

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**IMPACTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA TIPO RECORTE EN
EL COSTO DE SOSTENIMIENTO DE SUBNIVELES EN LA ZONA
CODICIADA, U. M. MOROCOCHA, CIA. MINERA ARGENTUM S.A.**

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

**PRESENTADO POR:
MELGAR ROJAS WILLIAM CRISTIAN**

**ASESOR:
Ing. ROBERTO JUAN GUTIERREZ PALOMINO**

Ayacucho - Perú

2021



ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 004-2022-FIMGC

En la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal N° 771-2021-FIMGC-D**, siendo los cuatro días del mes de enero del 2022, a horas 3.00 p.m.; se reunieron los jurados del acto de sustentación, en el Auditorium virtual google meet del Campus Universitario de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Siendo el Jurado de la sustentación de tesis compuesto por el Presidente el **Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES**, jurado, **MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS**, Jurado – Asesor el **Mg. Ing. Roberto Juan GUTIÉRREZ PALOMINO** y Secretario del proceso el **Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**, con el objetivo de recepcionar la sustentación de la tesis denominada “**IMPACTO DE PERFORACION Y VOLADURA TIPO RECORTE EN EL COSTO DE SOSTENIMIENTO DE SUBNIVELES EN LA ZONA CODICIADA, U. M. MOROCOCHA, CIA. MINERA ARGENTUM S.A**”, sustentado por el Señor **William Cristian MELGAR ROJAS**, Bachiller en Ingeniería de Minas.

El Jurado luego de haber recepcionado la sustentación de la tesis y realizado las preguntas, el sustentante al haber dado respuesta a las preguntas, y el Jurado haber deliberado; califica con la nota aprobatoria de **15 (quince)**.

En fe de lo cual, se firma la presente acta, por los miembros integrantes del proceso de sustentación.



Firmado digitalmente por
Dr. Ing. Efraín Elías Porras
Flores
Fecha: 2022.01.10 18:16:58
-05'00'

Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES
Presidente

Mg. Ing.
**Johnny Henry
Ccatamayo
Barrios**

Firmado
digitalmente por Mg.
Ing. Johnny Henry
Ccatamayo Barrios
Fecha: 2022.01.04
21:54:14 -05'00'

MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS
Jurado

Firmado
digitalmente por
Mg. Ing. Roberto J.
Gutierrez Palomino

Mg. Ing. Roberto Juan GUTIÉRREZ PALOMINO
Jurado - Asesor

Firmado
digitalmente por
LEZAMA CUELLAR
CHRISTIAN

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Secretario del Proceso

c.c.:
Bach. William Cristian MELGAR ROJAS
Jurados (3)
Archivo

DEDICATORIA

A Dios por guiarme y protegerme en mi camino, ser el apoyo y fortaleza en aquellos momentos de dificultad y de debilidad.

A mis padres CONSTANZA CRISTINA ROJAS ARAUJO y HERACLIDES MELGAR HUARACA por ser el apoyo incondicional en mi formación personal y profesional.

A mis queridos docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la UNSCH, quienes con la enseñanza de sus valiosos conocimientos me ayudan crecer día a día como profesional.

AGRADECIMIENTO

A la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas, de la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil, de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, por permitirme ser parte de ella y por abrirme las puertas de su enseñanza científica en Ingeniería de Minas.

Mi eterno reconocimiento a los catedráticos de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, por ser mi guía y aporte de conocimientos en mi formación profesional, y por el apoyo en la elaboración de esta tesis.

A mis colegas y amigos de la Compañía Minera Argentum S.A., por el apoyo en brindar las facilidades para obtener datos importantes para este trabajo.

RESUMEN

Económicamente, la industria minera a nivel mundial depende principalmente de los precios de los metales, los que tienen un comportamiento volátil a través del tiempo. **La Compañía Minera Argentum S.A. (“CMA”)** para contrarrestar esta situación, busca optimizar sus procesos mejorando la productividad y reduciendo sus costos.

Las operaciones de Perforación y Voladura inician todo Ciclo de Minado. De su buena realización dependen la mayor producción y adecuada estabilidad de sus labores. Esta es la preocupación de CMA en la **Zona “Codiciada”** de la **U. M. Morococha**, en cuyo **Nivel 25** se vienen ejecutando **Subniveles** con sección 3.30 m x 3.80 m, para minar el **Cuerpo “Rosita”** por el método **Taladros Largos por Subniveles**. Estos Subniveles atraviesan un macizo rocoso con RMR entre 45 a 50, lo que dificulta el control de sobre rotura en su contorno, más aún si se aplica técnicas de **Perforación y Voladura Convencional**, lo que genera un alto riesgo para el personal que allí labora, y un alto uso de sostenimiento tipo Concreto Lanzado (“Shotcrete” en inglés).

Este trabajo de investigación **“IMPACTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA TIPO RECORTE EN EL COSTO DE SOSTENIMIENTO DE SUBNIVELES EN LA ZONA CODICIADA, U. M. MOROCCHA, CÍA. MINERA ARGENTUM S.A.”**, busca mejorar la estabilidad de los Subniveles y reducir sus costos operativos mediante la técnica de **Perforación y Voladura Controlada de Contorno tipo Recorte**.

Para ello, se tomará en cuenta: la competencia del macizo rocoso, aspectos estructurales, y el equipo de perforación disponible. El objetivo de esta técnica es mejorar la distribución de energía de explosivos en cada taladro del contorno, evaluando el factor geométrico del diseño actual de la perforación y voladura, y el factor explosivo. Sus resultados después de aplicar la **Voladura de Recorte** permiten disminuir la sobre excavación en el contorno de Subniveles y obtener un área de sección transversal de laboreo cercana a la exigida por el Proyecto; lo que significa para la empresa un ahorro considerable de tiempo y recursos (mejora del ciclo de avance de minado), y reducción de costos (ahorro en Sostenimiento tipo Shotcrete), así como la mejora de la seguridad de los trabajadores en la Zona “Codiciada”.

El desarrollo del presente trabajo de investigación consta de ocho capítulos que brevemente lo resumo a continuación.

El Capítulo I, desarrolla aspectos generales enfocando la problemática de la investigación, considerando aspectos como: planteamiento y formulación del problema, objetivos, justificación e importancia, alcances y limitaciones de la investigación.

El Capítulo II, trata sobre las generalidades del proyecto: ubicación y accesibilidad fisiografía, geomorfología y clima, historia, geología regional, estratigrafía. geología local, geología estructural, geología económica, evaluación geológica y geomecánica de la estructura mineralizada en estudio (Cuerpo “Rosita” de la Zona “Codiciada”).

El Capítulo III, describe las operaciones mineras que actualmente se llevan a cabo: zonas de minado, métodos de exploración, producción, labores de preparación para el minado por taladros largos, costos operativos; así como identificación del problema central en los subniveles del Cuerpo “Rosita” de la Zona “Codiciada”.

El Capítulo IV, trata sobre el marco teórico de la investigación, considerando antecedentes del problema, análisis de obre excavaciones subterráneas producidas por voladura convencional, sus consecuencias, En esta parte se analizará la base teórica de voladuras controladas de contorno en excavaciones subterráneas, definición de términos, y la formulación de la hipótesis, con sus variables, dimensiones e indicadores.

El Capítulo V, refiere al diagnóstico, consecuencias e impacto económico de las sobre excavaciones en los subniveles. Se evalúa el diseño, parámetros y costos de perforación y voladura convencional, así como el costo total del shotcrete ocasionado.

El Capítulo VI, trata sobre los pasos a seguir para un adecuado diseño de voladura de contorno tipo recorte en subniveles, entre ellos: propiedades geomecánicas del macizo rocoso, parámetros de perforación, selección de explosivos para la voladura de contorno, espaciamiento y burden entre taladros de contorno, entre otros.

El Capítulo VII, Hace referencia al análisis e interpretación de los resultados técnicos y económicos al aplicar voladuras tipo recorte en el contorno de subniveles.

El Capítulo VIII, muestran las conclusiones y recomendaciones del presente trabajo e investigación.

Palabras Clave: Índice Geomecánico del Macizo Rcoso, Excavación de Subniveles, Sobre excavación, Concreto Lanzado, Taladros de Contorno, Diseño de Voladura de Contorno por Recorte, Presión de Detonación dentro del Taladro, Reducción de Costos.

ABSTRACT

Economically, the mining industry worldwide depends mainly on metal prices, which have a volatile behavior over time. **The Mining Company Argentum S.A. (CMA)** to counteract this situation, it seeks to optimize its processes by improving productivity and reducing costs.

Drilling and Blasting operations start the entire Mining Cycle. Greater production and adequate stability of their work depend on its good performance. This is the CMA's concern in the “**Codiciada**” Zone of the **Morococha U. M.**, in whose **Level 25 Sublevels** with section 3.30 m x 3.80 m are being executed, to undermine the “**Rosita**” **Body** by the **Long Drills method by Sublevels**. These sublevels cross a rocky massif with RMR between 45 to 50, which makes it difficult to control overbreak in its contour, even more so if **Conventional Drilling and Blasting techniques** are applied, which generates a high risk for the personnel who work there, and a high use of Shotcrete type support.

This research work “**IMPACT OF CUTTING-TYPE DRILLING AND BLASTING ON THE COST OF SUSTAINING SUBLEVELS IN THE CODICIADA ZONE, MOROCOCHA U. M., MINING COMPANY ARGENTUM S.A.**”, seeks to improve the stability of the Sublevels and reduce their operating costs through the technique of **Drilling and Controlled Cutting Contour Blasting**.

To do this, the following will be taken into account: the competition of the rocky massif, structural aspects, and the drilling equipment available. The objective of this technique is to improve the energy distribution of explosives in each boring of the contour, evaluating the geometric factor of the current design of the drill and blast, and the explosive factor. Its results after applying **Cutout Blasting** make it possible to reduce over-excavation in the contour of Sublevels and to obtain a cross-sectional area of tillage close to that required by the Project; which means for the company a considerable saving of time and resources (improvement of the mining advance cycle), and cost reduction (saving in Shotcrete type Sustaining), as well as the improvement of the safety of the workers in the “Codiciada” Zone.

The development of this research work consists of eight chapters that I briefly summarize below.

Chapter I develops general aspects focusing on the research problem, considering aspects such as: approach and formulation of the problem, objectives, justification and importance, scope and limitations of the research.

Chapter II deals with the generalities of the project: location and accessibility physiography, geomorphology and climate, history, regional geology, stratigraphy. local geology, structural geology, economic geology, geological and geomechanical evaluation of the mineralized structure under study ("Rosita" Body of the "Codicuada" Zone).

Chapter III describes the mining operations that are currently being carried out: mining areas, exploration methods, production, preparatory work for long-hole mining, operating costs; as well as identification of the central problem in the sublevels of the "Rosita" Bodys of the "Codicuada" Zone.

Chapter IV deals with the theoretical framework of the research, considering background to the problem, analysis of underground excavations produced by conventional blasting, its consequences, In this part the theoretical basis of controlled contour blasting in underground excavations will be analyzed, definition of terms, and the formulation of the hypothesis, with its variables, dimensions and indicators.

Chapter V refers to the diagnosis, consequences and economic impact of over excavations in the sublevels. The design, parameters and costs of conventional drilling and blasting are evaluated, as well as the total cost of the shotcrete produced.

Chapter VI deals with the steps to follow for an adequate design of cut-out contour blasting in sublevels, among them: geomechanical properties of the rock mass, drilling parameters, selection of explosives for contour blasting, spacing and burden between holes. contour, among others.

Chapter VII refers to the analysis and interpretation of the technical and economic results when applying cut-out blasting in the contour of sublevels.

Chapter VIII shows the conclusions and recommendations of the present work and research.

Key Words: Rock Mass Geomechanical Index, Sublevel Excavation, Over Excavation, Shotcrete, Contour Drilling, Contour Blasting Design by Clipping, In-Hole Detonation Pressure, Cost Reduction.

INTRODUCCIÓN

Compañía Minera Argentum (CMA), en su Unidad Minera **Morococha** produce en promedio **2,140 TM/día** (64,170 TM/mes, 770,000 TM/año) de mineral polimetálico de plata, cobre, plomo y zinc; desde las zonas: “Codiciada”, “Manuelita” y “Alapampa”. La Zona “**Codiciada**” está conformada por las Vetas: “Ramal Alianza”, “Rubí”, “Isabel”, “Millet”, “María Luisa”, y por el Cuerpo “**Rosita**”; el cual tiene una potencia de 8.86 m.

Para aumentar la producción de mineral, mejorar la seguridad de los trabajadores y reducir los costos operativos en la Zona “**Codiciada**”, se viene aplicando el método de explotación “**Taladros Largos por Subniveles**”, debido a los siguientes factores:

- 1) Alto Costo Operativo del método convencional “**Corte y Relleno Ascendente**”.
- 2) Disminución de Reservas en los Cuerpos Mineralizados.
- 3) Incremento de Reservas en las Vetas, y
- 4) Volatilidad de los Precios de Metales.

Para minar el **Cuerpo “Rosita”** por el método “Taladros Largos por Subniveles”, se ejecutan mensualmente 623 metros de avance de **Subniveles** con sección 3.30 m x 3.80 m; los que presentan problemas de sobre excavación, sobre todo en los **Subniveles 103 N, 104 E, 580 N, 581 N, 583 N, y 584 E**, ubicados en el Nivel 25.

El arranque de rocas en Subniveles se viene realizando mediante Perforación y Voladura Convencional, con el que no se obtiene con precisión el contorno proyectado, produciéndose desviaciones hacia el interior del macizo (**SOBRE EXCAVACIONES**), lo que implica un aumento del trabajo y del tiempo para la limpieza y acarreo, además aumenta el Costo del Sostenimiento; ya que el contorno, al ser más irregular, dificulta el trabajo de colocación del sostenimiento y aumenta la cantidad del mismo.

Generalmente, la **Sobre excavación** se genera por un defectuoso diseño de malla de perforación y uso excesivo e inadecuado de explosivos, de acuerdo a las condiciones del macizo rocoso. La magnitud de la sobre excavación en estas labores afectan al ciclo de excavación originando pérdidas considerables a lo largo del proceso productivo. Por ello se tiene que cuantificar el mismo y tomar medidas que ayuden a controlar los parámetros que afectan la consecución de los resultados planificados.

Para lograr el contorno de la excavación con la mayor precisión posible y disminuir los daños a la estructura del macizo, se aplican técnicas agrupadas bajo el nombre de **VOLADURAS DE CONTORNO**, entre ellas el de **VOLADURA TIPO RECORTE**.

ÍNDICE

Página

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCIÓN	
INDICE	

CAPÍTULO I: ASPECTOS DE LA INVESTIGACIÓN	1
1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	2
1.2.1 Problema General	2
1.2.2 Problemas Específicos	2
1.3 OBJETIVOS	3
1.3.1 Objetivo General	3
1.3.2 Objetivos Específicos	3
1.4 JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA	3
1.4.1 Justificación	3
1.4.2 Importancia	4
1.5 ALCANCES Y LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN	4

CAPÍTULO II: GENERALIDADES	5
2.1 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD	5
2.2 FISIOGRAFIA, GEOMORFOLOGIA Y CLIMA	6
2.3 HISTORIA DE LA MINA	8
2.4 GEOLOGÍA REGIONAL	10
2.5 ESTRATIGRAFÍA	11
2.6 GEOLOGÍA LOCAL	14
2.7 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	16
2.8 GEOLOGÍA ECONÓMICA	17
2.8.1 Tipos de Estructuras Mineralizadas	17
2.8.2 Zonas y Estructuras Mineralizadas en Actual Explotación	18
2.8.3 Mineralogía	18
2.8.4 Reservas y Recursos Minerales	18

2.9 EVALUACIÓN GEOLÓGICA DEL CUERPO “ROSITA”	19
2.10 EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL CUERPO “ROSITA”	20
2.10.1 Caracterización Geomecánica del Cuerpo “Rosita”	20
2.10.2 Condiciones de Discontinuidad	20
2.10.3 Ensayos de Mecánica de Rocas	22
2.10.4 Clasificación Geomecánica del Cuerpo “Rosita”	22

CAPÍTULO III: OPERACIONES MINERAS, PROBLEMA CENTRAL Y SU IMPACTO ECONOMICO	23
3.1 ZONAS DE MINADO Y MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN APLICADOS	23
3.2 PRODUCCION ACTUAL DE LA MINA MOROCOCHA	23
3.2.1 Producción Minera Total	23
3.2.2 Producción por Zonas de Minado	24
3.2.3 Producción por Método de Explotación y Zona de Minado	25
3.2.4 Producción del Cuerpo “Rosita” en Zona “Codiciada”	25
3.3 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN TALADROS LARGOS POR SUB NIVELES (SUB LEVEL STOPING)	26
3.3.1 Descripción del Método Taladros Largos por Subniveles	26
3.3.2 Condiciones de Diseño	27
3.3.3 Descripción del Ciclo de Minado de Taladros Largos por Subniveles	27
3.4 LABORES DE PREPARACIÓN PARA MINADO DE TALADROS LARGOS	28
3.5 COSTOS OPERATIVOS (US\$/TM) DE LA MINA MOROCOCHA	29
3.5.1 Costo Total de Producción de la Mina Morococha	29
3.5.2 Costo Total de Minado según Método de Explotación	30
3.5.3 Análisis del Costo de Minado de Taladros Largos por Subniveles de la Mina Morococha	30
3.6 SUB NIVELES PARA TALADROS LARGOS EN EL CUERPO “ROSITA”	32
3.6.1 Ciclo de Excavación de Subniveles en Cuerpo “Rosita”	32
3.6.2 Descripción del Ciclo de Excavación de Subniveles	33
3.6.3 Estructuración del Costo de Excavación de Subniveles	37
3.6.4 Análisis del Costo de Excavación de Subniveles	39
3.7 PROBLEMA DE SOBRE EXCAVACIONES Y SU IMPACTO ECONOMICO	40
3.7.1 En Labores de Preparación en General	40
3.7.2 En Subniveles para Taladros Largos en Cuerpo “Rosita”	41

CAPÍTULO IV: MARCO TEORICO DE LA INVESTIGACION	42
4.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	42
4.2 SOBRE EXCAVACION SUBTERRANEA PRODUCIDA POR VOLADURA CONVENCIONAL, CONSECUENCIAS Y SOLUCIONES	44
4.2.1 Zonas de una Voladura en un Frente Subterráneo	44
4.2.2 Sobre Excavación producida por Voladura Convencional	46
4.2.3 Consecuencias de Sobre Excavaciones Subterráneas	47
4.2.4 Sistemas de Sostenimiento	47
4.2.5 Tipos de Sostenimiento Artificial	47
4.2.6 Selección del Tipo de Sostenimiento en Labor Subterránea	48
4.3 BASE TEÓRICA DE VOLADURAS CONTROLADAS DE CONTORNO EN EXCAVACIONES SUBTERRANEAS	50
4.3.1 Definición de una Voladura de Contorno Subterránea	50
4.3.2 Objetivos de una Voladura de Contorno Subterránea	50
4.3.3 Mecanismo de Rotura de una Voladura Controlada de Contorno Subterránea	51
4.3.4 Diferencias entre Voladura Convencional y Voladura Controlada en el Contorno de una Labor Subterránea	53
4.3.5 Importancia de una Voladura de contorno Subterránea	53
4.3.6 Ventajas de una Voladura de Contorno Subterránea	54
4.3.7 Desventajas de una Voladura de Contorno Subterránea	54
4.3.8 Tipos de Voladura Controlada de Contorno Subterránea	54
4.4 DEFINICIÓN DE TÉRMINOS	56
4.5 HIPÓTESIS	62
4.5.1 Hipótesis General	62
4.5.2 Hipótesis Específicas	62
4.6 VARIABLES, DIMENSIONES E INDICADORES	62
4.6.1 Variable Independiente	62
4.6.2 Variable Dependiente	62

CAPÍTULO V: DIAGNOSTICO DE LAS SOBRE EXCAVACIONES EN LOS SUBNIVELES, ANALISIS E IMPACTOS ECONOMICOS	63
5.1 CAUSAS QUE ORIGINAN SOBRE EXCAVACIONES EN SUBNIVELES	63
5.2 CONSECUENCIAS DE LAS SOBRE EXCAVACIONES Y SU IMPACTO ECONOMICO EN LOS SUBNIVELES	66

5.3 EVALUACIÓN DE PARAMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CONVENCIONAL QUE OCASIONABAN LA SOBRE EXCAVACION	67
5.3.1 Parámetros de Perforación y Voladura Convencional	67
5.3.2 Malla de Perforación y Voladura Convencional en el Contorno de un Subnivel	68
5.3.3 Explosivos utilizados en los Taladros de Producción	69
5.3.4 Explosivos utilizados en los Taladros del Contorno	69
5.3.5 Distribución de Carga Explosiva en Frente del Subnivel con Voladura Convencional	70
5.4 COSTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CONVENCIONAL QUE OCASIONA SOBRE EXCAVACIONES EN SUBNIVELES	71
5.4.1 Análisis del Costo Directo de Perforación Convencional	71
5.4.2 Análisis del Costo Directo de Voladura Convencional	72
5.4.3 Costo Total de Perforación y Voladura Convencional que produce Sobre Excavaciones	75
5.5 PRODUCCION DE SHOTCRETE APLICADO EN SUBNIVELES	76
5.5.1 Proceso del Sistema Shotcrete en la U.M. Morococha	76
5.5.2 Producción de Shotcrete Vía Húmeda en los Subniveles excavados con Voladura Convencional en su Contorno	77
5.6 COSTOS UNITARIOS DEL SHOTCRETE VIA HUMEDA EN SUBNIVELES	78
5.6.1 Estructuras del Costo del Proceso Shotcrete Vía Humeda	78
5.6.2 Costo Unitario de cada Proceso del Shotcrete Vía Húmeda	78
5.7 COSTO TOTAL DEL SHOTCRETE INSTALADO EN LOS SUBNIVELES EXCAVADOS CON VOLADURA CONVENCIONAL EN SU CONTORNO	83
5.8 COSTO ANUAL DE PERFORACION, VOLADURA, Y SHOTCRETE EN SUBNIVELES CON VOLADURA CONVENCIONAL EN SU CONTORNO	83

CAPÍTULO VI: DISEÑO DE VOLADURA DE CONTORNO TIPO RECORTE EN SUBNIVELES DE ZONA “CODICIADA”	84
6.1 CRITERIOS GENERALES PARA DISEÑO DE VOLADURA DE CONTORNO POR RECORTE	84
6.1.1 Propiedades Geomecánicas del Macizo Rocosó	86
6.1.2 Perforación de Taladros de Contorno	86
6.1.3 Parámetros de la Voladura de Contorno	87
6.2 CRITERIO DE PRESIÓN DE DETONACION DENTRO DEL TALADRO	88
6.2.1 Presión de Taladro con Cargas Acopladas y Continuas	88

6.2.2 Presión de Taladro con Cargas Desacopladas y Continuas	89
6.2.3 Presión de Taladro con Cargas Desacopladas y Espaciadas	90
6.2.4 Presión de Taladro con ANFO Acoplado y Continuo	91
6.2.5 Selección Adecuada de Explosivos mediante la Presión de Taladro	93
6.3 SELECCIÓN DE EXPLOSIVOS PARA VOLADURA DE CONTORNO	94
6.4 ESPACIAMIENTO ENTRE TALADROS DE CONTORNO TIPO RECORTE	97
6.5 BURDEN PARA TALADROS DE CONTORNO	98
6.6 CÁLCULO DEL NÚMERO DE TALADROS DE CONTORNO	99
6.7 MALLA DE PERFORACION PARA VOLADURA TIPO RECORTE EN EL CONTORNO DE UN SUBNIVEL	99
6.8 CÁLCULO DE CONCENTRACION DE CARGA LINEAL	100
6.9 CANTIDAD DE EXPLOSIVOS POR TALADRO DE CONTORNO	101
6.10 SISTEMA DE INICIACION Y RETARDOS	101
6.11 SECUENCIA DE SALIDA EN VOLADURA TIPO RECORTE	102
6.12 EXACTITUD DE LA PERFORACIÓN EN TALADROS DEL CONTORNO	102
6.13 RESUMEN DE PARAMETROS DE PERFORACION Y VOLADURA DE CONTORNOTIPO RECORTE EN SUBNIVELES	103
6.13.1. Distribución de Carga Explosiva en Frente del Subnivel con Voladura tipo Recorte en el Contorno	104
6.14. COSTO DE PERFOACION Y VOALDURA DE SUBNIVELES, INCLUYENDO VOLADURA DE CONTORNO TIPO RECORTE	105
6.14.1. Análisis del Costo Directo de Perforación del Subnivel (para Voladura de Recorte)	105
6.14.2. Análisis del Costo Directo de Voladura del Subnivel (Incluyendo Voladura de Recorte)	107
6.14.3. Costo Total de Perforación y Voladura del Subnivel (Incluyendo Voladura de Recorte).	109

CAPITULO VII: ANALISIS E INTERPRETACION DE RESULTADOS	110
7.1 RESULTADOS TECNICOS DE APLICAR VOLADURAS CONTROLADAS TIPO RECORTE EN EL CONTORNO DE SUBNIVELES	110
7.1.1 Control de Sobre Excavaciones Probadas en 28 Voladuras tipo Recorte Aplicadas en los Subniveles	110
7.1.2 Resumen de Resultados promedios de Sobre Excavaciones Probadas en 28 Voladuras Tipo Recorte en Subniveles	113

7.1.3 Reducción de la Producción de Shotcrete en Subniveles al Aplicar Voladura de Recorte en el contorno	113
7.2 RESULTADO ECONOMICO DE APLICAR VOLADURAS TIPO RECORTE EN EL CONTORNO DE SUBNIVELES	114

CAPITULO VIII: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	116
8.1 CONCLUSIONES	116
8.2 RECOMENDACIONES	119

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	120
ANEXOS	121
ANEXO 1: PRODUCCIÓN DE MINERAL 2020 POR ZONA DE MINADO Y POR ESTRUCTURA MINERALIZADA DE LA MINA MOROCOCHA	122
ANEXO 2: PRODUCCIÓN DE MINERAL POR METODO DE EXPLOTACION, ZONA DE MINADO Y POR ESTRUCTURA MINERALIZADA DE LA MINA MOROCOCHA - AÑO 2020	125
ANEXO 3: EQUIPOS DE PERFORACIÓN FRONTAL UTILIZADOS EN SUBNIVELES	126
ANEXO 4: SOBRE EXCAVACION POR ZONA DE MINADO, TIPO DE MATERIAL, TIPO DE LABOR, NIVEL DE EXTRACCIÓN, Y POR MES, PRODUCIDO CON VOLADURA CONVENCIONAL	130
ANEXO 5: TECNOLOGIA DEL SOSTENIMIENTO TIPO SHOTCRETE UTILIZADO EN LOS SUBNIVELES	133
ANEXO 6: EQUIPOS LANZADOR DE SHOTCRETE UTILIZADOS EN LOS SUBNIVELES DE LA MINA MOROCOCHA	137
ANEXO 7: REPORTE DIARIO POR TURNO DE PRODUCCION DE SHOTCRETE CUANDO LA VOLADURA ES CONVENCIONAL U.M. MOROCOCHA (CIA. MINERA ARGENTUM S.A.)	139
ANEXO 8: ESPECIFICACIONES TÉCNICAS DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS USADOS EN VOLADURA CONTROLADA DE RECORTE DE SUBNIVELES	142

INDICE DE TABLAS

Tabla 1: Rutas y Distancias de Acceso a la Mina Morococha	6
Tabla 2: Reservas Minerales en U. M. Morococha	18
Tabla 3: Recursos Minerales en U. M. Morococha	18
Tabla 4: Mapeo Geomecánico por Celdas del Cuerpo “Rosita”	21
Tabla 5: Ensayos de Resistencia a la Compresión Simple en Caja Piso del Cuerpo “Rosita”	22
Tabla 6: Estimación de Resistencia a la Compresión Simple del Cuerpo “Rosita” y de su Caja Techo	23
Tabla 7: Producción Mensual de Mineral - Año 2020	25
Tabla 8: Producción Mensual de Mineral por Zona de Minado – Año 2020	25
Tabla 9: Producción Mensual por Método de Explotación y Zona de Minado - 2020	26
Tabla 10: Producción Mensual 2020 del Cuerpo “Rosita”, Zona “Codiciada”	27
Tabla 11: Resumen de Avances de Labores de Preparación	30
Tabla 12: Costos Total de Producción según Método de Explotación	31
Tabla 13: Costo de Minado de Taladros Largos por Subniveles (U.M. Morococha)	32
Tabla 14: Relación de Subniveles del Cuerpo “Rosita”	33
Tabla 15: Datos para Costo de Excavar Subniveles (con Voladura Convencional)	39
Tabla 16: Costo de Excavación de Subnivel de 3.30 x 3.80 m (Con Voladura Convencional)	40
Tabla 17: Resumen de Sobre Excavaciones en Galerías, Subniveles, y Cámaras (con Voladura Convencional) de la Zona “Codiciada”	42
Tabla 18: Resumen de Sobre Excavaciones en Subniveles (con Voladura Convencional) de la Zona “Codiciada”	43
Tabla 19: Diseño de Sostenimiento en Labores Mineras Subterráneas	50
Tabla 20: Condiciones de Excavación y Soporte en Base a los Tipos de Rocas	51
Tabla 21: Voladura Convencional vs. Voladura Controlada de Contorno Subterránea	55
Tabla 22: Parámetros de Perforación y Voladura Convencional en Subniveles	70
Tabla 23: Distribución de Carga para Frente de Subniveles 3.30 m x 3.80 m (con Voladura Convencional en el Contorno de Labor)	73
Tabla 24: Información de los Aceros de Perforación	74
Tabla 25: Estructura del Costo Directo de Perforación Convencional en Subniveles	75
Tabla 26: Estructura del Costo Directo de Voladura Convencional en Subniveles	77

Tabla 27: Resumen de la Producción de Shotcrete 2019 en Zona “Codiciada”, debido a Voladuras Convencionales en el Contorno	77
Tabla 28: Costo Horario de Equipos de Transporte y de Lanzado de Shotcrete	82
Tabla 29: Análisis del Costo de Preparación del Shotcrete Vía Húmeda	83
Tabla 30: Análisis del Costo de Transporte del Shotcrete con Camión Mixer	84
Tabla 31: Análisis del Costo de Lanzado del Shotcrete con Equipo Robot Alpha 20	85
Tabla 32: Resumen del Costo Total del Shotcrete Vía Húmeda	85
Tabla 33: Parámetros de Carga en Voladura de Contorno, según Gustafson (1976)	89
Tabla 34: Energía (Mpa) Producida dentro del Taladro por Explosivos Disponibles en la Mina Morococha	98
Tabla 35: Malla para Taladros de Contorno, según Famesa Explosivos S.A.	100
Tabla 36: Parámetros de Perforación y Voladura de Contorno tipo Recorte	106
Tabla 37: Distribución de Carga para Frente de Subniveles 3.30 m x 3.80 m (con Voladura Tipo Recorte en el Contorno de Labor)	107
Tabla 38: Información de los Aceros de Perforación	108
Tabla 39: Estructura del Costo Directo de Perforación Convencional en Subniveles	109
Tabla 40: Estructura del Costo Directo de Voladura de Recorte en Subniveles	111
Tabla 41: Resultados de Sobre Excavaciones en Subniveles de 3.30 x 3.80 m, con Voladura de Recorte (Febrero 2020) - Disparos N° 01 al 07	114
Tabla 42: Resultados de Sobre Excavaciones en Subniveles de 3.30 x 3.80 m, con Voladura de Recorte (Febrero 2020) - Disparos N° 08 al 14	114
Tabla 43: Resultados de Sobre Excavaciones en Subniveles de 3.30 x 3.80 m, con Voladura de Recorte (Febrero 2020) - Disparos N° 15 al 21	115
Tabla 44: Resultados de Sobre Excavaciones en Subniveles de 3.30 x 3.80 m, con Voladura de Recorte (Febrero 2020) - Disparos N° 22 al 28	115
Tabla 45: Resultado Promedio de Sobre Excavaciones por Disparo en Subniveles con Voladura de Recorte (Febrero 2020)	116
Tabla 46: Resumen Diario de Consumo de Shotcrete Vía Húmeda en Subniveles de Zona Codiciada, luego de aplicar Voladura de Recorte	117

INDICE DE FIGURAS

Figura 1: Vista Panorámica de las Instalaciones de U. M. Morococha	9
Figura 2: Ingreso a Labores Subterráneas de U. M. Morococha	9
Figura 3: Columna Estratigráfica General del Distrito Morococha	11
Figura 4: Vista del Cuerpo “Rosita” en la Zona “Codiciada”	19

Figura 5: Caja Techo y Frente de Avance del Cuerpo "Rosita", SN 583 N	20
Figura 6: Proyección Estereográfica Compósito de Distribución Polar de Fracturas realizados en BP 580 y BP 113W	21
Figura 7: Proyección Estereográfica Compósito de Sistemas de Fracturas principales realizados en BP 580 y BP 113W	22
Figura 8: Gráfico de Costos de Minado de Ambos Métodos (US\$/TM)	32
Figura 9: Distribución del Costo de Minado de Taladros Largos por Subniveles	33
Figura 10: Ciclo de Excavación de Subniveles en el Cuerpo "Rosita"	34
Figura 11: Perforación con Jumbo Electrohidráulico en SN 583 N	35
Figura 12: Sistema de Ventilación en SN 104 E	36
Figura 13: Limpieza con Scooptram R1300 de 4.2 Yd ³ en SN 104 E	37
Figura 14: Sostenimiento Mecanizado con Equipo Small Bolter en SN 104 E	38
Figura 15: Cuerpo "Rosita" sostenida con Pernos y Malla, SN 583 N	38
Figura 16: Distribución del Costo de Excavación del Subnivel de 3.30 m x 3.80 m	41
Figura 17: Zonas de una Voladura en un Frente Subterráneo	47
Figura 18: Comparación del Resultado en el Contorno de una Voladura Convencional vs. Voladura Controlada	48
Figura 19: Mecanismo de Rotura Planar en una Voladura Controlada de Contorno	54
Figura 20: Diagrama Causa - Efecto de Sobre Excavaciones en Contorno de Subniveles	68
Figura 21: Implicancias por Mala Perforación y Voladura en Contorno de Subniveles	69
Figura 22: Malla de Perforación Convencional en el Contorno de Subniveles	71
Figura 23: Distribución del Costo de Perforación Convencional de un Subnivel de 3.30 x 3.80 m	76
Figura 24: Distribución del Costo de Voladura Convencional de un Subnivel de 3.30 x 3.80 m	78
Figura 25: Proceso del Sistema Shotcrete Vía Húmeda para el Sostenimiento de Subniveles en la Mina Morococha	79
Figura 26: Planta de Preparación de Concreto	82
Figura 27: Equipo Mixer para el Transporte de Shotcrete	83
Figura 28: Equipo Robot Alpha 20 para el Lanzado de Shotcrete	84
Figura 29: Esquema de Carga Explosiva Acoplada y Continua	92
Figura 30: Carga Explosiva Desacoplada	92
Figura 31: Esquema de Carga Explosiva Desacoplada y Continua	93

Figura 32: Desacoplamiento por 2 Cargas Explosivas, de 32 y 25 mm de diámetro en un taladro de contorno de 45 mm	94
Figura 33: Dinamita Desacoplada y Espaciada con Material Inerte o Aire e iniciados con Cordón Detonante	95
Figura 34: Cartuchos de Dinamita Desacoplados, Espaciados y Fijados sobre una Media Caña, y con Cordón Detonante Axial	95
Figura 35: Carguío con Cartuchos de Dinamita Desacoplada, Espaciada y Fijada sobre una Media Caña, y con Cordón Detonante Axial	96
Figura 36: Carguío con Explosivo Especial en Tubos Rígidos de Plástico Acoplables (centrados en el taladro mediante plumas o rosetas)	96
Figura 37: Carguío con ANFO y con Cordón Detonante de Bajo Gramaje	97
Figura 38: Malla de Perforación para Voladura de Recorte en el Contorno de Subniveles	103
Figura 39: Formación del Plano de Falla en Taladros del Contorno	105
Figura 40: Distribución del Costo de Perforación para Voladura de Recorte de un Subnivel de 3.30 x 3.80 m	110
Figura 41: Distribución del Costo de Voladura Convencional de un Subnivel de 3.30 x 3.80 m	112
Figura 42: Diagrama del Consumo Diario de Shotcrete Vía Húmeda en Subniveles de Zona Codiciada, luego de aplicar Voladura de Recorte	117
Figura 43: Equipo de Perforación Jumbo Atlas Copco Boomer S1D	129
Figura 44: Equipo de Perforación Jumbo Sandvik DD311	131
Figura 45: Equipo de Lanzado de Shotcrete Alpha 20	138
Figura 46: Equipo de Lanzado de Shotcrete Scoop de 0.70 Yd ³	139
Figura 47: Cartucho de Dinamita Exsablock	144
Figura 48: Detonador No Eléctrico	146
Figura 49: Tubo de Transmisión de un Detonador No Eléctrico	147
Figura 50: Detonador Ensamblado	148
Figura 51: Cordón Detonante	149

INDICE DE PLANOS

Plano 1: Ubicación y Accesos de la Unidad Minera Morococha	6
Plano 2: Geología Regional de la Zona de Estudio	11
Plano 3: Perfil Geológico Local de U. M. Morococha (Mirando al Norte)	15
Plano 4: Tipo de Sostenimiento de SN 103N y SN 104N, del Cuerpo "Rosita"	37

CAPÍTULO I

ASPECTOS DE LA INVESTIGACIÓN.

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.

Compañía Minera Argentum S.A. (CMA), subsidiaria de Panamerican Silver Corp. (con sede central en Canadá), busca optimizar sus procesos, mejorando su productividad y reduciendo sus costos operativos, con el afán de contrarrestar la volatilidad de los precios de metales.

La **Perforación y Voladura** marcan el inicio del proceso de extracción de minerales. De su buena realización dependen la mayor producción y a su vez la adecuada estabilidad de labores en interior mina. Tal es la preocupación de **CMA**, en su zona de explotación denominada “**Codiciada**”, en cuyo Nivel 25 se vienen ejecutando labores de Subniveles de sección 3.30 m x 3.80 m, para explotar el cuerpo mineralizado “**Rosita**”, por el método de Taladros Largos por Sub Niveles.

Estos Subniveles atraviesan macizos rocosos, los que según la **Clasificación Geomecánica de Bieniawski o RMR** tiene valores entre **45 a 50**, en donde es difícil controlar la sobre rotura en el contorno de las labores, más aún cuando se excavan mediante técnicas de **Perforación y Voladura Convencional**; lo que viene originando el problema de **sobre excavación de 14%** (CMA acepta un máximo de 5%). Esto ocasiona un mayor riesgo en el aspecto de seguridad del personal que labora en esta zona, y a su vez un alto consumo de sostenimiento tipo Shotcrete. Estos problemas se evaluaron entre los meses de octubre a diciembre del 2019.

Por ello, se investigará reducir la sobre excavación en el contorno mediante la técnica de **Perforación y Voladura de Recorte**. Con ello, se busca mejorar la estabilidad y el ciclo de excavación de los Subniveles (a partir de ellos se construyen ventanas para explotar el mineral), mejorar la seguridad de los trabajadores, reducir el uso del Shotcrete, y por ende reducir los costos operativos en la Zona “Codiciada”.

Para diseñar la Voladura tipo Recorte, se tomará en cuenta: la competencia de las rocas encajonantes, presencia de aspectos estructurales como: geodas, fallas, y el equipo de perforación disponible (Jumbos **Sandvik DD310** y **Atlas Copco S1D**), y el Shotcrete (espesor de 4” para sostener el techo y los hastiales, según el **Índice de Resistencia Geológica - GSI**) es lanzado con equipo robot **ALPHA 20**.

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.

1.2.1 PROBLEMA GENERAL.

Excesiva sobre excavación en el contorno de los Subniveles que sirven de acceso al Cuerpo “Rosita” en el Nivel 25 de la zona “Codiciada”; ocasionando un mayor costo operativo de dichas labores.

1.2.2 PROBLEMAS ESPECIFICOS.

- Difícil control de sobre rotura en el techo y en los hastiales de Subniveles, cuyo macizo rocoso tiene un RMR entre 45 a 50, lo que ocasiona un alto consumo de sostenimiento tipo Shotcrete.
- Alto riesgo en aspecto de seguridad del personal que labora en los Subniveles.
- Incremento del ciclo de minado por mayor tiempo en el desatado de rocas, y por el mayor volumen de excavación para el carguío y acarreo.
- ¿Qué alternativas técnicas minimizan la sobre excavación en el contorno de Subniveles, el uso del Shotcrete y los Costos Operativos en dicha zona?

1.3 OBJETIVOS.

1.3.1 OBJETIVO GENERAL.

Minimizar los Costos del Sostenimiento tipo Shotcrete aplicado en el contorno de los Subniveles para minar el Cuerpo “Rosita” Nivel 25, en la zona “Codiciada”.

1.3.2 OBJETIVOS ESPECIFICOS.

- a) Estabilizar el contorno y controlar la sobre excavación de Subniveles, evaluando la aplicación de la técnica Perforación y Voladura de Recorte.
- b) Minimizar el riesgo de seguridad del personal y equipos que laboran en los Subniveles de dicha zona.
- c) Minimizar el ciclo de excavación en los Subniveles.
- d) Minimizar el uso del sostenimiento tipo Shotcrete en los Subniveles.

1.4 JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA

1.4.1 JUSTIFICACION

Los **Subniveles 103 N, 104 E, 580 N, 581 N, 583 N, y 584 E** ubicados en Nivel 25 de la zona “Codiciada”, sirven de acceso para minar el Cuerpo “Rosita”, son labores de carácter permanente.

Por ello, es una prioridad mejorar su estabilidad y seguridad (para mitigar los riesgos de caída de rocas que son causante de la mayoría de accidentes mortales en nuestra minería), y disminuir la sobre excavación, cantidad y costo del sostenimiento Shotcrete en dichos Subniveles.

Para ello, es importante aplicar nuevos diseños de voladura de modo que al ser implementada en el frente nos permita mejorar la estabilidad de la labor y reducir la sobre excavación. Para tal objetivo se planteará diseñar la técnica de Perforación y Voladura Controlada de Contorno tipo Recorte, analizando antecedentes técnicos, prácticos y científicos, para que este tipo de diseño nos brinde una sostenibilidad, y cumpla con lo requerido en los dispositivos legales vigentes.

1.4.2 IMPORTANCIA

Esta investigación tiene importancia metodológica al poner en práctica, y llega a conclusiones válidas y confiables; para mejorar la seguridad y reducir los costos operativos de la mina, y sea sostenible frente a la variabilidad de los precios de metales, factor externo clave en la rentabilidad minera.

1.5 ALCANCES Y LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

Este trabajo de investigación estudiará la mejora de la estabilidad de los Subniveles 103 N, 104 E, 580 N, 581 N, 583 N, y 584 E, los cuales son labores de preparación para minar el Cuerpo “Rosita” en el Nivel 25 de la zona “Codiciada”, en la U. M. Morococha, de la Compañía Minera Argentum S.A.

Previamente, se analizará los resultados de las sobre excavaciones que se venían produciendo entre los meses de octubre y diciembre del año 2019. Luego, se realizará un estudio particular de un diseño de voladura usando los explosivos disponibles del proveedor de la mina, de tal manera que reduzca la sobre excavación, y por ende, incremente la estabilidad de las labores, mejore el ciclo de minado para acceder al cuerpo “Rosita”, y reduzca sus costos operativos.

CAPÍTULO II GENERALIDADES.

2.1 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD.

Políticamente, la Unidad Minera Morococha pertenece al distrito minero de Morococha, provincia de Yauli, departamento de Junín. El distrito minero de Morococha está ubicado en el flanco este de la Cordillera Occidental de los Andes del Centro del Perú, a 142 Kilómetros al Este de Lima, a 8 kilómetros al Este de la divisoria continental, conocida como "Ticlio", y a 32 kilómetros de la ciudad metalúrgica de La Oroya (ver Plano 1).

Sus coordenadas geográficas y UTM son:

- Coordenadas geográficas: 11°36'41" S 76°08'21" O.
- Coordenadas UTM WGS'84: 8 716 178 N; 375 801 E.

La altitud promedio del yacimiento minero es de 4,540 m.s.n.m.

Plano 1: Ubicación y Accesos de la Unidad Minera Morococha.



Fuente: Departamento de Mina de CMA.

ACCESIBILIDAD.

El área de Morococha es accesible por la Carretera Central, la cual lo cruza de Oeste a Este. Antiguamente también había acceso por un ramal del Ferrocarril Central, el cual se utilizaba para transportar concentrados de mineral (ver Tabla 1).

Tabla 1: Rutas y Distancias de Acceso a la Mina Morococha

RUTA	DISTANCIA (Km)	TIPO CARRETERA
Carretera Central: Lima - Ticlio - Morococha	142	Asfaltada
Ramal de Ferrocarril Central: Oroya - Morococha	32	Asfaltada

Fuente: Departamento de Mina de CMA.

2.2 FISIOGRAFIA, GEOMORFOLOGIA Y CLIMA.

2.2.1 FISIOGRAFÍA.

El distrito minero de Morococha se encuentra en un área de relieve topográfico abrupto, con una altitud variable entre 4,400 m.s.n.m. en la parte Oeste, y 5,000 m.s.n.m. en la parte Este de la mina.

La cumbre más elevada de la zona es Yanashinga con una latitud de 5,480 m.s.n.m. y cuyo flanco occidental está cubierto por un glaciar.

2.2.2 GEOMORFOLOGÍA.

Los valles son en forma de "U", cuyos fondos están ocupados por lagunas escalonadas, como las lagunas de Huacracocha y Huascacocha.

Las estrías y depósitos morrénicos son evidencias de una fuerte glaciación ocurrida en la zona.

2.2.3 CLIMA.

El clima de la región es frígido, con dos estaciones bien marcadas: la estación helada de noviembre a abril con precipitaciones principalmente de nevadas y granizos. La estación seca durante el resto del año.

La mayor parte de la superficie está cubierta de pastos naturales, especialmente de Paja Brava (Paja Ichu).

2.3 HISTORIA DE LA MINA.

- El distrito de Morococha fue explotado a pequeña escala durante el período Inca (es decir, antes del año 1500).
- Alrededor de 1760, los minerales oxidados que contenían plata fueron explotados por mineros españoles.
- En la década de 1850, la familia Pflücker comenzó a explotar algunas vetas de plata y construyó una pequeña planta de amalgamación en la zona de Tuctu.
- En 1861, Antonio Raimondi estudió el distrito y llegó a la conclusión de que éste contenía mineral de relativamente alta ley.
- A inicios del siglo XX, en los años 1906 y 1908, se establecieron dos compañías mineras en el área: Backus & Johnston del Perú y Morococha Mining Company.
- En 1915, la empresa Morococha Mining Co. fue reorganizada e incorporada a la recientemente establecida Cerro de Pasco Mining Company, la misma que en 1918 también adquirió todos los intereses de Backus & Johnston en el distrito.
- En 1924, la Dirección Peruana de Minas y Petróleo reportó que las minas ubicadas en el distrito de Morococha estaban produciendo alrededor de 1,500 TM/día de minerales sulfurados que contenían más de 6% de Cu.
- El distrito minero de Morococha permaneció bajo el control de la Cerro de Pasco Mining Co. durante 55 años hasta el año 1974, cuando la compañía fue nacionalizada por el gobierno peruano.
- Tras la nacionalización de la Cerro de Pasco Mining Co., se formó la empresa minera Centromin Perú, de propiedad del estado, y Morococha pasó a ser una de sus unidades mineras.
- Desde la década de 1940, la familia Gubbins también se estuvo dedicando a la extracción de mineral del área a través de las compañías Mineras Santa Rita S.A. y Minera Yauli S.A., las mismas que a fines de la década de 1990 se consolidaron bajo el nombre de Sociedad Minera Corona.
- La mina Morococha fue explotada por Centromin Perú durante 28 años desde 1975 a 2003, hasta que Minera Corona adquirió la propiedad en mayo de 2003 mediante el proceso de privatización, después del cual la Empresa Minera Natividad S.A. tomó control de la mina.
- En septiembre del 2003, Panamerican Silver Perú S.A. adquiere los derechos de Sociedad Minera Corona, a través de Cía. Minera Argentum S. A., y de la Unidad Minera Morococha a través de la Empresa Minera Natividad S.A.

- En marzo del 2005 Cía. Minera Argentum se fusiona con la Empresa Minera Natividad S.A., quedando como titular la Cía. Minera Argentum S.A. (CMA), titular de las Unidades Mineras Anticona, Manuelita y Morococha.
- Por ello, CMA adquiere los pasivos ambientales de las zonas Condenados y Yacumina, las que formaron parte de Minera Corona, conformadas anteriormente por Compañía Minera Santa Rita y Compañía Minera Yauli.
- El contrato firmado por Panamerica Silver para la adquisición de los derechos mineros de las zonas entes mencionadas establece que la responsabilidad por todos los pasivos ambientales ubicados en el área sería asumida por CMA.
- Actualmente, CMA viene operando en el distrito de Morococha merced a un Derecho de Usufructo otorgado por Centromín Perú sobre los bienes (Áreas superficiales y/o edificaciones). A la fecha, aún no se ha realizado ningún trabajo o actividad de cierre progresivo por parte de CMA. Ver Figuras 1 y 2.

Figura 1: Vista Panorámica de las Instalaciones de U. M. Morococha.



Fuente: Departamento de Minas de CMA

Figura 2: Ingreso a Labores Subterráneas de U. M. Morococha.



Fuente: Departamento de Minas de CMA.

2.4 GEOLOGÍA REGIONAL.

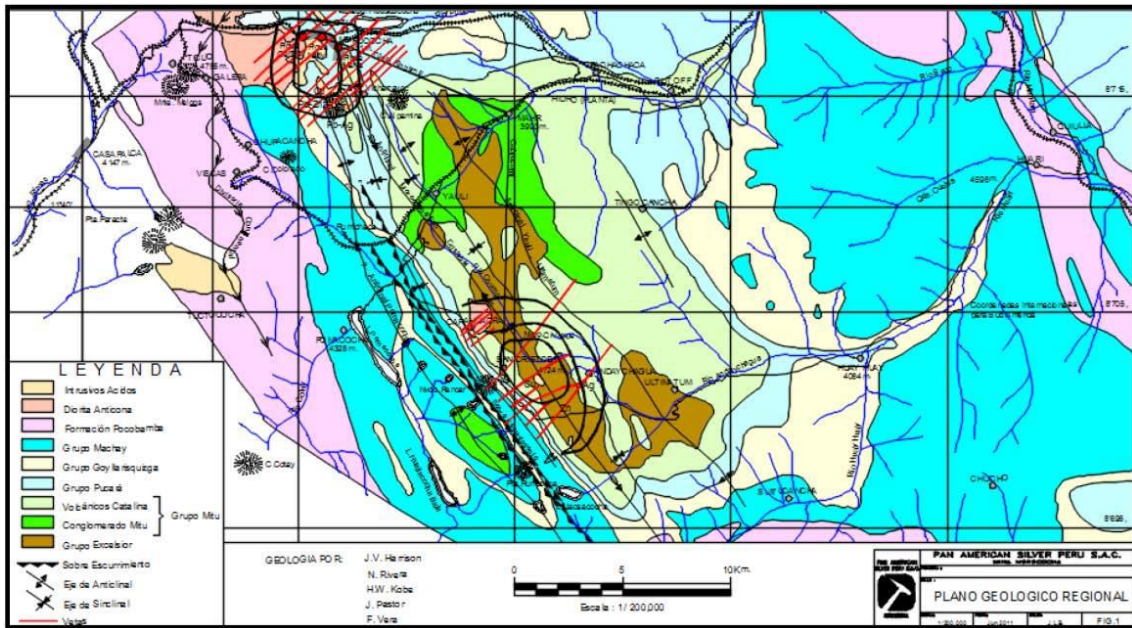
La geología del distrito minero de Morococha ha sido objeto de estudios continuos efectuados por geólogos nacionales y extranjeros. Los yacimientos de minerales en esta zona minera presentan diferentes tipos de depósitos, tales como: Vetas, Mantos, Cuerpos y Diseminaciones que constituyen la fuente de producción de minerales de Cobre, Plata, Plomo, Zinc, y pequeñas cantidades de Tungsteno. Ver Plano Geológico Regional (ver Plano 2).

La secuencia más antigua lo constituyen el grupo Excelsior del Paleozoico y forman el núcleo del Domo de Yauli. El grupo Mitu representado por los Volcánicos Catalina (Domo de Yauli) yace en discordancia angular sobre las Filitas del grupo Excelsior. La secuencia sedimentaria se presenta con Calizas del grupo Pucará, en ambos flancos del Anticlinal y contienen vetas, mantos y cuerpos mineralizados. Sobreyaciendo a estas calizas, se halla el grupo Goyllarisquizga, compuesta por Conglomerado Rojo Basal, Areniscas, Lutitas Rojos y Capas de Cuarzitas, y luego las Calizas Cretácicas de las Formaciones Chúlec, Pariatambo y Jumasha. La actividad Ígnea de Morococha, comenzó en el Pérmico con las Andesitas y Dacitas de los Volcánicos Catalina. Los flujos volcánicos y diques, durante el Mesozoico continuaron la actividad ígnea, cuya mayor magnitud comenzó a fines del Terciario con intrusiones de Diorita Anticona, Monzonita Cuarcífera y Pórfido Cuarcífero.

La estructura regional predominante es el Domo de Yauli, con una extensión longitudinal de 35 km, desde San Cristóbal hasta Morococha. La estructura más conocida es el Anticlinal Morococha. Dos periodos de Plegamiento son reconocidos en la Región, durante el Pre-Mesozoico (intenso plegamiento Filitas Excelsior) y el segundo que comenzó a fines del Cretáceo con el Plegamiento de las Calizas.

