$$P \times R \times FL \times C$$

$$\text{Ley cut-off} = 6.72 \text{ g/ TMS}$$

Cut-off es de 6,72 g. de Au/TMS, según informe de geología analizando vemos que la ley de cabeza promedio es 12 g. de Au/TMS, esta ley es favorable con respecto al cut-off.

(Cáceres Navarro, 2017)

2.2.1.10. Métodos de explotación

Siendo el yacimiento de tipo filoneano con potencia media a baja y buzamiento sub-horizontal, no fue tarea fácil la selección del método

de explotación que mejor se adecue a estos y otros requerimientos, escogiendo como método de minado el de cámara con pilares temporales, el mismo que se realiza abriendo inicialmente cámaras en forma alterna y ascendente en dirección del buzamiento con sección mina de 3,0 m de ancho en el nivel.

Concluido el corte de una cámara, se procede al aspirado, barrido y lavado del tajeo quemado de esta forma listo para la etapa de relleno.

En una segunda etapa de minado los pilares son explotados y rellenos. El método de explotación empleado actualmente en los tajos es el Long wall. (Cáceres Navarro, 2017)

También en la Compañía Minera Marsa S.A. viene utilizando el método de Corte y Relleno Ascendente, donde el nivel de producción de mineral es de 1250 TMS/día, con ley promedio de 12 Au Gr/TM. Las operaciones están distribuidas en 25 niveles principales entre las cotas 4100 y 2950 m.s.n.m. el laboreo minero es netamente convencional, debido a la irregularidad de la geometría del yacimiento como a su distribución de valores

El minado o explotación de mineral cumplen tres requisitos; debe ser dinámico, seguro, económico y a la vez tener una alta recuperación, que nos permita reducir los costos en cada una de las fases de minado.

El inicio de la explotación es a partir del Sub. Nivel base, dejando un puente de 3 m, respecto a la galería principal. Se realiza una cámara lateral a 03 metros de la chimenea dejando este como pilar, dicha

cámara servirá como cara libre para realizar la explotación; la explotación se inicia enderezando el sub nivel base, luego se colocan puntales de base espaciados a 1.20 metros y enrejando el piso con rajados de madera para sostener el piso que se presenta en muchos casos diaclazados; inmediatamente después se procede a la acumulación de taladros de acuerdo a la malla establecida, el cual será posteriormente cargado en una guardia posterior haciendo uso de todos los elementos que se previeron en el diseño. Luego de la voladura se procede a realizar la limpieza del mineral haciendo uso de winches de arrastre de 7.5 y 15 H.P.; asimismo el sostenimiento temporal se realiza haciendo uso de puntales de seguridad de 8 pulgadas de diámetro espaciados a 1.2 metros, tanto en sentido horizontal y vertical. Concluido los cortes que alcanzan 8.40 metros aproximadamente se procede a abrir las ventanas laterales hacia las chimeneas para proceder el entablado e independizar un nuevo corte, y dejar en la parte explotada el desmonte producto de la siguiente fase de minado.

Concluido los cortes horizontales, se procede a la limpieza o aspirado del mineral fino, el cual es llenado a sacos de rafia para su posterior envío a Planta. Seguidamente, se construyen los tabiques para el proceso de relleno hidráulico.

Durante el avance ascendente de la producción, se deja pilares de 3m x 8m, adyacente a las chimeneas principales y un puente de 3m x 20m

paralela a la galería, los cuales son extraídos al final de la explotación del tajeo.

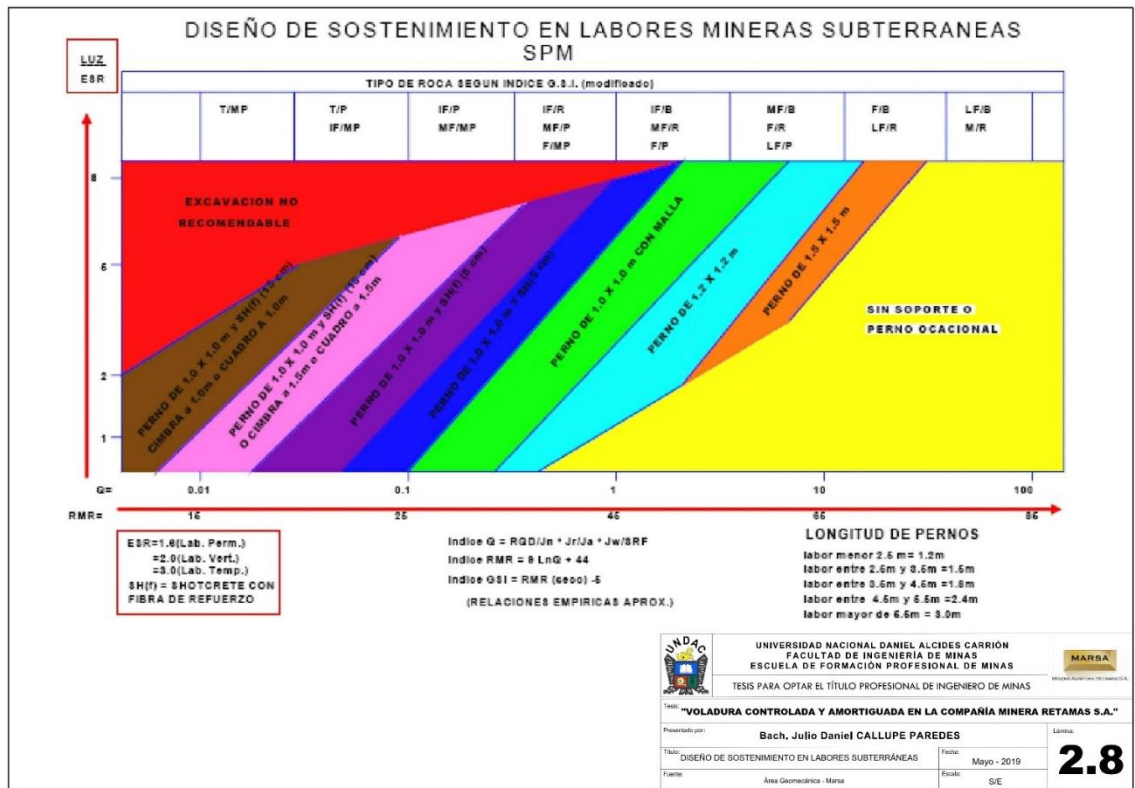
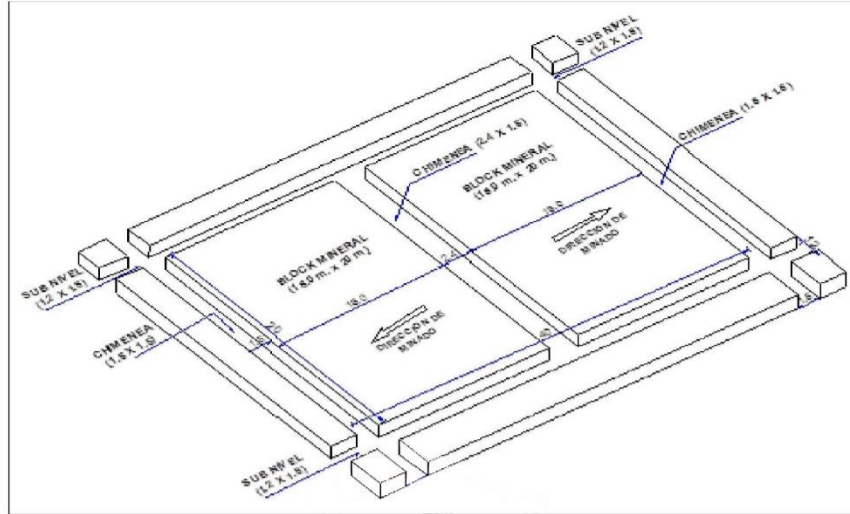


Lámina N° 2.8: Diseño de sostenimiento en labores subterráneas

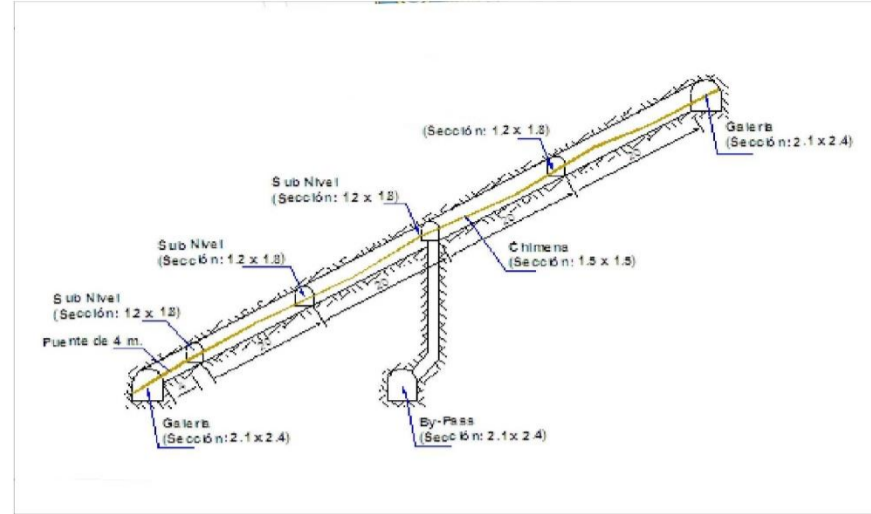
Las razones para seleccionar este método son: la competencia regular de la roca caja techo, la geometría irregular de las vetas, la disposición de los desechos mina, alta ventilación en los tajos de explotación y la prevención de subsidencias con el uso de relleno.

Condiciones de Aplicación y geometría del yacimiento:

- Forma : Irregular
- Potencia : variable; >0.50 m
- Buzamiento : 30° - 40°
- Altura litostática : 200 m - 600 m. (Carpio Chávez, 2017)



PREPARACION DEL BLOCK - VISTA ISOMÉTRICA



SECCIÓN TRANVERSAL - LONG WALL

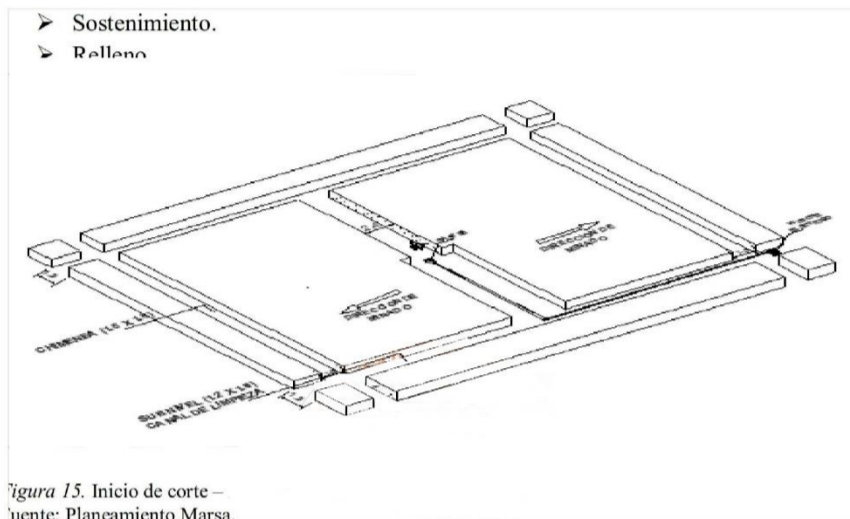
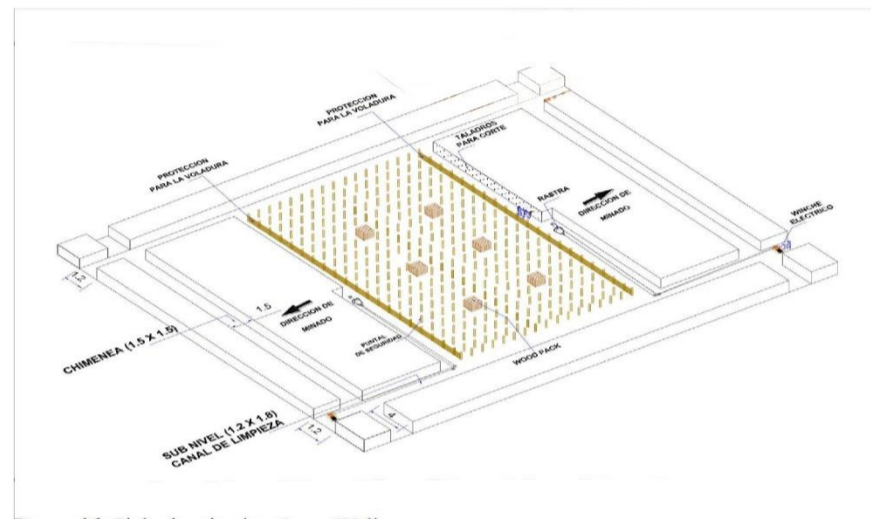
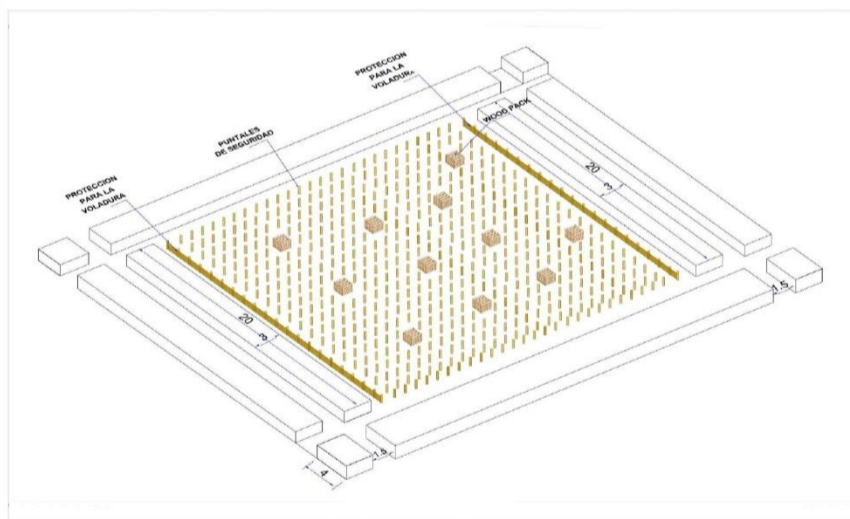


Figura 15. Inicio de corte – Fuente: Plancamiento Marsa.

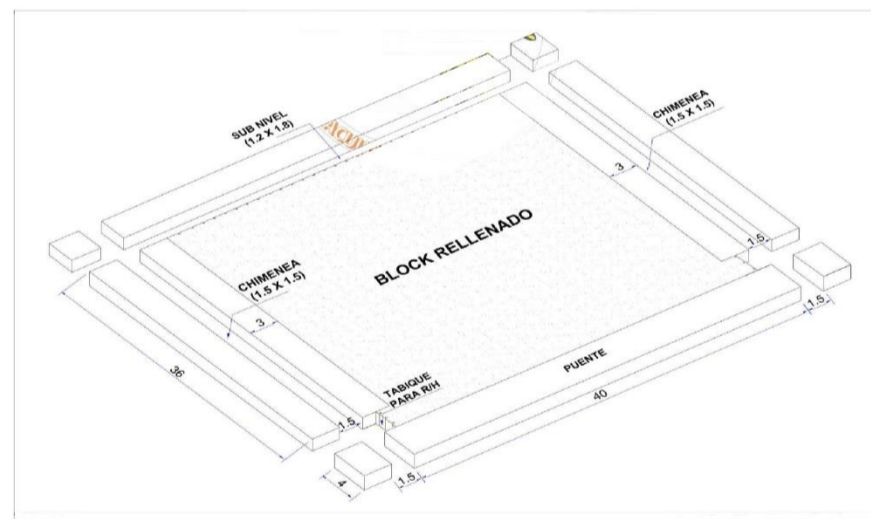
1. PERFORACIÓN Y VOLADURA



2. MINADO



3. SOSTENIMIENTO



4. RELLENO

	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS		 MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A.
	TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS		
Tesis: "VOLADURA CONTROLADA Y AMORTIGUADA EN LA COMPAÑÍA MINERA RETAMAS S.A."			
Presentado por: Bach. Julio Daniel CALLUPE PAREDES		Lámina:	
Título: PROCESO DE MINADO - LONG WALL		Fecha: Mayo - 2019	
Fuente: Optimización de costos en perforación y voladura estandarizando malla para sección 2.40x2.40m en la empresa Cancar E.I.R.L. - Marsa de Oscar De la Cruz Graus		Escala: Gráfica	
			2.9

2.2.1.11. Producción y explotación

Marsa tiene un programa mensual de producción de 30 000 TMS de mineral con una ley de cabeza de 12 g. Au/TMS en promedio y un programa mensual de avances lineales de alrededor de 2000 m. en explotaciones desarrollos y preparaciones con labores de cruceros, galerías, subniveles, chimeneas inclinadas y verticales. Marsa opera bajo el sistema de contratista.

Se trabajan dos turnos de ocho horas diarias. Debido a las difíciles características del yacimiento. Normalmente las actividades del proceso productivos comprenden: exploraciones, desarrollo, preparación y explotación, a continuación explicamos cada uno de ellos brevemente. (Carpio Chávez, 2017)

2.2.1.11.1. Explotaciones

Hay dos tipos de explotaciones; la de ampliación de reservas que se realizan en zonas interesantes desde el punto de vista minero que no han sido exploradas antes o lo han sido muy superficialmente y la de reposición de reservas que se realizan en la zona de operación con el fin de seguir cubicando más mineral para reponer las reservas extraídas el año anterior, es decir, para no agotar la vida de la mina. (Carpio Chávez, 2017)

2.2.1.11.2. Desarrollo

El desarrollo es la operación que se realiza para hacer posible la explotación del mineral en un yacimiento.

En la minería subterránea se realizan trabajos de desarrollo mediante galerías cruceros, chimeneas (inclinadas y verticales), piques, rampas, etc. (Carpio Chávez, 2017)

2.2.1.11.3. Preparación

La preparación consiste en diseñar en el terreno la forma de cómo extraer el mineral establecido un método de explotación.

Se realizan trabajos de preparación mediante galerías de transporte y de servicios y chimeneas (extracción, relleno, ventilación), etc. (Carpio Chávez, 2017)

2.2.1.11.4. Explotación

Para explorar el yacimiento se corren los subniveles de ataque a partir de las chimeneas de extracción. Estos subniveles intercomunican a las chimeneas de extracción – ventilación para optimizar la programación de la fase de minado relleno por sectores. Los subniveles de ataque se mantienen abiertos hasta concluir el minado de todo el horizonte.

La explotación propiamente dicha se inicia a partir del subnivel de ataque mediante tajeos.

Los primeros tajeos en extraerse, son los que se ubican cerca del contacto de desmonte con mineral, en los tajeos se emplea sostenimiento mediante puntales y jackpot y cuadros.

El ciclo de minado consiste en: Perforación y voladura, limpieza, sostenimiento y acarreo o transporte (Carpio Chávez, 2017).

2.2.1.11.5. Perforación

Los equipos de perforación que más éxito han tenido en operaciones de perforación en la mina son:

- **Jackleg**

Usadas ampliamente por su bajo costo de inversión y capacidad de adaptación para trabajos en tajeos irregulares versátil y fácil trasladar de una labor a otra, para trabajos de frontones y tajos.

Limitación en velocidad de perforación y alcance de altura de la corona. Marcas Atlas Copco, RNP y Seco, utilizando barras cónicas de 3 y 5 pies en tajeos y en labores lineales de 4 y 6 pies con brocas de 38 mm y 36 mm de diámetro.