El fracturamiento en este Distrito Minero se inició a fines del Cretáceo, con fuerzas de compresión E-W, que formaron el Anticlinal y la continuación de las fuerzas dio lugar a la formación de Fallas de Cizalla con rumbo NW-SE. La complejidad de la historia geológica del distrito y los diferentes tipos de rocas, han dado lugar a la formación de una variedad de depósitos minerales. Después del Plegamiento y la formación de las fracturas de tensión, vino el periodo de mineralización, originado por los Stocks San Francisco y Gertrudis, con soluciones residuales mineralizantes, dando origen a la formación de vetas, cuerpos de contacto, mantos, etc.

Plano 2: Geología Regional de la Zona de Estudio



Fuente: Departamento de Geología de CMA.

2.5 ESTRATIGRAFÍA.

En la Mina Morococha, la secuencia litológica se extiende desde el Paleozoico hasta el Cretácico Superior, y que están comprendidos dentro de las siguientes unidades litológicas: (Ver Figura 3).

Figura 3: Columna Estratigráfica General del Distrito Morococha

ERA	SISTEMA	UNIDADES ESTRATIGRÁFICA	ROCAS INTRUSIVAS	SIMBOLOGÍA
Cenozoico	Cuaternario	Dep. aluviales		[Symbol: Grey background with white circles and triangles]
		Dep. Glaciares		
		Dep. fluvio-glaciares		
		Dep coluviales		
	Terciario		Mz/granod.	[Symbol: Pink vertical bar with '+' signs]
Mesozoico	Cretáceo	Fm Jumasha	Diorita	
		Fm Pariatambo		
		Fm Chúlec		
		Grupo Goyllarisquizga		
	Triásico-Jurásico	Grupo Pucará		
Paleozoico	Pérmico-Triásico	Grupo Mitú		
	Devoniano	Grupo Excelsior		

Fuente: Departamento de Geología de CMA

2.5.1 GRUPO EXCELSIOR (SILÚRICO - DEVÓNICO).

Las rocas más antiguas en la región son las del Grupo Excelsior; afloran fuera del distrito de Morococha, en Yauli, Carahuacra, San Cristóbal y Andaychagua donde forman el núcleo del domo de Yauli; sin embargo, en el Nivel 1700 de la mina Morococha (518 m debajo de superficie), a lo largo del Túnel Kingsmill, se han encontrado este tipo de roca. La potencia total de este grupo es desconocida, sin embargo J. V. Harrison (1943) determinó una potencia de 1800 m, para una secuencia equivalente en los alrededores de Tarma. Este grupo está constituido por lutitas y filitas negras a verde olivo con algunos horizontes de calizas y derrames lávicos, afloran fuertemente plegadas, foliadas y cortadas por lentes irregulares de cuarzo lechoso, lo cual se interpreta como el resultado de un metamorfismo regional.

2.5.2 GRUPO MITU (PÉRMICO).

En el distrito minero de Morococha, el Grupo Mitu está representado por los Volcánicos Catalina (Formación Yauli), considerados como la fase volcánica de dicho grupo. Los Volcánicos Catalina forman el Núcleo del Anticlinal Morococha, desde superficie hasta el Nivel 1700 (Túnel Kingsmill). Estos volcánicos afloran en la parte Sur del distrito (área de Cajoncillo) a lo largo del eje del anticlinal, pero en forma más amplia en Yauli y San Cristóbal.

Los Volcánicos Catalina yacen en discordancia angular sobre filitas Excelsior. Derrames lávicos de dacita y andesita, de color gris a verde que intemperizan a color chocolate, se ubican en la parte inferior; mientras que brechas volcánicas, aglomerados y tufos se encuentran en la parte superior. También se encuentran vetas bien definidas y persistentes de rumbo N50°-70°E, que contienen minerales de cobre, plata, plomo y zinc.

2.5.3 GRUPO PUCARÁ (TRIASICO - JURÁSICO).

Las Calizas Pucará están extensamente expuestas al Centro y Norte de la zona y en ambos flancos del anticlinal, formada por calizas de color gris claro a blanco, y sobre yacen discordantemente al Grupo Mitu. Contienen vetas, mantos y cuerpos mineralizados. El Grupo Pucará ha sido subdividido en tres formaciones:

- 1) **Formación Chambara**, constituida por intercalaciones de calizas, tufos, lutitas bituminosas y cherts; alcanza una potencia máxima de 1,500 m.
- 2) **Formación Aramachay**, formada por inter estratificación de areniscas lutitas, tufos, cherts y rocas fosfáticas cuya máxima potencia es de 600 m.
- 3) **Formación Condorsinga**, ubicada en el tope del Grupo, constituida por intercalaciones de calizas, lutitas y areniscas; con potencia de 2,900 m.

2.5.4 GRUPO GOYLLARISQUIZGA (CRETÁCEO INFERIOR).

Representado por una secuencia de conglomerado rojo basal en aparente concordancia sobre la caliza Pucará. Luego suceden areniscas y lutitas rojas, capas de cuarcita de 6 a 15 m de espesor y capas de caliza gris inter estratificada con derrames lávicos o diques de diabasa y basalto. Toda esta secuencia está expuesta al Norte, Noreste y Suroeste de Morococha. Los horizontes basálticos son amigdaloides, y los diabásicos son porfíricos. Al Norte del distrito se conocen hasta 12 horizontes con espesores de 3 a 61 m, mientras que, al Suroeste, sólo se conocen 3, con espesores de 5 a 15 m.

2.5.5 GRUPO MACHAY.

Representado por una inter-estratificación de calizas, expuestas en las afueras del distrito, al Suroeste y Oeste, en las áreas de Buenaventura, Galera y Ticlio. El Grupo Machay, que yace en concordancia sobre el Grupo Goyllarisquizga, consiste de una caliza gris azulada, masiva con restos de fósiles, en la parte inferior. luego una caliza gris clara que contiene horizontes de caliza carbonosa, lutácea, margosa y caliza fosfatada.

2.5.6 ROCAS INTRUSIVAS (TERCIARIO).

La actividad ígnea en Morococha inició durante el Pérmico. Las andesitas y dacitas de los Volcánicos Catalina son las rocas ígneas más antiguas. Los flujos volcánicos y diques, inter-estratificados con rocas sedimentarias del Jurásico y Cretáceo, indican que durante el Mesozoico continuó la actividad ígnea. La mayor actividad ocurrió a fines del Terciario con las intrusiones de la diorita Anticona, la monzonita cuarcífera y el pórfido cuarcífero.

2.5.6 DEPÓSITO CUATERNARIO.- Representados por los depósitos de talud, depósito de origen glaciar.

2.6 GEOLOGÍA LOCAL.

Durante el período de mineralización, soluciones residuales mineralizantes, probablemente originadas en los stocks San Francisco y Gertrudis, invadieron el distrito de Morococha formando las vetas, mantos, cuerpos y diseminaciones.

Existen diferentes ensamblajes mineralógicos para diferentes zonas dentro del distrito. En la zona central, en los stocks San Francisco y Gertrudis y alrededor de ellos en zonas de contacto con la caliza alterada, existe principalmente mineralización de cobre.

Dentro de los stocks existen vetas y diseminación y en las zonas de contacto con la caliza existen cuerpos irregulares. Los minerales de cobre que se encuentran en esta zona central son: enargita, calcopirita y tetraedrita.

Los minerales de ganga más abundantes son: pirita y magnetita. Alrededor de la zona central de cobre, existe una zona intermedia con mineralización de zinc-plomo. Los minerales más abundantes son esfalerita y galena, aunque también existen calcopirita, pero en menor proporción. Los minerales de ganga más comunes son: pirita, cuarzo, rodocrosita y calcita.

Esta zona intermedia de zinc-plomo, abarca los Volcánicos Catalina al Este, la diorita Anticonca al Oeste, las calizas marmolizadas al Norte y el stock Potosí al Noreste, la mineralización en esta zona intermedia está en vetas, aunque se encuentran algunos mantos y cuerpos, principalmente de esfalerita en las calizas.

La zona exterior, que abarca las márgenes del distrito, contiene mineralización de plomo-plata. Los minerales presentes son: galena, argentífera y freibergita con un contenido de plata hasta de 240 gr. También se tiene esfalerita. Como minerales de ganga tenemos, rodocrosita calcita, baritina y cuarzo. Esta zona exterior de plata abarca parte de los Volcánicos Catalina y la caliza Pucará al Este y Sureste del distrito, también la caliza Pucará al Norte y la diorita Anticonca al Oeste.

Aparte de este zoneamiento horizontal, concéntrico y bien definido en el distrito de Morococha, existe un zoneamiento vertical tanto en las vetas como en los cuerpos. En los cuerpos, por ejemplo, es común encontrar pirita en profundidad

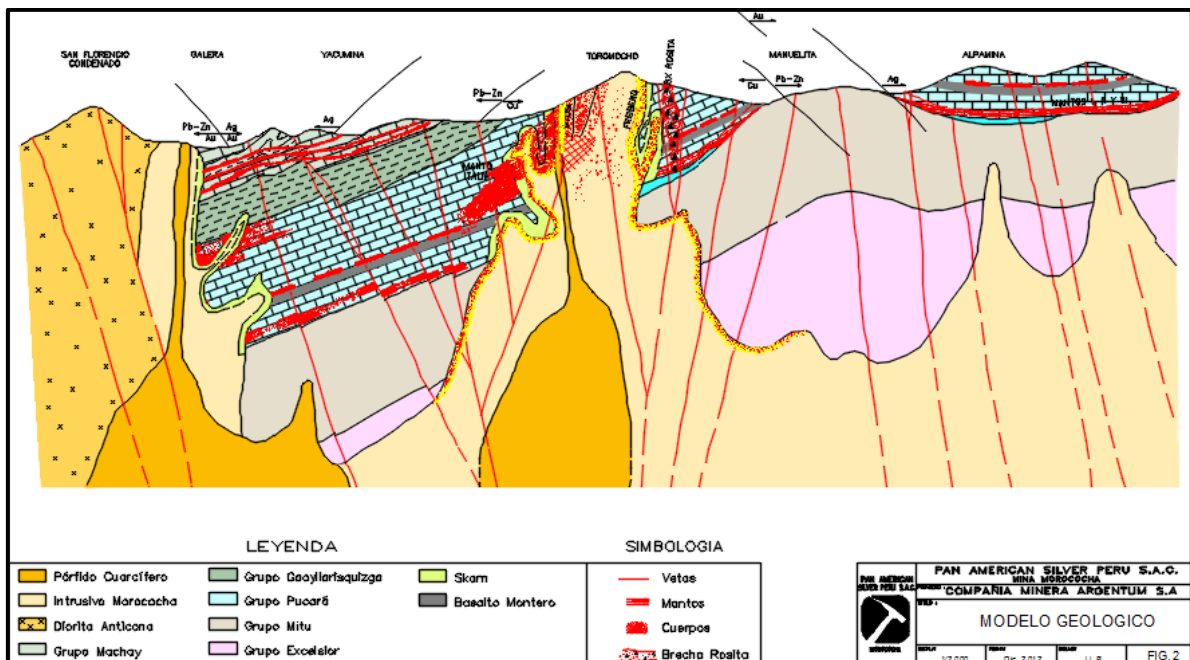
para luego cambiar a minerales de cobre y finalmente a minerales de zinc-plomo en la parte más alta. Esto mismo ocurre del centro del cuerpo hacia los lados.

La primera generación de esfalerita es de color pardo oscuro a negro (marmatítica), mientras que la segunda generación es de color pardo claro a pardo rojizo. El contenido de hierro en la esfalerita va disminuyendo del centro hacia las márgenes y de allí su cambio de color. Se ha observado lixiviación hidrotermal (hipogénica) en varias de las vetas de Morococha (W. C. Lacy y H. L. Hosmer, 1956). Esta lixiviación afecta principalmente a las vetas de zinc-plomo.

La última generación de galena, esfalerita, tetraedrita y carbonatos, asociados con altos valores de plata, se encuentran lejos de la zona de fuerte lixiviación, lo que indicaría que estos minerales de la última generación bien podrían ser el resultado de una re-deposición de los minerales lixiviados (U. Petersen 1965). La deposición de minerales en el distrito de Morococha, ha estado sujeta principalmente a controles estructurales, litológicos, mineralógicos y fisicoquímicos.

En el Plano 3, se observa las características de la geología local de Morococha.

Plano 3: Perfil Geológico Local de U. M. Morococha (Mirando al Norte)



Fuente: Departamento de Geología de CMA.

2.7 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.

2.7.1 PLEGAMIENTO.

La estructura regional dominante es el Domo de Yauli, de forma elongada, de 33 km de largo por 22 km de ancho aproximadamente. Está conformado por 3 anticlinales: el Anticlinal de Pomococha en el lado Oeste, Anticlinal de San Cristobal - Morococha en la parte central, Anticlinal de Ultimatum - Yauli en el lado Este; cuyos ejes son aproximadamente paralelos y tienen un rumbo promedio de N35°W, alineamiento general que coincide con la dirección de los Andes del centro del Perú. Es asimétrico, su flanco Este buza entre 30° y 40°, mientras que su flanco Oeste buza de entre 60° y 80°. Esta estructura afecta a rocas que van desde el Devónico hasta el Terciario Inferior por lo que se infiere, se formó a fines de esta época.

En Morococha la estructura más conspicua es el anticlinal Morococha-San Cristóbal, que forma la parte Norte del Domo de Yauli. Este anticlinal es asimétrico con los volcánicos Catalina formando el núcleo. El eje anticlinal tiene un rumbo de N20°W en la parte Sur del distrito y N40°W en la parte Norte, con inclinación de 10 a 15°, dando una forma de domo.

Se reconocen dos periodos de plegamiento en la región. El primer periodo ocurre durante el Pre-mesozoico, que dio lugar a un intenso plegamiento de las filitas Excelsior. El segundo periodo corresponde al plegamiento de las rocas sedimentarias mesozoicas, que comenzó a fines del Cretáceo y continuo durante el principio y mediados del Terciario.

2.7.2 FRACTURAMIENTO.

En el distrito de Morococha, probablemente a fines del Cretáceo (Plegamiento Peruano), fuerzas de compresión de dirección E-W comenzaron a formar el anticlinal Morococha. A medida que las fuerzas de compresión aumentaban de intensidad durante el plegamiento "Incaico", las rocas cedieron por ruptura y se formaron dos fallas inversas importantes, paralelas al rumbo general de la estratificación. Estas fallas son la falla Toldo-Potosí en el flanco Este y la falla Gertrudis en el flanco Oeste. El buzamiento de las 2 fallas inversas varía entre 45° y 70° y buzan en dirección opuesta. Al final del

plegamiento "Incaico" se produjo una intensa actividad intrusiva, lo que dio lugar al emplazamiento de la diorita Anticona al Oeste del distrito.

Durante el plegamiento "Quechua", el anticlinal Morococha continuó siendo afectado por fuerzas de compresión, además de la intrusión de monzonita cuarcífera, que aunque en superficie aparece distribuida en stocks, en profundidad tiende a formar una sola unidad. La combinación de las fuerzas de compresión y la penetración del intrusivo Morococha, produjeron un levantamiento y arqueamiento del anticlinal. Este arqueamiento produjo fracturas de tensión perpendiculares al eje del anticlinal. En la parte sur del distrito, estas fracturas tienen un rumbo N70° E tal como las vetas Milagro 1 y Minero Manuelita, entre otras; mientras que, al Norte del distrito las fracturas tienen un rumbo general N50° E, como por ejemplo la veta San Antonio.

2.8 GEOLOGÍA ECONÓMICA.

2.8.1 TIPOS DE ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.

Lo complejo de la geología de Morococha y los diferentes tipos de rocas de diferentes composiciones han dado lugar a la formación de una variedad de depósitos minerales, entre estos se tiene:

A) CUERPO MINERALIZADO EN ZONAS DE CONTACTO.- Se encuentran localizados alrededor de los stocks San Francisco y Gertrudis en contacto con la caliza Pucará, la cual está fuertemente alterada a silicatos hidratados. Estos cuerpos son irregulares y han sido formados por reemplazamiento de la caliza hidratada.

B) VETA.- Las vetas mejor mineralizadas fueron formadas a lo largo de las fracturas de tensión. Las fallas de cizalla, por contener mucho panizo no fueron mineralizadas o fueron pobremente mineralizadas; sin embargo, presentan en forma errática núcleos mineralizados formando pequeños clavos, como por ejemplo la falla Huachuamachay. Las fracturas de tensión están mejor desarrolladas en los Volcánicos Catalina, donde han formado vetas persistentes en longitud y profundidad y generalmente uniformes en mineralización. **El Cuerpo "Rosita"**, materia de la presente investigación está considerado dentro de este tipo de estructura mineralizada.

2.8.2 ZONAS Y ESTRUCTURAS MINERALIZADAS EN ACTUAL EXPLOTACION.

a) **Zona “Codiciada”**: Conformada por las Vetas: Ramal Alianza, Isabel, Milet, Rubí, María Luisa, Elizabeth, y Cuerpo “Rosita”.

b) **Zona “Manuelita”**: Conformada por las Vetas: Paola, 10, 11, 6, Carolina, Muchcapata, Daniela y Sarita.

c) **Zona “Alapampa”**: Conformada por las Vetas: Morro Solar, Kris, Lorena y el Manto Esperanza.

2.8.3 MINERALOGÍA.

A) HIPOGÉNICOS:

- **Como Menas**, se tiene: Galena, Chalcopirita, Tenantina Tetraedrita, Colita, Molibdenita, Esfalerita, etc.
- **Como Ganga**, se tiene: Cuarzo, Pirita, Fluorita, Calcita, Rodocrosita, Rodonita, Anhidrita, Yeso, Shaolita, etc.

2.8.4 RESERVAS Y RECURSOS MINERALES.

Las **RESERVAS MINERALES PROBADAS Y PROBABLES** para la mina de Morococha, a diciembre 31, 2019, son como se muestra en la tabla siguiente:

Tabla 2: Reservas Minerales en U. M. Morococha

Categoría de Reserva	Toneladas (TM)	Plata (gr/TM)	Contenido Plata (Moz)	% Zinc	% Plomo	% Cobre
Probadas	2'700,000	188	16.30	4.32	1.32	0.47
Probables	2'700,000	206	18.10	4.06	1.31	0.69
TOTAL	5'400,000	197	34.40	4.19	1.32	0.58

Fuente: Departamento de Geología de CMA.

Los **RECURSOS MINERALES** para la mina de Morococha, a diciembre 31, 2019, se muestra en la tabla siguiente:

Tabla 3: Recursos Minerales en U. M. Morococha

Categoría de Recurso	Toneladas (Mt)	Plata (gr/TM)	Contenido Plata (Moz)	% Zinc	% Plomo	% Cobre
Medido	800,000	150	3.90	3.57	1.31	0.41
Indicado	1'100,000	202	7.40	3.37	1.45	0.54
Inferido	8'000,000	209	53.90	5.11	1.45	0.43

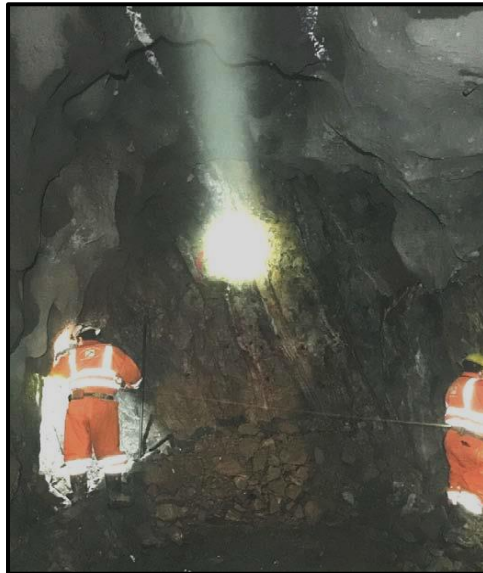
Fuente: Departamento de Geología de CMA.

2.9 EVALUACIÓN GEOLOGICA DEL CUERPO “ROSITA”.

El **Cuerpo Mineralizado “Rosita”** se emplaza en rocas de reemplazamiento brechado con flujos irregulares de rodocrosita, pirita, con venillas de marmatita, esfalerita en menor proporción, y galena. En las cámaras hacia el techo presenta dolomía brechada con clastos de rodocrosita y pirita en fracturas.

El rumbo varía entre N20° y 55°E. El buzamiento es 55° en el piso y 60° en el techo. En los tramos más distales de la estructura, el buzamiento al piso es 40° y en el techo entre 45°-50°. El cuerpo “Rosita” está reconocido en un largo de 245 m. y tiene una potencia promedio de 8.86 m (Ver figuras 4, y 5).

Figura 4: Vista del Cuerpo “Rosita” en la Zona “Codiciada”



Fuente: Departamento de Geomecánica, de CMA

Figura 5: Caja Techo y Frente de Avance del Cuerpo “Rosita”, SN 583 N



Fuente: Departamento de Geomecánica, de CMA

2.10 EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL CUERPO “ROSITA”.

2.10.1 CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA.

Se han obtenido las características geomecánicas de la roca intacta del **Cuerpo “Rosita”**, en zona “Codiciada” según el Sistema de Clasificación RMR de Bieniawski 1989 (ver Tabla 4), cuyo resumen es el siguiente:

- Las condiciones geomecánicas de los subniveles que se encuentran pegados a la caja piso, consisten en macizo rocoso fracturado a muy fracturado, regular (F-MF/R) con un índice RMR de 40 a 60.
- La zona mineralizada “Rosita” presenta un macizo rocoso muy fracturado, regular a pobre (MF/R-P) con un índice RMR de 40 a 50.
- La caja techo se encuentra intensamente fracturado, muy pobre (IF/MP), con un índice RMR de 10 a 20. La caja techo corresponde a roca muy blanda, requiriéndose de un escudo de mineral de 2 a 3 m de espesor.

Tabla 4: Mapeo Geomecánico por Celdas del Cuerpo “Rosita”

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (BIENIAWSKY RMR '89)										
PARAMETRO		RANGO DE VALORES								
R. COMPRESION UNIAXIAL (Mpa)	> 250	(15)	100 - 250	(12)	50 - 100	(7)	25 - 50	(4)	<25(2) <5(1) <1(0)	
RQD (%)	90 - 100	(20)	75 - 90	(17)	75 - 50	(13)	25 - 50	(8)	< 25 (3)	
ESPACIAMIENTO (m)	> 2	(20)	0.6 - 2	(15)	0.2 - 0.6	(10)	0.06 - 0.2	(8)	< 0.06 (5)	
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1m long	(6)	1 - 3 m long.	(4)	3 - 10 m	(2)	10 - 20 m	(1)	>20m (0)
	APERTURA	Cerrada	(6)	<0.1 mm apert.	(5)	0.1 - 1.0 mm	(4)	1 - 5 mm	(1)	> 5 mm (0)
	RUGOSIDAD	Muy Rugoso	(6)	Rugoso	(5)	Lig. Rugoso	(3)	Lisa	(1)	Espejo de Falla (0)
	RELLENO	Limpia	(6)	Duro<5 mm	(4)	Duro>5 mm	(2)	Suave < 5 mm	(1)	Suave > 5mm (0)
	INTEMPERIZACION.	Sana	(6)	Lig. Intemp.	(5)	Mod. Intemp.	(3)	Muy Intemp.	(2)	Descompuesta (0)
AGUA SUBTERRANEA	Seco	(15)	Humedo	(10)	Mojado	(7)	Goteo	(4)	Flujo (0)	
VALORACION TOTAL RMR BASICO (Suma de valoraciones 1 a 5)										
DIRECCION Y BUZAMIENTO	Muy Favorable		Favorable		Media		Desfavorable		Muy Desfavorable	
TUNELES	0		-2		-5		-10		-12	
CLASE DE MACIZO ROCOSO										
RMR	100 - 81		80 - 61		60 - 41		40 - 21		20 - 0	
DESCRIPCION	I MUY BUENA		II BUENA		III REGULAR		IV MALA		V MUY MALA	
RMR PROM. (49) (44) (54)										

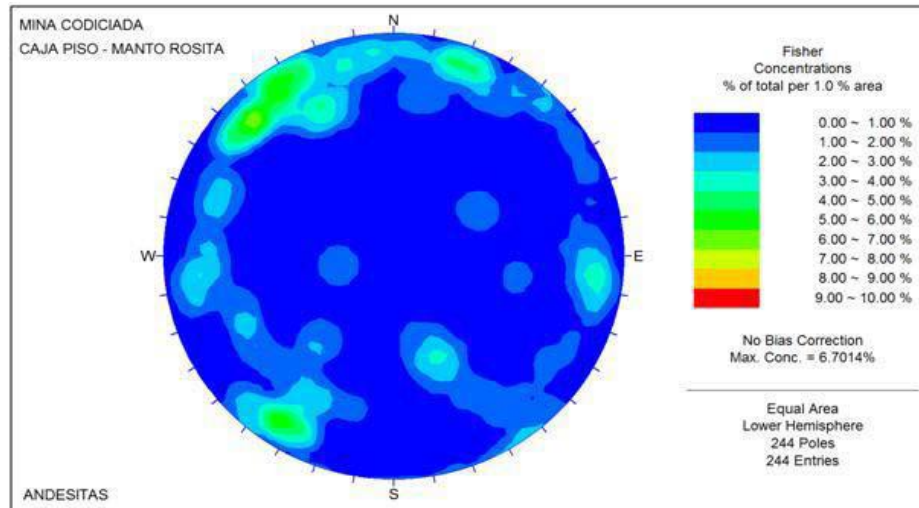
Fuente: Departamento de Geomecánica de CMA

2.10.2 CONDICIONES DE DISCONTINUIDAD.

Se evaluó las condiciones de la caja piso con 1 estación geomecánica en base a registros lineales en los Bypass 580 y 113, obteniéndose una proyección estereográfica compósito de distribución polar de fracturas y de

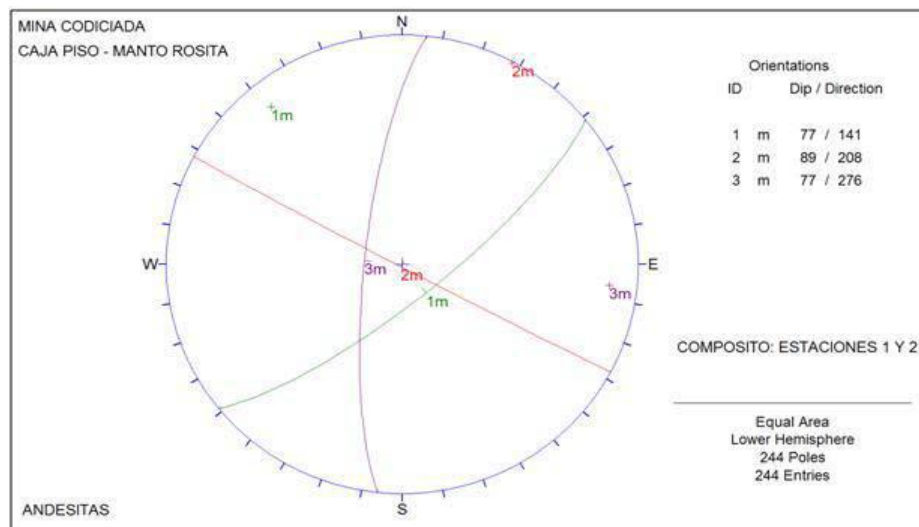
sistemas de fracturas (ver Figuras 6 y 7), identificándose los sistemas de fracturas: N50°E / 77°SE, N60°W / 89°SW, y N05°E / 77°NW.

Figura 6: Proyección Estereográfica Compósito de Distribución Polar de Fracturas realizados en BP 580 y BP 113W



Fuente: Departamento de Geomecánica, de CMA

Figura 7: Proyección Estereográfica Compósito de Sistemas de Fracturas principales realizados en BP 580 y BP 113W



Fuente: Departamento de Geomecánica, de CMA

De acuerdo a los registros lineales, las fracturas se presentan planas, rugosas, cerradas a ligeramente abiertas con oxidación en superficie y recubrimiento de clorita, epidota y sericita, los cuales son minerales característicos de alteraciones propilíticas, habiéndose obtenido un promedio de 6 a 7 fracturas por metro lineal (moderadamente fracturadas).

2.10.3 ENSAYOS DE MECÁNICA DE ROCAS.

En la Tabla 5, se muestran los resultados de ensayos de resistencia a la compresión simple aplicados sobre la Caja Piso del Cuerpo “Rosita”, realizados en un Laboratorio de Mecánica de Rocas.

Tabla 5: Ensayos de Resistencia a la Compresión Simple en Caja Piso del Cuerpo “Rosita”

MUESTRAS	CAJA PISO M-MG-01	CAJA PISO M-MG-02
Nivel	25	25
Litología	Volcánico Andesita	Volcánico Andesita
Resistencia a la Compresión	118 MPa	125 MPa

Fuente: Departamento de Geomecánica, de CMA

Para determinar la resistencia a la compresión del Cuerpo “Rosita” y Caja Techo se usó la relación de resistencia a la compresión de la tabla GSI, cuyos resultados se muestran en la tabla siguiente:

Tabla 6: Estimación de Resistencia a la Compresión Simple del Cuerpo “Rosita” y de su Caja Techo

MUESTRAS	ROSITA 1	ROSITA 2	CAJA TECHO
Nivel	25	25	25
Resistencia a la Compresión	50 MPa	75 MPa	< 25 MPa

2.10.4 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL CUERPO “ROSITA”.

- 1) A partir de la Caja Piso se tiene un RMR de 60 a 40, pasando por el Cuerpo Rosita un RMR de 50 a 40, y conforme se llega a la Caja Techo disminuye considerándose un RMR de 20 a 10.
- 2) Las equivalencias de la Resistencia a la Compresión de la Roca son: en el Cuerpo Rosita entre 50 y 75 Mpa, en la Caja Piso entre 118 y 125 Mpa, y en la Caja Techo es < 25 Mpa.
- 3) En estas condiciones, se estima una sobre excavación de hasta 1 m en su contorno, sobre todo en la caja techo del Cuerpo “Rosita”.
- 4) De acuerdo al Estudio Geomecánico, nivel de producción, equipo de perforación, etc., el Departamento de Geomecánica de CMA recomendó para los Subniveles del Cuerpo “Rosita”, una sección de excavación de 3.30 m de ancho x 3.80 m de altura.

CAPÍTULO III

OPERACIONES MINERAS, PROBLEMA CENTRAL Y SU IMPACTO ECONOMICO.

3.1 ZONAS DE MINADO Y MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN APLICADOS.

Las zonas de minado que actualmente están en producción en la Mina Morococha son: “**Codiciada**”, “**Manuelita**”, y “**Alapampa**”; en las que se aplican los siguientes métodos de explotación:

- 1) “**Taladros Largos por Sub Niveles**”, y
- 2) “**Corte y Relleno Ascendente**” (utilizando la Perforación tipo Breasting).

3.2 PRODUCCION ACTUAL DE LA MINA MOROCOCHA.

3.2.1 PRODUCCION MINERA TOTAL.

La Mina Morococha produce en promedio 2,140 TM/día (770,000 TM/año) de mineral de plata (Ag), cobre (Cu), plomo (Pb), y zinc (Zn); cuyos valores de producción y contenidos metálicos mensuales, se muestra en la Tabla 7.

Tabla 7: Producción Mensual de Mineral - Año 2020

ZONA	UNIDAD	PRODUCCION MENSUAL												TOTAL 2020
		ene-20	feb-20	mar-20	abr-20	may-20	jun-20	jul-20	ago-20	set-20	oct-20	nov-20	dic-20	
TOTAL MINA	TMS	64,500	60,000	65,000	64,500	65,000	64,000	65,000	65,000	64,000	65,000	64,000	64,000	770,000
Contenido Ag	gr Ag/TMS	100.43	109.08	103.27	116.51	120.97	119.62	130.74	139.28	133.25	127.95	125.96	123.88	120.98
Contenido Cu	% Cu	0.48	0.49	0.49	0.53	0.55	0.56	0.56	0.62	0.63	0.60	0.60	0.57	0.56
Contenido Pb	% Pb	0.93	0.98	0.91	1.00	0.97	0.95	1.08	1.01	1.09	1.03	1.00	1.04	1.00
Contenido Zn	% Zn	3.20	3.33	3.10	3.13	3.19	3.04	3.21	3.19	3.21	3.17	3.33	3.36	3.20
TOTAL VPT	US\$	114	121	114	121	124	120	129	132	132	128	129	129	124
Potenc. Estruct.	m	3.60	3.80	3.58	3.93	3.70	3.80	3.71	3.68	3.48	3.52	3.58	3.57	3.66
Potenc. Diluida	m	4.66	4.86	4.64	4.96	4.67	4.76	4.66	4.61	4.34	4.47	4.53	4.53	4.64

Fuente: Departamento Mina de CMA, U. M. Morococha

3.2.2 PRODUCCION POR ZONAS DE MINADO.

La producción diaria y anual por zona de minado, y sus incidencias respecto de la producción total de la mina, son las siguientes:

- 1) Zona “Codiciada” = 1,140 TMS/día (410,000 TMS/año), 53% del total.
- 2) Zona “Manuelita” = 700 TMS/día (252,000 TMS/año), 33% del total.
- 3) Zona “Alapampa” = 300 TMS/día (108,000 TMS/año), 14% del total.

La producción mensual por zona de minado se muestra en la Tabla 8.

Tabla 8: Producción Mensual de Mineral por Zona de Minado - 2020

ZONA	UNIDAD	PRODUCCION MENSUAL												TOTAL 2020	INCID.
		ene-20	feb-20	mar-20	abr-20	may-20	jun-20	jul-20	ago-20	set-20	oct-20	nov-20	dic-20		
CODICIADA	TMS	34,500	30,000	35,000	34,500	35,000	34,000	35,000	35,000	34,000	35,000	34,000	34,000	410,000	53%
Contenido Ag	gr Ag/TMS	82	84	80	96	100	100	115	133	120	114	113	104	104	
Contenido Cu	% Cu	0.16	0.13	0.19	0.24	0.29	0.30	0.35	0.43	0.46	0.39	0.37	0.33	0.30	
Contenido Pb	% Pb	1.09	1.07	0.94	0.93	0.92	0.97	1.03	1.00	0.98	0.89	0.96	0.95	0.98	
Contenido Zn	% Zn	3.13	3.19	2.96	3.14	3.26	3.22	3.46	3.44	3.18	3.10	3.56	3.60	3.27	
TOTAL VPT	US\$	101	102	96	106	110	111	122	130	121	115	123	119	113	
Potenc. Estruct.	m	4.56	5.07	4.51	5.01	4.55	4.70	4.58	4.60	4.20	4.23	4.44	4.44	4.57	
Potenc. Diluida	m	5.97	6.54	5.92	6.48	5.90	5.98	5.87	5.88	5.43	5.54	5.75	5.75	5.91	
MANUELITA	TMS	21,000	21,000	21,000	21,000	21,000	21,000	21,000	21,000	21,000	21,000	21,000	21,000	252,000	33%
Contenido Ag	gr Ag/TMS	139	156	150	164	173	167	178	173	177	170	166	174	166	
Contenido Cu	% Cu	0.26	0.28	0.25	0.27	0.29	0.26	0.22	0.26	0.24	0.27	0.27	0.25	0.26	
Contenido Pb	% Pb	0.94	1.15	1.14	1.40	1.36	1.19	1.52	1.32	1.62	1.56	1.38	1.50	1.34	
Contenido Zn	% Zn	3.62	3.87	3.59	3.36	3.34	2.96	3.08	3.04	3.53	3.54	3.29	3.32	3.38	
TOTAL VPT	US\$	130	144	136	142	144	133	142	138	152	149	141	145	141	
Potenc. Estruct.	m	1.12	1.18	1.13	1.40	1.42	1.54	1.41	1.28	1.35	1.40	1.26	1.25	1.31	
Potenc. Diluida	m	1.93	1.98	1.94	2.03	2.08	2.24	2.10	1.91	1.89	2.04	1.95	1.94	2.00	
ALAPAMPA	TMS	9,000	9,000	9,000	9,000	9,000	9,000	9,000	9,000	9,000	9,000	9,000	9,000	108,000	14%
Contenido Ag	gr Ag/TMS	83	83	83	83	83	83	83	83	83	83	83	83	83	
Contenido Cu	% Cu	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	
Contenido Pb	% Pb	0.29	0.29	0.29	0.29	0.29	0.29	0.29	0.29	0.29	0.29	0.29	0.29	0.29	
Contenido Zn	% Zn	2.53	2.53	2.53	2.53	2.53	2.53	2.53	2.53	2.53	2.53	2.53	2.53	2.53	
TOTAL VPT	US\$	128	128	128	128	128	128	128	128	128	128	128	128	128	
Potenc. Estruct.	m	5.69	5.69	5.69	5.69	5.69	5.69	5.69	5.69	5.69	5.69	5.69	5.69	5.69	
Potenc. Diluida	m	5.97	5.97	5.97	5.97	5.97	5.97	5.97	5.97	5.97	5.97	5.97	5.97	5.97	

Fuente: Departamento Mina de CMA, U. M. Morococha

La producción minera por zona de minado y por cada estructura mineralizada, correspondiente al año 2020, se muestra en el Anexo 1.

3.2.3 PRODUCCION POR METODO DE EXPLOTACION Y ZONA DE MINADO.

La producción total de la Mina Morococha proviene de las labores de minado con los 2 métodos de explotación, y de las labores de desarrollo y preparación. Un resumen de dicho criterio es la siguiente:

- 1) **Taladros Largos por Sub Niveles: 1,065 TMS/día (383,050 TMS/año)**
(que representa el 50% de la producción total).
- 2) **Corte y Relleno Ascendente con Perforación Breasting: 720 TMS/día (259,000 TMS/año)** (que representa el 34% de la producción total), y
- 3) **Labores de Desarrollo y Preparación: 355 TMS/día (127,950 TMS/año)**
(que representa el 16% de la producción total). En estas labores están incluidos las galerías, chimeneas, subniveles, cámaras, etc.

Un resumen de la producción minera mensual según el método de explotación y por zona de minado se muestra en la Tabla 9.

Tabla 9: Producción Mensual por Método de Explotación y Zona de Minado - 2020

METODO DE MINADO	ZONA	PRODUCCION MENSUAL (TMS)												TOTAL 2020	INCID.
		ene-20	feb-20	mar-20	abr-20	may-20	jun-20	jul-20	ago-20	set-20	oct-20	nov-20	dic-20		
TAJEO POR SUBNIVELES (Taladros Largos)	Codiciada	17,500	14,750	19,500	17,050	19,100	19,000	19,600	19,400	18,300	17,150	18,350	17,150	216,850	28%
	Alapampa	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0%
	Manuelita	14,000	14,000	14,000	14,000	14,000	14,000	14,000	14,000	12,200	14,000	14,000	14,000	166,200	22%
	TOTAL	31,500	28,750	33,500	31,050	33,100	33,000	33,600	33,400	30,500	31,150	32,350	31,150	383,050	50%
CORTE Y RELLENO ASC. (Breasting)	Codiciada	13,500	13,500	13,000	13,000	13,000	13,000	13,000	13,000	13,000	11,000	11,000	11,000	151,000	20%
	Alapampa	9,000	9,000	9,000	9,000	9,000	9,000	9,000	9,000	9,000	9,000	9,000	9,000	108,000	14%
	TOTAL	22,500	22,500	22,000	22,000	22,000	22,000	22,000	22,000	22,000	20,000	20,000	20,000	259,000	34%
LABORES DE PREPARACION (Subniveles)	Codiciada	3,900	1,900	3,200	3,950	4,300	3,400	3,300	3,500	3,600	3,950	3,550	3,600	42,150	5%
	Alapampa	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0%
	Manuelita	7,400	6,150	5,750	6,500	7,650	7,500	8,000	8,000	7,500	8,000	5,350	8,000	85,800	11%
	TOTAL	11,300	8,050	8,950	10,450	11,950	10,900	11,300	11,500	11,100	11,950	8,900	11,600	127,950	17%
TOTAL MINA 2020	65,300	59,300	64,450	63,500	67,050	65,900	66,900	66,900	63,600	63,100	61,250	62,750	770,000	100%	

Fuente: Departamento Mina de CMA, U. M. Morococha

La producción minera por método de explotación, zona de minado y por cada estructura mineralizada, del año 2020, se muestra en el Anexo 2.

3.2.4 PRODUCCION DEL CUERPO “ROSITA” EN ZONA “CODICIADA”.

La producción promedio de mineral proveniente del **Cuerpo “Rosita”** en **Zona “Codiciada”** es de **533 TMS/día (192,000 TMS/año)**, el cual representa el 25% del total de la producción de la Mina Morococha.

En la siguiente Tabla 10, se muestra la producción mensual de mineral correspondiente al año 2020 proveniente del Cuerpo “Rosita” en la Zona “Codiciada”. Se observa también los contenidos metálicos mensuales de plata, cobre, plomo, y zinc.

Asimismo, que la potencia promedio de la estructura mineralizada “Rosita” es de 8.86 m, y la potencia promedio de minado es de 10.63 m, observándose una dilución promedio del 20%.

Tabla 10: Producción Mensual 2020 del Cuerpo “Rosita”, Zona “Codiciada”

ESTRUCTURA	UNIDAD	PRODUCCION MENSUAL												TOTAL 2020	
		ene-20	feb-20	mar-20	abr-20	may-20	jun-20	jul-20	ago-20	set-20	oct-20	nov-20	dic-20		
ROSITA	TMS	16,000	16,000	16,000	16,000	16,000	16,000	16,000	16,000	16,000	16,000	16,000	16,000	16,000	192,000
Contenido Ag	gr Ag/TMS	90	90	83	96	101	101	101	101	99	89	91	91	94	
Contenido Cu	% Cu	0.08	0.08	0.07	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	
Contenido Pb	% Pb	1.47	1.47	1.43	1.51	1.49	1.49	1.49	1.49	1.45	1.31	1.37	1.37	1.44	
Contenido Zn	% Zn	2.87	2.87	2.83	2.84	3.05	3.05	3.05	3.05	3.19	3.26	3.10	3.10	3.02	
TOTAL VPT	US\$	103	103	99	105	110	110	110	110	111	107	106	106	107	
Potencia Estructura	m	8.97	8.97	9.01	9.88	9.01	9.01	9.01	9.01	7.92	8.35	8.57	8.57	8.86	
Pot. Diluida (Minado)	m	10.77	10.77	10.81	11.86	10.82	10.82	10.82	10.82	9.52	10.03	10.28	10.28	10.63	

Fuente: Departamento de Minas, de CMA

3.3 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN TALADROS LARGOS POR SUB NIVELES (SUB LEVEL STOPING).

3.3.1 DESCRIPCION DEL METODO TALADROS LARGOS POR SUBNIVELES.

Este método consiste en crear espacios abiertos mediante la voladura de tajadas verticales de mineral, desde distintos Subniveles de Perforación. El mineral volado cae por gravedad, el que se siendo recoge en la galería preparada para este efecto y posteriormente transportado.

El campo de aplicación de este método de minado varía para cuerpos o vetas angostas. Exige que las características geomecánicas del macizo rocoso involucrado deben ser buenas, con paredes y techos firmes y estables.

Cuando las estructuras mineralizadas (Vetas) presentan cajas inestables, se opta por dejar pilares de mineral in situ, el que sirve de soporte para las cajas, para evitar el desprendimiento o colapso de las mismas, y disminuir la dilución del mineral (que no debe ser mayor al 20%).

Al aplicar el método de Taladros Largos por Sub Niveles se obtiene:

- Mayor Productividad (es un método masivo).
- Menor Exposición del Personal (uso de equipos a control remoto).
- Menor Costo de Operación.

Las Labores de Preparación requeridas para minar por este método son: Subniveles, Embudos o Zanjas Receptoras, Galerías de Extracción, y Chimeneas VCR. Esta preparación de labores requiere una fuerte inversión, pero en compensación es uno de los métodos de más bajo costo operativo, mayor garantía y seguridad.

3.3.2 CONDICIONES DE DISEÑO. - Se aplica bajo las siguientes condiciones:

- El depósito mineralizado debe ser vertical o próximo a ella, debiendo exceder el ángulo de reposo del mineral.
- La calidad de la roca encajonante debe ser competente y resistente.
- La calidad del mineral debe ser competente y con buena estabilidad.
- Su ángulo de buzamiento debe ser mayor a 60°.
- Los límites del yacimiento deben ser amplios y regulares.

3.3.3 DESCRIPCION DEL CICLO DE MINADO DE TALADROS LARGOS POR SUB NIVELES.

A) PERFORACION DE TALADROS LARGOS.

En la Unidad Minera Morococha, la perforación de taladros largos se realiza en forma radial, con sistema roto percusivo martillo en cabeza, con las siguientes características:

- 1) La altura de perforación promedio es de 14 m.
- 2) Antes de iniciar la perforación, se preparan los subniveles:
 - a) Se desatan las rocas sueltas, después de cada voladura.
 - b) Instalación de servicios de aire, agua, y cable eléctrico.
 - c) La sección se pinta en el terreno, con su gradiente y nomenclatura.
- 3) Los planos de secciones de perforación se entregan al Supervisor Mina, con visto bueno de áreas de Planeamiento, Geología y Mina.
- 4) La perforación de taladros largos en negativo se realizará con Jumbo electrohidráulico tipo Simba S7D, marca Atlas Copco.

- 5) Se mantendrán perforadas 6 secciones delante de la cara libre para iniciar con la voladura y así sucesivamente.
- 6) Se usarán reflectores para iluminar el tajo, en ambos subniveles.

B) EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA.

- ANFO.
- Emulsión encartuchada.
- Dinamita.
- Detonadores no eléctricos, de periodo corto y periodo largo.
- Cordón detonante.
- Mecha rápida.

C) CARGUIO Y ACARREO DE MINERAL.

El carguío y acarreo del mineral se realizan con equipos Scoopam desde la galería de extracción, es decir una zanja recolectora que recibe el mineral arrancado que cae por gravedad a este lugar. El Scooptram carga el mineral a través del crucero de extracción, y lo traslada a los piques de traspaso, y de allí al nivel de carguío y transporte, y luego el mineral es evacuado por camiones hacia la planta de procesamiento.

3.4 LABORES DE PREPARACIÓN PARA MINADO DE TALADROS LARGOS.

De acuerdo a la ubicación, geometría, y características geológicas de las estructuras mineralizadas, se proyectan ejecutar diversas labores de preparación por las cuales se pueda extraer el mineral. Por lo general, estas labores son de diversas dimensiones en cuanto a la sección, y son ejecutadas en mineral o estéril, de tal manera que permita el paso de los equipos de minado de perforación, carguío y transporte. Estas Labores de Preparación contemplan ejecutar los siguientes:

- 1) Sub Niveles con sus respectivas comunicaciones con el Nivel Base.
- 2) Embudos o Zanjas Receptoras.
- 3) Galerías de Extracción, para evacuar el mineral, y
- 4) Chimeneas VCR, como primer corte para generar cara libre.

A continuación, se muestra el resumen de los avances lineales de las labores de preparación (galerías, subniveles, y cámaras), ocurridas entre los meses de octubre, noviembre y diciembre del año 2019, en la Zona "Codiciada".

Tabla 11: Resumen de Avances de Labores de Preparación.

MES	ZONA	SUBNIVELES, GALERIAS, Y CAMARAS	SUBNIVELES
		(m)	(m)
OCTUBRE 2019	CODICIADA	839	502
NOVIEMBRE 2019	CODICIADA	859	603
DICIEMBRE 2019	CODICIADA	826	763
TOTAL		2,524	1,868
PROMEDIO / MES		841	623

Fuente: Elaboración Propia

Según este cuadro, el avance promedio de todas las Labores de Preparación (galerías, subniveles, y cámaras), en la Zona “Codiciada”, es de 841 metros lineales por mes, lo que proyecta un avance anual de 10,092 metros lineales.

En el caso solamente de los Subniveles en la Zona “Codiciada” (que es nuestro caso), el avance promedio es de 623 metros mensuales, lo que proyecta un avance anual de 7,476 metros lineales.

3.5 COSTOS OPERATIVOS (US\$/TM) DE LA MINA MOROCOCHA.

3.5.1 COSTO TOTAL DE PRODUCCION DE LA MINA MOROCOCHA.

El Costo Total de Producción comprende los Costos de Geología, Minado, Mantenimiento, Planta Concentradora, Planta de Filtrado de Relaves, Regalías, Apoyo a Comunidades, etc. La Tabla 12 muestra los Costos Totales de Producción según cada método de explotación.

Tabla 12: Costos Total de Producción según Método de Explotación.

CENTRO DE COSTOS	TALADROS LARGOS POR SUBNIVELES (US\$/TM)	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (US\$/TM)
1) Geología	3.50	3.50
2) Minado	19.71	37.25
3) Mantenimiento	12.20	12.20
4) Planta Concentradora	3.70	3.70
5) Planta de Filtrado de Relaves	8.50	8.50
6) Regalías	1.40	1.40
7) Desarrollo Comunitario	2.30	2.30
8) Aporte de Operaciones	6.30	6.30
COSTO TOTAL DE PRODUCCIÓN	57.61	75.15

Fuente: Departamento Costos y Presupuestos de CMA, U. M. Morocochoa

3.5.2 COSTO TOTAL DE MINADO SEGÚN METODO DE EXPLOTACION.

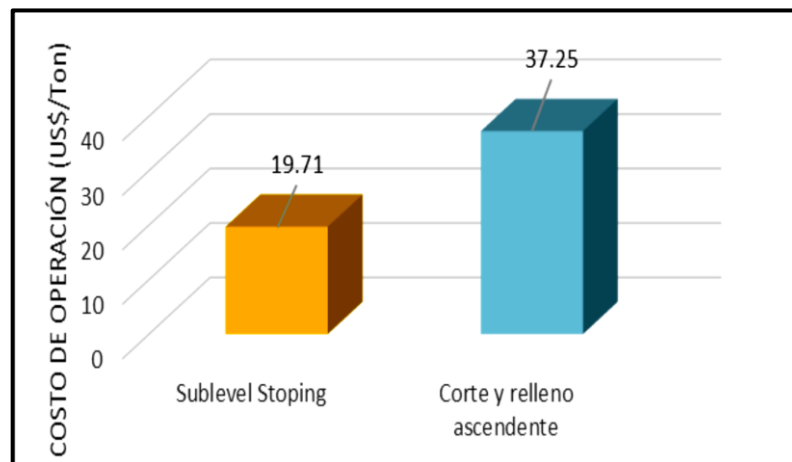
El Costo de Operación Mina (Costo de Minado) considera los gastos generados desde la Preparación del Bloque de Mineral para la Explotación del Tajo hasta la Puesta en Panta para su Tratamiento (Tolva de Gruesos).

Por tanto, comprende los Costos de: Perforación, Voladura, Limpieza y Acarreo, Relleno Detrítico, Labores de Desarrollo y Preparación, y Servicios e Instalaciones.

De la Tabla 12, se concluye que el Costo de Minado con Método Taladros Largos por Subniveles es de 19.71 US\$/TM; mientras que, con el Método de Corte y Relleno Ascendente, el Costo de Minado es de 37.25 US\$/TM.

La Figura 8 muestra un gráfico comparativo de los Costos de Minado entre ambos métodos de explotación.

Figura 8: Gráfico de Costos de Minado de Ambos Métodos (US\$/TM).



Fuente: Departamento Costos y Presupuestos de CMA, U. M. Morococha.

3.5.3 ANALISIS DEL COSTO DE MINADO DE TALADROS LARGOS POR SUBNIVELES DE LA MINA MOROCOCHA.

El Costo de Minado del método Taladros Largos por Subniveles en U.M. Morococha es de 19.71 US\$/TM de mineral, y considera los costos de mano de obra, materiales, herramientas, elementos de protección personal, equipos e insumos para cada operación unitaria de: Perforación, Voladura, Limpieza y Acarreo, Relleno Detrítico, Desarrollo y Preparación, y Servicios e Instalaciones (como se muestra en la Tabla 13).

Tabla 13: Costo de Minado de Taladros Largos por Subniveles (U.M. Morococha).

ACTIVIDAD	COSTO UNITARIO (US\$/TM)	% DE INCIDENCIA
1) COSTO DE PERFORACIÓN	4,35	22,08%
2) COSTO DE VOLADURA	0,86	4,36%
3) COSTO DE LIMPIEZA Y ACARREO	4,76	24,15%
4) COSTO DE RELLENO DETRITICO	1,88	11,17%
5) COSTO DE DESARROLLO	1,43	7,25%
6) COSTO DE PREPARACIÓN	5,50	27,90%
7) COSTO DE SERVICIOS	0,61	3,09%
COSTO TOTAL DE MINADO	19,71	100,00%

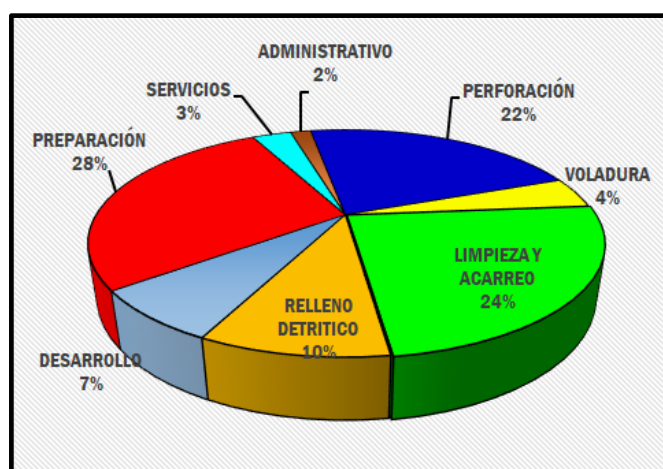
Fuente: Departamento Costos y Presupuestos de CMA, U. M. Morococha.