2.2.1.11.6. Voladura

La voladura se hace de acuerdo al trazo de perforación. Se emplean los siguientes accesorios:

Dinamita Semexa al 45% de 7/8 x 7" (1 caja = 25 kg), Dinamita Exadit al 45% 7/8 x 7 (1 caja = 25 kg).

Gelatina especial 75% de 7/8 x 7" (1 caja = 25 kg).

Espaciador de agua, guía de seguridad (caja x 1000 m.).

Conector para mecha rápida. (Caja x 100 pieza).

Fulminantes común N° 8 (caja x 100 pieza), mecha rápida de ignición z-18 color rojo. (Caja x 1500 m.).

2.2.1.11.7. Limpieza y acarreo

La limpieza y acarreo del mineral comprende los trabajos que son necesarios desde el acarreo del mineral volado en los tajos hasta su vaciado en los echaderos principales.

En los tajeos, subniveles y chimeneas la limpieza se realiza mediante el lampeo directo hacia los echaderos, con carretilla, mediante el rastrillaje empleando winche eléctricos de 15 hp, en galería y cruceros se emplean los scoop.

- Transporte

El transporte del mineral, desde los niveles hasta la planta concentradora, se realiza mediante una moderna flota de volvos FM y FMX de 20 toneladas de capacidad.

2.2.1.11.8. Ventilación

Las labores mineras se encuentran adecuadamente ventiladas como lo establece el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, utilizándose una combinación de ventilación natural y forzada mediante el empleo de ventiladores axiales de hasta 30000 cfm.

2.2.1.11.9. Sostenimiento

Después de la voladura se procede a asegurar las excavaciones, dependiendo de la competencia de la caja techo se emplean como elementos de sostenimiento cuadros de madera, puntales y jackpot y perno de anclaje en los tajeos, en chimeneas se emplean los puntales, en subniveles se emplean cuadros de madera y pernos de anclaje y en galerías, cruceros se usan, puntales y pernos se anclaje sistemático con malla electro soldada. (Carpio Chávez, 2017)

2.2.1.12. Procesamiento y análisis de datos

2.2.1.12.1. Resultados de voladura convencional

A. Galería Norte

1. Sección Standard: 3 m. x 3 m
2. Roca tipo III
3. 32 taladros perforados
4. 29 taladros cargados

5. Longitud de taladro 1.80 m.
6. Perforación efectiva 1.65 m.
7. Avance efectivo 1.55 m.
8. Metros cúbicos volados, 13.95
9. Kg. Explosivo/voladura, 25.87
10. Factor de Potencia 1.85
11. Sección final 3.35 m. x 3.35 m.
12. Sobre rotura 35 cm. Más en todo el perfil



Fotografía N° 2.1: Daño que sufre la pared del taladro y su entorno

B. Galería Sur

1. Sección Standard: 3 m. x 3 m
2. Roca tipo II
3. 37 taladros perforados

4. 33 taladros cargados
5. Longitud de taladro 2.40 m.
6. Perforación efectiva 2.25 m.
7. Avance efectivo 2.15 m.
8. Metros cúbicos volados, 19.35
9. Kg. Explosivo/voladura, 39.44
10. Factor de Potencia 2.03
11. Sección final 3.30 m. x 3.30 m.
12. Sobre rotura 30 cm. Más en todo el perfil



Fotografía N° 2.2: Daño de la voladura en el fondo del taladro.

C. Galería NW

1. Sección Standard: 3 m. x 3 m
2. Roca tipo III

3. 36 taladros perforados
4. 33 taladros cargados
5. Longitud de taladro 2.40 m.
6. Perforación efectiva 2.30 m.
7. Avance efectivo 2.20 m.
8. Metros cúbicos volados, 19.80
9. Kg. Explosivo/voladura, 42.47
10. Factor de Potencia 2.14
11. Sección final 3.35 m. x 3.35 m.
12. Sobre rotura 35 cm. Más en todo el perfil



Fotografía N° 2.3: Tramo de mayor daño en la pared de la galería

D. Galería NE

1. Sección Standard: 3 m. x 3 m
2. Roca tipo IIIB
3. 32 taladros perforados

4. 29 taladros cargados
5. Longitud de taladro 2.40 m.
6. Perforación efectiva 2.25 m.
7. Avance efectivo 2.15 m.
8. Metros cúbicos volados, 19.35
9. Kg. Explosivo/voladura, 42.47
10. Factor de Potencia 2.19
11. Sección final 3.35 m. x 3.35 m.
12. Sobre rotura 35 cm. Más en todo el perfil



Fotografía N° 2.4: Resultado de voladura convencional

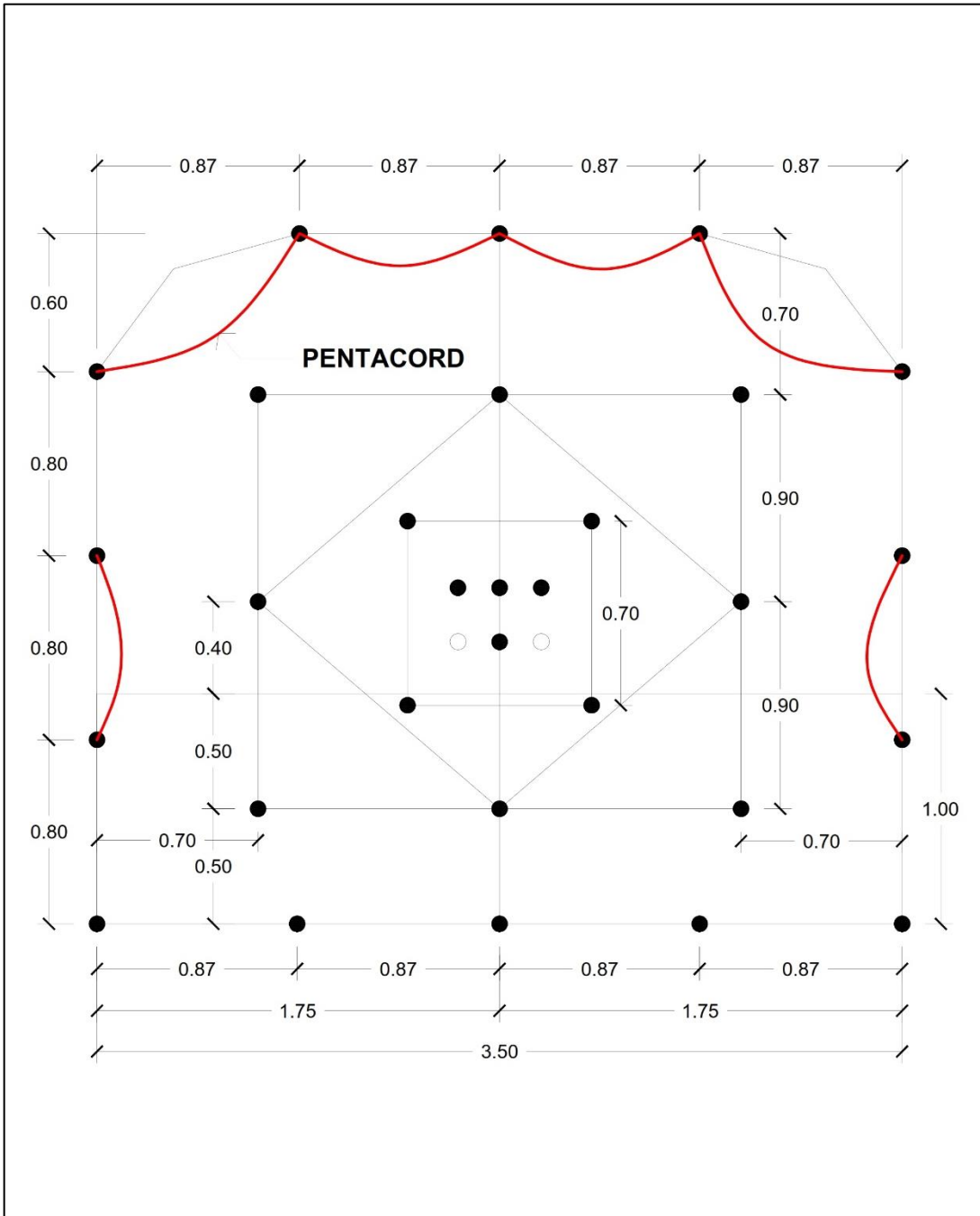


Figura N° 2.1: Diseño de Malla Convencional

2.2.1.12.2. Diseño de la voladura controlada

Cálculo del número de taladros del contorno de la galería y el espaciamiento entre los taladros para la voladura controlada aplicando las ecuaciones de Blasting, Análisis Internacional Inc.

- Cálculo de la Presión del Taladro

$$P_t = 10^{-3} \times d_e \times VOD^2 / (\sqrt{C} r_e / r_t)^{2.6}$$

P_t : presión de taladro (Mpa.).

d_e : densidad del explosivo (g/cc).

VOD : velocidad de detonación del explosivo (m/s).

C : proporción longitudinal de la masa explosiva en el taladro (1.0 longitud total del taladro).

r_e : radio del explosivo. (cm.)

r_t : radio del taladro. (cm.)

Reemplazando valores se obtiene la presión de taladro a 149 Mpa.

Que es similar a la resistencia de la roca de 150 Mpa.

- **Cálculo del Espaciamiento entre Taladros:**

$$E \leq 16 \times V_t \times (P_t + T) \times 10^{-2}/T = 32 \text{ cm.}$$

Por tanto se va perforar 8 taladros más en el contorno/galería

E = Espaciamiento entre taladros (cm.)

V_t = Radio del taladro en mm.

P_t = Presión del taladro en Mpa.

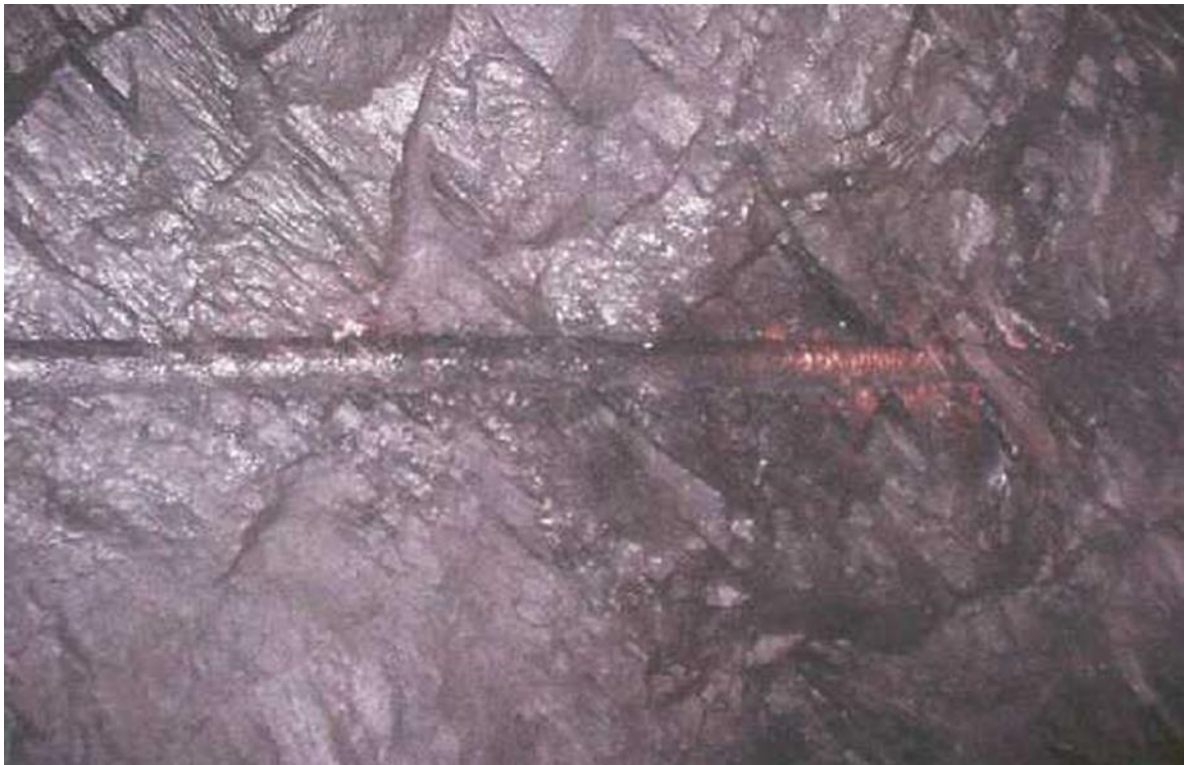
T = Resistencia a la tensión en Mpa.

2.2.1.12.3. Resultados de Voladura Controlada Amortiguada

A. Galería Norte

1. Sección Standard: 3 m. x 3 m
2. Roca tipo III
3. Esfuerzo a la compresión 150 Mpa.
4. Esfuerzo a la tensión 15 Mpa.
5. Densidad de explosivo 1.05 gr/cc.
6. Velocidad de detonación 3400 m/s.
7. Explosivo exadit 45 de 7/8" x 7"
8. Diámetro del taladro 38 mm.
9. 40 taladros perforados
10. 37 taladros cargados

11. Longitud de taladro 1.80 m.
12. Perforación efectiva 1.65 m.
13. Avance efectivo 1.55 m.
14. Metros cúbicos volados, 13.95
15. Kg. Explosivo/voladura, 24.39
16. Factor de Potencia 1.74
17. Sección final 3 m. x 3 m.
18. No hay sobre rotura



Fotografía N° 2.5: Acabado en la voladura controlada en la pared de la GN.

B. Galería Sur

1. Sección Standard: 3 m. x 3 m
2. Roca tipo III

3. Esfuerzo a la compresión 150 Mpa.
4. Esfuerzo a la tensión 15 Mpa.
5. Densidad de explosivo 1.05 gr/cc.
6. Velocidad de detonación 3400 m/s.
7. Explosivo exadit 45 de 7/8" x 7"
8. Diámetro del taladro 38 mm.
9. 45 taladros perforados
10. 41 taladros cargados
11. Longitud de taladro 2.40 m.
12. Perforación efectiva 2.25 m.
13. Avance efectivo 2.15 m.
14. Metros cúbicos volados, 19.35
15. Kg. Explosivo/voladura, 36.48
16. Factor de Potencia 1.88
17. Sección final 3 m. x 3 m.
18. No hay sobre rotura



Fotografía N° 2.6: Se puede notar las medias cañas del perfil de la galería

C. Galería NW

1. Sección Standard: 3 m. x 3 m
2. Roca tipo III
3. Esfuerzo a la compresión 150 Mpa.
4. Esfuerzo a la tensión 15 Mpa.
5. Densidad de explosivo 1.05 gr/cc.
6. Velocidad de detonación 3400 m/s.
7. Explosivo exadit 45 de 7/8" x 7"
8. Diámetro del taladro 38 mm.
9. 44 taladros perforados
10. 41 taladros cargados
11. Longitud de taladro 2.40 m.

12. Perforación efectiva 2.30 m.
13. Avance efectivo 2.20 m.
14. Metros cúbicos volados, 19.80
15. Kg. Explosivo/voladura, 38.65
16. Factor de Potencia 1.95
17. Sección final 3 m. x 3 m.
18. No hay sobre rotura



Fotografía N° 2.7: En el techo de la galería se nota las medias cañas

D. Galería NE

1. Sección Standard: 3 m. x 3 m
2. Roca tipo III
3. Esfuerzo a la compresión 150 Mpa.
4. Esfuerzo a la tensión 15 Mpa.
5. Densidad de explosivo 1.05 gr/cc.
6. Velocidad de detonación 3400 m/s.
7. Explosivo exadit 45 de 7/8" x 7"
8. Diámetro del taladro 38 mm.
9. 40 taladros perforados
10. 37 taladros cargados
11. Longitud de taladro 2.40 m.
12. Perforación efectiva 2.25 m.
13. Avance efectivo 2.15 m.
14. Metros cúbicos volados, 19.35
15. Kg. Explosivo/voladura, 38.42
16. Factor de Potencia 1.98
17. Sección final 3 m. x 3 m.
18. No hay sobre rotura



Fotografía N° 2.8: En la galería se puede notar un perfil liso y las medias cañas

2.2.2. Diseño de malla y cálculo de voladura en galerías

- **Sistema de avance**

La forma o el esquema según el cual se ataca la sección de un frente dependen de diversos factores:

- Equipo de perforación empleado.
- Tiempo disponible para la ejecución.
- Tipo de roca.
- Tipo de sostenimiento.
- Sistema de ventilación.

En rocas competentes las labores con secciones inferiores a 100 m² pueden excavarse con perforación y voladura a sección completa o en un solo paso, la excavación por fases se utiliza para la apertura de grandes túneles donde la sección resulta demasiado grande para ser cubierta por el equipo de perforación o cuando las características geomecánicas de las rocas no permite la excavación a plena sección.

- **Esquema de voladura**

La voladura en frentes subterráneos se caracteriza por no existir, inicialmente, ninguna superficie libre de salida salvo el propio frente de ataque. El principio de ejecución se basa en crear un hueco libre con los taladros de arranque hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección. Dicho hueco tiene, generalmente, una superficie de 1 a 2 m². Aunque con diámetros de perforación grandes se alcanzan hasta los 4 m². En los arranques en abanico los taladros del arranque llegan a cubrir la mayor parte de la sección.

En el núcleo, aunque sea comparable geométricamente a las voladuras en banco, requiere consumos específicos de explosivo entre 4 y 10 veces superiores, puesto que hay errores de perforación, menor hueco de esponjamiento e inclinación con respecto al eje de avance, menor cooperación entre cargas adyacentes y en algunas zonas existe la acción negativa de la gravedad, como sucede con los taladros de arrastre.

Los taladros de contorno son los que establecen la forma final de una labor, y se disponen con un reducido espaciamiento y orientados hacia

el interior del macizo para dejar hueco a las perforadoras el emboquille y avance.

En cuanto a la posición del arranque, esta influye en la proyección del escombros, en la fragmentación y también en el número de taladros. De las tres posiciones: en rincón, centrada inferior y centrada superior, se elige normalmente esta última, ya que se evita la caída libre del material, el perfil del escombros es más tendido, menos compacto y mejor fragmentado (Piñas, 2007).

2.2.3. Operaciones mineras unitarias

A. Perforación y voladura

Los equipos de perforación son perforadoras livianas tipo Jack-leg. La longitud de barrenos es de 5, 6 y 8 pies con 34, 36 y 38 mm de diámetro de inserto y/o brocas. En la voladura, se emplean dinamitas semigelatinas con potencia relativas de 45% y 65% y dinamitas pulverulentas de 45% y 65% en las coronas. Las ratios de perforación y voladura son: - Factor de voladura en lineales es 2.18 kg/m^3 y en tajos 1.04 kg/m^3 .

- Factor de perforación en lineales es 7.10 m/m^3 y en tajos 3.92 m/m^3 .
- Rendimientos en lineales es 36.76 cm/hg y en tajos 2.20 Tn .

B. Limpieza y acarreo de minerales

En tajos la limpieza se realiza con winches de arrastre de dos tamboras de motor eléctrico de 15 HP, que permiten un mejor rendimiento en el ciclo de minado, en algunos casos la limpieza es en forma manual con carretillas y carros mineros hasta depositar en las tolvas de extracción.