Según esta tabla, se observa que el **Costo de Preparación** (el cual incluye los Subniveles y otras labores de preparación) **es de 5.50 US\$/TM**, siendo este costo el de mayor incidencia en Costo Total de Minado, ya que representa el 28% del mismo.

Luego le sigue el Costo de Limpieza y Acarreo (24% del costo total), el Costo de Perforación de Taladros Largos (22% del costo total).

La Figura 9, muestra el gráfico de la distribución del Costo de Minado de Taladros Largos por Subniveles, por cada operación o actividad unitaria que la conforma.

Figura 9: Distribución del Costo de Minado de Taladros Largos por Subniveles.



Fuente: Departamento Costos y Presupuestos de CMA, U. M. Morococha.

3.6 SUB NIVELES PARA TALADROS LARGOS EN EL CUERPO “ROSITA”.

En cada Subnivel se corre una galería perpendicular al eje longitudinal y a todo ancho del futuro tajo. Corresponden a los Subniveles, una chimenea central que une estas galerías y que sirve a su vez de primer corte.

La relación de Subniveles del Cuerpo “Rosita”, en la zona “Codiciada”, que son materia del presente estudio de investigación, se muestra a continuación:

Tabla 14: Relación de Subniveles del Cuerpo “Rosita”.

ZONA	CUERPO	NIVEL	SUB NIVEL	SECCION
“Codiciada”	“Rosita”	25	SN 103 N	3.30 m x 3.80 m
“Codiciada”	“Rosita”	25	SN 104 E	3.30 m x 3.80 m
“Codiciada”	“Rosita”	25	SN 580 N	3.30 m x 3.80 m
“Codiciada”	“Rosita”	25	SN 581 N	3.30 m x 3.80 m
“Codiciada”	“Rosita”	25	SN 583 N	3.30 m x 3.80 m
“Codiciada”	“Rosita”	25	SN 584 E	3.30 m x 3.80 m

Fuente: Departamento Mina de CMA, U. M. Morococha

3.6.1 CICLO DE EXCAVACION DE SUB NIVELES EN CUERPO “ROSITA”.

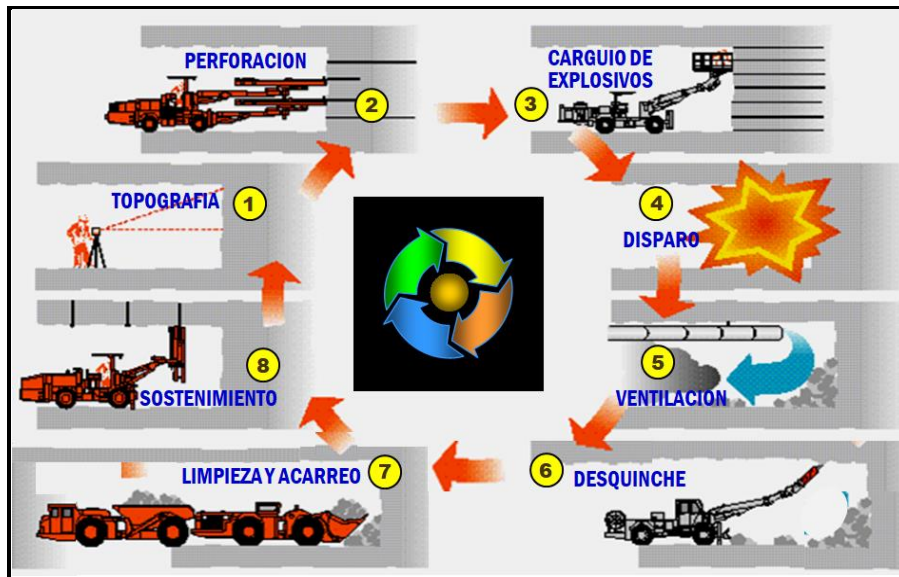
La construcción de un Subnivel se realiza siguiendo un ciclo de excavación (Ver Figura 10), el que consta de las siguientes actividades:

- a) Marcado Topográfico del Frente.
- b) Perforación del Frente.
- c) Voladura del Frente.
- d) Ventilación.
- e) Regado y Desatado de Rocas.
- f) Limpieza y Acarreo del material excavado, y
- g) Sostenimiento de la Labor.

Las actividades unitarias desde a) hasta f), se consideran como un **“Ciclo Continuo de Excavación”**, ya que la actividad unitaria denominada **g) “Sostenimiento de la Labor”**, se aplicará solo cuando sea necesario, y estará en función del comportamiento geomecánico del macizo rocoso.

La estructura del **Costo de Excavación** de labores de Desarrollo y/o Preparación Subterránea **no incluye el Costo de Sostenimiento**, el cual se estructura y se analiza por separado.

Figura 10: Ciclo de Excavación de Subniveles en el Cuerpo “Rosita”

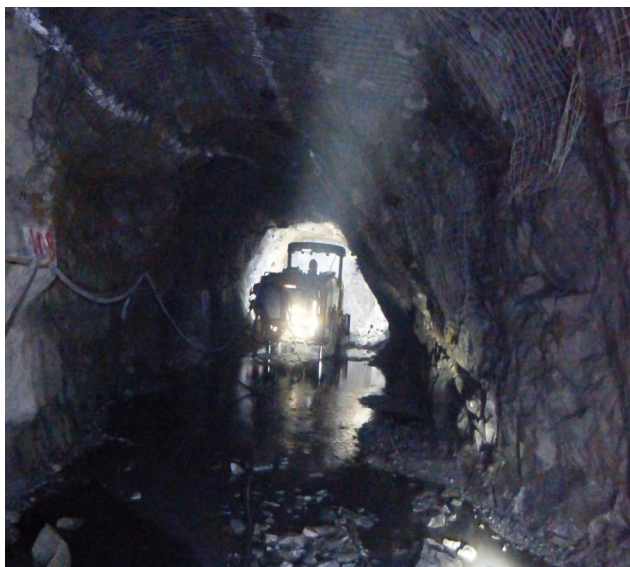


Fuente: Elaboración Propia (Adaptado de Sandvik Mining).

3.6.2 DESCRIPCION DEL CICLO DE EXCAVACION DE SUB NIVELES.

A) PERFORACION. Se realiza con equipos electrohidráulicos de un brazo. Entre ellos, tenemos al Jumbo marca **Sandvik** modelo **DD310** y el Jumbo marca **Atlas Copco** modelo **S1D** (Ver Figura 11). Las especificaciones técnicas de cada equipo de perforación, se muestran en el Anexo 3.

Figura 11: Perforación con Jumbo Electrohidráulico en SN 583 N.



Fuente: Departamento de Perforación y Voladura de CMA.

Los análisis técnicos y económicos de la Perforación de Subniveles, se presentan en los Capítulos IV y V del presente trabajo de investigación.

B) VOLADURA. Se venía realizando de manera convencional, sobre todo en los taladros de contorno (Corona y Hastiales).

Los análisis técnicos y económicos de la Voladura de Subniveles, se presentan en los Capítulos IV y V del presente trabajo de investigación.

C) VENTILACION. La Ventilación es la circulación del aire por medio natural o por medio artificial (“Forzado”), en las labores mineras, a fin de satisfacer las necesidades del personal y equipos de proveerles las condiciones termo ambientales para un rendimiento eficiente y para evacuar los gases, humos y polvo suspendido, que pudieran afectar la salud de los trabajadores.

Por ello se tiene que mantener tres condiciones:

- a) Asegurar el suministro de aire limpio,
- b) Diluir y arrastrar los contaminantes del ambiente (gases y polvos) a niveles tolerables e indefensos, y
- c) Regular las condiciones termo ambientales en un grado comfortable.

Para diluir los polvos y gases provenientes de las excavaciones y de las voladuras en los Subniveles del Cuerpo “Rosita”, se usa el sistema de ventilación forzada, con ventilador eléctrico de 32,000 CFM tipo extractor, y mangas de ventilación de 30” de diámetro y 15 m de longitud, asegurados a una línea mensajera ubicada en eje de la labor (Figura 12).

Figura 12: Sistema de Ventilación en SN 104 E.



Fuente: Departamento de Ventilación Mina, de CMA.

D) LIMPIEZA Y ACARREO. Se realiza con equipo Scooptram con una capacidad de cucharón de 4.20 Yd³ (Ver Figura 13). La distancia máxima de limpieza es de 200 m, el cual carga el mineral y se traslada al Ore Pass de traspaso, y de allí al nivel de carguío y transporte, siendo luego el mineral evacuado por camiones hacia la Planta de Procesamiento.

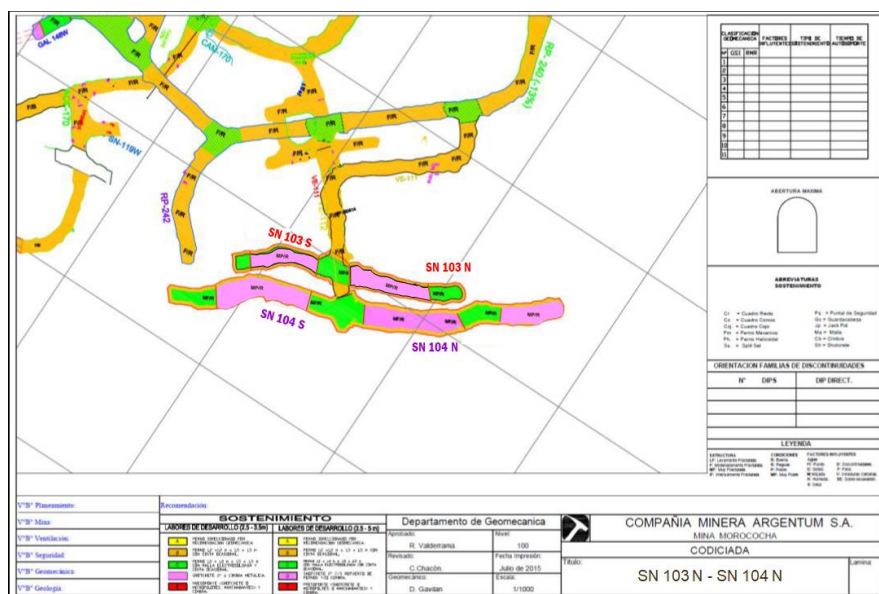
Figura 13: Limpieza con Scooptram R1300 de 4.2 Yd³ en SN 104 E.



Fuente: Departamento de Mina, de CMA.

E) SOSTENIMIENTO. De acuerdo al Índice de Clasificación del Macizo Rocoso, el Departamento de Geomecánica de la Mina Morococha recomienda el sostenimiento adecuado para cada labor. En el Plano 4, se muestra el tipo de sostenimiento para los Subniveles SN 103 N, y SN 103 S, del Cuerpo “Rosita”, en la zona “Codiciada”.

Plano 4: Tipo de Sostenimiento de SN 103N y SN 104N, del Cuerpo “Rosita”.



Fuente: Departamento de Geomecánica, de CMA.

Según el Índice de Clasificación del Macizo Rocoso del Cuerpo “Rosita”, el Departamento de Geomecánica de Mina Morococha. recomendó el **Sostenimiento Shotcrete** de 5 cm (2 pulg) más Pernos Swellex de 7 pies en forma sistemática de 1.0 x 1.0 m (ver Figuras 14 y 15). Pero hacia la Caja Techo del Cuerpo “Rosita”, el Índice de Clasificación del Macizo disminuye, por lo tanto, se recomendó el Shotcrete de 10 cm (4 pulg) más Pernos Swellex de 7 pies sistemático de 1.0 x 1.0 m.

Figura 14: Sostenimiento Mecanizado con Equipo Small Bolter en SN 104 E.



Fuente: Departamento de Perforación y Voladura, de CMA.

Figura 15: Cuerpo “Rosita” sostenida con Pernos y Malla, SN 583 N.



Fuente: Departamento de Geomecánica, de CMA.

3.6.3 ESTRUCTURACION DEL COSTO DE EXCAVACION DE SUBNIVELES.

La unidad de costeo de excavación en las labores de desarrollo y preparación subterránea (p.e. Subniveles), se basa en el avance lineal en metros (por ciclo de trabajo), y se determina con los datos de la Tabla 15.

La excavación lo realiza directamente la empresa minera, por ello, su costo se estima a nivel de “**COSTO DIRECTO**”, que consta de 3 elementos:

- 1) Costo de Mano de Obra Directa.
- 2) Costo de Materiales y Herramientas Directos.
- 3) Costo de Equipos Directos.

Tabla 15: Datos para el Costo de Excavar Subniveles (con Voladura Convencional).

1) DATOS DE LA LABOR:	
a) Ubicación	Cuerpo “Rosita” - Nivel 25
b) Tipo de Labor	Subnivel
c) Gradiente de la Labor	Mínima = +/- 0%, Máxima = +/- 3%
d) Sección de la Labor	Ancho = 3.30 m, Altura = 3.80 m
2) CARACTERIZACION DEL MACIZO ROCOSO:	
a) Índice GSI	44
b) Índice RMR	45 - 50 (49)
c) Índice RQD	47%
d) Calidad del Macizo Rocosos	Regular
e) Resistencia a la Compresión	62.50 MPa
f) Dureza del Macizo Rocosos	Media (Semi Dura)
3) PARAMETROS DE EXCAVACION:	
a) Taladros de Producción	Diámetro = 45 mm ≈ 1¾ pulgadas Total = 21 Taladros
b) Taladros de Alivio (con Broca Rimadora)	Diámetro = 102 mm ≈ 4.0 pulgadas Total = 4 Taladros
c) Taladros de Contorno (Corona y Hastiales)	Diámetro = 45 mm ≈ 1¾ pulgadas Total = 9 Taladros
d) Longitud de Barra de Perforación	14 pies ≈ 4.27 m
e) Eficiencia de Longitud de Perforación	88%
f) Longitud de Perforación Efectiva	12.32 pies ≈ 3.76 m
g) Eficiencia de Avance del Disparo	90%
h) Jornada de Trabajo por Guardia	8.00 Hrs
i) Distancia Máxima de Limpieza	200 m
n) RENDIMIENTO DE LA PARTIDA (Avance de Disparo por Guardia)	11.09 pies de avance / guardia 3.38 metros de avance / guardia
4) EQUIPOS DE EXCAVACION:	
a) Perforación	Jumbo Electrohidráulico de 1 Brazo
b) Voladura	Cargador de ANFO
c) Acarreo	Scooptram de 4.20 yd ³
d) Ventilación	Ventiladora de 32,000 CFM

Fuente: Elaboración Propia.

El Costo Directo de Excavación del Subnivel de 3.30 x 3.80 m con Voladura Convencional, es **366.65 US\$ / Metro de Avance** (ver Tabla 16), e incluye los Costos de Perforación, Voladura, Ventilación, y Limpieza.

Tabla 16: Costo de Excavación de Subnivel de 3.30 x 3.80 m (Con Voladura Convencional).

PARTIDA A COSTEAR:		SUB NIVEL		Gradiente:		Minima +/- 0%, Maxima +/- 3%			
SECCION DE LA LABOR:	Ancho:	3.30	m	JORNADA DE TRABAJO:		8.00	Hrs/Gdia		
	Altura:	3.80	m	Longitud Barra de Perforación:		14	Pies/Barra		
Dureza de Roca:		Semi Dura		Eficiencia Long. Perforación:		88%			
Taladros de Producción y Contorno:		Total:	30	Ø =	45 mm	Longitud Perforación Efectiva:		12.32	Pies/Tal
Taladros de Alivio (Vacío):		Total:	4	Ø =	4 Pulg	Eficiencia Avance del Disparo:		90%	
Volumen por Disparo:		42.38		m³		RENDIMIENTO DE LA PARTIDA		11.09	Pies/Gdia
Factor de Carga (Explosivos):		2.57		Kg/m³		(Avance Lineal por Guardia):		3.38	M.A./Gdia
DESCRIPCIÓN		ANALISIS POR GUARDIA				COSTO POR METRO AVANCE			
		UNID.	CANT.	INCID.	P. UNIT. (US \$)	Parcial (US \$/Metro de Avance)	Sub Total	TOTAL	
I) COSTO DIRECTO									
1) MANO DE OBRA								61.22	61.22
A) Operador de Jumbo		H-H	6.00	0.222	46.13	10.24			
B) Ayudante Operador de Jumbo		H-H	6.00	0.222	35.73	7.93			
C) Operador de Scoop		H-H	6.00	0.222	39.20	8.70			
D) Operario Servicios Mina		H-H	7.00	0.259	28.80	7.46			
E) Ayudante Servicios Mina		H-H	7.00	0.259	26.02	6.74			
F) Almacenero		H-H	1.00	0.037	28.80	1.07			
G) Capataz		H-H	3.00	0.111	48.63	5.40			
H) Jefe de Guardia		H-H	3.50	0.129	105.83	13.70			
2) MATERIALES Y HERRAMIENTAS								26.62	36.40
A) ACEROS DE PERFORACION								26.62	
Barra de Perforación, de 14 pies		Pza	1	0.060	536.11	9.49			
Broca de Botones, Ø = 45 mm (Prod. + Cont)		Pza	1	0.308	83.12	7.58			
Broca Rimadora, Ø = 4" (Talad. de Alivio)		Pza	1	0.025	263.76	1.92			
Adaptador Piloto, R32 (Talad. de Alivio)		Pza	1	0.025	254.30	1.85			
Adaptador de Culata, COP 1838		Pza	1	0.060	221.92	3.93			
Acople, R38-R32		Pza	1	0.052	118.91	1.84			
B) ACCESORIOS DE PERFORACION								3.54	
Manguera de Lona, Ø = 1", de 100 PSI		m	25.00	0.010	2.45	0.19			
Abrazadera, Ø = 1"		Pza	2	0.010	5.00	0.03			
Válvula, Ø = 1"		Pza	1	0.010	1.85	0.01			
Copa de Afilado		Pza	2	0.021	85.00	1.05			
Cáncamo de Instal. RRHH y Aire Comp.		Pza	1	1.000	2.00	0.59			
Tubería de Polietileno HDPE, Ø = 2"		m	3.00	0.888	1.56	1.38			
Aceite de Perforación Torcula 150		Gln	0.30	1.000	3.17	0.28			
C) ACCESORIOS DE VENTILACION								2.44	
Manga de Ventilación, Ø = 36"		m	3.00	1.000	2.75	2.44			
D) HERRAMIENTAS MANUALES								1.52	
Glb								1.52	
E) IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								1.24	
Glb								1.24	
F) LAMPARAS MINERAS								1.05	
Trab.								1.05	
3) EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA								53.95	53.95
A) Dinamita 65%, de 1" x 7" (Semexa 65)		Kg	2.73	0.807	2.30	1.86	43.77		
B) Dinamita 65%, de 1½" x 12" (Semexa 65)		Kg	8.46	2.502	2.74	6.86			
C) Emulsión 65%, de 1" x 12" (Emulex 65)		Kg	8.57	2.535	2.60	6.59			
D) ANFO (Examon "P")		Kg	89.09	26.360	1.08	28.47			
E) Detonador No Eléctrico (Exsanel, MS)		Pza	30	8.877	0.95	8.43	10.18		
F) Cordón Detonante de 3 gr/m (3P)		m	45	13.315	0.11	1.46			
G) Mecha Rápida de Ignición		m	0.30	0.089	0.25	0.02			
H) Detonador Ensamblado (Carmex)		Pza	2	0.592	0.44	0.26			
4) EQUIPOS								215.08	215.08
A) Jumbo Electrohidráulico de 1 Brazo		HM	2.65	0.784	112.68	88.35			
B) Scoop de 4.20 Yd³		HM	5.50	1.627	72.95	118.72			
C) Ventilador de 32,000 CFM		Gdia	1.00	0.296	15.52	4.59			
D) Cargador de ANFO		Gdia	1.00	0.296	4.88	1.44			
E) Afiladora de Brocas		Gdia	1.00	0.296	6.67	1.97			
COSTO DIRECTO UNITARIO DE EXCAVACION						US/Metro de Avance	366.65		

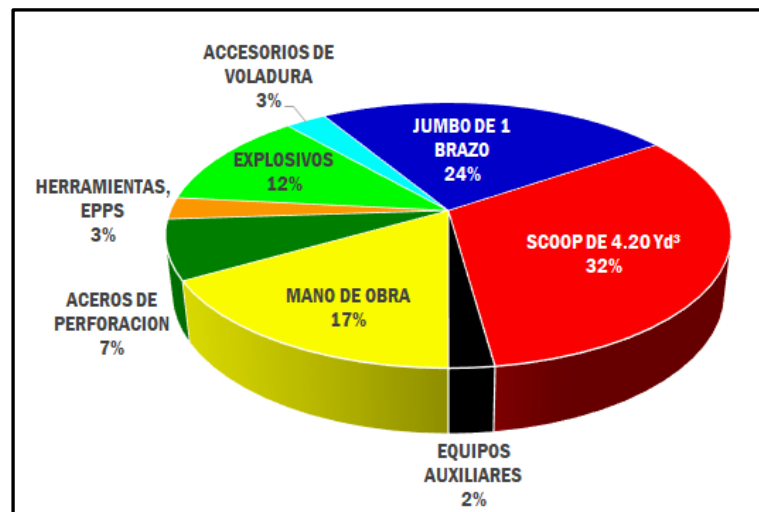
Fuente: Elaboración Propia.

3.6.4 ANALISIS DEL COSTO DE EXCAVACION DE SUBNIVELES.

En la Figura 16, se muestra la distribución porcentual de cada elemento que conforma el Costo de Excavación del Subnivel de 3.30 m x 3.80 m. Analizando los costos por cada elemento, tenemos:

- 1) **Costo de Mano de Obra Directa: es US\$ 61.22 / Metro de Avance (es el 17% del Costo Total)**, distribuidos así: remuneraciones, beneficios y leyes sociales del Operador y Ayudante de Jumbo, Operador de Scoop, Operario y Ayudante de Servicios Mina, Almacenero, Capataz, y Jefe de Guardia; de acuerdo a la incidencia de cada uno en la jornada de trabajo.
- 2) **Costo de Materiales y Herramientas Directos: es US\$ 36.40 / Metro de Avance (que representa el 10% del Costo Total)**, distribuidos así: aceros de perforación (7%), accesorios de perforación (1%), accesorios de ventilación (1%), herramientas manuales (0.4%), elementos de protección personal (0.3%), y lámparas mineras (0.3%).
- 3) **Costo de Explosivos: es US\$ 53.95 / Metro de Avance (15% del Costo Total)**, distribuidos así: Explosivos (12%), y Accesorios de Voladura (3%).
- 4) **Costo de Equipos Directos: es de US\$ 215.08 / Metro de Avance (que representa el 60% del Costo Total)**, el cual se distribuyen así: Jumbo de 1 Brazo (24%), Scoop de 4.20 Yd³ (32%), Ventilador de 32,000 CFM (1%), Cargador de ANFO (0.4%), y Afiladora de Brocas (0.6%).

Figura 16: Distribución del Costo de Excavación del Subnivel de 3.30 m x 3.80 m



Fuente: Elaboración Propia

3.7 PROBLEMA DE SOBRE EXCAVACIONES Y SU IMPACTO ECONOMICO.

3.7.1 EN LABORES DE PREPARACION EN GENERAL.

Para minar el **Cuerpo “Rosita”** ubicado en el Nivel 25 de la **zona “Codiciada”** por el Método de Taladros largos por Subniveles, se vienen ejecutando Labores de Preparación, denominados: Galerías, Subniveles, y Cámaras; los que en conjunto se ejecutan en promedio 841 metros de avance mensual (ver Tabla 17).

El arranque de rocas en estas labores se venía realizando con técnicas de Voladura Convencional, sobre todo en taladros perimetrales (corona y hastiales). Por lo general, con esta técnica no se obtiene con precisión el contorno proyectado de la excavación, produciéndose desviaciones hacia el interior del macizo, denominados **SOBRE EXCAVACIONES**. En la Tabla 17, se muestra el Resumen de Sobre Excavaciones ocurridas entre octubre, noviembre y diciembre del año 2019, en Galerías, Subniveles, y Cámaras.

Tabla 17: Resumen de Sobre Excavaciones en Galerías, Subniveles, y Cámaras (con Voladura Convencional) de la Zona “Codiciada”.

MES	TIPO DE LABOR	AVANCE REAL EJE	AREA REAL PROM EJE	Area Permissible	SOBRE ROTURA		
		(m)	(m ²)	(m ²)	%	TM	US\$
OCTUBRE 2019	SN, GAL, CAM	839	465	391	19%	5,203	102,044
NOVIEMBRE 2019	SN, GAL, CAM	859	393	348	13%	3,831	75,142
DICIEMBRE 2019	SN, GAL, CAM	826	322	278	16%	5,171	101,415
TOTAL		2,524	1,179	1,017	16%	14,205	278,600
PROMEDIO / MES		841	393	339	16%	4,735	92,867

Fuente: Elaboración Propia.

En este cuadro, se observa que el promedio de las sobre excavaciones si consideramos en conjunto todas las labores de Subniveles, Galerías y Cámaras ocurridas **entre octubre y diciembre del 2019 es de 16%** (con mayor incidencia en el mes de octubre del 2019). Lo permitido según **Planeamiento Mina de CMA, es máximo de 5% de sobre excavación.**

En términos de tonelaje, el material sobre excavado representa un total de 14,205 toneladas adicionales en estas labores, lo cual además de la perturbación generada en el contorno del macizo rocoso, genera un incremento del ciclo de excavación por mayor tiempo de desatado de rocas,

mayor consumo de sostenimiento Shotcrete, y mayor tiempo de limpieza y acarreo, originando mayores costos operativos de dichas labores (US\$ 278,600 entre octubre y diciembre del 2019).

3.7.2 EN SUB NIVELES PARA TALADROS LARGOS EN CUERPO “ROSITA”.

Las labores que son materia del presente estudio son los Subniveles **103 N, 104 E, 580 N, 581 N, 583 N, y 584 E**, los cuales tienen una sección de 3.30 m de ancho x 3.80 m de altura, y están ubicados en el Nivel 25 del Cuerpo “Rosita”. Estos Subniveles **se ejecutan en promedio 623 metros de avance mensual**.

En la Tabla 18, se muestra el Resumen de las Sobre Excavaciones ocurridas entre los meses de octubre, noviembre y diciembre del año 2019, solo para el total de las labores de Subniveles.

**Tabla 18: Resumen de Sobre Excavaciones en Subniveles.
(con Voladura Convencional) de la Zona “Codiciada”.**

MES	ANCHO PROG.	ALTURA PROG.	AVANCE REAL EJE	AREA REAL PROM EJE	Area Permisible	SOBRE ROTURA		
	(m)	(m)	(m)	(m ²)	(m ²)	%	TM	US\$
OCTUBRE 2019	3.30	3.80	502	268	231	16%	2,762	54,175
NOVIEMBRE 2019	3.30	3.80	603	286	255	12%	2,461	48,268
DICIEMBRE 2019	3.30	3.80	763	274	238	15%	4,495	88,166
TOTAL			1,868	827	725	14%	9,718	190,608
PROMEDIO / MES			623	276	242	14%	3,239	63,536

Fuente: Elaboración Propia.

Se observa que el promedio de sobre excavación en Subniveles ocurridas entre octubre y diciembre 2019 con voladura convencional **es de 14%**. En términos de tonelaje, el material sobre excavado representa 9,718 toneladas adicionales, que origina mayores costos operativos de Subniveles en este periodo (US\$ 190,608).

La sobre excavación, en mayor magnitud ocurre en los Subniveles **103 N, 104 E, 580 N, 581 N, 583 N, y 584 E del Cuerpo “Rosita”**, en donde se llega hasta un promedio de 23%; y con mayor incidencia en el techo de dichas labores.

El detalle de sobre excavación por zona de minado, tipo de material, tipo de labor, nivel de extracción, y por cada mes, ocasionado con voladura convencional se muestra en el Anexo 4.

CAPÍTULO IV

MARCO TEORICO DE LA INVESTIGACION.

4.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.

Los conocimientos previos sobre el tema del presente trabajo, se respaldaron por medio de algunas investigaciones realizadas en trabajos de tesis de grado y publicaciones existentes sobre el particular. Se tomaron algunas referencias como inicio del presente estudio, las cuales se muestran a continuación:

A) Tesis: Incrementar los índices de perforación y voladura de roca en la excavación de las labores de preparación y desarrollo en la mina Consuelo de la Compañía Minera Poderosa S.A.

Este trabajo fue orientado a la optimización del avance en subniveles y chimeneas, en donde se tenían deficiencias en las operaciones de perforación y voladura, afectando los índices de la Tabla de Aseguramiento de la Calidad, aumentando los problemas de inestabilidad en labores de desarrollo y preparación de la Veta Lola1, en dicha mina. En el análisis técnico se diagnosticaron las causas de la sobre rotura, determinando una malla para la distribución de los taladros que mejoren dichos índices y minimicen los accidentes causantes de estas actividades. El correcto marcado de malla de perforación y la aplicación de técnicas de voladura controlada en el contorno, fueron puntos claves en este trabajo. Al finalizar las diferentes pruebas, se obtuvieron resultados favorables cumpliendo y optimizando el programa de

avance lineal, reduciendo el consumo de explosivo kg/m y el porcentaje de sobre rotura de dichas labores.

Kike Yauri Moreno. UNSCH, Ayacucho 2018.

B) Tesis: Determinación de parámetros para la aplicación de la voladura de precorte en labores de desarrollo en Consorcio Minero Horizonte S.A.

El problema en este caso se centra en la sobre excavación de las labores en Consorcio Minero Horizonte, por la excesiva concentración de carga explosiva en el área del disparo, por el cual se incrementa los costos de producción (sostenimiento, voladura secundaria, transporte y el proceso metalúrgico). La finalidad de la voladura precorte es minimizar el daño del macizo rocoso y controlar la excavación de la labor, el cual consiste en crear un plano de fractura en el macizo rocoso. Esto se logra perforando una fila de taladros, los cuales son cargados con mezclas explosivas desacopladas y espaciadas.

German Salas Yalli. UNAMBA, Abancay 2014.

C) Tesis: Evaluación de los parámetros de perforación y voladura que inciden en la sobre excavación del by pass 2724, Unidad Minera Parcoy - Consorcio Minero Horizonte S.A.

Este trabajo propone un mejoramiento en el diseño de malla de perforación y con el uso de explosivo apropiado se logra la reducción de la sobre excavación en la mencionada labor de la Mina Parcoy. Como problema principal considera la influencia de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso en el diseño de malla de perforación y por ende en la sobre excavación de la zona del By Pass. El objetivo en este caso es reducir el daño en circundante de la labor por la mayor existencia del fracturamiento y las discontinuidades en el macizo rocoso, cómo influye la geometría del disparo en la perforación y voladura controlada. Esto se logra, mejorando la distribución de energía en cada taladro de contorno, evaluando los parámetros actuales de perforación y voladura que originan la sobre excavación, y análisis de factor explosivo. Este trabajo concluye en que al evaluar la perforación y voladura con mayor control en la sobre excavación garantiza mayor seguridad en el contorno de la labor minimizando la sobre excavación y con mayor eficiencia en el avance proyectado.

Marcial de la Cruz Colos, UNSCH, Ayacucho 2019.

D) Trabajo de Investigación: Diseño de Voladuras de Contorno en Túneles

Este trabajo trata del diseño de voladura de contorno en el tramo II del túnel Levisa-Mayarí del Trasvase Este–Oeste en Cuba, a través de una metodología que considera las propiedades de las sustancias explosivas y la acción de estas sobre el macizo rocoso. En el cálculo se considera el desacople de las cargas de cordón detonante en los taladros de contorno y las cargas compactas para el grupo de taladros de cuele y arranque. Los resultados después de la voladura permitieron disminuir la sobrexcautación en el túnel y obtener un área de la sección transversal de laboreo cercana a la exigida por proyecto, lo que significa para la empresa un ahorro considerable de tiempo y recursos.

Yoandro Diéguez García, José Otaño Noguel, Gilberto Sargentón Romero. Revista Minería y Geología / julio-septiembre / 2014 / Cuba.

4.2 SOBRE EXCAVACION SUBTERRANEA PRODUCIDA POR VOLADURA CONVENCIONAL, CONSECUENCIAS Y SOLUCIONES.

4.2.1 ZONAS DE UNA VOLADURA EN UN FRENTE SUBTERRANEO.

Según Carlos López Jimeno / Emilio López Jimeno, (2003), la voladura en frentes subterráneos se caracteriza por no existir, inicialmente, ninguna superficie libre de salida salvo el propio frente de ataque (cara libre). El principio para que funcione correctamente una voladura se basa en generar una segunda cara libre, creando un hueco libre con los taladros de arranque, hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección (Ver Figura 17).

Por ello, un frente de voladura de una labor de avance subterráneo presenta 2 zonas, denominadas: Zona de Producción, y Zona Perimetral.

A) ZONA DE PRODUCCIÓN, es la que genera el trabajo masivo de excavación, y comprende a su vez las siguientes sub zonas:

- 1°) **Arranque**: Comprende los taladros de alivio y los taladros que dan inicio en forma secuencial a rotura y fragmentación del frente de voladura. Su objetivo principal es generar la segunda cara libre.
- 2°) **Corte**: Comprende los taladros del primer corte, los cuales se fracturan hacia la cara libre generada por los taladros de arranque.
- 3°) **Núcleo**: Comprende el resto de taladros de la zona de producción: ayudas de los cortes, de los hastiales, de la corona, y de los arrastres.

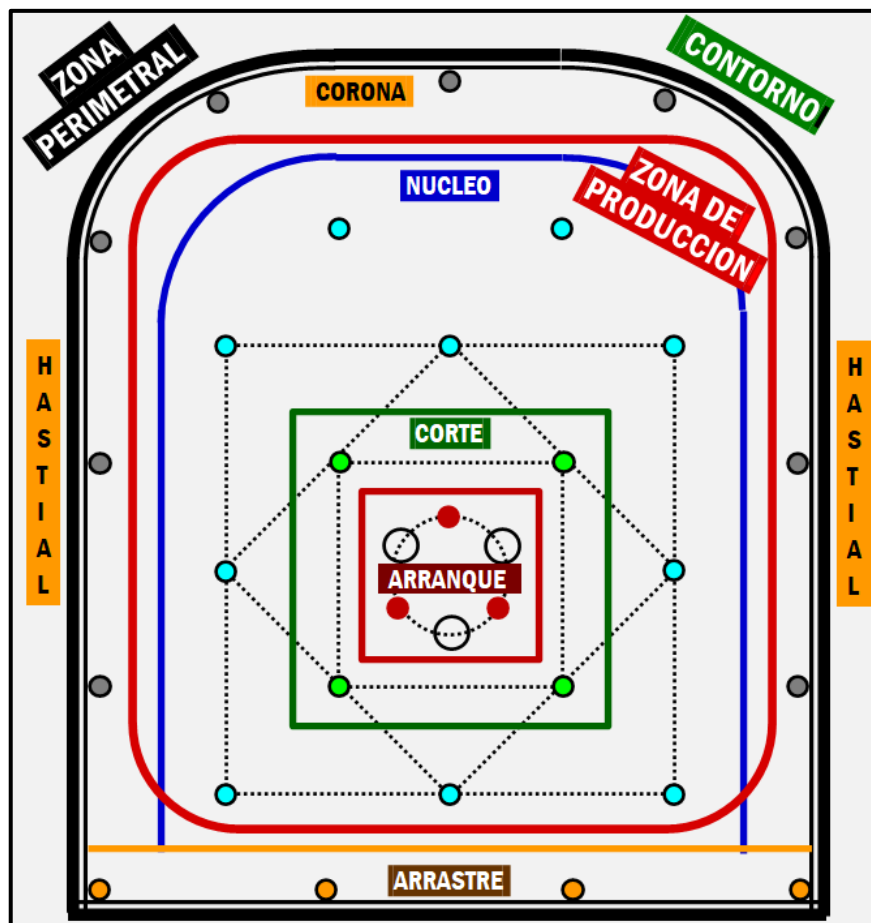
B) ZONA PERIMETRAL, es la que genera el perfil de excavación proyectado del frente de voladura, y comprende a su vez las siguientes sub zonas:

4°) **Contorno**: Comprende básicamente a los taladros de la corona (techo de la labor) y de los hastiales (ambos costados de la labor).

5°) **Arrastre**: Comprende los taladros de piso de la labor.

En el núcleo, aunque sea comparable geoméricamente 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.

Figura 17: Zonas de una Voladura en un Frente Subterráneo.



Fuente: Elaboración Propia.

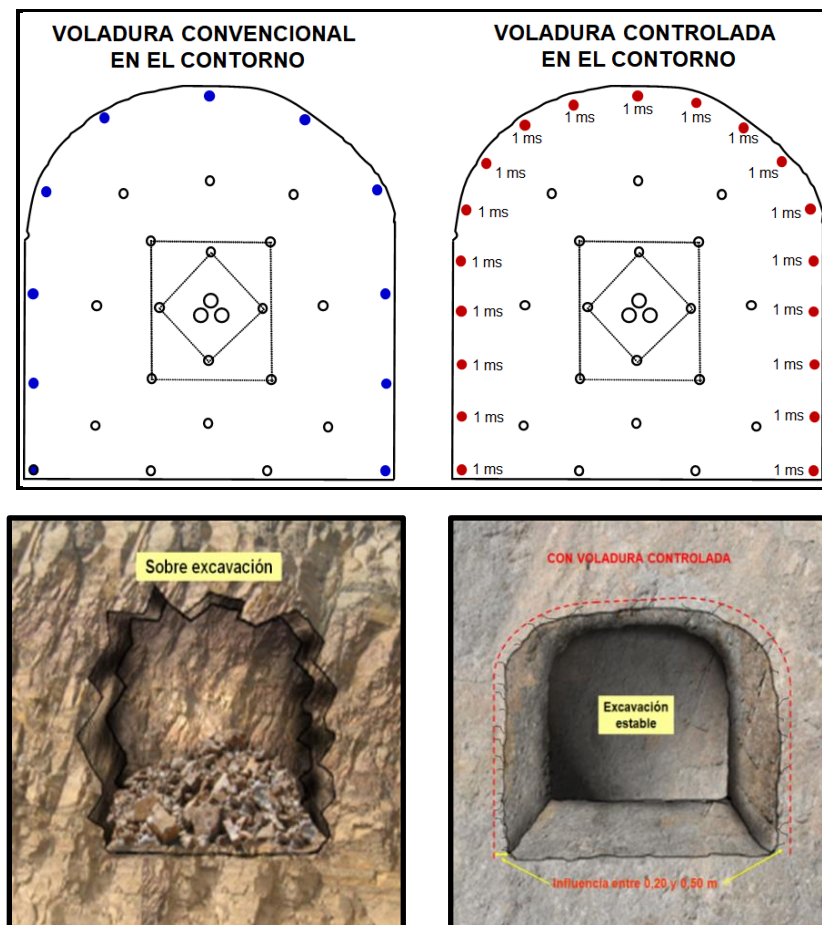
Los taladros de contorno establecen la forma final de una labor, lo ideal es que ésta sea lo más parecida posible a la forma teórica. Se disponen con un reducido espaciamiento y orientados hacia el interior del macizo rocoso.

4.2.2 SOBRE EXCAVACION PRODUCIDA POR VOLADURA CONVENCIONAL.

Detrás de la última fila de taladros o contorno (corona y hastiales) del frente de una Voladura Convencional en labores de Desarrollo y Preparación Subterráneo, ocurre “**SOBRE EXCAVACIÓN**”, o “**SOBRE ROTURA**” (en inglés “**Overbreak**”) o “**FRACTURAMIENTO PERIMETRAL**”, generada por acción de los explosivos (ondas de choque y empuje de los gases de explosión) que trae consigo daños al macizo rocoso remanente y circundante, conllevando a problemas de estabilidad en dichas labores.

MEDIDA DE SOLUCION: Para controlar esta sobre excavación es necesario aplicar técnicas de Voladura Controlada de Contorno (Ver Figura 18).

Figura 18: Comparación del Resultado en el Contorno de una Voladura Convencional vs. Voladura Controlada.



Fuente: Elaboración Propia (Adaptado de EXSA).

4.2.3 CONSECUENCIAS DE SOBRE EXCAVACIONES SUBTERRANEAS.

Las principales consecuencias que generan una sobre excavación son:

- 1) Inestabilidad de Labor y Sostenimiento Adicional (elementos e instalación).
- 2) Mayor volumen de extracción e incremento del ciclo de excavación.
- 3) Mayores Costos Operativos de Labores Subterráneas.

Por naturaleza toda labor en interior mina se realiza en espacios vacíos, inestabilizados producto de la rotura de la roca o mineral extraído. Para lograr que la zona sea nuevamente estable, se debe redistribuir sus fuerzas, para ello es necesario apoyar inmediatamente con el refuerzo o soporte adecuado, considerando el tipo y calidad de roca, fallos con relleno, fallos abiertos, etc. El rol del sostenimiento tiene que ser evaluado en términos de la seguridad para el personal, equipos y maquinarias que operan en las labores.

4.2.4 SISTEMAS DE SOSTENIMIENTO.

- 1) Sostenimiento Natural:** Se aplica cuando el macizo rocoso (mineral y roca encajonante) cumple con condiciones geomecánicas de buena competencia (buen grado de clasificación geomecánica: Roca Tipo I o II).
- 2) Sostenimiento Artificial:** Se aplica cuando el terreno es de mala calidad, debiendo usar diversos tipos de sostenimiento, para evitar el colapso de la labor y garantizar la seguridad del personal que labora en ella.

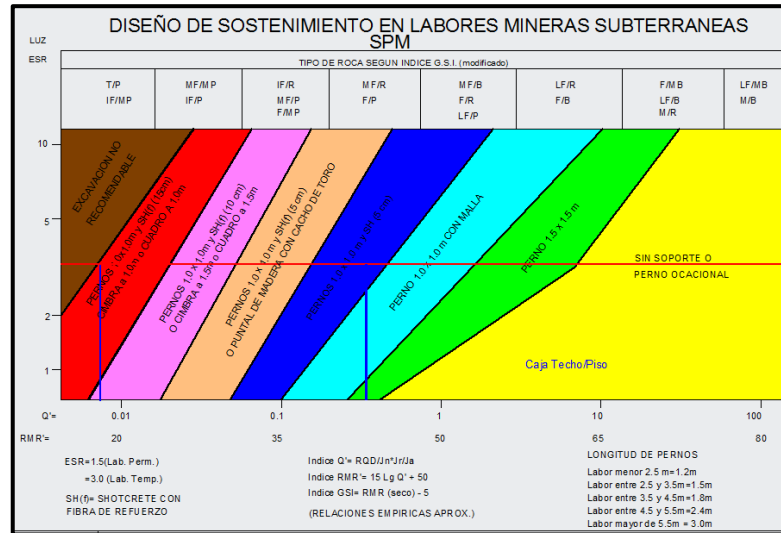
4.2.5 TIPOS DE SOSTENIMIENTO ARTIFICIAL.

- 1) Sostenimiento Activo o de Refuerzo:** Elemento estructural que forma parte integral de la masa rocosa reforzada, como: Perno de Roca, que es anclaje mecánico de varillas de fierro corrugado o Barra Helicoidal con cemento o resina, Ejemplos: Split Set y Swellex.
- 2) Sostenimiento Pasivo o de Soporte:** Elemento estructural expuesto en contacto con la roca: Cuadro de Madera, Malla Metálica, **Concreto Lanzado (Shotcrete)**, Cimbra de Acero, Cable, Cinta de Acero (Strop), Gata, Relleno, y otros estabilizadores de la masa rocosa.

4.2.6 SELECCIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN LABOR SUBTERRANEA.

Según las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, se aplica el sostenimiento cuyo objetivo primario es conservar la resistencia inherente del mismo, de modo que ésta llegue a auto soportarse (Ver Tablas 19 y 20).

Tabla 19: Diseño de Sostenimiento en Labores Mineras Subterráneas.



Fuente: Departamento de Geomecánica, de CMA.

Tabla 20: CONDICIONES DE EXCAVACIÓN Y SOPORTE EN BASE A LOS TIPOS DE ROCAS.

CLASE DE ROCA SEGÚN GSI (PUNTUACION)	CLASE DE ROCA SEGÚN NATM	EXCAVACION			SOSTENIMIENTO		
		SECCION EXCAVACION	LONGITUD AVANCE	TIEMPO DE SOSTENIMIENTO SIN SHOTCRETE	PERNOS	HORMIGON PROYECTADO (SHOTCRETE)	CERCHAS, MALLA
> 75 (I y II)	ROCA ESTABLE	A Sección Completa	En tramos sin limites	B: 1 Mes H: Ilimitado	Localmente en B L = 7 pies	-----	-----
74 - 60 (III)	ROCA LIGERAMENTE INESTABLE	A Sección Completa	3 metros	B: 1 Semana H: Varios meses	Sistemáticamente en B y H, L = 7 pies Espaciamiento: 1 x 1, 1.5 x 1.5, y 2 x 2 (m)	-----	-----
59 - 25 (III y IV)	ROCA MODERADAMENTE FRIABLE	A Sección Completa	2.5 a 3.0 metros	B: 1 Día H: Varias semanas	Sistemáticamente en B y H, L = 7 pies Espaciamiento: 0.8 x 0.8, 1 x 1, y 1.2 x 1.2 (m)	-----	B y H: Malla
< 25 (IV y V)	ROCA FRIABLE CON PRESIONES MODERADAS SOBRE EXCAVACION	A Sección Completa	1.5 a 2.5 metros	B: 12 Horas H: Varios días	Sistemáticamente en B y H, L = 7 pies	B: 2 pulgadas H: 2 pulgadas	B y H: Malla o Cuadros de Madera
PUNTOS SINGULARES	ROCAS CON PRESIONES IMPORTANTES SOBRE SECCION	A Sección Completa	Máximo 1 metro	B: Hasta 1 hora H: Horas	Sistemáticamente en B y H, L = 7 pies	B: 4 pulgadas H: 4 pulgadas	B y H: Cerchas o Cuadros de Madera

Fuente: Departamento de Geomecánica, de CMA

NOTA: 1) Detalles sobre la Tecnología del Sostenimiento Shotcrete en Subniveles, se muestran en el Anexo 5,

2) Detalles técnicos de los equipos lanzador de Shotcrete usados en Subniveles de Mina Morococha, se muestran en Anexo 6.

4.3 BASE TEÓRICA DE VOLADURAS CONTROLADAS DE CONTORNO EN EXCAVACIONES SUBTERRANEAS.

4.3.1 DEFINICION DE UNA VOLADURA DE CONTORNO SUBTERRANEA.

Una “Voladura Controlada de Contorno” en frentes subterráneos, también llamada “Voladura Controlada Perimetral o Perimétrica”, sirve para mejorar la competitividad del macizo rocoso circundante a la labor minera.

Es un método especial que permite obtener superficies lisas y bien definidas, al mismo tiempo que evita el agrietamiento excesivo de la roca remanente, con lo que contribuye a mejorar su estabilidad, aspecto muy importante en trabajos subterráneos de orden permanente, para prevención de desplome de techos y otros riesgos en minería subterránea.

Se basa en el principio de reducir el factor de acoplamiento perimetral, con el empleo de cargas explosivas lineares de baja energía, colocadas en los taladros de la corona y hastiales, muy cercanos entre sí, de acuerdo a la condición del terreno y al perfil que se desea obtener, disparados en forma simultánea para crear y controlar la formación de una grieta o plano de rotura continuo, que límite la superficie final de un corte o excavación.

Se emplea a menudo para el acabado superficial de túneles de obras hidráulicas o viales, para reducir el consumo de concreto cuando éstos tienen que ser revestidos, y en cámaras subterráneas para mejorar el auto sostenimiento de techos y paredes. También se aplica para excavaciones precisas para cimentación de maquinaria, para piques y chimeneas, para límite final de bancos en minería a tajo abierto y para extraer grandes y bien formados bloques de piedra ornamental en canteras de mármol, caliza marmórea, granito, entre otros.

4.3.2 OBJETIVOS DE UNA VOLADURA DE CONTORNO SUBTERRANEA.

Objetivo Principal:

Reducir la sobre rotura (“overbreak” en inglés) del macizo rocoso remanente fuera de los límites previamente establecidos (contorno de labor subterránea), y por ende reducir los costos operativos de dicha labor.

Objetivos Específicos:

- a) Mejorar la Estabilidad en Contorno de Labor (evitar el desplome del techo).
- b) Minimizar el Daño al Macizo Rocoso (evitar el agrietamiento de la roca).
- c) Restringir el número y extensión de las fracturas no planificadas hacia el macizo rocoso o atrás de línea de excavación (back break), y por lo tanto, preservando y sin exceder su resistencia compresiva dinámica inherente.
- d) Disminuir riesgos de accidentes, previniendo la caída de fragmentos de roca, y protegiendo estructuras (labores subterráneas).
- e) Controlar el límite del contorno geométrico planificado (consiguiendo una superficie de corte lisa y determinada).
- f) Minimizar los sobrecostos de Limpieza, generados por la sobre excavación.
- g) Minimizar el consumo de materiales y costos de sostenimiento.

4.3.3 TEORIA DE MECANISMO DE ROTURA EN LA VOLADURA CONTROLADA DE CONTORNO SUBTERRANEO.

En una **Voladura Convencional**, el taladro del contorno rompe por fisuramiento radial, es decir una carga explosiva convencional acoplada (que llena completamente un taladro), al detonar crea una zona adyacente, en la que las ondas de resistencia dinámica a la compresión de la roca (que viajan a través del macizo rocoso), es ampliamente superada, triturándola y pulverizándola. Fuera de esa zona de transición (al encontrar una cara libre), los esfuerzos de tracción asociados a la onda de compresión generan grietas radiales alrededor de todo el taladro, lo que se denomina fisuramiento radial.

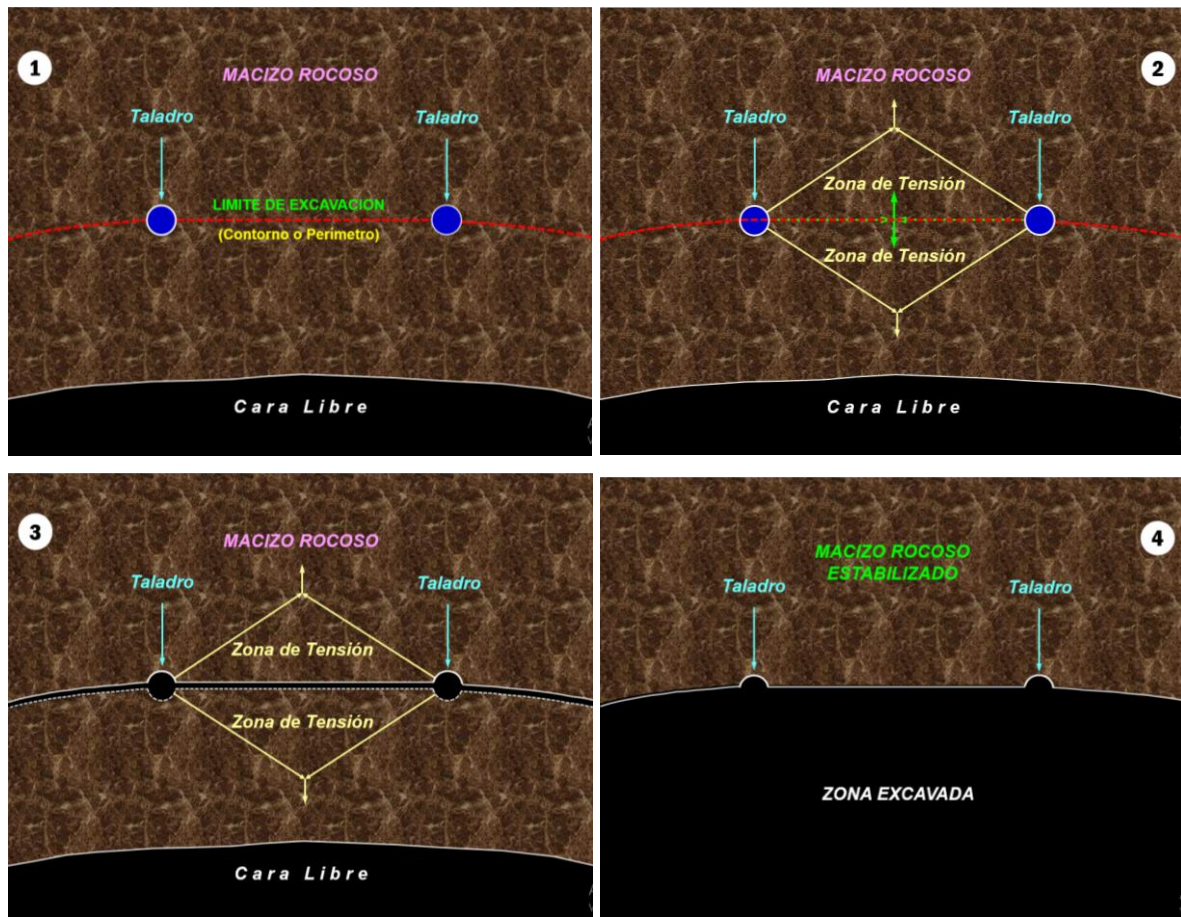
Cuando son dos las cargas que se disparan simultáneamente, esas grietas radiales tienden a propagarse por igual en todas direcciones, hasta que, por colisión de las dos ondas de choque en el punto medio entre taladros, se producen esfuerzos de tracción complementarios perpendiculares al plano axial.

Las tracciones generadas en ese plano superan la resistencia dinámica a tracción de la roca, creando un nuevo agrietamiento y favoreciendo la propagación de las grietas radiales en la dirección del corte proyectado, lográndose esto, en especial cuando dos taladros son cercanos.

Una **Voladura Controlada de Contorno** se basa en eliminar la rotura radial, a favor de una rotura planar. Para ello, 2 cargas cercanas se disparan simultáneamente, produciendo una grieta de tensión que determina el plano de corte. Posteriormente esta grieta se amplía y extiende de taladro a taladro, bajo la acción de cuña generada por la presión de los gases de explosión que se infiltran en dicha grieta, hasta provocar el corte planar periférico (Ver el proceso de mecanismo de rotura en la Figura 19). La presión de gases es clave en la voladura controlada, por lo que se debe tratar de mantenerla hasta que complete la unión de las grietas que parten de los taladros adyacentes, esto se consigue con una adecuada longitud de retacado.

Se concluye que el mecanismo de rotura de una Voladura Controlada de Contorno comprende dos fenómenos: uno derivado de la acción de la onda de choque y el otro de la acción de los gases de la explosión, pero que entre ambos guardan un nexo causal.

Figura 19: Mecanismo de Rotura Planar en una Voladura Controlada de Contorno



Fuente: Elaboración Propia (Adaptado de EXSA).

4.3.4 DIFERENCIAS ENTRE VOLADURA CONVENCIONAL Y VOLADURA CONTROLADA EN EL CONTORNO DE UNA LABOR SUBTERRANEA.

Tabla 21: Voladura Convencional vs. Voladura Controlada de Contorno Subterránea

VOLADURA CONVENCIONAL EN EL CONTORNO	VOLADURA CONTROLADA EN EL CONTORNO
1) Relación de Espaciamiento a Burden: $E = (1,3 \text{ a } 1,5) B.$	1) Menor Espaciamiento que Burden: $E = (0,5 \text{ a } 0,8) B.$
2) Máximo Acoplamiento	2) Desacoplamiento: Explosivo de menor diámetro que el taladro.
3) Columna Explosiva: 2/3 de la longitud del taladro.	3) Carga Explosiva lineal distribuida a todo lo largo del taladro.
4) Uso de Taco inerte compactado, para aprovechar al máximo la energía de los explosivos.	4) Taco inerte sólo para mantener al explosivo dentro del taladro, no para confinarlo.
5) Uso de Explosivo con mayor brisance y empuje dentro de relación energía/costo.	5) Empleo de Explosivo de baja velocidad y brisance.
6) Disparo de los taladros siguiendo un orden de salida secuencial, espaciados en tiempo de acuerdo al diseño.	6) Disparo simultáneo de todos los taladros de la línea de corte, sin retardos entre sí.

Fuente: Elaboración Propia

4.3.5 IMPORTANCIA DE UNA VOLADURA DE CONTORNO SUBTERRANEA.

- En la industria minera, para la seguridad del personal y el equipo que se encuentra trabajando en las diversas excavaciones, evitando de esa manera excesivo fracturamiento hacia atrás y el debilitamiento del macizo rocoso en la cara libre.
- Para minimizar el fracturamiento hacia atrás de los límites de la labor y consecuentemente minimizar costos, ya que cuando el fracturamiento hacia atrás en la pared perimetral de la labor es mayor al diseñado; será necesario usar sistemas de sostenimiento artificial muy costoso.
- Para asegurar que el macizo rocoso sea fracturado solamente hasta el límite planificado de la excavación en roca blanda.
- Para minimizar el desquinche de las paredes y de los techos en la parte perimetral de las chimeneas y las galerías, de tal manera de facilitar la instalación de los diversos sistemas de sostenimiento.
- Para obtener ambiente de trabajo más seguro. Se debe tener presente que las paredes de la labor, que hayan soportado demasiado fracturamiento hacia atrás estarán más propensas al peligro de caídas de rocas.

4.3.6 VENTAJAS DE UNA VOLADURA DE CONTORNO SUBTERRANEA.

- Genera menor agrietamiento en la roca circundante de la labor. 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 subterráneas.
- Contribuye a reducir las vibraciones de la voladura de producción hacia el macizo rocoso remanente, y la sobre rotura en el contorno de la labor, con lo que se reduce también la proyección de fragmentos y los efectos de agrietamiento en construcciones e instalaciones cercanas a la voladura.
- Produce superficies lisas y estables del macizo rocoso en el contorno (corona y hastiales) de la labor.
- Es una buena alternativa para la explotación o excavación de estructuras débiles e inestables, por ejemplo: macizos rocosos de mucha alteración.
- Minimiza los materiales de sostenimiento en el macizo rocoso remanente.

4.3.7 DESVENTAJAS DE UNA VOLADURA DE CONTORNO SUBTERRANEA.

- Mayor tiempo de perforación, por el incremento del ciclo de perforación (mayor cantidad de taladros).
- El Costo de una Voladura de Contorno es mayor que el de una Voladura Convencional, por el mayor tiempo de perforación y explosivos especiales.
- En algunos tipos de terrenos no dan los resultados esperados, por ejemplo: en terrenos de material detrítico o deleznable, en donde la energía de detonación se dispersa a diferentes direcciones.

4.3.8 TIPOS DE VOLADURA CONTROLADA DE CONTORNO SUBTERRANEA.

Existen varios métodos o técnicas de voladura controlada pero todas ellas tienen un mismo propósito que es: reducir y distribuir mejor la concentración de las cargas explosivas de tal manera de disminuir el fracturamiento y el debilitamiento de las paredes circundantes que quedan de los disparos. Cada técnica de voladura controlada es aplicada para obtener paredes cada vez más competentes, lisas para minimizar las vibraciones, con el objetivo de proteger el macizo rocoso circundante a la excavación.

Para cada macizo rocoso se tiene diferentes diseños tanto de perforación, como del carguío de la columna explosiva y el de la secuencia de salida, dependiendo éstos de la litología, esfuerzos de compresión de la roca, así como del ordenamiento estructural.

Entre las técnicas de voladura de contorno más utilizadas tenemos:

- 1) Voladura Controlada de Precorte.
- 2) Voladura Controlada de Recorte.
- 3) Voladura Amortiguada.

Todas estas técnicas son diseñadas para crear una baja concentración de energía producida por la detonación de una carga explosiva por metro cuadrado del área que conforma el perímetro de la labor minera.

A) VOLADURA DE CONTORNO TIPO PRECORTE.

La **Voladura de Pre-Corte** (en inglés “**Pre Splitting Blasting**”), consiste en crear un plano de contacto o fractura en el macizo rocoso, antes que los taladros de producción hayan sido iniciados. Esto se logra al perforar una fila de un mayor número de taladros perimetrales y paralelos entre sí, generalmente de diámetro pequeño, cercanamente espaciados y con un ángulo correcto respecto al límite de la excavación planeada.

Generalmente, estos taladros tienen un espaciamiento entre 0.25 y 0.50 m, con una concentración de carga explosiva entre 0.10 y 0.30 kg/m, es decir son ligeramente cargados con mezclas explosivas comerciales adecuadas y desacopladas; los que son detonados instantáneamente antes que los taladros de la voladura de producción (los taladros del Pre-corte son los primeros en detonar).

Lo anterior genera una falla tensional que creará una fractura o fisuración perimetral entre taladro y taladro, la cual aísla y protege el macizo rocoso de las vibraciones del resto de la voladura, y permite la disipación de las fuerzas y la expansión de los gases que provienen de la voladura de producción.

Por ello, el Pre-corte sólo se usa en casos muy especiales.

B) VOLADURA DE CONTORNO POR RECORTE.

La “**Voladura de Recorte**” o “**Voladura Lisa**” o “**Voladura Suave**” (en inglés “**Smooth Blasting**”), consiste en perforar un número importante de taladros paralelos al eje de la labor en el contorno, a una distancia entre un rango de 45 a 100 cm. y cargados con una pequeña concentración de explosivo, cargas desacopladas, e incluso nula, siendo los últimos taladros en detonar en la secuencia de encendido, y disparados en forma simultánea (una sola fila de taladros). Esta técnica implica el arranque hacia un frente libre.

La Voladura de Recorte es la técnica de Voladura Controlada de Contorno más eficientemente usada en la excavación de Labores de Desarrollo y Preparación Subterráneo.

En el Capítulo VI del presente trabajo de investigación, se tratará amplia y detalladamente todo lo relacionado al diseño de voladura de contorno tipo recorte en los Subniveles de Zona “Codiciada” y su impacto económico en dichas labores.

4.4 DEFINICIÓN DE TÉRMINOS.

- **ACCESORIO DE VOLADURA:** Dispositivo requerido para iniciar y/o retardar mezclas explosivas comerciales usando métodos adecuados y aprobados.
- **AGENTE DE VOLADURA:** Es la mezcla explosiva comercial en cuya formulación no intervienen ingredientes que son explosivos propiamente dichos; no son sensibles al fulminante común N° 8, y que para su iniciación requieren de un booster que produzca una alta presión de detonación.
- **ALTURA DE HASTIAL:** Distancia del piso de labor de desarrollo y/o preparación subterránea horizontal o inclinada, al punto de arranque de la bóveda.
- **AN/FO:** Agente de voladura seca, formulado con Nitrato de Amonio (AN: NO_3NH_4), y Petróleo Diesel N° 2 (FO: CH_2) en las proporciones adecuadas.
- **EXPLOSIVERO:** Persona calificada para la carga y supervisión de las voladuras que está en posesión de los certificados correspondientes.
- **ATACADOR:** Herramienta empleada para compactar los cartuchos de explosivo, agente de voladura a granel, y el material inerte de retacado.
- **AVANCE POR DISPARO:** Longitud excavada en cada voladura de una labor de desarrollo y/o preparación subterránea.

- **BARRENO:** Elemento que se encarga de transmitir la energía desde la perforadora o fuente hacia la broca.
- **BROCA:** Es el dispositivo que se encarga de aplicar la energía en el sistema para atacar a la roca mecánicamente y lograr la penetración a ésta.
- **BURDEN:** También denominado piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre, es la distancia perpendicular más cercana desde el eje del taladro (cargado con una mezcla explosiva) a la cara libre en una voladura, y en la dirección en la cual probablemente ocurrirá el desplazamiento de la masa rocosa. También es la distancia entre filas de taladros. La selección del bordo apropiado es una de las decisiones más importantes a tomar en cuenta en todo diseño de voladura. La dureza de la roca, fracturas, explosivos utilizados y la fragmentación requerida determina la dimensión del burden.
- **CARGA DE COLUMNA:** Explosivo colocado por encima de la carga de fondo y que llega hasta el retacado.
- **CARGA ESPACIADA:** Carga constituida por explosivo a granel, cartuchos, o fracciones de estos, separados con un material inerte o aire, e iniciados de forma instantánea o retardada.
- **CARTUCHO:** Carga de explosivo con una geometría cilíndrica.
- **CEBADO AXIAL:** Sistema de iniciación de una carga de explosivo mediante un cordón detonante a lo largo de ella.
- **CEBADO PUNTUAL:** Sistema de iniciación con un cebo colocado generalmente en el fondo o en la cabeza de la columna de explosivo.
- **CEBO:** Carga de explosivo de alta potencia y sensibilidad, en la que sitúa el iniciador, y que sirve para aumentar el rendimiento de otros explosivos.
- **CONCENTRACIÓN DE CARGA:** Cantidad de explosivo utilizada por metro lineal de taladro para un diámetro dado. También se expresa por unidad de superficie en voladuras de contorno.
- **CONFINAMIENTO:** Grado de enterramiento de una carga explosiva en el interior del macizo rocoso.
- **CONSUMO ESPECÍFICO:** Cantidad de explosivo empleada por tonelada o m³ de roca volada.
- **CONTORNO:** Perfil o superficie final proyectada en una excavación.
- **CORDÓN DETONANTE:** Cordón con cubierta de plástico y ánima de un explosivo potente y alta velocidad de detonación usado para iniciar las cargas de explosivo y transmitir la detonación.
- **DENSIDAD:** Relación entre la masa y el volumen de un cuerpo, roca, explosivo.

- **DESACOPLAMIENTO:** Separación entre la superficie de una carga de explosivo y la pared del taladro donde se encuentra.
- **DETONACIÓN POR SIMPATÍA:** Detonación de un material explosivo por medio del impulso transmitido por la detonación de otra carga a través del aire, tierra o agua.
- **DETONACIÓN:** Reacción explosiva que consiste en la propagación de una onda de choque a través del explosivo acompañada por una reacción química en la que se libera una gran cantidad de gases a alta presión y temperatura.
- **DETONADOR:** Accesorio de iniciación e o insn forma de cápsula detonante que puede ser en los eléctricos de retardo (0.50 s), de microrretardo (20 ó 30 ms) o instantáneos. También se diferencian en función del impulso de encendido.
- **DINAMITA:** Explosivo inventado por Alfred Nobel. Actualmente se considera cualquier explosivo en el que el sensibilizante es Nitroglicerina o un compuesto similar.
- **ENERGÍA DE TENSIÓN:** Energía transmitida por la onda de choque generada por un explosivo.
- **ESPACIADOR:** Elemento o material utilizado para separar las cargas explosivas dentro de un mismo taladro.
- **ESPACIAMIENTO:** Distancia entre los taladros de una misma fila, perpendicular al burden.
- **ESPIGA O ADAPTADOR DE CULATA:** Primera pieza de la sarta de perforación que transmite la energía de impacto del pistón y la rotura al tren de varillaje. Se aloja entre el pistón del martillo y la sarta de perforación.
- **EXCAVACIÓN SUBTERRÁNEA:** Excavación natural o realizada por el hombre debajo de la superficie de la tierra.
- **EXPLOSIÓN:** Proceso termoquímico en el que una mezcla de gases, líquidos o sólidos reaccionan con la formación instantánea de gases a alta presión y temperatura.
- **EXPLOSIVO:** Es toda sustancia sólida o líquida o una mezcla de sustancias que al recibir un estímulo adecuado, una porción pequeña de esta mezcla explosiva en un tiempo infinitesimal, se convierte en otras sustancias más estables (generalmente gaseosas) acompañadas de liberación de calor y altas presiones.
- **FILA:** Serie de taladros alineados en una voladura.
- **FRACTURA:** Plano de discontinuidad o rotura de la roca dentro del macizo.
- **FRAGMENTACIÓN:** Reducción de tamaño del macizo rocoso en fragmentos de tamaño requerido y predeterminado.

- **FRENTE:** Superficie libre en una voladura o lugar en donde se emplaza personal y equipos de perforación para realizar el avance de una labor de desarrollo y preparación subterránea, mediante perforación y voladura.
- **GALERÍA:** Excavación subterránea lineal, de inclinación horizontal o casi horizontal, para el acceso principal a un block mineralizado, para su explotación.
- **HASTIAL:** Cara lateral de una excavación de desarrollo y/o preparación subterránea.
- **IMPEDANCIA:** Propiedad que sirve para medir la transferencia de energía de un material. Se mide por el producto de la densidad por la velocidad sónica.
- **INICIADOR:** Accesorio de voladura empleado para hacer detonar un explosivo.
- **JUMBO:** Equipo autopulsado con uno o varios brazos que disponen de martillos para la perforación subterránea.
- **JUNTAS:** Planos de debilidad en el macizo rocoso que no ofrecen ninguna resistencia a la separación.
- **MALLA DE PERFORACION:** Plan de colocación geométrica de los taladros para ser perforados en una voladura. Es la forma en la que se distribuyen los taladros, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladro.
- **MANGUITO:** Pieza de unión de las barras de perforación.
- **MARTILLO PERFORADOR:** Equipo accionado neumática o hidráulicamente usado para perforar taladros transmitiendo la energía en forma de ondas de choque.
- **MICRORRETARDO:** Desfase de tiempo en milisegundos con que se abrican diversos accesorios de voladura, detonadores, relés, etc.
- **MODELO MATEMATICO:** Es la formulación matemática mediante la cual se representan todas las inter relaciones de las variables que componen el modelo y el cual representa la abstracción de un sistema y/u operación del mundo real.
- **NITROGLICERINA:** es un compuesto orgánico, que se obtiene mezclando ácido nítrico concentrado, ácido sulfúrico y glicerina. Su fórmula molecular es $C_3H_5N_3O_9$. El resultado es altamente explosivo. Es un líquido a temperatura ambiente, lo cual lo hace muy sensible a cualquier movimiento, haciendo muy difícil su manipulación, aunque se puede conseguir una estabilidad relativa añadiéndole algunas sustancias, como el aluminio.
- **NONEL:** Sistema de iniciación de los detonadores en el que la energía se transmite a éstos por medio de una onda de choque que viaja por el interior de un tubo de plástico.

- **ONDA DE DETONACIÓN:** Onda de choque que se propaga por la carga de explosivo a una velocidad superior a la del sonido en ese medio.
- **PARÁMETROS:** Se denomina así a los diversos ratios obtenidos en la práctica de cualquier proceso productivo, a través de la observación en el lugar de trabajo.
- **PENTRITA** (Pentaeritritoltetranitrato): Con siglas PETN, explosivo de alta potencia empleado en los cordones detonantes y como carga base de los detonadores.
- **PERFORACIÓN ESPECÍFICA:** Metros de taladro o volumen perforado por tonelada o m³ de roca arrancada.
- **PERFORACIÓN:** Es la primera operación de una voladura, su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar el explosivo, accesorios e iniciadores; también se denomina: taladros, barrenos, hoyos o blast hole.
- **PERFORADORA:** Es el componente inicial del sistema de perforación la cual se encarga de convertir la energía de su forma original (neumática, eléctrica, fluida o generada por motores de combustión) a energía mecánica para hacer trabajar el sistema.
- **POTENCIA DE UN EXPLOSIVO:** Propiedad medida por diversos métodos y que expresa la capacidad del explosivo para realizar un trabajo.
- **PRECORTE:** Tipo de Voladura de Contorno constituida por taladros que se disparan antes que las voladuras de producción y que crean un corte o plano de fisuración en las rocas.
- **PRESIÓN DE DETONACIÓN:** Presión medida en el plano C-J, por detrás del frente de detonación, cuando éste se propaga por una columna de explosivo.
- **PRESION DENTRO DE TALADRO:** Es la presión ejercida sobre las paredes del taladro por la expansión de los gases de la detonación después de completarse la reacción química. Es una función del confinamiento, cantidad y temperatura de los gases de detonación y es la causante del fracturamiento, debilitamiento, agrietamiento de la roca y desplazamiento de todo tipo de material encontrado en la voladura.
- **PROCESO DE FRACTURAMIENTO DE ROCAS:** Proceso mediante el cual se efectúa el fracturamiento de las rocas, para lo cual se debe cumplir con los tres estados básicos de dicho proceso.
- **RECORTE:** Tipo de Voladura de Contorno formada por taladros próximos y cargas suaves disparadas después de las de producción para conseguir una mejor terminación del perfil final.

- **RETACADO:** Zona de los taladros sin carga de explosivo que se rellena con un material inerte, polvo, arena, arcilla, etc.
- **ROCA:** Material compuesto de varios elementos formado en masas y/o grandes cantidades en la corteza terrestre por la acción de altas temperaturas, agua, etc.
- **SENSIBILIDAD:** Medida de la susceptibilidad de un explosivo para detonar cuando recibe un impulso externo subsónico. También medida de la disponibilidad de un explosivo para propagar la detonación.
- **SENSIBILIZANTE:** Ingrediente usado en los explosivos para aumentar la facilidad a la iniciación o propagación de las reacciones.
- **SOBREEXCAVACIÓN:** Arranque de roca producido fuera del límite teórico de actuación de la voladura.
- **SUBNIVEL:** Galerías de preparación, abiertas a diferentes profundidades para la explotación de yacimientos.
- **TALADRO:** Orificio o hueco cilíndrico hecho por una perforadora dentro del macizo rocoso. Dichos taladros han sido previamente diseñados y conforman lo que se llaman; las mallas de perforación y voladura. Los taladros son luego cargados con las mezclas explosivas comerciales para después ser detonadas y lograr así el fracturamiento de las rocas.
- **VELOCIDAD DE DETONACIÓN:** Velocidad a la que la onda de detonación se propaga en una carga de explosivo.
- **VELOCIDAD DE PENETRACIÓN:** Ritmo neto de avance durante la perforación de un taladro.
- **VELOCIDAD DE PERFORACIÓN:** Ritmo medio de perforación de taladros incluye no los tiempos no productivos.
- **VELOCIDAD DE PROPAGACIÓN:** Velocidad con la que viaja una onda en un medio sólido o líquido.
- **VOLADURA CONTROLADA:** Técnicas de voladura usadas para controlar la sobreexcavación y producir una pared final competente. Pueden ser de los tipos: precorte, recorte, perforación en línea, voladura amortiguada, etc.
- **VOLADURA:** Fragmentación de la roca y otros materiales mediante explosivos confinados en taladros o adosados a su superficie. De acuerdo con los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro del taladro perforados en roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos; fragmentación y desplazamiento.

4.5 HIPÓTESIS.

4.5.1 HIPÓTESIS GENERAL.

Que la técnica de Perforación y Voladura Controlada tipo Recorte es eficaz para estabilizar el contorno de los Subniveles, del Cuerpo Rosita Nivel 025, zona Codiciada, U. M. Morococha, minimizando la sobre excavación, y reduciendo el costo del Sostenimiento Shotcrete aplicado en dichas labores.

4.5.2 HIPÓTESIS ESPECÍFICAS.

- a) Un buen Diseño de Malla de Perforación Recorte mejora la estabilidad de Subniveles del Cuerpo Rosita Nv. 25, zona Codiciada, U.M. Morococha.
- b) La disminución de la cantidad de explosivos mejora la estabilidad de los Subniveles del Cuerpo Rosita Nv. 25, zona Codiciada, U. M. Morococha.
- c) Los 2 puntos anteriores como consecuencia reducen el consumo de Sostenimiento Shotcrete, y los costos operativos de los Subniveles.

4.6 VARIABLES E INDICADORES.

4.6.1 VARIABLE INDEPENDIENTE:

"CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO".

Indicadores:

- a) Clasificación Geomecánica: RQD, RMR, Q, y GSI.
- b) Resistencia a la Compresión, en MPa.
- c) Resistencia a la Tracción, en MPa.

4.6.2 VARIABLE DEPENDIENTE:

"DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA TIPO RECORTE".

Indicadores:

- a) Burden y Espaciamiento de Voladura Tipo Recorte, en m.
- b) N° de Taladros de Voladura Tipo Recorte.
- c) Factor de Carga de Explosivos, en Kg/m².
- d) Sobre excavación, en %.
- e) Requerimiento de Sostenimiento Shotcrete, en m³ y en US\$.
- f) Costo de Excavación por Metro de Avance, en US\$/ml.

CAPÍTULO V

DIAGNOSTICO DE LAS SOBRE EXCAVACIONES EN LOS SUBNIVELES, ANALISIS E IMPACTOS ECONOMICOS.

5.1 CAUSAS QUE ORIGINAN SOBRE EXCAVACIONES EN SUBNIVELES

Las sobre excavaciones de Subniveles analizadas en el acápite 3.7) del Capítulo II, se originan básicamente por la influencia de la estructura geológica del macizo rocoso, y por uso de técnicas convencionales de voladura, que se viene aplicando en los taladros de contorno de las excavaciones de dichas labores. Las principales causas que originan las sobre excavaciones son las siguientes:

- 1) Estructura Geológica del Macizo Rocos.** Efectos del diaclasamiento, grado de fisuramiento, estratificación o bandeamiento.
- 2) Deficiencias en el Modo de Perforación.** Falta de paralelismo de taladros, y marcado de malla de perforación (pintado de puntos de perforación, para que el espaciamiento y burden sean uniformes y pueda delimitar el contorno de labor).
- 3) Afilado Discontinuo de Brocas de Perforación.** no se emplea continuamente la aguzadora de brocas, y tampoco se la ha ubicado estratégicamente para afilar continuamente las brocas de perforación. Esto origina la desviación de taladros.
- 4) Inadecuado Diseño de la Malla de Perforación** (espaciamiento y burden) en el contorno de los Subniveles, de acuerdo a la condición del macizo rocoso.
- 5) Inapropiada selección del explosivo,** según el tipo y condición de la roca.

6) Mal Secuenciamiento del Disparo, por uso inadecuado de tiempos de retardos.

El secuenciamiento debe iniciarse desde la cara libre, y en orden progresivo.

7) Voladura Sobrecargada. Uso excesivo de explosivos en taladros del contorno.

Se les cargaba a más 75% de la columna de carga, llegando incluso al 100%, creyendo que así “se aseguraba obtener un buen disparo”. Lo adecuado es cargar en promedio las 2/3 partes (67%) de la columna explosiva.

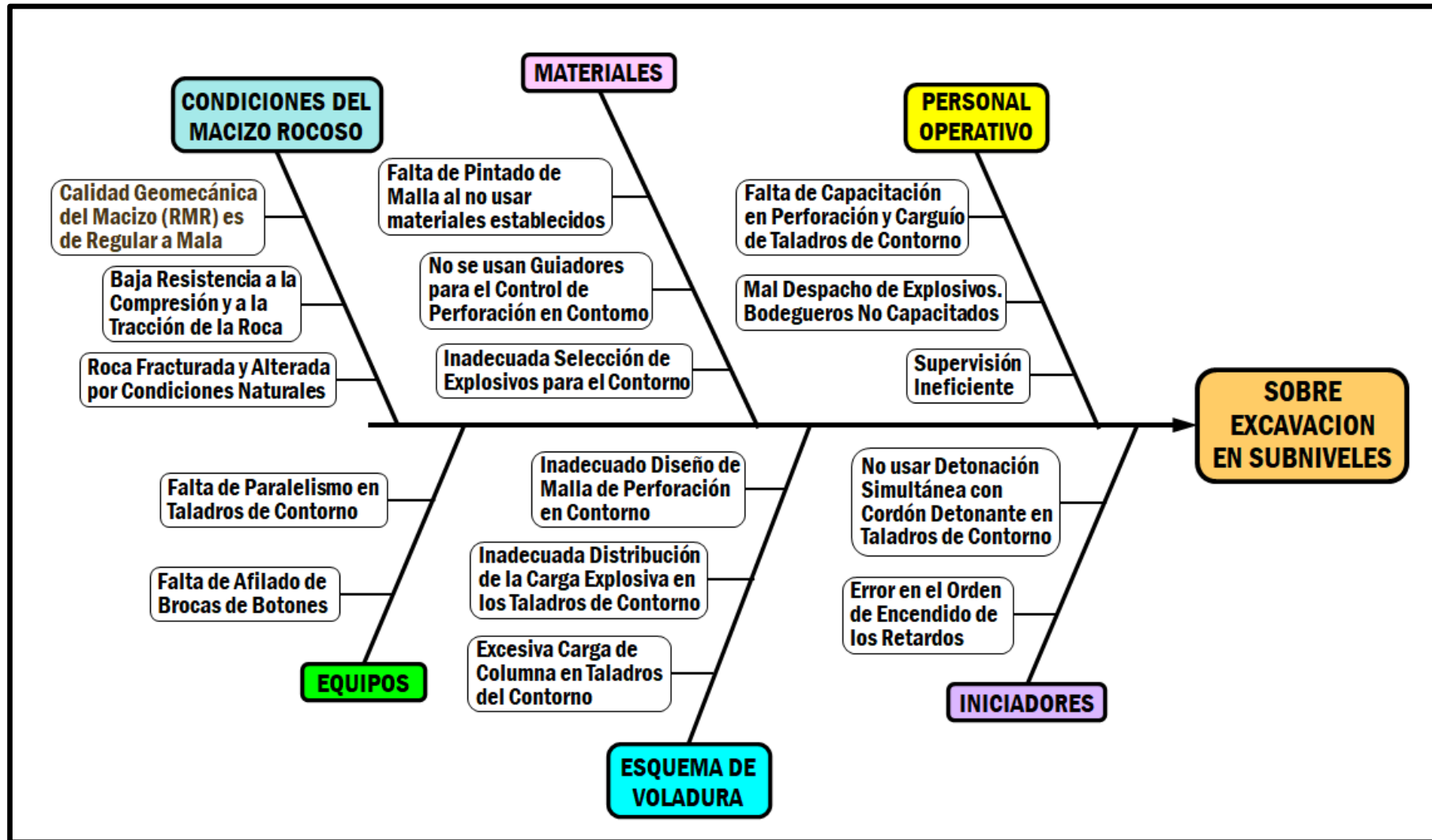
8) Mal Despacho de Explosivos¹. El supervisor genera vale de pedido de explosivos con las mismas cantidades, sin analizar el diseño de voladura. Así como un inadecuado despacho en Polvorín (redondean a un valor mayor).

¹ El despacho de explosivos es la cantidad de explosivos que se reparten del polvorín a las labores de trabajo previa generación del vale de salida de los explosivos.

En la Figura 20, se observa el diagrama Causa - Efecto que ocasiona la ineficiente técnica convencional de perforación y voladura en el contorno de los Subniveles.

Figura 20:

DIAGRAMA CAUSA - EFECTO DE SOBRE EXCAVACIONES EN EL CONTORNO DE SUBNIVELES.



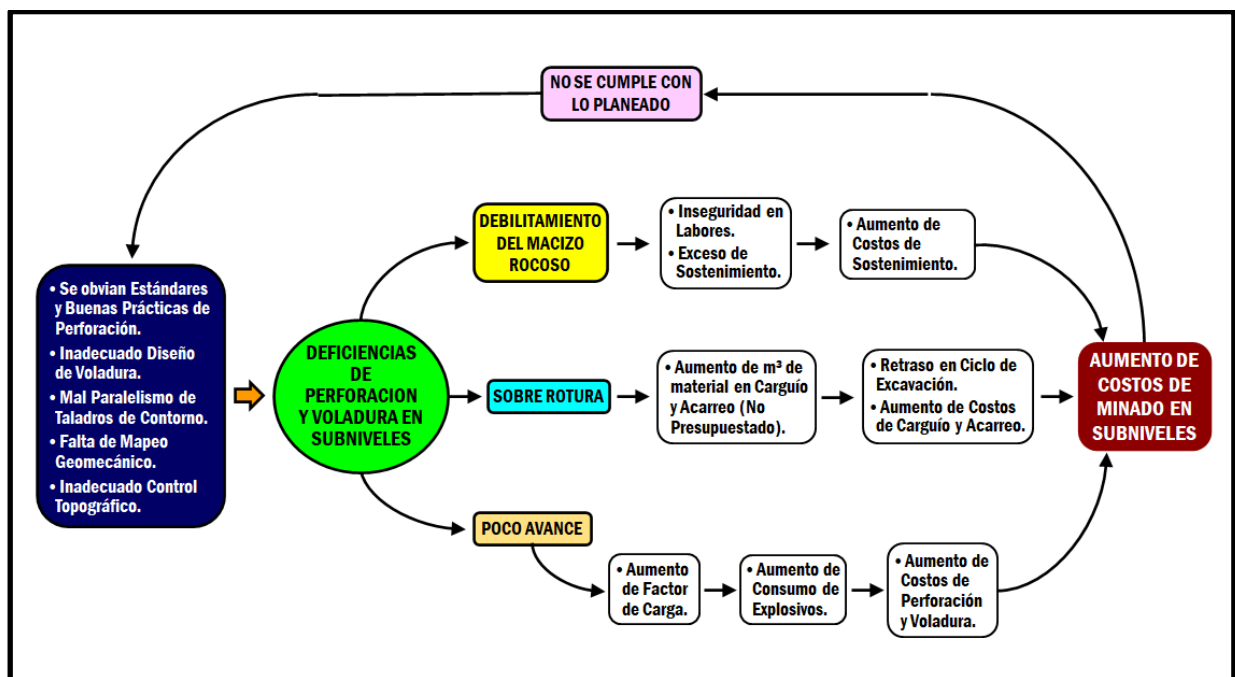
Fuente: Elaboración Propia.

5.2 CONSECUENCIAS DE LAS SOBRE EXCAVACIONES Y SU IMPACTO ECONOMICO EN LOS SUBNIVELES

Las sobre excavaciones generan daños del macizo rocoso circundante, e implican un aumento del trabajo y del tiempo para la limpieza y acarreo, además aumenta el Costo del Sostenimiento tipo Shotcrete, ya que el contorno, al ser más irregular, dificulta el trabajo de colocación del sostenimiento. Por otro lado, las excavaciones sin sostenimiento provocan una gran resistencia aerodinámica.

La magnitud de sobre excavación en los Subniveles afectan a las operaciones unitarias mineras originando pérdidas considerables en el proceso productivo. Por ello se tiene que cuantificar el mismo y tomar medidas que ayuden a controlar los parámetros que afectan la consecución de los resultados planificados. En nuestro caso, ha traído como consecuencia sobrecostos por el orden de US\$ 190,608 entre octubre y diciembre del 2019 (un promedio de US\$ 63,536 por mes), como se mostró anteriormente en la Tabla 17. Si estos valores lo proyectamos para un período anual, el impacto económico en los Subniveles de la Zona “Codiciada” sería un sobrecosto de US\$ 762,432. Esta situación, se agrava más aún, si consideramos a todas las labores de desarrollo y preparación de la Mina Morocochoa. En la Figura 21, se puede observar el diagrama de implicancias de una mala perforación y voladura en el contorno de los Subniveles.

Figura 21: Implicancias por Mala Perforación y Voladura en el Contorno de Subniveles.



Fuente: Elaboración Propia.

5.3 EVALUACIÓN DE PARAMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CONVENCIONAL QUE OCASIONABAN LA SOBRE EXCAVACION.

Se evaluarán los parámetros de perforación y voladura convencional que se aplicaban en la excavación de Subniveles, y conocer los rangos de sobre rotura (zona plástica) generados en su contorno. Básicamente, la sobre excavación se genera por una defectuosa malla de perforación y uso excesivo e inadecuado de explosivos en taladros de contorno, de acuerdo a condiciones del macizo rocoso.

5.3.1 PARAMETROS DE PERFORACION Y VOLADURA CONVENCIONAL.

El análisis de estos parámetros corresponde al trimestre de Octubre a Diciembre 2019. A continuación, en la Tabla 22, se muestra dicha información.

Tabla 22: Parámetros de Perforación y Voladura Convencional en Subniveles

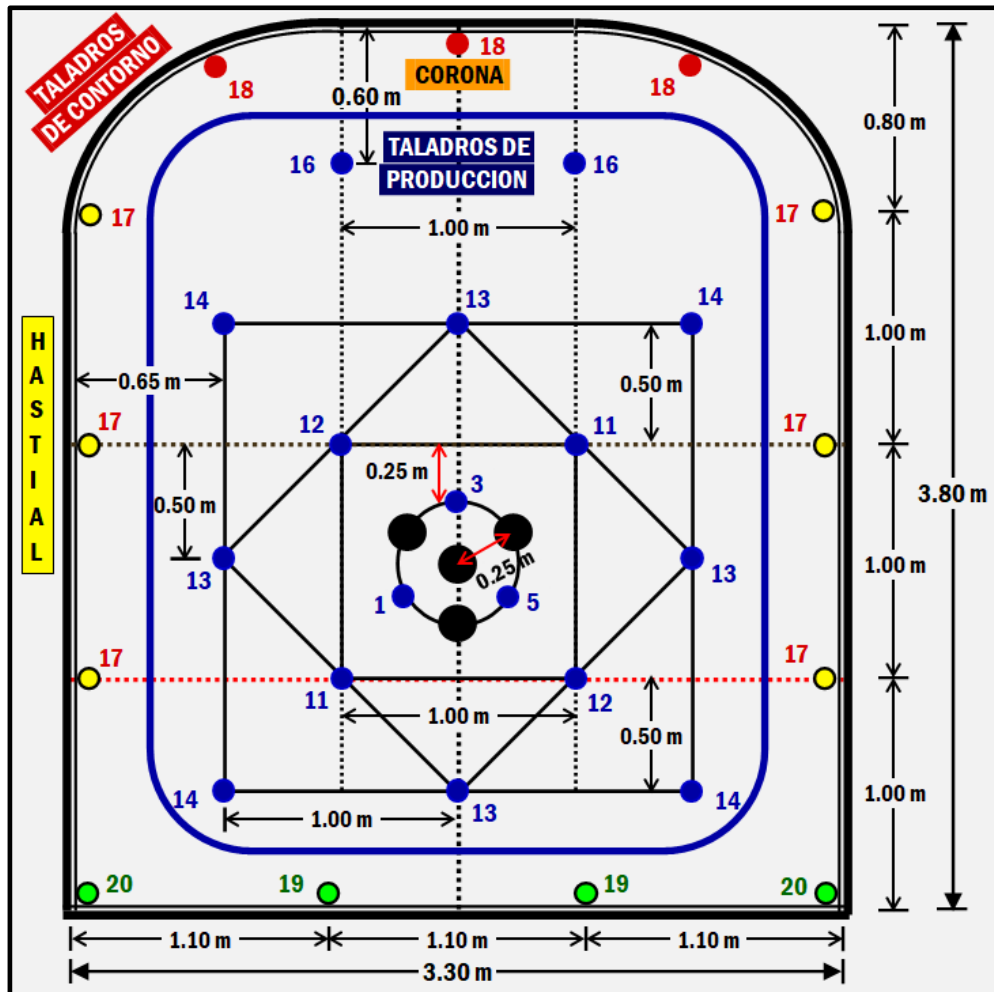
1) DATOS DE LA LABOR:	
a) Ubicación	Cuerpo “Rosita” - Nivel 25
b) Tipo de Labor	SUBNIVEL
c) Gradiente de la Labor	Mínima = +/- 0%, Máxima = +/- 3%
d) Sección de la Labor	Ancho = 3.30 m, Altura = 3.80 m
2) CARACTERIZACION DEL MACIZO ROCOSO:	
a) Índice GSI	44
b) Índice RMR	45 - 50 (49)
c) Índice RQD	47%
d) Calidad del Macizo Rocosos	Regular
e) Resistencia a la Compresión	62.50 MPa
f) Dureza del Macizo Rocosos	Media (Semi Dura)
3) PARAMETROS DE PERFORACION Y VOLADURA:	
a) Desviación Angular de Taladros (α)	10 mm/m
b) Angulo de Taladros de Contorno (V)	$3^\circ = 0.05 \text{ rad} = 5.24 \text{ cm/m}$
c) Error de Emboquillado del Taladro (β)	20 mm
d) Taladros de Producción	Diámetro = 45 mm $\approx 1\frac{3}{4}$ pulgadas
	Total = 21 Taladros
e) Taladros de Alivio (con Broca Rimadora)	Diámetro = 102 mm ≈ 4.0 pulgadas
	Total = 4 Taladros
f) Taladros de Contorno (Corona y Hastiales)	Diámetro = 45 mm $\approx 1\frac{3}{4}$ pulgadas
	Total = 9 Taladros
g) Longitud de Barra de Perforación	14 pies $\approx 4.27 \text{ m}$
h) Eficiencia de Longitud de Perforación	88%
i) Longitud de Perforación Efectiva	12.32 pies $\approx 3.76 \text{ m}$
j) Eficiencia de Avance del Disparo	90%
k) Volumen por Disparo	42.38 m ³
l) Jornada de Trabajo por Guardia	8.00 Hrs
m) Factor de Carga (Explosivos)	2.57 Kg/m ³
n) RENDIMIENTO DE LA PARTIDA (Avance de Disparo por Guardia)	11.09 pies de avance / guardia
	3.38 metros de avance / guardia
4) EQUIPOS DE PERFORACION Y VOLADURA:	
a) Perforación	Jumbo Electrohidráulico de 1 Brazo
b) Voladura	Cargador de ANFO

Fuente: Elaboración Propia.

5.3.2 MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA CONVENCIONAL EN EL CONTORNO DE UN SUBNIVEL.

A continuación, se muestra la malla que origina sobre excavaciones en el Contorno de los Subniveles, los que tienen una sección de 3.30 m x 3.80 m.

Figura 22: Malla de Perforación Convencional en el Contorno de Subniveles



Fuente: Elaboración Propia

Según el gráfico, en total se perforaban solo 9 taladros en el Contorno de la Labor: 3 en la Corona (color rojo), y 6 en los Hastiales (color amarillo).

El Espaciamiento entre los taladros del contorno es de 1.00 m, y el Burden para los taladros de la corona es de 0.60 m, y para los taladros de los hastiales es de 0.65 m.

La detonación de los taladros del contorno se realiza después que de los taladros de producción, pero antes que de los taladros del arrastre.

5.3.3 EXPLOSIVOS UTILIZADOS EN LOS TALADROS DE PRODUCCION.

A) EXPLOSIVOS.

- a) **Dinamita Semi Gelatina 65%, de 1½" x 12"** (marca Semexa 65), como cebo de los taladros de arranque, 1° ayudas, 2° ayudas, 3° ayudas, y de las ayudas de la corona y de los hastiales.
- b) **ANFO** (marca Examon "P"), como columna de carga de los taladros de arranque, 1° ayudas, 2° ayudas, 3° ayudas, y de las ayudas de la corona y de los hastiales.
- c) **Emulsión encartuchada 65%, de 1" x 12"** (marca Emulex 65), como cebo y columna de carga de los taladros del arrastre (por la presencia de agua en dichos taladros).

B) ACCESORIOS DE VOLADURA.

- a) **Detonador No Eléctrico** (marca Fanel), como iniciador del cebo.
- b) **Mecha Rápida de Ignición**, como accesorio de la ignición del disparo.
- c) **Detonador Ensamblado** (marca Carmex), como accesorio de la ignición del disparo.

5.3.4 EXPLOSIVOS UTILIZADOS EN LOS TALADROS DEL CONTORNO.

A) EXPLOSIVOS.

- a) **Dinamita Semi Gelatina 65%, de 1" x 7"** (marca Semexa 65), como cebo y columna de carga de los Taladros de la Corona.
- b) **Dinamita Semi Gelatina 65%, de 1" x 12"** (marca Semexa 65), como cebo de los Taladros de los Hastiales.
- c) **ANFO** (marca Examon "P"), como columna de carga principal de los Taladros de los Hastiales.

B) ACCESORIOS DE VOLADURA.

- a) **Detonador No Eléctrico** (marca Fanel), como iniciador del cebo.
- b) **Cordón Detonante de 3 gr/m** (marca Pentacord 3P), como iniciador de los Taladros de la Corona.

5.3.5 DISTRIBUCION DE CARGA EXPLOSIVA EN FRENTE DEL SUBNIVEL CON VOLADURA CONVENCIONAL.

A continuación, se muestra la distribución de explosivos según el Diseño de Carga de Voladura Convencional usado en la excavación de Subniveles.

Tabla 23: Distribución de Carga para Frente de Subniveles 3.30 m x 3.80 m (con Voladura Convencional en el Contorno de Labor)

TIPO DE LABOR:	SUB NIVEL		ANCHO DE LA LABOR:	3.30 m	INDICE RMR:	45 - 50					
CALIDAD MACIZO ROCOSO:	REGULAR		ALTURA DE LA LABOR:	3.80 m	DUREZA DE LA ROCA	SEMI DURO					
EQUIPO DE PERFORACION:	JUMBO		Longitud Barra Perforación:	14 pies	Eficienc. de Avance / Disparo:	90%					
∅ Taladro de Rotura:	45 mm (1¾ pulg)			4.27 m	Longitud de Avance / Disparo:	3.38 m					
∅ Taladro Alivio en Arranque:	101.6 mm (4 pulg)		Eficiencia Long. Perforación:	88%							
Densidad Carga del ANFO:	1.43 Kg/m		Longitud Real Perforación:	3.76 m							
DISTRIBUCION DE CARGA DE EXPLOSIVOS											
DENOMINACION DE TALADRO	N° DE TALADROS		EXPLOSIVO ENCARTUCHADO				ANFO EXAMON P			TOTAL EXPLOSIV. (Kg)	
	Carga dos	Vacíos	TIPO DE EXPLOSIVO	CEBO / COLUMNA DE CARGA				COLUMNA DE CARGA			
				Cart. / Talad. (Pza)	Total Cartuch. (Pza)	Peso / Cartucho (Kg)	TOTAL DINAMITA (Kg)	Longitud de Carga (m)	Kgs ANFO / Tal		TOTAL ANFO (Kg)
A) TALADROS DE PRODUCCION											
ARRANQUE	3	4	Semexsa 65, 1½" x 12"	1	3	0.3676	1.10	2.90	4.15	12.441	13.54
1° AYUDA	4		Semexsa 65, 1½" x 12"	1	4	0.3676	1.47	2.90	4.15	16.588	18.06
2° AYUDA	4		Semexsa 65, 1½" x 12"	1	4	0.3676	1.47	2.70	3.86	15.444	16.91
3° AYUDA	4		Semexsa 65, 1½" x 12"	1	4	0.3676	1.47	2.70	3.86	15.444	16.91
AYUDA CORONA	2		Semexsa 65, 1½" x 12"	1	2	0.3676	0.74	2.40	3.43	6.864	7.60
B) TALADROS DE CONTORNO											
HASTIALES	6		Semexsa 65, 1½" x 12"	1	6	0.3676	2.21	2.60	3.72	22.308	24.51
CORONA	3		Semexsa 65, 1" x 7"	9	27	0.1010	2.73				2.73
ARRASTRE	4		Emulex 65, 1" x 12"	12	48	0.1785	8.57				8.57
TOTAL	30	4					19.75			89.089	108.84
								FACTOR DE AVANCE:		32.20 Kg/M.A.	

Fuente: Elaboración Propia.

Según este cuadro, se observa que en los Hastiales de la Labor (derecho e izquierdo) se perforaban 6 taladros, en los cuales se colocaban 1 cartucho de dinamita semi gelatina 65% de 1½" x 12" como cebo; y se cargaban una longitud de 2.60 m de ANFO como columna de carga (3.72 kg de ANFO por taladro). El taco utilizado para estos taladros es de 1.15 m.

Asimismo, en la Corona de la Labor, se perforaban 3 taladros en los que se colocaban 9 cartuchos de dinamita semi gelatina 65% de 1" x 7", como cebo y columna de carga. El taco utilizado en este caso es de 0.55 m.

El Factor de Avance de todo el frente es de 32.20 kg/ metro de avance, en cuanto al Factor de Carga Total (todo el frente) es de 2.57 kg/m³, y el Factor de Carga de los Taladros del Contorno (Corona y Hastiales) es de 0.79 kg/m².

5.4 COSTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CONVENCIONAL QUE OCASIONA SOBRE EXCAVACIONES EN SUBNIVELES.

La Perforación y Voladura de Subniveles, es realizada directamente por la Compañía Minera Argentum S.A. (CMA). Por lo tanto, el análisis de los costos de estas actividades se realizan a nivel de Costo Directo.

5.4.1 ANALISIS DEL COSTO DIRECTO DE PERFORACION CONVENCIONAL.

El Costo Directo de Perforación consta de los siguientes elementos:

- a) Costo de Mano de Obra Directa.
- b) Costo de Materiales Directos (Aceros, Accesorios, Herramientas, etc.)
- c) Costo de Equipos de Perforación.

Datos para Determinar el Costo de Aceros de Perforación:

Según la Figura 22 y la Tabla 23, para la voladura de un frente de Subnivel de 3.30 x 3.80 m, se tiene un total de 30 taladros de producción y de contorno, y de 4 taladros de alivio; todos perforados con una profundidad de 3.76 m. Los metros perforados por disparo, vida útil y precios unitarios (sin I.G.V.) de cada acero de perforación, se muestran en la Tabla 24.

Tabla 24: Información de los Aceros de Perforación.

Tipo de Acero de Perforación	N° Talad. Perfor.	Und	Metros Perfor. / Disp.	Vida Útil (metros perfor.)	Precio Unit. (US\$)
Barra de Perforación, de 14 pies	34	Pza	127.84	2,134	536.11
Broca de Botones, $\varnothing = 45$ mm (Prod. + Cont)	30	Pza	112.80	366	83.12
Broca Rimadora, $\varnothing = 4"$ (Talad. de Alivio)	4	Pza	15.04	610	263.76
Adaptador Piloto, R32 (Talad. de Alivio)	4	Pza	15.04	610	254.30
Adaptador de Culata, COP 1838	34	Pza	127.84	2,134	221.92
Acople, R38-R32	34	Pza	127.84	2,438	118.91

Fuente: Elaboración Propia.

Usando datos de la Tabla 22, y de la Figura 22, se calculó el Costo Directo de Perforación del Subnivel de 3.30 x 3.80 m en el Cuerpo "Rosita", realizado con Voladura Convencional, los que generaban sobre excavación en su contorno.

Este costo resultó de **144.09 US\$ / Metro de Avance** (ver Tabla 25).

Tabla 25: Estructura del Costo Directo de Perforación Convencional en Subniveles

PARTIDA A COSTEAR:		SUB NIVEL			Gradiente:		Minima +/- 0%, Maxima +/- 3%			
SECCION DE LA LABOR:	Ancho:	3.30	m		JORNADA DE TRABAJO:		8.00	Hrs/Gdia		
	Altura:	3.80	m		Longitud Barra de Perforación:		14	Pies/Barra		
Dureza de Roca:		Semi Dura			Eficiencia Long. Perforación:		88%			
Taladros de Producción y Contorno:		Total:	30	Ø = 45 mm	Longitud Perforación Efectiva:		12.32	Pies/Tal		
Taladros de Alivio (Vacío):		Total:	4	Ø = 4 Pulg	Eficiencia Avance del Disparo:		90%			
					RENDIMIENTO DE LA PARTIDA		11.09	Pies/Gdia		
					(Avance Lineal por Guardia):		3.38	M.A./Gdia		
DESCRIPCIÓN				ANÁLISIS POR GUARDIA				COSTO POR METRO AVANCE		
				UNID.	CANT.	INCID.	P. UNIT. (US \$)	Parcial (US \$/Metro de Avance)	Sub Total	TOTAL
I) COSTO DIRECTO										
1) MANO DE OBRA							22.19	22.19		
A) Operador de Jumbo		H-H	4.00	0.148	46.13	6.83				
B) Ayudante Operador de Jumbo		H-H	4.00	0.148	35.73	5.29				
C) Almacenero		H-H	0.50	0.018	28.80	0.53				
D) Capataz		H-H	1.50	0.055	48.63	2.70				
E) Jefe de Guardia		H-H	1.75	0.065	105.83	6.85				
2) MATERIALES Y HERRAMIENTAS								31.57		
A) ACEROS DE PERFORACION							26.62			
Barra de Perforación, de 14 pies		Pza	1	0.060	536.11	9.49				
Broca de Botones, Ø = 45 mm (Prod. + Cont)		Pza	1	0.308	83.12	7.58				
Broca Rimadora, Ø = 4" (Talad. de Alivio)		Pza	1	0.025	263.76	1.92				
Adaptador Piloto, R32 (Talad. de Alivio)		Pza	1	0.025	254.30	1.85				
Adaptador de Culata, COP 1838		Pza	1	0.060	221.92	3.93				
Acople, R38-R32		Pza	1	0.052	118.91	1.84				
B) ACCESORIOS DE PERFORACION							3.54			
Manguera de Lona, Ø = 1", de 100 PSI		m	25.00	0.010	2.45	0.19				
Abrazadera, Ø = 1"		Pza	2	0.010	5.00	0.03				
Válvula, Ø = 1"		Pza	1	0.010	1.85	0.01				
Copa de Afilado		Pza	2	0.021	85.00	1.05				
Cáncamo de Instal. RRHH y Aire Comp.		Pza	1	1.000	2.00	0.59				
Tubería de Polietileno HDPE, Ø = 2"		m	3.00	0.888	1.56	1.38				
Aceite de Perforación Torcula 150		Gln	0.30	1.000	3.17	0.28				
C) HERRAMIENTAS MANUALES		Glb	0.50	1.000	5.12	0.76	0.76			
D) IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD		Glb	1.22	1.000	0.97	0.35	0.35			
E) LAMPARAS MINERAS		Trab.	1.47	0.033	21.53	0.31	0.31			
3) EQUIPOS							90.33	90.33		
A) Jumbo Electrohidráulico de 1 Brazo		HM	2.65	0.784	112.68	88.35				
B) Afiladora de Brocas		Gdia	1.00	0.296	6.67	1.97				
COSTO DIRECTO UNITARIO DE PERFORACION CONVENCIONAL							US/Metro de Avance	144.09		

Fuente: Elaboración Propia

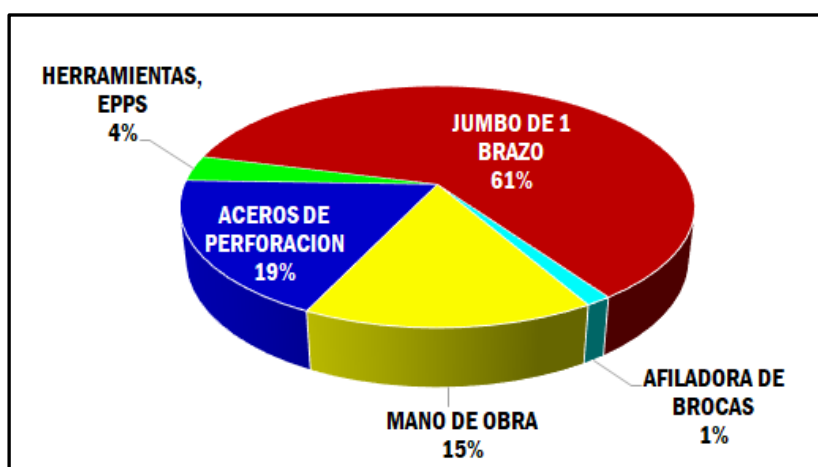
En la Figura 23, se muestra la distribución porcentual de cada elemento que conforma el Costo de Perforación Convencional del Subnivel de 3.30 m x 3.80 m. Analizando detalles por cada elemento, tenemos los siguientes:

- 1) Costo de Mano de Obra Directa: es US\$ 22.19 / Metro de Avance (15% del Costo Total de Perforación);** y está conformado por: remuneraciones, beneficios y leyes sociales del Operador y Ayudante de Jumbo, Almacenero, Capataz, y Jefe de Guardia; de acuerdo a la incidencia de cada uno de ellos en la jornada de trabajo.