En frentes la limpieza se realiza con Palas Neumáticas Eimco 12B, y 21 de capacidades 0.155m³, 0.198m³ respectivamente. La extracción de desmonte o mineral de interior mina hasta las bocaminas lugar donde están las tolvas principales, se realiza con locomotoras a batería de 1.5 y 3 toneladas que jalan 12 a 20 carros mineros (U34).

El transporte de las tolvas principales (Bocaminas) a la tolva de gruesos (Planta de tratamiento) se realiza con volquetes de 20 toneladas de capacidad.

C. Sostenimiento

La masa rocosa ha sido clasificado por el índice Q y el índice RMR, los tipos de roca determinados son: A, B, C y D.

Las propiedades físicas y de resistencia de la roca han sido estimadas a partir de ensayos de laboratorio y del índice de resistencia geológico GSI. El criterio de falla empleado es el de Hoek-Brown. El sistema adecuado de sostenimiento temporal está constituido por los elementos:

- Puntales de madera,
- Gatas hidroneumáticas y
- Pernos de anclaje.

Aplicando finalmente el Relleno Hidráulico en los tajos vacíos, su principal objetivo es evitar colapsos, subsidencias y permite recuperar los puentes y pilares de mineral. Las propiedades y características del relleno hidráulico son las siguientes:

- Densidad de pulpa: 1900 gr./lt

- Velocidad crítica: 2.59 m/s
- Velocidad de percolación: 18.78 cm/hr
- Diámetro de tubería (troncal): 4”f
- Energía para el transporte: gravedad
- Diferencia de altura (Planta -Tajeo): 800 m

2.2.4. Factores que provocan la sobre excavación

Los Factores que provocan sobre excavación y caída de rocas en las labores de explotación de la mina; en la Compañía Minera Retamas S.A. son:

a. Mal dimensionado de las áreas a excavar

Respecto a altura, ancho y largo de los tajeos a explotar y al dimensionamiento de los pilares y puentes de soporte.

Voladura sobredimensionada

El exceso de carga y secuencia de salidas muy apretada generan deterioro de la roca del contorno de las labores disparadas.

Orientación desfavorable de las labores mineras con respecto al rumbo y buzamiento de las estructuras geológicas principales o predominantes de las minas (fallas, diaclasas, disyunción y planos de estratificación).

b. Diseño de malla inapropiada a la condición de la roca.

Tipo de arranque, distribución de taladros y de la carga explosiva, secuencia de salidas que no mantienen relación con el grado de intensidad

del fisuramiento (fisuras apretadas, medianamente separadas y ampliamente separadas).

c. Inapropiada selección del explosivo

Según el tipo y condición de la roca.

- Detonación
- Deflagración vs. Tenacidad
- Friabilidad
- Factor de carga
- Factor de energía vs volabilidad
- Excavabilidad

2.2.5. Clasificación de los Explosivos

En términos generales los explosivos de reacción se clasifican en: explosivos químicos y explosivos nucleares.

Los explosivos químicos actúan por procesos de reacción química de detonación producidos por efecto de una onda de choque. Están mayormente vinculados a compuestos nitrados y son los de aplicación común en minería y construcción civil.

Los nucleares están vinculados a la desintegración de materiales como uranio 235 y plutonio, proceso que desprende inmensas cantidades de energía. Su empleo actual es en el campo militar y de investigación.

Aunque no se clasifican como explosivos, algunos productos especiales actúan como una explosión física sin detonación previa, producida por la súbita expansión de gases inertes licuados como el CO₂ por aplicación de calor. Su empleo está limitado a ambientes con alto nivel de grisú en las minas de carbón, o donde no se puede emplear explosivos convencionales.

A. Dinamitas

Convencionalmente, de acuerdo al contenido de nitroglicerina en proporción a la mezcla inicial no explosiva y a aspectos de aplicación, Las dinamitas se clasifican en:

a) Gelatinas

Gelatina Especial 75 y 75 BN; Gelatina Especial 90 y 90 BN; Gelignita y Gelatina Explosiva (con densidades de 1,3 a 1,5 g/cm³ y velocidades de 5 000 a 6 500 m/s) de consistencia plástica, elevado poder triturador para rocas duras y gran resistencia al agua para trabajos subacuáticos.

b) Semigelatinas

Semexa 45, Semexa 60, Semexa 65 y Semexa 80 (con densidades de 1,08 a 1,2 g/cm³ y velocidades de 3 500 a 4 500 m/s), de consistencia granular o pulverulenta, adecuada para rocas semiduras y húmedas.

c) Pulverulentas

Exadit 45, Exadit 60 y Exadit 65 con densidades de 1,00 a 1,05 g/cm³ y velocidades de 3400 a 3 600 m/s), de consistencia granular fina, adecuada para rocas friables, blandas, en taladros secos.

d) Especiales

Exsacorte para voladura controlada y Geodit para sísmica.

2.2.6. Explosivos acuosos

a) Explosivos hidrogel (sensibles al fulminante)

Los hidrogeles están constituidos por una fase continua, que es una solución acuosa de sales oxidantes saturada a temperatura ambiente y gelificada por gomas hidrosolubles; y por una fase dispersa de partículas sólidas, gotitas líquidas, o ambas. En el caso de un líquido disperso, la composición pertenece simultáneamente al grupo de las emulsiones de tipo “aceite en agua”.

b) Emulsiones explosivas (sensible al fulminante)

Las emulsiones explosivas son de tipo inversado “agua en aceite”, componiéndose de dos fases líquidas, una continua, básicamente constituida por una mezcla de hidrocarburos y otra dispersa, que son microgotas de una solución acuosa de sales oxidantes, con el nitrato de amonio como principal componente.

Los explosivos de uso industrial empleados en voladura de rocas actúan con base en una reacción físico-química de combustión muy rápida que comprende a tres elementos: oxidante, combustible y sensibilizador. Por

tanto, los explosivos Contienen estos tres elementos, clasificándose en cuatro grupos según el tipo de ellos.

Aparte de la composición química, algunos otros factores influyen en ciertos casos en el performance de los explosivos, como el tamaño de las partículas oxidantes.

2.2.7. Propiedades físicas de los explosivos

A. Densidad

Es el peso del explosivo por unidad de volumen, expresada en gramos por centímetro cúbico; ejemplo, el anfo a granel tiene densidad de 0.85 gr/cc. Una densidad menor a 1.0 gr/cc flotará en agua, la densidad de un elemento (explosivo) es un factor muy importante para el cálculo de carga, mayor sea la densidad del explosivo, tanto mayor será su eficiencia ya que el taladro podrá arrojar mayor cantidad de explosivo.

Tabla N° 2.1: Explosivos utilizados en MARSA:

Tipo de explosivo	Densidad	Observaciones
Gelatina 75	1.38	Para roca muy dura
Semexa 65	1.12	Para roca dura
Semexa 45	1.08	Para roca semi dura
Exadit 65	1.04	Para roca suave
Exadit 45	1.00	Para roca muy suave

B. Sensibilidad

Es la facilidad de iniciación de un explosivo o del detonador mínimo requerido, variando de acuerdo a la composición del explosivo, diámetro, temperatura, presión del ambiente:

1. Las dinamitas es sensible a la cápsula detonadora de potencia N° 8 o a cordón detonante.
2. Los agentes explosivos, no son sensibles a la cápsula detonadora de potencia N° 8, necesita detonador (booster).

C. Resistencia al Agua

Capacidad del explosivo de resistir la exposición del agua sin perder sensibilidad ni eficiencia expresada en términos cualitativos, los explosivos varían ampliamente en su capacidad de resistir al agua. El anfo no resiste la humedad, en cambio las emulsiones, acuageles resisten bien la humedad.

Tabla N° 2.2: Tipo de explosivos

Tipo de explosivo	Densidad	Resistencia al agua
Gelatina 75	1.38	Buena
Semexa 65	1.12	Moderada
Semexa 45	1.08	Baja
Exadit 65	1.04	Pobre
Exadit 45	1.00	Muy Pobre

D. Estabilidad química

Capacidad para mantenerse químicamente estable y retener su sensibilidad cuando ha sido almacenado bajo las condiciones especificadas, los factores que afectan la estabilidad química incluyen: calor, frío, humedad, materias primas de calidad, contaminación, envases e instalaciones de almacenamiento. Los signos de deterioro del producto son: cristalización, aumento de viscosidad y aumento de densidad.

E. Características de humos

Los explosivos al detonar pueden generar humos no-tóxicos (CO₂, H₂O) y tóxicos (NO, NO₂, CO), factores que aumentan la del explosivo, tiempos inadecuados y reacción generación de gases tóxicos son primado inapropiado, falta de confinamiento, humedad, composición inapropiada adversa con la roca (mineral de sulfuro o carbonato).

2.2.8. Mecánica de Fragmentación de la Roca

La fragmentación de rocas por voladura comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, en un rápido y complejo mecanismo de interacción.

Este mecanismo aún no está plenamente definido, existiendo varias teorías que tratan de explicarlo entre las que se pueden mencionar, son:

- Teoría de reflexión (ondas de tensión reflejadas en una cara libre). Teoría de expansión de gases.

- Teoría de ruptura flexural (por expansión de gases).
- Teoría de torque (torsión) o de cizallamiento.
- Teoría de craterización.
- Teoría de energía de los frentes de onda de compresión y tensión. Teoría de liberación súbita de cargas.
- Teoría de nucleación de fracturas en fallas y discontinuidades.



Figura N° 2.2: Mecanismo del fracturamiento del macizo rocoso

Una explicación sencilla, comúnmente aceptada, que resume varios de los conceptos considerados en estas teorías, estima que el proceso ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo extremadamente corto, de pocos milisegundos, durante el cual ocurre la completa detonación de una carga confinada, comprendiendo desde la fragmentación hasta el total desplazamiento del material volado. Estas etapas son:

Detonación del explosivo y generación de la onda de choque. Transferencia de la onda de choque a la masa de la roca iniciando su agrietamiento.

Generación y expansión de gases a alta presión y temperatura que provocan la fracturación y movimiento de la roca.

Desplazamiento de la masa de roca triturada para formar la pila de escombros o detritos.

Estas teorías se basan en criterios sobre distribución de energía, acción de fuerzas de compresión-tensión, reflexión de ondas de choque en la cara libre, efectos de corte y cizallamiento por movimiento torsional entre taladros, presión de gases súbitamente aplicados sobre la roca y liberación de cargas, ruptura de material rígido por flexión, integración o nucleación de microfracturas en fisuras y fallas, colisión de fragmentos en el aire y otros, sustentados y basándose en especulaciones, investigaciones en laboratorios especializados y campos de prueba, modelos físicos y matemáticos, pruebas experimentales y de producción controladas por fotografía de alta velocidad y monitoreo sísmico y otros.

2.2.9. Etapas del proceso de fracturamiento

Así por ejemplo R. Frank Chiappetta, ha propuesto que el proceso de fracturamiento de rocas sea enfocado desde un punto de vista de eventos. Tal como sigue:

I E1 = Detonación.

I E2 = Propagación de la onda de choque o compresiva.

I E3 = Expansión de la presión de los gases.

I E4 = Movimiento del macizo rocoso, etc.

La mayoría de los investigadores están de acuerdo en que 3 son las etapas o fases principales que toman lugar en el proceso del fracturamiento de rocas por la acción de una mezcla explosiva comercial:

- Primera fase: Fracturas radiales (Brisance)
- Segunda fase: Empuje hacia adelante (heave)
- Tercera fase: Fragmentación

2.2.10. Primera fase Fracturas Radiales (Brisance)

Cuando cualquier mezcla explosiva comercial que se encuentra cargada dentro de un taladro es detonada, se producen ondas compresivas o de choque.

La forma y magnitud de estas ondas compresivas que viajan a altas velocidades cuyo rango esta entre 3,000 – 5,000 m/seg., dependerá del tipo de mezcla explosiva comercial, del tipo de roca, del número y posición de los boosters, altura de carga, diámetro del taladro y la relación de la velocidad de detonación con la velocidad de propagación de las ondas a través del macizo rocoso.

Se debe mencionar que estas primeras fracturas radiales se producen en las zonas adyacentes a los taladros y el tiempo necesario para esto, está entre 1 a 2 m.

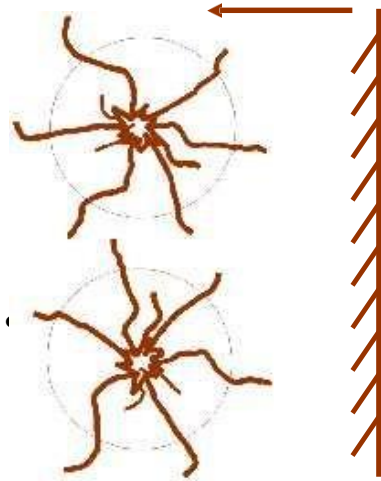


Figura N° 2.2: Fracturas radiales (Brisance)

2.2.11. Segunda fase empuje hacia adelante (heave)

Las altas presiones de los gases, hacen que estos produzcan las ondas compresivas las cuales serán refractadas y reflejadas. Las ondas compresivas reflejadas cambian de signo (negativo) y se convertirán en ondas tensionales. Esta transformación ocurrirá cuando las ondas compresivas arriben a una cara libre, cuando la masa rocosa cambie de densidad o cuando ellas encuentran fallas geológicas o planos estructurales, etc., etc.

El fracturamiento de la roca comenzará en la cara libre o en cualquier discontinuidad donde las ondas compresivas son reflejadas. Cuando las ondas compresivas cambian de signo y se convierten en ondas tensionales; ellas regresan de la cara libre o cualquier discontinuidad estructural, hacia el punto de origen de la detonación fracturando el macizo rocoso; porque este falla más fácilmente por efecto de las ondas tensionales que por el de las ondas compresivas.

En general, es muy conocido que la resistencia tensional dinámica de cualquier tipo de roca es menor que su resistencia compresiva dinámica. Las ondas tensionales producirán el empuje hacia delante (HEAVE) del macizo rocoso en la zona más cercana a la cara libre (burden). El empuje hacia delante (HEAVE) entre otros factores dependerá de lo siguiente: Tipo de roca, cantidad y calidad de la mezcla explosiva comercial, las mallas de perforación y voladura a ser usadas en el disparo primario,

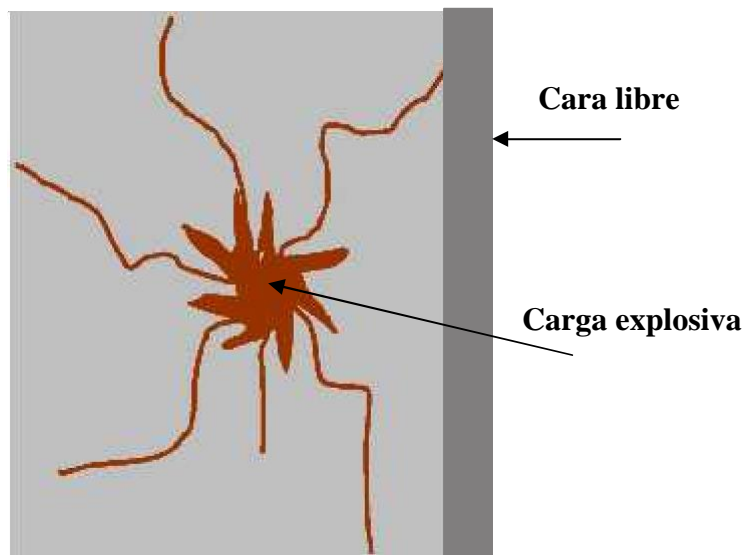


Figura N° 2.3: Detonación (vista en planta)

2.2.12. Tercera fase de Fragmentación

En esta etapa se produce la fragmentación total de la roca.

JOHANSSON: Ha dicho que: "Bajo la influencia de las altas presiones de gases producidos por la detonación de cualquier mezcla explosiva comercial; las primeras fracturas radiales son extendidas, la cara libre falla y esta es movida hacia el frente".

Como en el caso del empuje hacia adelante (HEAVE); la primera parte del macizo rocoso es movida hacia adelante y la nueva cara libre reflejara lo restante de las ondas de choque producidas por las ondas compresivas.

Luego, las ondas tensionales son suficientes para fracturar el macizo rocoso en estudio. Este proceso continuara hasta que las ondas tensionales requeridas para fracturar al macizo rocoso; y por fin todo el proceso del fracturamiento de rocas habrán terminado.

Muchos investigadores han dicho que: La FRAGMENTACIÓN es la más importante y única variable que debe ser tomada en cuenta para evaluar los resultados de un disparo desde un punto de vista técnico-económico-ecológico. Es debido a que la fragmentación es la única variable que Inter.-relaciona a todas las operaciones minero- metalúrgicas que conforman el ciclo total de la extracción del mineral (pre-minado, minado propiamente dicho, procesamiento de minerales, y venta de los productos minerales).

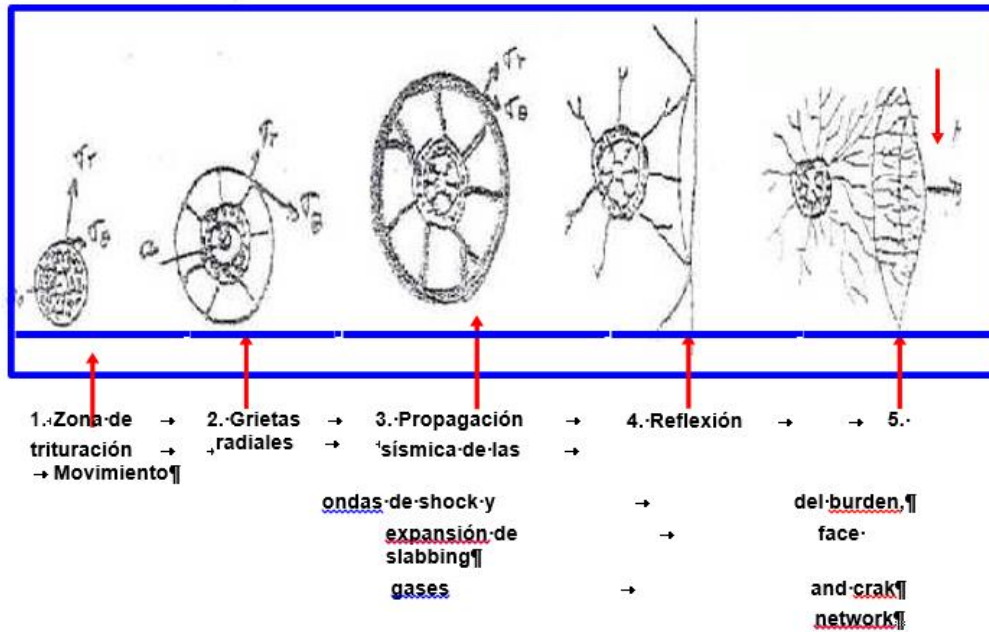


Figura N° 2.3: Fragmentación de la roca

2.2.13. Factores que provocan la sobre excavación

Los Factores que provocan sobre excavación y caída de rocas en las labores de explotación de la mina; en la Compañía Minera Retamas S.A. son:

a. Mal dimensionado de las áreas a excavar

Respecto a altura, ancho y largo de los tajeos a explotar y al dimensionamiento de los pilares y puentes de soporte.

b. Voladura sobredimensionada

El exceso de carga y secuencia de salidas muy apretada generan deterioro de la roca del contorno de las labores disparadas.