2) Costo de Materiales y Herramientas: es US\$ 31.57 / Metro de Avance (23% del Costo Total de Perforación); distribuidos: aceros de perforación (19%), accesorios de perforación (3%), herramientas manuales (0.5%), elementos de protección personal (0.3%), y lámparas mineras (0.2%).

3) Costo de Equipos Directos: US\$ 90.33 / Metro de Avance (62% del Costo Total de Perforación); distribuidos así: Jumbo Electrohidráulico de 1 Brazo (61%), y Afiladora de Brocas (1%).

Figura 23: Distribución del Costo de Perforación Convencional de un Subnivel de 3.30 x 3.80 m.



Fuente: Elaboración Propia.

5.4.2 ANALISIS DEL COSTO DIRECTO DE VOLADURA CONVENCIONAL.

La Estructura del Costo Directo de Voladura contiene los siguientes:

- a) Costo de Mano de Obra Directa.
- b) Costo de Herramientas, EPP's, y Otros.
- c) Costo de Explosivos y Accesorios de Voladura.
- d) Costo de Equipos para Voladura.

Usando datos de las Tablas 22 y 23, se calculó el Costo Directo de Voladura del Subnivel de 3.30 x 3.80 m en el Cuerpo "Rosita", realizado con Voladura Convencional, los que generaban sobre excavación en su contorno. Este costo resultó de **72.71 US\$ / Metro de Avance** (ver Tabla 26).

Tabla 26: Estructura del Costo Directo de Voladura Convencional en Subniveles.

PARTIDA A COSTEAR:		SUB NIVEL		Gradiente:		Minima +/- 0%, Maxima +/- 3%	
SECCION DE LA LABOR:	Ancho:	3.30	m	JORNADA DE TRABAJO:		8.00	Hrs/Gdia
	Altura:	3.80	m	Longitud Barra de Perforación:		14	Pies/Barra
Dureza de Roca:		Semi Dura		Eficiencia Long. Perforación:		88%	
Taladros de Producción y Contorno:	Total:	30	Ø = 45 mm	Longitud Perforación Efectiva:		12.32	Pies/Tal
Taladros de Alivio (Vacío):	Total:	4	Ø = 4 Pulg	Eficiencia Avance del Disparo:		90%	
Volumen por Disparo:		42.38	m³	RENDIMIENTO DE LA PARTIDA		11.09	Pies/Gdia
Factor de Carga (Explosivos):		2.57	Kg/m³	(Avance Lineal por Guardia):		3.38	M.A./Gdia
DESCRIPCIÓN	ANALISIS POR GUARDIA				COSTO POR METRO AVANCE		
	UNID.	CANT.	INCID.	P. UNIT. (US \$)	Parcial (US \$/Metro de Avance)	Sub Total	TOTAL
I) COSTO DIRECTO							
1) MANO DE OBRA							
A) Operador de Jumbo	H-H	2.00	0.074	46.13	3.41	16.14	16.14
B) Ayudante Operador de Jumbo	H-H	2.00	0.074	35.73	2.64		
F) Almacenero	H-H	0.50	0.018	28.80	0.53		
G) Capataz	H-H	1.50	0.055	48.63	2.70		
H) Jefe de Guardia	H-H	1.75	0.065	105.83	6.85		
2) HERRAMIENTAS, EPP'S Y OTROS							
A) HERRAMIENTAS MANUALES	Glb	0.50	1.000	5.12	0.76	0.76	
B) IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	Glb	0.76	1.000	0.97	0.22	0.22	
C) LAMPARAS MINERAS	Trab.	0.97	0.033	21.53	0.21	0.21	
3) EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA							
A) Dinamita 65%, de 1" x 7" (Semexa 65)	Kg	2.73	0.807	2.30	1.86	43.77	
B) Dinamita 65%, de 1½" x 12" (Semexa 65)	Kg	8.46	2.502	2.74	6.86		
C) Emulsión 65%, de 1" x 12" (Emulex 65)	Kg	8.57	2.535	2.60	6.59		
D) ANFO (Examon "P")	Kg	89.09	26.360	1.08	28.47		
E) Detonador No Eléctrico (Exsanel, MS)	Pza	30	8.877	0.95	8.43	10.18	
F) Cordón Detonante de 3 gr/m (3P)	m	45	13.315	0.11	1.46		
G) Mecha Rápida de Ignición	m	0.30	0.089	0.25	0.02		
H) Detonador Ensamblado (Carmex)	Pza	2	0.592	0.44	0.26		
4) EQUIPOS							
A) Cargador de ANFO	Gdia	1.00	0.296	4.88	1.44	1.44	1.44
COSTO DIRECTO UNITARIO DE VOLADURA CONVENCIONAL					US/Metro de Avance		72.71

Fuente: Elaboración Propia.

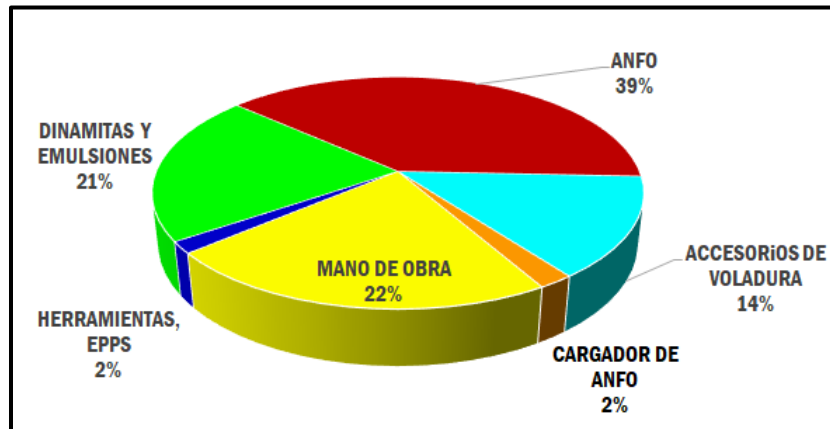
En la Figura 24, se muestra la distribución porcentual de cada elemento que conforma el Costo de Voladura Convencional del Subnivel de 3.30 m x 3.80 m. Analizando detalles por cada elemento, tenemos los siguientes:

- 1) Costo de Mano de Obra Directa: es US\$ 16.14 / Metro de Avance (22% del Costo Total de Voladura);** y está conformado por las remuneraciones, beneficios y leyes sociales del Operador y Ayudante de Jumbo, Almacenero, Capataz, y Jefe de Guardia; de acuerdo a la incidencia de cada uno de ellos en la jornada de trabajo.
- 2) Costo de Herramientas, EPP's y Otros: es US\$ 1.18 / Metro de Avance (1.6% del Costo Total de Voladura);** distribuidos así: herramientas manuales (1%), elementos de protección personal (0.3%) y lámparas mineras (0.3%).

3) **Costo de Explosivos: es US\$ 53.95 / Metro de Avance** (74% del Costo Total de Voladura); distribuidos así: Explosivos (60%), y Accesorios de Voladura (14%).

4) **Costo de Equipos Directos: es US\$ 1.44 / Metro de Avance** (2% del Costo Total de Voladura); que solo incluye el costo del Cargador de ANFO.

Figura 24: Distribución del Costo de Voladura Convencional de un Subnivel de 3.30 x 3.80 m.



Fuente: Elaboración Propia

5.4.3 COSTO TOTAL DE PERFORACION Y VOLADURA CONVENCIONAL QUE PRODUCE SOBRE EXCAVACIONES.

El Costo Directo Total Unitario de Perforación y Voladura Convencional en Subniveles es de **US\$ 216.80 por Metro de Avance**, del cual el Costo de Perforación es 144.09 US\$ / Metro de Avance (65% del Costo Total), y el Costo de Voladura es 72.71 US\$ / Metro de Avance (35% del Costo Total).

De acuerdo a la anterior Tabla 18, el avance promedio de Subniveles es de 623 metros por mes. Por lo tanto, el Costo Total Mensual de Perforación y Voladura Convencional en los Subniveles es de **US\$ 135,066**.

Si proyectamos a un periodo anual, el Costo Total de Perforación y Voladura Convencional en los Subniveles sería de **US\$ 1'620,792**.

5.5 PRODUCCION DE SHOTCRETE APLICADO EN SUBNIVELES.

5.5.1 PROCESO DEL SISTEMA SHOTCRETE EN LA U.M. MOROCOCHA.

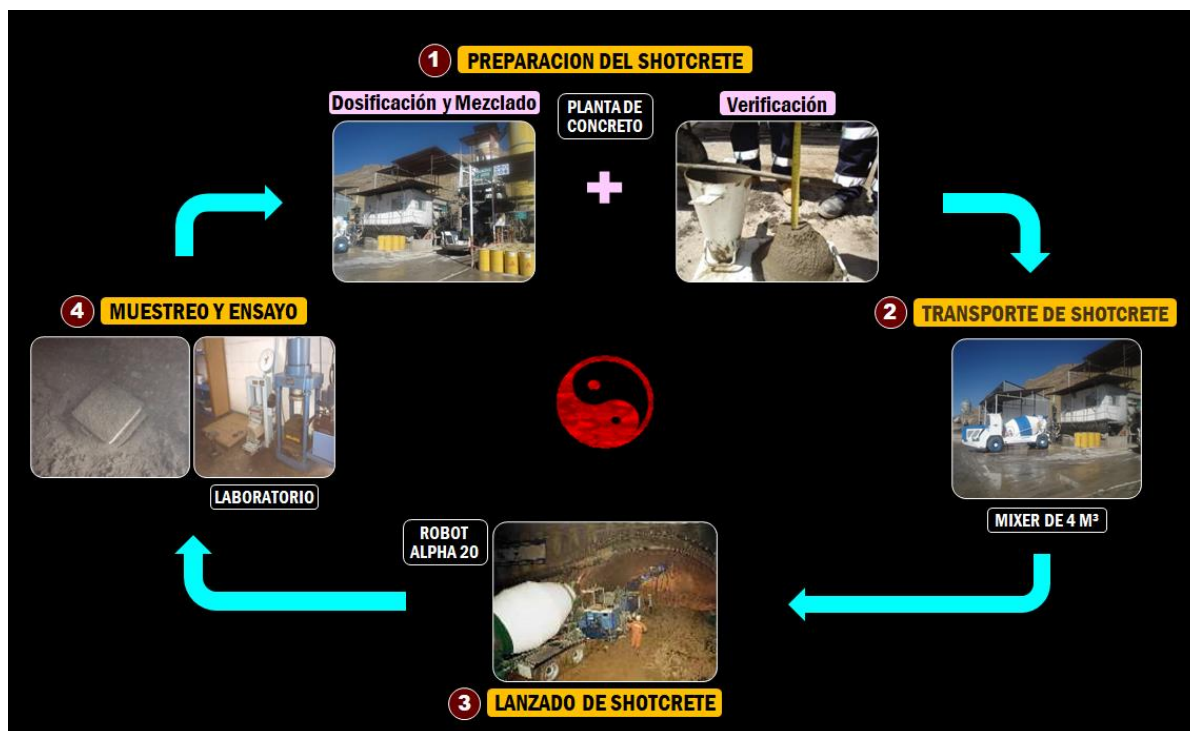
El proceso de la aplicación del Sistema Shotcrete Vía Húmeda para el sostenimiento de los Subniveles de la Mina Morococha comprende las siguientes actividades (Ver Figura 25):

- A) Preparación o Fabricación del Shotcrete (en la Planta de Concreto).
- B) Transporte del Shotcrete (con Equipo Mixer).
- C) Lanzado de Shotcrete (con Equipo Robot Alpha 20).
- D) Muestreo y Ensayo del Shotcrete.

La Preparación, Muestreo y Ensayo del Shotcrete Vía Húmeda son realizados por cuenta y costo de la empresa minera (CMA).

El Transporte y el Lanzado del Shotcrete Vía Húmeda son realizados por cuenta y costo de una empresa contratista.

Figura 25: Proceso del Sistema Shotcrete Vía Húmeda para el Sostenimiento de Subniveles en la Mina Morococha.



Fuente: Elaboración Propia.

5.5.2 PRODUCCION DE SHOTCRETE VIA HUMEDA EN LOS SUBNIVELES EXCAVADOS CON VOLADURA CONVENCIONAL EN SU CONTORNO.

Producto de la inestabilidad en el contorno de los Subniveles, ocasionado por las Voladuras Convencionales, se aplicaban Shotcrete Vía Húmeda, en una magnitud mayor a lo estimado; incluso con un espesor de hasta 4 pulgadas (inicialmente estaba planificado un espesor de 2 pulgadas), tanto en los hastiales derecho e izquierdo, como en la corona.

En la Tabla 27, se muestra el Resumen de la Producción de Shotcrete aplicado en los Subniveles **103 N, 104 E, 580 N, 581 N, 583 N, y 584 E del Cuerpo “Rosita”, Nv. 25 de la Zona “Codiciada”**, correspondientes a los meses de Octubre, Noviembre, y Diciembre 2019, periodo durante se aplicaban voladuras convencionales en el contorno de dichas labores.

Tabla 27: Resumen de la Producción de Shotcrete 2019 en Zona “Codiciada”, debido a Voladuras Convencionales en el Contorno.

ITEM	MES	ZONA	NIVEL	LABOR	SHOTCRETE	
					ESPESOR (pulg)	VOLUMEN (M³)
1	OCTUBRE 2019	CODICIADA	025	SUB NIVELES	4	501.92
2	NOVIEMBRE 2019	CODICIADA	025	SUB NIVELES	4	567.19
3	DICIEMBRE 2019	CODICIADA	025	SUB NIVELES	4	483.57
TOTAL TRIMESTRE						1,552.68
PROMEDIO / MES						517.56

Fuente: Elaboración Propia.

Según este cuadro, en promedio se aplicaba 517.56 m³ de Shotcrete por mes en los Subniveles, considerando que se utilizaba voladuras convencionales en el contorno, las que a su vez originaban sobre excavaciones en dichas labores (en promedio 14%, ver Tabla 17 del acápite 3.7.2) del presente trabajo.

El Anexo 7 muestra reportes diarios y mensuales de la producción de Shotcrete en los Subniveles de la zona “Codiciada”, Nivel 25, de la Mina Morococha, que se aplicaron como consecuencia de las voladuras convencionales en el contorno de dichas labores.

5.6 COSTOS UNITARIOS DEL SHOTCRETE VIA HUMEDA EN SUBNIVELES.

5.6.1 ESTRUCTURAS DEL COSTO DEL PROCESO SHOTCRETE VIA HUMEDA.

La Estructura de Costos de cada proceso del Shotcrete Vía Húmeda depende de la empresa encargada de dicho proceso, tenemos los siguientes:

A) La estructura de costo de Preparación del Shotcrete (a cargo de la empresa minera CMA), será a nivel de Costo Directo, y compone los siguientes:

A) COSTO DIRECTO (De Empresa Minera)
a) Costo de Mano de Obra.
b) Costo de Materiales y Herramientas.
c) Costo de Equipos.

B) Para el caso del Costo de Transporte y de Lanzado del Shotcrete (a cargo de una empresa contratista), su estructura de costos será a nivel de Precio Total del Contratista, y se compone de la siguiente manera:

A) COSTO DIRECTO (Del Contratista)
a) Costo de Mano de Obra.
b) Costo de Materiales y Herramientas.
c) Costo de Equipos.
B) COSTO INDIRECTO (Del Contratista)
a) Gastos Generales.
b) Contingencias.
C) UTILIDAD (Del Contratista)
D) PRECIO TOTAL (Del Contratista)

5.6.2 COSTO UNITARIO DE CADA PROCESO DEL SHOTCRETE VIA HUMEDA.

El Costo Total del Sistema Shotcrete Vía Húmeda o Costo Instalado en Subniveles comprende los siguientes:

- A) Costo de la Fabricación del Shotcrete en una Planta de Concreto.
- B) Costo del Traslado del Shotcrete con equipo Mixer desde la Planta de Concreto hasta Interior Mina (donde se ubican los Subniveles).
- C) Costo del Lanzado de Shotcrete por medio del equipo Robot Alpha 20.

La Estructura de Costos de Transporte y de Lanzado del Shotcrete, contiene el rubro del Costo de Equipos, el cual se basa en el Costo Horario de los equipos involucrados, los que se muestran en la Tabla 28.

Tabla 28: Costo Horario de Equipos de Transporte y de Lanzado de Shotcrete

EQUIPO	UNIDAD	COSTO
1) CAMION MIXER DE 4 M ³	US\$/H-M	50.00
2) LANZADOR ROBOT ALPHA 20	US\$/H-M	90.00

Fuente: Elaboración Propia.

Todos los precios unitarios de los equipos, materiales, insumos, herramientas, etc., considerados en las estructuras de costos de cada proceso, son valores sin considerar el Impuesto general a las Ventas (I.G.V.).

A) COSTO DE PREPARACIÓN DEL SHOTCRETE VIA HUMEDA.

Para producir Shotcrete de calidad, se requiere una “receta” con todas las proporciones adecuadas de materiales a mezclar, de la forma y secuencia en que se mezclan. Se realiza en una **PLANTA DE CONCRETO**, que se encuentra ubicada en superficie a unos 7 kms de los Subniveles (Fig. 26).

Figura 26: Planta de Preparación de Concreto



Fuente: UNICON, Shotcrete Vía Húmeda.

El costo de Preparación del Shotcrete Vía Húmeda incluye los costos de: instalación de la Planta de Concreto, de mano de obra, y de materiales e insumos (de acuerdo al diseño de mezcla utilizado en la Mina Morococha). No incluye el costo de la arena ni del agua (ver en la Tabla 29).

Tabla 29: Análisis del Costo de Preparación del Shotcrete Vía Húmeda.

Producción Mensual Equipo	2,500 M ³ /Mes	Produc./Guardia:	41.67 M ³ /Gdia			
Horas Trabajadas / Guardia:	8.00 Hrs/Gdia					
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	P. UNIT.	FACTOR	US\$/GDIA	US\$ / M ³
COSTO DIRECTO						
1) MANO OBRA						
Operador del Equipo	Tarea	2.00	\$ 57.70	1.00	\$ 115.40	
Ayudante + Reemplazo	Tarea	1.00	\$ 45.55	1.00	\$ 45.55	
Sub Total					\$ 160.95	\$ 3.86
2) IMPLEMENTOS SEGURIDAD						
Sin Ropa de Agua	Tarea	3.00	\$ 5.53	1.00	\$ 16.60	
Sub Total					\$ 16.60	\$ 0.40
3) MATERIALES (Insumos)					US\$ / m³	
Cemento Portland 1	Kg	400	\$ 0.12		\$ 48.00	
Arena Gradación 2	Kg	1,610	\$ -		\$ -	
Fibra Metálica 65/35	Kg	20	\$ 1.35		\$ 27.00	
Fibra Sintética	Kg	5	\$ 1.30		\$ 6.50	
Aditivo Super Plastificante	Lt	5	\$ 2.68		\$ 13.40	
Aditivo Acelerante de Fragua	Lt	26	\$ 1.49		\$ 38.74	
Agua	Lt	185	\$ -		\$ -	
Sub Total					\$ 133.64	\$ 133.64
4) EQUIPOS						
Planta de Concreto	Hrs/Gdia	8.00	\$ 95.0		\$ 760.00	
Sub Total					\$ 760.00	\$ 18.24
TOTAL COSTO DIRECTO / M³					US\$/M³	\$ 156.14

Fuente: Elaboración Propia

B) COSTO DE TRANSPORTE DEL SHOTCRETE (con Camión Mixer).

El Traslado del Shotcrete desde la Planta de Concreto hasta Interior Mina, se realiza con equipo Mixer de 4 m³ de capacidad (Ver Figura 27).

Figura 27: Equipo Mixer para el Transporte de Shotcrete.



Fuente: Departamento de Geomecánica de CMA.

En la Tabla 30, se analiza el Precio Unitario de Transporte del Shotcrete con Camión Mixer de 4 m³. La distancia promedio de transporte desde la la Planta de Concreto hasta la ubicación de los Subniveles es de 7.00 km.

Tabla 30: Análisis del Costo de Transporte del Shotcrete con Camión Mixer.

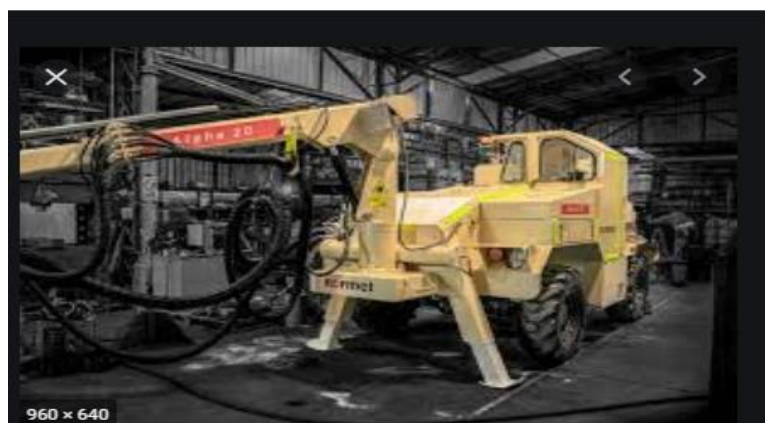
Producción Mensual por Equipo:	312 M³/Mes	Produc./Guardia:	5.57 M³/Gdia			
Distancia Promedio a la Labor:	7.00 Km	Hrs.Trab./Guardia:	6.00 Hrs/Gdia			
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	P. UNIT.	FACTOR	US\$/GDIA	US\$ / M³
COSTO DIRECTO						
1) MANO OBRA						
Operador del Camión Mixer	Tarea	1.00	\$ 57.70	1.00	\$ 57.70	
Sub Total		1.00			\$ 57.70	\$ 10.36
2) IMPLEMENTOS SEGURIDAD						
Sin Ropa de Agua	Tarea	1.00	\$ 4.61	1.00	\$ 4.61	
Sub Total					\$ 4.61	\$ 0.83
3) EQUIPOS						
Camión Mixer de 4 m ³	Hrs/Gdia	6.00	\$ 50.00		\$ 300.00	
Sub Total					\$ 300.00	\$ 53.85
TOTAL COSTO DIRECTO / M³	US\$/M³					\$ 65.03
GASTOS GENERALES	US\$/M³	15%				\$ 9.75
CONTINGENCIAS	US\$/M³	3%				\$ 1.95
UTILIDAD	US\$/M³	10%				\$ 6.50
PRECIO TOTAL POR M³	US/M³					\$ 83.24

Fuente: Elaboración Propia.

C) COSTO DE LANZADO DEL SHOTCRETE (con Equipo Robot Alpha 20).

La colocación del Shotcrete en las paredes de los Subniveles, se realiza con un equipo lanzador Robot Alpha 20 (Ver Figura 28).

Figura 28: Equipo Robot Alpha 20 para el Lanzado de Shotcrete



Fuente: Departamento de Geomecánica de CMA.

En la Tabla 31, se muestra el Análisis de Precio Unitario de Lanzado del Shotcrete con Equipo Robot Alpha 20, el cual incluye los costos de la mano de obra y del equipo lanzador.

Tabla 31: Análisis del Costo de Lanzado del Shotcrete con Equipo Robot Alpha 20.

Producción Mensual Equipo	541 M ³ /Mes	Produc./Guardia:	9.02 M ³ /Gdia			
Horas Trabajadas / Guardia:	5.00 Hrs/Gdia					
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	P. UNIT.	FACTOR	US\$/GDIA	US\$ / M ³
COSTO DIRECTO						
1) MANO OBRA						
Operador del Equipo Lanzador	Tarea	1.00	\$ 57.70	1.00	\$ 57.70	
Ayudante + Reemplazo	Tarea	2.00	\$ 45.55	1.00	\$ 91.10	
Sub Total					\$ 148.80	\$ 16.50
2) IMPLEMENTOS SEGURIDAD						
Sin Ropa de Agua	Tarea	3.00	\$ 5.53	1.00	\$ 16.60	
Sub Total					\$ 16.60	\$ 1.84
3) MATERIALES						
		-	\$ -		\$ -	
			\$ -		\$ -	
Sub Total					\$ -	\$ -
4) EQUIPOS						
Lanzador ROBOT ALPHA 20	Hrs/Gdia	5.00	\$ 90.00		\$ 450.00	
Sub Total					\$ 450.00	\$ 49.89
TOTAL COSTO DIRECTO / M³	US\$/M³					\$ 68.22
GASTOS GENERALES	US\$/M³	15%				\$ 10.23
CONTINGENCIAS	US\$/M³	3%				\$ 2.05
UTILIDAD	US\$/M³	10%				\$ 6.82
PRECIO TOTAL POR M³	US/M³					\$ 87.32

Fuente: Elaboración Propia.

D) RESUMEN DEL COSTO TOTAL UNITARIO DEL SHOTCRETE VIA HUMEDA INSTALADO EN LOS SUBNIVELES.

La suma de los Costos de Preparación, de Transporte, y de Lanzado del Shotcrete es de 326.71 US\$ por m³. En la Tabla 32, se muestra el resumen del costo total desgregado de cada proceso.

Tabla 32: Resumen del Costo Total del Shotcrete Vía Húmeda.

PROCESO	UNIDAD	COSTO
1) PREPARACION	US\$/m ³	156.14
2) TRANSPORTE (Dist. = 7 Km)	US\$/m ³	83.24
3) LANZADO	US\$/m ³	87.32
TOTAL	US\$/m³	326.71

Fuente: Elaboración Propia.

5.7 COSTO TOTAL DEL SHOTCRETE INSTALADO EN LOS SUBNIVELES EXCAVADOS CON VOLADURA CONVENCIONAL EN SU CONTORNO.

De acuerdo a la anterior Tabla 26, la producción promedio de Shotcrete Vía Húmeda aplicado a los hastiales y corona de Subniveles (espesor de 4 pulgadas) es de 517.56 m³ por mes.

Considerando que el Costo Total Unitario del Shotcrete Vía Húmeda es de 326.71 US\$/m³, por lo tanto, el Costo Total Mensual de Shotcrete en los Subniveles es de **US\$ 169,092**. Si proyectamos a un periodo anual, el Costo Total de Shotcrete en los Subniveles sería de **US\$ 2'029,104**, producto de la inestabilidad en el contorno de los Subniveles, generadas por las características geomecánicas del macizo rocoso, y por la técnica convencional de perforación y voladura aplicada a los taladros de contorno de los Subniveles.

5.8 COSTO ANUAL DE PERFORACION, VOLADURA, Y SHOTCRETE EN SUBNIVELES CON VOLADURA CONVENCIONAL EN SU CONTORNO.

Según el acápite anterior 5.4.3), el Costo Total Anual de Perforación y Voladura Convencional es de **US\$ 1'620,792**; por lo tanto, el Costo Total Anual incluyendo el Costo de Sostenimiento Shotcrete en los Subniveles sería de **US\$ 3'649,896**, producto de una sobre excavación del 14% en su contorno.

CAPITULO VI

DISEÑO DE VOLADURA DE CONTORNO TIPO RECORTE EN SUBNIVELES DE ZONA “CODICIADA” Y SU IMPACTO ECONOMICO.

6.1 CRITERIOS GENERALES PARA DISEÑO DE VOLADURA DE CONTORNO POR RECORTE.

La esencia del Diseño de la Voladura de Contorno de Recorte en la excavación de labores de desarrollo y preparación subterránea, consiste en determinar una distancia tal entre los taladros de contorno (“Espaciamiento”), en la fila que permita el corte por la línea de unión de las cargas; además, una relación entre esta distancia y la línea de menor resistencia (“Burden”), que impida que la onda de descarga del explosivo al llegar al contorno produzca daños de consideración.

Para ello, es necesario previamente seleccionar adecuadamente el tipo de explosivo, esquema de carga más adecuado, y el desacople de las cargas explosivas en los taladros de contorno, y la secuencia de encendido para reducir al mínimo posible el daño sobre el contorno obtenido.

Teóricamente, estos criterios están soportados en la modelación del campo de tensiones y deformaciones que se produce en un medio rocoso, alrededor de los taladros de contorno, al detonar una carga explosiva; y tiene como fundamento físico evitar el daño en la roca cercana al contorno por la acción de la onda reflejada.

Existen diferentes procedimientos de diseño de voladuras de contorno por recorte en el laboreo subterráneo, los cuales han sido tratados por diversos investigadores (Baron y Kliuchnikov 1967; Lijin, Zilbersmith y Pravin 1973; Langefors y Kihlström 1976; Noskov, Komashenko y Zhavin 1980; Azarkovich et al. 1984; Matveichuk y Chursalov 2002; López-Jimeno y García-Bermúdez 2003).

Los principios de cálculo de estos procedimientos se han basado en la generalización de la experiencia práctica y la utilización de expresiones empíricas y semi empíricas obtenidas por correlación entre los parámetros de la voladura de contorno, y han sido utilizados en el diseño de las voladuras de contorno mediante la aplicación del método de analogía.

Sin embargo, estos principios solo son válidos cuando son utilizados en condiciones análogas a las condiciones en que fueron obtenidos. Es por ello que en condiciones diferentes la utilización del método empírico de diseño atenta, por un lado, contra la efectividad del contorneado, la estabilidad y la seguridad de los trabajos de excavación y, por otro, no permite un ajuste rápido de los patrones o mallas de voladura, en particular en los macizos rocosos peruanos más complicada que los europeos (en cuyas condiciones fueron elaborados los métodos empíricos).

Por ejemplo, Gustafson (1976) generaliza la experiencia obtenida en las voladuras por recorte con la sustancia explosiva gurita en Suecia (ver Tabla 33). Manifiesta, además, que la disposición de los taladros se corrige a partir de las propiedades concretas de las rocas para obtener mejores resultados. La relación entre el espaciamiento y el Burden es aproximadamente 0.80.

Tabla 33: Parámetros de las Cargas en la Voladura de Contorno, según Gustafson (1976).

Diámetro del barreno, mm	Concentración de la carga, kg/m	Diámetro del cartucho de gurita, mm	LMR, W,m	Distancia entre barrenos de contorno, a
25-32	0,07	11	0,45	0,35
25-43	0,16	17	0,7-0,8	0,5-0,6
48-51	0,16*	17	0,8-0,9	0,6-0,7
48	0,30	22	1,0	0,8
64	0,36	22	1,0-1,1	0,8-0,9
*en rocas de fácil volabilidad.				

El diseño de voladura que presento para la presente investigación, se basa en una metodología que considera las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, la precisión de la perforación (es fundamental el correcto paralelismo, alineamiento y horizontalidad de taladros), propiedades de los explosivos y su acción sobre el macizo rocoso para un buen aprovechamiento de su energía (principales variables para determinar el Espaciamiento y el Burden).

Para realizar un eficiente diseño de esta técnica, se debe tomar en cuenta los siguientes criterios generales:

6.1.1 PROPIEDADES GEOMECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO.

El estudio geomecánico del macizo rocoso ejerce gran dominio en el diseño de una Voladura de Contorno. Entre los principales aspectos se consideran:

- a) Resistencia a la Compresión:** Para seleccionar el explosivo adecuado para la Voladura de Contorno tipo Recorte.
- b) Resistencia a la Tracción:** Para subestimar el daño en contorno de labor, el esfuerzo incitado no debe exceder la resistencia a la tracción de la roca.
- c) Control Estructural:** Se refiere a la formación y la orientación de las discontinuidades en el macizo rocoso.

6.1.2 PARAMETROS DE PERFORACION.

- a) Diámetro de Taladros:** Se evalúa en función del equipo de perforación disponible y de los explosivos a emplear. Los mejores resultados se logran con taladros de contorno de diámetro menor que los de producción. Sin embargo, en frentes subterráneos, este diámetro normalmente es igual a los de producción, como es en nuestro caso ($\varnothing = 45 \text{ mm} \approx 1\frac{3}{4}$ pulgadas).
- b) Longitud de Taladros:** Está relacionado directamente con el diseño de excavación subterránea. En nuestro caso de los Subniveles, la longitud de la barra de perforación es de 14 pies.
- c) Desviación de Taladros:** Los taladros deben perforarse en forma paralela y rectos. Para evitar su desviación se debe tener en cuenta los siguientes:
 - 1) Emplear barras de perforación rígidas, y diversos dispositivos de guía.
 - 2) Exactitud del emboquillado.
 - 3) Regular la energía de avance.
 - 4) Compatibilidad entre la barra y la broca (diseño de los aceros).
 - 5) Correcto afilado de las brocas de botones.

d) Estabilidad de Taladros: Los taladros deben permanecer sin detritus ni desprendimientos de roca hasta que se inicie la carga del explosivo. Esto dependerá del comportamiento del macizo rocoso y de la presencia de agua en el mismo. Si se elige correctamente los aceros de perforación, se podrá asegurar una mejor estabilidad de los taladros.

e) Espaciamiento entre Taladros de Contorno:

- 1) Depende del tipo de roca y del diámetro de perforación.
- 2) Debe ser menor que el espaciamiento de los taladros de producción.
- 3) Debe ser menor que su Burden ($1.00 < B/E < 1.50$).
- 4) Debe tener una separación homogénea entre taladros.

6.1.3 PARAMETROS DE VOLADURA.

1) SELECCIÓN DE EXPLOSIVOS:

- **Usar Explosivos** de baja densidad, potencia y velocidad de detonación, diseñados para reducir el daño al macizo rocoso y los niveles de vibración; y lograr disminuir la sobre excavación.
- **Presión de Detonación dentro del Taladro**, la presión de detonación de una carga explosiva actúa directamente en la pared del taladro, y por ello la selección del explosivo está directamente relacionada a esta presión.
- **Usar Carga Explosiva Desacoplada.** Para ello, el diámetro del explosivo debe ser menor que el diámetro del taladro.

2) CARGA EXPLOSIVA:

- **Carga Explosiva debe ser Lineal** (distribuida homogéneamente a todo lo largo del taladro), y tener una adecuada concentración.
- **Usar Carga Explosiva Discontinua**, cuyo espaciado entre cartuchos del explosivo, debe ser entre 0.18 a 0.25 m, según el tipo de roca.

3) INICIADORES:

- **Carga de Fondo o Cebo con factor de acoplamiento cercano al 100%.**
- **Usar Cordón Detonante a largo del Taladro**, desde el cebo hasta el último tramo de explosivo, para transmitir la energía simultáneamente.

4) ADECUADA SECUENCIA DE ENCENDIDO.

6.2 CRITERIO DE PRESIÓN DE DETONACION DENTRO DEL TALADRO.

Es la presión ejercida por la expansión de gases de detonación en las paredes del taladro (aproximadamente es el 50% de la presión de detonación del explosivo). Cuanto menor sea esta presión menor será el daño producido. Para lograr el efecto de corte en las voladuras controladas es necesario reducir la presión dentro del taladro desacoplándolo y/o espaciando las cargas explosivas dentro del mismo.

6.2.1 PRESIÓN DE TALADRO CON CARGAS ACOPLADAS Y CONTINUAS.

Es un indicador del poder de un explosivo sin haber tenido desacople para la fragmentación del macizo rocoso.

Carga Explosiva Acoplada y Continua. Se refiere al uso de explosivo de un diámetro muy cercano al del taladro de contorno, y carguío continuo del explosivo a lo largo de dicho taladro, con taco confinado (Ver Figura 29).

Para una carga explosiva acoplada y continua, la presión de detonación en el taladro (P_{tac}) se calcula con el siguiente modelo matemático:

$$P_{tac} = \frac{\rho_E \times (VOD)^2 \times 10^{-3}}{8}$$

Donde:

P_{tac} : Presión de taladro, con carga acoplada y continua, en MPa

ρ_E : Densidad del explosivo, en g/cm³

VOD : Velocidad de detonación del explosivo, en m/s

Figura 29: Esquema de Carga Explosiva Acoplada y Continua



Fuente: EXSA

6.2.2 PRESIÓN DE TALADRO CON CARGAS DESACOPLADAS Y CONTINUAS.

Reducción de Presión de Detonación en Taladro. Para generar el plano de falla, es necesario subestimar la presión en el taladro, usando explosivos de baja potencia, y desacoplando las cargas explosivas (Ver Figura 30).

Figura 30: Carga Explosiva Desacoplada.



Fuente: EXSA.

Carga Explosiva Desacoplada y Continua. Se refiere al uso de carga explosiva colocada de manera continua dentro del taladro, pero con menor diámetro, con el fin de reducir la presión efectiva de la detonación en el taladro, y generar menor daño a la pared del taladro. Este desacople genera un confinamiento reducido, e impacta en la velocidad de detonación (VOD), y en la presión de detonación, que depende de la VOD (Figura 31).

Figura 31: Esquema de Carga Explosiva Desacoplada y Continua.



Fuente: EXSA.

Desacoplando el explosivo, la presión de detonación disminuye en relación a los radios de taladro y explosivo, y la podemos obtener de la siguiente fórmula:

$$P_{tdc} = \frac{\rho_E \times (VOD)^2 \times 10^{-3} \times (r_e/r_t)^{2,6}}{8}$$

Donde:

P_{tdc} : Presión de taladro, con carga desacoplada y continua, en MPa

ρ_E : Densidad del explosivo, en g/cm³

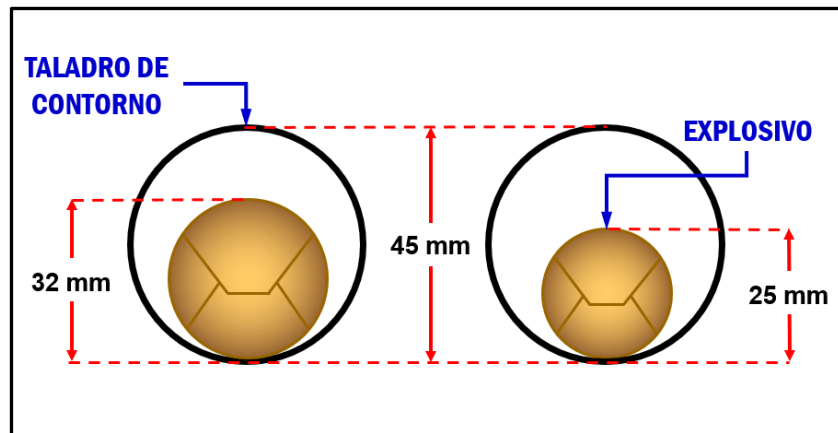
VOD : Velocidad de detonación, en m/s

r_e : Radio del cartucho explosivo, en cm

r_t : Radio del taladro, en cm

En la Figura 32, se muestra el desacoplamiento generado por 2 cargas explosivas de diferentes diámetros (uno de 32 mm y otro de 25 mm), dentro de un taladro de 45 mm de diámetro.

Figura 32: Desacoplamiento por 2 Cargas Explosivas, de 32 y 25 mm de diámetro en un taladro de contorno de 45 mm.



Fuente: EXSA

6.2.3 PRESIÓN DE TALADRO CON CARGAS DESACOPLADAS Y ESPACIADAS.

Si al taladro con carga explosiva desacoplada le colocamos espaciadores de la misma longitud de los cartuchos y cordón detonante en forma axial al taladro, la presión disminuye aún más, y la podemos obtener de la siguiente fórmula:

$$P_{tde} = \frac{\rho_E \times (VOD)^2 \times 10^{-3} \times [(r_e/r_t) \times (\sqrt{C})]^{2,6}}{8}$$

Donde:

P_{tde} : Presión de taladro, con carga desacoplada y espaciada, en MPa

ρ_E : Densidad del explosivo, en g/cm³

VOD : Velocidad de detonación, en m/s

r_e : Radio del cartucho explosivo, en cm

r_t : Radio del taladro, en cm

C : Proporción longitudinal de la masa explosiva dentro del taladro (siendo el valor de 1.0 para la longitud total del taladro)

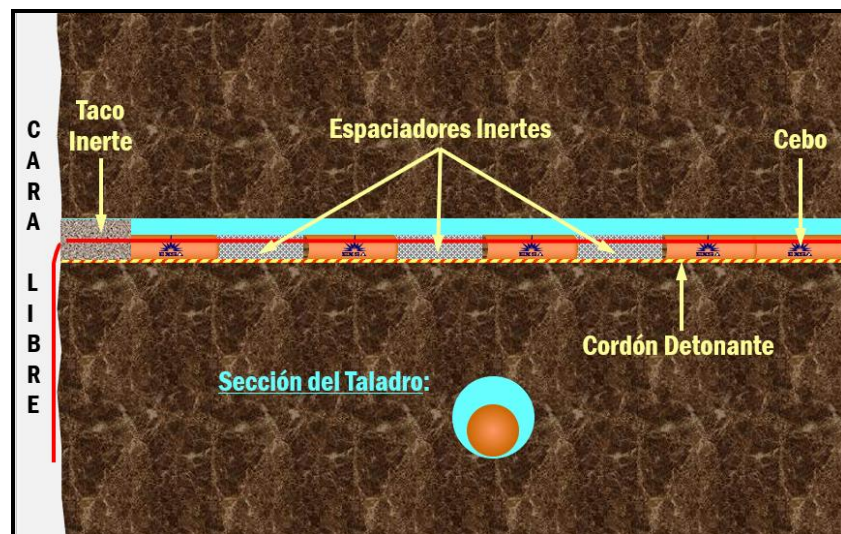
NOTA IMPORTANTE: Cuando la presión de detonación dentro del taladro es mayor que la resistencia compresiva dinámica in situ de la roca; esta presión causará daños como sobre rotura hacia atrás, fractura de la cresta, roca suelta en el frente, etc.

6.2.4 ESQUEMAS DE CARGA EXPLOSIVA DESACOPLADA Y ESPACIADA.

Existen diversos esquemas de configurar cargas desacopladas y espaciadas.

CASO 1: Cartuchos de dinamitas colocadas sobre el taladro, desacopladas y espaciadas con material inerte, e iniciados con cordón detonante a lo largo del taladro (ver Figura 33).

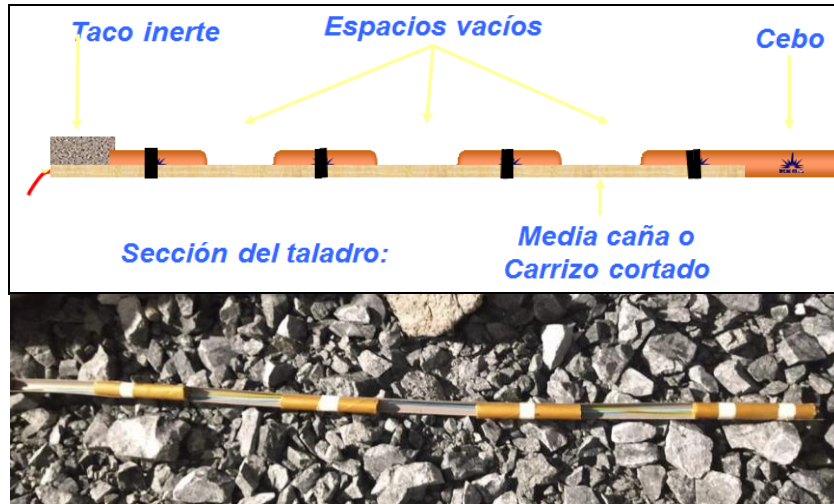
Figura 33: Dinamita Desacoplada y Espaciada con Material Inerte o Aire e iniciados con Cordón Detonante



Fuente: EXSA

CASO 2: Carga explosiva de cartuchos de dinamita espaciadas y fijados sobre una media caña con cordón detonante axial (ver Figura 34).

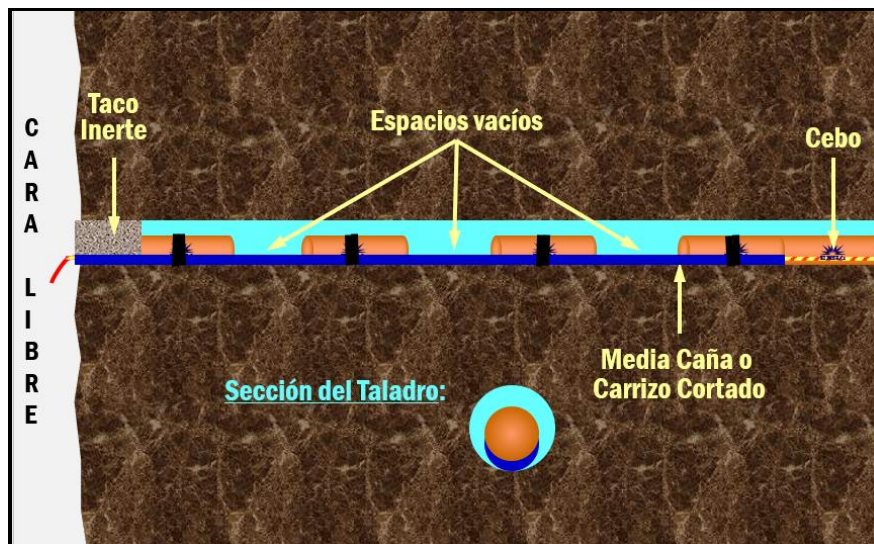
Figura 34: Cartuchos de Dinamita Desacoplados, Espaciados y Fijados sobre una Media Caña, y con Cordón Detonante Axial.



Fuente: EXSA

En la Figura 35, se muestra el caso de carguío de dinamitas, cuyos cartuchos previamente han sido espaciados y fijados sobre una media caña con cordón detonante, y que al colocar a lo largo del taladro se vuelven desacoplados.

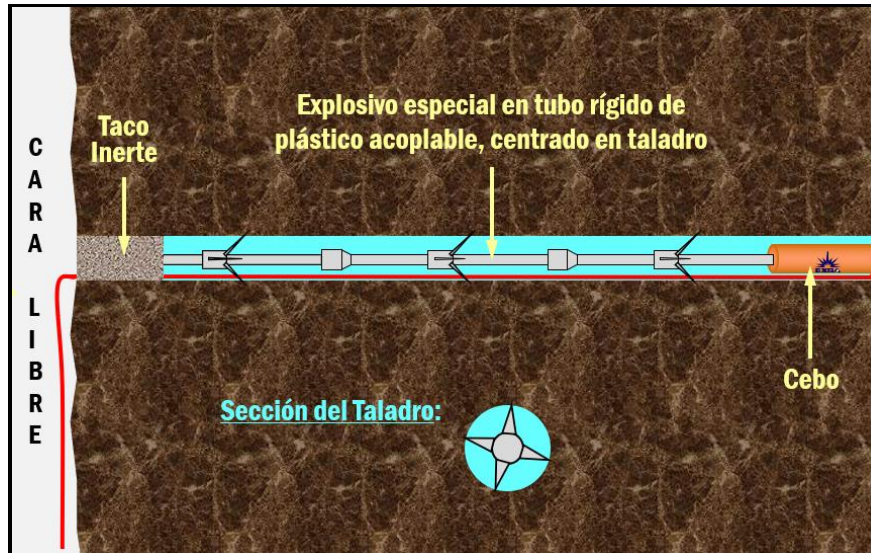
Figura 35: Carguío con Cartuchos de Dinamita Desacoplada, Espaciada y Fijada sobre una Media Caña, y con Cordón Detonante Axial.



Fuente: EXSA.

CASO 3: En la Figura 36, se muestra la carga explosiva de dinamitas, cuyos cartuchos desacoplados y espaciados dentro de un tubo rígido de plástico, con un centrador tipo pluma, y con cordón detonante a lo largo del taladro:

Figura 36: Carguío con Explosivo Especial en Tubos Rígidos de Plástico Acoplables (centrados en el taladro mediante plumas o rosetas).

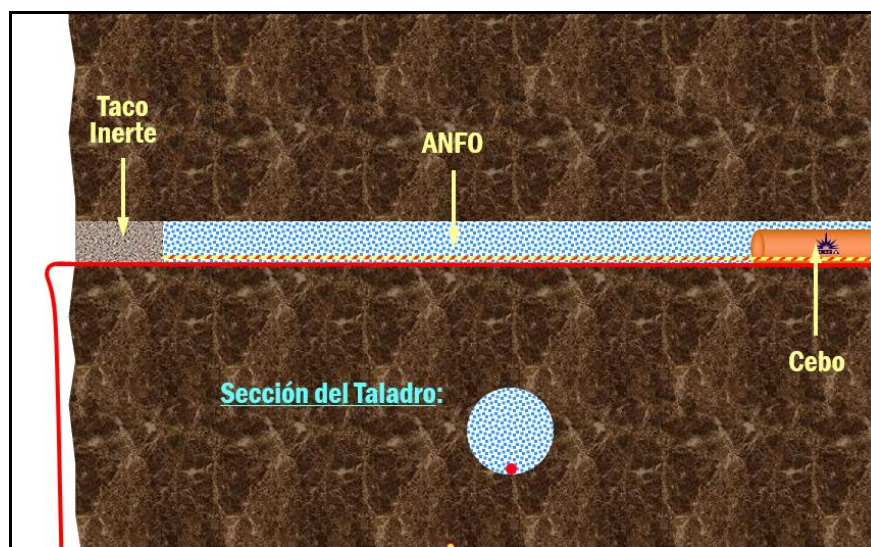


Fuente: EXSA.

6.2.5 PRESIÓN DE TALADRO CON ANFO ACOPLADO Y CONTINUO.

En este caso, el taladro es cargado con ANFO y con cordón detonante de bajo gramaje amarrado al cartucho cebo, e iniciado con detonador no eléctrico. El cordón detonante axial a lo largo de toda la columna de ANFO, pero sin sobresalir de la boca del taladro (Ver Figura 37).

Figura 37: Carguío con ANFO y con Cordón Detonante de Bajo Gramaje



Fuente: EXSA.

6.3 SELECCIÓN DE EXPLOSIVOS PARA VOLADURA DE CONTORNO. (SEGUN CRITERIO DE LA PRESIÓN DENTRO DEL TALADRO).

En esta parte se va seleccionar el explosivo más adecuado para reducir las sobre excavaciones en el contorno de los Subniveles, de acuerdo a la caracterización del macizo rocoso: usando el criterio del explosivo que ofrezca la menor presión de detonación dentro del taladro, con respecto a la Resistencia a la Compresión del Macizo Rocosos circundante. En nuestro caso, el Cuerpo "Rosita", tiene un valor promedio de 62.50 Mpa (entre 50 y 75 Mpa).

Para hallar dichas presiones tomaremos en cuenta los siguientes datos:

- 1) Diámetro de taladro es de 45 mm,
- 2) Espaciadores de igual longitud que los cartuchos (por lo tanto, $C = 0,50$).
- 3) Explosivos disponibles en la Mina (Productos EXSA): Gelatina Especial 90 y 75, Semexsa 80, 65 y 45, Exadit 65 y 45, Exsablock, y Examon "P".

En la siguiente Tabla 34, se muestran los resultados de dicha evaluación.

Tabla 34: Energía (Mpa) Producida dentro del Taladro por Explosivos Disponibles en la Mina Morococha.

Diámetro de Taladro (D _t):		45	mm					Proporción Longitudinal del Explosivo en el Taladro (C):	0.50
Radio del Taladro (r _t):		22.50	mm	2.25	cm			Resistencia a la Compresión de Roca (Promedio), en Mpa:	62.50
DATOS DEL EXPLOSIVO A EVALUAR						PRESION DE DETONACION DENTRO DEL TALADRO (MPa)			
TIPO	DIMENSIONES		DENSIDAD (ρ _E), en g/cm ³	VELOCIDAD DETONACION (VOD), en m/s	RADIO CARTUCHO (r _e), en cm	1) CARGA ACOPLADA Y CONTINUA	2) CARGA DESACOPLADA Y CONTINUA	3) CARGA DESACOPLADA Y ESPACIADA	
	∅ (pulg)	Long. (pulg)				$P_{tac} = \frac{\rho_E \times (VOD)^2 \times 10^{-3}}{8}$	$P_{tdc} = \frac{\rho_E \times (VOD)^2 \times 10^{-3} \times (r_e/r_t)^{2.6}}{8}$	$P_{tde} = \frac{\rho_E \times (VOD)^2 \times 10^{-3} \times [(r_e/r_t) \times (\sqrt{C})]^{2.6}}{8}$	
1	GELATINA ESPECIAL 90	1 1/2	8	1.42	6,000	1.91	6,390.00	4,145.27	1,683.50
		7/8	8						
2	GELATINA ESPECIAL 75	1 1/2	8	1.38	5,500	1.91	5,218.13	3,385.06	1,374.76
		7/8	8						
3	SEMEXSA 80	1 1/2	8	1.18	4,500	1.91	2,986.88	1,937.62	786.92
		7/8	8						
4	SEMEXSA 65	1 1/2	8	1.12	4,200	1.91	2,469.60	1,602.06	650.64
		7/8	8						
5	SEMEXSA 45	1 1/2	8	1.08	3,800	1.91	1,949.40	1,264.60	513.59
		7/8	8						
6	EXADIT 65	1 1/2	8	1.05	3,600	1.91	1,701.00	1,103.46	448.14
		7/8	7						
7	EXADIT 45	1 1/2	8	1.02	3,400	1.91	1,473.90	956.14	388.31
		7/8	7						
8	EXSABLOCK	1 1/8	8	0.91	2,900	1.43	956.64	293.74	119.29
		7/8	7						
9	EXAMON "P"	1	-----	0.82	3,200	1.27	1,049.60	237.27	

Fuente: Elaboración Propia.

CONCLUSION: Dado que la Resistencia a la Compresión del Macizo Roco es de 62.50 Mpa, se seleccionó el explosivo EXSABLOCK de 7/8" x 7" (desacoplado y discontinuo) para Voladura de Contorno, por tener la menor Presión dentro del Taladro (62.06 Mpa).

VALIDACION DEL EXPLOSIVO SELECCIONADO:

A) Datos para Evaluación:

Tipo de Explosivo Seleccionado: Dinamita EXSABLOCK, de 7/8" x 7".

Densidad: 0.91 g/cm³

Velocidad de Detonación: 2,900 m/s

Diámetro del Cartucho: 7/8 pulgadas = 22.5 mm

Diámetro de Taladro: 1 3/4 pulgadas = 45 mm

Resistencia a la Compresión del Cuerpo "Rosita" = 62.50 MPa

B) Presión de Taladro con EXSABLOCK (Carga Acoplada y Continua).

De la Tabla 33 para esta situación, la presión del taladro obtenida es muy alta con respecto a la resistencia a la compresión del macizo rocoso:

$$956.64 \text{ MPa} > 62.50 \text{ MPa}$$

C) Presión de Taladro con EXSABLOCK (Carga Desacoplada y Continua).

Disminuyendo el diámetro del cartucho a 1 1/8" x 8" la presión del taladro disminuye, pero sigue siendo mayor que la resistencia a la compresión del macizo rocoso:

$$293.74 \text{ MPa} > 62.50 \text{ MPa}$$

Disminuyendo aún más el diámetro del cartucho a 7/8" x 7", la presión del taladro disminuye, pero aún es ligeramente mayor que la resistencia a la compresión del macizo rocoso:

$$152.82 \text{ MPa} > 62.50 \text{ MPa}$$

E) Presión de Taladro con EXSABLOCK (Carga Desacoplada y Espaciada).

Si al caso anterior, le colocamos espaciadores de la misma longitud de los cartuchos (7 pulg), y cordón detonante en forma axial al taladro, esta presión disminuye a:

$$62.06 \text{ MPa} < 62.50 \text{ MPa}$$

VALIDACION: Dado que la Presión de Taladro Efectiva (62.06 Mpa), es ligeramente menor que la Resistencia a la Compresión de la Roca (62.50 Mpa), entonces es válida aplicar la dinamita "EXSABLOCK" para nuestros fines.

6.4 ESPACIAMIENTO ENTRE TALADROS DE CONTORNO PARA VOLADURA TIPO RECORTE

El Espaciamiento debe ser muy cercano posible entre dichos taladros, para lograr un buen fracturamiento. Una forma sencilla de hallar este espaciamiento es:

$$E \leq \frac{16 \times r_t \times (P_{tde} + T) \times 10^{-2}}{T}$$

Donde:

E : Espaciamiento entre Taladros, en cm

r_t : Radio del Taladro, en mm

P_{tde} : Presión de Taladro Minimizada (con Carga Desacoplada y Espaciada), en MPa

T : Resistencia a la Tensión de la Roca, en MPa

DATOS DE NUESTRO CASO:

TIPO DE LABOR:	SUBNIVELES
UBICACIÓN DE LABOR:	Cuerpo "Rosita" - Nivel 25
Ancho de Labor	3.30 m
Alto de Labor	3.80 m
Diámetro de Taladro de Contorno	1 3/4 pulg = 45 mm
Radio de Taladro de Contorno	22.50 mm
Explosivo Seleccionado	EXSABLOCK de 7/8" x 7"
Presión de Taladro Efectiva o Minimizada (con carga Desacoplada y Espaciada)	62.06 MPa
Resistencia a la Compresión de la Roca	62.50 MPa
Resistencia a la Tensión de la Roca	6.25 Mpa

CÁLCULO DEL ESPACIAMIENTO ENTRE TALADROS: Al reemplazar los datos en la fórmula anterior, el Espaciamiento entre Taladros del Contorno resulta de:

$$E \leq 40 \text{ cm}$$

Asimismo, FAMESA EXPLOSIVOS S.A. recomienda la siguiente tabla práctica, para taladros de contorno con diámetros de perforación entre 32 y 51 mm,

Tabla 35: Malla para Taladros de Contorno, según Famesa Explosivos S.A.

Diámetro de taladro (mm)	Diámetro de explosivo (mm)	Carga lineal (kg/m)	Espaciamiento (m)	Burden (m)
32	17	0,220	0,40 a 0,60	0,55 a 0,75
51	25	0,500	0,65 a 0,90	0,80 a 1,20

Fuente: Famesa Explosivos S.A.

En base al resultado obtenido del Espaciamiento entre Taladros de Contorno, y considerando la Tabla 33 (Gustafson, 1976), y la Tabla 35 (Famesa Explosivos S.A.), para nuestro caso de un diámetro de taladro de contorno de 45 mm, hemos asumido un Espaciamiento entre Taladros de Contorno de 0.50 m.

Este espaciamiento se comprobó en las pruebas de campo, luego de los ajustes del patrón inicial en la excavación de los Subniveles.

6.5 BURDEN DE TALADROS PARA VOLADURA TIPO RECORTE.

El Burden para los taladros de contorno debe ser mayor que el Espaciado entre ellos, para asegurar que las fracturas se “encadenen” apropiadamente entre los taladros antes que el bloque de Burden se desplace.

Dicho Burden se estima con la ecuación siguiente:

$$\mathbf{B_c = 1.30 \times E}$$

Donde:

B_c : Burden o línea de menor resistencia de contorno, en m

E : Espaciamiento entre taladros de contorno, en m

Reemplazando el dato del espaciamiento (0.50 m) en la ecuación anterior, se tiene el siguiente resultado del burden de contorno:

$$\mathbf{B_c = 0.65 \text{ m}}$$

CONCLUSIÓN SOBRE EL ESPACIAMIENTO Y BURDEN DE CONTORNO:

Como se mencionó anteriormente, nuestro caso aplicativo es sobre los Subniveles, los que albergan un macizo rocoso de 62.50 MPa de esfuerzo a la compresión, y 6.25 MPa de esfuerzo a la tracción. Para lograr un buen resultado en el contorno de estas labores (con mínima sobre excavación), cuyo diámetro de perforación es de 45 mm, se requiere usar el explosivo EXSABLOCK, de 7/8" x 7", con espaciadores de igual longitud que los cartuchos, un espaciamiento entre taladros de 50 cm en el contorno, y un burden para dichos taladros de 0.65 m.

6.6 CÁLCULO DEL NÚMERO DE TALADROS DE CONTORNO.

Los taladros del contorno se encuentran ubicados en los hastiales derecho e izquierdo, y en la corona (techo de la labor, cuyos taladros se llaman también "Alzas").

Para determinar la cantidad de taladros del contorno, se requiere saber la longitud total de dicho contorno, dividido entre el espaciamiento determinado, tal como se observa en la siguiente formula:

$$\text{N}^\circ \text{ Tal} = \frac{\text{Long. Total Contorno}}{\text{Espaciamiento}}$$

Según la Figura 37, la longitud de cada hastial (derecho e izquierdo) es de 3.00 m verticales; y la corona (la conforman 2 semiarcos derecho e izquierdo, con radio de 0.80 m), y cuyas longitudes resultan de 2.51 m; y un tramo horizontal (techo de corona) de 1.70 m, lo que sumado a las longitudes de los hastiales nos dan 10.21 m de longitud total del contorno de los Subniveles; el cual, al dividir entre el espaciamiento, resulta un total de 20 taladros de contorno.

$$\text{N}^\circ \text{ Tal} = \frac{10.21 \text{ m}}{0.50 \text{ m}}$$

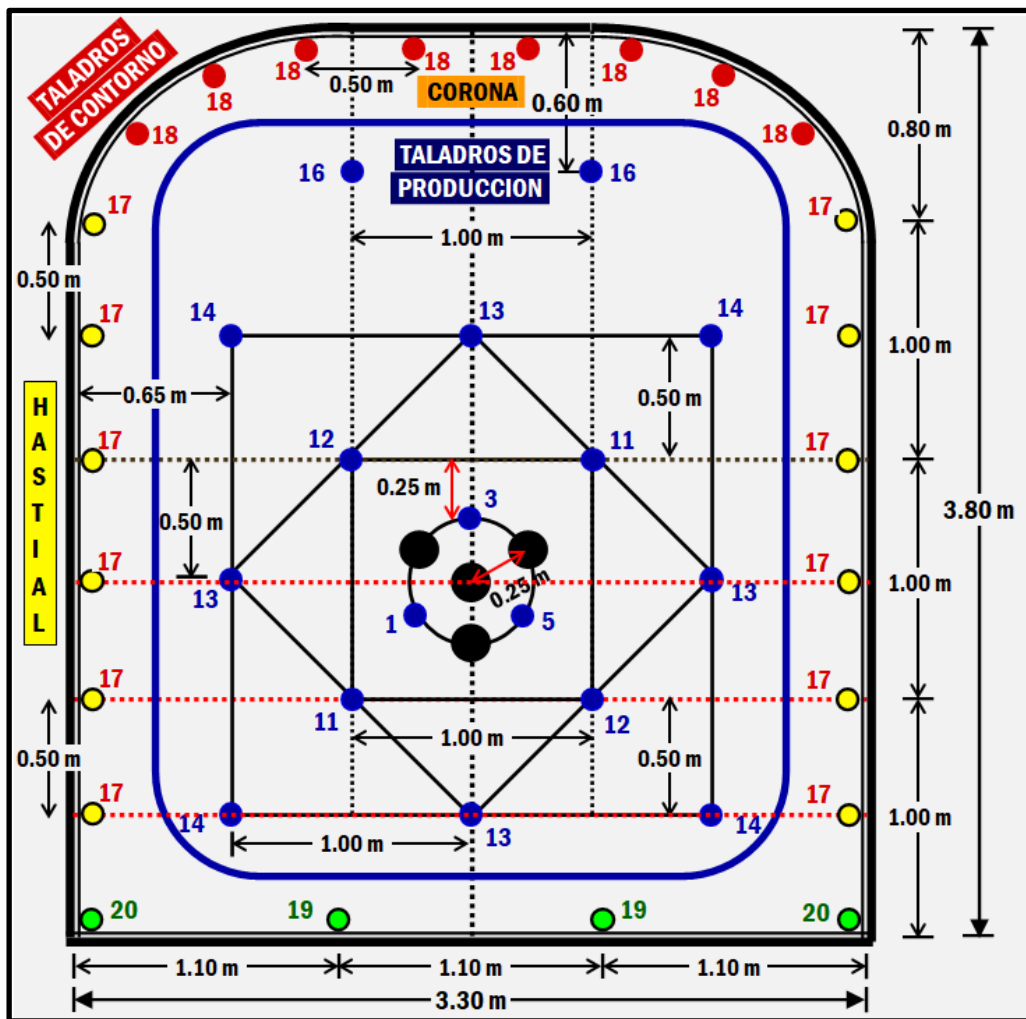
$$\text{N}^\circ \text{ Tal} = 20$$

6.7 MALLA DE PERFORACION PARA VOLADURA TIPO RECORTE EN EL CONTORNO DE UN SUBNIVEL.

A continuación, en la Figura 38, se muestra la malla de perforación en el contorno de los Subniveles (de sección de 3.30 m x 3.80 m), para minimizar la sobre excavación en dicho contorno, con un espaciamiento de 0.50 m, y un burden de 0.65 m, para los taladros de contorno.

En total son 20 taladros de contorno, de los cuales en cada hastial (izquierdo y derecho) corresponde 6 taladros (de color amarillo), y en la corona son 8 taladros (de color rojo).

Figura 38: Malla de Perforación para Voladura de Recorte en el Contorno de Subniveles.



Fuente: Elaboración Propia.

6.8 CÁLCULO DE CONCENTRACION DE CARGA LINEAL.

La concentración de carga lineal se determina según el diámetro de la perforación.

Para diámetros de taladros menores a 150 mm, se tiene la siguiente fórmula:

$$q = 90 \times (\varnothing_1)^2$$

Donde:

q : Concentración de carga lineal, en Kg/m

\varnothing_1 : Diámetro del taladro de contorno, en m

Reemplazando el dato del diámetro del taladro de contorno (45 mm) en la ecuación anterior, se tiene el siguiente resultado de la concentración de carga lineal:

$$q = 90 \times (0.045)^2$$

$$q = 0.1823 \text{ Kg/m}$$

6.9 CANTIDAD DE EXPLOSIVOS POR TALADRO DE CONTORNO.

La cantidad de cartuchos del explosivo Exsablock por taladro del contorno se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$\text{N}^\circ \text{ Cart/Tal} = \frac{q \times Lc}{\text{Peso Cartucho Exsablock}}$$

Donde:

q : Concentración de carga lineal, en Kg/m

Lc : Longitud de carga, en m

Se conoce que la Longitud de Carga (Lc) es 3.15 m, y que la Concentración de carga lineal es de 0.1823 en Kg/m. Reemplazando estos datos en la ecuación anterior, el siguiente resultado de la cantidad de cartuchos por taladro de contorno:

$$\text{N}^\circ \text{ Cart/Tal} = \frac{0.1823 \text{ Kg/m} \times 3.15 \text{ m}}{0.091 \text{ Kg/ Cart}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ Cart/Tal} = 6 \text{ cartuchos de EXSABLOCK}$$

6.10 SISTEMA DE INICIACION Y RETARDOS.

El sistema de iniciación para la detonación de los taladros del contorno es el denominado "No Eléctrico", el cual está compuesto por un detonador de retardo, un tubo de choque transmisor de señal, y un conector de plástico para asegurar el contacto óptimo entre el tubo de choque y el cordón detonante. Sus características principales son:

- La función principal del detonador de retardo dentro del taladro es iniciar el cebo de la columna de carga explosiva y retardo el tiempo designado.
- La función del tubo de choque es transmitir la señal de encendido iniciado mediante el cordón detonante al detonador en el taladro.

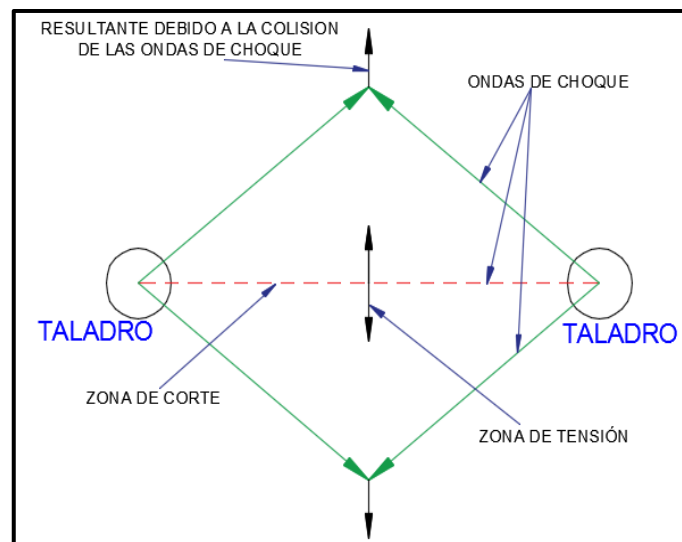
6.11 SECUENCIA DE SALIDA DE TALADROS EN VOLADURA TIPO RECORTE.

La secuencia del disparo de todo el frente de los Subniveles se realiza en dos etapas, primero los taladros de producción y después, con una diferencia de unos 100 ms, los taladros de recorte; es decir que éstos se inician al final de la secuencia de detonación.

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.

Con respecto, el intervalo entre los Taladros de Recorte, tiende a formar un plano de falla implicado por la detonación simultánea, tal como se indica en la Figura 39.

Figura 39: Formación del Plano de Falla en Taladros del Contorno.



Fuente: Elaboración Propia.

6.12 EXACTITUD DE LA PERFORACIÓN EN TALADROS DEL CONTORNO.

La trascendencia de la exactitud en la perforación no se puede considerar para un Diseño de Recorte, pero si debe tener en cuenta el paralelismo de los taladros y la forma en la corona de la labor, ya que este hecho puede ser la causa de las irregularidades en el perfil de una excavación subterránea.

6.13. RESUMEN DE PARAMETROS DE PERFORACION Y VOLADURA DE CONTORNO TIPO RECORTE EN SUBNIVELES.

Es muy importante resaltar que, el aplicar Voladura Controlada tipo Recorte en el Contorno de Subniveles, no influye ni modifica ningún parámetro de diseño, rendimientos y eficiencias de la Voladura de Producción. La malla de perforación, cantidad de taladros, eficiencia de longitud de perforación, avance por disparo, volumen por disparo, cantidad de explosivos y accesorios utilizados en los taladros de producción; son los mismos que se desarrollaron en el Capítulo V.

De acuerdo al diseño realizado desde el acápite 6.3) al 6.9) del presente Capítulo VI, el resumen de los parámetros de Perforación y Voladura de Contorno tipo Recorte se muestran en la Tabla 36:

Tabla 36: Parámetros de Perforación y Voladura de Contorno tipo Recorte.

1) DATOS DE LA LABOR:	
a) Ubicación	Cuerpo "Rosita" - Nivel 25
b) Tipo de Labor	SUBNIVELES
c) Gradiente de la Labor	Mínima = +/- 0%, Máxima = +/- 3%
d) Sección de la Labor	Ancho = 3.30 m, Altura = 3.80 m
2) PARAMETROS DE PERFORACION DE RECORTE	
a) Longitud de Barra de Perforación	14 pies \approx 4.27 m
b) Eficiencia de Longitud de Perforación	88%
c) Longitud Efectiva de Perforación	12.32 pies \approx 3.76 m
d) Desviación Angular de Taladros (α)	10 mm/m
e) Angulo de Taladros de Contorno (γ)	3° = 0.05 rad = 5.24 cm/m
f) Error de Emboquillado del Taladro (β)	20 mm
3) PARAMETROS DE VOLADURA DE RECORTE	
a) Espaciamiento de Taladros de Contorno	0.50 m
b) Burden de Taladros de Contorno	0.65 m
c) Taladros de Contorno (Corona y Hastiales)	Diámetro = 45 mm \approx 1¾ pulgadas Total = 20 Taladros
d) Explosivo como Columna de Carga	
• Explosivo Seleccionado	Dinamita Especial EXSABLOCK
• Dimensiones del Explosivo Seleccionado	7/8" x 7".
• Concentración de Carga Lineal	0.1832 Kg/m
• Cantidad de Explosivo por Taladro	6 cartuchos de EXSABLOCK
e) Explosivo como Cebo	
• Explosivo Seleccionado	Dinamita semi gelatina 65%
• Dimensiones del Explosivo Seleccionado	1½" x 12"
d) Accesorios de Voladura	
• Iniciador del Cebo	Detonador No Eléctrico
• Iniciador de Columna de Carga	Cordón Detonante de 3 gr/m
h) Factor de Carga (Explosivos)	2.36 Kg/m³

Fuente: Elaboración Propia.

Las especificaciones técnicas de los Explosivos y Accesorios usados en Voladura Controlada de Recorte de Subniveles se muestran en el Anexo N° 8.

6.13.1 DISTRIBUCION DE CARGA EXPLOSIVA EN FRENTE DEL SUBNIVEL CON VOLADURA TIPO RECORTE EN EL CONTORNO.

A continuación. se muestra la distribución de explosivos según el Diseño de Carga de Voladura tipo Recorte en el Contorno aplicado en la excavación de Subniveles.

Tabla 37: Distribución de Carga para Frente de Subniveles 3.30 m x 3.80 m (con Voladura Tipo Recorte en el Contorno de Labor)

TIPO DE LABOR:		SUB NIVEL		ANCHO DE LA LABOR:	3.30 m	INDICE RMR:		45 - 50			
CALIDAD MACIZO ROCOSO:		REGULAR		ALTURA DE LA LABOR:	3.80 m	DUREZA DE LA ROCA		SEMI DURO			
EQUIPO DE PERFORACION:		JUMBO		Longitud Barra Perforación:	14 pies	Eficienc. de Avance / Disparo:		90%			
∅ Taladro de Rotura:		45 mm (1¾ pulg)			4.27 m	Longitud de Avance / Disparo:		3.38 m			
∅ Taladro Alivio en Arranque:		101.6 mm (4 pulg)		Eficiencia Long. Perforación:	88%						
Densidad Carga del ANFO:		1.43 Kg/m		Longitud Real Perforación:	3.76 m						
DISTRIBUCION DE CARGA DE EXPLOSIVOS											
DENOMINACION DE TALADRO	N° DE TALADROS		TIPO DE EXPLOSIVO	EXPLOSIVO EN CARTUCHADO				ANFO EXAMON P			TOTAL EXPLOSIV. (Kg)
	Cargas	Vacíos		CEBO / COLUMNA DE CARGA				COLUMNA DE CARGA			
				Cart. / Talad.	Total Cartuch.	Peso / Cartucho	TOTAL DINAMITA	Longitud de Carga	Kgs ANFO / Tal	TOTAL ANFO	
				(Pza)	(Pza)	(Kg)	(Kg)	(m)		(Kg)	
A) TALADROS DE PRODUCCION											
ARRANQUE	3	4	Semexsa 65, 1½" x 12"	1	3	0.3676	1.10	2.90	4.15	12.441	13.54
1° AYUDA	4		Semexsa 65, 1½" x 12"	1	4	0.3676	1.47	2.90	4.15	16.588	18.06
2° AYUDA	4		Semexsa 65, 1½" x 12"	1	4	0.3676	1.47	2.70	3.86	15.444	16.91
3° AYUDA	4		Semexsa 65, 1½" x 12"	1	4	0.3676	1.47	2.70	3.86	15.444	16.91
AYUDA CORONA	2		Semexsa 65, 1½" x 12"	1	2	0.3676	0.74	2.40	3.43	6.864	7.60
B) TALADROS DE CONTORNO											
HASTIALES	12		Semexsa 65, 1½" x 12"	1	12	0.3676	4.41				4.41
			EXSABLOCK, 7/8" x 7"	6	72	0.0910	6.55				6.55
CORONA	8		Semexsa 65, 1½" x 12"	1	8	0.3676	2.94				2.94
			EXSABLOCK, 7/8" x 7"	6	48	0.0910	4.37				4.37
ARRASTRE	4		Emulex 65, 1" x 12"	12	48	0.1785	8.57				8.57
TOTAL	41	4					33.09			66.781	99.87
										FACTOR DE AVANCE:	29.55 Kg/M.A.

Fuente: Elaboración Propia.

En el anterior Cuadro 23, se mostró el diseño de carga de explosivos con Voladura Convencional que se venía aplicando en el contorno de los Subniveles. En los Hastiales (derecho e izquierdo) se perforaban 6 taladros, en los cuales se colocaban 1 cartucho de dinamita semi gelatina 65% de 1½" x 12" como cebo; y se cargaban una longitud de 2.60 m de ANFO como columna de carga (3.72 kg de ANFO por taladro). En el diseño de Voladura de Contorno tipo Recorte (Cuadro 37), se planteó en total 12 taladros para ambos hastiales, cargados con 1 cartucho de dinamita semi gelatina 65% de 1½" x 12" como cebo, y 6 cartuchos de dinamita Exsablock de 7/8" x 7" como carga de fondo, espaciados 7 pulgadas entre cada cartucho.

En la Corona de la Labor, según la Voladura Convencional (Cuadro 23), se perforaban solamente 3 taladros, cargados con 9 cartuchos de dinamita semi gelatina 65% de 1" x 7", como cebo y columna de carga. En el diseño de Voladura tipo Recorte (Cuadro 37), se planteó en total 8 taladros, cargados con 1 cartucho de dinamita semi gelatina 65% de 1½" x 12" como cebo, y 6 cartuchos de dinamita Exsablock de 7/8" x 7" como carga de fondo.

Aplicando la técnica de Voladura de Contorno tipo Recorte, el Factor de Avance de todo el frente es ahora de 29.55 kg/metro de avance, en cuanto al Factor de Carga Total (todo el frente) es de 2.36 kg/m³, y el Factor de Carga de los Taladros del Contorno (Corona y Hastiales) es de 0.21 kg/m².

6.14 COSTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE SUBNIVELES, INCLUYENDO VOLADURA DE CONTORNO TIPO RECORTE.

6.14.1. ANALISIS DEL COSTO DIRECTO DE PERFORACION DEL SUBNIVEL (PARA VOLADURA DE RECORTE).

El Costo Directo de Perforación consta de los siguientes elementos:

- a) Costo de Mano de Obra Directa.
- b) Costo de Materiales Directos (Aceros, Accesorios, Herramientas, etc.)
- c) Costo de Equipos de Perforación.

Datos para Determinar el Costo de Aceros de Perforación:

Según la Figura 37 y la Tabla 37, para la Voladura de Contorno tipo Recorte de un Subnivel de 3.30 x 3.80 m, se tiene un total de 41 taladros de producción y de contorno, y de 4 taladros de alivio; todos con una longitud de 3.76 m. Los metros perforados por disparo, vida útil y precios unitarios (sin I.G.V.) de cada acero de perforación, se muestran en la Tabla 38.

Tabla 38: Información de los Aceros de Perforación.

Tipo de Acero de Perforación	N° Talad. Perfor.	Und	Metros Perfor. / Disp.	Vida Útil (metros perfor.)	Precio Unit. (US\$)
Barra de Perforación, de 14 pies	45	Pza	169.20	2,134	536.11
Broca de Botones, ø = 45 mm (Prod. + Cont)	41	Pza	154.16	366	83.12
Broca Rimadora, ø = 4" (Talad. de Alivio)	4	Pza	15.04	610	263.76
Adaptador Piloto, R32 (Talad. de Alivio)	4	Pza	15.04	610	254.30
Adaptador de Culata, COP 1838	45	Pza	169.20	2,134	221.92
Acople, R38-R32	45	Pza	169.20	2,438	118.91

Fuente: Elaboración Propia.

Usando datos de la Tabla 37, y de la Figura 37, se calculó el Costo Directo de Perforación del Subnivel de 3.30 x 3.80 m en el Cuerpo "Rosita", realizado con Voladura Controlada de Contorno tipo Recorte.

Este costo resultó de **175.55 US\$ / Metro de Avance** (ver Tabla 39).

Tabla 39: Estructura del Costo Directo de Perforación Convencional en Subniveles.

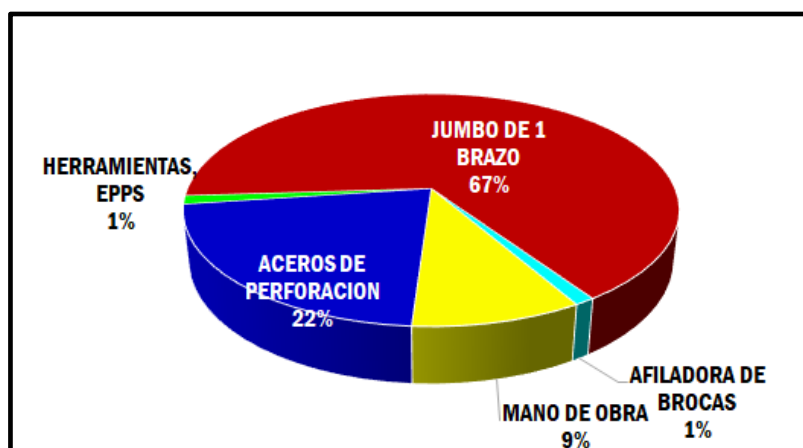
PARTIDA A COSTEAR:		SUB NIVEL		Gradiente:		Minima +/- 0%, Maxima +/- 3%		
SECCION DE LA LABOR:	Ancho:	3.30	m	JORNADA DE TRABAJO:		8.00	Hrs/Gdia	
	Altura:	3.80	m	Longitud Barra de Perforación:		14	Pies/Barra	
Dureza de Roca:		Semi Dura		Eficiencia Long. Perforación:		88%		
Taladros de Producción y Contorno:		Total:	41	Ø =	45 mm	Longitud Perforación Efectiva:		
Taladros de Alivio (Vacío):		Total:	4	Ø =	4 Pulg	Eficiencia Avance del Disparo:		
						RENDIMIENTO DE LA PARTIDA		
						11.09	Pies/Gdia	
						(Avance Lineal por Guardia):		
						3.38	M.A./Gdia	
DESCRIPCIÓN		ANÁLISIS POR GUARDIA				COSTO POR METRO AVANCE		
		UNID.	CANT.	INCID.	P. UNIT. (US \$)	Parcial	Sub Total	TOTAL
I) COSTO DIRECTO								
1) MANO DE OBRA							16.48	16.48
A) Operador de Jumbo		H-H	4.00	0.148	46.13	6.83		
B) Ayudante Operador de Jumbo		H-H	4.00	0.148	35.73	5.29		
C) Almacenero		H-H	0.50	0.018	28.80	0.53		
D) Capataz		H-H	0.50	0.018	48.63	0.90		
E) Jefe de Guardia		H-H	0.75	0.028	105.83	2.94		
2) MATERIALES Y HERRAMIENTAS								40.36
A) ACEROS DE PERFORACION							34.33	
Barra de Perforación, de 14 pies		Pza	1	0.079	536.11	12.56		
Broca de Botones, Ø = 45 mm (Prod. + Cont)		Pza	1	0.421	83.12	10.35		
Broca Rimadora, Ø = 4" (Talad. de Alivio)		Pza	1	0.025	263.76	1.92		
Adaptador Piloto, R32 (Talad. de Alivio)		Pza	1	0.025	254.30	1.85		
Adaptador de Culata, COP 1838		Pza	1	0.079	221.92	5.20		
Acople, R38-R32		Pza	1	0.069	118.91	2.44		
B) ACCESORIOS DE PERFORACION							3.95	
Manguera de Lona, Ø = 1", de 100 PSI		m	25.00	0.014	2.45	0.25		
Abrazadera, Ø = 1"		Pza	2	0.014	5.00	0.04		
Válvula, Ø = 1"		Pza	1	0.014	1.85	0.01		
Copa de Afilado		Pza	2	0.028	85.00	1.39		
Cáncamo de Instal. RRHH y Aire Comp.		Pza	1	1.000	2.00	0.59		
Tubería de Polietileno HDPE, Ø = 2"		m	3.00	0.888	1.56	1.38		
Aceite de Perforación Torcula 150		Gln	0.30	1.000	3.17	0.28		
C) HERRAMIENTAS MANUALES		Glb	1.00	1.000	5.12	1.52		1.52
D) IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD		Glb	1.06	1.000	0.97	0.30		0.30
E) LAMPARAS MINERAS		Trab.	1.22	0.033	21.53	0.26		0.26
4) EQUIPOS							118.91	118.91
A) Jumbo Electrohidráulico de 1 Brazo		HM	3.51	1.038	112.68	116.94		
B) Afiladora de Brocas		Gdia	1.00	0.296	6.67	1.97		
COSTO DIRECTO UNITARIO DE EXCAVACION						US/Metro de Avance	175.75	

Fuente: Elaboración Propia.

En la Figura 40, se muestra la distribución porcentual de cada elemento que conforma el Costo de Perforación para Voladura de Recorte en un Subnivel de 3.30 m x 3.80 m. Analizando por cada elemento, tenemos los siguientes:

- 1) **Costo de Mano de Obra Directa: es US\$ 16.48 / Metro de Avance** (9% del Costo Total de Perforación); y está conformado por: remuneraciones, beneficios y leyes sociales del Operador y Ayudante de Jumbo, Almacenero, Capataz, y Jefe de Guardia; de acuerdo a la incidencia de cada uno de ellos en la jornada de trabajo.
- 2) **Costo de Materiales y Herramientas: es US\$ 30.46 / Metro de Avance.** (17% del Costo Total de Perforación); distribuidos: aceros de perforación (19%), accesorios de perforación (3%), herramientas manuales (0.5%), elementos de protección personal (0.3%), y lámparas mineras (0.2%).
- 3) **Costo de Equipos Directos: US\$ 118.91 / Metro de Avance** (67% del Costo Total de Perforación); distribuidos así: Jumbo Electrohidráulico de 1 Brazo (61%), y Afiladora de Brocas (1%).

Figura 40: Distribución del Costo de Perforación para Voladura de Recorte de un Subnivel de 3.30 x 3.80 m



Fuente: Elaboración Propia

6.14.2. ANALISIS DEL COSTO DIRECTO DE VOLADURA DEL SUBNIVEL (INCLUYENDO VOLADURA DE RECORTE).

La Estructura del Costo Directo de Voladura contiene los siguientes:

- a) Costo de Mano de Obra Directa.
- b) Costo de Herramientas, EPP's, y Otros.
- c) Costo de Explosivos y Accesorios de Voladura.
- d) Costo de Equipos para Voladura.

Usando datos de las Tablas 36 y 37, se calculó el Costo Directo de Voladura del Subnivel de 3.30 x 3.80 m en el Cuerpo "Rosita", realizado con Voladura tipo Recorte en su contorno. Este costo resultó de **80.00 US\$ / Metro de Avance** (ver Tabla 40).

Tabla 40: Estructura del Costo Directo de Voladura de Recorte en Subniveles.

PARTIDA A COSTEAR:		SUB NIVEL		Gradiente:		Minima +/- 0%, Maxima +/- 3%	
SECCION DE LA LABOR:	Ancho:	3.30	m	JORNADA DE TRABAJO:		8.00	Hrs/Gdia
	Altura:	3.80	m	Longitud Barra de Perforación:		14	Pies/Barra
Dureza de Roca:	Semi Dura		Eficiencia Long. Perforación:		88%		
Taladros de Producción y Contorno:	Total:	41	Ø = 45 mm	Longitud Perforación Efectiva:		12.32	Pies/Tal
Taladros de Alivio (Vacío):	Total:	4	Ø = 4 Pulg	Eficiencia Avance del Disparo:		90%	
Volumen por Disparo:	42.38		m ³		RENDIMIENTO DE LA PARTIDA		11.09 Pies/Gdia
Factor de Carga (Explosivos):	2.10		Kg/m ³		(Avance Lineal por Guardia):		3.38 M.A./Gdia
DESCRIPCIÓN	ANALISIS POR GUARDIA				COSTO POR METRO AVANCE		
	UNID.	CANT.	INCID.	P. UNIT. (US \$)	Parcial (US \$/Metro de Avance)	Sub Total	TOTAL
I) COSTO DIRECTO							
1) MANO DE OBRA						16.14	16.14
A) Operador de Jumbo	H-H	2.00	0.074	46.13	3.41		
B) Ayudante Operador de Jumbo	H-H	2.00	0.074	35.73	2.64		
C) Almacenero	H-H	0.50	0.018	28.80	0.53		
D) Capataz	H-H	1.50	0.055	48.63	2.70		
E) Jefe de Guardia	H-H	1.75	0.065	105.83	6.85		
2) HERRAMIENTAS, EPP'S Y OTROS							1.94
A) HERRAMIENTAS MANUALES	Glb	1.00	1.000	5.12	1.52	1.52	
B) IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	Glb	0.76	1.000	0.97	0.22	0.22	
C) LAMPARAS MINERAS	Trab.	0.97	0.033	21.53	0.21	0.21	
3) EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA						60.48	60.48
A) Dinamita 65%, de 1" x 7" (Semexa 65)	Kg	0.00	0.000	2.30	0.00	38.96	
B) Dinamita 65%, de 1½" x 12" (Semexa 65)	Kg	13.60	4.025	2.74	11.03		
C) Emulsión 65%, de 1" x 12" (Emulex 65)	Kg	8.57	2.535	2.60	6.59		
D) ANFO (Examon "P")	Kg	66.78	19.760	1.08	21.34		
E) Dinamita Especial, de 7/8" x 7" (Exsablock)	Kg	10.92	3.231	2.10	6.79		
F) Detonador No Eléctrico (Exsanel, MS)	Pza	41	12.131	0.95	11.52	14.74	
G) Cordón Detonante de 3 gr/m (3P)	m	90	26.630	0.11	2.93		
H) Mecha Rápida de Ignición	m	0.30	0.089	0.25	0.02		
I) Detonador Ensamblado (Carmex)	Pza	2	0.592	0.44	0.26		
4) EQUIPOS						1.44	1.44
A) Cargador de ANFO	Gdia	1.00	0.296	4.88	1.44		
COSTO DIRECTO UNITARIO DE EXCAVACION					US/Metro de Avance	80.00	

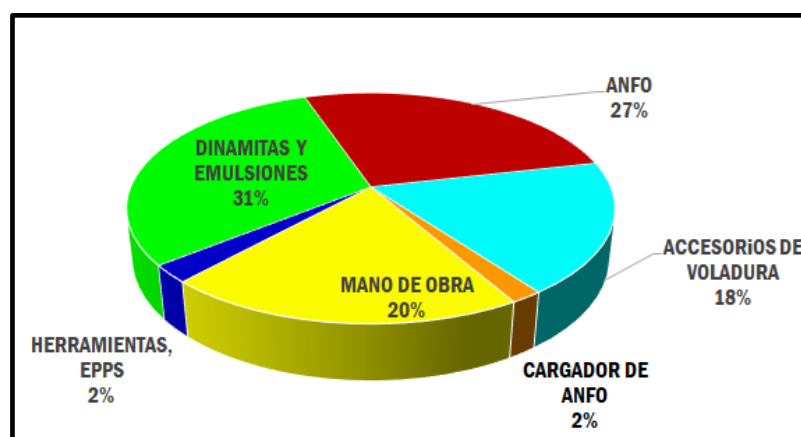
Fuente: Elaboración Propia

En la Figura 41, se muestra la distribución porcentual de cada elemento que conforma el Costo de Voladura Convencional del Subnivel de 3.30 m x 3.80 m. Analizando detalles por cada elemento, tenemos los siguientes:

1) Costo de Mano de Obra Directa: es US\$ 16.14 / Metro de Avance (20% del Costo Total de Voladura); y está conformado por las remuneraciones, beneficios y leyes sociales del Operador y Ayudante de Jumbo, Almacenero, Capataz, y Jefe de Guardia; de acuerdo a la incidencia de cada uno de ellos en la jornada de trabajo.

- 2) **Costo de Herramientas, EPP's y Otros: es US\$ 1.94 / Metro de Avance** (2% del Costo Total de Voladura); distribuidos así: herramientas manuales (1%), elementos de protección personal (0.3%) y lámparas mineras (0.3%).
- 3) **Costo de Explosivos: es US\$ 60.48 / Metro de Avance** (78% del Costo Total de Voladura); distribuidos así: Explosivos (60%), y Accesorios de Voladura (18%).
- 4) **Costo de Equipos Directos: es US\$ 1.44 / Metro de Avance** (2% del Costo Total de Voladura); que solo incluye el costo del Cargador de ANFO.

Figura 41: Distribución del Costo de Voladura Convencional de un Subnivel de 3.30 x 3.80 m.



Fuente: Elaboración Propia

6.14.3 COSTO TOTAL DE PERFORACION Y VOLADURA DEL SUBNIVEL (INCLUYENDO VOLADURA DE RECORTE).

El Costo Directo Total Unitario de Perforación y Voladura tipo Recorte en Subniveles es de **US\$ 255.75 por Metro de Avance**, del cual el Costo de Perforación es 175.75 US\$ / Metro de Avance (69% del Costo Total), y el Costo de Voladura es 80.00 US\$ / Metro de Avance (31% del Costo Total).

De acuerdo a la anterior Tabla 18, el avance promedio de Subniveles es de 623 metros por mes. Por lo tanto, el Costo Total Mensual de Perforación y Voladura tipo Recorte en los Subniveles es de **US\$ 159,322**.

Si proyectamos a un periodo anual, el Costo Total de Perforación y Voladura tipo Recorte en los Subniveles sería de **US\$ 1'911,864**.

CAPITULO VII
ANALISIS E INTERPRETACION DE RESULTADOS
TECNICOS Y ECONOMICOS.

7.1 RESULTADOS TECNICOS DE APLICAR VOLADURAS TIPO RECORTE EN EL CONTORNO DE SUBNIVELES.

7.1.1 CONTROL DE SOBRE EXCAVACIONES PROBADAS EN 28 VOLADURAS TIPO RECORTE APLICADAS EN LOS SUBNIVELES.

En el Capítulo V del presente trabajo, se diagnosticó el problema de sobre excavaciones en los Subniveles (del período de los meses de octubre a diciembre del 2019) producidas por las Voladuras Convencionales. Luego en el Capítulo VI, se diseñó la Voladura de Recorte para los taladros del contorno, la que luego se aplicó en un total de 28 voladuras de pruebas de campo, durante el mes de febrero del 2020.

Los resultados obtenidos de estas pruebas realizadas durante el proceso de la investigación, se muestran en las Tablas 41, 42, 43, y 44.

Tabla 41: Resultados de Sobre Excavaciones en Subniveles de 3.30 x 3.80 m,
con Voladura de Recorte (Febrero 2020) - Disparos N° 01 al 07

PARAMETRO	N°	Disparo	Disparo	Disparo	Disparo	Disparo	Disparo	Disparo
	Voladura	N° 01	N° 02	N° 03	N° 04	N° 05	N° 06	N° 07
	Fecha	1-Feb-20	2-Feb-20	3-Feb-20	4-Feb-20	5-Feb-20	6-Feb-20	7-Feb-20
1) PERFORACION Y VOLADURA	UNIDAD							
Longitud de Perforación	m/Disp	3.60	3.60	3.60	3.60	3.60	3.60	3.60
Avance Real del Disparo	m/Disp	3.42	3.39	3.41	3.39	3.41	3.40	3.38
Eficiencia del Disparo	%	95.00%	94.17%	94.72%	94.17%	94.72%	94.44%	93.89%
Volumen Roto Proyectado	m³	42.89	42.51	42.76	42.51	42.76	42.64	42.39
Tonelaje Roto Proyectado	TM	111.51	110.53	111.18	110.53	111.18	110.85	110.20
Factor de Carga	kg/m³	1.51	1.53	1.52	1.53	1.52	1.52	1.53
Factor de Potencia	kg/TM	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58
Factor de Avance	kg/m	22.24	22.43	22.30	22.43	22.30	22.37	22.50
2) RESULTADO DE SOBRE EXCAVACION								
Tonelaje Roto Proyectado	TM	111.51	110.53	111.18	110.53	111.18	110.85	110.20
Tonelaje Roto Real	TM	115.41	117.16	118.74	116.38	118.41	117.06	116.81
SOBRE EXCAVACION	TM	3.90	6.63	7.56	5.85	7.23	6.21	6.61
% SOBRE EXCAVACION	%	3.50	6.00	6.80	5.30	6.50	5.60	6.00

Fuente: Departamento de Mina, CMA

Tabla 42: Resultados de Sobre Excavaciones en Subniveles de 3.30 x 3.80 m,
con Voladura de Recorte (Febrero 2020) - Disparos N° 08 al 14.

PARAMETRO	N°	Disparo	Disparo	Disparo	Disparo	Disparo	Disparo	Disparo
	Voladura	N° 08	N° 09	N° 10	N° 11	N° 12	N° 13	N° 14
	Fecha	8-Feb-20	9-Feb-20	10-Feb-20	11-Feb-20	12-Feb-20	13-Feb-20	14-Feb-20
1) PERFORACION Y VOLADURA	UNIDAD							
Longitud de Perforación	m/Disp	3.60	3.60	3.60	3.60	3.60	3.60	3.60
Avance Real del Disparo	m/Disp	3.42	3.42	3.38	3.41	3.38	3.41	3.37
Eficiencia del Disparo	%	95.00%	95.00%	93.89%	94.72%	93.89%	94.72%	93.61%
Volumen Roto Proyectado	m³	42.89	42.89	42.39	42.76	42.39	42.76	42.26
Tonelaje Roto Proyectado	TM	111.51	111.51	110.20	111.18	110.20	111.18	109.88
Factor de Carga	kg/m³	1.51	1.53	1.52	1.53	1.52	1.52	1.53
Factor de Potencia	kg/TM	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58
Factor de Avance	kg/m	22.24	22.43	22.30	22.43	22.30	22.37	22.50
2) RESULTADO DE SOBRE EXCAVACION								
Tonelaje Roto Proyectado	TM	111.51	111.51	110.20	111.18	110.20	111.18	109.88
Tonelaje Roto Real	TM	118.09	117.08	117.69	117.41	116.04	118.07	116.03
SOBRE EXCAVACION	TM	6.58	5.57	7.49	6.23	5.84	6.89	6.15
% SOBRE EXCAVACION	%	5.90	5.00	6.80	5.60	5.30	6.20	5.60

Fuente: Departamento de Mina, CMA

Tabla 43: Resultados de Sobre Excavaciones en Subniveles de 3.30 x 3.80 m, con Voladura de Recorte (Febrero 2020) - Disparos N° 15 al 21.

PARAMETRO	N°	Disparo	Disparo	Disparo	Disparo	Disparo	Disparo	Disparo
	Voladura	N° 15	N° 16	N° 17	N° 18	N° 19	N° 20	N° 21
	Fecha	15-Feb-20	16-Feb-20	17-Feb-20	18-Feb-20	19-Feb-20	20-Feb-20	21-Feb-20
1) PERFORACION Y VOLADURA	UNIDAD							
Longitud de Perforación	m/Disp	3.60	3.60	3.60	3.60	3.60	3.60	3.60
Avance Real del Disparo	m/Disp	3.41	3.38	3.38	3.42	3.39	3.40	3.42
Eficiencia del Disparo	%	94.72%	93.89%	93.89%	95.00%	94.17%	94.44%	95.00%
Volumen Roto Proyectado	m³	42.76	42.39	42.39	42.89	42.51	42.64	42.89
Tonelaje Roto Proyectado	TM	111.18	110.20	110.20	111.51	110.53	110.85	111.51
Factor de Carga	kg/m³	1.51	1.53	1.52	1.53	1.52	1.52	1.53
Factor de Potencia	kg/TM	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58
Factor de Avance	kg/m	22.24	22.43	22.30	22.43	22.30	22.37	22.50
2) RESULTADO DE SOBRE EXCAVACION								
Tonelaje Roto Proyectado	TM	111.18	110.20	110.20	111.51	110.53	110.85	111.51
Tonelaje Roto Real	TM	116.96	117.03	117.59	118.42	116.72	117.73	118.98
SOBRE EXCAVACION	TM	5.78	6.83	7.39	6.91	6.19	6.88	7.47
% SOBRE EXCAVACION	%	5.20	6.20	6.70	6.20	5.60	6.20	6.70

Fuente: Departamento de Mina, CMA.

Tabla 44: Resultados de Sobre Excavaciones en Subniveles de 3.30 x 3.80 m, con Voladura de Recorte (Febrero 2020) - Disparos N° 22 al 28.

PARAMETRO	N°	Disparo	Disparo	Disparo	Disparo	Disparo	Disparo	Disparo
	Voladura	N° 22	N° 23	N° 24	N° 25	N° 26	N° 27	N° 28
	Fecha	22-Feb-20	23-Feb-20	24-Feb-20	25-Feb-20	26-Feb-20	27-Feb-20	28-Feb-20
1) PERFORACION Y VOLADURA	UNIDAD							
Longitud de Perforación	m/Disp	3.60	3.60	3.60	3.60	3.60	3.60	3.60
Avance Real del Disparo	m/Disp	3.42	3.35	3.37	3.36	3.39	3.38	3.42
Eficiencia del Disparo	%	95.00%	93.06%	93.61%	93.33%	94.17%	93.89%	95.00%
Volumen Roto Proyectado	m³	42.89	42.01	42.26	42.13	42.51	42.39	42.89
Tonelaje Roto Proyectado	TM	111.51	109.22	109.88	109.55	110.53	110.20	111.51
Factor de Carga	kg/m³	1.51	1.53	1.52	1.53	1.52	1.52	1.53
Factor de Potencia	kg/TM	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58
Factor de Avance	kg/m	22.24	22.43	22.30	22.43	22.30	22.37	22.50
2) RESULTADO DE SOBRE EXCAVACION								
Tonelaje Roto Proyectado	TM	111.51	109.22	109.88	109.55	110.53	110.20	111.51
Tonelaje Roto Real	TM	117.97	115.01	116.80	116.78	116.83	117.70	118.20
SOBRE EXCAVACION	TM	6.46	5.79	6.92	7.23	6.30	7.50	6.69
% SOBRE EXCAVACION	%	5.80	5.30	6.30	6.60	5.70	6.80	6.00

Fuente: Departamento de Mina, CMA.

7.1.2 RESUMEN DE RESULTADOS PROMEDIOS DE SOBRE EXCAVACIONES PROBADAS EN 28 VOLADURAS TIPO RECORTE EN SUBNIVELES.

En la Tabla 45, se muestra el resultado promedio de sobre excavación con Voladura de Recorte en el Contorno de los Subniveles. Se concluye que la sobre excavación ha disminuido desde 14% (producida con las voladuras convencionales), a un valor mínimo de 5.91%, el cual era el objetivo principal de la presente investigación.

Tabla 45: Resultado Promedio de Sobre Excavaciones por Disparo en Subniveles con Voladura de Recorte (Febrero 2020).

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	PROMEDIO POR DISPARO
Avance de Disparo	m	3.40
Eficiencia del Disparo	%	94.43
Volumen Roto Proyectado	m ³	42.58
Tonelaje Roto Proyectado	TM	110.71
Factor de Carga	Kg/m ³	1.52
Factor de Potencia	Kg/TM	0.58
Factor de Avance	Kg/m	22.37
Tonelaje Roto Proyectado	TM	110.71
Tonelaje Roto Real	TM	117.25
SOBRE EXCAVACIÓN	TM	6.54
% SOBRE EXCAVACIÓN	%	5.91

Fuente: Elaboración Propia

7.1.3 REDUCCION DE LA PRODUCCION DE SHOTCRETE EN SUBNIVELES AL APLICAR VOLADURA DE RECORTE EN EL CONTORNO.

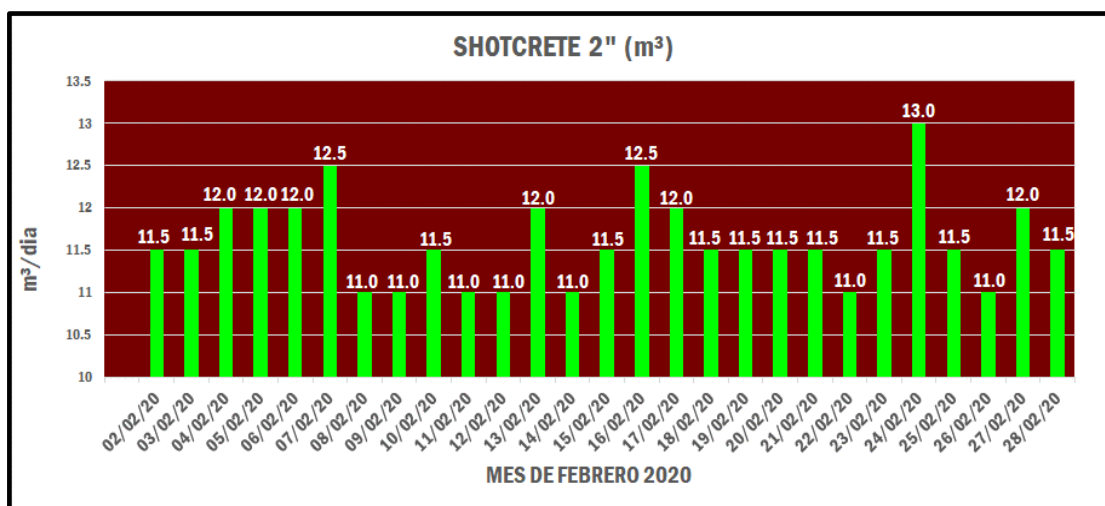
Luego de aplicar 28 pruebas de campo con la Técnica de Voladura Controlada de Contorno tipo Recorte durante el mes de febrero del 2,020 en la excavación de los Subniveles de la Zona “Codiciada”, se obtuvo como consecuencia una reducción en el consumo de Shotcrete Vía Húmeda (el cual solo fue necesario aplicar en un espesor de 2 pulgadas), totalizando una producción mensual de 313.50 m³. En la Tabla 46 y en la Figura 42, se muestran el resumen diario del consumo de Shotcrete Vía Húmeda del mes de Febrero 2020, que se aplicaron a los Subniveles de la Zona “Codiciada”; y en el Anexo 10, se muestra los reportes diarios de dichos consumos.

Tabla 46: Resumen Diario del Consumo de Shotcrete Vía Húmeda en Subniveles de la Zona Codiciada, luego de aplicar Voladura de Recorte.

FECHA	M ³ SHOTCRETE	FECHA	M ³ SHOTCRETE	FECHA	M ³ SHOTCRETE
2-Feb-20	11.50	11-Feb-20	11.00	20-Feb-20	11.50
3-Feb-20	11.50	12-Feb-20	11.00	21-Feb-20	11.50
4-Feb-20	12.00	13-Feb-20	12.00	22-Feb-20	11.00
5-Feb-20	12.00	14-Feb-20	11.00	23-Feb-20	11.50
6-Feb-20	12.00	15-Feb-20	11.50	24-Feb-20	13.00
7-Feb-20	12.50	16-Feb-20	12.50	25-Feb-20	11.50
8-Feb-20	11.00	17-Feb-20	12.00	26-Feb-20	11.00
9-Feb-20	11.00	18-Feb-20	11.50	27-Feb-20	12.00
10-Feb-20	11.50	19-Feb-20	11.50	28-Feb-20	11.50
CONSUMO TOTAL SHOCRETE EN SUBNIVELES - FEBRERO 2020 (M³)					313.50

Fuente: Elaboración Propia

Figura 42: Diagrama del Consumo Diario de Shotcrete Vía Húmeda en Subniveles de Zona Codiciada, luego de aplicar Voladura de Recorte.



Fuente: Elaboración Propia

7.2 RESULTADO ECONOMICO DE APLICAR VOLADURAS TIPO RECORTE EN EL CONTORNO DE SUBNIVELES.

Como ya se mencionó anteriormente, luego de los resultados ineficientes que se venían obteniendo en el contorno de los Subniveles usando Técnica de Voladura Convencional, se modificó el diseño de la malla de perforación mediante la Técnica de Voladura Controlada de Recorte, obteniéndose buenos resultados tanto técnicos, económicos y de seguridad.

Analizando los resultados económicos sobre un periodo anual, tenemos que el Costo Total de **Perforación y Voladura Convencional** en los Subniveles es de **US\$ 1'620,792**, mientras que aplicar **Voladura tipo Recorte**, este costo subió a **US\$ 1'911,864**. Por lo tanto, el incremento del costo anual es de **US\$ 291,072**.