Orientación desfavorable de las labores mineras con respecto al rumbo y buzamiento de las estructuras geológicas principales o predominantes de las minas (fallas, diaclasas, disyunción y planos de estratificación).

c. Diseño de malla inapropiada a la condición de la roca

Tipo de arranque, distribución de taladros y de la carga explosiva, secuencia de salidas que no mantienen relación con el grado de intensidad del fisuramiento (fisuras apretadas, medianamente separadas y ampliamente separadas).

d. Inapropiada selección del explosivo

Según el tipo y condición de la roca.

- Detonación
- Deflagración vs. Tenacidad
- Friabilidad
- Factor de carga
- Factor de energía vs volabilidad
- Excavabilidad

2.2.14. Voladura Controlada

Es un método especial que permite obtener superficies de corte lisas y bien definidas, al mismo tiempo que contribuye a mejorar su estabilidad, aspecto muy importante en trabajos subterráneos de orden permanente, para

prevención de desplome de techos y otros riesgos, y en superficie para la estabilidad de taludes en corte de laderas.

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

2.2.15. Ventajas y desventajas de la voladura controlada

a. Ventajas

- Produce superficies de rocas lisas y estables.
- Contribuye a reducir la vibración de la voladura principal y la sobre excavación, con lo que se reduce también la proyección de fragmentos y los efectos de agrietamiento en construcciones e instalaciones cercanas a la voladura. También facilita el transporte de los detritos de voladura, por su menor tamaño.
- Produce menor agrietamiento en la roca remanente. Es importante tener en cuenta que la voladura convencional, según la carga y el tipo de roca puede afectar a las cajas techos a profundidades de hasta 1,50 y 2,00 m debilitando la estructura en general, mientras que la voladura controlada sólo la afecta entre 0,20 y 0,50 m, contribuyendo a mejorar el auto sostenimiento de las excavaciones.
- En minería puede ser una alternativa para la explotación de estructuras débiles e inestables.

b. Desventajas

- Mayor costo que la voladura convencional por requerir más perforación y empleo de explosivos especiales o acondicionados a propósito.
- Mayor demora en la obra, por el incremento del trabajo de perforación.
- En algunos tipos de terreno no llega a dar los resultados esperados, como por ejemplo en material detrítico incompetente o deleznable. Mejores resultados por lo general se obtienen en rocas homogéneas y competentes.

2.2.16. Aplicación de la Voladura Controlada

Aplicables a la ejecución de labores permanentes en la minería, al acabado de túneles, cámaras y excavaciones para cimientos de máquinas y obras civiles.

A. Condiciones Necesarias de Perforación

- El diámetro de los taladros de contorno normalmente es igual a los de producción.
- La precisión de la perforación es fundamental, debe mantenerse el alineamiento y paralelismo de los taladros de acuerdo al diseño del corte a realizar, para mantener un burden constante en toda la longitud del avance, de otro modo no se formará el plano de corte.

Un mal emboquillado o desviaciones resultarán en sobre-rotura o salientes de roca, así, desviaciones mayores de 0,10 a 0,15 m. al fondo pueden deformar el corte o dar lugar a tacos quedados (Bootlegs).

- El espaciamiento entre taladros debe ser menor que el de voladura convencional, la relación espacio/burden baja de $E = 1,3B$ normal a $E = (0,5 \text{ o } 0,8) B$. En la práctica, para voladura amortiguada, esta distancia se estima entre 15 a 16 veces el diámetro y el burden de 1,2 a 1,5 veces el espaciamiento, mientras que para pre corte el espaciado será de 8 a 12 veces el diámetro, considerándose el burden infinito. Así en la práctica son esenciales espaciamientos entre 0,3 y 0,6 m.

B. Condiciones Necesarias de Carga

Se requiere baja densidad de carga explosiva, lo que se obtiene con:

- Explosivos especiales de baja energía y velocidad, usualmente en cartuchos de pequeño diámetro, como el Exsacorte de 22 mm, que produce unos 1,000 bares de presión, mientras que uno convencional puede llegar a 30.000 bar.
- La carga de columna debe ser desacoplada (no atacada), normalmente de sólo 0,5 veces el diámetro del taladro (relación 2:1) para poder formar un anillo de aire alrededor del explosivo que amortigüe el efecto de impacto al absorber parte de la energía de la explosión y debe distribuirse a todo lo largo del taladro (esto se

facilita por ejemplo con los cartuchos largos de Exsacorte que cuentan con plumas centradoras plásticas).

- La densidad de carga normalmente fluctúa entre 0,18 y 0,37 kg/m, para este caso, según el tipo de roca varía entre 0,08 y 0,22 kg/m. Si es necesario para amortiguar la onda y facilitar la formación del plano de corte, se puede intercalar taladros vacíos de guía entre los taladros cargados.

C. Condiciones Necesarias de la Carga de Fondo

Todo método de carguío requiere una carga de fondo de alta velocidad con factor de acoplamiento cercano al 100% (ejemplo uno o dos cartuchos convencionales de dinamita), para asegurar el arranque de la carga reducida de columna y evitar la formación de tacos quedados al fondo. Es también necesario sellar los taladros con taco inerte (Steming) para contener los gases y para evitar que la columna desacoplada sea eyectada del taladro al detonar el cebo (o succionada por la descompresión subsiguiente a la voladura previa del disparo principal).

D. Condiciones necesarias de disparo

El disparo de todos los taladros del corte periférico debe ser simultáneo, o máximo en dos o tres etapas de retardo muy cercanas (si el perímetro a cortar es grande), de lo contrario el plano de corte puede no formarse completamente. Esto puede asegurarse con una línea troncal de encendido independiente. Debe tomarse en cuenta que la velocidad pico de partícula generada por el disparo puede llegar a causar excesivo daño

a la roca remanente, efecto que se puede reducir manteniéndola por debajo de los 700 a 1,000 m/s. Esta velocidad se puede estimar con la siguiente fórmula empírica:

$$VPP = \sqrt{C_e \times d \times b}$$

Dónde:

VPP : velocidad pico de partícula, en m/s.

Ce : carga explosiva en caja, en kg.

d : distancia radial desde el punto de detonación, en m.

b : constante que depende de las propiedades estructurales y elásticas de la roca, y que varía de lugar a lugar.

Los medios usuales disponibles para carga controlada en pequeño diámetro son:

1. Tubos plásticos rígidos con carga interior de dinamita de baja velocidad y presión, acoplables para formar columnas de longitud requerida, con plumas centradoras para desacoplar la carga; ejemplo: Exsacorte de 22 mm de diámetro por 710 mm de longitud.
2. Cartuchos convencionales de dinamita espaciados entre sí a una distancia equivalente a la longitud de un cartucho (0,20 m), iniciados axialmente con cordón detonante de bajo gramaje (3 g/m).
3. Agentes de voladura de baja densidad, normalmente granulares con componentes diluyentes reducidos de energía como polietileno expandido, aserrín, ceniza y otros. Tienen como inconveniente que pueden segregarse gravimétricamente y generan gases tóxicos.

4. Sistema de carga air deck con sólo carga de fondo y taco inerte, requiere adecuado control para asegurar resultados y la roca debe ser compatible con el método.
5. Cordón detonante de alto gramaje (60, 80, 120 g/m). Este elemento reduce la densidad de carga linear, pero es costoso.

2.2.17. Confinamiento de carga explosiva

Taladros de pequeño diámetro para voladura controlada.

a. En taladro convencional

Acoplamiento de carga explosiva y taladro (iguales diámetros), longitud de carga $2/3$ del taladro y $1/3$ de taco.

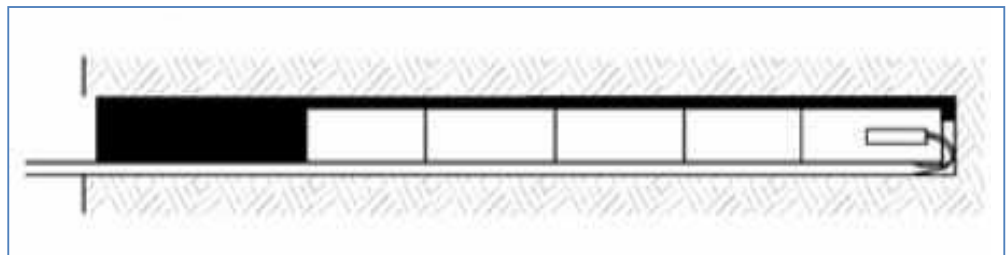


Figura N° 2.3: Confinamiento de carga explosiva en taladro convencional

b. En taladro de voladura controlada

Desacoplamiento de carga explosiva y taladro (menor diámetro del explosivo), longitud de carga prácticamente todo el taladro.



Figura N° 2.4: Confinamiento de carga explosiva en taladro de voladura controlada

Esquema del acoplamiento de cartuchos rígidos y sus plumas centradoras
(ensamble del Exsacort)

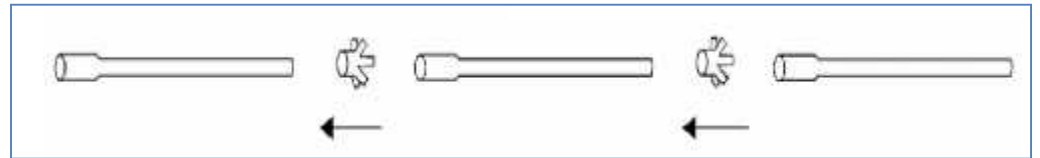


Figura N° 2.5: Ensamble del exacort

c. Esquema de voladura controlada (recorte)

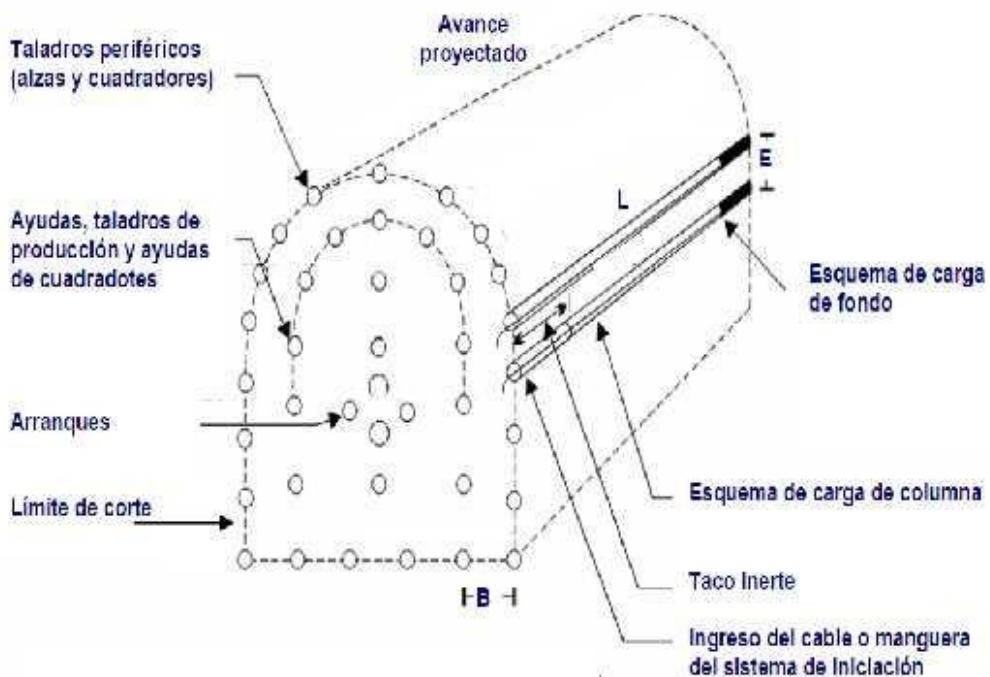


Figura N° 2.6: Esquema de la voladura controlada

2.2.18. Confinamiento de la Carga Explosiva al fondo

Todo método de carguío requiere una carga de fondo de alta velocidad con factor de acoplamiento cercano al 100% (ejemplo uno o dos cartuchos

convencionales de dinamita), para asegurar el arranque de la carga reducida de columna y evitar la formación de tacos quedados al fondo. Es también necesario sellar los taladros con taco inerte (Steming) para contener los gases y para evitar que la columna desacoplada sea eyectada del taladro al detonar el cebo (o succionada por la descompresión subsiguiente a la voladura previa del disparo principal).



Figura N° 2.7: Carga explosiva al fondo

2.2.19. Costos

Teoría de costos

Conceptos básicos de costos

Producto: Es el resultado de una actividad. Puede expresarse como una actividad tangible o intangible.

Insumo: Expresa la aplicación de medios en una actividad cuyo fin es obtener un producto.

Costo: Es una inversión recuperable, generalmente se presenta en el activo.

Gasto: Es un desembolso no recuperable que se aplica directamente a resultados.

Estructuras de costos:

Costo total: Consta de dos tipos

Costo de producción.

Costo de distribución.

Costo de producción: Representa la inversión realizada desde la adquisición de la materia prima, hasta su transformación en un artículo de consumo, y está integrado por los siguientes elementos:

1. **Materia prima directa:** Es la que se utiliza en la manufactura de un producto particular y puede ser medido y cargado directamente al costo de ese producto.

Ejemplo: El alambre de cobre utilizado en los motores eléctricos.

2. **Materia prima indirecta:** Es aquella que si bien es necesaria para la fabricación del producto, se utiliza de tal manera que la cantidad empleada no se puede medir ni cargar directamente al producto.

Ejemplo: La sal que se usa para la elaboración del pan.

3. Mano de obra directa: Es la que se aplica directamente a la materia para cambiar su forma o naturaleza y cuyo importe puede cargarse directamente como parte del costo.

Ejemplo: El trabajo necesario para embobinar un motor.

4. Mano de obra indirecta: Es aquella que no se aplica directamente al material sino que se emplea de una manera tan general que resulta imposible cargarlo directamente al costo de un producto concreto.

Ejemplo: Los supervisores en una fábrica.

5. Gastos fijos: Son aquellos costos que no varían con el proceso productivo.

Ejemplo: La energía eléctrica, el agua, teléfono, etc.

6. Gastos variables: Son aquellos costos que varían directamente con el proceso productivo.

Ejemplo: La energía eléctrica, el agua, teléfono, a partir de cierto volumen.

Costo de distribución: Representa la inversión necesaria para el artículo producido en mano del consumidor, hasta obtener el ingreso correspondiente.

El producto elaborado necesita una inversión adicional indispensable para llegar en las manos del consumidor que se conoce de costo de distribución está formado por los elementos siguientes:

Gastos de ventas, Gastos de administración y gastos financieros.

Esquema de costos de producción:

Costo de producción

 Materiales

 Materia prima directa

 Materia prima indirecta

 Costo de materiales

 Mano de obra

 Mano de obra directa

 Mano de obra indirecta

 Costo de mano de obra

 Gastos generales

 Gastos fijos.

 Gastos Variables

 Costos de gastos variables

2.2.20. Geomecánica de rocas

El sistema de clasificación Rock

Mass Rating o sistema RMR fue desarrollado por Z.T. Bieniawski durante los años 1972- 1973, y ha sido modificado en 1976 y 1979, en base a más de 300 casos reales de túneles, cavernas, taludes y cimentaciones. Actualmente se usa la edición de 1989, que coincide sustancialmente con la de 1979.

Para determinar el índice RMR de calidad de la roca se hace uso de los seis parámetros del terreno que son los siguientes:

La resistencia a compresión simple del material

El RQD (Rock Quality Designation)

El espaciamiento de las discontinuidades

El estado de las discontinuidades

La presencia de agua

La orientación de las discontinuidades

El RMR se obtiene como suma de unas puntuaciones que corresponden a los valores de cada uno de los seis parámetros enumerados. El valor del RMR oscila entre 0 y 100, y es mayor cuanto mejor es la calidad de la roca. Bieniawski distingue cinco tipos o clases de roca según el valor del RMR:

CLASE I: $RMR > 80$, Roca muy buena

CLASE II: $80 > RMR > 60$, Roca buena

CLASE III: $60 > RMR > 40$, Roca media

CLASE IV: $40 > RMR > 20$, Roca mala

CLASE V: $RMR < 20$, Roca muy mala

Se indican los criterios de valoración utilizados para los distintos parámetros.

Hay que hacer las siguientes consideraciones:

- **Resistencia de la roca.**- Tiene una valoración máxima de 15 puntos, y puede utilizarse como criterio el resultado del ensayo de resistencia a compresión simple o bien el ensayo de carga puntual (Point Load).
- **RQD.**- Tiene una valoración máxima de 20 puntos. Se denomina RQD de un cierto tramo de un sondeo a la relación en tanto por ciento entre la suma de las longitudes de los trozos de testigo mayores de 10 cm. y la longitud total del sondeo.
- **Separación entre discontinuidades.**- Es una valoración máxima de 20 puntos. El parámetro considerado es la separación en metros entre juntas de la familia principal de diaclasas de la roca.
- **Estado de las discontinuidades.**- Es el parámetro que más influye, con una valoración máxima de 30 puntos. Pueden aplicarse los criterios generales del estado de las diaclasas se descompone en otros cinco parámetros: persistencia, apertura, rugosidad, relleno y alteración de la junta.
- **Presencia de agua.**- La valoración máxima es de 15 puntos. Se tiene tres posibles criterios de valoración: estado general, caudal cada 10 metros de túnel y relación entre la presión del agua y la tensión principal mayor en la roca.
- **Orientación de las discontinuidades.**- Este parámetro tiene una valoración negativa, y oscila para túneles entre 0 y -12 puntos. En función del buzamiento de la familia de diaclasas y de su rumbo, en relación con el eje del túnel (paralelo o perpendicular), se establece una clasificación de la

discontinuidad en cinco tipos: desde muy favorable hasta muy desfavorable según el tipo.

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

ANFO

Es una mezcla explosiva adecuadamente balanceada en oxígeno. Esta formulado con 93.5% a 94.5% de Nitrato de amonio en esferas y 6.5% a 5.5% de combustible líquido, pudiendo este ser; petróleo residual o la combinación de petróleo residual más aceite quemado.

EMULSIÓN EXPLOSIVA

Son del tipo inversado “agua en aceite”, componiéndose de dos fases líquidas, una continua constituida básicamente por una mezcla de hidrocarburos y otra dispersa constituida por micro gotas de una solución acuosa de sales oxidantes, con el nitrato de amonio como principal componente.

FACTOR DE POTENCIA Y/O FACTOR DE CARGA

Es la relación entre el número de kilogramos de explosivos empleados en una voladura determinada y el número de toneladas a romper producto de esa voladura o el volumen correspondiente en metros cúbicos a romper. Las unidades son kg/TM o kg/m³.

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.

DISPERSIÓN

Hace referencia a que debido a la delicada fabricación y propia constitución de los elementos de retardo, se producen diferencias de tiempo entre detonadores individuales de la misma serie, tipo y lote de fabricación, lo que se conoce como dispersión del valor real con respecto al valor nominal. Por ejemplo un retardo con tiempo nominal de 20ms, puede salir con 22ms.

ESPACIAMIENTO

Es la distancia entre taladros cargados con explosivos de una misma fila o de una misma área de influencia en una malla de perforación.

GEOMECÁNICA

Se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos. Básicamente este comportamiento geomecánico depende de los siguientes factores: Resistencia de la roca, grado de fracturación del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades.

MATRIZ ROCOSA

Es el material rocoso exento de discontinuidades o bloques de roca intacta.

MACIZO ROCOSO

Es el conjunto de los bloques de matriz rocosa y de las discontinuidades.

PERFORACIÓN EN BREASTING

Perforación horizontal de producción con la cara libre en la parte inferior de la malla de perforación.

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.

SMOOTH BLASTING

Es un tipo de voladura de contorno o voladura suave, en el caso de túneles también se le conoce como voladura periférica.