Por otro lado, al reducirse la sobre excavación con Voladura de Recorte desde 14% hasta 5.91%, se redujo el consumo mensual de Shotcrete **desde 517.56 m³** (ver Tabla 27) **hasta 313.50 m³** (ver Tabla 46), originando un **ahorro mensual de 204.06 m³** de Shotcrete, el cual valorizado a su **costo unitario: US\$ 326.71 por m³** (ver Tabla 32), el ahorro es de US\$ 66.668 por mes y **US\$ 800,016 al año**.

Finalmente, **EL AHORRO NETO ANUAL** en la excavación de los Subniveles, considerando el incremento del costo anual por aplicar Voladura de Recorte vs. la disminución del costo anual por menor consumo de Shotcrete, es de **US\$ 508,944**.

A este resultado, se tiene que considerar también otros beneficios como:

- 1) Reducción del costo anual de limpieza con equipo Scoop de 4.20 yd³, por menor volumen de excavación en los Subniveles (al reducirse la sobre excavación).
- 2) Menor tiempo de desatado de rocas después de las voladuras (desquinche de labor), ya que aplicando la técnica de Voladura de Recorte se obtiene una mejor estabilización del macizo rocoso.
- 3) Reducción del riesgo de accidentes sobre el personal y equipos mineros en los Subniveles, creando a su vez un mejor clima de trabajo en dichas labores.
- 4) Los 3 beneficios anteriores reducen el ciclo de excavación de los Subniveles, incrementando la productividad y reduciendo más aún sus costos operativos.
- 5) Al nivel de toda la Mina Morococha, el ahorro para CMA, se incrementará más aún si se aplica la técnica de Voladura de Recorte en todas las labores de desarrollo y preparación de la mina (rampas, galerías, cruceros, by-pass, etc.).

CAPITULO VIII

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

8.1 CONCLUSIONES.

- 1) La evaluación geomecánica del macizo rocoso de los Subniveles para minar el Cuerpo “Rosita”, de la zona “Codiciada”, en la Mina Morococha, es aplicada con el sistema RMR de Bieniawski, dando como resultado un valor de RMR entre 41 a 50, por lo que se considera una Roca de Clase III-B Regular.
- 2) Los parámetros de diseño más importantes de los taladros de contorno al aplicar Voladura de Recorte en los Subniveles son: el espaciamiento es de 0.50 m, el burden es de 0.65 m, el número total de taladros de contorno es 20, para un diámetro de perforación de 45 mm, perforados con barras de perforación de 14 pies de longitud.
- 3) El explosivo para la Voladura de Recorte que mejor resultado generó en los Subniveles es la dinamita EXSABLOCK de 7/8” x 7”. Se colocan 6 cartuchos por cada taladro, separados con una longitud aproximada de 18 cm (7 pulgadas), iniciados mediante un cordón detonante de 3 gr/m.
- 4) El factor de carga total en la excavación de los Subniveles, aplicado Voladura de Recorte en el contorno, es de 2.36 Kg/m³ y el factor de avance es de 29.55 Kg/m.

- 5) Al aplicar la Técnica de Voladura Controlada de Contorno tipo **“RECORTE”** en la excavación de los Subniveles, permitieron mejorar significativamente el perfil o contorno de las secciones, al reducirse la sobre excavación desde un 14% (producido por las Voladuras Convencionales) hasta un 5.91% (según se planteó en la hipótesis general de la presente investigación). **Planeamiento Mina de CMA, establece que el máximo valor de sobre excavación es de 5%.**
- 6) La reducción de la sobre excavación, y la obtención de contornos más regulares y menos rugosos en los Subniveles al aplicar Voladura de Recorte, posibilitó reducir el consumo de Hormigón Lanzado (Shotcrete) Vía Húmeda para el sostenimiento de los Subniveles, desde un consumo mensual de Shotcrete de 517.56 m³ hasta 313.50 m³.
- 7) **EL AHORRO NETO ANUAL** en la excavación de los Subniveles para minar el Cuerpo “Rosita”, de la zona “Codiciada”, en la Mina Morococha; al aplicar Voladura de Recorte es de **US\$ 508,944.**
- 8) Mediante la presente investigación, se concluye que la Voladura Controlada de Contorno tipo **“RECORTE”** ha permitido controlar y reducir el daño generado por la voladura de producción al macizo rocoso circundante a los Subniveles, y obtener un área de sección transversal de laboreo cercana a la exigida por el Departamento de Planeamiento de CMA; lo que significa para la empresa una reducción de costos del sostenimiento Shotcrete Vía Húmeda,
- 9) A este resultado, se tiene que considerar también otros beneficios como:
- a) Reducción del costo anual de limpieza con equipo Scoop de 4.20 yd³, por menor volumen de excavación en los Subniveles (al reducirse la sobre excavación).
 - b) Menor tiempo de desatado de rocas después de las voladuras (desquinche de labor), ya que aplicando la técnica de Voladura de Recorte se obtiene una mejor estabilización del macizo rocoso.
 - c) Mejora de la seguridad de los trabajadores en los Subniveles de la Zona “Codiciada”, al minimizarse la caída de rocas, y reducirse el riesgo de accidentes sobre el personal y equipos mineros, creando a su vez un mejor clima de trabajo en dichas labores.

d) A su vez, los 3 beneficios anteriores significan un ahorro considerable de tiempo y recursos, reduciendo el ciclo de excavación de los Subniveles, incrementando la productividad y reduciendo más aún sus costos operativos.

10) Al nivel de toda la Mina Morococha, el ahorro para CMA, se incrementará más aún si se aplica la técnica de Voladura de Recorte en todas las labores de desarrollo y preparación de la mina (rampas, galerías, cruceros, by-pass, etc.).

8.2 RECOMENDACIONES.

- 1) Para la evaluación Geomecánica debe aplicarse el sistema GSI, por usar otros parámetros complementarios como el grado de fracturamiento y elaborar tablas Geomecánicas de acuerdo a las características del macizo rocoso existente en el cuerpo rosita.
- 2) Para mantener los buenos resultados en este tipo de trabajos, el personal de la labor debe estar capacitado y entrenado, y los equipos y maquinarias utilizados deben estar en óptimas condiciones.
- 3) En el control de los taladros de recorte, se debe hacer cumplir estrictamente los parámetros de perforación y voladura de contorno del subnivel.
- 4) Para disminuir el factor en los taladros de contorno se debe continuar con los estudios de perforación y voladura conforme al comportamiento del macizo rocoso.
- 5) La perforación de los taladros del contorno de la labor, debe realizarse según el diseño establecido, con un alto estándar de calidad de perforación (pintado del punto de dirección, gradiente y cuadrícula de la malla; control de la simetría; longitud y paralelismo de taladros).
- 6) Se debe supervisar el cumplimiento del diseño de malla propuesto, carga operante tanto en los taladros de producción como también en el recorte
- 7) Mejorar la comunicación entre el operador de Jumbo y el cargador de explosivos del frente de la labor, sobre el tipo de estructura, presencia de fallas, vetas, alteraciones, espacios vacíos etc., y poder elegir el adecuado el tipo de carguío.
- 8) Con los buenos resultados obtenidos de la aplicación de la voladura controlada se debe, se recomienda aplicar en todo los subniveles a edificarse en la zona codiciada del cuerpo rosita.
- 9) En el carguío de explosivos de los taladros de la corona y los hastiales se tiene que utilizar las cañas preparadas con las dinamitas EXSABLOCK.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.

- 1) BERNAOLA Alonso José (2013). "Perforación y Voladuras de Rocas en Minería". Universidad Politécnica de Madrid.
- 2) COMPAÑÍA MINERA ARGENTUM S.A. (2020). "Estudio Geomecánico del Cuerpo Rosita". Departamento de Geomecánica.
- 3) DE LA CRUZ Colos, Marcial (2019). "Evaluación de los Parámetros de Perforación y Voladura que inciden en la Sobre Excavación del By Pass 2724 Unidad Minera Parcoy - Consorcio Minero Horizonte S.A." (Tesis de Grado UNSCH). Ayacucho - Perú.
- 4) EXSA (2003). "Explosivos Convencionales y Accesorios para Voladura", 2da. Edición, Lima.
- 5) EXSA (2014). "Manual práctico de voladura". Lima. 6ta. Edición.
- 6) KONYA Calvin y ALBARRÁN Enrique (1998). "Diseño de Voladura". Edic. Cautitil, México.
- 7) LANGERFORS U. y KIHILTROM B. (1998) "Técnica moderna de voladura de rocas". Ediciones Urmo S.A, Bilbao, España.
- 8) LÓPEZ JIMENO Carlos y LÓPEZ JIMENO Emilio (1998). "Manual de perforación y voladura de rocas". Madrid, Instituto Tecnológico Geominero de España.
- 9) SALAS Yallí German (2014). "Determinación de Parámetros para la Aplicación de la Voladura de Precorte en Labores de Desarrollo en Consorcio Minero Horizonte S.A." (Tesis de Grado UNAMBA). Abancay - Perú.
- 10) DIAZ Lazarovich Jorge (2014). "Shotcrete Vía Húmeda, Su Importancia como elemento de Sostenimiento en Minería, Instituto de Ingenieros de Minas del Perú. Lima - Perú.
- 11) YAURI Moreno Kike (2018). "Incrementar los Índices de Perforación y Voladura de Roca en la Excavación de las Labores de Preparación y Desarrollo en la Mina Consuelo de la Compañía Minera Poderosa S.A." (Tesis de Grado UNSCH). Ayacucho - Perú.
- 12) YOANDRO Diéguez García, José Otaño Noguel, Gilberto Sargentón Romero (2014). "Diseño de voladuras de contorno en túneles", Revista Minería y Geología / v.30, N° 3 / julio – setiembre / 2014 / p. 49-66, Cuba.

ANEXOS.

ANEXO N° 1:

PRODUCCIÓN DE MINERAL 2020 POR ZONA DE MINADO Y POR ESTRUCTURA MINERALIZADA DE LA MINA MOROCOCHA.

ZONA	ESTRUCTURA	UNIDAD	PRODUCCION MENSUAL												TOTAL 2020
			ene-20	feb-20	mar-20	abr-20	may-20	jun-20	jul-20	ago-20	set-20	oct-20	nov-20	dic-20	
CODICIADA	ROSITA	TMS	16,000	16,000	16,000	16,000	16,000	16,000	16,000	16,000	16,000	16,000	16,000	16,000	192,000
	Contenido Ag	gr Ag/TMS	90	90	83	96	101	101	101	101	99	89	91	91	94
	Contenido Cu	% Cu	0.08	0.08	0.07	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08
	Contenido Pb	% Pb	1.47	1.47	1.43	1.51	1.49	1.49	1.49	1.49	1.45	1.31	1.37	1.37	1.44
	Contenido Zn	% Zn	2.87	2.87	2.83	2.84	3.05	3.05	3.05	3.05	3.19	3.26	3.10	3.10	3.02
	TOTAL VPT	US\$	103	103	99	105	110	110	110	110	111	107	106	106	107
	Potencia Estructura	m	8.97	8.97	9.01	9.88	9.01	9.01	9.01	9.01	7.82	8.35	8.57	8.57	8.86
	Pot. Diluida (Minado)	m	10.77	10.77	10.81	11.86	10.82	10.82	10.82	10.82	9.52	10.03	10.28	10.28	10.63
	ISABEL	TMS	8,500	5,600	7,500	8,100	5,100	3,900	3,500	3,500	3,400	3,500	3,100	3,600	59,300
	Contenido Ag	gr Ag/TMS	63	61	75	72	88	93	112	146	100	59	81	40	79
	Contenido Cu	% Cu	0.25	0.14	0.46	0.61	0.88	0.96	1.24	1.89	2.15	1.57	1.33	1.03	0.86
	Contenido Pb	% Pb	0.70	0.51	0.39	0.31	0.19	0.23	0.25	0.31	0.34	0.28	0.24	0.16	0.36
	Contenido Zn	% Zn	3.37	4.53	3.34	3.28	2.62	2.66	3.13	3.33	2.24	1.53	2.47	1.48	3.00
	TOTAL VPT	US\$	95	109	99	100	99	104	125	157	128	87	105	66	104
	Potencia Estructura	m	0.63	0.52	0.74	0.84	0.93	0.87	0.87	1.27	1.27	0.97	0.95	0.63	0.83
	Pot. Diluida (Minado)	m	1.70	1.50	1.59	1.75	1.90	1.65	1.50	1.57	1.69	1.67	1.55	1.50	1.65
	RAMAL ALIANZA	TMS			1,300	1,000	5,200	6,450	5,000	5,500	5,800	6,250	6,200	6,300	49,000
	Contenido Ag	gr Ag/TMS			77	55	81	93	112	121	129	131	122	132	113
	Contenido Cu	% Cu			0.16	0.13	0.17	0.21	0.26	0.26	0.24	0.25	0.25	0.34	0.24
	Contenido Pb	% Pb			0.57	0.38	0.42	0.57	0.72	0.67	0.63	0.71	0.74	0.77	0.65
	Contenido Zn	% Zn			3.45	3.20	3.33	3.36	4.26	4.59	3.69	3.76	4.59	4.68	4.00
	TOTAL VPT	US\$			98	82	95	103	128	137	123	126	137	145	123
	Potencia Estructura	m			0.91	0.68	0.55	0.68	0.74	0.71	0.71	0.76	0.66	0.73	0.70
	Pot. Diluida (Minado)	m			3.20	3.20	2.06	1.92	1.77	2.03	1.91	1.89	1.98	1.97	2.00
	RUBI	TMS	3,700	3,950	4,000	4,700	4,600	4,050	3,700	4,000	3,900	3,100	3,300	2,100	45,100
	Contenido Ag	gr Ag/TMS	93	77	60	81	123	113	100	126	112	111	148	171	106
	Contenido Cu	% Cu	0.14	0.13	0.12	0.21	0.29	0.29	0.22	0.26	0.29	0.22	0.29	0.44	0.23
	Contenido Pb	% Pb	0.73	0.86	0.74	0.49	0.59	0.62	0.73	0.56	0.92	0.72	0.75	0.97	0.71
	Contenido Zn	% Zn	3.27	3.72	3.69	4.61	4.88	4.07	4.63	4.56	4.88	4.56	5.94	5.93	4.49
	TOTAL VPT	US\$	102	105	97	119	142	125	130	136	142	132	171	185	129
Potencia Estructura	m	1.01	0.80	0.78	0.74	0.92	1.01	0.93	1.02	1.10	0.95	0.91	1.06	0.93	
Pot. Diluida (Minado)	m	1.52	1.50	1.50	1.50	1.49	1.51	1.50	1.52	1.58	1.52	1.50	1.52	1.51	
KARIM	TMS	5,300	3,200	4,500	3,500	2,000	1,000	3,900	3,900	2,900	3,200	2,100	2,400	37,900	
Contenido Ag	gr Ag/TMS	81	112	111	203	157	162	205	303	279	324	334	157	195	
Contenido Cu	% Cu	0.10	0.12	0.12	0.20	0.14	0.21	0.22	0.30	0.34	0.37	0.34	0.16	0.21	
Contenido Pb	% Pb	1.03	0.66	0.65	0.75	0.68	0.84	0.86	0.84	0.35	0.44	0.77	0.53	0.72	
Contenido Zn	% Zn	3.76	2.46	2.45	2.48	3.07	4.93	4.12	3.09	1.92	1.18	2.60	3.12	2.88	
TOTAL VPT	US\$	109	94	93	130	121	158	161	180	146	152	183	120	134	
Potencia Estructura	m	0.71	0.58	0.63	0.92	0.51	0.50	0.57	0.56	0.52	0.49	0.57	0.56	0.61	
Pot. Diluida (Minado)	m	1.98	1.77	1.50	1.59	1.50	1.50	1.98	1.67	1.97	2.08	1.82	1.78	1.79	
MILLET	TMS	500		500		2,100	2,600	2,900	2,100	2,000	1,750	2,100	1,000	17,550	
Contenido Ag	gr Ag/TMS	29		50		60	77	93	91	77	48	42	96	71	
Contenido Cu	% Cu	0.98		0.92		0.87	1.02	1.27	1.66	1.72	1.73	1.71	0.96	1.35	
Contenido Pb	% Pb	0.17		0.27		0.49	0.53	0.53	0.51	0.42	0.27	0.35	0.60	0.45	
Contenido Zn	% Zn	0.90		1.08		2.85	2.81	2.39	2.14	1.80	1.55	2.30	2.87	2.26	
TOTAL VPT	US\$	51		61		96	106	110	114	103	87	98	113	101	
Potencia Estructura	m	0.83		1.00		1.11	1.21	1.22	1.05	0.96	0.74	1.00	1.46	1.08	
Pot. Diluida (Minado)	m	3.20		3.20		1.46	1.51	1.69	1.68	1.76	1.50	1.56	1.67	1.69	
ANA CECILIA	TMS	500	1,250	1,200	1,200						1,200	1,200	2,600	9,150	
Contenido Ag	gr Ag/TMS	89	63	44	43						79	73	105	75	
Contenido Cu	% Cu	1.05	0.74	0.39	0.36						0.41	0.41	0.69	0.56	
Contenido Pb	% Pb	0.14	0.14	0.16	0.23						0.63	0.37	0.46	0.34	
Contenido Zn	% Zn	1.53	1.38	2.00	2.39						5.86	4.58	5.80	3.87	
TOTAL VPT	US\$	84	65	61	67						145	118	158	110	
Potencia Estructura	m	0.78	0.58	0.51	0.53						0.51	0.52	0.70	0.59	
Pot. Diluida (Minado)	m	3.20	3.20	3.20	3.20						1.50	1.50	1.50	2.27	

ANEXO N° 1:
PRODUCCIÓN DE MINERAL 2020 POR ZONA DE MINADO Y POR
ESTRUCTURA MINERALIZADA DE LA MINA MOROCOCHA.
(Continuación)

ZONA	ESTRUCTURA	UNIDAD	PRODUCCION MENSUAL												TOTAL 2020
			ene-20	feb-20	mar-20	abr-20	may-20	jun-20	jul-20	ago-20	set-20	oct-20	nov-20	dic-20	
MANUELITA	ROMA	TMS	5,100	5,000	4,900	5,000	5,000	4,900	4,700	6,400	6,400	6,950	7,000	5,550	66,900
	Contenido Ag	gr Ag/TMS	184	179	165	192	148	205	168	164	219	200	206	146	183
	Contenido Cu	% Cu	0.35	0.38	0.36	0.43	0.33	0.37	0.35	0.38	0.39	0.41	0.46	0.32	0.38
	Contenido Pb	% Pb	0.86	0.77	0.62	0.73	0.68	0.85	0.66	0.62	1.06	0.76	0.70	0.57	0.74
	Contenido Zn	% Zn	3.75	3.88	3.78	3.39	3.13	3.57	2.80	2.94	3.44	3.02	2.61	2.50	3.20
	TOTAL VPT	US\$	150	150	140	146	123	155	125	126	161	143	139	110	139
	Potencia Estructura	m	1.48	1.64	1.45	1.11	1.27	1.56	1.40	1.18	1.21	1.22	0.96	0.97	1.27
	Pot. Diluida (Minado)	m	2.22	2.40	2.15	1.77	1.93	2.24	1.91	1.90	1.90	2.07	1.98	2.08	2.04
	DON PEDRO	TMS	1,300		850	1,700	2,000	2,400	2,800	2,500	2,000	2,000	2,000	2,000	21,550
	Contenido Ag	gr Ag/TMS	106		112	96	168	79	101	127	91	75	71	110	103
	Contenido Cu	% Cu	0.09		0.08	0.09	0.10	0.09	0.08	0.09	0.08	0.07	0.06	0.13	0.09
	Contenido Pb	% Pb	1.02		1.13	1.62	1.55	1.59	1.88	1.50	2.48	2.06	1.92	1.72	1.73
	Contenido Zn	% Zn	1.34		1.39	1.91	1.46	1.98	1.49	1.29	2.32	2.72	1.77	1.85	1.79
	TOTAL VPT	US\$	77		81	91	109	86	89	90	108	103	83	98	93
	Potencia Estructura	m	0.89		0.90	1.41	0.86	1.29	0.90	0.85	0.50	0.50	0.50	0.58	0.83
	Pot. Diluida (Minado)	m	2.40		2.40	1.80	1.55	1.88	1.78	1.73	1.50	1.50	1.50	1.50	1.72
	ROSALVINA	TMS	1,250	1,900	3,000	3,500	3,500	4,000	4,250	4,250	4,950	4,000	4,000	4,000	42,600
	Contenido Ag	gr Ag/TMS	129	143	144	183	135	161	246	147	126	172	184	264	174
	Contenido Cu	% Cu	0.09	0.10	0.09	0.14	0.12	0.13	0.16	0.09	0.08	0.13	0.17	0.19	0.13
	Contenido Pb	% Pb	2.31	2.48	2.48	3.13	2.10	2.32	3.11	2.69	2.28	3.25	2.74	3.26	2.71
	Contenido Zn	% Zn	3.71	3.74	3.62	4.80	3.90	3.57	4.81	2.40	2.82	5.42	5.29	5.56	4.16
	TOTAL VPT	US\$	143	151	150	194	146	154	217	133	126	201	198	239	173
	Potencia Estructura	m	1.56	1.63	1.55	2.20	2.16	2.29	1.77	1.68	1.41	2.02	2.29	2.26	1.93
	Pot. Diluida (Minado)	m	2.40	2.40	1.95	2.34	2.62	2.61	2.18	1.81	1.78	2.02	2.29	2.26	2.19
	VETA 11	TMS	1,050	1,000	2,250	2,000	2,050	1,900	1,800	2,500	2,400	2,600	2,650	2,500	24,700
	Contenido Ag	gr Ag/TMS	232	419	156	235	379	213	266	300	207	240	258	197	251
Contenido Cu	% Cu	0.18	0.26	0.21	0.20	0.28	0.32	0.25	0.25	0.18	0.30	0.23	0.18	0.24	
Contenido Pb	% Pb	1.39	1.82	0.92	1.37	1.73	0.94	1.96	1.53	1.35	1.36	1.74	1.20	1.43	
Contenido Zn	% Zn	3.37	2.33	1.90	2.69	2.58	1.83	2.96	2.25	3.47	2.47	3.04	2.27	2.58	
TOTAL VPT	US\$	164	222	106	154	211	128	179	173	156	154	174	131	159	
Potencia Estructura	m	1.14	1.11	1.18	1.42	1.58	1.31	1.81	1.55	1.63	1.53	1.78	1.44	1.50	
Pot. Diluida (Minado)	m	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	
MANUELITA	TMS	2,000	2,000	2,000	2,000	1,800	2,000	2,000	2,000	1,600	1,250	700	2,000	21,350	
Contenido Ag	gr Ag/TMS	220	296	319	234	302	371	286	272	356	272	62	176	274	
Contenido Cu	% Cu	0.33	0.60	0.33	0.41	0.72	0.45	0.27	0.42	0.55	0.53	0.13	0.41	0.44	
Contenido Pb	% Pb	0.61	1.35	0.67	0.99	1.73	0.79	0.59	0.67	1.03	0.76	0.42	1.34	0.94	
Contenido Zn	% Zn	1.35	4.40	1.36	2.72	5.28	2.66	1.13	1.05	1.63	1.18	2.48	4.16	2.48	
TOTAL VPT	US\$	119	214	155	154	239	200	137	135	183	141	73	162	164	
Potencia Estructura	m	1.06	1.43	1.13	1.16	1.60	1.50	1.02	0.99	1.11	1.08	0.85	1.02	1.18	
Pot. Diluida (Minado)	m	1.50	1.63	1.52	1.58	1.66	1.65	1.51	1.49	1.47	1.50	1.50	1.48	1.54	
CAROLINA	TMS	2,000	2,000	2,000			750	500	1,500	1,600	1,500	2,000	2,000	15,850	
Contenido Ag	gr Ag/TMS	66	62	72			51	51	108	57	50	91	160	82	
Contenido Cu	% Cu	0.21	0.20	0.24			0.18	0.18	0.33	0.16	0.11	0.20	0.32	0.22	
Contenido Pb	% Pb	0.67	0.64	0.74			0.44	0.44	0.92	0.73	0.91	1.17	1.38	0.86	
Contenido Zn	% Zn	9.95	9.30	9.47			6.50	6.50	11.22	5.07	4.81	5.98	5.36	7.60	
TOTAL VPT	US\$	206	193	202			138	138	249	120	114	155	175	175	
Potencia Estructura	m	0.89	0.79	0.86			1.56	1.56	1.44	1.40	1.13	0.91	1.08	1.08	
Pot. Diluida (Minado)	m	1.50	1.50	1.50			2.16	2.16	1.74	1.70	1.54	1.50	1.50	1.60	
VETA 6	TMS	1,300	2,000	1,000	1,700	1,600	2,100	2,000	1,100	450				13,250	
Contenido Ag	gr Ag/TMS	125	91	119	100	130	89	110	94	128				106	
Contenido Cu	% Cu	0.27	0.28	0.23	0.18	0.26	0.22	0.27	0.24	0.30				0.25	
Contenido Pb	% Pb	0.55	0.80	0.70	0.45	0.50	0.51	0.70	0.75	1.38				0.64	
Contenido Zn	% Zn	3.53	3.89	3.99	3.01	3.93	3.22	3.26	2.96	3.24				3.45	
TOTAL VPT	US\$	119	116	126	97	126	99	111	100	127				111	
Potencia Estructura	m	0.93	0.86	0.85	0.91	0.90	0.86	0.85	0.85	0.85				0.87	
Pot. Diluida (Minado)	m	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40				2.40	
VETA 10	TMS	1,000	1,100	1,000	1,100	1,200	450	1,450	750	1,600	1,950	650	950	13,200	
Contenido Ag	gr Ag/TMS	120	143	178	118	135	44	115	115	179	100	54	60	121	
Contenido Cu	% Cu	0.14	0.18	0.27	0.17	0.19	0.06	0.14	0.17	0.24	0.15	0.07	0.09	0.16	
Contenido Pb	% Pb	1.41	1.68	3.02	2.17	2.89	0.84	1.36	1.54	2.67	1.90	0.75	1.65	1.95	
Contenido Zn	% Zn	4.83	4.69	8.71	7.18	8.12	2.34	4.38	5.02	8.16	5.07	1.91	2.89	5.64	
TOTAL VPT	US\$	148	158	259	198	230	68	138	151	245	151	64	95	169	
Potencia Estructura	m	1.49	1.51	2.03	2.26	2.57	0.91	1.42	1.61	2.73	1.73	1.22	1.06	1.81	
Pot. Diluida (Minado)	m	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	2.40	

ANEXO N° 1:
PRODUCCIÓN DE MINERAL 2020 POR ZONA DE MINADO Y POR
ESTRUCTURA MINERALIZADA DE LA MINA MOROCOCHA.
(Continuación)

ZONA	ESTRUCTURA	UNIDAD	PRODUCCION MENSUAL												TOTAL 2020		
			ene-20	feb-20	mar-20	abr-20	may-20	jun-20	jul-20	ago-20	set-20	oct-20	nov-20	dic-20			
MANUELITA	ENEIDA	TMS	1,500	1,500	1,500	1,500	1,050	1,500	1,500								10,050
	Contenido Ag	gr Ag/TMS	115	116	116	108	108	108	108								111
	Contenido Cu	% Cu	0.09	0.04	0.04	0.10	0.10	0.10	0.10								0.08
	Contenido Pb	% Pb	1.16	1.13	1.13	1.34	1.34	1.34	1.34								1.25
	Contenido Zn	% Zn	2.00	1.42	1.42	2.13	2.13	2.13	2.13								1.90
	TOTAL VPT	US\$	94	82	82	96	96	96	96								91
	Potencia Estructura	m	0.99	0.38	0.38	2.17	2.17	2.17	2.17								1.46
	Pot. Diluida (Minado)	m	1.50	1.50	1.50	2.76	2.76	2.76	2.76								2.19
	RAMAL MANUEL	TMS	2,000	2,000								750	2,000	2,000			8,750
	Contenido Ag	gr Ag/TMS	82	120								139	113	170			123
	Contenido Cu	% Cu	0.31	0.19								0.23	0.29	0.28			0.26
	Contenido Pb	% Pb	0.69	0.97								1.01	0.74	0.91			0.84
	Contenido Zn	% Zn	2.28	1.36								1.71	1.55	1.18			1.60
	TOTAL VPT	US\$	85	84								98	84	100			89
	Potencia Estructura	m	0.97	1.00								1.87	0.85	0.98			1.03
	Pot. Diluida (Minado)	m	1.50	1.45								2.88	1.50	1.50			1.61
	SPLIT 11 H	TMS	1,500	1,500	1,500	1,500	1,300										7,300
	Contenido Ag	gr Ag/TMS	115	96	66	110	71										92
	Contenido Cu	% Cu	0.29	0.22	0.19	0.26	0.15										0.22
	Contenido Pb	% Pb	1.03	1.60	1.14	1.09	1.20										1.21
Contenido Zn	% Zn	3.09	2.98	2.07	3.72	2.73										2.92	
TOTAL VPT	US\$	115	112	79	124	92										105	
Potencia Estructura	m	0.65	0.76	0.48	0.62	0.68										0.64	
Pot. Diluida (Minado)	m	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50										1.50	
RAMAL 800	TMS	1,000	1,000	1,000	1,000	1,500	1,000									6,500	
Contenido Ag	gr Ag/TMS	73	73	116	116	116	116									103	
Contenido Cu	% Cu	0.43	0.43	0.68	0.68	0.68	0.68									0.60	
Contenido Pb	% Pb	0.38	0.38	0.48	0.48	0.48	0.48									0.45	
Contenido Zn	% Zn	2.85	2.85	0.97	0.97	0.97	0.97									1.55	
TOTAL VPT	US\$	90	90	81	81	81	81									84	
Potencia Estructura	m	0.62	0.62	0.31	0.31	0.31	0.31									0.41	
Pot. Diluida (Minado)	m	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50									1.50	
ALAPAMPA	MITU PICARA	TMS	6,000	6,000	6,000	6,000	6,000	6,000	6,000	6,000	6,000	6,000	6,000	6,000	6,000	72,000	
	Contenido Ag	gr Ag/TMS	92	92	92	92	92	92	92	92	92	92	92	92	92	92	
	Contenido Cu	% Cu	1.54	1.54	1.54	1.54	1.54	1.54	1.54	1.54	1.54	1.54	1.54	1.54	1.54	1.54	
	Contenido Pb	% Pb	0.33	0.33	0.33	0.33	0.33	0.33	0.33	0.33	0.33	0.33	0.33	0.33	0.33	0.33	
	Contenido Zn	% Zn	3.45	3.45	3.45	3.45	3.45	3.45	3.45	3.45	3.45	3.45	3.45	3.45	3.45	3.45	
	TOTAL VPT	US\$	131	131	131	131	131	131	131	131	131	131	131	131	131	131	
	Potencia Estructura	m	6.58	6.58	6.58	6.58	6.58	6.58	6.58	6.58	6.58	6.58	6.58	6.58	6.58	6.58	
	Pot. Diluida (Minado)	m	7.00	7.00	7.00	7.00	7.00	7.00	7.00	7.00	7.00	7.00	7.00	7.00	7.00	7.00	
	ESPERANZA	TMS	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	36,000	
	Contenido Ag	gr Ag/TMS	65	65	65	65	65	65	65	65	65	65	65	65	65	65	
	Contenido Cu	% Cu	3.57	3.57	3.57	3.57	3.57	3.57	3.57	3.57	3.57	3.57	3.57	3.57	3.57	3.57	
	Contenido Pb	% Pb	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	
	Contenido Zn	% Zn	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	
	TOTAL VPT	US\$	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	
Potencia Estructura	m	3.92	3.92	3.92	3.92	3.92	3.92	3.92	3.92	3.92	3.92	3.92	3.92	3.92	3.92		
Pot. Diluida (Minado)	m	3.92	3.92	3.92	3.92	3.92	3.92	3.92	3.92	3.92	3.92	3.92	3.92	3.92	3.92		
TOTAL MINA	TOTAL	TMS	64,500	60,000	65,000	64,500	65,000	64,000	65,000	65,000	64,000	65,000	64,000	64,000	64,000	770,000	
	Contenido Ag	gr Ag/TMS	100.43	109.08	103.27	116.51	120.97	119.62	130.74	139.28	133.25	127.95	125.96	123.88	120.98		
	Contenido Cu	% Cu	0.48	0.49	0.49	0.53	0.55	0.56	0.56	0.62	0.63	0.60	0.60	0.57	0.56		
	Contenido Pb	% Pb	0.93	0.98	0.91	1.00	0.97	0.95	1.08	1.01	1.09	1.03	1.00	1.04	1.00		
	Contenido Zn	% Zn	3.20	3.33	3.10	3.13	3.19	3.04	3.21	3.19	3.21	3.17	3.33	3.36	3.20		
	TOTAL VPT	US\$	114	121	114	121	124	120	129	132	132	128	129	129	124		
	Potencia Estructura	m	3.60	3.80	3.58	3.93	3.70	3.80	3.71	3.68	3.48	3.52	3.58	3.57	3.66		
	Pot. Diluida (Minado)	m	4.66	4.86	4.64	4.96	4.67	4.76	4.66	4.61	4.34	4.47	4.53	4.53	4.64		

ANEXO N° 2:

**PRODUCCIÓN DE MINERAL POR METODO DE EXPLOTACION,
ZONA DE MINADO Y POR ESTRUCTURA MINERALIZADA DE
LA MINA MOROCOCHA - AÑO 2020.**

METODO DE MINADO	ZONA	ESTRUCTURA	PRODUCCION MENSUAL (TMS)												TOTAL 2020	
			ene-20	feb-20	mar-20	abr-20	may-20	jun-20	jul-20	ago-20	set-20	oct-20	nov-20	dic-20		
SUB LEVEL STOPING (SLS)	Codiciada	Ramal Alianza	0	0	0	0	3,500	5,050	4,200	4,150	4,650	5,300	4,700	5,450	37,000	
		Karim	3,800	2,700	4,600	3,850	2,000	1,000	2,800	3,650	2,100	2,400	1,750	2,150	32,800	
		Isabel	7,500	5,600	7,550	5,400	4,000	3,850	3,800	3,800	3,600	1,700	3,350	1,400	51,550	
		Rubi	3,700	3,950	4,350	4,800	4,900	4,200	4,050	4,000	4,250	4,250	4,750	4,400	51,600	
		Rosita	2,500	2,500	3,000	3,000	3,000	3,000	2,500	2,500	2,500	2,500	2,500	2,500	32,000	
		Millet	0	0	0	0	1,700	1,900	2,250	1,300	1,200	1,000	1,300	1,250	11,900	
		Melisa	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
		Rubi Piso	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
		Ana Cecilia	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
	Alapampa	Guilhermina	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
		Morro Solar	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
		Venecia	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
	Manuelita	Roma	5,500	5,350	4,700	4,650	4,450	4,450	4,400	4,500	4,500	5,000	4,000	3,900	55,400	
		Rosalvina	0	0	2,300	3,000	3,000	3,500	4,000	3,750	2,500	4,000	5,000	5,000	36,050	
		Manuelita	2,300	2,250	2,000	2,000	2,000	2,300	2,000	2,000	1,600	500	0	0	18,950	
		Don Pedro	0	0	0	1,350	1,850	1,550	1,600	2,250	2,000	3,000	3,000	3,000	19,600	
		Carolina	2,500	1,900	2,000	0	0	700	500	1,500	1,600	1,500	2,000	2,100	16,300	
		Eneida	1,950	2,000	1,500	1,500	1,200	1,500	1,500	0	0	0	0	0	11,150	
		Ramal Manuelita	1,750	2,500	1,500	1,500	1,500	0	0	0	0	0	0	0	8,750	
		Split 11H	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
		Ramal 800	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
	TOTAL SLS			31,500	28,750	33,500	31,050	33,100	33,000	33,600	33,400	30,500	31,150	32,350	31,150	383,050
	BREASTING	Codiciada	Rosita	13,500	13,500	13,000	13,000	13,000	13,000	11,000	11,000	11,000	11,000	11,000	11,000	145,000
			Manto Sierra Nevada	0	0	0	0	0	0	2,000	2,000	2,000	0	0	0	6,000
		Alapampa	Mitu-Pucará	6,000	6,000	6,000	6,000	6,000	6,000	6,000	6,000	6,000	6,000	6,000	6,000	72,000
			Esperanza	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	36,000
	TOTAL BREASTING			22,500	22,500	22,000	22,000	22,000	22,000	22,000	22,000	20,000	20,000	20,000	259,000	
	AVANCES (Galerías, Subniveles)	Codiciada	Rosita	1,400	1,400	1,400	1,400	1,400	1,400	1,400	1,400	1,400	1,400	1,400	1,450	16,850
Ramal Alianza			0	0	1,300	1,000	1,700	1,600	800	1,700	1,400	1,450	1,750	1,750	14,450	
Karim			1,500	500	0	0	0	0	1,100	400	800	1,100	400	400	6,200	
Isabel			1,000	0	500	1,550	1,200	400	0	0	0	0	0	0	4,650	
Rubi			0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
Millet			0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
Ana Cecilia			0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
Alapampa		Venecia	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
		Manuelita	Veta 11	2,150	1,000	1,000	1,500	2,400	2,400	2,150	2,850	2,975	3,750	2,700	3,500	28,375
Roma			1,100	1,000	900	1,000	1,050	900	700	1,900	2,425	3,800	2,200	2,550	19,525	
Veta 6			1,400	2,000	1,000	1,700	1,600	2,100	2,550	1,400	500	0	0	0	14,250	
Veta 10			1,000	1,100	1,000	1,100	1,200	450	1,200	750	1,150	450	450	1,950	11,800	
Rosalvina			1,750	1,050	1,050	1,000	1,000	1,000	250	250	450	0	0	0	7,800	
Don Pedro	0	0	800	200	400	650	1,150	850	0	0	0	0	4,050			
TOTAL AVANCES			11,300	8,050	8,950	10,450	11,950	10,900	11,300	11,500	11,100	11,950	8,900	11,600	127,950	
TOTAL MINA 2020			65,300	59,300	64,450	63,500	67,050	65,900	66,900	66,900	63,600	63,100	61,250	62,750	770,000	

ANEXO 3:

EQUIPOS DE PERFORACIÓN FRONTAL UTILIZADOS EN SUBNIVELES

1) JUMBO ATLAS COPCO BOOMER S1D.

Descripción:

El Jumbo Boomer S1D (Figura 43) es un moderno equipo hidráulico de perforación frontal de un brazo adecuado para galerías y túneles pequeños con secciones de hasta 31 m². Está equipado con un sistema de control directo (DCS) robusto y fiable, tiene un brazo BUT 29 flexible, y un martillo COP que optimizan la productividad.

Figura 43: Equipo de Perforación Jumbo Atlas Copco Boomer S1D



Fuente: Epiroc

Características y ventajas:

- a) Sistema DCS con función antiatranque, para una mayor durabilidad de las barras de perforación.
 - b) Un moderno chasis diseñado para facilitar el mantenimiento y mejorar el confort del operario.
 - c) Motor diésel de bajas emisiones que combina un bajo impacto ambiental con un alto rendimiento.
 - d) Robusto brazo BUT 29, para un posicionamiento directo, rápido y sencillo.
 - e) Martillo COP 1638HD+, COP 1838HD+ o COP 2238HD+ para diferentes condiciones de roca.
 - f) Equipado con doble sistema de amortiguación para prolongar vida útil de fungibles.
-

FICHA TÉCNICA DEL JUMBO ATLAS COPCO BOOMER S1D:

Sistema de aire	
Capacidad, máx.	11.7 l/s a 7 bar
Manómetro, presión de aire	SI
Brazo	
Número de brazos	1
Brazo	BUT29
Extensión del brazo, máx.	1450 mm
Extensión de la deslizador, máx.	1250 mm
Giro de la deslizador	360°
Ángulo de elevación, máx.	+ 65°/30°
Mantenimiento del paralelismo	Completo
Ángulo de giro, máx.	± 35°
Peso, sólo brazo	1750 kg

Dimensiones y peso	
Anchura	1750 mm
Altura con cabina	2800 mm
Altura con techo subido	2800 mm
Altura con techo bajado	2100 mm
Longitud	11355 mm con deslizador BMH2843
Altura libre sobre el suelo	365 mm
Radio de giro, exterior	4950 mm
Radio de giro, interior	2985 mm
Sistema hidráulico	
Bombas hidráulicas	1 unidad
Bombas descargadas en el arranque	SI
Volumen del depósito de aceite hidráulico	145 l
Indicador de nivel de aceite bajo	SI
Indicador de temperatura de aceite en el depósito de aceite	SI
Bomba de llenado de aceite eléctrica	SI
Indicador del filtro de aceite	SI
Filtración	16 µm
Aceite hidráulico	Mineral
Refrigerador de aceite/agua en acero inoxidable	SI
Sistema de agua	
Bomba booster de agua	Hidráulico, Rygt
Capacidad, máx.	66 l/min a 12 bar
Presión de entrada de agua, mín.	2 bar
Protector de caudal de agua	SI
Martillo	
Martillo	COP 1638 HD+, COP 1838 HD+, COP 2238 HD+

2) JUMBO SANDVIK DD310.

Descripción:

El equipo Sandvik DD311 (Figura 44), es una perforadora de una pluma diseñado para perforaciones rápidas y precisas dentro de desviaciones y túneles de secciones de 40 m². Se encuentra disponible en 3 versiones en cuanto al tipo de energía:

- a) **DD311:** Esta perforadora electrohidráulica funciona con acarreo diésel y perforación eléctrica.
- b) **DD311D:** Esta perforadora funciona con motor diésel, lo que la convierte en el equipo ideal en áreas donde no hay energía eléctrica disponible.
- c) **DD311DE:** Esta unidad puede perforar tanto con potencia diésel como con energía eléctrica

Figura 44: Equipo de Perforación Jumbo Sandvik DD311



Fuente: Sandvik

Ventajas:

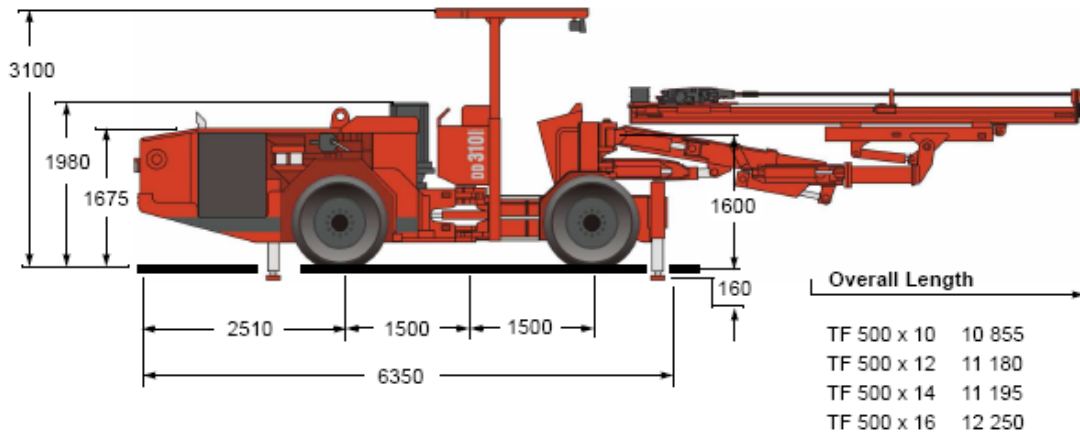
- a) Perforación eficiente al menor costo con la derivación confiable RDX5
- b) La cobertura de la pluma y varias longitudes de alimentación fijas o telescópicas ofrecen capacidades versátiles de perforación multidireccional en túneles de galerías pequeñas a medianas.
- c) Toldo/cabina certificada con sistema de protección antiplastamiento FOPS (Falling Object Protection System, sistema de protección antivuelco) / ROPS (Rollover Protection System, sistema de protección contra vuelcos) para una mayor seguridad de los operadores.
- d) Chasis compacto que facilita el traslado en túneles pequeños.

FICHA TÉCNICA DEL JUMBO SANDVIK DD310-26:

Technical Specification
6-232 S-E
2007-06-01

Sandvik DD310-26

GENERAL DIMENSIONS



All dimensions in mm

HLX5 ROCK DRILL

Weight	210 kg
Length	955 mm
Profile height	87 mm
Power class	20 kW
Max working pressure	- Percussion 225 bar - Rotation 175 bar
Max torque (80 ccm motor)	400 Nm
Hole size	43 - 64 mm
Recommended steel	T38- H35-R32 T38-H35-alpha 330 T38-R39-R35
Shank adapter	7304-7585-01 (T38)
Flushing water pressure	10 - 20 bar

TF 500 FEED

Feed type	Cylinder - wire rope
Feed force	25 kN

TF 500	500x10	500x12	500x14	500x16
Total length (mm)	4660	5270	5880	6490
Drill steel length (mm)	3090	3700	4305	4915
Hole depth (mm)	2830	3440	4050	4660
Net weight (kg)	470	500	530	560

B 26 F BOOM

(Technical specification 4-200 S)

Type	Parallel holding
Weight (with hoses)	1 900 kg
Feed roll-over	360°
Boom extension	1 200 mm
Feed extension	1 600 mm

THC 560 CONTROL SYSTEM

Power control	Adjustable full power Adjustable collaring power
Rotation control	Adjustable rotation speed Reversible rotation
Automatic functions	Collaring Feed controlled percussion Anti-jamming Flushing Stop-and-return
Boom controls	Fully proportional

HP 560 POWER PACK

Electrical motor	1 x 55 kW (75 hp) 3-phase motor
Pump types	- Percussion, feed & boom Axial piston, 1 x 130 l/min variable displacement
- Rotation	1 x 60 l/min gear pump
Filtration	- Pressure 1 x 20 micron - Return 1 x 10 micron
Hydraulic tank volume	180 liters

ANEXO N° 4:
SOBRE EXCAVACION POR ZONA DE MINADO, TIPO DE MATERIAL, TIPO DE LABOR,
NIVEL DE EXTRACCIÓN, Y POR MES, PRODUCIDO CON VOLADURA CONVENCIONAL
OCTUBRE 2019

ZONA	MATERIAL	NIVEL	TIPO LABOR	LABOR	ALA	ANCHO PROG.	ALTURA PROG.	AVANCE REAL EJE	AREA PROG.	ANCHO REAL EJE	ALTURA REAL EJE	AREA REAL PROM EJE	Area Permissible (m ²)	SOBRE ROTURA		
						(m)	(m)	(m)	(m ²)	(m)	(m)	(m ²)		%	TM	US\$
CODICIADA	Mineral	100	SN	684	W	3.20	3.80	55.30	12.16	3.52	3.90	13.73	12.16	13%	234	\$4,592
CODICIADA	Mineral	100	SN	684	E	3.20	3.80	47.50	12.16	3.95	4.08	16.12	12.16	33%	507	\$9,951
CODICIADA	Mineral	200	SN	648	N	3.20	3.80	86.50	12.16	3.78	3.72	14.06	12.16	16%	444	\$8,711
CODICIADA	Mineral	160	SN	114-2	E	3.20	3.80	9.50	12.16	3.25	4.04	13.13	12.16	8%	25	\$488
CODICIADA	Mineral	160	SN	114-2	W	3.20	3.80	10.10	12.16	3.22	3.98	12.82	12.16	5%	18	\$351
CODICIADA	Mineral	160	SN	113-2	E	3.20	3.80	32.80	12.16	3.57	3.89	13.89	12.16	14%	153	\$3,000
CODICIADA	Mineral	160	SN	113-2	W	3.20	3.80	20.10	12.16	3.59	4.01	14.40	12.16	18%	121	\$2,380
CODICIADA	Mineral	160	SN	114-1	E	3.20	3.80	25.80	12.16	3.75	3.95	14.81	12.16	22%	185	\$3,624
CODICIADA	Mineral	160	SN	113-1	E	3.20	3.80	22.00	12.16	3.25	3.79	12.32	12.16	1%	9	\$183
CODICIADA	Mineral	160	SN	113-1	W	3.20	3.80	45.70	12.16	3.26	3.97	12.94	12.16	6%	97	\$1,893
CODICIADA	Mineral	160	SN	690	E	3.20	3.80	4.40	12.16	3.74	4.15	15.52	12.16	28%	40	\$783
CODICIADA	Mineral	100	SN	685	W	3.20	3.80	2.60	12.16	3.38	3.81	12.88	12.16	6%	5	\$99
CODICIADA	Mineral	100	SN	124-13	E	3.20	3.80	2.10	12.16	3.69	3.81	14.06	12.16	16%	11	\$211
CODICIADA	Mineral	25	SN	103	N	3.50	3.80	15.10	13.30	4.19	4.40	18.44	13.30	39%	209	\$4,107
CODICIADA	Mineral	25	SN	580-3	N	3.50	3.80	48.70	13.30	4.31	4.25	18.32	13.30	38%	660	\$12,940
CODICIADA	Mineral	25	CAM	583-2		3.50	3.80	0.00	13.30	3.69	3.87	14.28	13.30	7%	0	\$0
CODICIADA	Mineral	25	SN	583-2	S	3.50	3.80	64.80	13.30	3.92	3.97	15.56	13.30	17%	396	\$7,764
CODICIADA	Mineral	25	SN	583-2	N	3.50	3.80	112.30	13.30	3.91	3.98	15.56	13.30	17%	686	\$13,451
CODICIADA	Mineral	25	SN	583-6	W	3.20	3.80	12.00	12.16	3.47	3.73	12.94	12.16	6%	25	\$498
CODICIADA	Mineral	25	SN	583-6	E	3.20	3.80	17.10	12.16	3.83	3.51	13.44	12.16	11%	59	\$1,162
CODICIADA	Mineral	3950	GAL	244	E	3.20	3.80	21.60	12.16	3.88	3.99	15.48	12.16	27%	194	\$3,799
CODICIADA	Mineral	3950	GAL	244	W	3.20	3.80	11.20	12.16	3.91	4.16	16.27	12.16	34%	124	\$2,435
CODICIADA	Mineral	25	SN	584	E	3.20	3.80	12.70	12.16	4.10	3.40	13.94	12.16	15%	61	\$1,197
CODICIADA	Mineral	25	SN	584	W	3.20	3.80	62.60	12.16	3.80	3.90	14.82	12.16	22%	450	\$8,818
CODICIADA	Mineral	25	CAM	581-2		3.50	3.80	26.70	13.30	3.82	4.16	15.89	13.30	19%	187	\$3,664
CODICIADA	Mineral	25	CAM	103		3.50	3.80	30.30	13.30	3.30	3.78	12.47	13.30	0%	0	\$0
CODICIADA	Mineral	25	CAM	582-6		3.50	3.80	14.60	13.30	3.60	4.35	15.66	13.30	18%	93	\$1,825
CODICIADA	Mineral	25	SN	581-2	N	3.50	3.80	14.50	13.30	3.96	3.83	15.17	13.30	14%	73	\$1,433
CODICIADA	Mineral	25	SN	581-2	S	3.50	3.80	5.30	13.30	4.20	4.05	17.01	13.30	28%	53	\$1,041
CODICIADA	Mineral	25	CAM	581-2		3.50	3.80	3.20	13.30	4.20	4.57	19.19	13.30	44%	51	\$999
CODICIADA	Mineral	25	SN	580-3	S	3.50	3.80	2.00	13.30	4.63	4.19	19.40	13.30	46%	33	\$646
SUB TOTAL CODICIADA								839				464.51	390.64	19%	5,203	\$102,044

NOVIEMBRE 2019

ZONA	MATERIAL	NIVEL	TIPO LABOR	LABOR	ALA	ANCHO PROG.	ALTURA PROG.	AVANCE REAL EJE	AREA PROG.	ANCHO REAL EJE	ALTURA REAL EJE	AREA REAL PROM EJE	Area Permissible	SOBRE ROTURA		
						(m)	(m)	(m)	(m ²)	(m)	(m)	(m ²)	(m ²)	%	TM	US\$
CODICIADA	Mineral	4200	SN	648	N	3.20	3.80	10.10	12.16	3.40	4.00	13.60	12.16	12%	39	\$770
CODICIADA	Mineral	4200	SN	323	E	3.20	3.80	12.40	12.16	3.30	3.90	12.87	12.16	6%	24	\$466
CODICIADA	Mineral	4200	SN	693	W	3.20	3.80	11.80	12.16	3.35	3.95	13.23	12.16	9%	34	\$670
CODICIADA	Mineral	4160	SN	114-1	E	3.20	3.80	45.30	12.16	3.70	3.80	14.06	12.16	16%	232	\$4,558
CODICIADA	Mineral	4160	SN	114-2	E	3.20	3.80	42.80	12.16	3.45	3.80	13.11	12.16	8%	110	\$2,153
CODICIADA	Mineral	4160	SN	113-2	E	3.20	3.80	3.30	12.16	3.39	3.90	13.22	12.16	9%	9	\$185
CODICIADA	Mineral	4160	SN	113-2	W	3.20	3.80	3.40	12.16	3.40	3.92	13.33	12.16	10%	11	\$210
CODICIADA	Mineral	4160	SN	690	E	3.20	3.80	61.30	12.16	3.40	3.95	13.43	12.16	10%	210	\$4,123
CODICIADA	Mineral	4100	SN	684	E	3.20	3.80	24.30	12.16	3.50	3.85	13.48	12.16	11%	86	\$1,692
CODICIADA	Mineral	4100	SN	685	E	3.20	3.80	11.70	12.16	3.30	4.10	13.53	12.16	11%	43	\$849
CODICIADA	Mineral	4100	SN	685	W	3.20	3.80	52.40	12.16	3.60	4.00	14.40	12.16	18%	317	\$6,216
CODICIADA	Mineral	4100	SN	684	W	3.20	3.80	24.90	12.16	3.20	4.10	13.12	12.16	8%	65	\$1,266
CODICIADA	Mineral	4100	SN	124-13	E	3.20	3.80	62.20	12.16	3.60	3.90	14.04	12.16	15%	316	\$6,192
CODICIADA	Mineral	4100	SN	124-13	W	3.20	3.80	17.00	12.16	3.35	3.85	12.90	12.16	6%	34	\$664
CODICIADA	Mineral	4025	CAM	103		3.50	3.80	36.60	13.30	3.75	3.95	14.81	13.30	11%	149	\$2,932
CODICIADA	Mineral	4025	CAM	580-3		3.50	3.80	58.70	13.30	3.95	4.02	15.88	13.30	19%	409	\$8,017
CODICIADA	Mineral	4025	CAM	581		3.50	3.80	30.30	13.30	3.90	4.00	15.60	13.30	17%	188	\$3,690
CODICIADA	Mineral	4025	CAM	581-2		3.50	3.80	9.10	13.30	3.97	3.93	15.60	13.30	17%	57	\$1,109
CODICIADA	Mineral	4025	CAM	581-5		3.50	3.80	8.40	13.30	3.75	3.98	14.93	13.30	12%	37	\$723
CODICIADA	Mineral	4025	CAM	583-2		3.50	3.80	56.90	13.30	3.73	4.01	14.96	13.30	12%	255	\$4,994
CODICIADA	Mineral	4025	CAM	583-3		3.50	3.80	56.00	13.30	3.80	3.98	15.12	13.30	14%	276	\$5,409
CODICIADA	Mineral	4025	SN	580-3		3.20	3.80	27.50	12.16	3.35	3.98	13.33	12.16	10%	87	\$1,708
CODICIADA	Mineral	4025	SN	581-2		3.20	3.80	63.30	12.16	3.45	3.88	13.39	12.16	10%	210	\$4,110
CODICIADA	Mineral	4025	SN	581-5		3.20	3.80	56.80	12.16	3.43	3.93	13.48	12.16	11%	202	\$3,970
CODICIADA	Mineral	4025	SN	582-6		3.20	3.80	17.60	12.16	3.72	3.90	14.51	12.16	19%	112	\$2,188
CODICIADA	Mineral	4025	SN	104	W	3.20	3.80	19.90	12.16	3.70	3.91	14.47	12.16	19%	124	\$2,431
CODICIADA	Mineral	4100	SN	584-A	W	3.20	3.80	24.20	12.16	3.65	3.90	14.24	12.16	17%	136	\$2,659
CODICIADA	Mineral	3950	GAL	244	E	3.20	3.80	11.20	12.16	3.64	3.89	14.16	12.16	16%	60	\$1,186
SUB TOTAL CODICIADA								859.40				392.78	348.46	13%	3,831	\$75,142

DICIEMBRE 2019

ZONA	MATERIAL	NIVEL	TIPO LABOR	LABOR	ALA	ANCHO PROG.	ALTURA PROG.	AVANCE REAL EJE	AREA PROG.	ANCHO REAL EJE	ALTURA REAL EJE	AREA REAL PROM EJE	Area Permisible	SOBRE ROTURA		
						(m)	(m)	(m)	(m ²)	(m)	(m)	(m ²)	(m ²)	%	TM	US\$
CODICIADA	Mineral	25	CAM	581-2		3.50	3.80	44.90	13.30	4.30	4.24	18.23	13.30	37%	598	\$11,727
CODICIADA	Mineral	25	CAM	581-5		3.50	3.80	6.00	13.30	3.70	3.90	14.43	13.30	8%	18	\$359
CODICIADA	Mineral	25	SN	103-2N		3.30	3.80	52.70	12.54	3.90	3.94	15.37	12.54	23%	402	\$7,887
CODICIADA	Mineral	25	SN	580-4N		3.30	3.80	62.40	12.54	3.95	3.98	15.72	12.54	25%	536	\$10,511
CODICIADA	Mineral	25	SN	581-6N		3.30	3.80	42.00	12.54	3.99	4.22	16.84	12.54	34%	487	\$9,559
CODICIADA	Mineral	25	SN	583-3N		3.30	3.80	62.00	12.54	4.55	4.05	18.43	12.54	47%	986	\$19,330
CODICIADA	Mineral	25	SN	104-E		3.30	3.80	42.90	12.54	3.51	3.98	13.97	12.54	11%	166	\$3,248
CODICIADA	Mineral	25	SN	104-W		3.30	3.80	14.70	12.54	3.04	3.90	11.86	12.54	0%	0	\$0
CODICIADA	Mineral	25	SN	584-E		3.30	3.80	47.30	12.54	3.92	4.04	15.84	12.54	26%	421	\$8,258
CODICIADA	Mineral	3950	GAL	244-E		3.30	3.80	26.90	12.54	3.96	3.82	15.13	12.54	21%	188	\$3,686
CODICIADA	Mineral	4200	CAM	648		3.50	3.80	11.50	13.30	3.90	3.90	15.21	13.30	14%	59	\$1,163
CODICIADA	Mineral	4200	SN	648	N	3.30	3.80	51.50	12.54	3.92	3.80	14.90	12.54	19%	328	\$6,425
CODICIADA	Mineral	4200	SN	323	W	3.30	3.80	59.21	12.54	3.50	3.90	13.65	12.54	9%	177	\$3,480
CODICIADA	Mineral	4200	SN	323	E	3.30	3.80	60.70	12.54	3.20	3.90	12.48	12.54	0%	0	\$0
CODICIADA	Mineral	4160	SN	116-1	E	3.30	3.80	20.10	12.54	3.30	3.90	12.87	12.54	3%	18	\$351
CODICIADA	Mineral	4160	SN	114-2	E	3.30	3.80	14.90	12.54	3.50	4.10	14.35	12.54	14%	73	\$1,428
CODICIADA	Mineral	4160	SN	116-2	E	3.30	3.80	23.50	12.54	3.30	3.70	12.21	12.54	0%	0	\$0
CODICIADA	Mineral	4160	SN	114-1	E	3.30	3.80	14.00	12.54	3.40	3.90	13.26	12.54	6%	27	\$534
CODICIADA	Mineral	4100	SN	317	E	3.30	3.80	36.20	12.54	3.80	3.90	14.82	12.54	18%	223	\$4,371
CODICIADA	Mineral	4100	SN	124-13	E	3.30	3.80	22.40	12.54	3.50	4.20	14.70	12.54	17%	131	\$2,562
CODICIADA	Mineral	4100	SN	685	W	3.30	3.80	63.00	12.54	3.50	3.90	13.65	12.54	9%	189	\$3,703
CODICIADA	Mineral	4160	SN	690	E	3.30	3.80	46.90	12.54	3.60	3.80	13.68	12.54	9%	144	\$2,831
SUB TOTAL CODICIADA								825.71				321.58	278.16	18%	5,171	\$101,415

ANEXO N° 5:

TECNOLOGIA DEL SOSTENIMIENTO TIPO SHOTCRETE UTILIZADO EN LOS SUBNIVELES.