Velocidad de detonación: La velocidad de detonación es la característica más importante de un explosivo, mientras más alta sea su velocidad de detonación mayor será su potencia. A la detonación se le entiende como la transformación casi instantánea de la materia sólida que lo compone en gases.

PLANEAMIENTO

Es un proceso metódico diseñado para obtener un objetivo determinado. Implica tener uno o varios objetivos a realizar junto con las acciones requeridas para

concluirse exitosamente, teniendo en cuenta la situación actual y los factores internos y externos que pueden influir en el logro de los objetivos.

MINADO

Término que hace referencia a la colocación de minas o explosivos en un terreno, con la finalidad de abrir caminos o galerías debajo del terreno.

GEOLOGÍA ECONÓMICA

Esta rama de la Geología se encarga del estudio de las rocas con el fin de encontrar depósitos minerales que puedan ser explotados con un beneficio práctico o económico. El geólogo económico se encarga de hacer todos los estudios necesarios para poder encontrar las rocas o minerales que puedan ser potencialmente explotados.

VETA

Una veta es un cuerpo tabular, o en forma de lámina, compuesto por minerales que han sido introducidos en las rocas por una diaclasa o fisura. La mayoría de las vetas (filones) son directa e indirectamente de origen ígneo, aunque en ciertas circunstancias las fisuras pueden llegar a rellenarse como consecuencia de procesos sedimentarios.

MINERALIZACIÓN

Transformación de un metal en mineral al combinarse con otro cuerpo. La mineralización puede considerarse en cualquier escala; desde una muestra de roca hasta una región de varios miles de kilómetros cuadrados. El término puede también utilizarse en un sentido estratigráfico; por ejemplo, puede referirse a una

«mineralización post-Carbonífera», significando la formación de depósitos minerales asociados con los granitos Hercinianos.

BUZAMIENTO

Es el ángulo que forma la línea de máxima pendiente de una superficie de un estrato, filón o falla con su proyección sobre el plano horizontal.

Es el ángulo que forma el plano a medir con respecto a un plano horizontal, y debe ir acompañado por el sentido en el que el plano buza o baja.

MINERÍA

Actividad económica del sector primario representada por la explotación o extracción de los minerales que se han acumulado en el suelo y subsuelo en forma de yacimientos. Dependiendo del tipo de mineral a extraer la actividad se divide en minería metálica (cobre, oro, plata, aluminio, plomo, hierro, mercurio, etc.) que son empleados como materias primas básicas para la fabricación de una variedad de productos industriales. Mientras que la minería no metálica o también denominada de cantera y construcción (arcilla, cuarzo, zafiro, esmeralda, granito, mármol, mica, etc.) son usados como materiales de construcción y materia prima de joyería, ornamentación, entre otros usos. Otro tipo de minería, es la extracción de los minerales energéticos o combustibles, empleados principalmente para generar energía, como por ejemplo el petróleo, gas natural y carbón o hulla.

CONTROL OPERACIONAL

Parte fundamental del desarrollo de un sistema de gestión de la seguridad y salud en el trabajo. El objeto del control operacional es identificar aquellas operaciones y

actividades sobre las que es necesario aplicar medidas de control, como consecuencia de su influencia en los riesgos identificados, y de esta forma planificar tales actividades para que se desarrollen bajo condiciones especificadas.

VENTILACIÓN

Operación encargada de llevar aire fresco y puro a los frentes de explotación y evacuar de ellos el aire viciado o enrarecido, por medio de recorridos definidos en las diferentes secciones de la mina.

VOLADURA

Ignición de una carga masiva de explosivos. El proceso de voladura comprende el cargue de los huecos hechos en la perforación, con una sustancia explosiva, que al entrar en acción origina una onda de choque y, mediante una reacción, libera gases a una alta presión y temperatura de una forma substancialmente instantánea, para arrancar, fracturar o remover una cantidad de material según los parámetros de diseño de la voladura misma.

IMPACTO AMBIENTAL

Alteración o cambio neto parcial, positivo o negativo (adverso o benéfico), en el medio ambiente o en alguno de sus componentes, resultante de actividades, productos o servicios de una organización. Un impacto ambiental conlleva a un problema ambiental. La intensidad de la alteración está relacionada con la capacidad de acogida del territorio donde se desarrolla la actividad impactante. Además hace referencia al efecto que las actuaciones humanas producen en el medio.

ACCIDENTE DE TRABAJO

Todo suceso repentino que sobrevenga por causa o con ocasión del trabajo, y que produzca en el trabajador una lesión orgánica, una perturbación funcional, una invalidez o la muerte.

Es también accidente de trabajo aquel que se produce durante la ejecución de órdenes del empleador o durante la ejecución de una labor bajo su autoridad, aun fuera del lugar de trabajo.

INVERSIÓN

Bienes comprados por las personas o las empresas para aumentar su stock de capital.

EXPLORACIÓN

Búsqueda de depósitos minerales mediante labores realizadas para proporcionar o establecer presencia, cantidad y calidad de un depósito mineral en un área específica. La exploración regional es la etapa primaria de un proyecto de exploración encaminada a la delimitación inicial de un depósito mineral identificado en la etapa de prospección, con evaluación preliminar de la cantidad y la calidad. Su objetivo es establecer las principales características geológicas del depósito y proporcionar una indicación razonable de su continuidad y una primera evaluación de sus dimensiones, su configuración, su estructura y su contenido; el grado de exactitud deberá ser suficiente para decidir si se justifican posteriores estudios de pre factibilidad minera y una exploración detallada. La exploración detallada comprende el conjunto de actividades geológicas destinadas a conocer tamaño, forma, posición, características mineralógicas, cantidad y calidad de los recursos o las reservas de un depósito mineral. La exploración incluye métodos geológicos, geofísicos y geoquímicos.

EXPLOTACIÓN (INDUSTRIA MINERA)

Proceso de extracción y procesamiento de los minerales, así como la actividad orientada a la preparación y el desarrollo de las áreas que abarca el depósito mineral.

Es la aplicación de un conjunto de técnicas y normas geológico-mineras y ambientales, para extraer un mineral o depósito de carácter económico, para su transformación y comercialización.

Etapa de la fase de Producción del Ciclo Minero, durante esta etapa se recuperan las inversiones realizadas, se extraen y procesan los materiales de interés económico, se readecuan los terrenos intervenidos y se conduce la mina, lenta y progresivamente, apoyada por un riguroso plan de mitigación ambiental, hacia su fin. Así como algunas actividades de prospección se pueden traslapar con la exploración y de hecho en muchos casos es muy difícil distinguirlas; durante la etapa de desarrollo se realizan algunas tareas de explotación y durante la explotación se ejecutan operaciones de desarrollo, esto principalmente por razones técnicas y económicas, ya que sería imposible pretender desarrollar una mina de una sola vez, sin ejecutar actividades que permitan su mantenimiento y explotación. Durante esta etapa se ejecutan una serie de actividades y ciclos que permiten que la mina permanezca en operación y producción. Estas son denominadas operaciones unitarias y se clasifican entre las ejecutadas para desprender el mineral - Arranque-; para cargarlo -Cargue-; y para transportarlo hasta la planta o sitio de mercado - Transporte-. Estas operaciones se apoyan en las denominadas operaciones auxiliares.

2.4. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

La Hipótesis son las respuestas preliminares a los problemas de investigación. Por esta razón, se plantean las siguientes hipótesis de Investigación:

2.4.1. Hipótesis general

La aplicación de la voladura controlada y amortiguada mejora significativamente en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.

2.4.2. Hipótesis específicas

2. Los costos de perforación mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada contribuyen positivamente en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.
3. Los costos de voladura mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada ayudan significativamente en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.
4. Los costos de sostenimiento mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada inciden significativamente en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.

2.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

2.5.1. Variables

2.5.1.1. Variables de la hipótesis general

- **Variable independiente:** La aplicación de la voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.
- **Variable dependiente:** La reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.

2.5.1.2. Variables de las hipótesis específicas

a) Hipótesis específica 1

- **Variable independiente:** Los costos de perforación mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.
- **Variable dependiente:** La reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.

b) Hipótesis específica 2

- **Variable independiente:** Los costos de voladura mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.

- **Variable dependiente:** La reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.

c) Hipótesis específica 3

- **Variable independiente:** Los costos de sostenimiento mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.
- **Variable dependiente:** La reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.

2.5.1.3. Variables intervinientes

- Topografía
- Aspectos socio-económicos
- Política de la Empresa

2.6. DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES

2.6.1. Indicadores de la hipótesis general

Los indicadores del trabajo se detallan a continuación:

- **Variables Independientes**

X = Los costos de la aplicación de la voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.

- **Variables Dependientes**

Y = La reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.

INDICADORES:

Y₁= Producción diaria (\$/ton).

Y₂= Producción diaria (\$/m³).

2.6.2. Indicadores de las hipótesis específicas

Los indicadores del trabajo se detallan a continuación:

- **Variables Independientes**

X = La aplicación de la voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.

INDICADORES:

X_1 = Los costos de perforación mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.

X_2 = Los costos de voladura mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.

X_3 = Los costos de sostenimiento mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.

▪ **Variables Dependientes**

Y = Variable dependiente: La reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.

INDICADORES:

Y_1 = Producción diaria (\$/ton).

Y_2 = Producción diaria (\$/m³).

Las variables del trabajo de investigación son cuantitativas, los cuales se detalla en la Tabla N° 2.3.

Tabla N° 2.3: Variables e indicadores

Matriz de Variables e Indicadores	
Variable Dependiente: Y = La reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.	Variable Independiente: X = Los costos operativos por la aplicación de la voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.
Indicadores:	Indicadores:

Matriz de Variables e Indicadores	
<p>Y₁= Producción diaria (\$/ton).</p> <p>Y₂= Producción diaria (\$/m³).</p>	<p>X₁ = Los costos de perforación en la aplicación de la voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.</p> <p>X₂ = Los costos de voladura en la aplicación de la voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.</p> <p>X₃ = Los costos de sostenimiento en la aplicación de la voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.</p>
<p>Intervinientes:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Topografía • Aspectos socio-económicos • Política de la Empresa 	

Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

3.1.1. De acuerdo a la orientación

La investigación es de tipo aplicada ya que se pretende descubrir nuevas técnicas de voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.

3.1.2. De acuerdo a la técnica de contrastación

La investigación es de tipo explicativa ya que permite la relación entre dos o más variables por relación de correlación. (Sampieri, Collado, Lucio, & Pérez, 1998)

3.1.3. De acuerdo a la direccionalidad

La investigación es de tipo prospectiva debido a que el fenómeno a estudiarse presenta la causa en el presente y el efecto en el futuro.

3.1.4. De acuerdo al tipo de fuente de recolección de datos

La investigación es de tipo prolectiva debido a que la información se ha obtenido de acuerdo a los criterios del investigador y para los fines específicos de la investigación.

3.1.5. De acuerdo con la evolución del fenómeno estudiado

La investigación es de tipo transversal.

3.2. MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN

Los métodos de investigación empleadas en el desarrollo de la presente tesis son: método cuantitativo, método comparativo y método inductivo.

3.3. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

El diseño de la investigación es experimental.

3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.4.1. Población

La población está constituida por el conjunto de labores y vetas de explotación subterránea de la Compañía Minera Aurífera Retamas S.A.

3.4.2. Muestra

La muestra del estudio se determinará mediante la siguiente fórmula:

$$n = \frac{(Z^2) \left(\frac{a}{2}\right) P x Q x N}{e^2(N - 1) + Z^2 x a x P x Q}$$

Donde:

Z = Nivel de confianza 95%; valor estándar de 1.95

P = Proporción de áreas influyentes en la aplicación de la voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A. (P = 0.90).

Q = Proporción de áreas poco influyentes en la aplicación de la voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A. (Q = 0.10).

N = número de vetas (N = 6).

a = Nivel de significancia (a = 0.05).

e = Error muestral (e = 5 %).

n = Tamaño óptimo de la muestra.

Reemplazando, tenemos:

$$n = \frac{(1.95^2) \left(\frac{0.05}{2}\right) (0.90) x (0.10) x 6}{(0.05)^2(6 - 1) + (1.96)^2 x (0.05) x (0.90) x (0.10)}$$

n = 1.7

Tomando en cuenta solo la parte entera, tenemos:

n = 1

Por lo que se selecciona una labor de la Compañía Minera. (Pino Gotuzzo, 2007)

3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.5.1. Técnicas

Dentro de las técnicas utilizadas fueron la observación de las labores realizadas, así como también a toma de muestras de núcleo de la roca y dato de campo, las cuales fueron ensayadas en laboratorios, notas de campo, ficha o guías de observación registros de evaluación, elaboración de tablas y gráficos para aplicación de los resultados comparativos.

3.5.2. Instrumentos

Los instrumentos utilizados fueron libreta de campo, libros, publicaciones, computadora con softwares mineros especializados, instrumentos de medición de laboratorios, equipos para la toma de muestras de testigo, aire, agua. (Carrasco Díaz, 2006)

3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

Dentro de las técnicas utilizadas, fueron que de la data recolectada en las galerías, así como también la toma de muestras de núcleos de la roca y datos de campo, de las

voladuras convencionales y luego de la voladura controlada y amortiguada se correlacionaron toda la información con un análisis analítico y estadístico, con la elaboración de tablas y gráficos para apreciación de los resultados comparativos.

El análisis de toda la data se realizó mediante los resultados de los cuadros estadísticos para poder llegar al contraste de hipótesis.

3.7. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO

Para la prueba de hipótesis, se realizará de acuerdo a la comparación de costos de perforación y voladura del sistema convencional con el sistema de voladura controlada.

3.8. SELECCIÓN, VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD DE LOS INSTRUMENTOS DE INVESTIGACIÓN

Los datos de los costos de perforación, voladura y sostenimiento con el sistema tradicional han sido comparados con los costos mediante la aplicación del sistema de voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A. Los datos han sido validados por el área de planeamiento y costos de la Empresa Minera, donde se ha determinado la reducción de costos.

3.9. ORIENTACIÓN ÉTICA

La ética en el desarrollo del trabajo de investigación implica la aplicación de principios éticos fundamentales a una variedad de temas que implican y organizan la búsqueda, incluyendo la búsqueda científica. Estos incluyen el diseño e implementación de investigaciones que consideran la recolección de datos, las pruebas experimentales, etc.









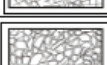
CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO

4.1.1. Paso 1: Definición de los parámetros geomecánicos

Se analiza el RMR del macizo rocoso utilizando un medidor de resistencia a la compresión y luego se empieza la valoración con la tabla geomecánica como lo es RQD, espaciamiento en las discontinuidades, persistencias de las discontinuidades, aberturas, rugosidad, relleno, meteorización de las discontinuidades agua subterránea y orientación de las discontinuidades obtenemos un RMR para luego utilizarlo en nuestra tabla del sistema de clasificación del macizo rocoso.

 SISTEMA DE CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO						
TIPO ROCA		RMR	DESCRIPCION	FIG. FRACT.	CARACTERISTICAS	RESIST. DE LA ROCA
I	I-B	81 - 90	MUY BUENA "B"		Roca dura con muy pocas fracturas, leve alteración, terreno seco	Solo se puede romper esquilas de la muestra con el martillo de geólogo.
II	II-A	71 - 80	BUENA "A"		Roca dura con pocas fracturas, leve alteración, terreno seco con cierta humedad	Con varios golpes con el martillo de geólogo se puede romper pequeños fragmentos de la muestra
	II-B	61 - 70	BUENA "B"		Roca dura con regular cantidad de fracturas, leve alteración, húmedo en algunos casos.	Se requieren varios golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra.
III	III-A	51 -60	REGULAR "A"		Roca de regular dureza, con regular a mayor cantidad de fracturas, ligeramente a moderadamente alterada, pequeñas fallas con panizo, terreno con ligero humedecimiento.	Se requiere tres golpes firmes con el martillo de geólogo para romper la muestra.
	III-B	41 - 50	REGULAR "B"		Roca poco blanda con regular a mayor cantidad de fracturas, ligeramente a moderadamente alterada, pequeñas fallas con panizo, terreno con goteo ocasional.	Con dos golpes con el martillo de geólogo se puede producir fracturamiento.
IV	IV-A	31 -40	MALA "A"		Roca blanda que presenta muchas fracturas, roca alterada, fallas un poco significativas con panizo y goteo de agua.	No se puede rayar o desconchar con una navaja. La muestra se puede romper con dos golpes firmes del martillo.
	IV-B	21 - 30	MALA "B"		Roca blanda que presenta muchas fracturas, roca muy alterada, fallas significativas con panizo, goteo o flujo constante de agua.	Se puede rayar con dificultad con una navaja. La muestra se puede romper con un golpe firme del martillo de geólogo.
V	V-A	0 -20	MUY MALA "A"		Roca muy blanda, intensamente deleznable con muchas fracturas. Roca intensamente fracturada, fallas significativas con mucho panizo, flujo continuo de agua en las fracturas.	Puede desconcharse con dificultad con una navaja. Se puede hacer marcas poco profundas golpeando firmemente con el martillo de geólogo.



	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS	 <small>MINERA AGRÍPERA RETAMAS S.A.</small>
	TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS	
Tesis: "VOLADURA CONTROLADA Y AMORTIGUADA EN LA COMPAÑÍA MINERA RETAMAS S.A."		
Presentado por: Bach. Julio Daniel CALLUPE PAREDES		Figura:
Título: SISTEMA DE CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO	Fecha: Mayo - 2019	4.1
Fuente: "Reducción de costos en la extracción de material aplicando la voladura controlada" de Jonathan Cucho Paredes	Escala: S/E	

Figura N° 4.1: Sistema de clasificación del macizo rocoso

Para la creación de esta tabla de la Clasificación RMR se tiene los siguientes Conceptos:

Resistencia a la compresión: Denominado el índice de la carga puntual, teniendo como dato de campo con un instrumento que impacta la roca dando el valor pedido.

RQD: Es un indicativo de la calidad de la roca lo obtenemos de la fórmula:

$RQD = 115 - 3.3JV$ donde JV : Número de bloques por m^3 .

Espaciamiento: Distancia que hay en una discontinuidad con otra en una familia.

Persistencia: Longitud de la traza de la discontinuidad.

Abertura: Es el grado de abertura en una discontinuidad.

Rugosidad: Se ve el grado de rugosidad de la superficie de una discontinuidad.

Relleno: Es el material que encuentra relleno la discontinuidad.


Meteorización: Es el grado de deterioro de la roca.

Aguas Subterráneas: Son las condiciones de la zona que se está mapeando: seca, mojada, goteando, etc.

Orientación de Buzamiento: Es la orientación de las discontinuidades con respecto al avance de la labor.

RMR: Es la suma de valoraciones antes mencionadas para poder definir el tipo de roca donde estamos trabajando.

Tabla N° 4.1: Clasificación del RMR

Clasificación RMR	 MARSA		UBICACION		Gal 9680S	MINERA AURIFERA RETAMAS S.A. Sección Perforación, Voladura
			TIPO DE ROCA		Microdiorita, Tonalita	
	Registro N°		ORIENTACION DE LA EXPLOSION			
			CONDICION DE LA EXPOSICION: Fresca, Decolorada, Descompuesta, Desintegrada (Subrayar)			
		Familia de Discont.	Azmut de labor	DIVISIONES DE LA EXPOSICION		Hoja: HECHO POR: ...Julio Daniel Callupe Paredes... FECHA....06 de mayo del 2019.

Parámetro	oC	RQD	ESPACIAMEN T.	CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES					AGUA	ORIENTACION	Jv	RMR %	OBSERVACION
	RESIST. A LA COMP.		ENTRE DISCONT.	PERSISTENCIA	ABERTURA	RUGOSIDAD	RELLENO	METEORIZAC.	SUBT.	DE DISCONT.			
Val.	15 12 7 4 2	20 15 10 8 5	20 15 10 8 5	6 4 2 2 0	6 5 4 1 0	6 5 3 1 0	6 4 2 2 0	6 5 3 1 0	15 10 7 4 0	0 -2 -5 -10 -12			
Punto de Mapeo	1.- > 250 Mpa 2.- 100-250 Mpa 3.- 50-100 Mpa 4.- 25-50 Mpa 5.- < 25 Mpa	1.- 90-100% 2.- 75-90% 3.- 50-75% 4.- 25-50% 5.- < 25%	1.- > 2 m 2.- 0.6-2 m 3.- 200-600 mm 4.- 60-200 mm 5.- < 60 mm	1.- < 1 m 2.- 1-3 m 3.- 3-10 m 4.- 10-20 m 5.- > 20 m	1.- Cerrada 0 2.- Muy Angosta < 0.1 mm 3.- Angosta 0.1 -1.0 mm 4.- Abierta 1.0 -5.0 mm 5.- Muy abierta > 5.0 mm	1.- Muy rugoso 2.- Rugoso 3.- Ligeramente rugosa 4.- Lisa 5.- Muy lisa	1.- Ninguna 2.- Relleno duro < 5mm 3.- Relleno duro > 5mm 4.- Relleno blando < 5mm 5.- Relleno blando > 5mm	1.- No meteorizada 2.- Ligeramente 3.- Moderadamente 4.- Altamente meteorizada 5.- Descompuesta	1.- Completamente seco 2.- Humedo 3.- Seco 4.- Goteando 5.- Fluyendo	1.- Muy favorable 2.- Favorable 3.- Regular 4.- Desfavorable 5.- Muy desfavorable			
1	6	8	5	4	6	6	4	5	6	5	22	45.00	
2	4	8	5	4	6	5	4	3	7	5	20	41.00	
3	7	8	5	4	6	5	4	5	6	5	26	45.00	
4	6	8	5	4	6	6	4	5	7	5	17	46.00	
5	7	8	5	2	6	5	4	3	7	5	18	42.00	
6	4	8	5	4	6	6	4	5	7	5	22	44.00	
7	6	8	5	4	6	6	4	5	7	5	17	46.00	
Pro.											20	44.14	

4.1.2. Paso 2: Diseño de la malla de perforación

Se trata de construir una galería de 7pies x 8 pies.

Tabla N° 4.2: Datos para la voladura con alivios (vol. cont.)

Arranques, ayudas, cuadradores, alzas, arrastres y destroce									
tal	L.tal	car/t	expl	ubic	tal	L.tal	car/t	expl	ubic
1	1.64	9	Smex65%	Arranque	24	1.64	8	Smex65%	Arrastre
2	1.64	9	Smex65%	Arranque	25	1.64	8	Smex65%	Arrastre
3	1.64	8	Smex65%	Arranque	26	1.64	8	Smex65%	Arrastre
4	1.64	8	Smex65%	Arranque	27	1.64	8	Smex65%	Arrastre
5	1.64	8	Smex65%	Arranque	28	1.76			Alivio
6	1.64	8	Smex65%	Arranque	29	1.76			Alivio
7	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arranque	30	1.76			Alivio
8	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arranque	31	1.76			Alivio
9	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arranque	32	1.76			Alivio
10	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arranque					
11	1.64	6	Smex65%	destroce					
12	1.64	6	Smex65%	destroce					
13	1.64	6	Smex65%	destroce					
14	1.64	6	Smex65%	Cuadradores					
15	1.64	6	Smex65%	Cuadradores					
16	1.64	5	Semx45%	Alza					
17	1.64	5	Semx45%	Alza					
18	1.64	5	Semx45%	Alza					
19	1.64	5	Semx45%	Alza					
20	1.64	5	Semx45%	Alza					
21	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arrastre		W/Lart.	T. Cart.	Total Kg. Explo.	
22	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arrastre			186	15.02	
23	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arrastre					

TIPO DE ROCA: SEMIDURA

LONGITUD DE BARRENO: 6 PIES

Ø DE TALADRO = 38 mm.

Tabla N° 4.3: Datos para la voladura sin alivios (vol. conv.)

Arranques, ayudas, cuadradores, alzas, arrastres y destroce									
tal	L.tal	car/t	expl	ubic	tal	L.tal	car/t	expl	ubic
1	1.64	9	Smex65%	Arranque	24	1.64	8	Smex65%	Arrastre
2	1.64	9	Smex65%	Arranque	25	1.64	8	Smex65%	Arrastre
3	1.64	8	Smex65%	Arranque	26	1.64	8	Smex65%	Arrastre
4	1.64	8	Smex65%	Arranque	27	1.64	8	Smex65%	Arrastre
5	1.64	8	Smex65%	Arranque	28	1.76			Alivio
6	1.64	8	Smex65%	Arranque	29	1.76			Alivio
7	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arranque	30	1.76			Alivio
8	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arranque					
9	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arranque					
10	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arranque					
11	1.64	6	Smex65%	destroce					
12	1.64	6	Smex65%	destroce					
13	1.64	6	Smex65%	destroce					
14	1.64	6	Smex65%	Cuadradores					
15	1.64	6	Smex65%	Cuadradores					
16	1.64	5	Semx45%	Alza					
17	1.64	5	Semx45%	Alza					
18	1.64	5	Semx45%	Alza					
19	1.64	5	Semx45%	Alza					
20	1.64	5	Semx45%	Alza					
21	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arrastre		W/Lart.	T. Cart.	Total Kg. Explo.	
22	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arrastre			186	15.02	
23	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arrastre					

TIPO DE ROCA: SEMIDURA
LONGITUD DE BARREO: 6 PIES
Ø DE TALADRO = 38 mm.

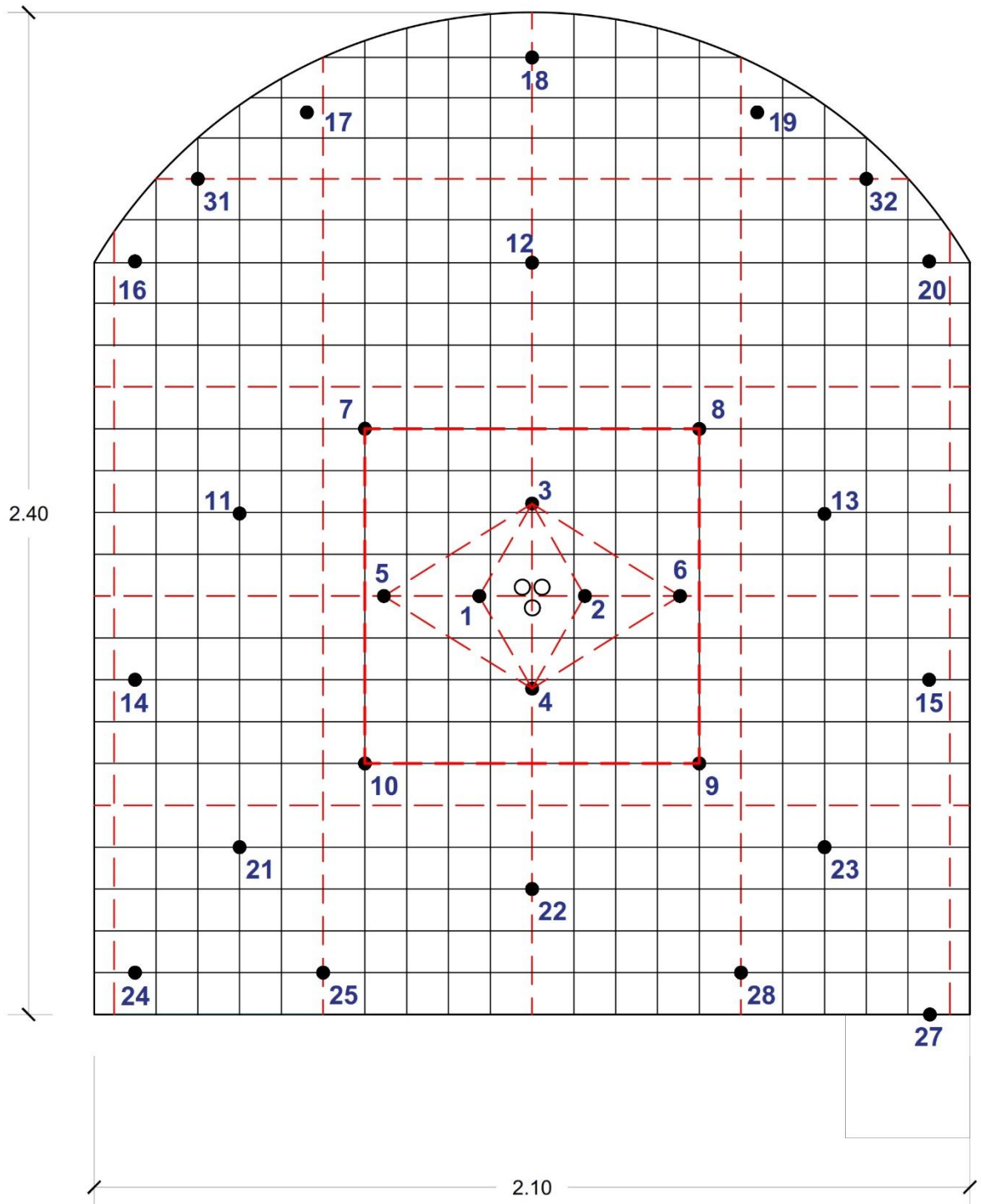


Lámina N° 4.2: Mallas de perforación sin alivios (vol. convencional)

4.1.3. Paso 3: Ejecución de la voladura controlada

Para el caso de esta voladura se utilizó los taladros espaciados con aguas.

Tabla N° 4.4: Distribución de carga en un taladro

DISTRIBUCIÓN DE CARGA		
TECHO		CANTIDAD
Carga de Fondo	Semigelatina 7"x7/8", 65%	1 cart.
Carga de Columna	Pulvurulenta 7"x7/8", 45%	4 cart.
Espaciadores	De agua 7"x7/8"	3 cart.
Tacos	De detritus, 10 cm	1 cart.

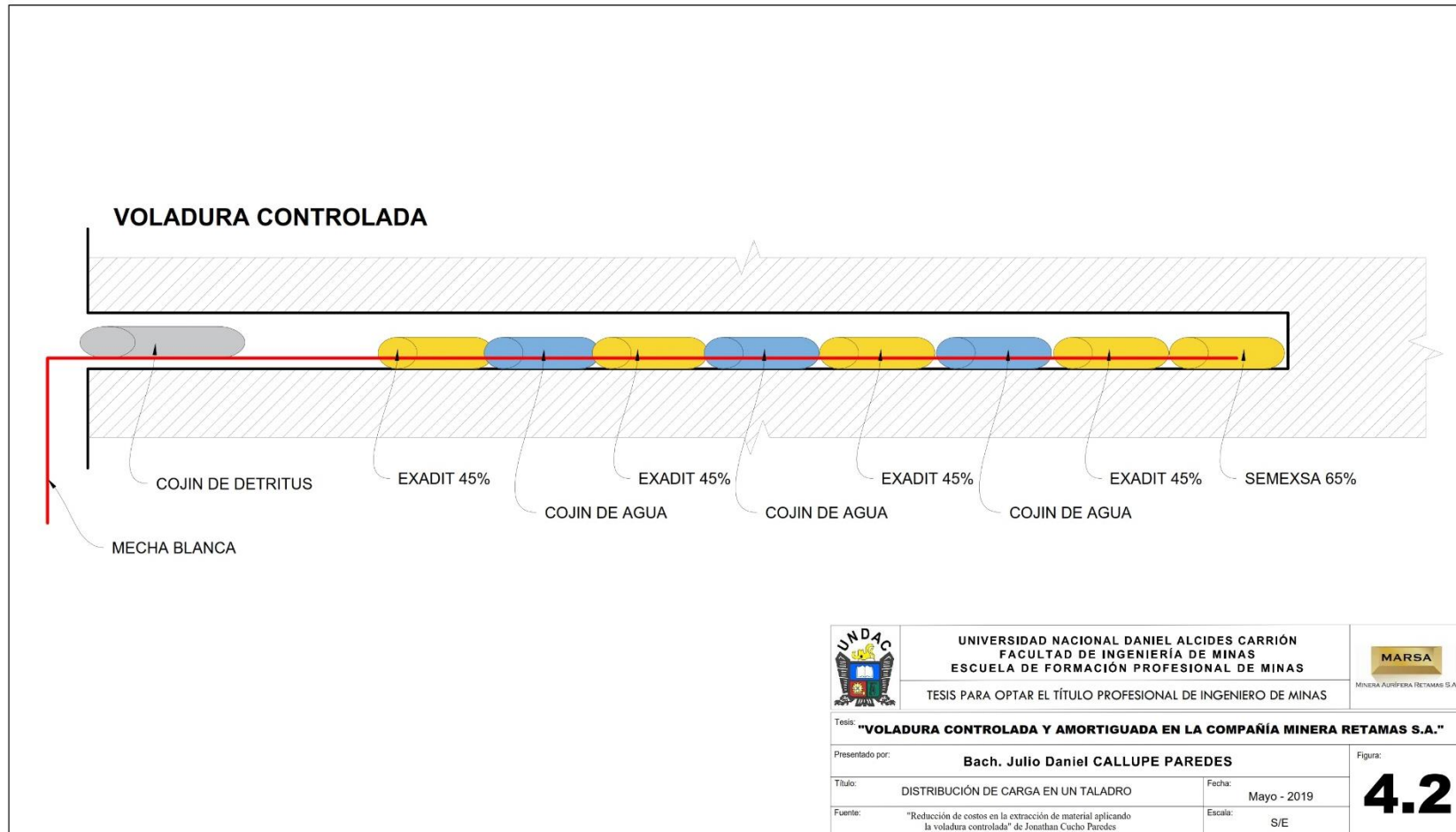


Figura N° 4.2: Distribución de la carga en un taladro

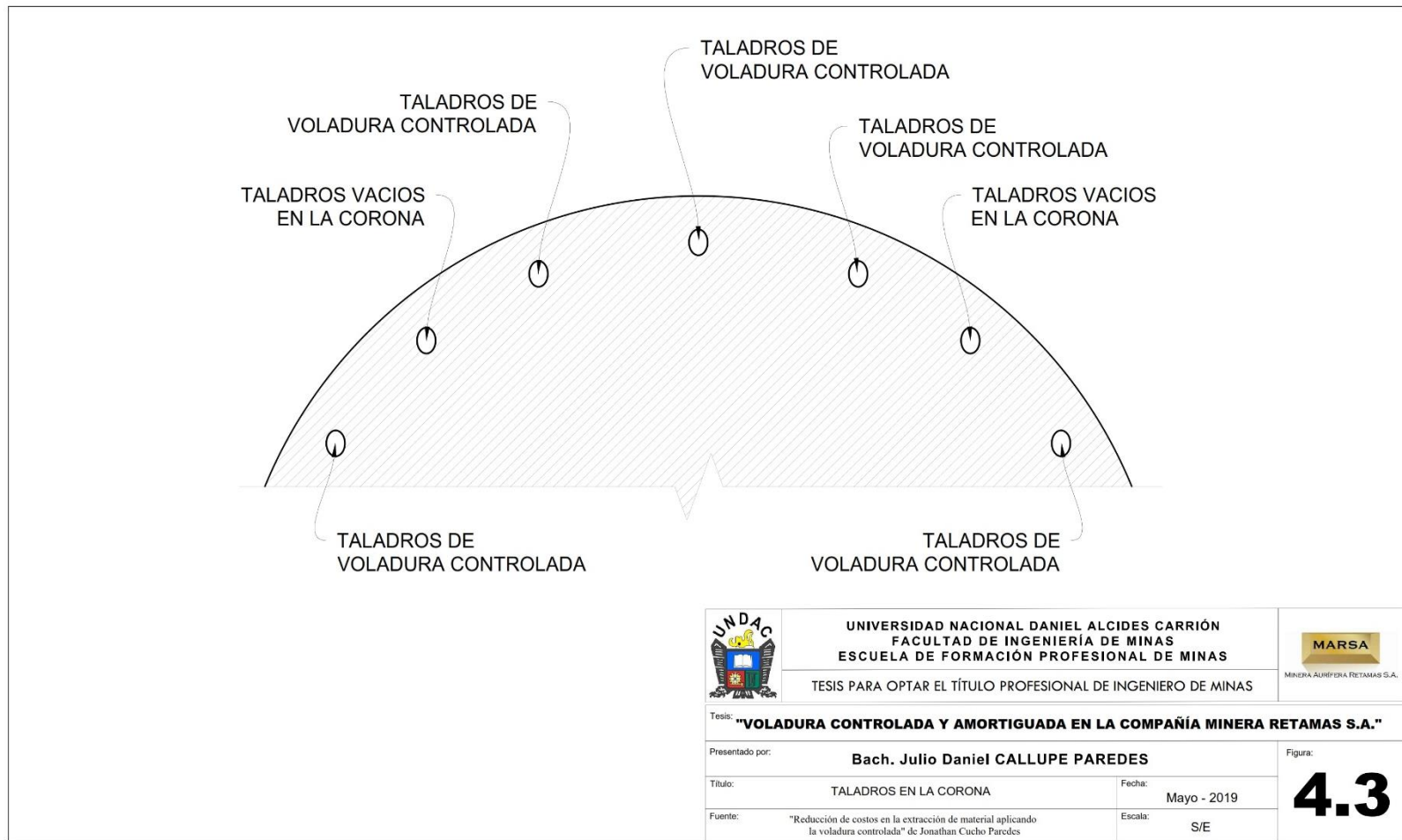


Figura N° 4.3: Taladros en la corona

4.1.4. Paso 4: Cálculo de los costos

Tabla N° 4.5: Costos de perforación de una galería de 7´ x 8´

CALCULO DE COSTOS DE PERFORACIÓN

Mina:	MARSA	Tiem. lavado frente:	0.22 horas
Fecha:	Mayo del 2019	Tiem. de perforación:	1.57 horas
Labor:	Gal 9680 S	Tiem. de afilado:	0.00 horas
Nivel:	3950	Costo de aire:	0.0017 S//pie3
Caudal del aire:	189.75 CFM	Costo de agua:	0.0008 S//lt
# de taladros:	30	Costo de aceite:	2.75 S/lt *
# de máquinas:	1	Costo de manguera:	10.63 S/m *
Vida útil de la perforadora:	120000 pies***	Costo de manguera 1":	7.18 S/m
Dimensión:	7 x 8 pies	Costo de manguera 0.5":	3.78 S/m

A. Consumos

1.- Consumo de aire comprimido durante la perforación (Cp)

$$Fc: (\text{Pre. Atmos.} * (\text{Pres. a cota} + \text{Pre. De perf.})) / (\text{Pre. A cota} * (\text{Pre. De perf.} + \text{Pre. Atmos}))$$

$$Cp: Fc * \text{Caudal a nivel del mar}$$

Caudal a nivel del mar: 131.00 CFM **

MINA	Cota (m)	Pre. a cota (lb/pulg2)	Pre. de perf. (lb/pulg2)	Pre. Atmos (lb/pulg2)	Fac. de altura (Fc)	Caudal de aire (CFM)
Intermedio	3900	8.00	71.11	14.69	1.69	221.78

2.- Consumo de agua durante perforación (Cap)

Se utilizó un cubo de 1.5 lt de capacidad, controlando el tiempo de llenado para determinar su caudal

Se tomaron diez muestras como se detalla en el cuadro siguiente

# de Pruebas	Tiempo de llenado (seg)	Cantidad (lt)	Caudal (lt/seg)
Promedio	3.70	1.50	0.41

$$Cap = \text{Caudal} * \text{tiempo de perforación} * 3600 \text{ (lt/gdia)}$$

$$Cap = 2287.67 \text{ lt/gdia}$$

3.- Consumo de agua durante el lavado de frente (Cal)

# de Pruebas	Tiempo de llenado (seg)	Cantidad (lt)	Caudal (lt/seg)
Promedio	3.00	5.00	1.67

$$\text{Cap} = \text{Caudal} * \text{tiempo de perforación} * 3600 \text{ (lt/gdia)}$$

$$\text{Cap} = 1300.00 \text{ lt/gdia}$$

4.- Consumo de lubricante durante la perforación (Cl)

$$\text{Cl} = 5.12 \text{ cm}^3/\text{pie}$$

5.- Consumo de mangueras y conexiones (Cmc)

El consumo de mangueras está en función al avance/disparo por lo tanto el consumo de

mangueras de 1" y 0.5" en 3 guardias vemos que su avance es: 1.54+1.58+1.60 4.62 m

$$\text{Cmc} = ((4.62/3) * 0.3048 \text{ pies/gdia})$$

$$\text{Cmc} = 0.05 \text{ pies/gdia}$$

B.- Incidencias

1.- Incidencia de mano de obra	'=	29.94 S//gdia
2.- Incidencia de implementos de seguridad	'=	3.90 S//gdia
3.- Incidencia de herramientas y accesorios para la perforación		29.94 S//gdia

C.- Costos

a.- Costos de propiedad 4.39 S//gdia

1.- Amortización (a)

$$a = (A(((1+i)^n * i) / ((1+i)^n - 1))) / (26 * 2)$$

Datos	Perforadora	Afiladora (S//gdia)
A = Monto invertido	15,994.00	0.00
i = Tasa de inversión	0.01	0.01
n = Vida útil (meses)	58.00	60.00
	Amortización	0.15
		0.00

2.- Depreciación

$$D = (80\%A/n) / (26 * 2)$$

Perforadora	4.24	S//gdia
Afiladora	0.00	S//gdia

Costo de propiedad de perforadora	4.39 S//gdia
Costo de propiedad de afiladora	0.00 S//gdia

b.- Costo de operación

136.77 S//gdia

1.- Costo de mantenimiento (M)

$$M = A/n/(26*2)$$

Perforadora	M=	5.30 S//gdia
Afiladora	M=	0.00 S//gdia

$$C1 = 5.30 \text{ S//gdia}$$

2.- Costo de aire comprimido para perforación

$$C2 = Cp * \text{Costo} / \text{pie}^3 * 360 * \text{Tiempo de perforación}$$

$$C2 = 29.62 \text{ S//gdia}$$

3.- Costo de agua para perforación

$$C4 = Cap * \text{Costo} / \text{litro}$$

$$C3 = 1.90 \text{ S//gdia}$$

4.- Costo de agua para el lavado del frente

$$C\& = Cal * \text{Costo} / \text{litro}$$

$$C4 = 1.08 \text{ S//gdia}$$

5.- Costo de aceite y mangueras

$$C5 = 18.90 \text{ S//gdia}$$

6.- Costo de implementos de seguridad

$$C6 = 3.90 \text{ S//gdia}$$

7.- Costos de herramientas y accesorios de perforación

$$C7 = 1.15 \text{ S//gdia}$$

8.- Costos de salarios

$$C8 = 30.35 \text{ S//gdia}$$

9.- Costos de barrenos y brocas

$$C9 = 44.36 \text{ S//gdia}$$

Avance por guardia: 5.57 pies

Costo de perforación	141.16 S//gdia	0.84 S//pie
	40.33 \$//gdia	0.24 \$//pie

Tabla N° 4.6: Cálculo de la sobre-rotura de excavaciones subterráneas

Sobre-rotura de Excavaciones Subterráneas

Se recomienda usar el mismo avance para las pruebas realizadas

Diseño de excavación de la galería

Datos	
Altura (m)	2.4
Ancho (m)	2.1
Avance (m)	1.63

Área (m ²)	5.04
Vol. Diseño (m ³)	8.2152

Excavadura Real

Zona: Gal 9680 S

1 Punto		2 Punto		3 Punto	
Distancia	Ángulo	Distancia	Ángulo	Distancia	Ángulo
1.1 m	0°	1.1 m	0°	1.1 m	0°
1.2 m	30°	1.32 m	30°	1.23 m	30°
1.69 m	60°	1.73 m	60°	1.92 m	60°
1.81 m	90°	1.61 m	90°	1.57 m	90°
1.52 m	120°	1.44 m	120°	1.38 m	120°
1.3 m	150°	1.4 m	150°	1.32 m	150°
1.26 m	180°	1.42 m	180°	1.53 m	180°

Área 1: 5.293 m² Area2: 5.311 m² Área 3: 5.284 m²
 Volumen 2.6465 Volumen 2.655 Volumen 3.329

Volumen 8.631
Dilución 4.90%

Tabla N° 4.7: Análisis de los costos de transporte con locomotora

Analizando los costos de transporte con locomotora

ANÁLISIS DE COSTOS

Análisis de costos de transporte del material de la sobre-voladura y a la vez el costos de la voladura controlada.

Tenemos los costos de transporte de material:

Compañía Minera Retamas S.A.

Sistema de costos por actividades

EXTRACCIÓN (Locomotoras)

Se consideran los costos operativos de extracción (operación, mantenimiento y la depreciación de equipos)

RECURSO \$	Costo Unitario (US\$/TMS)								PROMEDIO 2018	Incid. (%)
	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO		
Serv. Terceros	1.76	2.07	2.33	2.03	2	2.06	2.44	2.32	2.13	57%
Mantemi.	0.57	0.67	0.67	0.66	1	0.53	0.88	0.54	0.66	18%
Material y/o herr.	0.34	0.1	0.25	0.11	0	0.12	0.17	0.19	0.2	5%
Gastos Diversos	0.57	0.6	0.64	0.83	1	0.79	0.88	0.75	0.73	20%
Costo Unitario (\$/TMS)	3.23	3.44	3.89	3.63	4	3.5	4.37	3.8	3.72	100%

Entonces de las pruebas de voladura tenemos el material de sobre-rotura:

Material de sobre-rotura de la GAL 9680 S con un disparo convencional:	1.422 m3	3.6972 t
Material de sobre-rotura de la GAL 9680 S con un disparo con pruebas:	0.4032 m3	t

Ahora tendremos los costos por acarreo y disparo

Costo de material de sobre-rotura de la GAL 9680 S con un disparo convencional:	13.74 \$	S/.	43.29
Material de sobre-rotura de la GAL 9680 S con un disparo con pruebas:	3.90\$	S/.	12.28

Analizamos los costos de una voladura controlada la diferencia son 2 taladros de 6 pies:

Costo de 2 taladros de 6 pies en una labor de Galería

Total de pies:	12 pies
Costo de pies perforado:	0.90 soles

Costo de perforación:

S/

9.96

Costos (S/)	Usual	Prueba	Vol. Controlada	Ahorro
Costo de acarreo de material disparado:	43.29	12.28	9.96	20.21
Costo de acarreo de material por mes	1731.6	491.2	398.4	842
Costo de acarreo de material por año	20779.2	5894.4	4780.8	10104
Costo de acarreo de material por año en la zona de estudio	415584	117888	95616	202080

Se considera un promedio de 40 disparos al mes

Se considera un promedio de 20 labores al año

4.2. PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

4.2.1. Caso 1: Prueba en condiciones actuales primer disparo (Sist. Conv.)

El primer disparo se realizó tal y como se estaba realizando con el sistema convencional, con la finalidad de evaluar la perforación y el carguío para posteriormente realizar los cambios.

Para obtener mayor información sobre la calidad de roca, se realizó un mapeo estructural, para determinar el valor de RMR, además tomamos las distancias de un eje hacia el contorno de la sección con la ayuda del disco elaborado previamente.

Así también, se tomó la primera medición de niveles de vibraciones, para determinar donde tenemos los picos más altos de desplazamientos (velocidad pico partícula).

Datos sobre perforación y carguío: Se tomaron los siguientes datos de campo como actualmente se está realizando usando el sistema convencional.

Tabla N° 4.8: Datos de perforación

DATOS DE PERFORACIÓN	
Sección de perforación, m ²	2.4 x 2.4
Longitud de perforación, m	1.6
Taladros perforados, und.	30
Taladros cargados, und.	27
Diámetro de taladro, mm.	38

Tabla N° 4.9: Datos de voladura, consumo de explosivos

CONSUMO DE EXPLOSIVOS	
Semexa 65, 7/8"x7", en und.	166
Semexa 45, 7/8"x7", en und.	20
Tecnel, en und.	30

Resultado de los niveles de vibraciones:

Monitoreo de vibraciones en la Galería 9680 S-Nv 3580

Tabla N° 4.10: Resultados de la medición de vibraciones.

RESULTADOS	
VPP (mm/s)	7.24 en la onda Vertical
Frecuencia (Hz)	73
Avance (m)	1.6
Taco Promedio (m)	0.0
% avance	100%

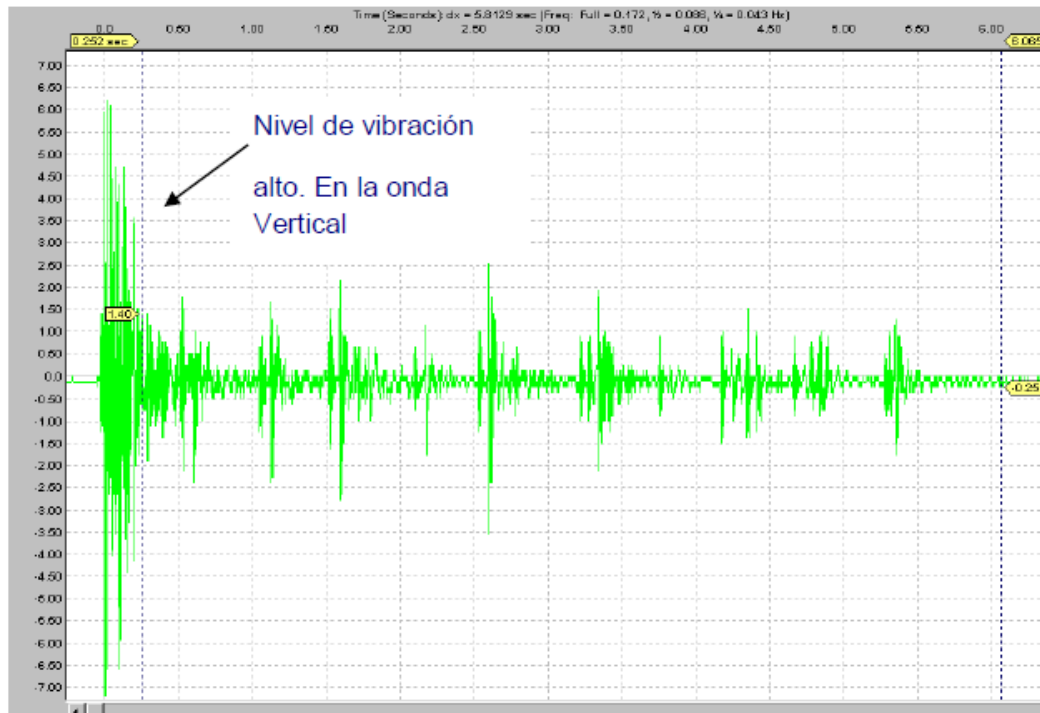


Figura N° 4.4: Gráfica de vibración caso 1

De la siguiente gráfica se observa:

- Los niveles de vibraciones encontrados son relativamente bajos, pero tenemos que la velocidad pico partícula de mayor magnitud está en el arranque.
- Entonces para disminuir los niveles de vibración en el arranque, debemos utilizar necesariamente tacos de material inerte, como dentrito de la perforación, después de cargar los taladros.
- Recordemos que las ondas verticales afectan directamente al techo.

Calculo de RMR de la estructura rocosa:

Después de haber realizado el mapeo geomecánico, con ayuda del martillo Smith, se tomaron los datos sobre la calidad de la roca.

El resultado obtenido de RMR fue igual a 44.64

Cálculo de RQD de la estructura rocosa:

Se obtuvo como resultado un índice de calidad de roca igual a 30%.

Cálculo de Resistencia Compresiva Uniaxial:

La resistencia compresiva uniaxial, obtenida fue 38 Mpa.

Todos estos cálculos se realizaron con la ayuda de tablas en Excel, que se cuenta en MARSA.

Calculo del volumen de la sobre excavación:

Después de realizada la voladura, se hizo un cálculo aproximado de la cantidad de material que se produjo como producto de la sobre rotura.

Para tomar como referencia, calculamos el volumen de la excavación de diseño, que será comparada con la obtenida, en este primer disparo (como usualmente se hace).

El Volumen de diseño : 9.412 m³

El Volumen Real : 10.83 m³

Volumen de Sobre excavación : 1.422 m³

% de Sobre Rotura : 15.107 %

Nota: En el volumen de diseño se consideró un 10% de sobre-rotura normal
(Fuente Departamento de Planeamiento de MARSA)

4.2.2. Caso 2: Prueba usando la voladura cont. segundo disparo (Prueba)

En el segundo disparo, después de haber analizado los resultados, de vibraciones y sobre-rotura, se realizaron los cambios en la corona, la secuencia del arranque y se utilizó la misma malla que la anterior, cuyos

resultados fueron satisfactorios tal como se muestran las siguientes tablas de resultados y se aumenta dos taladros en la corona.

Datos sobre perforación y carguío:

Se tomaron los siguientes datos de campo.

Tabla N° 4.11: Datos de perforación

DATOS DE PERFORACIÓN	
Sección de perforación, m ²	2.4 x 2.4
Longitud de perforación, m	1.6
Taladros perforados, und.	32
Taladros cargados, und.	27
Diámetro de taladro, mm.	38

Tabla N° 4.12: Datos de consumo de explosivos

CONSUMO DE EXPLOSIVOS	
Semexa 65, 7/8"x7", en und.	166
Semexa 45, 7/8"x7", en und.	20
Tecnel, en und.	28

Resultado de los niveles de vibraciones:

Monitoreo de vibraciones en la Galería 9680 S-Nv 3580.

Tabla N° 4.13: Resultados de la medición de vibraciones.

RESULTADOS	
VPP (mm/s)	13.5 en la onda Transv
Frecuencia (Hz)	76
Avance (m)	1.7
Taco Promedio (m)	0.0
% avance	100%



Figura N° 4.5: Gráfica de Vibración caso 2

Observaciones:

Encontramos los niveles de vibraciones altos en el arranque, en las ondas transversales, las que nos estaría afectando los cuadradores, pero por el tipo de estructura de la roca (RMR 44.6), el sobre-excavación resultante fue mínimo.

Calculo del volumen de la sobre excavación:

Después de haber realizado los cambios sobre la carga y densidad del explosivo, se hizo un cálculo aproximado de la cantidad de material que se produjo como producto de esta prueba.

Para tomar como referencia, calculamos el volumen de la excavación de diseño, que será comparada con la obtenida, en este segundo disparo (con los nuevos cambios).

No se considera la sobre rotura de 10% de más.

El Volumen de diseño : 8.227 m

El Volumen Real	: 8.631 m ³
Volumen de Sobre excavación	: 0.403 m ³
% de Sobre Rotura	: 4.9%

4.3. PRUEBA DE HIPÓTESIS

Después de haber realizado los cambios respectivos en perforación y voladura, se obtuvieron buenos resultados, logrando el objetivo de reducir la cantidad de material, producto de la sobre excavación, al mínimo.

Las diferencias entre la excavación usual y la excavación de la prueba, nos muestra el ahorro en movimiento de material innecesario.

A continuación mostraremos la reducción de costos por sobre-rotura, tomando como referencia el costo de acarreo y asumiendo en el costo de voladura controlada incrementando 2 taladros más en la corona.

También se observa que el uso de la voladura controlada, la utilización de solo dos taladros más en la malla de perforación nos trae un ahorro anual por el control de la sobre rotura y la disminución del costo de extracción teniendo un ahorro final de S/. 264,600.00.

Tabla N° 4.14: Costos comparativos de los casos

Costos (S/.)	Caso 1 (Sistema convencional)	Caso 2 (Sist. voladura controlada y amort.)	Ahorro (S/.)
Costo de acarreo de material disparado	44.29	12.28	32.01
Costo de perforación en los casos	0	-9.96	-9.96
Costo de ahorro final			22.05
Costo de ahorro por mes (40 disparos)			882
Costo de ahorro por año (12 meses)			10584
Costo de ahorro por año en la zona de estudio (25 labores)			264600

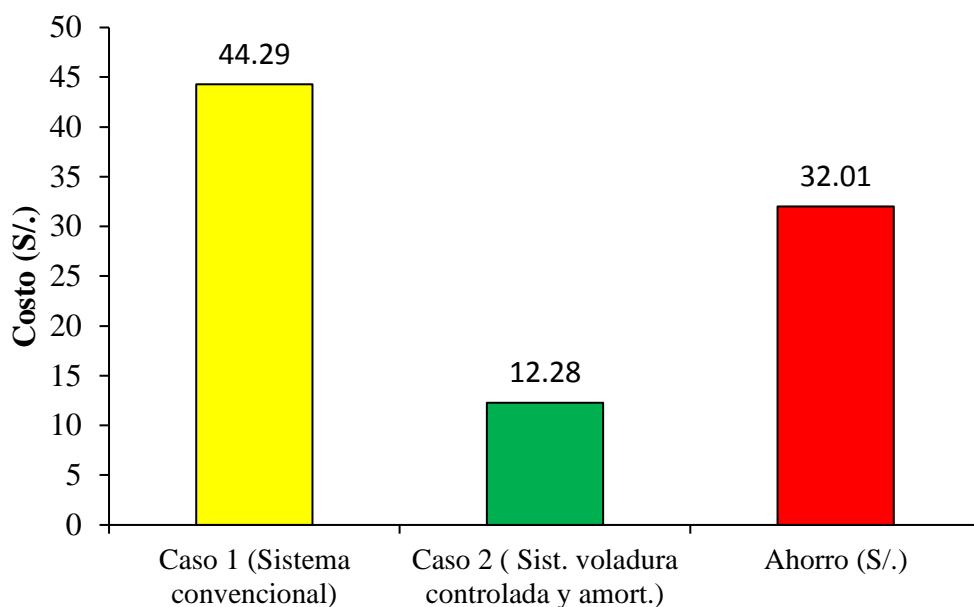


Figura N° 4.6: Costos comparativos de los casos por disparo

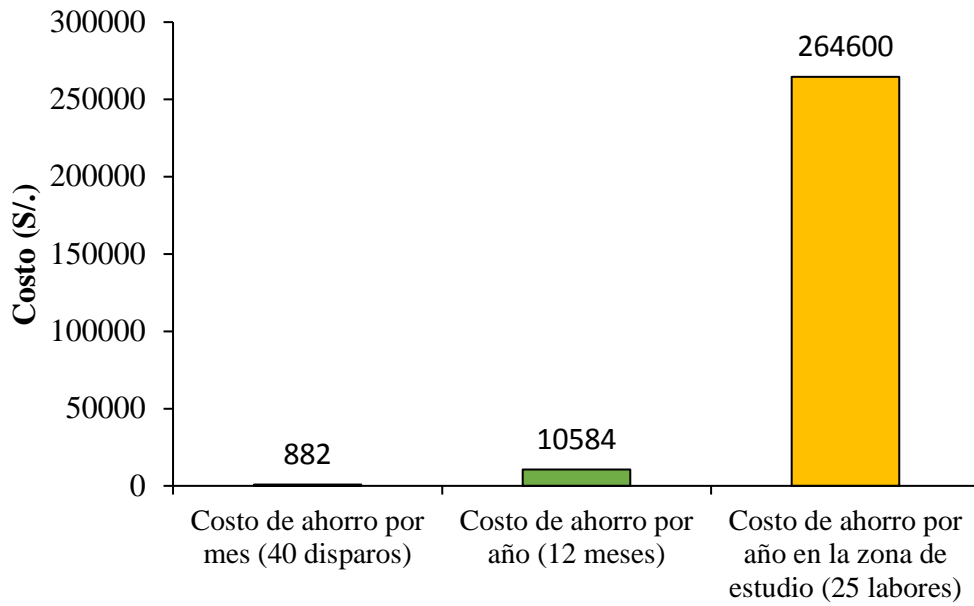


Figura N° 4.7: Costos comparativos anuales de los casos

4.4. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

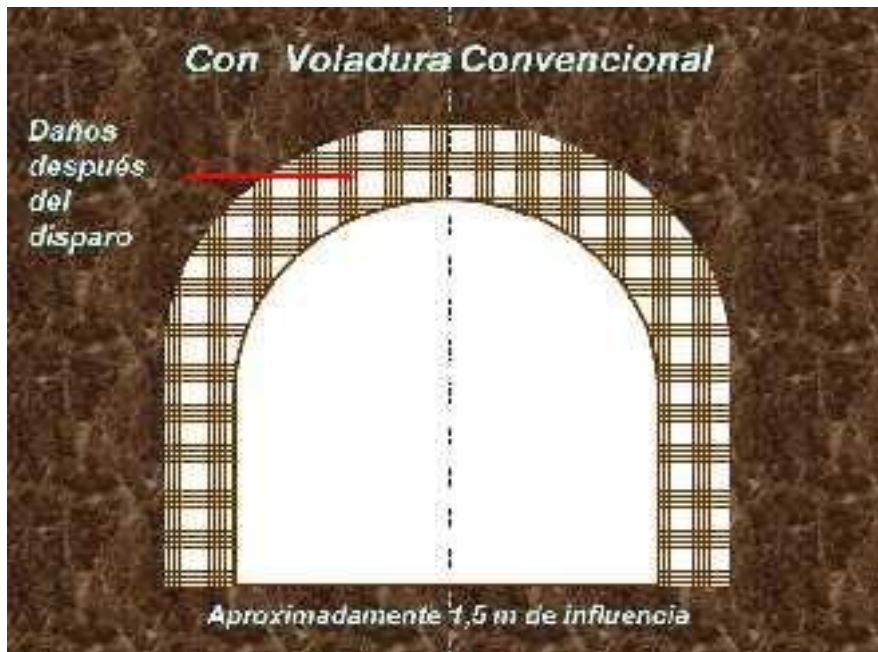


Figura N° 4.8: Resultado con voladura convencional

El resultado con la voladura convencional se tiene daños en el macizo rocoso circundante a la galería con un área de influencia de más o menos de 1.5 metros.

- El resultado con la voladura controlada amortiguada se tiene daños en el macizo rocoso circundante a la galería con un área de influencia de más o menos de 0.20 m. a 0.50 m.

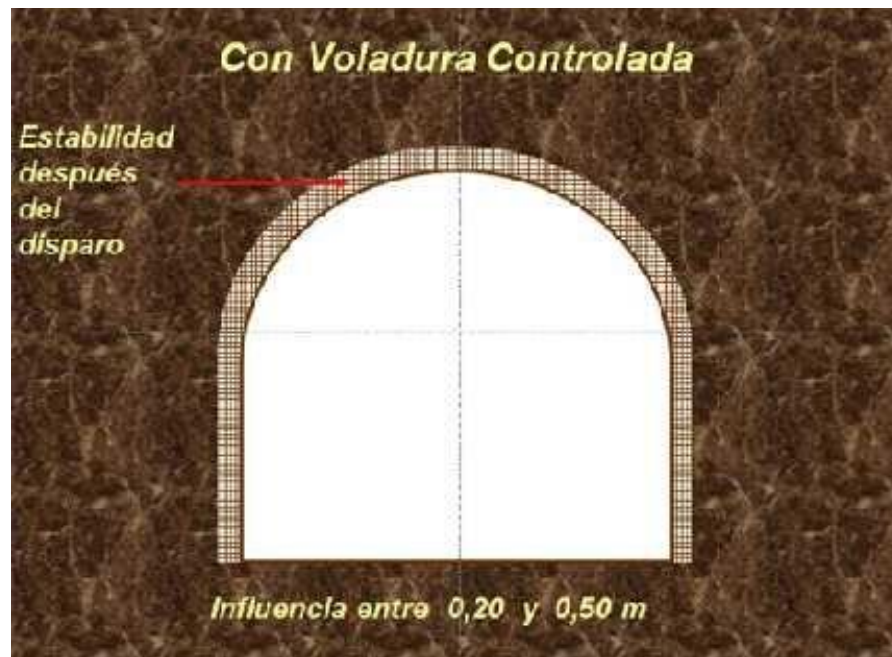


Figura N° 4.9: Resultado de la voladura controlada

- El consumo de explosivos en kilogramos es menor en la voladura controlada amortiguada en comparación que la voladura convencional.
- El factor de potencia es menor en la voladura controlada amortiguada en comparación con la voladura convencional.
- La sobre rotura del perfil de la galería en la voladura convencional tiene un promedio de 32.5 cm., comparando con la voladura controlada amortiguada que no se tiene sobre rotura observándose en el perfil de la galería las medias cañas.

Por lo que al aplicar la voladura controlada amortiguada se tiene menor costo en cuanto al consumo del explosivo, así mismo el perfil de la galería se tiene como resultado una pared liza y uniforme, ello conlleva a un menor costo en el sostenimiento.

Esto demuestra que es factible el uso de la voladura controlada amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.

4.4.1. Evaluación del perfil de la galería

Como podemos observar en los siguientes gráficos las muestras de la voladura controlada y amortiguada.



Figura N° 4.10: Perfil de la galería con voladura controlada

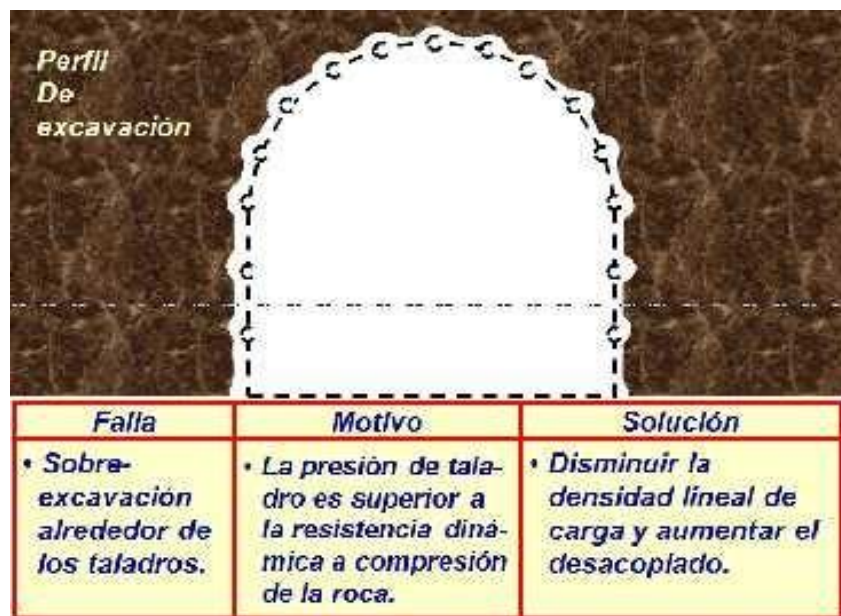
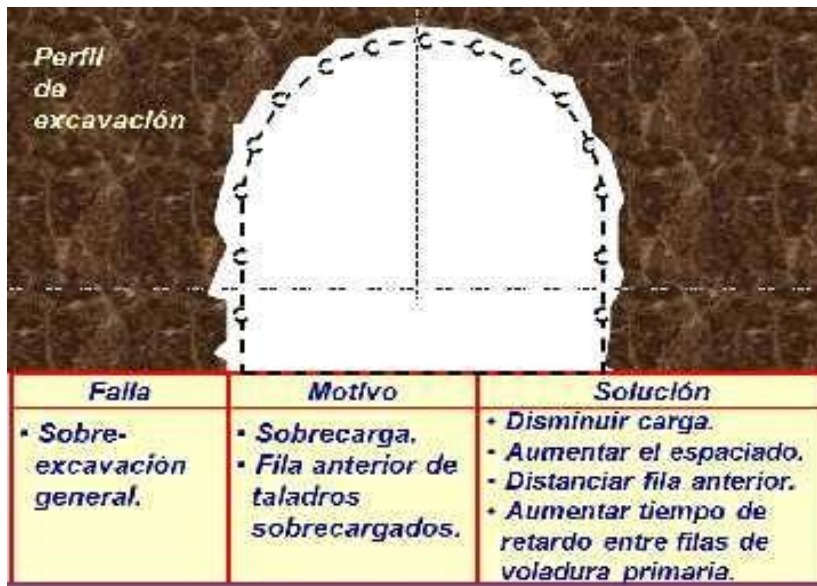


Figura N° 4.11: Perfil de excavación



Figura N° 4.12: Perfil de excavación



Figura N° 4.13: Perfil de excavación

CONCLUSIONES

1. Realizado el diagnóstico de las labores mineras se constató aspectos como:
 - Las operaciones poseen problemas de sobre rotura.
 - No se tiene un buen auto sostenimiento.
 - Las labores poseen agrietamientos excesivos.
 - Los costos de sostenimiento resultan demasiado altos para la operación.
2. Los factores que provocan la sobre excavación y caída de rocas son:
 - Mal dimensionado de las áreas a excavar
 - Voladura sobre dimensionada
 - Diseño de malla inapropiada a la condición de la roca.
 - Inapropiada selección del explosivo.
3. Las consecuencias que se generan debido a la sobre excavación y caída de rocas fueron:
 - Fragmentación irregular
 - Bolonería excesiva
 - Sobre excavación
 - Alto costo en el sostenimiento.
4. El uso de la voladura controlada amortiguada permitió corregir los problemas de sobre excavación, caída de rocas y costos de sostenimiento.
5. Para poder aplicar la voladura controlada en la MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A. se aplicó el método de voladura controlada amortiguada.

6. La carga explosiva en la voladura controlada amortiguada en los taladros se realiza desacoplando la carga explosiva de los taladros y colocando la carga prácticamente en todo el taladro.

7. Los parámetros que se deben tener en cuenta en la voladura controlada son:
 - Presión del taladro
 - Relación entre espaciamiento
 - Precisión en la perforación
 - Carga lineal
 - Explosivos para voladura controlada

8. En la evaluación cualitativa se evaluó el perfil de excavación de la labor, encontrándose: sobre excavación general, sobre excavación alrededor del taladro, rocas sobresalientes en los taladros.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda capacitar a todo trabajador en perforación y voladura controlada amortiguada, así mismo sobre las normas de seguridad especialmente en el manejo de explosivos.
2. Se recomienda utilizar explosivos diseñados especialmente para voladura controlada.
3. Se recomienda realizar un análisis de la perforación y voladura controlada por otros métodos para así determinar el mejor resultado en la voladura.
4. Se recomienda realizar en forma permanente las evaluaciones cuantitativas y cualitativas, ya que el macizo rocoso es cambiante.
5. Para el uso de la voladura controlada amortiguada se recomienda realizar un análisis de costos en cuanto al mayor número de taladros de perforación así mismo en los costos de sostenimiento para determinar si es productivo el uso de este método.

REBIBLIOGRAFÍA

- Alvites, S., & Genix, R. (2017). Reducir el porcentaje de dilución, mediante voladura controlada en los tajos de producción en la Mina Marsa-Retamas.
- Cáceres Navarro, L. (2017). Optimización de la perforación y voladura con nuevo diseño de malla en el crucero 10014 de la Empresa Minera Marsa. Facultad de Ingeniería de Minas, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano, 100.
- Calderon Navarro, M. A. (2015). Optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de mediana escala (Unidad Minera Macdesa).
- Carpio Chávez, A. (2017). Estándares del arranque y voladura controlada de contorno en labores lineales permanentes. «MARSA».
- Carrasco Díaz, S. (2006). Metodología de la investigación científica. Lima: San Marcos.
- Dey, K., & Sen, P. (2003). Concept of blastability-an update.
- Gonzales Fernández, C. W. (2016). Evaluación de la voladura en el método de cámaras y pilares en la Compañía Minera Marsa.
- Mestas, R. W. O. (2007). Diseño De Mallas De Perforación Y Voladura Subterránea Aplicando Un Modelo Matemático De Áreas De Influencia. Estudio realizado utilizando el software y expuesto en la mina de Ananea, Mina Bateas.-Perú.
- Pino Gotuzzo, R. (2007). Metodología de la Investigación. Editorial San Marcos EIRL Primera edición Lima-Perú.
- Sampieri, R. H., Collado, C. F., Lucio, P. B., & Pérez, M. de la L. C. (1998). Metodología de la investigación (Vol. 6). MCGRAW-HILL México.

ANEXOS

Anexo N° 1: Matriz de consistencia, variables e indicadores

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	METODOLOGÍA
<p>General</p> <p>¿La aplicación de la voladura controlada y amortiguada influiría en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.?</p>	<p>General</p> <p>Reducir los costos operativos mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.</p>	<p>General</p> <p>La aplicación de la voladura controlada y amortiguada mejora significativamente en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.</p>	<p>Variable Independiente (X)</p> <p>La aplicación de la voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.</p> <p>Variable Dependiente (Y)</p> <p>Reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.</p>	<p>Propósito:</p> <p>Básica</p> <p>Nivel:</p> <p>Explicativo.</p> <p>Enfoque:</p> <p>Cuantitativo.</p>
<p>Específico 1</p> <p>¿De qué manera los costos de perforación mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada mejorarían en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.?</p>	<p>Específico 1</p> <p>Determinar de qué manera los costos de perforación mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada mejoraría en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.</p>	<p>Específico 1</p> <p>Los costos de perforación mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada contribuyen positivamente en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.</p>	<p>Variable Independiente (X1)</p> <p>Los costos de perforación mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.</p> <p>Variable Dependiente (Y)</p> <p>Reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.</p>	<p>Método:</p> <p>Hipotético deductivo.</p> <p>Diseño:</p> <p>Experimental.</p>
<p>Específico 2</p> <p>¿Cómo los costos de voladura mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada ayudarían en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.?</p>	<p>Específico 2</p> <p>Demostrar cómo los costos de voladura mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada ayudaría en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.</p>	<p>Específico 2</p> <p>Los costos de voladura mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada ayudan significativamente en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.</p>	<p>Variable Independiente (X2)</p> <p>Los costos de voladura mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.</p> <p>Variable Dependiente (Y)</p>	<p>Método:</p> <p>Hipotético deductivo.</p> <p>Diseño:</p> <p>No experimental.</p>

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	METODOLOGÍA
	Compañía Minera Retamas S.A.	Compañía Minera Retamas S.A.	Reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.	
<p>Específico 3</p> <p>¿De qué manera los costos de sostenimiento mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada incidirían en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.?</p>	<p>Específico 3</p> <p>Determinar de qué manera los costos de sostenimiento mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada incidiría en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.</p>	<p>Específico 3</p> <p>Los costos de sostenimiento mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada inciden significativamente en la reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.</p>	<p>Variable Independiente (X3)</p> <p>Los costos de sostenimiento mediante la aplicación de la voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.</p> <p>Variable Dependiente (Y)</p> <p>Reducción de los costos operativos en la Compañía Minera Retamas S.A.</p>	<p>Método:</p> <p>Hipotético deductivo.</p> <p>Diseño:</p> <p>No experimental.</p>

Fuente: Elaboración propia.

Anexo N° 2: Instrumento de recolección de datos

CARTILLA DE TOMA DE DATOS DE CAMPO					
Zona:	Labor:	Fecha:	Guardia:	Nivel:	
Avance(1-2):	m.	Avance(2-3):	m.	Avance(3-4):	m.
1 Punto		2 Punto		3 Punto	
Distancia	Angulo	Distancia	Angulo	Distancia	Angulo
m	0°	m	0°	m	0°
m	30°	m	30°	m	30°
m	60°	m	60°	m	60°
m	90°	m	90°	m	90°
m	120°	m	120°	m	120°
m	150°	m	150°	m	150°
m	180°	m	180°	m	180°

Fuente: Elaboración propia.

Anexo N° 1: Panel Fotográfico



Fotografía N° 0.1: Perforación convencional en MARSA



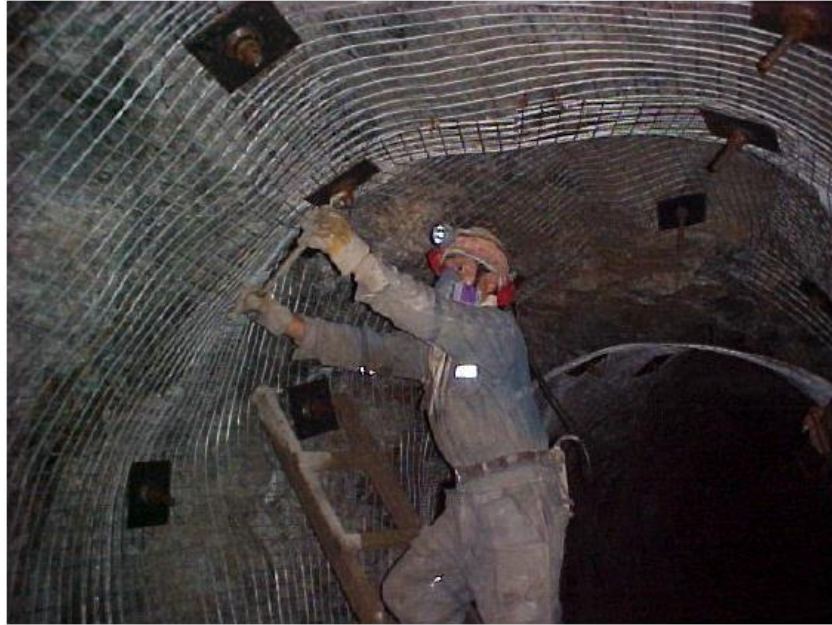
Fotografía N° 0.2: Acarreo en la Compañía Minera Marsa S.A. (Convencional)



Fotografía N° 0.3: Carguío de un frente con Fanel



Fotografía N° 0.4: Carguío de un frente con conectores



Fotografía N° 0.5: Sostenimiento activo oportuno



Fotografía N° 0.6: Toma de datos de campo