5.1 DEFINICION DE SHOTCRETE

Concreto Lanzado o “Hormigón o Mortero Proyectado” (en inglés “Shotcrete”) es el nombre genérico de una mezcla formada de: cemento, agregados, agua, aditivos y elementos de refuerzo; los cuales son aplicados neumáticamente y compactados dinámicamente a alta velocidad sobre una superficie.

5.2 PRINCIPIOS DE FUNCIONAMIENTO DEL SHOTCRETE.

- La acción conjunta del Shotcrete y la Roca, impide que éstos se deformen independientemente.
- La interacción induce la formación de un esfuerzo radial de confinamiento que controla las deformaciones y al aplicado sobre la periferia de la excavación, ayuda a la formación de un arco de sustentación.
- El Shotcrete mantiene el entrabe de posibles cuñas o bloques rocosos, sellando las discontinuidades o grietas producidas por la voladura.
- Evita la alteración de minerales inestables presentes en el macizo rocoso excavado por efecto del intemperismo.

5.3 TIPOS DE SHOTCRETE (Según el Proceso de Mezclado).

1) SHOTCRETE VÍA SECA: Proceso de mezcla seca o ligeramente pre humedecido. Sus componentes se alimentan a una tolva con agitación continua. El aire comprimido se introduce por un tambor giratorio o caja de alimentación para transportar la mezcla en un flujo continuo hacia la manguera de suministro. El Agua se adiciona a la mezcla en la boquilla.

2) SHOTCRETE VÍA HÚMEDA: Proceso de mezcla húmeda, cuyos componentes y el agua se mezclan antes de la entrega a una unidad de bombeo de desplazamiento positivo, la cual luego suministra la mezcla hidráulicamente hacia la boquilla donde es añadido el aire para proyectar la mezcla sobre la superficie rocosa.

5.4 MATERIALES COMPONENTES DEL SHOTCRETE.

Según sus materiales componentes, puede ser **SHOTCRETE SIMPLE** o **SHOTCRETE CON REFUERZO DE FIBRAS**. Estos componentes son:

- 1) **Cemento:** Interviene en pequeña proporción, pero es determinante en la resistencia del concreto porque genera la mayoría de sus beneficios. La hidratación es un proceso químico que depende de la humedad, temperatura y tiempo. Normalmente se usa el Portland Estándar tipo I.
- 2) **Arena:** Representa las $\frac{3}{4}$ partes de la mezcla de concreto, pese a su comportamiento pasivo, influye significativamente. Además de sus características físicas, influye la forma y distribución de partículas. Es recomendable que la arena cumpla con cierta gradación.
- 3) **Agua:** Reacciona con el cemento para hidratarlo, lo lubrica para contribuir a la trabajabilidad del Diseño de Mezcla. Procura la estructura de vacíos necesaria en la pasta, para que los productos de hidratación, tengan espacio para desarrollarse. El agua de la mezcla debe ser limpia y libre de sustancias que puedan dañar al concreto o acero. Se recomienda agua potable, caso contrario el agua debe ensayarse.
- 4) **Aditivos:** Usados para mejorar las propiedades del Shotcrete:
 - a) **Aditivo Superplastificante:** Reductor de agua de alto rango, que produce Diseño de Mezcla de alta resistencia con gran mantenimiento de consistencia, sin provocar retrasos de fraguado o endurecimiento
 - b) **Aditivo Inhibidor de Fragua:** Estabiliza la hidratación del cemento, permitiendo el Control en el tiempo de fraguado del concreto.
 - c) **Aditivo Acelerante de Fragua:** Reduce el tiempo de fraguado, que permite una resistencia inicial mayor, y aplicar capas subsecuentes de Shotcrete con mayor rapidez y en espesores mayores.
 - d) **Aditivo Cementante:** Recién se ha introducido la Microsílica como un cementante más. Es una puzolana extremadamente fina que usada en cantidades del 8 al 15% del peso del cemento, permite duplicar y hasta triplicar la resistencia del Shotcrete.
- 5) **Elementos de Refuerzo:** Como elementos de refuerzo se tiene principalmente las fibras sintéticas y las fibras metálicas (acero), la malla electro-soldada firmemente adosada a la superficie de la roca.

5.5 APLICACIÓN DEL SHOTCRETE.

La Calidad del Shotcrete depende del procedimiento usado en su aplicación. Este incluye: preparación de la superficie, técnicas del lanzado (manipulación de boquilla o tobera), iluminación, ventilación, comunicación y entrenamiento de la cuadrilla.

El Shotcrete no debe aplicarse directamente a la superficie rocosa seca, con polvo o congelada. El área debe ser rociada con un chorro de aire-agua para remover la roca suelta y el polvo de la superficie donde se aplicará la capa inicial de Shotcrete. En caso de aplicar varias capas de Shotcrete, previamente es necesario limpiar la anterior para una buena adherencia.

1) Manipulación de la Boquilla.- El Operador debe manipular de esta manera:

- La distancia ideal de lanzado es de 1 a 1.5 m. Sostener la boquilla más alejada de la superficie rocosa, originará una menor velocidad del flujo de materiales, lo que generará una pobre compactación y a un mayor rebote.
- Respecto al ángulo de lanzado no debe ser menor de 45°. Como regla general, la boquilla debe ser dirigida perpendicular a la superficie rocosa.
- A fin de distribuir uniformemente el Shotcrete, la boquilla debe ser dirigida perpendicularmente a la superficie rocosa y debe ser rotada continuamente en una serie de pequeños o círculos.
- Cuando se aplica Shotcrete en las paredes, debe iniciarse en la base. La primera capa de Shotcrete debe cubrir en lo posible todos los elementos de refuerzo. Aplicando el Shotcrete desde la parte inferior, aseguramos que el rebote no se adhiera sobre la superficie rocosa. Este procedimiento evita que posteriormente se presente el fenómeno del Shotcrete “falso”.
- Cuando se aplica Shotcrete sobre elementos de refuerzo como varillas o malla, es importante que éstos queden bien encapsulados dentro del mortero o concreto. Para esto es necesario dirigir la boquilla en dirección normal a la superficie o a un ángulo ligeramente inclinado a la normal, para permitir un mejor encapsulamiento y minimizar la acumulación del rebote.
- Un operador bien entrenado puede producir manualmente Shotcrete de excelente calidad, con un área de trabajo bien iluminado y ventilado.
- El mortero o concreto debe emerger de la boquilla con un flujo continuo y no interrumpido. En caso, el flujo sea intermitente, el operador debe dirigir el flujo del área de recepción, hasta que el flujo vuelva a ser constante.

- Si se aplica Shotcrete a la masa rocosa con juntas bien definidas y con agua, es importante drenar por la capa de Shotcrete, para liberar las altas presiones de agua (taladros de drenaje fijados con tubos plásticos).

- 2) Rebote.-** Para una mezcla seca, lo más efectivo para reducir el rebote es disminuir la presión de aire, usar mayor cantidad de finos, pre-humedecer la superficie, y el lanzado a una distancia estable. Una de las grandes ventajas del proceso de mezcla húmeda es el bajo rebote. La cantidad de rebote depende de la consistencia del concreto, uso de acelerantes, técnicas de lanzado y graduación de los agregados.
- 3) Espesor de la Aplicación.-** Siempre que sea posible el Shotcrete debe ser aplicado a su espesor completo de diseño en una sola capa.
- 4) Curado.-** Al igual que el concreto, el Shotcrete también debe ser curado de tal manera que su resistencia potencial y su durabilidad sean completamente desarrolladas. El mejor método de curado es mantener húmedo el Shotcrete continuamente por 7 días utilizando para tal fin el agua.
- 5) Presión del Aire.-** Es la presión de conducción del material de la máquina hacia la manguera. Una regla práctica es que la presión de operación no debe ser menor de 175 Kpa (26 psi) cuando se utiliza una manguera de 30 m de longitud o menos. La presión debe incrementarse en 35 Kpa (5 psi) por cada 15 m adicionales de longitud de manguera, y en 35 Kpa (5 psi) por cada 8 m adicionales sobre el equipo.
- 6) Control de Calidad.-** El Shotcrete es un material que requiere cuidadosa atención, desde el diseño hasta su colocación (Es más arte que ciencia). Por ello, es esencial que se establezcan adecuados procedimientos de control de calidad para asegurar un buen producto final. Los factores que determinan la Calidad del Shotcrete son: el diseño, los materiales, el equipo de aplicación, el personal de operación, las técnicas de aplicación, la inspección y los procedimientos de los ensayos. Los requerimientos de aire, presión y volumen de aplicación deben ser correctos, y la magnitud de lanzado, mezclador, manguera, etc., adecuadamente mantenidos, limpiados, calibrados y chequeados regularmente. El control de calidad en la inspección, está referido al personal calificado para implementar sus procedimientos. Este personal debe estar familiarizado con todas las fases del proceso del Shotcrete, especialmente con las técnicas de aplicación, asimismo, debe inspeccionar continuamente los trabajos y ser responsable de los ensayos de campo. antes, durante y después de la colocación.

ANEXO N° 6:

EQUIPOS LANZADOR DE SHOTCRETE UTILIZADOS EN LOS SUBNIVELES DE LA MINA MOROCOCHA.

Para el lanzamiento del Shotcrete en los Subniveles de la Mina Morococha, se tienen los siguientes equipos:

1) EQUIPO CON CONTROL REMOTO ALPHA 20 (Con Brazo Robot) (Para Shotcrete vía Húmeda y Labores con Sección: 3.50 x 3.50 m)

DIMENSIONES DEL EQUIPO REMOTO ALPHA 20 (Figura 45):

- Alto: 2.40 m
- Largo: 9.10 m
- Ancho: 2.20 m

Figura 45: Equipo de Lanzado de Shotcrete Alpha 20



Fuente: Departamento de Geomecánica de CMA

**2) SCOOP LANZADOR DE 0.70 Yd³ (adaptado con Brazo Robot)
(Para Shotcrete vía Húmeda).**

DIMENSIONES DEL EQUIPO LANZADOR SCOOP DE 0.70 Yd³ (Figura 46):

- Alto: 1.895 m
- Largo: 4.700 m
- Ancho: 1.055 m

Figura 46: Equipo de Lanzado de Shotcrete Scoop de 0.70 Yd³



Fuente: Departamento de Geomecánica de CMA

ANEXO N° 7:

REPORTE DIARIO POR TURNO DE PRODUCCION DE SHOTCRETE CUANDO LA VOLADURA ES CONVENCIONAL

U.M. MOROCOCHA (Cia. Minera Argentum S.A.).

FECHA:		26-Sep-19		TURNO:		Día: X		Noche:		Supervisor de Operación:		SAUL LEON					
REPORTE DE PRODUCCION							PRODUCCION DE PLANTA										
ZONA	Total Labor	Programa de Labor	Labores Ejecutadas	Labores No Ejecutadas	Labores No Programad	m³ Shotcrete Lanzados	1) SHOTCRETE	2) MORTERO	3) RELLENO CEMENTADO	4) CONCRETO	5) RELLENO AUTOCOMP	ZONA	Shotcrete	Concreto	Mortero	Relleno Cementado	Relleno Autocomp.
CODICIADA	24	24	12	12		42.5 m³	46.5 m³	1.5 m³	0.0 m³	0.0 m³	0.0 m³	CODICIADA	42.5 m³			0.0 m³	0.0 m³
ALAPAMPA	1	1	1	0		4.0 m³	0.0 m³	0.0 m³	0.0 m³	0.0 m³	0.0 m³	ALAPAMPA	4.0 m³				
OTRO	0	0	0	0		0.0 m³	0.0 m³	0.0 m³	0.0 m³	0.0 m³	0.0 m³	OTRO		0.0 m³	1.5 m³		
TOTAL	25	25	13	12	0	46.5 m³	48.0 m³	1.5 m³	0.0 m³	0.0 m³	0.0 m³	TOTAL	46.5 m³	0.0 m³	1.5 m³	0.0 m³	0.0 m³
N°	Zona	Nivel	Labor	Ancho	Alto	Largo	Cant m³	Espesor	Diseño o Producto		Robot	Mixer	Inicio de Lanzado	Fin de Lanzado	Presión Aire	Observación o Comentario	
1	Codiciada	200	SN 321	3.45	3.27	3.60	3.0	2 pulgadas	SHOTCRETE	SHRF2H28	R 39	M 34	08:55	09:05	4.1 bar		
2	Codiciada	025	SN 103 N	-	-	-	3.0	4 pulgadas	SHOTCRETE	SHRF2H28	R 42	M 216	09:28	09:50	4.0 bar	COMPLETADO DEL TURNO NOCHE	
3	Codiciada	100	RA 581(-) Frente	4.00	3.60	3.25	3.0	2 pulgadas	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 79	09:22	09:38	4.1 bar		
4	Codiciada	100	RA 581(-) Nicho	2.90	2.20	1.75	1.0	2 pulgadas	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 79	09:22	09:38	4.1 bar		
5	Codiciada	100	SN 584A	3.85	3.65	3.98	3.5	2 pulgadas	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 193	10:28	10:43	4.1 bar		
6	Codiciada	025	CA 581-15	3.32	3.47	4.65	7.0	4 pulgadas	SHOTCRETE	SHRF2H28-ESPECIAL	R 42	M 216	11:02	11:50	4.0 bar		
7	Codiciada	3950	CX 244	4.25	4.10	4.30	4.0	2 pulgadas	SHOTCRETE	SHRF2H28	R 61	M 34	11:33	11:54	4.0 bar		
8	Codiciada	100	SN 684 W	3.40	3.49	4.21	3.5	2 pulgadas	SHOTCRETE	SHRF2H28	R 39	M 193	11:50	12:10	4.1 bar		
9	Codiciada	025	CA 582-14	4.20	-	8.30	8.0	4 pulgadas	SHOTCRETE	SHRF4H28-ESPECIAL	R 42	M 216	14:28	15:25	4.0 bar	RESANE FALTA COMPLETAR	
10	Codiciada	3950	CA 242-10	3.80	3.45	4.25	3.5	2 pulgadas	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 39	M 79	14:08	14:29	4.0 bar		
11	Alapampa	160	BP 426	4.43	3.87	9.41	4.0	2 pulgadas	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 34	15:28	15:56	4.2 bar	LANZO HASTIAL DERECH+CORON INTER BP426YCA	
12	Codiciada	160	SN 113-1 E	3.70	3.50	3.40	3.0	2 pulgadas	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 39	M 79	15:44	16:00	4.1 bar		
13																	
18	Codiciada		CA 113				1.5		MORTERO	MOSF28		M 193					
20																	

ANEXO N° 7:

PRODUCCION DE SHOTCRETE CUANDO LA VOLADURA ES CONVENCIONAL - DICIEMBRE 2019 (U.M. MOROCOCHA)

ITEM	FECHA	TURNO	ZONA	NIVEL	LABOR	ANCHO	ALTO	LARGO	ESPESOR (pulg)	M³ / LABOR	DISEÑO	PRODUCTO	ROBOT	MIXER	INICIO DE LANZADO	FINAL DE LANZADO	PRESION DE AIRE	LABORES EJECUT	LABORES NO EJECUT	TOTAL DE LABORES	SHOTCRETE	SUPERVISOR	JEFE DE GUARDIA	AYUDANTE OPERADOR	OPERADOR ROBOT	SUPERVISOR CIA	JEFE GUARDIA CIA	
4	26-Nov-19	DIA	Codiciada	025	SN 104W	3.22	3.70	2.19	2	2.50	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 34	12:10	12:25	4.0 bar	12	6	18	2.50	SAUL						
8	27-Nov-19	DIA	Codiciada	025	SN 582-6	3.07	3.52	3.78	2	3.00	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 42	M 227	15:20	15:45	4.0 bar	10	7	17	3.00	SAUL LEON						
9	27-Nov-19	DIA	Codiciada	025	SN 104W	3.58	3.88	3.86	2	4.00	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 216	14:59	15:25	4.0 bar	10	7	17	4.00	SAUL LEON						
10	27-Nov-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 581-4-SUR	3.56	4.07	3.20	4	5.00	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 32	M 193	01:16	01:35	4.0 bar	15	1	16	5.00	FERNANDEZ						
9	28-Nov-19	DIA	Codiciada	025	SN 582	4.57	1.40	3.88	4	4.00	SHOTCRETE	SHRF2H28-ESPECIAL	R 61	M 227	14:27	15:11	4.0 bar	13	7	20	4.00	SAUL LEON						
11	28-Nov-19	DIA	Codiciada	025	SN 582-6	3.81	3.98	3.21	2	3.50	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 193	15:30	15:50	4.1 bar	13	7	20	3.50	SAUL LEON						
1	28-Nov-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 104	3.55	3.36	4.45	2	3.50	SHOTCRETE	SHRF2H28	R 32	M 227	21:15	21:35	4.1 bar	15	3	18	3.50	FERNANDEZ						
9	28-Nov-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 581-4-SUR	3.47	4.10	3.20	4	5.00	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 32	M 227	01:15	01:48	4.1 bar	15	3	18	5.00	FERNANDEZ						
9	29-Nov-19	DIA	Codiciada	025	SN 582-6	3.00	3.20	3.40	4	2.50	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 32	M 227	16:05	16:25	4.1 bar	9	6	15	2.50	WILLIAM						
2	29-Nov-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 685 W	3.58	3.00	3.69	2	3.00	SHOTCRETE	SHRF2H28	R 42	M 216	21:06	21:36	4.1 bar	14	3	17	3.00	SAUL LEON						
6	29-Nov-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 104 W	3.10	3.00	3.55	2	2.50	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 227	00:30	00:49	4.0 bar	14	3	17	2.50	SAUL LEON						
3	30-Nov-19	DIA	Codiciada	025	SN 584	7.76	3.65	2.65	2	3.50	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 193	11:18	11:40	4.0 bar	10	6	16	3.50	WILLIAM						
7	30-Nov-19	DIA	Codiciada	025	SN 583	4.02	3.59	3.48	2	3.50	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 193	14:21	14:41	4.0 bar	10	6	16	3.50	WILLIAM						
3	1-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 581-4 S	-	-	-	2	0.50	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 193	09:25	09:30	4.0 bar	14	7	21	0.50	PAUCAR						
4	1-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 104 W	3.35	3.45	3.26	2	2.50	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 193	09:42	09:57	4.0 bar	14	7	21	2.50	PAUCAR						
7	1-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 584	6.09	3.85	3.35	2	3.50	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 34	11:30	11:55	4.0 bar	14	7	21	3.50	PAUCAR						
11	1-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 584-E	3.55	3.74	3.69	2	3.00	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 193	14:34	14:46	4.2 bar	14	7	21	3.00	PAUCAR						
6	1-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 103NORT	4.08	4.00	3.60	4	6.50	SHOTCRETE	SHRF4H28-ESPECIAL	R 61	M 216	23:24	01:03	4.0 bar	14	5	19	6.50	SAUL						
2	2-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 104 E	4.64	3.65	3.78	2	3.50	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 227	08:50	09:13	4.0 bar	4	9	13	3.50	PAUCAR						
4	2-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 582	3.12	0.00	12.57	4	4.00	SHOTCRETE	SHRF4H28-ESPECIAL	R 42	M 34	09:30	09:55	4.0 bar	4	9	13	4.00	PAUCAR						
1	2-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 582N	-	-	-	4	4.00	SHOTCRETE	SHRF4H28-ESPECIAL	R 61	M 216	21:00	21:42	4.0 bar	14	8	22	4.00	SAUL						
4	2-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 104W	3.10	2.80	3.70	2	3.00	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 227	22:00	22:23	4.0 bar	14	8	22	3.00	SAUL						
5	2-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 583NORT	3.30	0.50	3.56	4	5.50	SHOTCRETE	SHRF2H28-ESPECIAL	R 61	M 34	22:46	23:25	4.0 bar	14	8	22	5.50	SAUL						
7	3-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 582-6	3.92	3.67	4.19	2	3.50	SHOTCRETE	SHRF2H28	R 61	M 79	12:38	13:00	4.1 bar	12	8	20	3.50	PAUCAR						
3	3-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 583N	3.40	3.50	3.40	4	8.00	SHOTCRETE	SHRF2H28-ESPECIAL	R 32	M 227	20:50	21:51	4.0 bar	15	7	22	8.00	SAUL						
5	3-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 584 E	3.62	2.90	4.09	2	3.50	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 32	M 227	22:40	23:06	4.1 bar	15	7	22	3.50	SAUL						
13	3-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 103 N	3.60	3.56	4.04	4	3.50	SHOTCRETE	SHRF4H28-ESPECIAL	R 42	M 34	00:20	00:46	4.0 bar	15	7	22	3.50	SAUL						
2	4-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 581 N	6.83	4.18	3.12	4	7.00	SHOTCRETE	SHRF2H28-ESPECIAL	R 42	M 193	09:19	10:15	4.1 bar	13	8	21	7.00	PAUCAR						
5	4-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 104 E	3.57	4.35	3.58	2	3.50	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 42	M 193	13:40	14:05	4.1 bar	13	8	21	3.50	PAUCAR						
6	4-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 103 N	-	-	-	4	3.00	SHOTCRETE	SHRF4H28-ESPECIAL	R 42	M 34	12:15	12:35	4.1 bar	13	8	21	3.00	PAUCAR						
2	4-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 582-6E	3.90	3.00	4.20	2	3.50	SHOTCRETE	SHRF2H28	R 42	M 227	20:42	21:05	4.0 bar	17	6	23	3.50	SAUL						
10	4-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 583 NORTE	3.60	4.50	3.70	4	6.00	SHOTCRETE	SHRF4H28-ESPECIAL	R 42	M 34	01:54	03:20	4.0 bar	17	6	23	6.00	SAUL						
15	4-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 584 ESTE	3.15	3.00	2.60	2	2.50	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 42	M 34	03:39	03:50	4.0 bar	17	6	23	2.50	SAUL						
2	5-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 581-N	6.28	3.16	2.82	4	5.00	SHOTCRETE	SHRF4H28-ESPECIAL	R 61	M 79	09:43	10:32	4.0 bar	10	6	16	5.00	PAUCAR						
7	5-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 104 E	3.21	3.71	3.37	2	3.00	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 193	15:40	16:00	4.2 bar	10	6	16	3.00	PAUCAR						
2	5-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 103N	4.10	3.80	3.50	4	6.00	SHOTCRETE	SHRF4H28-ESPECIAL	R 42	M 216	21:30	21:41	4.0 bar	13	5	18	6.00	SAUL						
9	5-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 582-6E	3.40	2.50	1.80	4	1.50	SHOTCRETE	SHRF4H28-ESPECIAL	R 42	M 193	02:28	02:43	4.1 bar	13	5	18	1.50	SAUL						
2	6-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 583 NOR	3.78	4.74	3.50	4	6.50	SHOTCRETE	SHRF2H28	R 42	M 193	10:30	12::20	4.1 bar	11	8	19	6.50	PAUCAR						
7	6-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 581-NOR	4.24	4.44	2.85	4	5.50	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 42	M 79	03:30	04:10	4.1 bar	11	8	19	5.50	PAUCAR						
2	6-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 103N	-	-	-	4	3.00	SHOTCRETE	SHRF2H28	R 42	M 216	09:28	09:50	4.0 bar	13	12	25	3.00	SAUL						
3	7-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 583-E	3.40	4.10	3.30	2	4.00	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 42	M 79	15:12	15:35	4.1 bar	9	11	20	4.00	SAUL						
4	7-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 584 E	3.55	2.90	3.87	2	3.50	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 227	09:45	10:10	4.1 bar	9	11	20	3.50	SAUL						
5	7-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 584-A	3.35	2.93	3.68	2	3.50	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 34	10:50	11:15	4.2 bar	9	11	20	3.50	SAUL						

ANEXO N° 7:

PRODUCCION DE SHOTCRETE CUANDO LA VOLADURA ES CONVENCIONAL - DICIEMBRE 2019 (U.M. MOROCOCHA)

ITEM	FECHA	TURNO	ZONA	NIVEL	LABOR	ANCHO	ALTO	LARGO	ESPOSOR (pulg)	M ³ / LABOR	DISEÑO	PRODUCTO	ROBOT	MIXER	INICIO DE LANZADO	FINAL DE LANZADO	PRESION DE AIRE	LABORES EJECUT	LABORES NO EJECUT	TOTAL DE LABORERS	SHOTCRETE	SUPERVISOR	JEFE DE GUARDIA	AYUDANTE OPERADOR	OPERADOR ROBOT	SUPERVISOR CIA	JEFE GUARDIA CIA	
13	8-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 582N				4	4.00	SHOTCRETE	SHRF4H28-ESPECIAL	R 42	M 79	02:54	03:38	4.0 bar	14	4	18	4.00	PAUCAR						
1	8-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 103 N	3.80	3.30	3.00	4	5.00	SHOTCRETE	SHRF2H28-ESPECIAL	R 42	M 227	09:26	10:40	4.0 bar	12	4	16	5.00	SAUL						
9	9-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 103 N	3.60	4.30	2.80	4	5.00	SHOTCRETE	SHRF2H28-ESPECIAL	R 32	M 227	09:20	09:58	4.1 bar	12	9	21	5.00	SAUL						
4	10-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 583-6E	3.43	3.62	4.25	2	4.00	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 32	M 227	21:47	22:45	4.0 bar	15	7	22	4.00	PAUCAR						
11	10-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 584E	3.52	3.53	3.80	2	3.00	SHOTCRETE	SHRF4H28-ESPECIAL	R 32	M 34	02:14	02:25	4.0 bar	15	7	22	3.00	PAUCAR						
7	11-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 583SUR	3.87	4.32	4.66	4	8.00	SHOTCRETE	SHRF2H28-ESPECIAL	R 32	M 227	22:50	23:55	4.0 bar	16	8	24	8.00							
2	11-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 583-6E	3.80	3.50	1.50	2	2.00	SHOTCRETE	SHRF2H28	R 42	M 227	11:00	11:18	4.1 bar	13	8	21	2.00							
3	11-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 583-S	4.00	3.80	5.00	4	7.00	SHOTCRETE	SHRF4H28-ESPECIAL	R 42	M 79	12:00	15:25	4.2 bar	13	8	21	7.00							
4	11-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 583-N	3.20	3.60	4.60	4	5.00	SHOTCRETE	SHRF4H28-ESPECIAL	R 42	M 216	15:34	16:05	4.1 bar	13	8	21	5.00							
5	11-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 103 N	3.54	4.32	2.96	4	6.00	SHOTCRETE	SHRF2H28-ESPECIAL	R 61	M 193	09:00	10:25	4.1 bar	13	8	21	6.00							
8	11-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 584 E	3.70	3.45	3.81	2	3.50	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 193	16:15	16:40	4.0 bar	13	8	21	3.50							
2	12-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 583N	3.33	4.53	1.51	4	2.50	SHOTCRETE	SHRF2H28-ESPECIAL	R 42	M 216	22:20	22:50	4.1 bar	15	9	24	2.50							
11	12-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 684W	3.90	3.00	3.65	2	2.50	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 39	M 227	02:10	02:23	4.1 bar	15	9	24	2.50							
12	12-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 684E	3.50	3.78	4.50	2	4.00	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 39	M 216	02:45	03:01	4.1 bar	15	9	24	4.00							
2	12-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 583N	3.61	3.68	4.38	4	7.00	SHOTCRETE	SHRF2H28-ESPECIAL	R 42	M 193	21:50	23:13	4.2 bar	13	9	22	7.00							
6	12-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 583-SUR	4.09	3.58	3.33	2	3.00	SHOTCRETE	SHRF2H28-ESPECIAL	R 42	M 79	00:55	01:27	4.1 bar	13	9	22	3.00							
7	12-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 583-SUR	2.29		1.82	2	1.00	SHOTCRETE	SHRF2H28-ESPECIAL	R 42	M 79	00:55	01:27	4.1 bar	13	9	22	1.00							
1	13-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 103-N	3.30	3.70	4.40	4	6.00	SHOTCRETE	SHRF2H28-ESPECIAL	R 42	M 79	09:15	10:30	4.1 bar	13	9	22	6.00							
2	13-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 583-6E	3.20	2.95	4.07	2	3.00	SHOTCRETE	SHRF2H28	R 61	M 227	09:20	09:45	4.2 bar	13	9	22	3.00							
11	13-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 583 S	3.90	4.30	4.20	4	7.00	SHOTCRETE	SHRF4H28-ESPECIAL	R 42	M 227	14:20	16:20	4.1 bar	13	9	22	7.00							
4	13-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 684E	4.46	3.68	4.19	2	3.50	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 32	M 227	22:40	23:03	4.1 bar	17	7	24	3.50							
1	14-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 583-6-W	4.10	3.59	4.23	2	4.00	SHOTCRETE	SHRF2H28	R 61	M 34	09:40	10:15	4.2 bar	11	11	22	4.00							
7	14-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 583-NORTE	3.85	3.60	2.80	4	4.00	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 193	01:40	02:08	4.1 bar	11	11	22	4.00							
9	14-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 583-SUR	3.45	3.50	2.20	4	4.00	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 79	02:40	03:10	4.0 bar	11	11	22	4.00							
4	14-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 103 N	3.40	3.80	3.50	4	6.00	SHOTCRETE	SHRF4H28-ESPECIAL	R 42	M 34	21:48	23:45	4.1 bar	13	4	17	6.00							
7	14-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 583-6E	3.20	3.50	3.40	2	3.00	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 42	M 79	00:33	01:09	4.1 bar	13	4	17	3.00							
5	15-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 583-NORTE	4.00	3.50	3.00	2	4.00	SHOTCRETE	SHRF2H28	R 61	M 34	11:32	11:52	4.1 bar	13	10	23	4.00							
8	15-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 684-E	3.62	2.95	3.30	2	2.50	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 42	M 34	02:24	02:55	4.2 bar	13	10	23	2.50							
9	15-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 685	4.00	3.10	3.89	2	3.00	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 42	M 34	03:00	03:30	4.0 bar	13	10	23	3.00							
10	15-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 583-SUR	3.92	3.30	2.80	4	4.00	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 42	M 227	03:01	03:40	4.1 bar	13	10	23	4.00							
1	15-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 583-S	1.00		1.50	4	1.00	SHOTCRETE	SHRF2H28-ESPECIAL	R 42	M 227	21:25	21:55	4.1 bar	13	7	20	1.00							
9	15-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 583 N	2.50	3.40	4.00	4	4.00	SHOTCRETE	SHRF2H28-ESPECIAL	R 42	M 34	02:45	03:05	4.2 bar	13	7	20	4.00							
5	16-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 583-SUR	3.71	4.12	2.61	4	4.00	SHOTCRETE	SHRF2H28	R 61	M 34	11:37	10:00	4.1 bar	15	8	23	4.00							
9	16-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 583-NORTE	4.20	3.95	3.00	4	5.00	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 227	01:57	02:25	4.2 bar	15	8	23	5.00							
10	16-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 583-6-E	3.76	3.10	3.50	2	3.00	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 216	03:40	04:05	4.1 bar	15	8	23	3.00							
11	16-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN-684-E	3.64	2.95	3.58	2	3.00	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 32	M 34	02:04	02:18	4.1 bar	15	8	23	3.00							
5	16-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 583-2 S	3.20	4.00	2.60	4	4.00	SHOTCRETE	SHRF2H28-ESPECIAL	R 42	M 216	23:20	23:45	4.1 bar	14	5	19	4.00							
3	17-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 684-W	3.71	3.00	3.70	2	3.00	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 42	M 227	09:23	09:40	4.1 bar	15	5	20	3.00							
6	17-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 583-SUR	3.70	4.20	2.40	4	4.00	SHOTCRETE	SHRF2H28	R 61	M 227	11:22	11:50	4.1 bar	15	5	20	4.00							
8	17-Dic-19	DIA	Codiciada	025	SN 583-NORTE	4.08	3.10	3.00	4	4.00	SHOTCRETE	SHRF4H28	R 61	M 79	01:40	02:10	4.2 bar	15	5	20	4.00							
3	17-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 583-2				4	4.00	SHOTCRETE										4.00							
4	17-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 583-6				2	2.50	SHOTCRETE										2.50							
10	17-Dic-19	NOCHE	Codiciada	025	SN 584				2	3.50	SHOTCRETE										3.50							

ANEXO N° 8:

ESPECIFICACIONES TÉCNICAS DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS USADOS EN VOLADURA CONTROLADA DE RECORTE DE SUBNIVELES.

A) EXPLOSIVOS.

1. DINAMITA EXSABLOCK.

Es una dinamita de baja energía (ver Figura 48), especialmente desarrollada para voladura controlada, ideal para voladuras de contorno subterráneo tipo “Recorte”, en los taladros de corona y hastiales; ya que:

- a) Reduce tanto el daño al macizo rocoso circundante, como los niveles de vibración; lográndose una notable disminución de la sobre rotura (overbreak).
- b) Reduce los sobrecostos en el sostenimiento shotcrete y pernos de anclaje
- c) Reduce la dilución del mineral.
- d) Aplicable para voladuras de producción de rocas blandas.
- e) También para la rotura dimensional de la roca.

Debido a su densidad y velocidad de detonación relativamente baja, junto a una reacción química endotérmica (absorbe calor), este producto ofrece una potencia rompedora suficiente para generar las fracturas y el plano de rotura continua en la roca, sin dañar el área superficial de las labores subterráneas.

Asegura la estabilidad de la roca próxima, minimizando la ampliación de la red de fracturas preexistentes, reduciendo los riesgos de desprendimiento del techo y asegurando la integridad de las personas, instalaciones y equipos.

Figura 48: Cartucho de Dinamita Exsablock



Fuente: Manual de voladuras EXSA

Propiedades / Beneficios:

- Menos daños en las superficies de la pared final y con menor incidencia de sobre excavación.
- Menor debilitamiento y craquelamiento en el Shotcrete por incidencia de las vibraciones.
- Incremento en el tiempo de auto soporte.
- Menor operación para el desatado de rocas.
- Reducción del potencial por desprendimiento y /o derrumbe
- Ahorro en tiempo y costos.
- Sensible al detonador N° 8 y al cordón detonante de bajo gramaje.
- Larga vida útil.

Características Técnicas:

Especificaciones técnicas	Unidades	Exsablock
Densidad	g/cm ³	0.91 +/- 5%
Velocidad de detonación*	m/s	2,800 +/- 200
Presión de detonación**	kbar	23
Energía**	Kj/kg	1720
RWS**	%	45
RBS**	%	54
Volumen de gases**	l/kg	771
Resistencia al agua	Horas	Nula
Categoría de humos	Categoría	1 era

* Sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro.
** Calculadas con programa de simulación TERMODET a condiciones ideales de 1 atm.

Preparación y Embalaje:

Cartuchos de papel kraft parafinado, dispuestos en bolsas plásticas y embaladas

Peso Neto	20 kg			
Peso Bruto	21.3 kg			
Dimensiones de caja	Ext. 35 x 45 x 28 cm			
Material	Caja de cartón corrugado			
Producto	Pulg.	UN/Caja	Masa g/UN	
EXSABLOCK	7/8	7	276	91
EXSABLOCK	1 1/8	8	160	156

Para otros formatos de cartuchos preguntar a un especialista Exsa.

En las cantidades mencionadas podrá haber variaciones en el número y peso de los cartuchos para mantener el estándar de 20 kg/caja.

B) ACCESORIOS DE VOLADURA.

Sirven para iniciar la detonación secuencial de los diversos explosivos, según el orden del carguío en los taladros determinados.

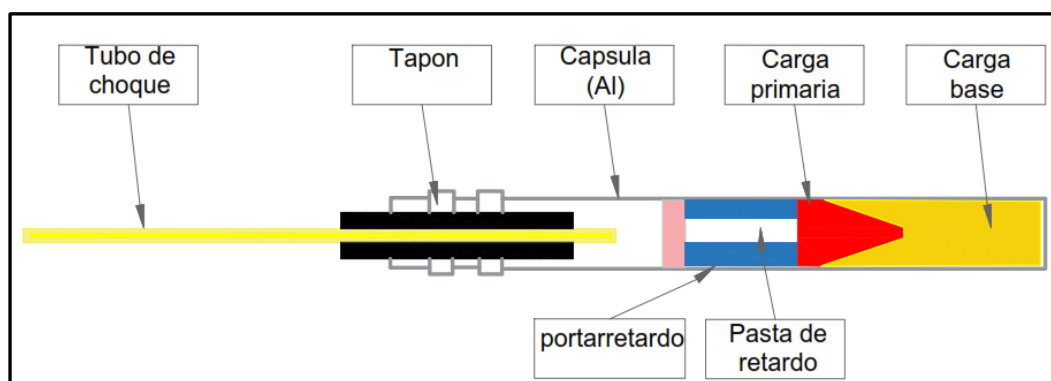
1. DETONADOR NO ELÉCTRICO.

Se usa para iniciar de forma precisa y segura los explosivos sensibles al detonador. Está compuesto por un fulminante N° 12, un tubo de toque de alta resistencia a la tracción y abrasión, un conector plástico resistente "J" y etiqueta. Cuenta con dos puntos de identificación (en el clip y la etiqueta), ver Figura 49.

Ventajas:

- El movimiento de la roca fragmentada hacia la cara libre planeada.
- El uso de mayor cantidad de retardos para el diseño de secuencia en una voladura, minimiza las vibraciones.
- Mayor control sobre las proyecciones de rocas volantes (fly rock).
- Mayor rango de tiempos de retardos, mejora la fragmentación requerida.
- Otorga un alto nivel de seguridad contra la iniciación por electricidad estática, corriente vagabundas y transmisiones de radio frecuencia.
- Incorpora la alta resistencia a la tracción, alta resistencia a la abrasión y confiabilidad en la transmisión de la señal al interior del tubo de choque.

Figura 49: Detonador No Eléctrico.



Fuente: Manual de voladuras EXSA.

Tubo de Transmisión.- Es un tubo de plástico, cuya pared interior contiene materiales reactivos compuesto de Exógeno (HMX) y aluminio, en pequeña proporción (Figura 50).

Figura 50: Tubo de Transmisión de un Detonador No Eléctrico.



Fuente: Manual de voladuras EXSA.

EXSANEL.- En la Mina Morococha, se usa el detonador no eléctrico EXSANEL de la empresa EXSA S.A., cuya numeración y secuencia de iniciación se muestra en la tabla siguiente.

Tabla 47: Secuencia de Iniciación con Exsanel.

DETONADOR NO ELÉCTRICO EXSANEL			
EXSANEL PERIODO CORTO		EXSANEL PERIODO LARGO	
TAJO, BREASTING Y DESQUINCHE		FRENTES, CX Y RAMPAS	
EXSANELES	TIEMPO (MS)	EXSANELES	TIEMPO (MS)
EXSANEL MS N° 1	25	EXSANEL LP N° 1	100
EXSANEL MS N° 2	50	EXSANEL LP N° 2	200
EXSANEL MS N° 3	75	EXSANEL LP N° 3	300
EXSANEL MS N° 4	100	EXSANEL LP N° 4	400
EXSANEL MS N° 5	125	EXSANEL LP N° 5	500
EXSANEL MS N° 6	150	EXSANEL LP N° 6	600
EXSANEL MS N° 7	175	EXSANEL LP N° 7	800
EXSANEL MS N° 8	200	EXSANEL LP N° 8	1000
EXSANEL MS N° 9	250	EXSANEL LP N° 9	1200
EXSANEL MS N° 10	300	EXSANEL LP N° 10	1400
EXSANEL MS N° 11	350	EXSANEL LP N° 11	1800
EXSANEL MS N° 12	400	EXSANEL LP N° 12	2400
EXSANEL MS N° 13	450	EXSANEL LP N° 13	3000
EXSANEL MS N° 14	500	EXSANEL LP N° 14	3800
EXSANEL MS N° 15	600	EXSANEL LP N° 15	4600
EXSANEL MS N° 16	700	EXSANEL LP N° 16	5500
EXSANEL MS N° 17	800	EXSANEL LP N° 17	6400
EXSANEL MS N° 18	900	EXSANEL LP N° 18	7400
EXSANEL MS N° 19	1000	EXSANEL LP N° 19	8500
EXSANEL MS N° 20	1200	EXSANEL LP N° 20	9600

EQUIVALENCIA	
(MS) MILISEGUNDO	SEGUNDOS
1000 MILISEGUNDOS	1 SEGUNDO



Fuente: Manual de voladuras EXSA.

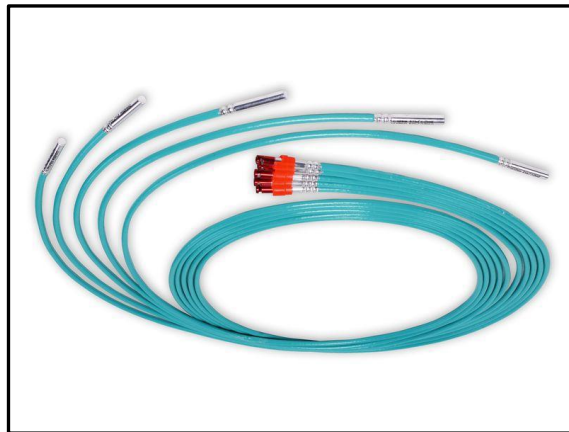
2. DETONADOR ENSAMBLADO.

Se usa complementariamente con la mecha rápida, para efectuar el circuito de encendido de una voladura planificada (Figura 51).

El detonador ensamblado está compuesto por los siguientes accesorios:

- Un fulminante simple N° 8.
- Mecha de seguridad con una cobertura plástica reforzada. La longitud a usar se determinó en 8 pies para la conexión establecida.
- Un conector de ignición con su respectivo collar plástico incorporado.
- En una de los extremos de la mecha de seguridad se encuentra el conector de ignición con su collar plástico, y el otro extremo el fulminante simple.

Figura 51: Detonador Ensamblado.



Fuente: Manual de voladuras EXSA.

Ventajas:

- Elimina los problemas generados cuando se prepara manualmente los detonadores en la mina.
- Evita el chispeo manual de la mecha de seguridad, reduciendo la exposición de los operadores a los humos de la combustión, permitiendo la salida segura de personal de los lugares del disparo en cada guardia.

3. CORDON DETONANTE.

Es un cordón flexible e impermeable que contiene en su interior un explosivo denominado pentrita, cuya velocidad de detonación es de 7,000 m/s. Se emplea fundamentalmente para transmitir la detonación a los explosivos colocados en los taladros, iniciada por un detonador /Figura 52).

Figura 52: Cordón Detonante.



Fuente: Manual de voladuras EXSA.

La cantidad de pentrita es variable, según sea su requerimiento. El núcleo está compuesto de varias capas de recubrimiento de hilos y fibras textiles, y de un recubrimiento exterior de cloruro de polivinilo, que proporciona la elevada consistencia a la tracción, abrasión y humedad.



CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

El que suscribe; responsable verificador de originalidad de trabajos de tesis de pregrado en segunda instancia para las **Escuelas Profesionales** de la **Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil**; en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N° 039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación de la UNSCH y Resolución Decanal N° 158-2021-FIMGC-UNSCH-D, deja constancia que Sr./Srta.

Apellidos y Nombres : MELGAR ROJAS, William Cristian
Escuela Profesional : INGENIERÍA DE MINAS
Título de la Tesis : “IMPACTO DE PERFORACION Y VOLADURA TIPO RECORTE EN EL COSTO DE SOSTENIMIENTO DE SUBNIVELES EN LA ZONA CODICIADA, U. M. MOROCOCHA, CIA. MINERA ARGENTUM S.A.”
Evaluación de la Originalidad : 30 % Índice de Similitud
Identificador de la entrega : 1736358885

Por tanto, según los Artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, es **PROCEDENTE** otorgar la **Constancia de Originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 28 de diciembre del 2021

Firmado digitalmente
por LEZAMA
CUELLAR CHRISTIAN

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR

Verificador de Originalidad de Trabajos de Tesis de Pregrado
de la FIMGC

Numero de constancia: **184-2021-FIMGC**.

(X) Con depósito para Sustentación y Tramite de Titulo

“IMPACTO DE PERFORACION Y
VOLADURA TIPO RECORTE EN
EL COSTO DE SOSTENIMIENTO
DE SUBNIVELES EN LA ZONA
CODICIADA, U. M.
MOROCOCHA, CIA. MINERA
ARGENTUM S.A.”

por William Cristian Melgar Rojas

Fecha de entrega: 29-dic-2021 07:38p.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 1736358885

Nombre del archivo: TESIS_MINAS_UNSCH_-_WILLIAM_MELGAR_1.pdf (8.1M)

Total de palabras: 35263

Total de caracteres: 179020

"IMPACTO DE PERFORACION Y VOLADURA TIPO RECORTE EN EL COSTO DE SOSTENIMIENTO DE SUBNIVELES EN LA ZONA CODICIADA, U. M. MOROCOCHA, CIA. MINERA ARGENTUM S.A."

INFORME DE ORIGINALIDAD



FUENTES PRIMARIAS

1	repositorio.unsa.edu.pe Fuente de Internet	9%
2	repositorio.unamba.edu.pe Fuente de Internet	4%
3	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	3%
4	Submitted to Universidad Continental Trabajo del estudiante	2%
5	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	2%
6	revista.ismm.edu.cu Fuente de Internet	2%
7	repositorio.unh.edu.pe Fuente de Internet	1%
8	repositorio.unsaac.edu.pe Fuente de Internet	1%

9	repositorio.unap.edu.pe Fuente de Internet	1 %
10	pt.scribd.com Fuente de Internet	1 %
11	qdoc.tips Fuente de Internet	1 %
12	hdl.handle.net Fuente de Internet	<1 %
13	blogdelagua.com Fuente de Internet	<1 %
14	fr.scribd.com Fuente de Internet	<1 %
15	alicia.concytec.gob.pe Fuente de Internet	<1 %
16	doku.pub Fuente de Internet	<1 %
17	repositorio.undac.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
18	es.slideshare.net Fuente de Internet	<1 %
19	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	<1 %
20	incual.mecd.es	

Fuente de Internet

<1 %

21

aprenderly.com

Fuente de Internet

<1 %

22

repositorio.gerens.edu.pe

Fuente de Internet

<1 %

23

vsip.info

Fuente de Internet

<1 %

24

es.wikipedia.org

Fuente de Internet

<1 %

25

1library.co

Fuente de Internet

<1 %

26

idoc.pub

Fuente de Internet

<1 %

27

bibliotecas.unsa.edu.pe

Fuente de Internet

<1 %

28

www.slideshare.net

Fuente de Internet

<1 %

29

miasignatur.blogspot.com

Fuente de Internet

<1 %

30

www.geoconsult.es

Fuente de Internet

<1 %

31

es.scribd.com

Fuente de Internet

<1 %

32 www.cuidatudinero.com <1 %
Fuente de Internet

33 cip.org.pe <1 %
Fuente de Internet

34 vbook.pub <1 %
Fuente de Internet

35 repositorio.unasam.edu.pe <1 %
Fuente de Internet

36 www.scribd.com <1 %
Fuente de Internet

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo