

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



“OPTIMIZAR LA PRODUCCIÓN DESARROLLANDO LA RAMPA COSMOS NIVEL -250
SUR COMPAÑÍA MINERA HUARÓN S.A.”

TESIS

PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR: BACH. NÉLIDA AZUCENA CCARITA

CUSIHUATA

ASESOR: MGT. FELIX ARELLANO CHOQUE

CUSCO – PERÚ

2019

DEDICATORIA

A Dios por ser mi guía, a la virgen María por ser mi inspiración, mi modelo y por darme todo su amor.

A mis queridos padres, quienes me dieron la Vida, educación, apoyo y consejos.

A mis hermanos (as) quienes me ofrecieron su apoyo incondicional para el logro de mis objetivos.

A mi razón y motivo de vivir, APOLO Y SHANEY, quienes día tras día me enseñan el valor de seguir de pie mirando siempre el porvenir con mucha fe; y, sobre todo, por el sacrificio hecho durante estos largos años de formación.

A USTEDES... LES DEDICO ESTE TRABAJO.

AGRADECIMIENTOS

Quiero agradecer en primer lugar, a Dios y a mis padres a mis hermanos y hermanas los que están aún en la Tierra conmigo y a los que están en el cielo guiando mis pasos. En especial a mi hermano Saúl por su apoyo incondicional y Julián.

Al personal y a los trabajadores de Huarón de Pan American Silver S.A., por darme la oportunidad de realizar la presente investigación.

A los ingenieros del área de Ingeniería, Planeamiento y Proyectos: Marlon Villanueva.

Al Ing. Eusterio Huerta León, Gerente de operaciones de la Compañía Huarón S.A, por darme la oportunidad de trabajar en la Zona de Profundización del Nivel 250 interior mina. Agradezco su confianza y la gran apuesta hecha sobre mi persona, siempre he tenido presente dar lo mejor de mí para estar a la altura de sus consideraciones.

A mis docentes de la Escuela profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional de San Antonio Abad Del Cusco, alma mater. Quienes impartieron sus conocimientos sin distinción alguna.

A todos ellos por su grandiosa contribución en la formación profesional.

Al MGT. Felix Arellano Choque, Asesor del presente trabajo de Tesis, por su ayuda incondicional, sin el cual no habría sido posible llegar a la culminación del trabajo de investigación.

Gracias a cada uno de Ustedes por su apoyo.

RESUMEN

Frente al problema actual se hace un enfoque a toda situación de optimizar la producción desarrollando la RAMPA COSMOS, para dar la continuidad de la profundización de la rampa Nv.4250 al Nv. 3980 debido a que los tiempos programados a ejecutarse suelen no cumplir los tiempos establecidos, durante la ejecución de la rampa. El presente trabajo de investigación, pretende realizar el levantamiento de toda la información necesaria de la rampa cosmos y el desarrollo de ingeniería correspondiente para dar la solución de optimizar las operaciones unitarias que permitan alcanzar altas producciones, para lo cual se hará un análisis de costos de la rampa cosmos. Para lograr esto, será necesario hacer un planteamiento de cálculos de avances, sus características técnicas y económicas, las condiciones geológicas y geomecánicas de la roca, así como la fragmentación y voladura de la roca.

Este análisis nos permitirá tener una idea clara de dar solución a los tiempos programados de la rampa cosmos y a los costos ejecutados en dicha rampa. Además, se considerará aspectos económicos involucrados (costo de transporte, distancia, voladura y sostenimiento) así como la continuidad de rampa Nv.3980.

En resumen, por medio del presente trabajo de investigación se intentará contribuir al desarrollo, ejecución y avance de los Nv. 4250 al Nv. 3980, tiene como objetivo exponer la factibilidad de reducir costos, optimizar la voladura y mejorar los niveles de producción de la mina Huarón.

INDICE GENERAL

| | |
|---|-------------|
| DEDICATORIA..... | I |
| AGRADECIMIENTOS..... | II |
| RESUMEN | III |
| ÍNDICE DE FIGURAS..... | VII |
| ÍNDICE DE TABLAS..... | VIII |
| INTRODUCCIÓN | 1 |
| CAPÍTULO I: | 4 |
| DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN | 4 |
| 1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA..... | 4 |
| 1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA..... | 5 |
| 1.2.1 PROBLEMA GENERAL | 5 |
| 1.2.1.1 PROBLEMAS ESPECÍFICOS..... | 5 |
| 1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN..... | 5 |
| 1.3.1 OBJETIVO GENERAL..... | 5 |
| 1.3.1.1 OBJETIVOS ESPECÍFICOS..... | 6 |
| 1.4 JUSTIFICACIÓN | 6 |
| 1.4.1 DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN..... | 6 |
| 1.5 HIPÓTESIS..... | 6 |
| 1.5.1 HIPÓTESIS GENERAL..... | 6 |
| 1.5.1.1 HIPÓTESIS ESPECÍFICAS..... | 7 |
| 1.6 DISEÑO METODOLÓGICO DE LA INVESTIGACIÓN | 7 |
| 1.6.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN | 7 |
| 1.6.2 MÉTODO DE INVESTIGACIÓN | 7 |
| 1.7 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS PARA LA RECOLECCIÓN DE DATOS | 8 |
| 1.7.1 TÉCNICAS..... | 8 |
| 1.7.2 INSTRUMENTOS | 8 |
| 1.8 MARCO TEÓRICO..... | 9 |
| 1.8.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN..... | 9 |
| 1.8.1.1 ANTECEDENTES A NIVEL LOCAL Y NACIONAL | 9 |
| 1.8.1.2 ANTECEDENTES A NIVEL INTERNACIONAL | 9 |
| 1.8.2 BASES TEÓRICAS | 10 |
| 1.9 MARCO CONCEPTUAL | 11 |
| CAPÍTULO II:..... | 13 |
| 2.1 DESCRIPCIÓN DE LA MINA..... | 13 |
| 2.1.1 ANTECEDENTES Y SITUACIÓN ACTUAL..... | 13 |
| 2.2 UBICACIÓN Y ACCESO..... | 14 |
| 2.3 CLIMA Y RECURSOS..... | 15 |
| 2.3.1 CLIMA | 15 |
| 2.4 GEOLOGÍA..... | 15 |
| 2.4.1 GEOLOGÍA ESTRATIGRÁFICA | 15 |
| 2.4.2 MESOZOICO, Cretáceo Superior | 18 |
| 2.4.2.1 Formación Casapalca | 18 |
| 2.4.3 CENOZOICO, Paleógeno – Neógeno - Cuaternario | 19 |
| 2.4.3.1 Grupo Calipuy | 19 |
| 2.4.3.2 Volcánico Rumillana..... | 20 |
| 2.4.3.3 Formación Huayllay..... | 20 |

| | | |
|--|--|-----------|
| 2.4.3.4 | Depósitos Cuaternarios..... | 20 |
| 2.4.4 | Intrusivos | 20 |
| 2.4.5 | Geología estructural..... | 21 |
| 2.4.5.1 | Plegamiento | 21 |
| 2.4.5.2 | Fallas | 21 |
| 2.4.5.3 | Discordancia..... | 22 |
| 2.4.6 | GEOLOGÍA ECONÓMICA | 22 |
| 2.4.6.1 | TIPOS DE MINERALIZACIÓN | 22 |
| 2.4.6.1.1 | VETAS | 22 |
| 2.4.6.1.2 | VETAS MANTO..... | 23 |
| 2.4.6.1.3 | BOLSONADAS | 23 |
| 2.4.7 | MINERALOGÍA | 23 |
| 2.4.7.1 | ENARGITA "AsS ₄ Cu ₃ " | 23 |
| 2.4.7.2 | TETRAHEDRITA "Sb ₄ S ₁₃ " "Cu, Fe, Zn, Ag" | 24 |
| 2.4.7.3 | GALENA "SPb" | 24 |
| 2.4.7.4 | ESFALERITA "SZn" | 24 |
| 2.4.7.5 | PIRITA "FeS ₂ " | 24 |
| 2.4.7.6 | CUARZO "SiO ₂ " | 25 |
| 2.4.7.7 | CALCITA "CO ₃ Ca" | 25 |
| 2.4.7.8 | RODOCROCITA "MnCO ₃ " | 25 |
| 2.5 | ANÁLISIS DE LAS OPERACIONES MINERAS | 25 |
| 2.5.1 | MÉTODO DE EXPLOTACIÓN | 25 |
| 2.5.2 | Accesos | 26 |
| 2.5.3 | Unidad de Explotación..... | 27 |
| 2.5.4 | TIPOS DE RAMPA..... | 27 |
| 2.5.5 | PROCESO DE MINADO..... | 28 |
| 2.5.5.1 | Labores de exploración y desarrollo..... | 28 |
| CAPÍTULO III..... | | 32 |
| APLICACIÓN DE LA CLASIFICACIÓN GEOMECAÁNICA DE LA ROCA SEGÚN LA TABLA (GSI) EN LA RAMPA COSMOS NV.250 SUR | | 32 |
| 3.1 | INTRODUCCIÓN | 32 |
| 3.2 | MAPEO GEOMECAÁNICO | 33 |
| 3.2.1 | DESCRIPCIÓN | 33 |
| 3.3 | METODOLOGÍA DE APLICACIÓN | 42 |
| 3.3.1 | APLICACIÓN SIN FACTOR DE INFLUYENTES | 42 |
| 3.3.2 | CORRECCIÓN POR FACTORES INFLUYENTES..... | 42 |
| 3.3.3 | MEDIDAS PREVENTIVAS Y DE CONTROL | 43 |
| 3.3.4 | MÉTODOS EMPÍRICOS..... | 44 |
| 3.3.5 | TABLA PARA EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LABORES MINERAS SUBTERRÁNEAS. | |
| | 45 | |
| CAPÍTULO IV:..... | | 49 |
| DISEÑO DE LA RAMPA COSMOS..... | | 49 |
| 4.1 | GENERALIDADES | 49 |
| 4.2 | MODELO GEOLÓGICO ZONA SUR | 50 |
| 4.3 | CARACTERÍSTICAS DE LAS PRINCIPALES ESTRUCTURAS GEOLÓGICAS..... | 51 |
| 4.4 | RECURSOS INDICADOS-POTENCIAL | 52 |
| 4.5 | CRITERIO DE DISEÑO | 54 |
| 4.6 | PARÁMETROS DE DISEÑO..... | 56 |
| 4.7 | EQUIPO REQUERIDO PARA LA CONSTRUCCIÓN | 57 |
| 4.8 | LONGITUD Y ETAPAS DE EXCAVACIÓN | 67 |
| 4.9 | CONSIDERACIONES TÉCNICAS PARA LA EXCAVACIÓN DE LA RAMPA COSMOS | 69 |
| 4.9.1 | LA ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO | 69 |

| | | |
|---|--|------------|
| 4.9.1.1 | CARACTERIZACIÓN GEOTÉCNICA | 69 |
| 4.9.1.2 | ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA | 70 |
| CAPITULO V | | 77 |
| PROFUNDIZACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN MEDIANTE LA RAMPA COSMOS DEL NIVEL 4250 AL 3980 | | 77 |
| 5.1 | INTRODUCCIÓN | 77 |
| 5.2 | CRONOGRAMA DE EJECUCIÓN DE LA RAMPA COSMOS | 78 |
| 5.2.1 | VENTAJAS | 79 |
| 5.2.2 | DESVENTAJAS..... | 79 |
| 5.3 | NECESIDADES DE EQUIPO DE PROTECCIÓN, PERSONAL Y MATERIAL | 80 |
| 5.3.1 | MATERIALES | 80 |
| 5.3.2 | PERSONAL..... | 80 |
| 5.3.3 | EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL..... | 81 |
| 5.4 | MÉTODOS DE TRABAJO CONSTRUCTIVO DE LA RAMPA COSMOS | 81 |
| 5.4.1 | LONGITUD DE LA RAMPA, CRUCERO Y EL TIEMPO DE CONSTRUCCIÓN..... | 82 |
| 5.5 | CICLO DE MINADO DE LA RAMPA COSMOS | 86 |
| 5.5.1 | ACONDICIONADO DE PLATAFORMA DE PERFORACIÓN | 86 |
| 5.5.2 | CÁLCULO Y DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN | 86 |
| 5.5.3 | PERFORACIÓN..... | 96 |
| 5.5.4 | VOLADURA..... | 99 |
| 5.5.5 | VENTILACIÓN | 101 |
| 5.5.6 | REGADO..... | 101 |
| 5.5.7 | DESATADO..... | 101 |
| 5.5.8 | LIMPIEZA..... | 102 |
| 5.5.9 | SOSTENIMIENTO | 103 |
| 5.5.10 | DRENAJE..... | 107 |
| 5.5.10.1 | IMPORTANCIA..... | 107 |
| 5.5.10.1.1 | COMPONENTES DE UN SISTEMA DE DRENAJE | 107 |
| CAPÍTULO VI..... | | 110 |
| ANÁLISIS DE COSTOS DE RAMPA | | 110 |
| 6.1 | ANÁLISIS DE COSTOS DE RAMPA | 110 |
| 6.1.1 | EVALUACIÓN TÉCNICO - ECONÓMICA..... | 110 |
| 6.1.2 | ANÁLISIS OPERACIONAL Y ECONÓMICO | 114 |
| 6.1.3 | CÁLCULO DEL COSTO DE LA MANO DE OBRA | 115 |
| 6.1.4 | CÁLCULO DE COSTOS DE EQUIPO. | 117 |
| 6.1.5 | GASTOS GENERALES..... | 118 |
| 6.1.6 | UTILIDAD | 119 |
| 6.2 | ANÁLISIS DE COSTOS UNITARIOS..... | 120 |
| 6.3 | EL ANÁLISIS DEL PROBLEMA | 122 |
| 6.4 | EL ANÁLISIS DE DECISIONES..... | 123 |
| 6.4.1 | EL ANÁLISIS DE PROBLEMAS POTENCIALES | 124 |
| CONCLUSIONES | | 126 |
| RECOMENDACIONES | | 127 |
| BIBLIOGRAFÍA | | 128 |
| ANEXOS..... | | 130 |

ÍNDICE DE FIGURAS

| | |
|--|-----|
| <i>Figura 1.</i> Unidad Minera Huarón..... | 15 |
| <i>Figura 2.</i> Estratigrafía de Huarón..... | 16 |
| <i>Figura 3.</i> Estratigrafía Regional..... | 17 |
| <i>Figura 4.</i> Anticlinal de Huarón..... | 22 |
| <i>Figura 5.</i> Mineralización en Veta..... | 23 |
| <i>Figura 6.</i> Rampa (-) para el minado de la primera etapa..... | 29 |
| <i>Figura 7.</i> Rampa (-) para el minado de la primera etapa (vista en perspectiva)..... | 30 |
| <i>Figura 8.</i> Minado de la segunda etapa (vista de frente)..... | 30 |
| <i>Figura 9.</i> Labores mineras de desarrollo..... | 35 |
| <i>Figura 10.</i> Labores de explotación mayores de 8.0m..... | 36 |
| <i>Figura 11.</i> Muestra de fracturas..... | 44 |
| <i>Figura 12.</i> Roca muy pobre..... | 45 |
| <i>Figura 13.</i> Tabla para el diseño de sostenimiento en labores mineras subterráneas..... | 46 |
| <i>Figura 14.</i> Tabla de tiempo de autososte..... | 48 |
| <i>Figura 15.</i> Diseño de sección típica..... | 55 |
| <i>Figura 16.</i> Equipo requerido..... | 58 |
| <i>Figura 17.</i> Equipo Jumbo Mini Raptor..... | 60 |
| <i>Figura 18.</i> Equipo Mini Raptor para taladros largos..... | 61 |
| <i>Figura 19.</i> Equipo Mini Raptor para taladros largos..... | 61 |
| <i>Figura 20.</i> Equipo Mini Raptor para Taladros Largos..... | 62 |
| <i>Figura 21.</i> Perforadora Jack Leg..... | 62 |
| <i>Figura 22.</i> Uso de la Perforado Jack Leg..... | 63 |
| <i>Figura 23.</i> Anfo..... | 63 |
| <i>Figura 24.</i> Pentacord..... | 63 |
| <i>Figura 25.</i> Fanel..... | 64 |
| <i>Figura 26.</i> Mecha de seguridad..... | 64 |
| <i>Figura 27.</i> Mecha rápida..... | 64 |
| <i>Figura 28.</i> Cebado de Explosivos..... | 64 |
| <i>Figura 29.</i> Pala cargadora scoop..... | 66 |
| <i>Figura 30.</i> Dumper..... | 66 |
| <i>Figura 31.</i> Dumper..... | 67 |
| <i>Figura 32.</i> Zonificación geomecánica..... | 72 |
| <i>Figura 33.</i> Zonificación geomecánica..... | 73 |
| <i>Figura 34.</i> Malla de perforación..... | 87 |
| <i>Figura 35.</i> Roca Dura..... | 88 |
| <i>Figura 36.</i> Roca Regular..... | 89 |
| <i>Figura 37.</i> Roca mala..... | 90 |
| <i>Figura 38.</i> Ejemplo de corte quemado..... | 94 |
| <i>Figura 39.</i> Distribución de tipo de explosivos..... | 95 |
| <i>Figura 40.</i> Sostenimiento en labores, malla 15x15m..... | 104 |
| <i>Figura 41.</i> Sostenimiento en labores, malla 12x12m..... | 105 |
| <i>Figura 42.</i> Sostenimiento en labores, malla 12x12m..... | 106 |
| <i>Figura 43.</i> Bomba Estacionaria..... | 108 |
| <i>Figura 44.</i> Análisis de sensibilidad..... | 113 |

| | |
|--|-----|
| <i>Figura 45. Parametros de malla para los cruceros, by pass 2.2x2.4M.</i> | 130 |
| <i>Figura 46. Analisis de costos.</i> | 131 |
| <i>Figura 47. Plano de la rampa cosmos nivel -250 Sur.</i> | 134 |
| <i>Figura 48. Plano de la rampa cosmos nivel -250 Sur.</i> | 135 |
| <i>Figura 49. Plano de la rampa cosmos nivel -250 Sur.</i> | 136 |

ÍNDICE DE TABLAS

| | |
|---|-----|
| Tabla 1. <i>Descripción del metrado horizontal y vertical.</i> | 31 |
| Tabla 2. <i>Recursos minerales de Huaron al 30 de junio de 2018.</i> | 53 |
| Tabla 3. <i>Reservas minerales de Huaron al 30 de junio de 2018.</i> | 54 |
| Tabla 4. <i>Tipos de explosivos</i> | 65 |
| Tabla 5. <i>Tipos de explosivos.</i> | 65 |
| Tabla 6. <i>Longitud y etapas de excavación.</i> | 68 |
| Tabla 7. <i>Estimación del macizo rocoso Cx 885.</i> | 74 |
| Tabla 8. <i>Estimación del macizo rocoso tramo 31-35.</i> | 75 |
| Tabla 9. <i>Propiedades de la masa rocosa.</i> | 76 |
| Tabla 10. <i>Distribución de Personal.</i> | 80 |
| Tabla 11. <i>Equipo de protección personal.</i> | 81 |
| Tabla 12. <i>Resumen de construcción - Rampa 4250.</i> | 84 |
| Tabla 13. <i>Cronograma de ejecución de la profundización-rampa cosmos 4250 del nivel -210 al -260 en la mina Huaron S.A.</i> | 85 |
| Tabla 14. <i>Espacimiento entre taladros.</i> | 93 |
| Tabla 15. <i>Coefficiente o factor de roca.</i> | 93 |
| Tabla 16. <i>Inventario de Bombas Sumergibles.</i> | 109 |
| Tabla 17. <i>Cálculo del caudal efluyente zona sur y norte.</i> | 109 |
| Tabla 18. <i>Punto de Equilibrio.</i> | 114 |
| Tabla 19. <i>Mano de Obra.</i> | 116 |
| Tabla 20. <i>Resumen de costos.</i> | 119 |
| Tabla 21. <i>Promedio de los costos de producción expresados en US \$/TM.</i> | 119 |
| Tabla 22. <i>Promedio de tonelajes de producción expresados en toneladas.</i> | 120 |
| Tabla 23. <i>Costos de producción de enero a diciembre 2015.</i> | 121 |
| Tabla 24. <i>Parametros esperados para la perforación en la rampa.</i> | 122 |

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de tesis intitulado “Optimizar la Producción Desarrollando la Rampa Cosmos Nivel -250 Sur”, Compañía Minera Huarón S.A. fue realizado con la finalidad de mantener la exigencia de incrementar la productividad de la empresa minera dedicada a la extracción, ha sido motivo para identificar la dificultad en la aplicación del ciclo de minado, en niveles con pendientes negativos. Es menester el incremento en la rentabilidad y la minimización de costos, mediante el uso de una técnica de minado, la cual toma en cuenta los conceptos y paradigmas de un nuevo sistema productivo para la mina en mención, precisando estándares que mejoren las condiciones actuales, que se acomode a las características del terreno, se inició el estudio con el análisis de las condiciones actuales geológicas y geomecánicas del terreno evaluando los recursos materiales, equipos, humanos, logísticos, entre otros.

El estudio contempla 6 capítulos los cuales se describen a continuación:

El Capítulo I contiene el diseño de la investigación en el cual se formula el planteamiento del problema, los objetivos, la justificación, alcances, las hipótesis, la metodología de investigación con el cual fue desarrollado el presente trabajo, población y muestra, técnicas, instrumentos de recolección de datos y el marco teórico que sirve como base para poder tomar decisiones que aportaran al presente estudio.

En el Capítulo II se presenta los antecedentes y situación actual, la ubicación y acceso, su clima y recursos, se describe exclusivamente la geología de “Mina Huarón” así como la geología Estratigráfica, Mesozoico, cenozoico, intrusivo,

Geología estructural, plegamientos, fallas, discordancias, Geología Económica, mineralogía, enargita, tetraedrita, galena, escalerita, pirita, cuarzo, calcita, rodocrosita, análisis de operaciones mineras, métodos de explotación, accesos, unidad de explotación, distancia entre niveles, tipos de rampa, proceso de minado, definición de términos, con fines de entender el escenario en el cual se realizará el presente trabajo.

En el Capítulo III, se enfoca la aplicación de la clasificación geomecánica de la roca según la tabla (GSI) en la rampa cosmos NV-250 Sur, introducción, Mapeo geomecánico, metodología de aplicación, aplicación sin factores de influyentes, correcciones por factores influyentes, medidas preventivas y de control, métodos empíricos, y tabla para el diseño de sostenimiento en labores mineras.

El capítulo IV, se realiza la revisión del modelo de Diseño de la Rampa Cosmos, Generalidades, modelo geológico: zona sur, características de las principales estructuras geológicas, recursos indicados-potenciales, criterio de diseño, parámetros de diseño, equipos requeridos, longitud y etapas de excavación y consideraciones técnicas para la excavación de la rampa cosmos.

En el Capítulo V, se presenta el cálculo de profundización de la explotación mediante la rampa cosmos del nivel 4250 al 3980, para lo cual se empezara con la introducción, cronograma de ejecución de la rampa cosmos, ventajas y desventajas, necesidades de equipo, personal y material, métodos de trabajo constructivos de la rampa cosmos, longitud de rampa cruceros el tiempo de construcción, ciclo de minado de la rampa cosmos, ventilación, regado, desatado, acondicionamiento de plataforma de perforación, calculo y diseño de la malla de

perforación, limpieza, sostenimiento, perforación y voladura.

El Capítulo VI, En la última parte del capítulo se presenta un breve análisis de costos de rampa que pretende medir los resultados del beneficio económico del proyecto, así como la evaluación técnico-económico, de análisis operacional y económico, cálculo de mano de obra, cálculo de costos de equipo, gastos generales, utilidad, análisis de costos unitarios, el análisis del problema, el análisis de decisiones, el análisis de problemas potenciales.

Se trata de discernir que causas han generado los resultados obtenidos.

CAPÍTULO I:

DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

En la Compañía Minera Huarón S.A. Se está profundizándose la extracción de mineral, causando problemas en el cumplimiento de los avances programados produciéndose un mayor costo y tiempo.

Tomando en cuenta que la voladura de rocas representa una de las operaciones unitarias de mayor relevancia en toda operación de extracción de mineral. Su objetivo final es conseguir un apropiado grado de fragmentación de la roca, de tal modo que haga mínimo el costo de perforación, voladura y acarreo.

En todos los procesos de ciclo de minado extractivo, se hace evidente la necesidad de contar con la experiencia y la tecnología que permita evaluar, los

procesos de minado y la obtención de maquinarias y equipos.

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1 PROBLEMA GENERAL

Para poder entender el problema descrito, se efectuará la investigación, formulando la siguiente interrogante:

¿Cómo optimizar el ciclo de minado para incrementar la producción de la mina y disminuir los costos y cumplir con lo programado, desarrollando la rampa cosmos en Nv.250 en la Compañía Minera Huarón S.A.?

1.2.1.1 PROBLEMAS ESPECÍFICOS

- 1) ¿Cómo optimizar el ciclo de minado con la construcción de la rampa e incrementar la producción?
- 2) ¿Cómo minimizar el costo de acarreo y transporte de mineral?
- 3) ¿Cómo evitar las malas condiciones de ventilación y el drenado de las aguas?

1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1 OBJETIVO GENERAL

Diseñar, ejecutar y evaluar el avance de la rampa que va permitir conectar al Nv. 3980 para incrementar la producción de mineral y cumplir con los tiempos programados, optimizar los procesos de excavación y la extracción del mineral mediante la rampa cosmos. Con la finalidad de mejorar las operaciones de minado y obtener mayores beneficios.

1.3.1.1 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- 1) Diseñar, ejecutar y evaluar las condiciones geológicas del terreno, y los procesos de mapeo geomecánica, para la construcción de la rampa y cumplir con los tiempos programados para alcanzar una mayor producción.
- 2) Establecer un sistema ordenado del acarreo y transporte del mineral hacia los lugares de almacenamiento o (Botadero) por medio de la rampa y se minimizara los costos por acarreo.
- 3) Se implementará una mejor ventilación de acuerdo a las labores realizadas.

1.4 JUSTIFICACIÓN

La presente investigación es importante porque establece una alternativa de solución que proveerá la implementación de nuevos equipos que permitirá que los tiempos programados se desarrollen en la ejecución y evaluación de la rampa cosmos y mejorará en su cumplimiento, rápido acceso de equipos, producción eficiente y costos bajos con el objeto de tener una operación minera rentable, rápido transporte en la extracción del mineral roto, ventilación adecuada y fácil de realizar el relleno y mejorará la calidad de la voladura.

1.4.1 DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

El proyecto de investigación se engloba en “Optimizar la Producción Desarrollando la Rampa cosmos Nivel -250 Sur” COMPAÑÍA MINERA HUARÓN S.A. Quien es patrocinador del proyecto de investigación.

1.5 HIPÓTESIS

1.5.1 HIPÓTESIS GENERAL

Con el desarrollo de la rampa, optimizando el ciclo de minado y cumpliendo

con los tiempos programados se incrementará la producción de la mina.

1.5.1.1 HIPÓTESIS ESPECÍFICAS

- 1) Con los parámetros Geomecánicos encontrados nos permitirá desarrollar la rampa con la finalidad de alcanzar las áreas adyacentes para tener una mayor producción.
- 2) Se programará un nuevo sistema de acarreo y transporte de mineral, por la rampa y cumplir con los tiempos programados y reducir los costos de acarreo y transporte.
- 3) La planificación del sistema de ventilación nos permitirá tener labores bien ventiladas y se implementará un buen drenaje con la aplicación de bombas.

1.6 DISEÑO METODOLÓGICO DE LA INVESTIGACIÓN

1.6.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN

El tipo de investigación que caracteriza al presente proyecto de investigación es DESCRIPTIVO y APLICATIVO pues se hará una descripción exacta de las operaciones y procesos de optimizar la producción desarrollando la rampa cosmos Nv.-250 sur, en la Compañía Minera Huarón S.A. Para dar la continuidad de la profundización, para llegar a conocer las situaciones y actitudes predominantes e identificar las relaciones que existen entre sus análisis de costos variables e incrementar la producción.

1.6.2 MÉTODO DE INVESTIGACIÓN

El método de investigación a emplear para el presente trabajo de investigación será DESCRIPTIVO y APLICATIVO, porque en la explicación y desarrollo del proyecto se requerirá revisar ordenadamente cada uno de los elementos del problema por separado, para luego identificar la relación existente entre las mismas ya que su objetivo es descubrir las causas que supongan una explicación

de objeto de investigación.

1.7 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS PARA LA RECOLECCIÓN DE DATOS

1.7.1 TÉCNICAS

La recolección de información y datos de las muestras serán desarrolladas de acuerdo a las técnicas de la Gerencia de Recursos Mineros y Área Legal de Mina.

Para los datos o muestras del campo, se tomará en cuenta los reportes del área de planificación y logística registrados por el área de producción de la Compañía Minera Huarón.

1.7.2 INSTRUMENTOS

- Respaldo Planos de planificación, de la Compañía Minera Huarón.
- Procedimiento estructurado de recolección de datos de campo.
- Sistema de información de producción (Mina Huarón).
- Planos topográficos actualizados de la rampa cosmos.

ANÁLISIS DE DATOS

La información de los datos recolectados se evaluará y analizarán para dar un alto grado de confiabilidad, luego se procesarán los datos con herramientas estadísticas para lo cual utilizaremos herramientas de informática como; Microsoft Excel. Para el diseño y cálculo de rampas y avances se empleará programas de diseño y planificación como AUTOCAD y PHASE.

La presentación de datos se mostrará a través de:

- Cuadros estadísticos de descripción y comparación.
- Tablas y gráficos estadísticos del GSI.
- Simulación de Rampas.
- Gráficos de análisis de profundización de rampas.

1.8 MARCO TEÓRICO

1.8.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

1.8.1.1 ANTECEDENTES A NIVEL LOCAL Y NACIONAL

A la fecha existen investigaciones realizadas sobre optimizar la producción desarrollando la Rampa, en las Minas Chungar, Santandert y Animon. Así mismo, existe investigación en forma puntual sobre optimizar la producción desarrollando la rampa Cosmos NV.250 Sur. La riqueza geológica, la disponibilidad de información catastral y geológica de calidad le convierte al Perú en uno de los destinos más atractivos para la inversión minera del mundo al igual a departamento de Pasco, (cerro de Pasco a nivel local)

1.8.1.2 ANTECEDENTES A NIVEL INTERNACIONAL

El Decreto Supremo N°055-2010-EM, del Ministerio de Minería de Perú y países latinoamericanos, que establece el Reglamento de Seguridad Minera, entregando el marco regulatorio general al que deben someterse todas las Industrias Extractivas Mineras Nacional comprendidas en el artículo N° 227 al art. 288 y del mismo Reglamento. Cada actividad minera tiene sus propias características y las implicancias en Seguridad de cada una de ellas, depende de la etapa en que se encuentre el proyecto, (transporte carga, acarreo y descarga) y por supuesto de interior mina, o mina subterránea.

Además, por lo amplio y genérico que resulta este reglamento, surge la necesidad de dar un conjunto de guías metodológicas para los proyectos mineros explotados en mina subterránea. Estas guías pretenden proporcionar a los dueños de las minas las herramientas necesarias para lograr un desempeño eficiente y seguro en la tramitación de su Proyecto particular.

A nivel mundial y latinoamericana el Perú se ubica entre los primeros productores de diversos

metales como (oro, cobre plata, plomo, zinc, hierro, estaño, molibdeno, telurio, entre otros) lo cual es reflejo no solo de la abundancia de recursos sino también de la capacidad, producción de la actividad minera en interior mina utilizando la profundización de rampas en otros países cuyo desarrollo se basa en optimizar la producción y la industria de Estados Unidos, Rusia, SubAfrica, China, Suiza, Canadá, Japón la Unión Europea son los principales demandantes.

1.8.2 BASES TEÓRICAS

En las explotaciones de yacimientos mineros, subterráneas, se genera. Incumplimientos de tiempos programados por lo cual es importante planificar, Optimizar la producción desarrollando la rampa cosmos para que Este Sistema de Rampas continúe descendiendo para permitir el desarrollo de la mina en profundidad, para que las demás operaciones no sean afectadas por el posible desorden que podría ocasionar debido a los incumplimientos de tiempos programados al no contar con una planificación y disposición adecuada (Mallqui Tapia, 2004).

En tal sentido, el sustento teórico de esta investigación se basará en la propuesta de tener tiempos debidamente cumplidos y mejorando el sistema de voladura Para lo cual se contará con una variada información de estudios del área de logística o planificación. Al igual que con el Decreto Supremo N°055, de 2010, del Ministerio de Minería de Perú y países latinoamericanos, que establece el Reglamento de Seguridad Minera, entregando el marco regulatorio general al que deben someterse todas las Industrias Extractivas Mineras Nacional comprendidas en el artículo N° 227 al art. 288 decretos supremos de la ley de minería

subterránea (Mallqui Tapia, 2004).

1.9 MARCO CONCEPTUAL

La terminología a utilizarse durante la presente investigación estará dada de acuerdo a diferentes disciplinas a desarrollar como, minería subterránea, minería superficial, actividades y términos mineros como optimizar la producción desarrollando la rampa, Geomecánica.

Profundizar y optimizar la producción de rampas se refiere a las Labores de accesos de equipos y maquinarias pesadas (perforación, transporte, relleno) sobre llantas a interior Mina desde la superficie o entre los niveles. Una labores horizontales de diferentes cotas, niveles y profundidades. Permite la extracción del mineral por medios rápidos y flexibles con equipos es un acceso permanente a las diferentes labores de la Mina Huarón en profundidad.

Los aspectos que deben tomarse en cuenta para la profundización de rampa cosmos son:

- El proyecto de profundización de rampa cosmos debe llegar hasta el nivel 3980. Tiene como objetivo fundamental llegar a explotar los minerales ubicados debajo del nivel siguiente y así sucesivamente permita la movilización de los equipos, materiales y personal de tal

manera servirá también la extracción del mineral.

- Se debe estimar los parámetros geomecánicos de la roca, a través del GSI.
- Se debe realizar un estudio del diseño de rampa cosmos y ver el tipo de drenaje del agua.

Se debe tomar en cuenta el diseño de ingeniería de la rampa cosmos N.v. 4250 al N.v. 3980.

- Verificación de la perforación y voladura en dicha rampa.
- Ejecución de la rampa programada para optimizar los tiempos y costos en nivel 4250 Sur.

Tipos de rampa.

Según su forma:

- En forma de “Y”
- En forma de espiral.
- En forma de Zig-Zag.
- Y otros.

CAPÍTULO II:

2.1 DESCRIPCIÓN DE LA MINA

2.1.1 ANTECEDENTES Y SITUACIÓN ACTUAL

No se halló registros de actividad minera durante la época colonial, los yacimientos de Huarón, ubicados en el distrito de Huayllay, comenzaron su explotación industrial en 1912 cuando se creó la “Compañía Minera de Huarón”, inicio la fusión de las compañías Venus, Concordia y de la Compañía Francesa de Estudios Mineros en el Perú, hasta 1978 en que adecuándose a la ley, se transforma en Compañía Minera Huarón S.A. con aporte de capitales peruanos, en junio de 1987 las acciones de los franceses fueron transferidas a M.H.C.S.A. quien posteriormente las vende al Grupo de PAN AMERICAN SILVER, en Marzo del 2000.

Entre 1912 y 1929 la mina explotó el cobre, que se fundía en el mismo lugar.

A partir de 1929 se adoptó una nueva orientación con el propósito de recuperar los abundantes sulfuros de plomo argentífero y de zinc.

2.2 UBICACIÓN Y ACCESO

La “Unidad Minera Huarón”, esta ubicada en la Sierra Central del Perú; flanco Este de la Cordillera Occidental. En el Distrito de Huayllay, Provincia y Departamento de Cerro de Pasco, con una topografía de suelos glaciares. Las coordenadas geográficas son 76° 25’ Longitud oeste, 11° 00’ Latitud sur y a una altitud media de 4600 msnm.

- Lima-Carretera Central-La Oroya-Unish 280 km. Asfaltada.
- Promedio de viaje: 7 horas
- Unish-Mina Huarón 40 km. Asfaltada.
- Promedio de viaje: 1 hr
- Lima-Huaral-Huarón 210 km.
- Promedio de viaje: 5 hrs Carretera afirmada
- Lima-Canta-Huarón 215 km.
- Promedio de viaje: 5 hrs Carretera afirmada.



Figura 1. Unidad Minera Huarón. Fuente: Propia.

2.3 CLIMA Y RECURSOS

2.3.1 CLIMA

El clima predominante es frígido propio de las alturas que sobrepasan los 4300 msnm. Las temperaturas oscilan por debajo de los 0°C por las noches y de 13 – 14°C por el día en tiempos de verano.

2.4 GEOLOGÍA.

2.4.1 GEOLOGÍA ESTRATIGRÁFICA

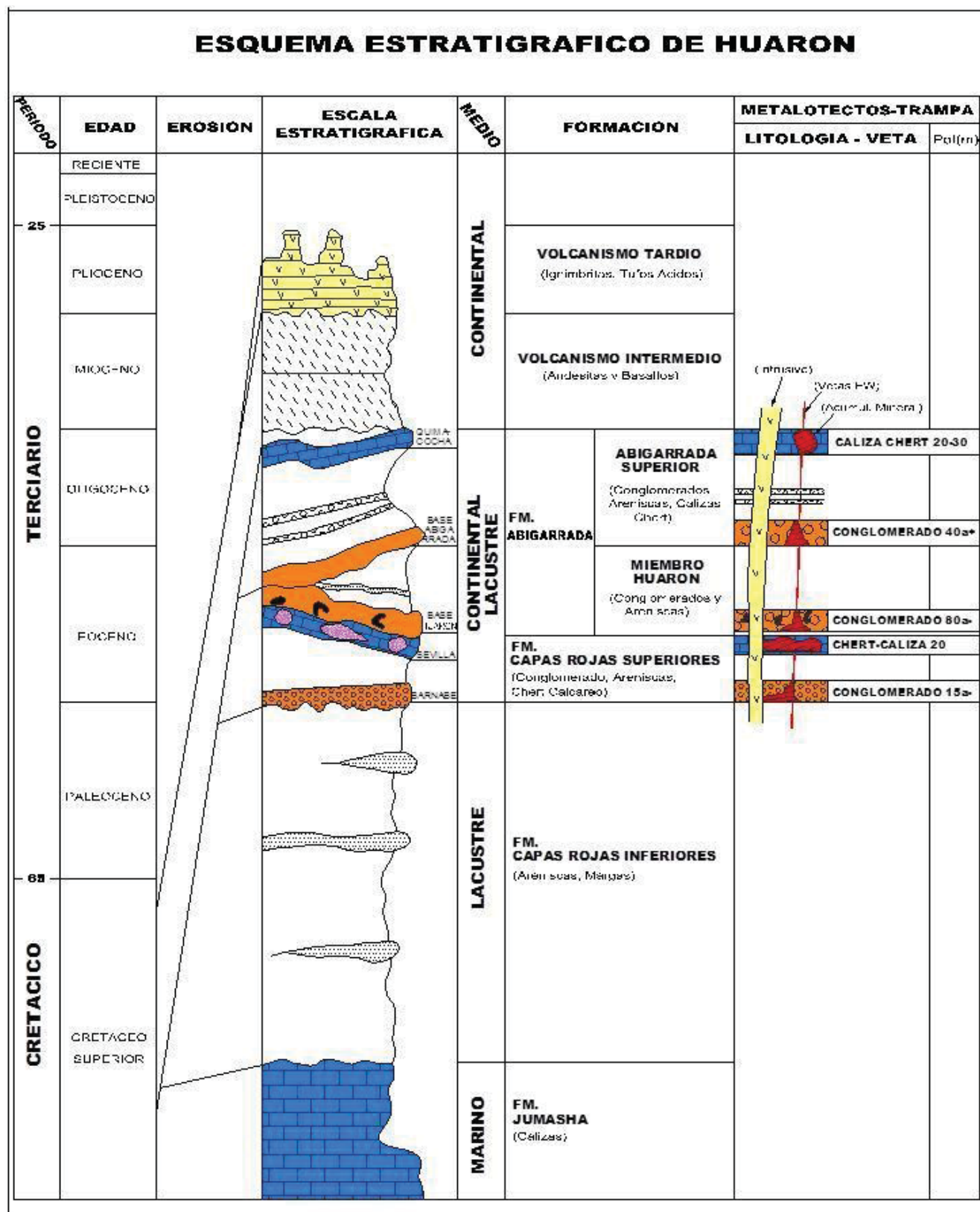


Figura 2. Estratigrafía de Huarón. Fuente: Ingemmet.

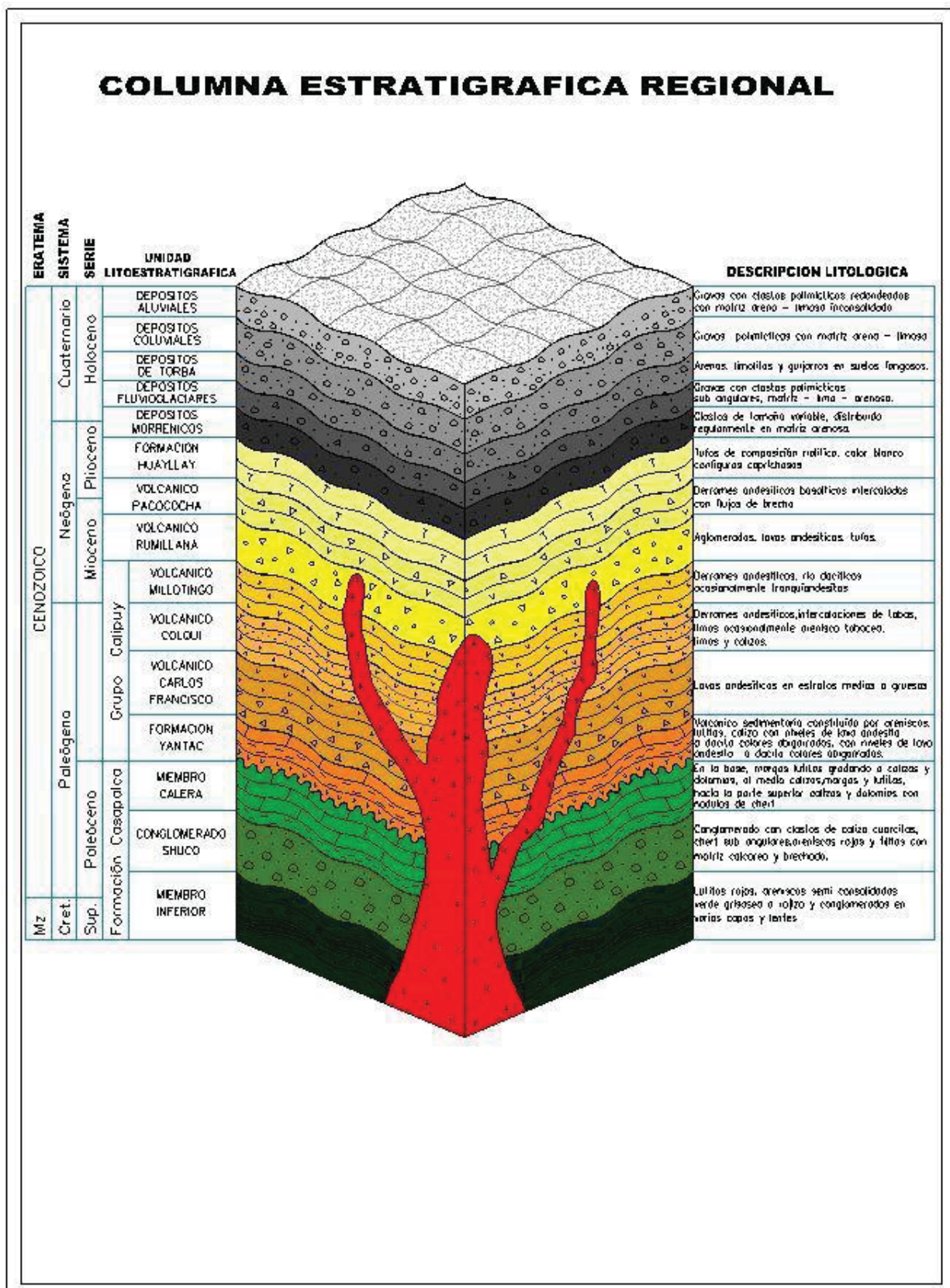


Figura 3. Estratigrafía Regional. Fuente: Ingemmet.

2.4.2 MESOZOICO, CRETÁCEO SUPERIOR

2.4.2.1 FORMACIÓN CASAPALCA

Aflora con más de 1000 metros de potencia promedio. Su litología consiste de lutitas, limolitas y areniscas de colores rojo brunáceo, alrededor de la base presenta niveles de conglomerados con clastos de calizas, areniscas rojas, intrusivos y esquistos; se observa predominancia de calizas blanquecinas con intercalaciones de areniscas conglomerádicas rojizas. Presenta tres miembros.

- Miembro Inferior, formado por lutitas rojas, areniscas semiconsolidadas de color verde grisáceo a rojizo, conglomerados en varias capas y lentes de calizas. Se estima una potencia de 300 a 330 metros.
- Miembro Conglomerado Shuco, formado por conglomerados resistentes, con clastos de calizas, cuarcitas, chert, areniscas rojas y filitas; contenida en una matriz calcárea, brechada, los fragmentos presentan bordes de tamaños variables. La potencia varía entre 150 a 200 metros.
- Miembro Calera, presenta margas y lutitas en estratos delgados, gradando a calizas y dolomías con nódulos de chert, con espesor aproximado de 60 a 65 metros. La parte media está formada por calizas y margas con intercalaciones de lutitas con estratificación delgada, con potencia de 54 metros. Hacia el tope presenta calizas y dolomitas con nódulos de chert en estratos medios de color gris blanquecino.

Por su relación estratigráfica se considera haberse depositado desde el Cretáceo hasta el Paleógeno temprano. El plegamiento y el desarrollo de la superficie de discordancia se dieron en el Paleoceno (Paleógeno inferior).

2.4.3 CENOZOICO, PALEÓGENO – NEÓGENO - CUATERNARIO

2.4.3.1 GRUPO CALIPUY

Fue depositado después del periodo de plegamiento, erosión y levantamiento que afectaron a la Formación Casapalca. Consiste de rocas piroclásticas, lavas, ignimbritas, tufos, basaltos, riolitas y dacitas.

En la Mina Huarón no está bien definido la columna del Grupo Calipuy, ni el sector de la columna que está presente.

A nivel de la región se le reconoce cuatro unidades.

- Unidad Formación Yantac, constituida por rocas clásticas y piroclásticas, variando a conglomerados, areniscas gris parduscas, caliza arenosa, limolitas y lutitas de colores abigarrados (verde a marrón, púrpura, rosado, gris, blanco y pardo). Hacia el borde muestra intercalaciones de tufos, brechas tufáceas, algunos niveles de aglomerados con derrames lávicos andesíticos. Su potencia varía desde 60 a 150 metros. La datación de esta secuencia lo ubica entre el Paleoceno a Eoceno.
- Unidad Volcánico Carlos Francisco, tiene derrames andesíticos porfiroides intercalados con flujos de brecha volcánica y pórfidos masivos. Varía de 400 a 1000 metros y la datación por correlación la ubica entre el Eoceno al Oligoceno.
- Unidad Volcánico Colqui, tiene derrames andesíticos con cierta alternancia de tufo fino, lapillis y aglomerados. Se cuenta con delgadas capas de areniscas y calizas tufáceas. Su potencia es de 200 metros y su datación la ubica entre el Eoceno al Oligoceno.
- Unidad Volcánico Millotingo, tiene derrames lávicos andesíticos a riodacíticos, ocasionalmente traquiandesíticos. Su potencia promedio es de 180 metros y su datación lo

ubica entre el Oligoceno superior y el Mioceno inferior.

2.4.3.2 VOLCÁNICO RUMILLANA

El aglomerado Rumillana está compuesto por fragmentos angulosos y subangulosos de caliza, filita y chert y roca ígnea porfirítica fuertemente alterada. Las tobas Unish están constituidos por piroclastos y lavas. Su potencia es de 150 metros y su datación lo ubica en el Mioceno superior.

2.4.3.3 FORMACIÓN HUAYLLAY

La fase Tectónica Andina determino la actividad volcánica con ignimbritas que rellenaron las superficies de erosión bajo la forma de efusiones lávicas andesíticas intercaladas con piroclastos. Su datación radiométrica lo ubica en el Plioceno.

2.4.3.4 DEPÓSITOS CUATERNARIOS

Se han distinguido depósitos aluviales pleistocénicos, depósitos morrénicos, depósitos fluvioglaciares, depósitos de turbas, depósitos coluviales y depósitos aluviales.

2.4.4 INTRUSIVOS

Los yacimientos hidrotermales, se han distribuidos irregularmente y denominados stocks de alto nivel.

Son porfiríticos con fenocristales de plagioclasa (1 a 2 cm.) y la presencia de cuarzo es común. La presencia de biotita y hornblenda es común en algunas áreas.

En la mina Huarón, la presencia de dique alargado de monzonita es visible. También se distinguen formas tabulares de dirección NS y EW. Estas dos

orientaciones predominantes también son observadas en interior mina. La datación que se asume para estos intrusivos lo relaciona al Paleógeno.

2.4.5 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

2.4.5.1 PLEGAMIENTO

Fueron deformadas por la Fase Incaica, orientando sus estructuras con dirección NO-SE (tendencia andina), el levantamiento macizo del bloque miogeosinclinal ocurrió en una superficie de erosión regional; este levantamiento de erosión coincidió con el emplazamiento de los últimos eventos magmáticos del batolito. El plegamiento se dio durante el paleógeno. Ocurrió una deformación adicional que fue la Fase Quechua. En el área de Huarón, estas dos fases están presentes, por ello, se observa la secuencia de la formación Casapalca plegada, al parecer formando un anticlinal y la secuencia del Grupo Calipuy formando un anticlinal abierto ligeramente asimétrico.

2.4.5.2 FALLAS

En toda la región existen dislocaduras de fallas secundarias. Estas fallas secundarias en el área de Huarón estarían representadas por la Falla NS (conocida como Huaychao - Cometa) y la Falla LLacsacocha. Ambas fallas dividen al yacimiento en cuatro sectores. Fallas locales reconocidas posteriormente con los trabajos de minado son: Falla Shiusha (relacionada a la Falla Pozo D) y la Falla Tapada (relacionada con la Falla Anteabigarrada). Existen más fallas locales por revisar.

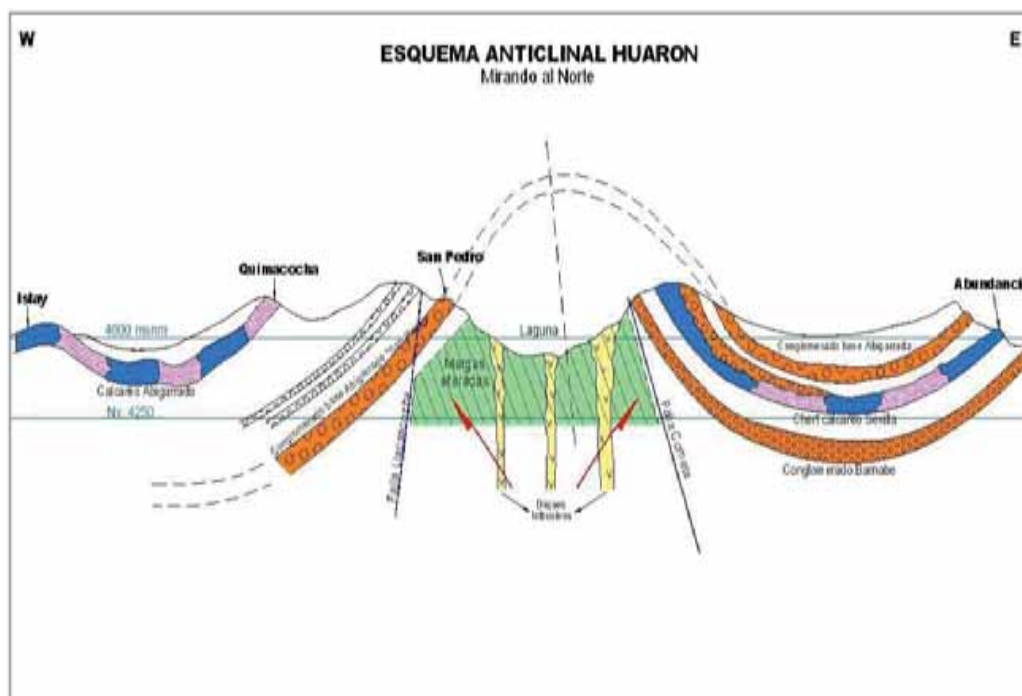


Figura 4. Anticlinal de Huarón. Fuente: Ingemmet.

2.4.5.3 DISCORDANCIA

Se ha definido una superficie de discordancia actualmente en todo el yacimiento y visible en cada flanco del anticlinal. Esta superficie de discordancia estaría entre la Formación Casapalca y el Grupo Calipuy. A de tener un efecto en el control de la mineralización.

2.4.6 GEOLOGÍA ECONÓMICA

2.4.6.1 TIPOS DE MINERALIZACIÓN

2.4.6.1.1 VETAS

Las fallas mineralizadas posteriormente con minerales de mena y ganga predominando la longitud horizontal sobre la vertical, variando en potencia en unos centímetros hasta algunos metros. (Figura 5) Alianza, Yanacrestón, Veta Cuatro, Travieso, Cometa, etc.



Figura 5. Mineralización en Veta. Fuente: Propia.

2.4.6.1.2 VETAS MANTO.

Las vetas estratiformes, tienen el buzamiento de las capas sedimentarias de la formación Casapalca inferior y superior. Caprichosa, Fastidiosa, Surprise, Santa Rita, San Narciso, Ramal Caprichosa, vetas trampa del contacto conglomerado, San Pedro y Paola.

2.4.6.1.3 BOLSONADAS

Se refieren al mineral hipógeno en cuerpos de forma irregular, emplazados principalmente en conglomerados y chert por reemplazamiento. Ejemplo Lourdes, Impacto 15, Bolsonada 51.

2.4.7 MINERALOGÍA

2.4.7.1 ENARGITA “ AS_4CU_3 ”

Son de color negro oscuro, brillo metálico, de peso específico 4.4 se caracteriza

por su exfoliación cuando cristaliza, también se encuentra en estado masivo, en algunos casos tiene un contenido mínimo de Zn y Fe. Se halla íntimamente asociada a la Tennantita, en ciertos casos con la pirita, cuarzo y otros sulfoarseniuros y sulfoantimoniuros.

2.4.7.2 TETRAHEDRITA “ Sb_4S_{13} ” “CU, FE, ZN, AG”

Son de color grisáceo a pardo, de peso específico de 4.6, de brillo metálico a sub metálico, de raya negra, tiene cierto contenido de hierro, plata y zinc que sustituyen al cobre, se hallan asociado a la enargita, calcopirita y pirita principalmente y otros sulfoarseniuros y sulfoantimoniuros.

2.4.7.3 GALENA “SPB”

Son de color gris plomizo de dureza 2.5 y de peso específico 7.4 a 7.6 de brillo metálico y raya gris. Generalmente se encuentra cristalizada, se caracteriza por su buena exfoliación y gran peso específico, se enriquece con valores de plata especialmente galena.

2.4.7.4 ESFALERITA “SZN”

Conocida como blenda, de dureza 3.5, peso específico entre 3.9 a 4.1 el color varía de castaño claro a castaño oscuro, pasando por marrón rojizo de brillo resinoso a metálico, raya blanca o amarilla, se halla cristalizada, se encuentra asociada principalmente a la galena.

2.4.7.5 PIRITA “ FeS_2 ”

Son de color amarillo pálido, es el mineral de ganga más abundante, cristalizado o masivo o en diseminaciones (calcopirita), asociados a todos los minerales descritos anteriormente.

2.4.7.6 CUARZO “ SiO_2 ”

Son de color blanco ahumado a transparente, a veces en cristales piramidales formando drusas, brillo vítreo y gran dureza, es abundante y se encuentra asociado a todos los minerales indicados anteriormente.

2.4.7.7 CALCITA “ CO_3Ca ”

Son de color blanquecino, brillo vítreo, ocasionalmente se enriquece con valores de plata.

2.4.7.8 RODOCROCITA “ MnCO_3 ”

Son de color rosado, de aspecto duro asociado al cuarzo y calcita preferentemente. Se encuentra íntimamente asociada a la rodonita (MnSi_2) a la calcita, se enriquece mucho más que la calcita con valores de plata por ser muy favorable para la precipitación de sulfosales de plata (proustita, pirargirita, Estefanía, polibasita y otras).

2.5 ANÁLISIS DE LAS OPERACIONES MINERAS.

2.5.1 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

La selección del método de explotación en el pasado se basaba en técnicas aplicadas en otras minas y en experiencias conseguidas en yacimientos similares. Hoy en día para abrir una mina, es importante tomar en cuenta el monto de capital de inversión requerido, así mismo es vital ejecutar un proceso de selección del método de explotación haciendo un análisis sistemático mundial.

La finalidad principal es diseñar un método de extracción bajo las características del yacimiento explorado. Esto ayudara a interpretar el camino para lograr la máxima utilidad de la operación, se tomará en cuenta los factores

técnicos, ejemplo, extracción total del mineral, condiciones de trabajo seguro, y la alta productividad, etc.

Las selecciones que se tomaran en la primera etapa sera la geometría, la distribución de leyes del depósito, las propiedades geomecánicas del mineral y estéril adyacente. El análisis de estos factores obtendrá una primera clasificación de los Métodos de Explotación y su aplicación al campo de trabajo.

En la segunda etapa se hará la evaluación económica, siguiendo un esquema general de explotación, así como el estudio del ritmo de producción, ley de corte, necesidades de personal, impacto ambiental, y otras consideraciones específicas. Con ello se determina el método de explotación óptimo y la rentabilidad económica.

En la Compañía Minera PAN AMERICAN SILVER SAC. Mina Quiruvilca, Unidad Huarón se emplea el Método de Explotación *Corte y Relleno Ascendente* como también *Cámaras, Pilares y Rampas*.

El minado de mineral toma en cuenta lo dinámico, seguro, económico y a la vez obtener una alta recuperación que permita reducir costos usando el método de la Rampa en Zig-Zag.

2.5.2 ACCESOS

Son aquellas labores que interconectan el cuerpo mineralizado con la superficie, para su explotación. Los accesos pueden ser:

- Mediante socavones.

- Mediante piques verticales.
- Mediante piques inclinados.
- Mediante la rampa.

2.5.3 UNIDAD DE EXPLOTACIÓN

Se refiere a la masa geológica, de forma geométrica bien definida, ejemplo un bloque de yacimiento dividido en una unidad propia de explotación, que debe tener las siguientes características:

- Facilidad de transporte de equipo y materiales.
- El arranque debe usarse en forma independiente.
- Facilidades en la extracción de menas.
- Ventilación independiente.

2.5.4 TIPOS DE RAMPA

Existen:

- En forma de Y. Las rampas son usadas generalmente como auxiliares para acceder a los cuerpos mineralizados para entrar en producción consiste en hacer una rampa superior para acceso de materiales u otros servicios.
- En forma de espiral. Es un método que une 2 niveles, nos sirve como medio de transporte para llevar la secuencia de minado, en los extremos de esta rampa se hacen ventanas, para la operación de minado.
- En forma de Zig-Zag. El sistema mas empleado en minería sin rieles es la forma en zig-zag tiene las siguientes características:
 - El desarrollo empieza de la superficie a un costado de la zona mineralizada y la longitud

de la rampa va a depender de la longitud de la veta o cuerpo.

La rampa entra con una pendiente en promedio de 12% y llega a disminuir dicha pendiente en las curvas para oxigenar el equipo.

- Se trabaja en material estéril o rocas duras y competentes, se realiza en forma paralela a la dirección de la veta o cuerpo.
- Las secciones están en función a varios factores, se va a entrar por los cruceros o ventanas a partir de estas rampas.
- Y otros.

2.5.5 PROCESO DE MINADO

2.5.5.1 LABORES DE EXPLORACIÓN Y DESARROLLO

En el Nv. 250 sur aproximadamente 100 metros longitudinales y 50 metros verticales hacia el Nv. 320 sur como mineral económico, de igual forma las potencias y leyes van disminuyendo hacia el Nv. 320 sur y hacia el Nv. 180 sur.

Las labores de exploración y desarrollo se realizan en la rampa principal cosmos 250 sur las características de esta labor son:

En la Primera Fase se desarrolla una rampa -13% al piso de la estructura, a partir de la rampa 475 (labor antigua) con una longitud de 114 m de sección de 3.5 x 3.8 m.

Luego se lanzarán dos brazos de minado que delimitan los dos tajeos.

A partir de estos brazos de minado se desarrollarán en la caja techo de la estructura By Pass es E y W con sección de 3.5 x 3.8m con una longitud total de 75 m cada uno y se procederá a ingresar al cuerpo con bloques en mineral de sección de 3.0 x 3.0 m intercaladas cada 3.0 m.

Se tomará en cuenta un puente de 5 m que se tiene que dejar a la rampa 475 (labor ya

construida) para no afectar el acceso y formar un tercer tajeo.

En la Segunda Fase, delimitada desde el Nv. 250 sur por encima del mismo, se plantea ingresar a partir de la Rampa 475 mediante una rampa positiva al 13% de 250 m de longitud y de sección 3.5 x 3.8 m de donde se lanzará un crucero corto y luego un by pass, en dicho by pass se desarrollarán dos ventanas donde comunicará los dos ore pass del nivel 250. A partir de este by pass se lanzarán 03 brazos de minado de 50 m para cada tajeo con una sección de 3.5 x 3.8 al -18%.

Con estos brazos se batirá 20 m de altura. Para los brazos de batido se desarrollará un By Pass, el método de explotación será repetitivo en todos los pisos de minado a través de los bloques y se usará relleno cementado se seguirá profundizando hasta llegar a superar las deficiencias que pueda haber en el nivel negativo -18%.

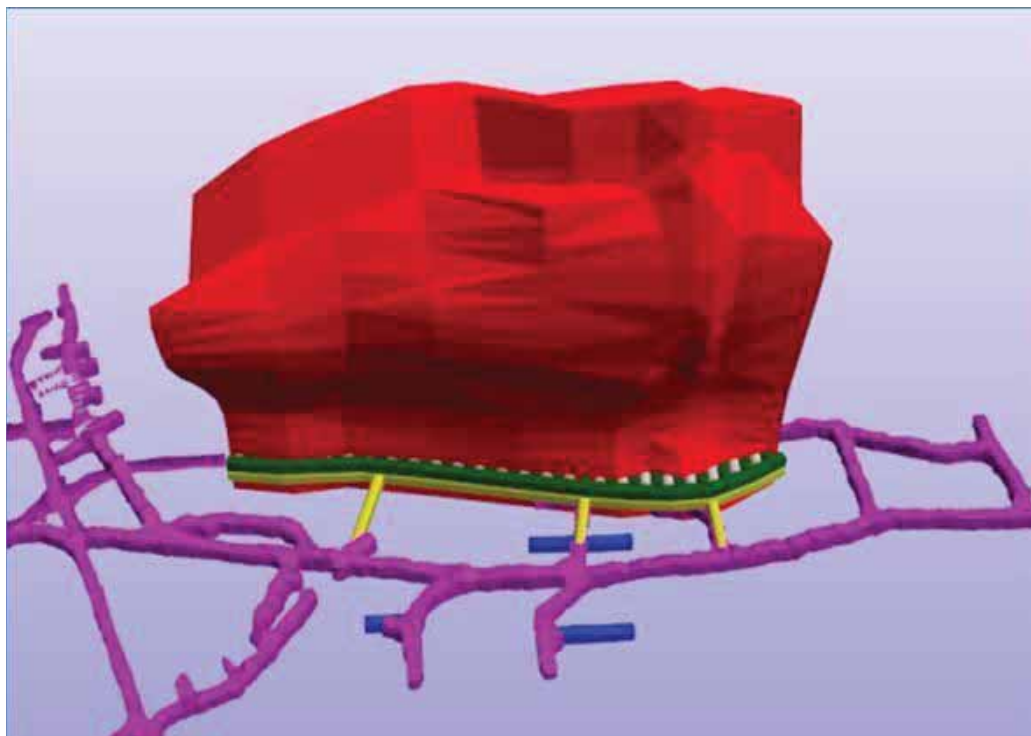


Figura 6. Rampa (-) para el minado de la primera fase. Fuente: Archivo del área de Ingeniería, planeamiento y proyectos-PASHSA

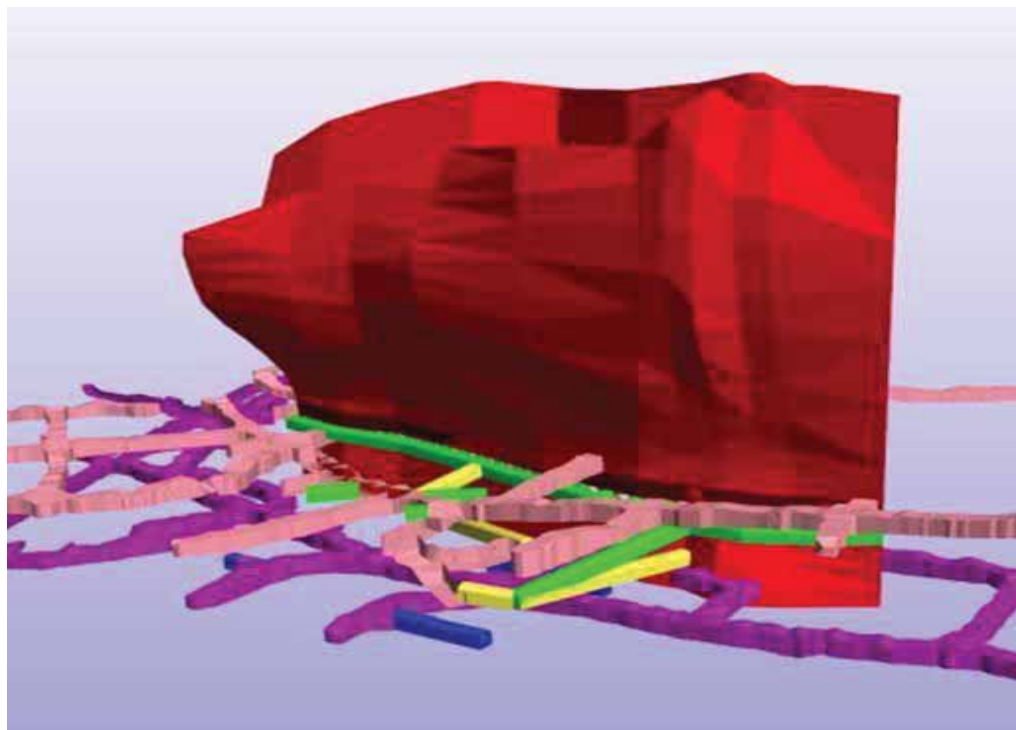


Figura 7. Rampa (-) para el minado de la primera fase (vista en perspectiva). Fuente: Archivo del área de Ingeniería, planeamiento y proyectos - PASHSA.

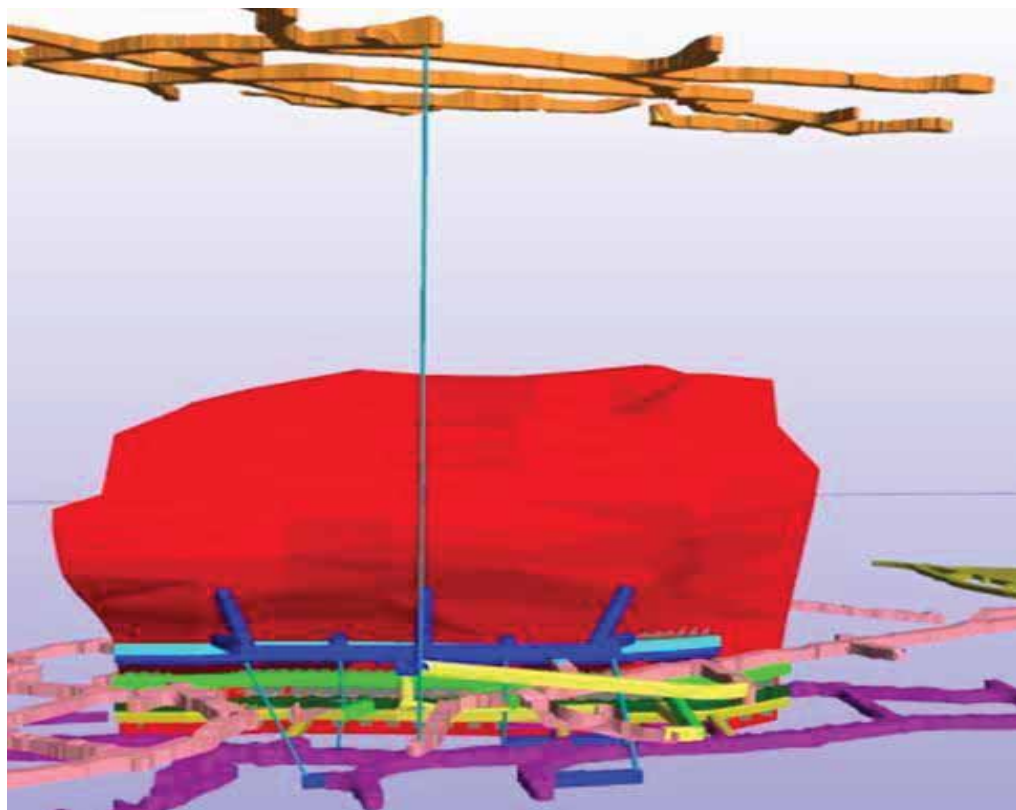


Figura 8. Minado de la segunda fase (vista de frente). Fuente: Archivo del área de Ingeniería, planeamiento y proyectos - PASHSA.

Tabla 1.
Descripción del metrado horizontal y vertical.

| Metros de Rampa cosmos. | | |
|-------------------------------------|---------------------|--------------------|
| Primera Fase | Longitud (m) | Sección (m) |
| Fill Pass | 192 | 7 pies |
| Cámara para chimenea de ventilación | 40 | 3.0 x 3.0 |
| Chimenea de ventilación | 216 | 1.5x 2.6 |
| Ore Pass | 80 | 2.0 x 2.0 |
| Rampa (-) 13% | 127 | 3.5 x 3.8 |
| Brazo de minado (-) 18% | 82 | 3.5 x3.8 |
| By Pass | 300 | 3.5 x3.8 |
| Paneles en mineral | 768 | 30x3.0 |
| Segunda Fase | | |
| Rampa (+) 13% | 250 | 3.5 x 3.8 |
| Brazo de minado (-) 18% | 165 | 3.5 x3.8 |
| By Pass | 150 | 3.5 x3.8 |
| Cámara para chimenea de ventilación | 48 | 3.0 x 3.0 |
| Paneles en mineral | 774 | 3.0x3.0 |
| | 3192 | |

Fuente: Archivos del área de Ingeniería, planeamiento y proyectos – PASHSA

CAPÍTULO III

APLICACIÓN DE LA CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE LA ROCA SEGÚN LA TABLA (GSI) EN LA RAMPA COSMOS NV.250 SUR

3.1 INTRODUCCIÓN

Cuando no se tiene información detallada sobre la masa rocosa y sus esfuerzos y sobre las características hidrológicas del lugar de un proyecto, el uso de un esquema de clasificación de la masa rocosa puede ser considerado beneficioso.

En el caso más simple se puede utilizar un esquema de clasificación como un chequeo para asegurar que toda información relevante ha sido considerada.

En otro extremo, se puede utilizar uno o más esquemas de clasificación de la masa rocosa, para desarrollar una idea de la composición y características de una masa rocosa, a fin de proporcionar de los requerimientos de sostenimiento y de

las propiedades de Resistencia y deformación de la masa rocosa.

Es importante entender que el uso de un esquema de clasificación de la masa rocosa no puede reemplazar a los procedimientos más elaborados de diseño.

El uso de los procedimientos de diseño requiere de información relativamente detallada sobre los esfuerzos in situ, las propiedades de la masa rocosa y la secuencia de excavación planeada.

Conforme se tenga disponible información más detallada, los esquemas de clasificación de la masa rocosa deberán ser actualizados y utilizados en conjunto con los análisis específicos del sitio.

3.2 MAPEO GEOMECÁNICO

Todo proceso de recolección de datos se denomina mapeo mecánico realizado por profesionales que estén involucrados con la caracterización del comportamiento de una masa rocosa; esto significa que conozcan e interpreten los fundamentos básicos de la geología (G. Brandy & Brown, 1988).

- Conocer la roca, determinando los parámetros de estructuras (grados de fracturamiento/ml) y parámetros de condiciones (discontinuidades y Resistencia).
- Conocer los factores influyentes (agua, esfuerzos, orientación de discontinuidades, tamaño de abertura, labores cercanas, voladura, uso de labores y otros).
- Aplicación de G.S.I. modificado (Índice de Resistencia geológica), S.P.M. (sostenimiento práctico minero) y la tabla de tiempo de autosoporte.

3.2.1 DESCRIPCIÓN

El mapeo geomecánico, es la representación gráfica del tipo de soporte a colocar en base a la condición geomecánica, según la clasificación G.S.I. de la

excavación y a los factores influyentes que actúa sobre ellas, tales como, el ancho de la abertura, labores cercanas, presencia de agua, influencia de esfuerzos, orientación de fracturas y la voladura.

Los colores asignados a esta clasificación gráfica de cada tipo de soporte se basan en la tabla correspondiente al sostenimiento práctico minero (SPM-Vallejo 2002) Y se relaciona con la tabla de autosoporte que corresponde al índice RMR (Bieniawsky 79) para la colocación oportuna del soporte seleccionado.

En las siguientes diapositivas se muestran los procedimientos a tomar en cuenta y los criterios de aplicación de esta técnica.

Basándonos, en lo indicado en el capítulo II (conociendo la roca y sus factores influyentes) y conociendo los soportes a colocar, se procedió a elaborar las tablas preliminares para el sostenimiento de las labores de desarrollo y de extracción de la Mina Huarón, de la Compañía Minera Huarón, en las cuales, se designan los colores a ser utilizados para cada soporte, los que se usaran en la elaboración de los planos geométricos de las labores (ver tablas 2 y 3) (Bieniawski, 1976).





| COMPAÑIA MINERA HUARON S.A. SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I. (Modificado) LABORES DE EXPLOTACIÓN MAYORES DE 8.0m. | | | | | |
|--|--|--|--|---|--|
| A SIN SOPORTE - PERNO OCASIONAL TIEMPO DE COLOCACIÓN 6 MESES B PERNO SISTEMÁTICO 1.50 X 1.50 m. (Malla o cinta ocasional) TIEMPO DE COLOCACIÓN 15 DÍAS C PERNO SISTEMÁTICO 1.0 X 1.0 m. (Malla o cinta ocasional) TIEMPO DE COLOCACIÓN 5 DÍAS D PERNO SISTEMÁTICO 1.0 X 1.0 m. y Malla o Shotcrete con fibra (5cm.) TIEMPO DE COLOCACIÓN 1 DÍA E PERNO SISTEMÁTICO 1.0 X 1.0 m. y SHOTCRETE 10.0 cm. con fibra TIEMPO DE COLOCACIÓN INMEDIATO NOTA: LOS PERNOS DE ANCLAJE TENDRÁN UNA LONGITUD MINIMA DE 3.0 SE APLICARA EN LA EXPLOTACIÓN DE CUERPOS O MANTOS MINERALIZADOS | | | | | |
| ESTRUCTURA | | CONDICIONES | | | |
| | | BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA) | REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADO) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADO, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAMENTE ABIERTA. (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA) | POBRE (MODER. RESIST. LEVE A MODER. ALTER.) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA) | MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIASIONES, MUY ALTERADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (SE INDENTA MAS DE 5 mm.) |
|  | LEVEMENTE FRACTURADO TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES, MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90) (2 A 6 FRACTURAS POR METRO) | (A) LF/B | (A) LF/R | (B) LF/P | — |
|  | MODERADAMENTE FRACTURADO MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75) (6 A 12 FRACTURAS POR METRO) | (A) F/B | (B) F/R | (C) F/P | (D) F/MP |
|  | MUY FRACTURADO MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO) | (B) MF/B | (C) MF/R | (D) MF/P | NO RECOMENDABLE |
|  | INTENSAMENTE FRACTURADO PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO) | — | (D) IF/B | NO RECOMENDABLE | NO RECOMENDABLE |

Figura 10. Labores de explotación mayores de 8.0m. Fuente: Archivo del área de ingeniería, planeamiento y proyectos – Huarón.

Estas tablas de sostenimiento se acompañan de una metodología de aplicación, en la cual, se incluye algunos parámetros que deben ser tomadas en cuenta para su correcta aplicación así como, las formas erróneas de colocación del soporte que no deben aplicar nunca, por ser causantes de muchos accidentes tanto la tabla de sostenimiento, como la de metodología de aplicación se incluyen en una cartilla enmicada de tamaño adecuado que permita ser llevada en el bolsillo del mameluco permanentemente y ser utilizada como una herramienta de operación.

Para la elaboración de este mapeo se llena primero el formato de reporte diario de geomecánica correspondiente a cada labor (ver formato 1)

El principal objetivo de esta evaluación es la colocación del soporte adecuado en el momento oportuno lo cual evitara los accidentes e incidentes por desprendimiento de rocas en las labores mineras subterráneas.

Para la elaboración de los planos se ha propuesto que el formato básico sea en hojas de tamaño A-4, por ser de fácil manipuleo en interior mina, en este formato se incluye:

a) vista de planta de las labores según el avance mensual correspondiente, a escala 1/500, mostrándose en arco rebatido, es decir hastial derecha, techo y hastial izquierda, esta división se hace de acuerdo a la dirección de avance de cada labor.

b) secciones típicas de tramos con sostenimiento diferente.

c) simbología y leyenda que consiste en un resumen de la tabla de sostenimiento de la mina, para labores de desarrollo o labores de extracción.

d) Membretes de plano, donde se incluye el nombre de la labor mapeada, el encargado del mapeo, el encargado de la revisión y aprobación.

e) Observaciones o notas que se crean necesario incluir para aclaración del mapeo.

Una vez elaborado el formato, se procede a dibujar las labores a mapear, para lo cual los encargados deben plotear en dicho mes, programado por la superintendencia de ingeniería o planeamiento, a partir de un plano de avances actualizando hasta el mes que ha concluido, el ploteo, posteriormente el personal de los departamentos de ingeniería o geomecánica se encargaran de dibujarlos y actualizarlos con la información geomecánica que se incluya en dichos planos de

avances.

Como complemento al reporte diario y al plano de geomecánica del avance en cada labor, se llenara el formato de resumen semanal y/o mensual (ver formato 3).

FORMATO 3

Reporte semanal (check_list) de mapeo geomecánico y sostenimiento en las labores de avance, desarrollo y extracción.

Semanal:

Nivel:

Labor

| Día | Guardia | Clasificación geomecánica | Factores influyentes | Tipo de soporte | Tiempo de colocación | Fecha de colocación |
|-----|---------|---------------------------|----------------------|-----------------|----------------------|---------------------|
| | | | | | | |
| | | | | | | |
| | | | | | | |
| | | | | | | |
| | | | | | | |
| | | | | | | |
| | | | | | | |
| | | | | | | |

Observaciones

Reportado porRevisado por

El mapeo se realiza conforme se avanza , señalando en el plano el tramo de avance, el día y guardia del avance el tipo de calidad de roca, en hastial derecha, techo y hastial izquierda en las labores de desarrollo o caja piso, caja techo y veta en labores de explotación y se colorea con el color asignado al soporte definido según las tablas de sostenimiento, el que dependerá del tipo de roca identificada y de los factores influyente debiéndose colocar el soporte en el momento que está indicando en el resumen de las tablas de sostenimiento incluidas en los formatos que se adjuntan a continuación así como de mapeos en labores.

3.3 METODOLOGÍA DE APLICACIÓN

El desprendimiento de Roca se evita colocando un soporte adecuado en el momento oportuno.

3.3.1 APLICACIÓN SIN FACTOR DE INFLUYENTES

- Para la aplicación de estas tablas se determina in situ una vez lavadas de las paredes y el techo de la labor a mapear, la cantidad de fracturas por metro lineal, utilizando un flexometro (parámetros de estructuras) y la resistencia de la roca definida por el número de golpes de picota con las que se rompe se identifica la roca, o la condición de las fracturas (abertura, relleno y alteración) (parámetros de condiciones).
- Cada recuadro de calidad de roca presenta algunas subdivisiones aplicándose el sostenimiento designado en el recuadro superior cuando no se presenta factores que son descritos influyentes, los mismos que son descritos en el párrafo siguiente.

3.3.2 CORRECCIÓN POR FACTORES INFLUYENTES

La presencia de agua, orientaciones desfavorables de las discontinuidades,

ocurrencia de esfuerzos (encampane mayor de 800m, labores cercanas o presencia y cercanía a fallas) y demoras en la colocación de soporte que afecten a un determinado tipo de roca en una labor, originara que el soporte asignado por su condición al momento de la excavación requiera ser reforzada, para lo cual se deberá colocar el siguiente soporte, tanto en elemento de soporte como en los tiempos de colocación debiendo considerarse sola corrección.

3.3.3 MEDIDAS PREVENTIVAS Y DE CONTROL

La primera medida preventiva es el uso de “voladura controlada” en especial en las bóvedas, para lo cual, se deberá disminuir el espaciamiento de taladros a 0.5m y distribuir mayor su carga, así mismo evitar concentraciones de binaciones que originen micro fracturas en paredes, techos y frente de la labor.

Ejecución de mapeo geomecánico de inmediato y colocación del soporte de acuerdo al tipo y tiempo recomendado en la tabla.

Revisar y cumplir en forma estricta con el manual de procedimientos de colocación de los diferentes elementos' de soporte que se apliquen.

Efectuar periódicamente ensayos de arranque en los pernos colocados, limpieza y reparación de mallas rellenas con fragmentos, reemplazar los pernos mal colocados o sueltos y los tramos con shotcrete deteriorado.

Capacitación permanente del personal de operaciones (jefes de guardia, capataces perforistas y ayudantes) en la aplicación de la tabla y colocación de sostenimiento.

Compromiso de la gerencia general y de operaciones con la aplicación correcta y oportuna de esta actividad.

3.3.4 MÉTODOS EMPÍRICOS

Son métodos aproximados para el diseño de sostenimiento basado en las clasificaciones geomecánicas (índices “Q”, “RMR” y GSI), además de considerar los factores que influyen en su estabilidad (orientación de fracturas, presencia de agua, tenciones, aberturas, uso de labores, voladura y otros).

Las clasificaciones están basadas a su vez en las condiciones que presenta el macizo rocoso al momento de su excavación que puedan ser descritas y cuantificadas en forma rápida y sencilla. Se relacionan entre si mediante las siguientes funciones:

La clasificación GSI explicado en el tercer capítulo está basado principalmente en la identificación de los parámetros de estructuras (fracturamiento) y condiciones (Resistencia de la masa rocosa-condición de discontinuidades) cuya forma de determinación se muestra en las siguientes diapositivas.

Determinación de la cantidad de fracturas por metro lineal (condición estructural).



Figura 11. Muestra de fracturas. Fuente: Propia.

En la foto se muestra 22 fracturas en 60cm de flexometro, equivalente a 30 en

1 metro, roca intensamente fracturada (IF) por tener más de 20 fracturas por metro, la clasificación de GSI es IF/R determinación de la condición superficial por la resistencia de la masa rocosa.



Figura 12. Roca muy pobre. Fuente: Propia.

La picota se ha indentado profundamente correspondiendo a una roca muy pobre (MP) cuya resistencia es muy blanda y relleno de arcillas; la clasificación GSI de la roca es IF/MP.

3.3.5 TABLA PARA EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LABORES MINERAS SUBTERRÁNEAS.

Considera los tres índices de clasificación geomecánica, relacionados mediante las funciones (1) y (2), su dimensión equivalente que es el resultado de dividir, el ancho o altura de labor entre una constante cuyo valor depende el uso de la labor y se denomina E.S.R.

En esta tabla el E.S.R. en labores permanentes (rampas, cruceros, galerías) es 1.6, en labores verticales (chimeneas, pique, echaderos de mineral y desmonte) es de 2.0 y labores de extracción (tajeos de corte y relleno, cámaras y pilares) es de

3.0.

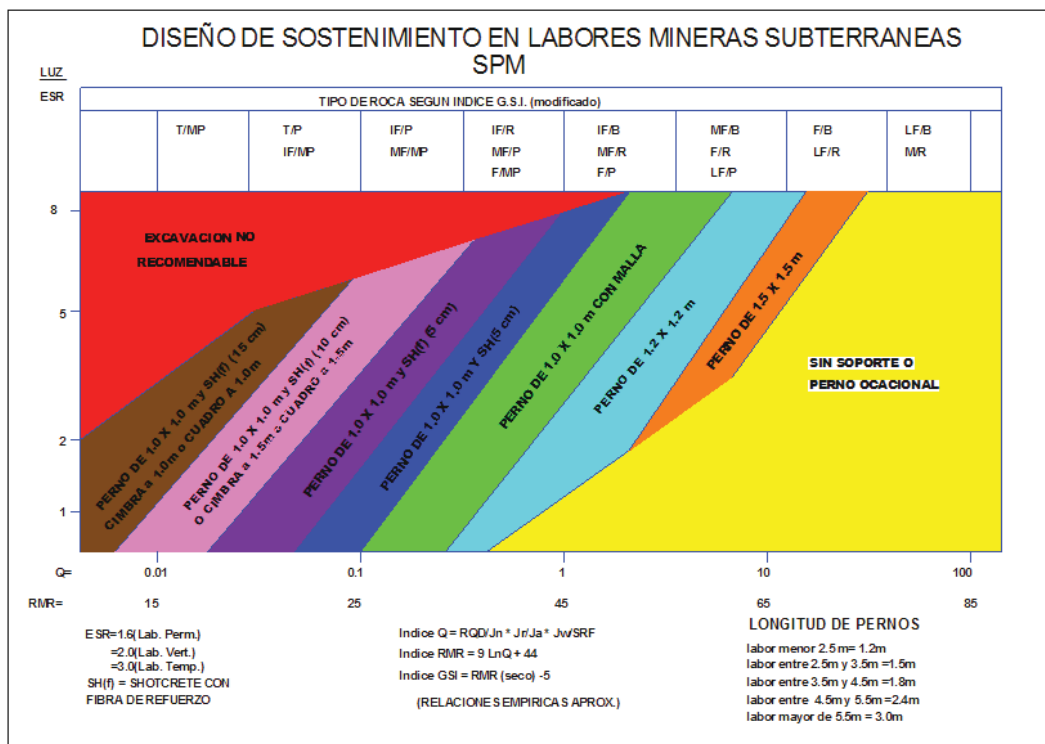


Figura 13. Tabla para el diseño de sostenimiento en labores mineras subterráneas. Fuente: Área de sostenimiento.

Una vez definido el soporte en base a la tabla mostrada, según su clasificación geomecánica y dimensión equivalente, se requiere inmediato conocer el tiempo oportuno de su colocación, de manera que se pueda evitar el aflojamiento progresivo del macizo rocoso excavado y su desprendimiento posterior.

La tabla mostrada a continuación corresponde a los tiempos de auto-soporte, propuesta por Bieniaski (1979), se obtiene estos tiempos de acuerdo al intervalo de valores que tiene cada clasificación geomecánica, determinándose un tiempo mínimo y máximo en el cual se deberá colocar el soporte.

El tiempo promedio para cada tipo de roca según la abertura, podrá definirse en forma específica en cada unidad minera, de acuerdo a la experiencia obtenida, capacidad instalada para colocar soporte y su logística, este tiempo promedio debe

estar dentro del intervalo considerando en la tabla de tiempos de autoaporte.

En los casos de que un mismo tipo de clasificación de geomecánica, presente dos alternativas de soporte se podrá considerar un menor tiempo para el menor soporte y un mayor tiempo para el mayor soporte, dentro del intervalo de tiempo mencionado:

Tabla de tiempo de autoaporte en función de la abertura de la labor y clasificación geomecánica según índices Q y RMR.

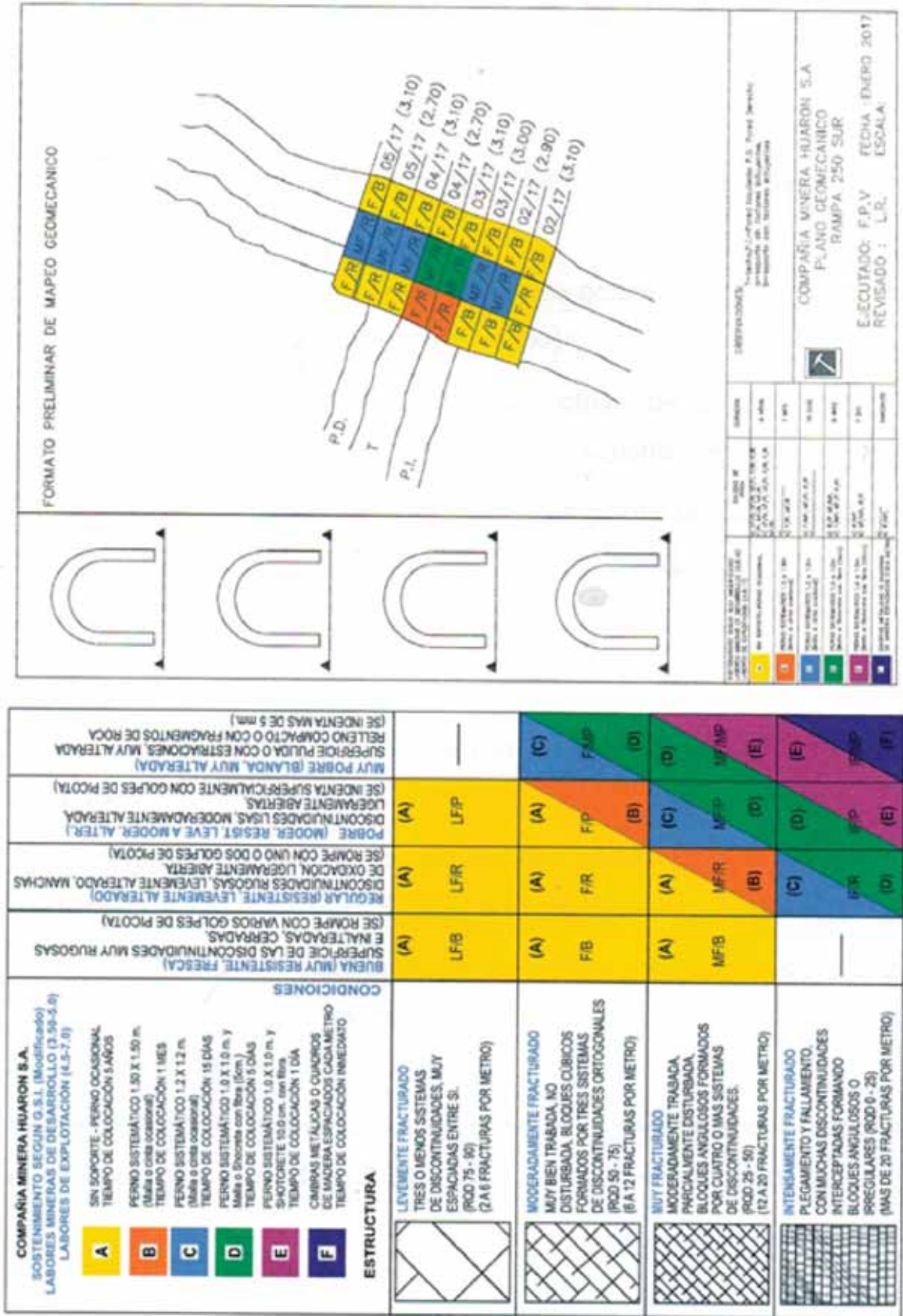


Figura 14. Tabla de tiempo de autoaporte. Fuente: Archivo del área de ingeniería, planeamiento y proyectos – Huarón.

CAPÍTULO IV:

DISEÑO DE LA RAMPA COSMOS.

4.1 GENERALIDADES

La rampa cosmos 250-SUR propuesta seleccionada en el mes de mayo 2017 tuvo ciertas mejoras en su flexibilidad de adaptación a las condiciones y requerimientos propias de una óptima operación. El fundamento de su diseño parte de ser ubicada con una dirección que podríamos llamar “inteligente” toda vez que es dirigida a los “clavos” mineralizados principales, y que han sido reconocidos y comprobados su continuidad mediante la rampa negativa – 15 con el mejoramiento del ciclo de minado y los sistemas de excavación más adecuados para el progreso de la obra permitirá además la facilidad de ingreso del personal

y equipos de maquinarias.

Permitirá además por su trazo que otras labores puedan ser investigadas. El desarrollo propiamente dicho de esta infraestructura, es fuera de las estructuras mineralizadas, lo que significa situarse en proyección de estas para su futura preparación y explotación a una distancia no menor a los 100 metros.

El desarrollo posterior y por etapas, una vez definido los límites de las zonas mineralizadas, permitirá los accesos directos desde la superficie para los diferentes fines como son:

- a) Facilidad y flexibilidad para el ingreso de equipos apropiados para una minería mecanizada (trackless).
- b) Mayor Velocidad para la realización de todas las actividades mineras.
- c) Incremento de horas efectivas de trabajo del personal, tanto por su ingreso directo a las labores mineras como de la propia mecanización.
- d) Mejor y mayor control por parte de la supervisión, al acabar mayores labores de operaciones mineras.
- e) Evacuación de mineral con volquetes o camiones no menores a las 20 toneladas de capacidad por cada uno de estos equipos.

4.2 MODELO GEOLÓGICO ZONA SUR

Los principales sistemas mineralizados asociados a estructuras filoneanas con mineralización económica que abarca la zona de influencia del proyecto de profundización de cosmos distribuidas de Oeste a Este ubicados dentro de la formación huaylla.

En las fallas post- mineralización y las diaclasas existentes en el sector de

cosmos donde se ubica la rampa 250, existe la falla inversa con rumbo NE y Buzamiento 45 NE, con presencia de panizo de una potencia promedio de 10m con presencia de filtración de agua, de comportamiento inestable.

Se tiene un Sistema de fallas con rumbo de N120E, Buzamientos subhorizontales.

Los sistemas vetiformes en la zona sur por lo general tienen extensiones longitudinales variables de 0.4 a 0.9 kilómetros en orientación preferencial Noroeste a Suroeste estos sistemas se extienden hacia el sector Norte alcanzando longitudes superiores a 5 kilómetros sin embargo, las zonas de mineralización denominadas “clavos” mineralizados alcanza extensiones longitudinales desde 100m hasta 500m asociados principalmente a los cambios de orientación (inflexiones), d buzamiento intersección y unión de vetas intersección de vetas con diques asociados.

Las estructuras de vetas tienen sistemas de fallas sub-paralelas al rumbo e inclinación con reactivación post-mineralización y arrastre de mineral.

Fallas trasversales con rumbo NW-SE y E-W de moderado ángulo de inclinación hacia el sur de carácter posiblemente tensionales atraviesa las estructuras de vetas generando desplazamiento dextrales, siniestrales de 20 metros limitando las proyecciones longitudinales de las estructuras.

4.3 CARACTERÍSTICAS DE LAS PRINCIPALES ESTRUCTURAS GEOLÓGICAS

La estructura de la rampa principal cosmos. - comprende el conjunto de vetas:

En fallas o fracturas mineralizadas con minerales de mena y Ganga sobresaliendo la longitud de horizontal sobre la vertical, siendo superior en

potencia en unos centímetros hasta en metros mineralógica contiene galena, esfalerita, tetraedrita como mena y cuarzo, pirita y limonita como ganga. La alteración hidrotermal de la roca encajonante está constituida por un halo de alteración argílica.

La orientación E-W, presenta dos sistemas de fracturas.

- El primer buzamiento 70° - 80° N, en la parte Sur del distrito, vetas yanamina, alianza, yanacreston.
- El Segundo buzamiento 80° - 90° S, se localiza en la parte Norte, vetas: Shiusha N, shiusha S, pozo D, Patrick y veta 17.

La orientación N-S, que buzamiento al Oeste entre 40° - 65° W, se localiza al oeste del distrito, son concordantes a la estratificación, vetas: fastidiosa, san narciso, santa rita, caprichosa y ramal caprichosa.

Todas las fracturas y fallas son pre-minerales más el fracturamiento post-mineral de menor magnitud en forma concordante al pre-mineral.

La exploración futura debe orientarse entre el nivel 450 y el nivel 250 en la misma columna. La exploración hacia el Oeste no es recomendable porque pasando la Veta LLacsacocha, hacia el Oeste, la continuidad de la Veta Pozo “D” podría estar dada por la Veta Shiusha Warren o por la estructura Rey Ramal o por la misma Veta LLacsacocha por lo que se requiere definir geológicamente esta zona.

4.4 RECURSOS INDICADOS-POTENCIAL

El proyecto de profundización está sustentado básicamente por los recursos definidos a través de la construcción de la rampa cosmo y el mejoramiento del ciclo de minado, requerimiento de nuevos equipos de maquinaria y potencial por

proyecciones geológicas por debajo del actual nivel 4250 al 3980.

La información generada por sondajes permite el modelamiento de las vetas a través de composiciones en leyes y tipos litológicos este modelamiento permite definir la geometría de los sólidos de las vetas en secciones transversales y vistas en planta que sustenta el tonelaje y distribución preliminar en leyes de los “clavos” mineralizados los recursos indicados, así como las proyecciones en potencia son definidos a través de métodos poligonales.

Trabajos comparativos entre el método poligonal y geoestadístico se viene implementando a través de un software minero para definir las desviaciones en proyección de tonelajes y leyes.

Las categorías de mineral definidas para el proyecto consideran reservas, recursos y potencial geológico las características de cada categoría según la aplicación de la geomecánica.

Tabla 2.
Recursos minerales de Huarón al 30 de junio de 2018.

| Clasificación | Toneladas | Ag ppm | Contenido de Ag | % Cu | % Pb | % Zn |
|----------------------|------------------|---------------|------------------------|-------------|-------------|-------------|
| Medio | 1,5 | 162 | 7,9 | 0,20 | 1,85 | 3,06 |
| Indicado | 1,0 | 166 | 5,2 | 0,24 | 1,89 | 3,22 |
| Medio + indicado | 2,5 | 164 | 13,2 | 0,21 | 1,86 | 3,13 |
| Inferido | 8,5 | 161 | 44,0 | 0,29 | 1,61 | 2,72 |

Fuente: Departamento de Geología.

Tabla 3.
Reservas minerales de Huarón al 30 de junio de 2018.

| Clasificación | Toneladas | Ag ppm | Contenido de Ag | % Cu | % Pb | % Zn |
|------------------|-----------|--------|-----------------|------|------|------|
| Probado | 6,5 | 170 | 35,5 | 0,42 | 1,44 | 2,98 |
| Probable | 4,7 | 163 | 24,9 | 0,42 | 1,50 | 2,89 |
| Probado-probable | 11,2 | 167 | 60,4 | 0,42 | 1,46 | 2,94 |

Fuente: Departamento de Geología.

4.5 CRITERIO DE DISEÑO

Los principales criterios utilizados para el diseño de rampa cosmos tomando en cuenta los objetivos que debe cumplirse esta, como es el acceso y a la vez de transporte, puede mencionarse:

- Adecuado para utilizar volquetes y camiones de 28 o 30 toneladas de capacidad.
- Adecuado para utilizar equipos móviles de perforación y carguío, tanto para la construcción de la propia rampa Como para el desarrollo de las áreas adyacentes.
- Minimizar el tiempo de accesibilidad a las nuevas reservas o recursos geológicos de mineral.
- Continuar con el avance de la rampa negativa 980-para la explotación de zonas mineralizadas por debajo de los Niveles inferiores.

El método de avance será a toda sección, porque la sección de 4m x 4m es adecuada, lo que permitirá las operaciones de perforación y voladura a toda sección.

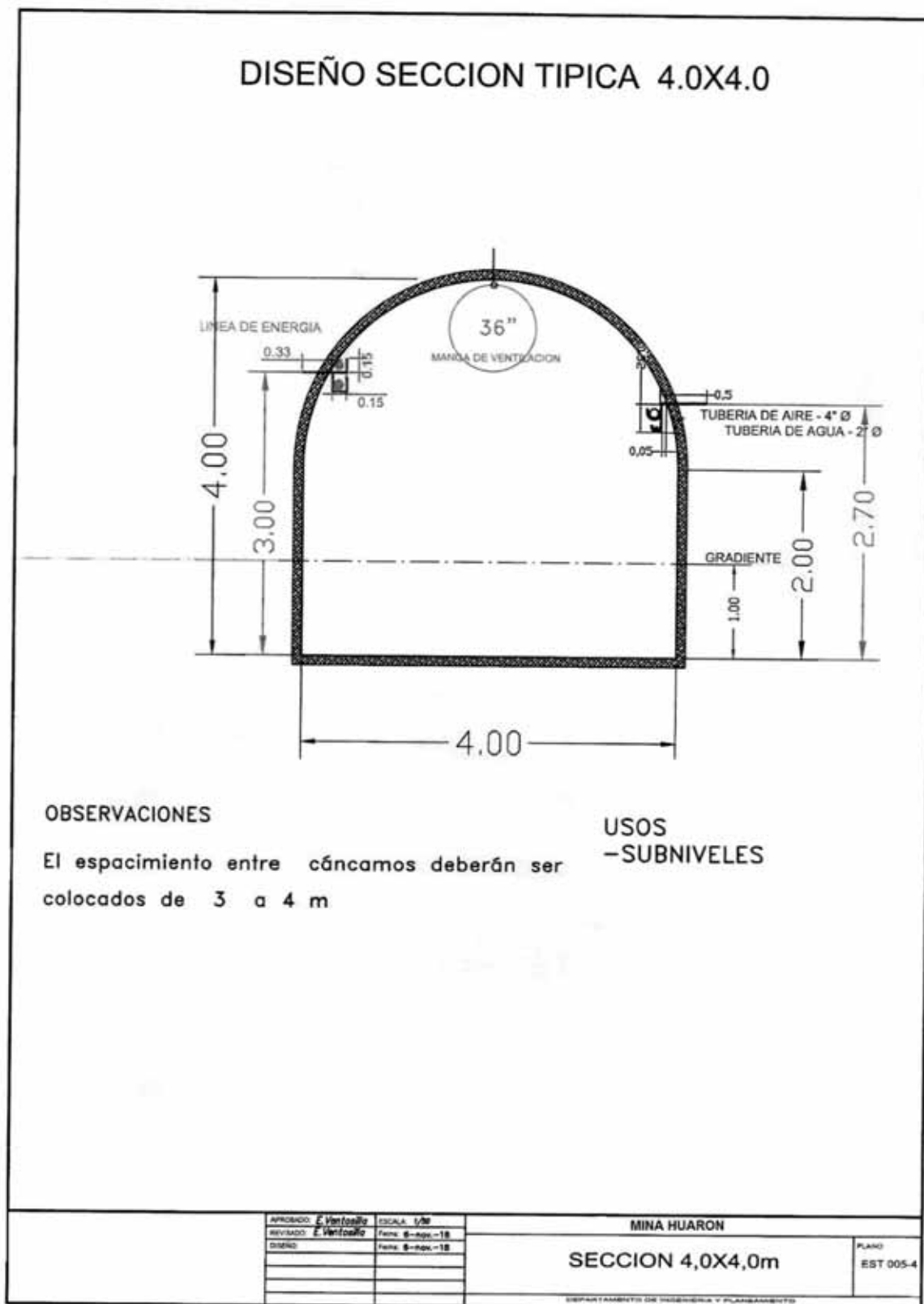


Figura 15. Diseño de sección típica. Fuente: Planeamiento y proyectos.

4.6 PARÁMETROS DE DISEÑO

Dado que se ha previsto la utilización de volquetes y camiones cuya capacidad es no menor de 30 toneladas, la sección sería de un ancho de 4m y 4m de altura.

La rampa cosmos incluyendo las rampas secundarias y los niveles bases tendrá una longitud aproximada de 6 230m con una gradiente promedio de -13% al -15 % lo que significa que la profundización que con ello se alcanzaría estaría alrededor de los 393m; en ese sentido, si el nivel 4870 (Ref.Nv. 4250) está considerando como inicio de la rampa cosmos, el nivel 4470 (Ref.Nv.3980) sería de menor cota de acceso que se tendría por esta labor.

El trazo de la rampa cosmos atravesara los “clavos” mineralizados de las vetas, el farallón, shiusha y alianza etc., como parte ya de desarrollo para la operación minera, se han de realizar las cortadas o cruceros de acceso no menores a los 60 m Asimismo ,y de acuerdo a los requerimientos del área de geología se ubicaran la perforación y voladura de conocimiento o “in-fill” programados con base a ello , es decir con los resultados positivos de estos, se hace posible diseñar a partir de la rampa cosmos niveles de acceso cuya altura de trabajo permitirá definir los blocks mineralizados respectivos.

Teniendo en cuenta que otra finalidad, subyacente, de la rampa cosmos es de transporte de mineral, la ubicación de su inicio o portal de superficie se encontrara aproximadamente a 200m de las tolvas de gruesos de mineral de la planta de beneficio.

Se dispondrá aproximadamente 25 estaciones de carguío/ seguridad de los equipos de construcción, su excavación tendrá aproximadamente 40m de altura que se ubicará alrededor de

los 250m entre, ensanches de la sección, para los pases de los vehículos de tránsito, Hasta alcanzar un ancho efectivo de 6m unos 15m de longitud con ubicaciones cada 250m se considera también refugios de seguridad para el personal cada 50m, siendo sus dimensiones de 2.0m de longitud y ensanche de 1.5m, para una altura de 2.0m.

Para el drenaje de agua, se tienen previsto la utilización de por lo menos 5 cámaras o estaciones de bombeos principales de agua además de otras secundarias y/o temporales, en ese sentido se aprovecharan las excavaciones realizadas en las estaciones de carguío que ya no se empleen, efectuándose las pozas de decantación (desarenado) y bombeo con una profundización de 2m las que estarán ubicadas aproximadamente en una distancia no mayor a los 500m igualmente tanto para el servicio de energía del equipo de perforación y otros, como también para las estaciones de bombeo se construirán, las respectivas sub-estaciones eléctricas que se ubicaran en distancias no mayores a los 600m siendo sus dimensiones de 5m de longitud, 4m de profundidad y una altura de 3m.

Se contemplará la construcción de chimeneas para el drenaje de agua y otros servicios según el cálculo de los de planeamiento de mina las mismas que comunicaran a los niveles 250 y 980 de igual forma la ejecución de por lo menos de chimeneas para la ventilación y servicios. Estas serán ejecutadas mediante las técnicas de construcción de raiser borer (R/B) Y DTH-VCR.

4.7 EQUIPO REQUERIDO PARA LA CONSTRUCCIÓN

Entre los principales equipos mínimos requeridos y necesarios para efectuar los trabajos de construcción de la rampa cosmos y las demás labores, tales como los accesos correspondientes a las zonas mineralizadas incluyendo el diseño de rampa, parámetros geomecánicos, equipos de perforación, voladura y acarreo.

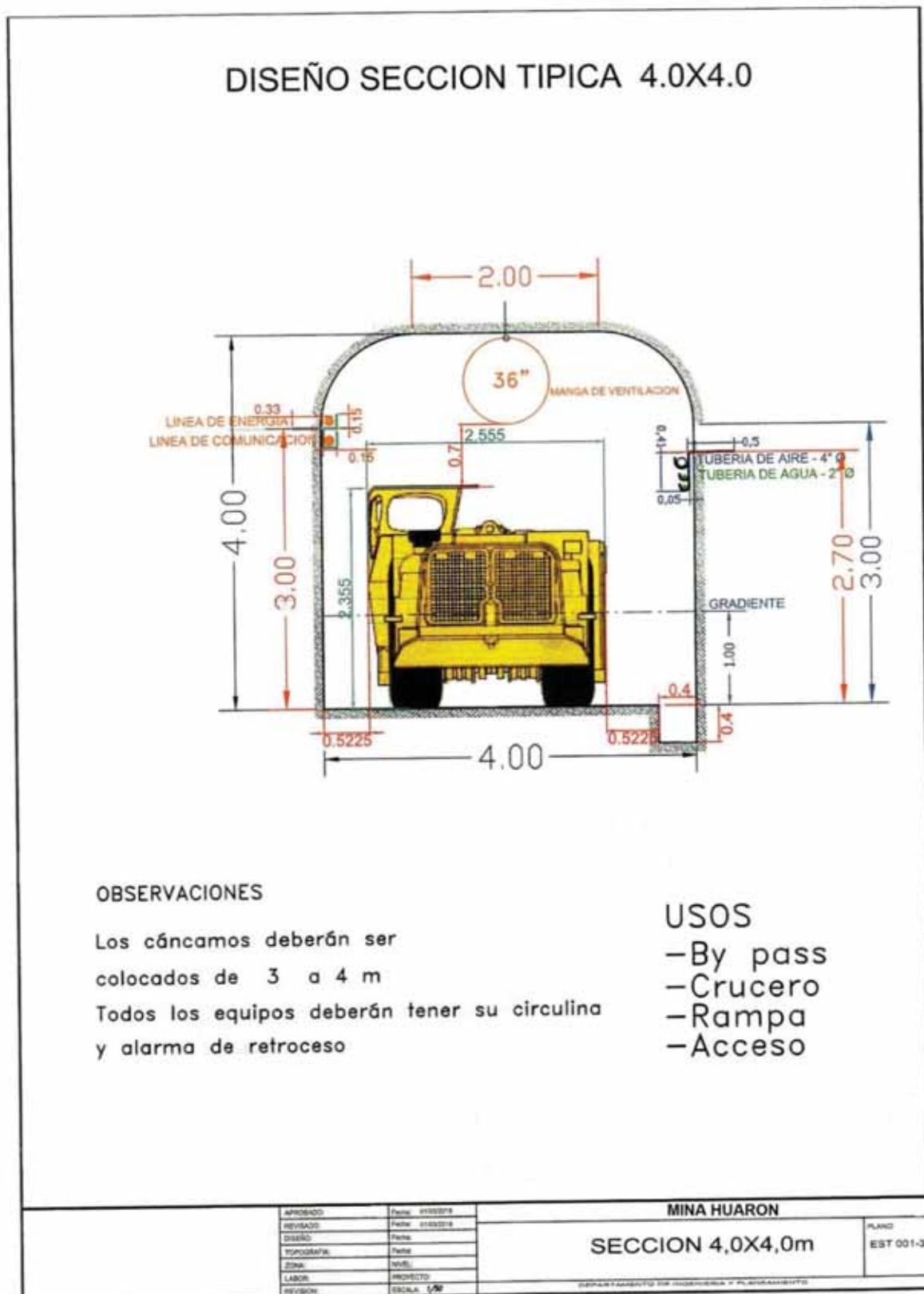


Figura 16. Equipo requerido. Fuente: Departamento de planeamiento y proyectos.

Equipos de Perforación

- Jumbo Mini Raptor DH
- Resemin S.A.JMC-1
- Radio de impacto: 42-62Hz
- Potencia (máx.): 15Kw
- Pres. Hidráulica (máx.): 250 bar
- Consumo de agua: 1.1l/m
- Panel de Control Remoto MR12
- Carrier autopropulsado de 4 llantas;
- Potencia instalada, powerpack de 50Kw;
- Bomba de agua centrifuga Grundfos CR4-60
- Compresor para lubricación de perforadora de 3HP;
- Presión de agua de 8psi;
- Presión de rotación de 50-60psi
- Presión de percusión de 110-120psi (baja) a 140psi (alta);
- Presión de avance de 60-70psi(baja) a 80-90psi(alta),
- Viga LH-1303 de 3.2m de longitud para barras MF-T38 de 5 pies que cuenta con dos gatas de anclaje (stingers);
- Corredera horizontal de 1.25m de longitud con desplazamiento efectivo de 0.80m y una rotación de 360°,
- Dimensiones: Largo: 6,80 m. Ancho:1,20 m. Altura: 2.685 m
- Valor del Equipo Jumbo Mini Raptor DH \$.

Equipos de perforación en longhole

| | |
|-----------------|---------------|
| Modelo: | boomer 104 |
| Accesorios: | |
| Barra acoplable | 5 pies |
| Broca | 64mm |
| Rimadora | 127mm |
| Clinómetro | grados |
| Shank adapter | r32 or t38 |
| Fuente: | |
| Potencia | 42 kw (57 hp) |
| Voltaje | 380 – 1000 v |
| Presión de aire | 6-8 Bar |
| Presión de agua | 2-4 Bar |

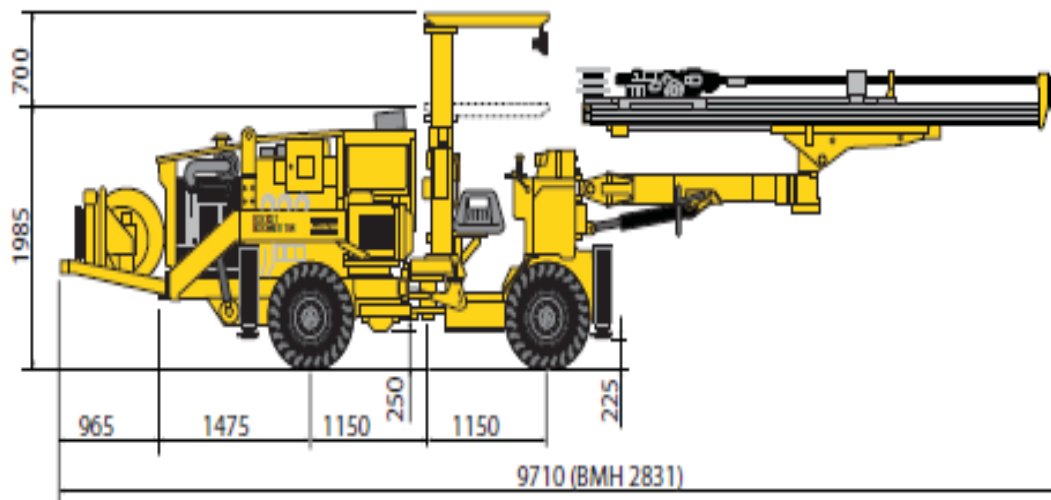


Figura 17. Equipo Jumbo Mini Raptor. Fuente: Área de mantenimiento



Figura 18. Equipo Mini Raptor para taladros largos. Fuente: Área de mina – Huarón.

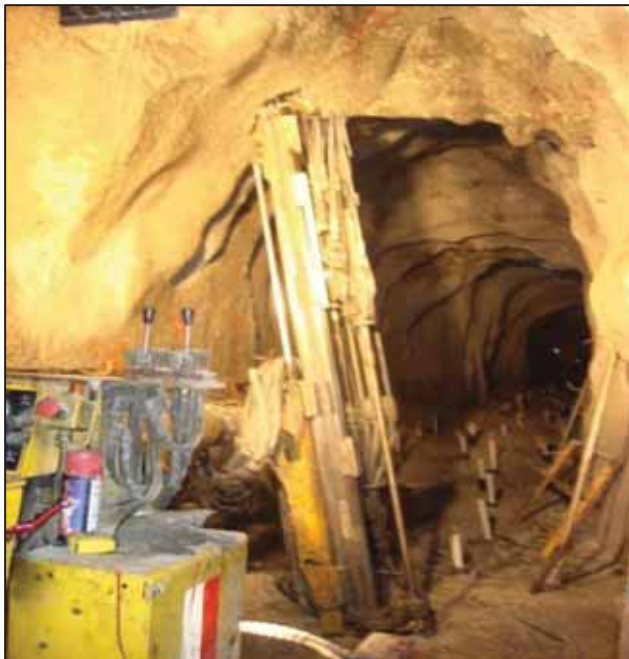


Figura 19. Equipo Mini Raptor para taladros largos. Fuente: Área de mina – Huarón.



Figura 20. Uso de Equipo Mini Raptor para Taladros Largos. Fuente: Área de mina – Huarón.



Figura 21. Perforadora Jack Leg. Fuente: Área de mina – Huarón.



Figura 22. Uso de la Perforado Jack Leg. Fuente: Área de mina – Huarón.

Accesorios de voladura



Figura 23. Anfo. Fuente: Mina Huarón.



Figura 24. Pentacord. Fuente: Mina Huarón.



Figura 25. Fanel. Fuente: Mina Huarón.



Figura 26. Mecha de seguridad. Fuente: Mina Huarón.



Figura 27. Mecha rápida. Fuente: Mina Huarón.



Figura 28. Cebado de Explosivos. Fuente: Mina Huarón.

Tabla 4.
Tipos de explosivos

| TIPO DE EXPLOSIVO | Kg/pza | Unidades | Total/Kg |
|---------------------------------|---------------|-----------------|-----------------|
| Semexsa 45% 7/8"x7" (25/316) | 0.079 | | 0 |
| Semexsa 65% 7/8"x7" (25/204) | 0.123 | | 0 |
| Semexsa 65% 7/8"x7" (25/68) | 0.368 | 332 | 122.06 |
| Gelatina 75% 1 1/8"x8" (25/144) | 0.174 | | 0.00 |
| Gelatina 75% 1 1/2"x12" (25/56) | 0.446 | | 0.00 |
| Emulex 65% 1 1/4"x12" (25/96) | 0.260 | | 0 |
| Emulex 65% 1 1/2"x12" (25/64) | 0.391 | 332 | 129.6875 |
| Total/Kg Explosivo | | | 251.75 |

Fuente: Propia.

Tabla 5.
Tipos de explosivos.

| TIPO DE EXPLOSIVO | Kg/pza | Unidades | Total/Kg |
|---------------------------------|---------------|-----------------|-----------------|
| Semexsa 45% 7/8"x7" (25/316) | 0.079 | | 0 |
| Semexsa 65% 7/8"x7" (25/204) | 0.123 | 153 | 18.75 |
| Semexsa 65% 7/8"x7" (25/68) | 0.368 | 217 | 79.78 |
| Gelatina 75% 1 1/8"x8" (25/144) | 0.174 | 85 | 14.76 |
| Gelatina 75% 1 1/2"x12" (25/56) | 0.446 | 31 | 13.84 |
| Emulex 65% 1 1/4"x12" (25/96) | 0.260 | | 0 |
| Emulex 65% 1 1/2"x12" (25/64) | 0.391 | | 0 |
| Total/Kg Explosivo | | | 127.13 |

Fuente: Propia.

Equipos de acarreo



Figura 29. Pala cargadora scoop. Fuente: Mina Huarón.



Figura 30. Dumper. Fuente: Mina Huarón.



Figura 31. Dumper. Fuente: Mina Huarón.

4.8 LONGITUD Y ETAPAS DE EXCAVACIÓN

Como ya se ha mencionado la rampa cosmos no solo tiene por objetivo facilitar el acceso de las zonas mineralizadas y su posterior reconocimiento en el menor tiempo posible, sino además de servir de nivel principal de extracción y transporte. En tal sentido se hace factible un desarrollo de esta labor por etapas, las cuales comprendería las siguientes:

ETAPA 1: Construcción de la rampa cosmos que incluye tanto la rampa principal como además las rampas secundarias (que van hacia los “clavos” mineralizados reconocidos) y un nivel base por lo que comprenderá una longitud de 3.76km. Asimismo se tiene previsto realizar 14 cámaras para los pasos de aproximadamente 40m de longitud cada una y ensanches para los pases de los vehículos pesados con desquinche de 1300m³.

ETAPA 2: La rampa cosmos tendrá una longitud de 2.47km más, comprenderá rampas secundarias (hacia los mismos “clavos” mineralizados a una mayor

profundidad) y un nivel base.

Aquí también se realizara unas 9 cámaras de carguío con las mismas características y ensanches para los pases de vehículos pesados con desquinche de 1000 m³.

Cabe indicar que por cada una de las etapas a desarrollar en la construcción de la rampa cosmos se debería tener en cuenta aspectos relacionados al drenaje de agua, la evaluación del desmonte, el Sistema de ventilación, los estándares de seguridad e impacto ambiental. En la tabla puede apreciarse un resumen de las longitudes y etapas por realizar.

Tabla 6.
Longitud y etapas de excavación.

| ETAPA | Unid. | (m) | (m) | (m) |
|-------------------------|----------|------|------|-------------|
| PRIMERA | | | | 4503 |
| Rampa | M | | 3078 | |
| Principales y servicios | M | 1482 | | |
| Secundarias | M | 1596 | | |
| Niveles bases | M | | 685 | |
| Cruceros | M | | 180 | |
| Cámaras de carguío | M | | 560 | |
| SEGUNDA | | | | 2947 |
| Rampas | M | | 1284 | |
| Principal y servicios | M | | | |
| Secundarias | M | 128 | | |
| Niveles bases | M | | 1183 | |
| Cruceros | M | | 120 | |
| Cámaras de carguío | M | | 360 | |
| TOTAL | M | | | 7450 |

Fuente: Propia.

4.9 CONSIDERACIONES TÉCNICAS PARA LA EXCAVACIÓN DE LA RAMPA COSMOS

Principalmente se deberá tomar en cuenta la parte de la geomecánica como.

4.9.1 LA ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO

4.9.1.1 CARACTERIZACIÓN GEOTÉCNICA

El desarrollo del comportamiento geomecánico del proyecto Rampa cosmos, compromete el estudio de los parámetros de resistencia, esfuerzo y propiedades geomecánicas del macizo rocoso.

Para ello la evaluación geomecánica ha consistido en una investigación de los actuales niveles de explotación influenciados con el proyecto a fin de determinar una correlación de calidad de roca, estado estructural y condiciones tenso-deformacionales del macizo; asimismo se está desarrollando un fogueo geomecánico de los taladros DDH dirigidos a los “clavos”. Mineralizados a acceder, de los cuales ciertos de ellos cruzan la rampa cosmos determinando de esta manera el comportamiento geomecánico a una determinada cota.

La caracterización geotécnica se basa en los sistemas de valoración del macizo rocoso, para el proyecto se han tomado aquellos que ya se vienen desarrollando con la operación es decir el sistema RMR (Rock, Mass, Rating), clasificación Bieniawski, y el Sistema Q, Sistema G.S.I., Clasificación índice de Barton. Así como la metodología de construcción basada en el nuevo método austriaco de tunelería NAMT.

El estudio de la calidad de macizo rocoso contempla la evaluación del Nv.4250 al Nv. 3980 el cual actuara como taladro orientado en la zona de influencia de la

Rampa cosmos nos va permitir correlacionar el comportamiento estructural del tiro de roca en zonas adyacentes a la proyección de la rampa, como también en la elaboración de un método de explotación apropiado para el tipo de mineralización existentes en la cada zona.

4.9.1.2 ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA

Con la información obtenida de los taladros diamantinos DDH, se ha realizado una zonificación preliminar acerca del comportamiento geomecánico proyectado del macizo rocoso, usando para esta clasificación el sistema RMR (Bieniawski '89) y Q (Barton), en el cual se ha determinado la resistencia a la compresión uniaxial con criterios de campo (golpe con la picota) y el RQD, diferenciando las fracturas por rotura de maquina DDH de las fracturas naturales con relleno.

Se ha determinado el espaciamiento, persistencia, apertura, rugosidad, relleno, intemperismo y la influencia Del agua en el macizo rocoso.

De acuerdo al logueo geomecánico se tiene 3 etapas definidas de caracterización geomecánica tanto en la CT, CP y Mineral con los siguientes valores promedios.

- Caja Techo con un valor promedio de RMR 53.
- Caja Piso con un valor de promedio de RMR 46.
- Mineral con un valor promedio RMR de 31.

Asimismo, indicamos que existe una falla que acompaña la mineralización pegado a la caja techo.

De igual forma se ha realizado zonificación geomecánica a través del Cx 891, el mismo que ha cortado toda la estructura mineralizada hasta la caja piso. Los

valores RMR obtenidos en esta labor fueron.

- Caja techo 65 y 43 siendo Como promedio RMR 54.
- Caja piso RMR 53.
- Mineral, en este crucero se ha cortado un tramo de 11 m de mineral con 2 tramos definidos de calidad RMR, el mineral pegado a la Caja techo (5m aprox.) tiene un valor de 28 y el mineral pegado a la Caja Piso (5m aprox.) con un valor de 36. en esta zona aparentemente se ha cortado una intersección de 2 fallas predominantes.
- La falla que se encuentra pegado a la caja techo tiene rellenos de panizo, brechas, pirita y calcopirita, mientras que la otra aparentemente es una falla de arrastre con sulfuros y mineralización.
- El crucero 891 ha atravesado la estructura mineralizada en una zona de intersección de dos fallas predominantes, conforme se avance más al Este la calidad de Roca ira mejorando.
- Calculo de parámetros RMR, Q Y GSI.

Para el cálculo de estos parámetros se han hecho uso de las cartillas geomecánicas modificadas GSI de Hoek y Marinos (2000), para el RMR (Bieniawski' 89), y el sistema NGI (Q de Barton).

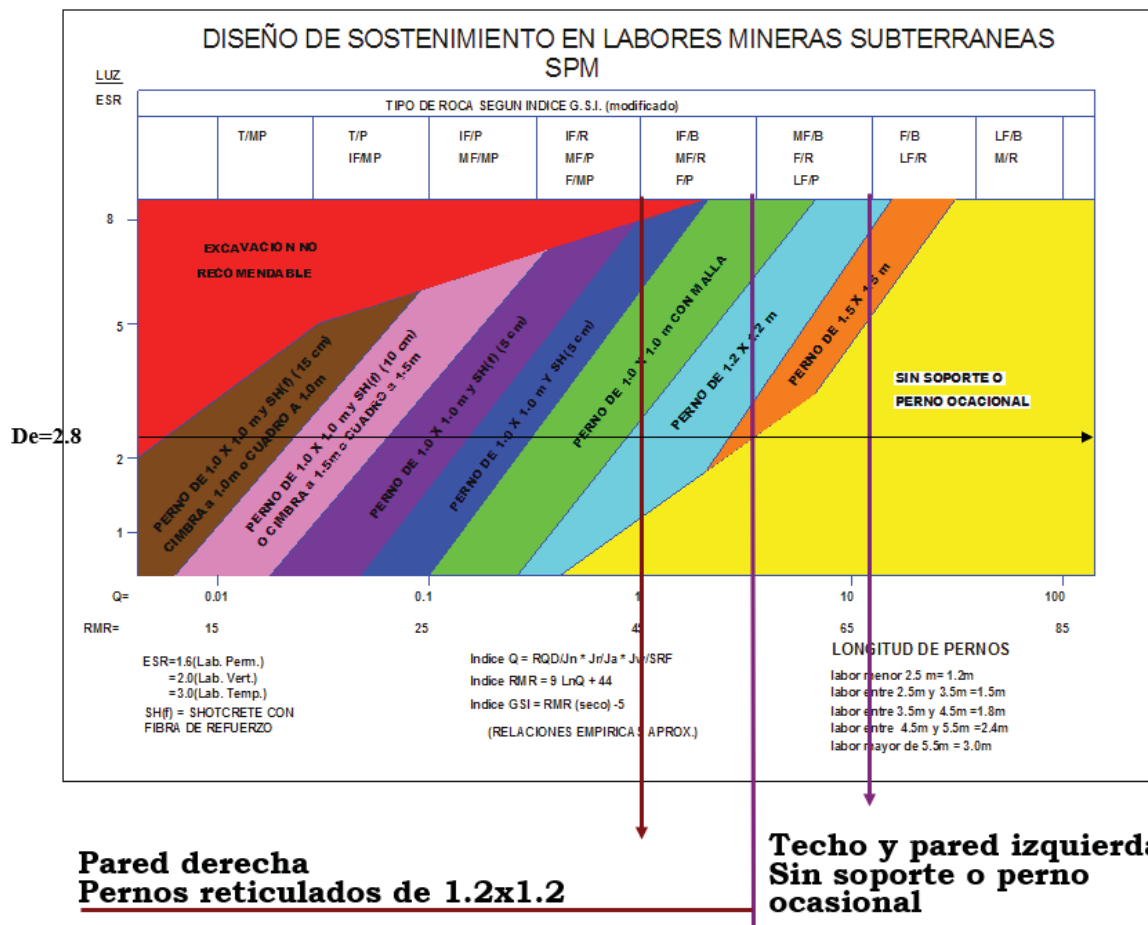


Figura 32. Zonificación geomecánica. Fuente: (Bieniawski, 1989).

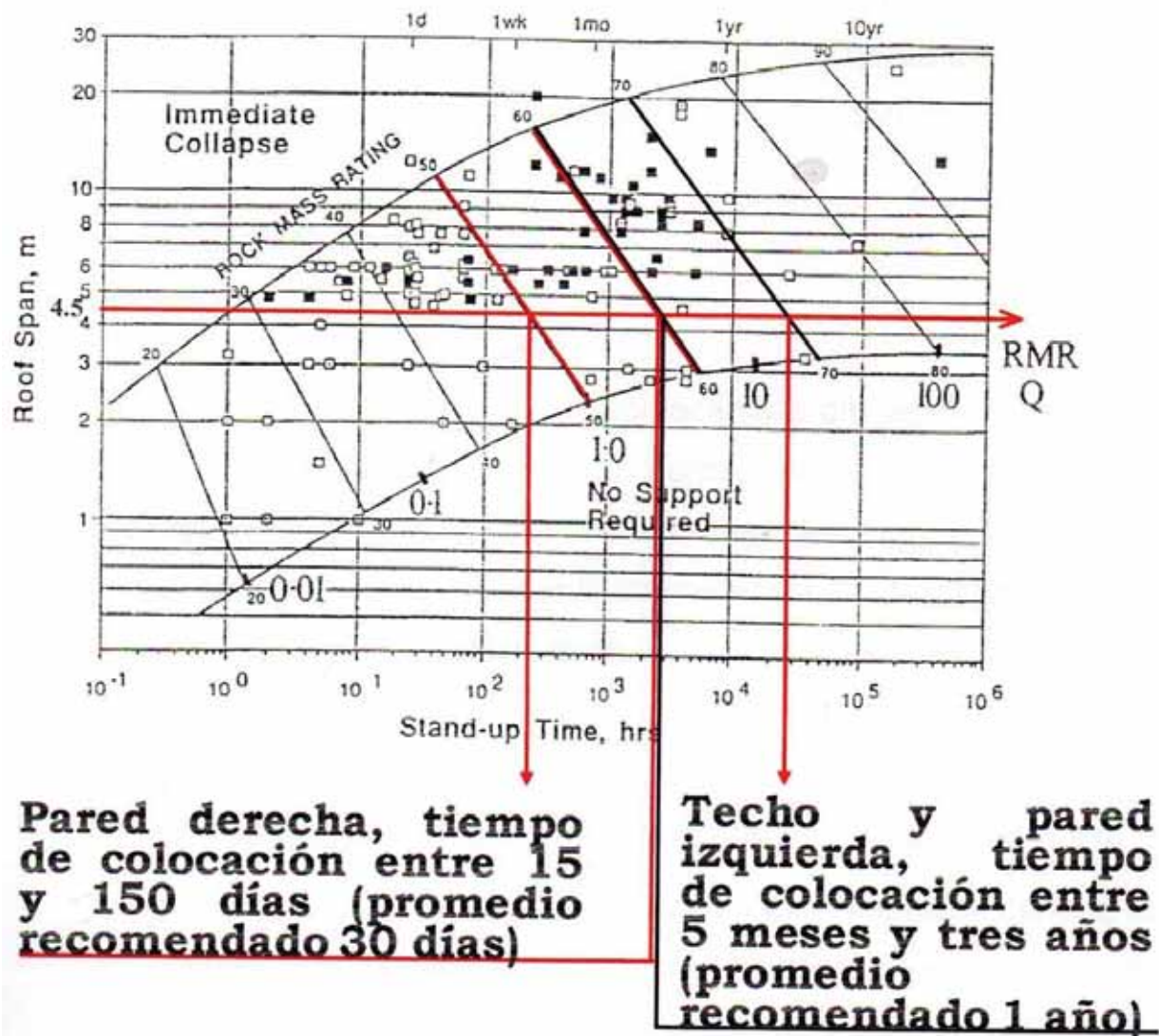


Figura 33. Zonificación geomecánica. Fuente: (Bieniawski, 1989).

Tabla 7.
Estimación del macizo rocoso Cx 885.

| ESTIMACIÓN DE LA CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO CAJA TECHO | | | |
|--|---|-----------------------------------|------------------|
| LABOR: Cx 885 Nv Norte 250 Tramo 26-30 m | | | |
| PARÁMETROS SISTEMA RMR 89 | | VALORES Y CARACTERÍSTICAS | VALUACIÓN |
| 1 | Resistencia Compresión Uniaxial (Mpa) | 50 – 100 | 7 |
| 2 | RQD (%) | 25 – 50 | 13 |
| 3 | Espaciamiento de las Discontinuidades (m) | 0,2 - 0,06 | 8 |
| | Persistencia(m) | 10 – 20 | 2 |
| | Apertura (mm) | 1 - 5 mm | 1 |
| 4 | Condición de Discontinuidades | Rugosidad | Rugosa |
| | | Relleno (mm) | Suave < 5 mm |
| | | Intemperismo | Mod Intem |
| 5 | Agua Subterránea | Mojado | 10 |
| 6 | Ajuste por Orientación de Estructuras | Media | |
| RMR 89 Básico | | | 53 |
| Roca Tipo: | | REGULAR | |
| PARÁMETROS SISTEMA Q | VARIABLES | CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO | VALOR |
| 1 | RQD | 65% | 65 |
| 2 | Número de Sistemas de Juntas | Jn | Otras familias |
| 3 | Número de Rugosidad de Juntas | Jr | Planas, rugosas |
| 4 | Número de Alteración de Juntas | Ja | Lig alterada |
| 5 | Factor de Reducción por agua en juntas | Jw | Húmedo |
| 6 | Factor de Reducción de Esfuerzos | SRF | Gran cobertura |
| Q' | | | 4.06 |

Fuente: Área de geomecánica

Tabla 8.

Estimación del macizo rocoso tramo 31-35.

| ESTIMACIÓN DE LA CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO MINERAL PEGADO CAJA TECHO LABOR: Cx 885 Nv Norte 250 Tramo 31-35 m | | | | |
|---|---|------------------------------|----------------------------|-------|
| PARÁMETROS SISTEMA RMR 89 | | VALORES Y CARACTERÍSTICAS | VALUACIÓN | |
| 1 | Resistencia Compresión Uniaxial (Mpa) | 50 – 100 | 4 | |
| 2 | RQD (%) | 25 – 50 | 3 | |
| 3 | Espaciamiento de las Discontinuidades (m) | 0,2 - 0,06 | 5 | |
| 4 | Condición de Discontinuidades | Persistencia(m) | 10 – 20 | 1 |
| | | Apertura (mm) | 1 - 5 mm | 0 |
| | | Rugosidad | Rugosa | 3 |
| | | Relleno (mm) | Suave < 5 mm | 0 |
| | | Intemperismo | Mod Intem | 2 |
| 5 | Agua Subterránea | Mojado | 10 | |
| 6 | Ajuste por Orientación de Estructuras | Media | | |
| RMR 89 Básico | | | 28 | |
| Roca Tipo: | | REGULAR | | |
| PARÁMETROS SISTEMA Q | | VARIABLES | CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO | VALOR |
| 1 | RQD | RQD | 20% | 20 |
| 2 | Número de Sistemas de Juntas | Jn | otras familias | 3.0 |
| 3 | Número de Rugosidad de Juntas | Jr | Planas-Lisas | 1.0 |
| 4 | Número de Alteración de Juntas | Ja | Alt Arcillosa | 4.0 |
| 5 | Factor de Reducción por agua en juntas | Jw | Húmedo | 1.0 |
| 6 | Factor de Reducción de Esfuerzos | SRF | Zonas débiles | 7.5 |
| Q' | | | | 0.22 |

Fuente: Área de geomecánica

Tabla 9.
Propiedades de la masa rocosa.

| Litología | GSI | σ_c (MPa) | m_i | γ (t/m ³) | m_b | s | E_{mr} (MPa) | ν |
|------------------|-----|---------------------|-------|---------------------------------|-------|----------|-------------------|-------|
| Mineral | 23 | 5 | 15 | 3.1 | 0.482 | 0.000052 | 715 | 0.30 |
| Cajas inmediatas | 23 | 5 | 15 | 2.7 | 0.482 | 0.000052 | 715 | 0.30 |
| Caja techo | 35 | 25 | 15 | 2.7 | 0.824 | 0.000240 | 1302 | 0.28 |
| Caja piso | 45 | 60 | 15 | 2.7 | 1.287 | 0.000866 | 2465 | 0.26 |

Fuente: Archivos del área de Ingeniería, planeamiento y proyectos – PASHSA.

CAPITULO V

PROFUNDIZACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN MEDIANTE LA RAMPA COSMOS DEL NIVEL 4250 AL 3980

5.1 INTRODUCCIÓN

El proyecto de profundización hasta el nivel 3980, la razón para diseñar un método de extracción bajo las características actuales del yacimiento de extracción explorado, es llegar a explotar los minerales ubicados debajo del nivel 4250; así mismo desde el nivel 3980 se hará la apertura del proyecto como el camino para alcanzar la máxima utilidad de la operación, la toma de decisión será en base a los factores técnicos, ejemplo, extracción total de mineral, condiciones

de trabajo seguro y alta productividad.

Además, se tiene la posibilidad de profundizar por debajo del 3980 en veta baja, siempre y cuando el comportamiento de la estructura mineralizada lo justifique.

Permitirá la movilización de los equipos, materiales y personal, de tal manera también servirá para la extracción del mineral.

En la primera fase de selección estará la geomecánica tanto del mineral como del estéril adyacente mediante el análisis de esos factores se obtendrá una primera clasificación y ordenamiento de los métodos de explotación y su aplicación al campo de trabajo.

En una segunda fase se tomará en cuenta la evaluación económica, basándose en un esquema, general de explotación, así como el estudio del ritmo de producción, ley de corte, necesidades de personal, impacto ambiental y otras consideraciones específicas con todo ello se determinará el método del ciclo de minado óptimo y la rentabilidad económica del mismo.

5.2 CRONOGRAMA DE EJECUCIÓN DE LA RAMPA COSMOS

La rampa se iniciara a la altura 4250 del nivel -250 (cruce N° 6), se ha programado un avance mensual de 100 m, su periodo de ejecución seria aproximadamente de 12 meses, dependiendo de los problemas de bombeo que se puede presentarse a lo largo de los avances en el frente; en este transcurso de tiempo está considerado el desarrollo de los 04 cruces en total, que se diseñaran cada 100 metros; y servirán para zonas de acumulación y carguío del material producto de la voladura, además dentro de ello está considerado el desarrollo de

las 03 chimeneas.

Se tiene experiencia en este tipo de labores, ya se tuvieron los mismos problemas de la ejecución de la rampa 350 en la zona de alianza, nivel -320 problemas de bombeo alargado el periodo de ejecución de esta labor.

5.2.1 VENTAJAS

- Inicio inmediato.
- Reconocimiento de la estructura (veta baja), en el nivel -270 y tener la posibilidad de profundizar hasta el nivel -320.
- Cubicar nuevos bloques de mineral y hacer el planeamiento de futuros tajeos a corto plazo.
- Iniciar el proyecto de “clavo”, desde el nivel 270.
- Ante el agotamiento del mineral en zonas (veta traviesa, Alianza y fastidiosa), reemplazaran con los nuevos tajeos de vetas bajas y veta “clavo”, en el nivel 270.
- Servir como de extracción principal, del mineral explotado en 270.
- Acceso directo para tuberías de relleno hidráulico y otros servicios.

5.2.2 DESVENTAJAS

- La abundancia de agua en el frente (2,300galones /min.) dificultan un normal avance del frente.
- Se debe contar con un buen número de bombas Flygt, sumergible, de 58 HP, para evacuar el agua hacia el nivel – 220.
- El periodo de ejecución puede prolongarse enormemente por los problemas de corte de energía eléctrica o fallas mecánicas de las bombas muy continuas.
- Se debe diseñar una estación de bombeo en el nivel -270 con bombas estacionarias y bombas sumergibles para evacuar el agua hacia el nivel 220, donde se tiene una estación de bombeo

principal.

5.3 NECESIDADES DE EQUIPO DE PROTECCIÓN, PERSONAL Y MATERIAL

La ejecución de la rampa 4250, está a cargo de una empresa contratista, la misma que contara con personal calificado con amplia experiencia en este tipo de labores.

5.3.1 MATERIALES

Todos los materiales necesarios para el desarrollo del proyecto, como son explosivos, barreno, petróleo, aceite, lubricantes e implementos de seguridad, etc. serán proporcionados por el almacén general de la Compañía, con cargo a ser descontado de su valorización mensual de la Contratista.

5.3.2 PERSONAL

El personal que trabajara solamente en el desarrollo de la rampa, desde su inicio hasta su culminación es de 18. La distribución del personal, hace que cada guardia y cada persona nombrada cumplan con las tareas designadas, para llevar a cabo el ciclo en el periodo de tiempo estimado, la distribución es la siguiente:

Tabla 10.
Distribución de Personal.

| Ocupación | Guardia "A" | Guardia "B" | Total |
|-------------------------|-------------|-------------|-----------|
| Ing. Residente | 1 | | 1 |
| Ing. Supervisor | 1 | 1 | 2 |
| Capataz | 1 | 1 | 2 |
| Operador de Scoop | 1 | 1 | 2 |
| Operador Volquete | 1 | 1 | 2 |
| Jumbero | 1 | 1 | 2 |
| Ayudante Jumbero | 1 | 1 | 2 |
| Bombero / Bodeguero | 1 | 1 | 2 |
| Mecánico / Electricista | 1 | 1 | 2 |
| Lanzador Shotcrete | | 1 | 1 |
| Total | 9 | 9 | 18 |

Fuente: Propia.

5.3.3 EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL

Los implementos de seguridad que se provee al personal se observan en la tabla siguiente, en donde la Vida Útil (V.U.) se da en meses y el total es la cantidad estimada para un año:

Tabla 11.
Equipo de protección personal.

| Implemento | V.U. | Trabajadores | Total |
|-------------------------|-------------|---------------------|--------------|
| Casco Minero | 12 | 18 | 18 |
| Tapones de Oído | 1 | 18 | 216 |
| Anteojos de Seguridad | 10 | 18 | 22 |
| Respirador contra Polvo | 6 | 18 | 36 |
| Filtro para Respirador | 0.02 | 18 | 10800 |
| Guantes de cuero | 1 | 18 | 216 |
| Botas de jebe | 6 | 18 | 36 |
| Pantalón de jebe | 3 | 4 | 16 |
| Saco de jebe | 3 | 4 | 16 |
| Mameluco | 12 | 18 | 18 |
| Correa de Seguridad | 12 | 18 | 18 |

Fuente: Propia.

5.4 MÉTODOS DE TRABAJO CONSTRUCTIVO DE LA RAMPA COSMOS

En el desarrollo de la Rampa Cosmo, se ha empleado método Semi-Mecanizado, puesto que la perforación se realiza con dos máquinas perforadoras neumáticas jumbo Mini Raptor, limpieza se realiza con un Scoop marca diésel de 3.5 Yd³ de capacidad de cuchara y para el acarreo cuenta con 02 volquetes marca Volvo con capacidad cada uno de 12 toneladas, respectivamente por guardia.

Y está conformado por 18 trabajadores:

- 02 Capataz.

- 02 Perforistas.
- 02 Ayudantes Perforistas.
- 02 Operador Scoop.
- 02 Choferes Volquetes.
- 02 Bombero.
- 02 Ayudantes de bombero.
- 02 mecánicos electricistas.
- 01 lanzador de shocrete.
- 01 servicios Auxiliares.

5.4.1 LONGITUD DE LA RAMPA, CRUCERO Y EL TIEMPO DE CONSTRUCCIÓN

A.- LONGITUD DE LA RAMPA:

- Punto de inicio : Altura 4 250 (cruceo N° 6), Nivel – 210.
- Gradiente : -12%
- Punto de llegada : Nivel 260 altura 4 550
- Desnivel : 50 metros (de piso a piso).
- Longitud de la rampa = $50 \text{ m} / 12\% = 417.00 \text{ m}$.
- Curva de la rampa : Es una semicircunferencia.
- Radio de curvatura interno (RI): 5.285 metros.
- Longitud de la curva = $(3.1416) (5.285 \text{ m}) = 16.603317 \approx 16.6 \text{ metros}$.
- | |
|--|
| Longitud de la Rampa 4 250 = Longitud Rampa + Longitud |
|--|
- Se tiene: Longitud de la Rampa 4 250 = $417.00 \text{ m} + 16.6 \text{ m}$
= 433 metros

B.- LONGITUD DE LOS 04 CRUCEROS

Se van diseñado cada 100 metros a media que avanza la construcción de la rampa, estos cruceros

tienen las mismas características que la rampa, cada cruceo tiene una longitud de 10 metros y con gradiente de 0%.

- Longitud total de los 04 cruceos = 4 x 10 m = 40 metros.

C.- TIEMPO DE CONSTRUCCIÓN de la Rampa 4250:

- Longitud de barreno : 6 pies (1,82 m).
- Coef. De utilización barreno : 87.90%
- Avance / disparo : 1.50 metros
- Avance programado : 2 disparo / día.

Con avance efectivo de 1.50 metros por disparo, el Tiempo de Construcción de la Rampa 4250, es:

$$\text{Tiempo de Construcción} = \frac{\text{Longitud de la rampa}}{\text{avance diario}}$$

$$\text{Entonces: } \text{Tiempo de Construcción} = \frac{433.60\text{metros}}{3.00\text{metros/día}} = 144.53 \text{ días} \approx 145\text{días.}$$

- Tiempo construcción de la rampa = 145 días.
- 10% de imprevistos = 15 días.
- Tiempo total de construcción = 160 días.

$$\text{Tiempo de Construcción} = \frac{160 \text{ días}}{25 \text{ días/mes}}$$

Tiempo total de construcción rampa = 6 meses y 10 días.

Tiempo de construcción de los 04 cruceos:

- Los 04 cruceos = $\frac{160 \text{ días}}{25 \text{ días/mes}}$ = 14 días
- 10% imprevistos = 02 días
- Tiempo total construcción 04 cruceos = 16 días

Tabla 12.
Resumen de construcción - Rampa 4250.

| TIPO DE LABOR | SECCIÓN (m x m) | LONGITUD (m) | TIEMPO |
|---|-----------------|--------------|------------------|
| Rampa 4250 Gradiente – 12% | 4.00 x 4.00 | 433.00 | 6 meses, 10 días |
| 04 cruceros para zonas de carguío cada 100 m | 4.00 x 4.00 | 40.00 | 0 meses, 16 días |
| Proyecto Chimenea drenaje 4160 | 1.82 x 2.10 | 15.00 | 0 meses, 06 días |
| Proyecto Chimenea drenaje 4060 | 1.82 x 1.20 | 28.00 | 0 meses, 10 días |
| Proyecto Chimenea drenaje 3850 | 1.82 x 2.10 | 41.50 | 0 meses, 15 días |

Fuente: Propia.

| | |
|---------------------------------------|---|
| Longitud total de la Rampa 4 250 | = 433 m. |
| Longitud total de los Cruceros | = 40 m. |
| Longitud total de las Chimeneas | = 84.50 m. |
| Tiempo de ejecución de la Rampa 4 250 | = 6 meses 10 días |
| Tiempo de ejecución de los Cruceros | = 16 días |
| Tiempo de ejecución de las Chimeneas | = $\frac{1 \text{ mes } 10 \text{ días}}{8 \text{ meses } 11 \text{ días}}$ |

Tabla 13.
Cronograma de ejecución de la profundización-rampa cosmos 4250 del nivel -210 al -260 en la mina Huarón S.A.

| DETALLES | MESES DEL 2018 | | | | | | | | | | | |
|--------------------------------------|----------------|-----|-----|-------|-----|-----|-----|------|-----|-----|-----|-----|
| | ENE | FEB | MAR | ABRIL | MAY | JUN | JUL | AGOS | SET | OCT | NOV | DIC |
| Desarrollo de rampa 4250 4x4m (433m) | 50m | 50m | 50m | 50m | 50m | 50m | 50m | 50m | 33m | | | |
| Desarrollo cruceros 4x4 (50m) | | | 10m | | 10m | | 10m | | 10m | | | |

Fuente: Propia.

5.5 CICLO DE MINADO DE LA RAMPA COSMOS

Como en todo trabajo de ejecución de labores de desarrollo, para la construcción de la rampa 4250 se ha efectuado con el ciclo de minado reglamentado de acuerdo a la disponibilidad de suministro de agua, aire y equipo de limpieza cuyo orden es como sigue:

- Acondicionado de plataforma de perforación.
- Perforación.
- Voladura.
- Disparo.
- Ventilación.
- Regado.
- Desatado.
- Limpieza.
- Sostenimiento.
- Drenaje.

5.5.1 ACONDICIONADO DE PLATAFORMA DE PERFORACIÓN

La carga disparada se debe de acondicionar como un terraplén totalmente nivelado con la finalidad, de que esta sirva como plataforma para la perforación de la parte media a superior del frente de la rampa, siendo la extensión desde el tope del frente hacia atrás de aproximadamente de 3.00 metros para ubicar el pie de avance de la perforadora.

5.5.2 CÁLCULO Y DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN

Para el diseño de perforación, partimos considerando los siguientes criterios:

- Tipo de roca : Dura
- Sección : 4.00 m x 4.00 m
- Peso específico (Roca andesita) : 2.68 toneladas/m³

Los factores que influyen en la selección de un determinado trazo son:

- Los tipos de explosivos y el equipo de perforación a usarse.
- Grado de fragmentación.

El trazo empleado en el frente de la rampa es de método de cuadrados, con arranque por corte quemado, y con distribución de los taladros y su orden de salida.

Esta aplicación nos permite un control del equipo de perforación, la dirección del eje de la rampa y la sobre excavación.

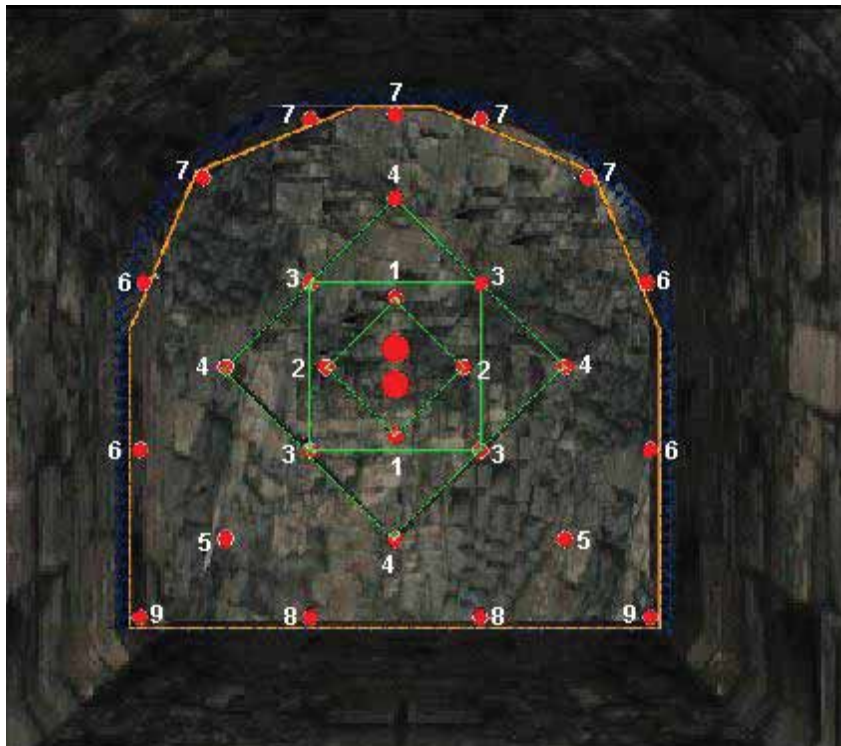
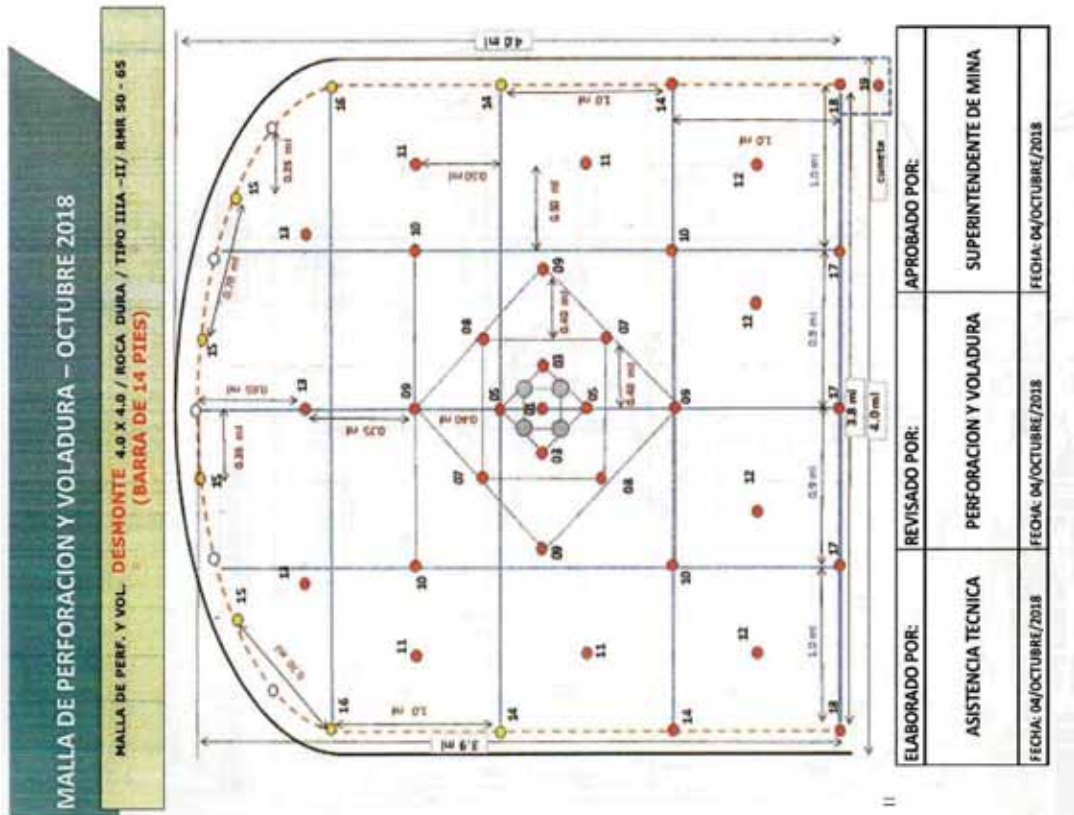


Figura 34. Malla de perforación. Fuente: Propia.



| TIPO TALADRO | N° TALD. | N° Cartuchos / Taladro | EXPLOSIVOS | | | | TOTAL KG. EXPLOSIVO. | |
|------------------------|----------|---|------------------------------|-----------------------------|-----------------------------|-----------------------------|----------------------|--------|
| | | | 0.416 EMULEX 100 1.10" x 12" | 0.403 EMULEX 80 1.10" x 12" | 0.266 EMULEX 80 1.10" x 12" | 0.223 EMULEX 45 1.10" x 12" | | |
| Alivio de corona | 8 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0.00 | |
| Arriado y/o Alivio | 4 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0.00 | |
| Arriague | 5 | 12 | 60 | 0 | 0 | 0 | 24.96 | |
| 1ra. Ayuda | 4 | 12 | 48 | 0 | 0 | 0 | 19.97 | |
| 2da. Ayuda | 4 | 10 | 40 | 0 | 0 | 0 | 16.64 | |
| 3ra. Ayuda | 4 | 10 | 40 | 0 | 0 | 0 | 16.12 | |
| Ayuda Hospital | 4 | 10 | 40 | 0 | 0 | 0 | 16.12 | |
| Hospital | 4 | 8 | 0 | 0 | 32 | 0 | 8.81 | |
| Ayud. Corona | 3 | 10 | 0 | 0 | 30 | 0 | 7.58 | |
| Corona | 6 | 8 | 0 | 0 | 0 | 48 | 12.48 | |
| Ayud. Arriastre | 4 | 10 | 0 | 0 | 40 | 0 | 10.64 | |
| Arriastre | 5 | 12 | 0 | 0 | 60 | 0 | 15.96 | |
| Total Cartuchos | | | 148 | 80 | 162 | 48 | | |
| N° Talad. Cargados. | 43 | * Es obligatorio usar tocos de anilla por cada taladro. | | | | | TOTAL KG. EXPLOSIVO | 149.38 |
| N° Talad. Perforados. | 55 | * Es obligatorio usar dos tocos en el arriague | | | | | | |

CONTROL DE DISPARO

Longitud Perf. (m) **3.85**

Seccion (m) **4 x 4**

Densidad Roca t / m3 **2.4**

Diametro Taladro (mm). **45 - 51**

Tipo Roca **IIIA - II**

REQUISITOS

Avance (m) **3.5**

Eficiencia / Disparo (%) **92**

Factor Avance (kg./m) **42.7**

Factor Carga (kg./m3.) **2.96**

Volumen m3 **50.40**

ACCESORIOS DE VOLADURA

EXSANEL - PL (UND.) **48**

CORDON DETONANTE 3P (m.) **30.0**

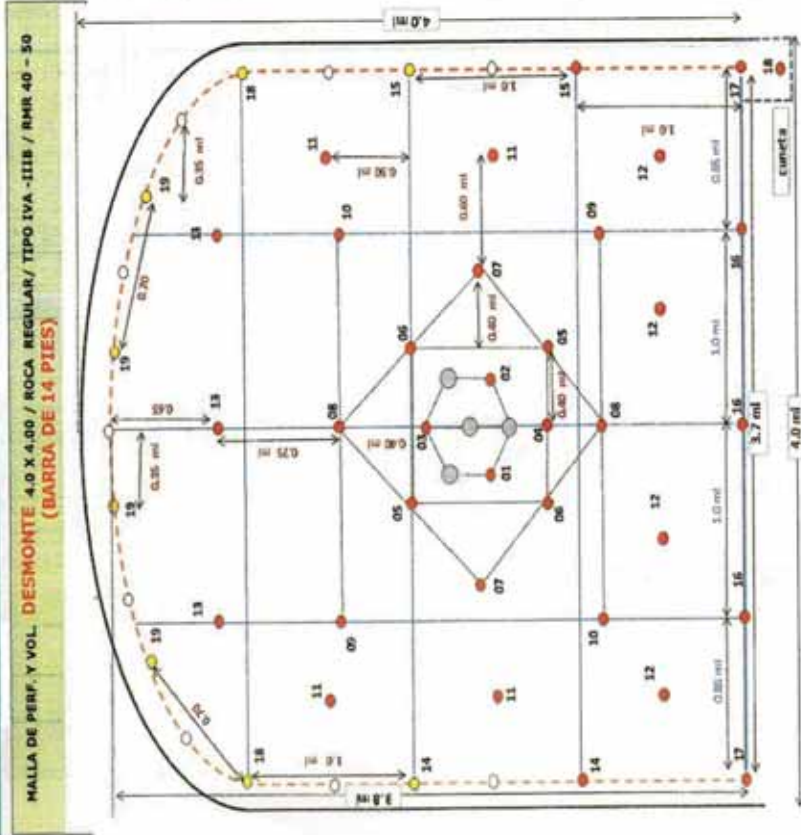
MECHA DE SEG. 2.1 mts. (UND.) **2.00**

MECHA RAPIDA (m.) **0.5**

TACOS DE ARCILLA **43**

Figura 35. Roca Dura. Fuente: Mina Huarón.

MAILLA DE PERFORACION Y VOLADURA – OCTUBRE 2018



| MALLA DE PERF. Y VOL. DESMONTE 4.00 X 4.00 / ROCA REGULAR / TIPO IVA - IIIB / RMR 40 - 50 (barra 14 pies) | | | | | | | TOTAL KG. EXPLOSN. | |
|---|----------|---|------------------------------------|-----------------------------------|-----------------------------------|-----------------------------------|---------------------------|---------------|
| TIPO TALADRO | N° TALD. | Cartucho / Taladro | EXPLOSIVOS | | | | TOTAL KG. EXPLOSN. | |
| | | | 0.415 EMULEX 100 1.17" X 12" | 0.403 EMULEX 80 1.17" X 12" | 0.356 EMULEX 80 1.17" X 12" | 0.350 EMULEX 65 1.17" X 12" | | |
| Alivio de corona | 8 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0.00 | |
| Rimado y/o Alivio | 4 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0.00 | |
| Arrasque | 4 | 12 | 48 | 0 | 0 | 0 | 19.97 | |
| Ira. Ayuda | 4 | 11 | 44 | 0 | 0 | 0 | 18.20 | |
| Zda. Ayuda | 4 | 10 | 40 | 0 | 0 | 0 | 16.12 | |
| Sra. Ayuda | 4 | 10 | 40 | 0 | 0 | 0 | 16.12 | |
| Ayuda Hospital | 4 | 10 | 0 | 0 | 40 | 0 | 19.64 | |
| Hospital | 4 | 8 | 0 | 0 | 32 | 0 | 8.91 | |
| Ayud. Corona | 3 | 10 | 0 | 0 | 30 | 0 | 7.98 | |
| Corona | 6 | 5 | 0 | 0 | 0 | 30 | 7.90 | |
| Ayud. Arrastre | 4 | 10 | 0 | 0 | 40 | 0 | 19.64 | |
| Arrastre | 5 | 12 | 0 | 0 | 60 | 0 | 15.36 | |
| Total Cartuchos | | | 92 | 80 | 202 | 30 | | |
| N° Talad. Cargados. | 42 | * Es obligatorio usar lonas de aralla por cada taladro. | | | | | TOTAL KG. EXPLOSN. | 132.04 |
| N° Talad. Perforados. | 54 | * Es obligatorio usar dos bombas en el arranque | | | | | | |



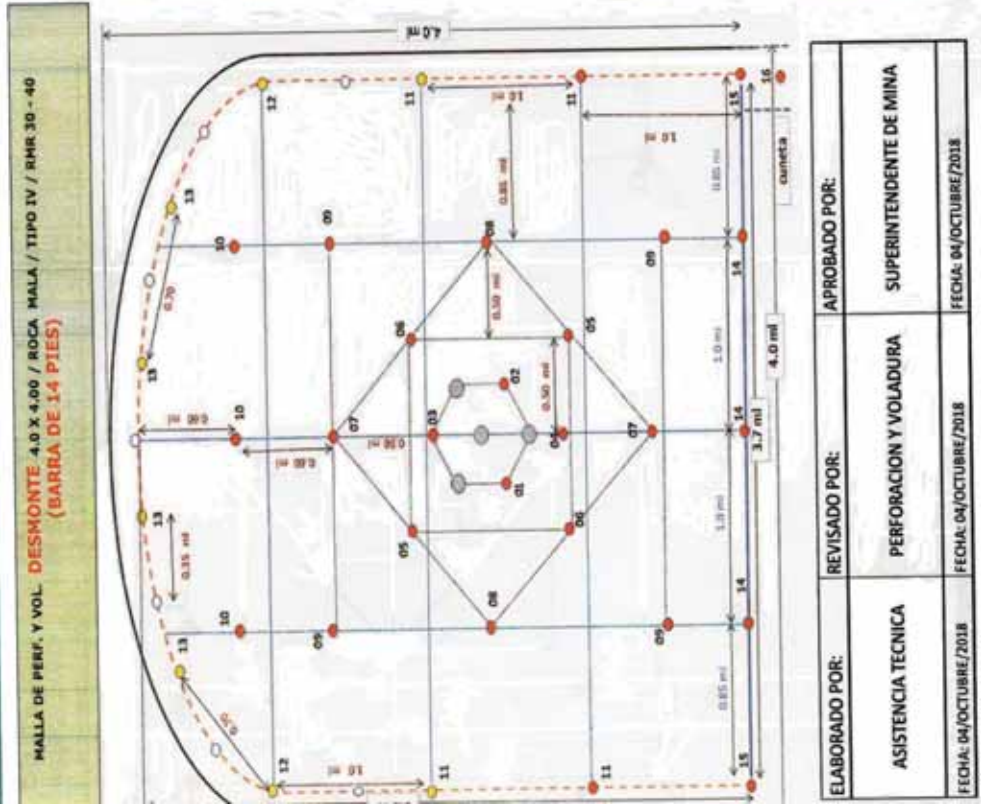
| CONDICIONES DE EXPLOSO | |
|------------------------|------------|
| Longitud Perf. (m) | 3.85 |
| Seccion (m) | 4 x 4 |
| Densidad Roca t/m3 | 2.4 |
| Diametro Taladro (mm) | 45 - 51 |
| Tipo Roca | IVA - IIIB |

| ELABORADO POR: | REVISADO POR: | APROBADO POR: |
|------------------------|------------------------|-------------------------|
| ASISTENCIA TECNICA | PERFORACION Y VOLADURA | SUPERINTENDENTE DE MINA |
| FECHA: 04/OCTUBRE/2018 | FECHA: 04/OCTUBRE/2018 | FECHA: 04/OCTUBRE/2018 |

| RESULTADOS | | ACCESORIOS DE VOLADURA | |
|--------------------------|-------|-------------------------------|------|
| Avance (m) | 3.5 | EXSANEL - PL (UND.) | 46 |
| Eficiencia / Disparo (%) | 92 | CORDON DETONANTE 3P (m.) | 30.0 |
| Factor Avance (kg./m) | 37.7 | MECHA DE SEG. 2.1 mts. (UND.) | 2.00 |
| Factor Carga (kg./m3) | 2.62 | MECHA RAPIDA (m.) | 0.5 |
| Volumen m3 | 50.40 | TACOS DE ARCILLA | 42 |

Figura 36. Roca Regular. Fuente: Mina Huarón.

LA DE PERFORACION Y VOLADURA – OCTUBRE 2018



| MALLA DE PERF. Y VOL. DESMONTES 4.00 X 4.00 / ROCA MALA / TIPO IV / RMR 30 - 40 (barras 14 pies) | | | | | | | | |
|--|----------|--|---------------------------|---------------------------|---------------------------|---------------------------|----------------------------|-------|
| TIPO TALADRO | N° TALD. | Cantado / Taladro | EXPLOSIVOS | | | | TOTAL KG. EXPLOSIV. | |
| | | | 0.415 IMPALE 1.10"x11" | 0.403 IMPALE 1.10"x11" | 0.260 IMPALE 1.10"x11" | 0.223 IMPALE 1.10"x11" | | |
| Alivio de corona | 7 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0.00 | |
| Rinsado y/o Alivio | 4 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0.00 | |
| Arrasque | 4 | 12 | 0 | 0 | 48 | 0 | 12.77 | |
| 1ra. Ayuda | 4 | 12 | 0 | 0 | 48 | 0 | 12.77 | |
| 2da. Ayuda | 4 | 10 | 0 | 0 | 40 | 0 | 10.64 | |
| 3ra. Ayuda | 4 | 10 | 0 | 0 | 40 | 0 | 10.64 | |
| Ayuda Hospital | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0.00 | |
| Hospital | 4 | 8 | 0 | 0 | 32 | 0 | 8.32 | |
| Ayud. Corona | 3 | 10 | 0 | 0 | 30 | 0 | 7.80 | |
| Corona | 6 | 8 | 0 | 0 | 0 | 48 | 1.84 | |
| Ayud. Armastre | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0.00 | |
| Armastre | 5 | 12 | 0 | 0 | 60 | 0 | 15.66 | |
| Total Cartuchos | | | 0 | 0 | 236 | 62 | 48 | |
| N° Talad. Cargados. | 34 | * Es obligatoria usar barras de aralla por cada taladro. | | | | | TOTAL KG. EXPLOSIV. | 82.74 |
| N° Talad. Perforados. | 45 | * Es obligatoria usar dos cables en el armastre. | | | | | | |

| REQUISITOS DE LOS EXPLOSIVOS | |
|------------------------------|---------|
| Longitud Perf. (m) | 3.85 |
| Seccion (m) | 4 x 4 |
| Densidad Roca t / m3 | 2.4 |
| Diámetro Taladro (mm) | 45 - 51 |
| Tipo Roca | IV |

| REQUISITOS DE LOS ACCESORIOS DE VOLADURA | |
|--|-------|
| Avance (m) | 3.5 |
| Eficiencia / Disparo (%) | 92 |
| Factor Avance (kg./m) | 23.6 |
| Factor Carga (kg./m3) | 1.64 |
| Volumen m3 | 50.40 |

| ACCESORIOS DE VOLADURA | |
|-------------------------------|------|
| EXSANEL - PL (UND.) | 38 |
| CORDON DETONANTE 3P (m.) | 30.0 |
| MECHA DE SEG. 2.1 mis. (UND.) | 2.00 |
| MECHA RAPIDA (m.) | 0.5 |
| TACOS DE ARCILLA | 34 |

Figura 37. Roca mala. Fuente: Mina Huarón.

A.- CORTE QUEMADO

Se basa en perforar varios taladros paralelos muy cercanos entre sí, 6 taladros paralelos espaciados a 3 pulgadas, cuando la roca es dura. Normalmente dispuestos en forma concéntrica, perforados en forma perpendicular a la cara libre de la labor, de tal manera que al ser disparado produzca una cavidad cilíndrica.

Hay varios trazos para crear este corte, varios taladros de pequeños diámetros alternados, unos con carga explosiva y otros vacíos, o un taladro central de mayor diámetro sin carga para la expansión, y rodeado por otros taladros de menor diámetro cargados o viceversa. Es recomendable que los taladros de corte serán perforados a 6 pulgadas más profundos, para dejar un tope limpio. Es muy efectivo en roca dura, no así en material suelto o muy fracturado. Entre las causas más conocidas de la falla de un corte quemado, tenemos:

Carga explosiva insuficiente o dinamita de muy baja potencia.

- Los taladros perforados muy lejos uno de otro, o que no sean paralelos.
- Espacio vacío insuficiente.

Para tener cierta referencia utilizamos la teoría de Richard Ash.

B.- NÚMERO DE TALADROS

a) CÁLCULO DEL BOURDEN (B)

Según Richard Ash:

$$B = K_b * \frac{De}{12}$$

Donde:

B = Bourden (en pies).

Kb = Constante (depende del tipo de roca y explosivo).

De = Diámetro de la carga explosiva (pulgada).

Para la mina Huarón, es adecuado:

$$K_b = 12$$

$$D_e = 1.5 \text{ pulgadas (38 mm)}$$

$$\text{Entonces: } B = 12 \times 1.50 / 12 = 1.5 \text{ pies} = 45.72 \text{ cm} \approx 46 \text{ cm.}$$

b) CÁLCULO DEL ESPACIAMIENTO (S)

$$s = K_s * B$$

Donde:

K_s = Estándar del espaciamiento, de acuerdo a la tabla de Ash.

B = Bourden (pies)

En la mina se tiene:

$$K_s = 1.20$$

$$\text{Entonces: } S = 1.20 \times 1.5 = 1.80 \text{ pies} = 54.86 \text{ cm} \approx 55 \text{ cm.}$$

➤ Por lo tanto, la Malla de perforación, aproximada será: $B \times S = 46 \text{ cm} \times 55 \text{ cm}$.

$$TM/Tald. = \text{malla} \times \text{avance} \times P.e \text{ del mineral} = 0.46 \times 0.55 \times 1.5 \times 2.68 = 1.02$$

TM/Tald.

a) NÚMERO DE TALADROS POR DISPARO (Nt)

$$Nt = \frac{P}{E} + K_s$$

Donde:

P = Perímetro de la sección (en metros).

El valor aproximado se obtiene con la siguiente formula: $P = 4\sqrt{S}$

E = Espaciamiento entre taladro (en metros), según la siguiente tabla:

Tabla 14.
Espaciamiento entre taladros.

| | |
|--------------------|--------------------------|
| 0.50 a 0.55 | Para rocas duras. |
| 0.60 a 0.55 | Para rocas intermedias. |
| 0.70 a 0.75 | Para rocas friables. |

Fuente: EXSA "Manual de Voladura".

K = Coeficiente o factor de Roca:

Tabla 15.
Coeficiente o factor de roca.

| | |
|------------|-------------------------|
| 2.0 | Para rocas duras |
| 1.5 | Para rocas intermedias. |
| 1.0 | Para rocas suaves. |

Fuente: EXSA "Manual de Voladura".

Por lo tanto se tiene:

K = 2.00 (según la tabla).

E = 0.43 (espaciamiento promedio entre taladros)

S = (4 m x 4 m) * 0.89 + 0.15 = 14.39 m².

$P = 4\sqrt{14.39} = 15.17 \text{ m}$

$Nt = \frac{15.17 \text{ m}}{0.43 \text{ m}} + 2(14.39) = 64 \text{ taladros}$

Luego de realizar las pruebas respectivas se llegó a la siguiente conclusión.

- Perforar un promedio de 67 taladros en rocas duras (ver el diseño).
- Perforar 64 taladros en roca intermedia
- Tipo de corte: Corte quemado de 6 taladros, 3 cargados y 3 sin carga.

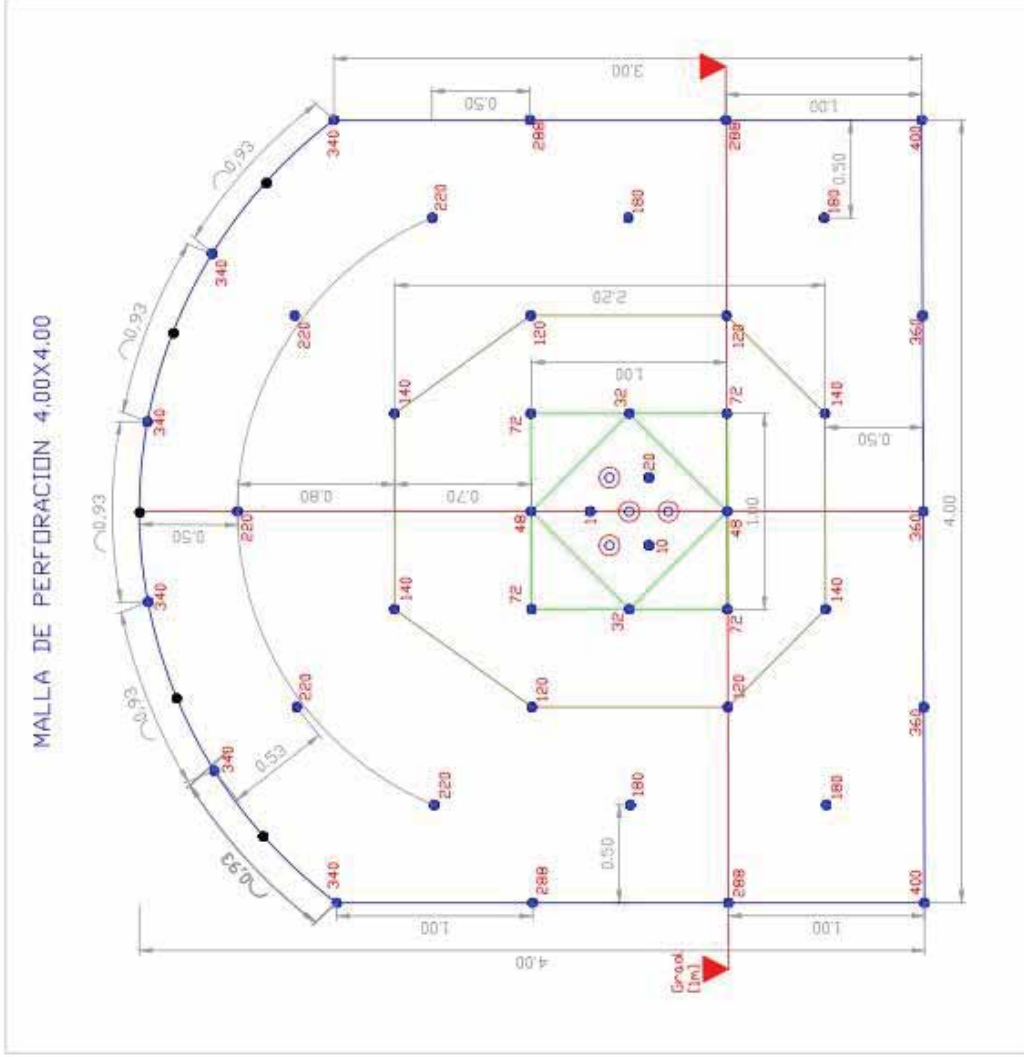


Figura 38. Ejemplo de corte quemado. Fuente: Propia.

| DATOS GENERALES | | PARAMETROS DE DISPARO | | DATOS ACCESORIOS | |
|--------------------|-------------|-----------------------|------------------------|------------------|----------|
| Tipo de Roca | III | Eficiencia | 90 % | Guía de 14 pies | 2 pzas. |
| Perf. Con Jumbo | 13 pies | Avance | 3.57 m | Exsanel de 4.2 m | 0 pzas. |
| Diametro de Perf. | Ø 43 mm | Volumen | 57.06 m ³ | Exsanel de 4.8 m | 43 pzas. |
| Nro Taladros Perf. | 52 tal | Kg Explosivos | 152.57 kg | Mecha Rapida | 0.15 cm |
| Nro Taladros Carg. | 43 tal | Factor de Carga | 2.67 kg/m ³ | Pentacord | 74.62 m |
| Sección | 4.0 x 4.0 m | Factor Lineal | 42.78 kg/m | Tacos de Arcilla | sf |

| DISTRIBUCION POR TIPO DE EXPLOSIVO | Arr. + 1° Ayu. | | | CUADRADOR | | | PRODUCCION | | | HASTIALES | | | CORONA | | | ARRASTRE | | |
|------------------------------------|----------------|--------|--------------|-----------|--------|-------|------------|--------|-------|-----------|--------|-------|--------|--------|-------|----------|--------|-------|
| | Cebo | Column | Total | Cebo | Column | Total | Cebo | Column | Total | Cebo | Column | Total | Cebo | Column | Total | Cebo | Column | Total |
| Semexsa 45% 7/8"x1" (25/316) | | | 0.184 kg/pza | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 0 |
| Semexsa 05% 7/8"x7" (25/204) | | | 0.123 kg/pza | | | 0 | | | 0 | | 9 | 36 | | 9 | 34 | | | 0 |
| Semexsa 05% 7/8"x7" (25/08) | | 12 | 84 kg/pza | | 10 | 40 | | 10 | 170 | | | 0 | | | 0 | | | 0 |
| Gelatina 75 1 1/8" x 8" (25/144) | | | 0.174 kg/pza | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 0 | 1 | 3 | 0 |
| Gelatina 75 1 1/2" x 12" (25/56) | 1 | 7 | 0.446 kg/pza | 1 | 4 | | 1 | 17 | | 1 | 4 | | 1 | 6 | | | | 0 |
| Exsamon P (Anfo) confinado | | | kg/m | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 0 |
| Exsamon P (Anfo) sin confinar | | | kg/m | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 0 |
| Emulex 05% 1 1/4"x12" (25/96) | | | 0.260 kg/pza | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 12 |
| Emulex 05% 1 1/2"x12" (25/04) | | | 0.391 kg/pza | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 0 |
| Semexsa-E 05 7/8"x7" (25/96) | | | 0.200 kg/pza | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 0 |
| Semexsa-E 05 7/8"x7" (25/204) | | | 0.123 kg/pza | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 0 |
| Semexsa-E 05 7/8"x7" (25/04) | | | 0.391 kg/pza | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 0 |
| Semexsa-E 80 1 1/8"x8" (25/108) | | | 0.149 kg/pza | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 0 |
| Semexsa-E 80 1 1/2"x12" (25/02) | | | 0.403 kg/pza | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 0 | | | 0 |
| | | | | | | 91 | | | 187 | | | 40 | | | 60 | | | 65 |

| RESUMEN EXPLOSIVOS | TOTAL Unid. | TOTAL Kg |
|-------------------------------|---------------------|---------------|
| | Semexsa 45% 7/8"x1" | 0 |
| Semexsa 05% 7/8"x7" | 90 | 11.03 |
| Semexsa 05% 7/8"x12" | 294 | 108.09 |
| Gelatina 75 1 1/8" x 8" | 5 | 0.87 |
| Gelatina 75 1 1/2" x 12" | 38 | 16.964 |
| Exsamon P (Anfo) confinado | 0 | 0 |
| Exsamon P (Anfo) sin confinar | 0 | 0 |
| Emulex 05% 1 1/4"x12" | 60 | 15.625 |
| Emulex 05% 1 1/2"x12" | 0 | 0 |
| Semexsa-E 05 7/8"x7" | 0 | 0 |
| Semexsa-E 05 7/8"x7" | 0 | 0 |
| Semexsa-E 05 7/8"x7" | 0 | 0 |
| Semexsa-E 80 1 1/8"x8" | 0 | 0 |
| Semexsa-E 80 1 1/2"x12" | 0 | 0 |
| Tot | 487 | 152.57 |

| RESUMEN ACCESORIOS | 3.0 m | | | 4.2 m | | | 4.8 m | | |
|--------------------|-------|--|---|-------|--|---|-------|---|--|
| | 01 | | | | | 1 | | | |
| 02 | | | | | | | | 2 | |
| 04 | | | | | | | | 4 | |
| 06 | | | | | | | | 4 | |
| 08 | | | | | | | | 4 | |
| 10 | | | 1 | | | | | 4 | |
| 12 | | | | | | | | 4 | |
| 14 | | | | | | | | 4 | |
| 16 | | | | | | | | 5 | |
| 18 | | | | | | | | 4 | |
| 20 | | | 1 | | | | | 6 | |
| 28 | | | | | | | | 5 | |
| 32 | | | 2 | | | | | | |
| 30 | | | | | | | | | |

| | | |
|-------------|----|-----|
| Total 4.2 m | 0 | Und |
| Total 4.8 m | 43 | Und |

| COMPANIA MINERA HUARON S. A. | |
|------------------------------|-----------------------|
| Ger. Operaciones | Superint. de Mina |
| Jefe Perf. Voladura | Empresa Especializada |
| Fecha | : Ene/2018 |
| Elaborado | : |
| Mina | : |
| Perf. Vol. | : |
| Ger. Op. | : |

Figura 39. Distribución de tipo de explosivos. Fuente: Propia.

5.5.3 PERFORACIÓN

Los acuerdos de trabajo especificados en el contrato entre el contratista y la compañía, y por los parámetros de trabajo establecidos en la Compañía Minera Huarón, se decidió utilizar perforadoras Para la construcción de las rampas negativas y las labores de exploración, desarrollos y preparaciones (Cruceiros, By Pass y Ventanas). Se dispondrá de máquinas perforadoras Jack-Leg con un desgaste medio de su vida útil, lo cual nos permitirá garantizar una velocidad de penetración para el tipo de roca presente de 1.20 pies/min a 6 bar de presión en la punta.

La malla de perforación se diseña de acuerdo al tipo de roca, de la potencia del explosivo, al grado de fracturamiento que se desea conseguir y del porcentaje de sobre rotura que se debe evitar, el cual se pintara en el frente antes de comenzar la perforación, de igual manera se marcara la sección.

Las que perforan utilizando barrenos integrales hexagonales de 38mm de diámetro. La perforación de la rampa se iniciará del nivel 210 (cruceiro N° 7), con dos máquinas perforadoras neumáticas marca Toyo.

La perforación se realiza en dos tramos; la carga disparada anteriormente se acomoda como terraplén totalmente nivelado, con el fin de que esta sirva como plataforma para la perforación de la parte media a superior del frente de la rampa. Luego se realiza un promedio de 30 taladros. Una vez terminada la perforación se produce con la limpieza del frente con el SCOOP y se transporta el material por medio de volquetes hasta los botaderos, limpieza que dura unas 2 horas con 6 minutos, dependiendo del resultado del disparo y de la distancia del cruceiro de carguío.

Luego en la segunda media guardia, se perfora parte media inferior del frente de la rampa; que es donde se realiza el arranque, como promedio se hacen 37 taladros, finalmente se ejecutan en total 67 taladros en todo el frente, dicha cantidad de taladros aumenta o disminuye según como se

presente el comportamiento de las fracturas del frente.

A.- FACTORES QUE INFLUYEN EN LA UBICACIÓN E INCLINACIÓN DE LOS TALADROS

Podemos mencionar:

1°) CLASE DE TERRENO

En la rampa 3980, el terreno se presenta masivo, pocas veces fracturado y muy poco empanizado, tipo andesita porfirítica. El terreno masivo es el más favorable para la perforación. Cuando el terreno se presenta fracturado dificulta la perforación, origina amarre del barreno y no se puede emplear trazos de perforación estándar.

En terreno empanizado solo perforar en la parte de la roca consiste, ubicado los taladros de modo que abarquen el mayor cuerpo posible.

2°) NÚMERO DE CARAS LIBRES

Que cuando más caras libres tienen una zona será menos consistente a la voladura. En el frente de rampa, para el arranque se emplea Corte Quemado con 6 taladros 3 no llevan carga; la ubicación y dirección de los taladros se hacen de tal manera que los primeros lo realizan en salir, que forman una cara libre más y luego las ayudas, es decir, los taladros que están en continuación de los arranques actuarán sobre 2 caras libres, lo mismo sucederá con los cuadradores, alzas y arrastres.

3°) GRADO DE FRAGMENTACIÓN

La rampa debida a que esta sobre material estéril, es decir, en la roca caja, no requiere una fragmentación bastante molida. El tamaño de los fragmentos tiene como promedio un diámetro máximo de 30 centímetros, no dificulta la limpieza y no daña las tolvas de los volquetes.

RENDIMIENTO DE LA PERFORADORA

| | |
|--|-------------------------|
| Velocidad de penetración | : 1.09 pies/minuto. |
| Tiempo de perforación para 6 pies | : 5.50 minutos/taladro. |
| Tiempo en cambio de taladro (posición) | : 0.35 minutos. |
| Sub total de tiempo empleado | : 5.85 minutos/taladro. |

Cada máquina perfora un promedio de 34 taladros, demorándose 5.85 minutos/taladro.

Tiempo de perforación en todo el frente: 67 taladros x 5.85 minutos/taladro = 391.95 minutos.

Factor de seguridad y otros imprevistos: 20%

Tiempo de perforación en todo el frente corregido = 470.34 minutos.

Instalación del equipo = 20.00 minuto.

Desconexión de la máquina perforadora = 20.00 minutos

TOTAL = 510.34 minutos.

TIEMPO TOTAL = 8horas 30minutos 20.40segundos

- Con una máquina perforadora = 510.34 minutos.
- Con dos máquinas perforadoras = 255.17 minutos.

TIEMPO TOTAL DE PERFORACIÓN = 4horas 15minutos 10.20segundos

C.- HERRAMIENTAS PARA LA PERFORADORA

- barretillas para desatar de 5, 8 y 10 pies.
- Llave stilson de 18 pulgadas.
- Llave sacabarreno.
- Pico y lampa.
- Combo.
- Cucharrilla de fierro de 6 pies.
- Soplete con su válvula.

- Atacadores de madera.
- Cuchilla.
- Cordel.
- Fósforos.
- Cuña de madera.
- Asegurar bien las uñas y púas del pie de avance,

5.5.4 VOLADURA

Es la técnica del empleo, manipuleo, carguío y encendido de explosivos, para producir la rotura de las rocas en forma eficaz y económica. Comprende varios factores fundamentales con:

- Conseguir una fragmentación adecuada o tamaño deseado.
- Que tenga acceso, con facilidad la limpieza del material derribado.
- Acarreo y transporte del material, se realiza con eficiencia, así como un buen avance.

La contrata cuenta con un personal de experiencia en el manejo, dicha experiencia es el producto del continuo trabajo de los perforistas y la constante supervisión.

Esta etapa de excavación está determinada con el avance deseado para cumplir con un cronograma establecido.

El cálculo de cantidad de explosivos por taladro de los arranques, ayudas, cuadradores, contornos y arrastres, se determinan de acuerdo al tipo de Roca. Otro aspecto a considerar es el costo de dichos explosivos.

Para la Voladura en las rampas negativa 12%, (-13% y -15%), se tiene lo siguiente: Explosivos a USAR:

Sólo con dinamita Semexa 65%: 7/8”X7”

| | |
|--------------------------------------|---------------------------------|
| Factor de carga estimado | : 1.49 a 1.65 Kg/m ³ |
| Factor de carga lineal | : 7 cart/m |
| Tiempo de cargado (cebado y atacado) | : 55 min. |

Con ANFO mas dinamita Semexa 65% 7/8”X7” (como cebo)

| | |
|--------------------------------------|---------------------------------|
| Factor de carga estimado | : 3.26 a 3.58 Kg/m ³ |
| Factor de carga lineal | : 1.38 Kg/m |
| Tiempo de cargado (cebado y llenado) | : 30 min. |

La diferencia en costos de voladura es más del 20% a favor del uso del ANFO preparado del fabricante, además en la práctica con el mejor confinamiento del ANFO en los taladros, este aprovecha mejor la energía disminuyendo el factor de voladura.

Para la voladura en los cruceros, by pass, ventanas se tiene:

Sólo con dinamita Semexa 65% 7/8”x7”

| | |
|--------------------------------------|---------------------------------|
| Factor de carga estimado | : 1.75 a 2.10 Kg/m ³ |
| Factor de carga lineal | : 6 cart/m |
| Tiempo de cargado (cebado y atacado) | : 35 min |

Accesorios en todos los casos:

- Mini Fanel de 2.8 m en medio segundos
- Cordón detonante 3P
- Carmex de 7 pies (Guía preparada)
- Mecha rápida.

Se usará el precorte y el “Smoot Blasting en las coronas y cuadradores de las secciones para minimizar el daño al macizo rocoso. (EXSA podrá validar los

resultados de las voladuras con el uso de sismógrafos y el software que poseen para su asistencia técnica), con ello se minimizará el uso de sostenimiento por efectos del daño al macizo rocoso.

5.5.5 VENTILACIÓN

El sistema de ventilación de toda la mina, cumplen con todos los parámetros señalados en el reglamento de seguridad e higiene Minera. De acuerdo con el reglamento interno de seguridad de la compañía minera de Huarón, es obligatorio a ventilar como mínimo 30 minutos después de cada disparo.

La ventilación de esta labor es forzada mediante ventiladores y mangas de ventilación de 24 pulgadas de diámetro y 20 metros del tope de la labor.

5.5.6 REGADO

Es de suma importancia regar con agua al material volado con la finalidad de:

- Evitar el polvo fino que se produce en el momento de la limpieza.
- Detectar los tiros cortados y/o fallados que se pueden presentar.
- Eliminar los gases que se encuentran alojados en los intersticios del material volado.

5.5.7 DESATADO

Trabajo que se obliga al personal a ejecutar antes, durante y después de la actividad programada, quiere decir que el desatado es el trabajo que se realiza constantemente, mientras se trabaja en una labor subterránea haciendo uso de 02 juegos de barretillas debidamente preparados y esta son de 4 pies, 8 pies y 10 pies de longitud.

Este sistema de trabajo se ha optado, debido a la existencia de accidentes con mayor frecuencia por caída de rocas.

5.5.8 LIMPIEZA

Los equipos de carguío y transporte son de empresas contratista, y para realizar los cálculos necesarios dentro de la elaboración Del proyecto se toma en cuenta estas máquinas de manera específica.

Se utilizará un Scooptram CAT R1300.

| | |
|---|------------------|
| Capacidad de scooptram | : 4.2 yd3 |
| Distancia de acumulación de material cada | : 100m MAX. |
| Sección de labor | : 4.0 m x 4.0 m. |
| Avance real por disparo (90%) | : 1.65m. |
| Tipo de Roca | : dura-semidura. |
| Pendiente de Rampa | : 12%. |
| Densidad de Roca | : 2.7 TM/m3 |
| Factor de esponjamiento | : 50%. |
| Factor de llenado de cuchara | : 90%. |
| Potencia de motor | : 165 HP. |
| Peso | : 16500Kg |
| Vida económica en años | : 8 años. |
| Vida económica en horas | : 16000 horas. |

Equipos de transporte:

Distancia de transporte Zona de

| | |
|------------------------------|---------------------|
| Carguío – botadero | : 1km. |
| Equipo | : Volquete. |
| Marca | : Volvo. |
| Modelo | : FM 8X4R de 30 TM. |
| Potencia de motor | : 75 HP. |
| Capacidad | : 15m3 |
| Peso | : 14 500 kg |
| Vida económica en años (N) | : 7años |
| Vida económica en horas | : 14 000 horas |
| Factor de carguío (volquete) | : 80 % |

5.5.9 SOSTENIMIENTO

Dependiendo de las características geomecánicas del macizo rocoso, se utilizarán pernos Helicoidal de 8 pies de longitud, shotcrete de 2” de espesor con fibra de acero, según la clasificación del RMR, Se ha establecido un promedio de RMR= 65 (61 a 80), y su equivalente de $Q = 1.0$ en estas condiciones, para una evaluación inicial de soporte que va a requerirse en el proyecto, teóricamente necesitaría de algún tipo de sostenimiento. Sin embargo, el techo de la rampa tiene que hacerse algo curvado, para absorber mejor la distribución de esfuerzos inducidos, en el techo pueden producirse concentraciones de esfuerzos de tracción. Las condiciones pueden dar origen a la formación de grietas en zonas y por consiguiente originar paneles o cuñas potencialmente inestables por lo que será necesario disponer de un Sistema de soporte o estabilizadores, especialmente en el techo.

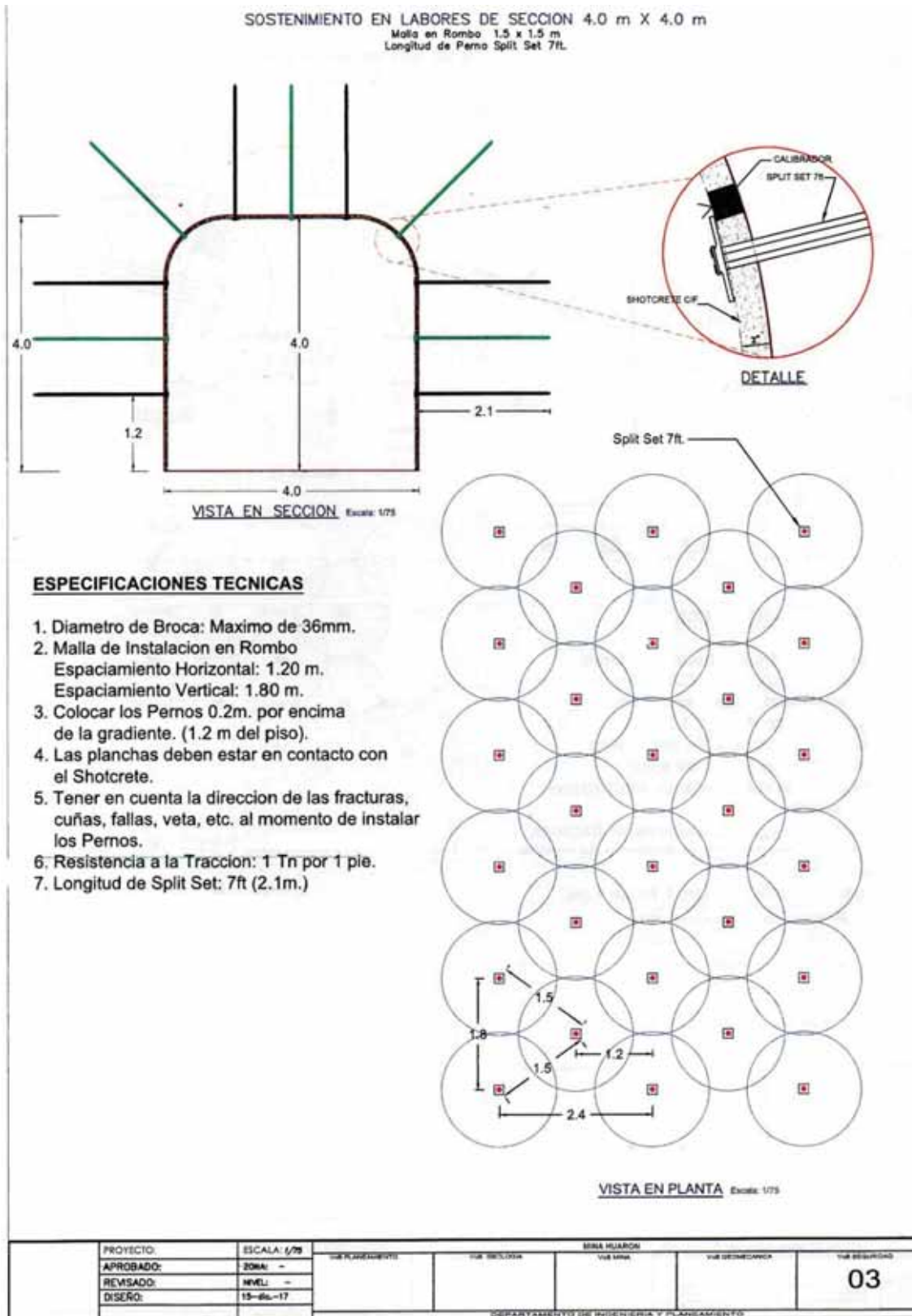


Figura 40. Sostenimiento en labores, malla 15x15m. Fuente: Propia.

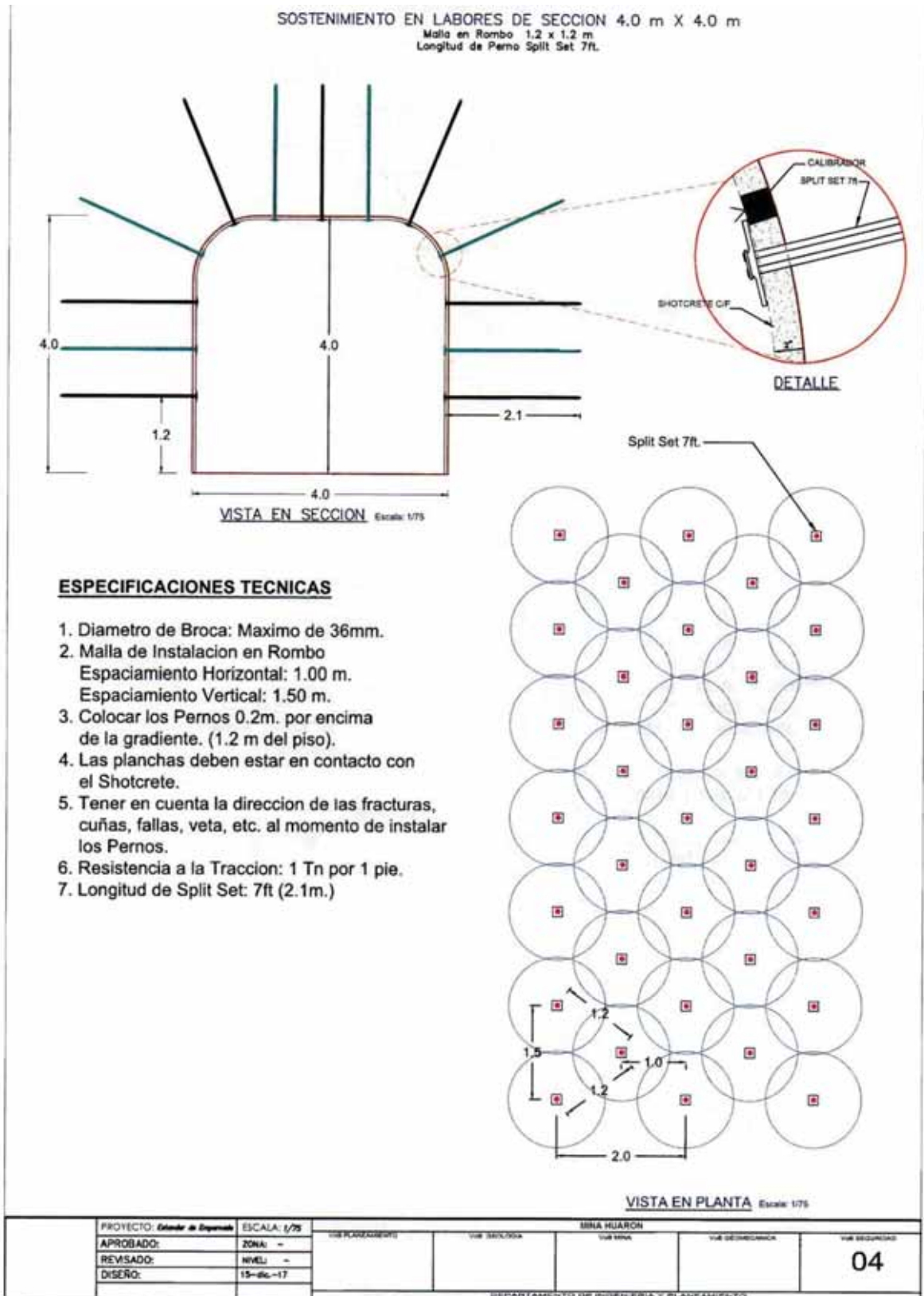


Figura 41. Sostenimiento en labores, malla 12x12m. Fuente: Propia.

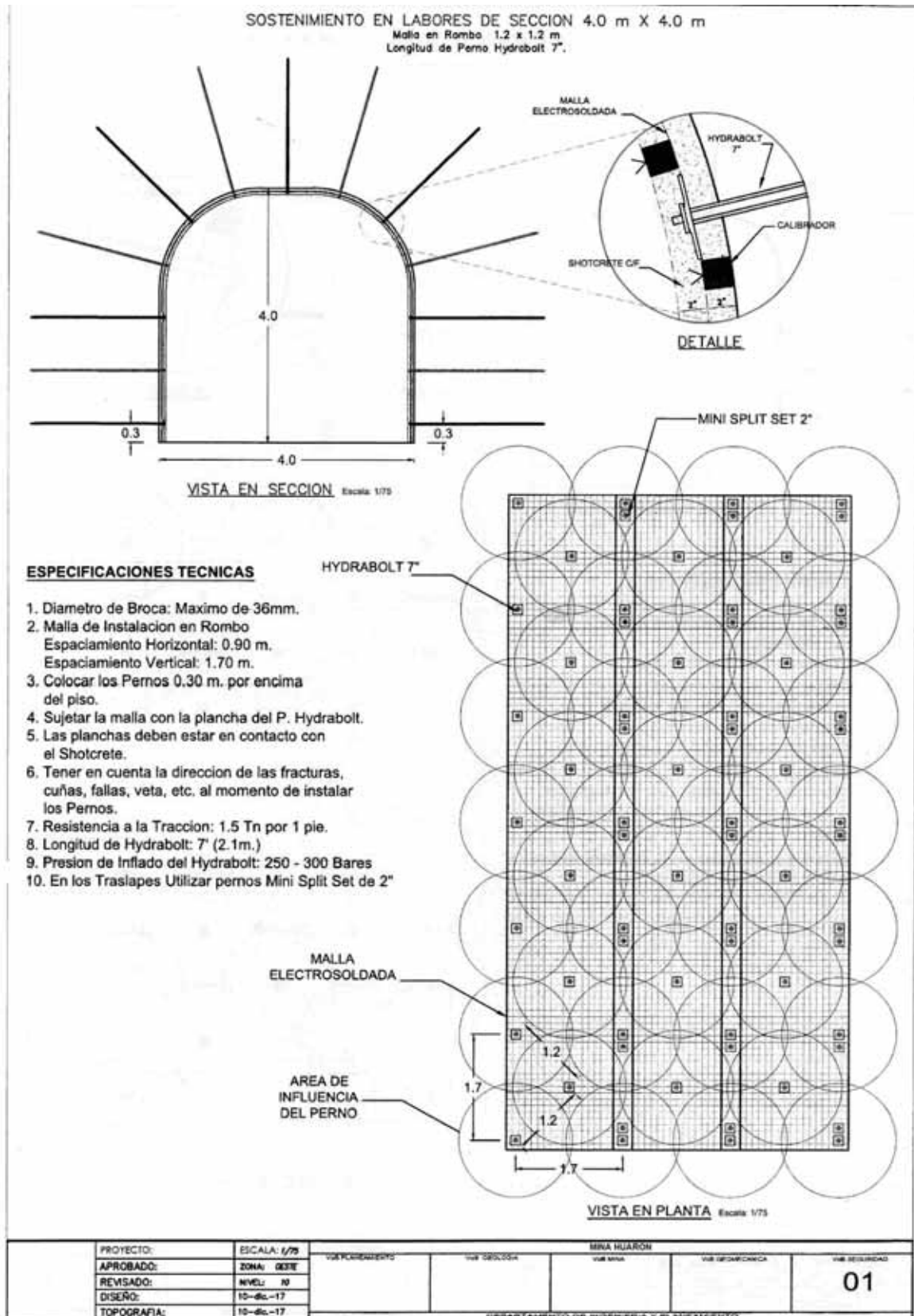


Figura 42. Sostenimiento en labores, malla 12x12m. Fuente: Propia.

5.5.10 DRENAJE

Los drenajes ácidos de minas subterráneas son una de las principales fuentes de contaminación de las aguas superficiales por consiguiente del medio ambiente. El agua ácida de mina contiene partículas sólidas disueltas (finos procedentes de la perforación, partículas abrasivas y lodo) y partículas químicas (crea un agua altamente corrosiva) que dañan los equipos de bombeo. En la Mina Huarón el drenaje de aguas acidas se realiza por el túnel Paul Neve Hans hacia San José, para su posterior tratamiento (disminución de metales disueltas, sulfatos y aumento de PH), también se usa bombas de lodo y bombas sumergibles de agua (Figura 40).

5.5.10.1 IMPORTANCIA

El diseño de la red de drenaje en la mina es muy importante para la evacuación del agua, puesto que el agua no drenada podría producir inundaciones o debilitamiento de labores ingresando por las fracturas o fallas. Existen dos medios de evacuación en Huarón:

- Por canales perimetrales.
- Bombeándolo desde una poza o cámara de bomba.

5.5.10.1.1 COMPONENTES DE UN SISTEMA DE DRENAJE

- Agua potable. - Se usa en bebidas y elaboración de alimentos.
- Agua dulce. - Agua continental, por oposición a la mar y con más propiedad.
- Aflorare. - Cálculo del caudal de la tubería.
- Caudal. - Cantidad de fluido que pasa por la tubería durante un tiempo determinado.
- Densidad. - Relación entre la masa y volumen de un líquido.
- Desaguar-avenar. - Vaciar el agua de un depósito.
- Freático. - Agua subterránea que no tiene ningún estrato que se interponga hasta la

superficie.

- Grifo-Llave-Válvulas. - Para abrir y/o cerrar el paso del fluido por las tuberías.
- Permeabilidad. - Propiedad de la superficie para dejar pasar el agua y los gases.
- Pérdida de carga. - Disminución de la presión del fluido a lo largo de su trayecto por al tuberías.



Figura 43. Bomba Estacionaria. Fuente: Mina Huarón.

Tabla 16.
Inventario de Bombas Sumergibles.

| LUGAR DE OPERACIÓN | CANTIDAD | CÓDIGO | MARCA | AÑO | MODELO | HP (MOTOR) | ESTADO |
|-------------------------|----------|--------|---------|------|----------|------------|-----------|
| Cámara de motores No. 2 | 1 | BS-49 | Grindex | 2008 | Major N | 8.3 | Operativo |
| Cámara de motores No. 1 | 1 | BS-48 | Grindex | 2008 | Major N | 8.3 | Operativo |
| Cámara No. 2 Nv-180 | 1 | BS-44 | Tsurumi | 2008 | GSZ-75-4 | 100 | Operativo |
| Nv 370 RP 965 | 1 | BS-43 | | 2008 | 2140 | 100 | Operativo |
| RP 180 Cámara No. 3 | 1 | BS-42 | Tsurumi | 2008 | GSZ-75-4 | 100 | Operativo |
| Cámara No 1 RP 180 | 1 | BS-34 | Flygt | 2007 | GSZ-75-4 | 100 | Operativo |
| Cámara No 2 RP 180 | 1 | BS-35 | Tsurumi | 2007 | GSZ-75-4 | 100 | Operativo |
| BP 991 S Nv 250 | 1 | BS-09 | Grindex | 2007 | 2201 | 58 | Operativo |
| BP 991 N Nv 250 | 1 | BS-10 | Grindex | 2007 | 2201 | 58 | Operativo |

Fuente: Propia.

Tabla 17

Cálculo del caudal efluente zona sur y norte.

| No. Pruebas | Tiempo (seg) | Long. (m) | Velocidad (m/seg) | Sección (m ²) | Caudal (m ³ /seg) | Caudal 2 (m ³ /seg) |
|-----------------|---------------|-----------|--------------------|---------------------------|------------------------------|--------------------------------|
| 1 | 11.29 | 10 | 0.885739593 | 0.81 | 0.71744907 | 43.0469442 |
| 2 | 10.74 | 10 | 0.931098696 | 0.81 | 0.75418944 | 45.25139665 |
| 3 | 21.63 | 10 | 0.462320821 | 0.81 | 0.374479889 | 22.46879334 |
| 4 | 10.18 | 10 | 0.982318271 | 0.81 | 0.7956778 | 47.74066798 |
| 5 | 10.18 | 10 | 0.982318271 | 0.81 | 0.7956778 | 47.74066798 |
| 6 | 15.41 | 10 | 0.648929267 | 0.81 | 0.525632706 | 31.53796236 |
| 7 | 9.18 | 10 | 1.089324619 | 0.81 | 0.882352941 | 52.94117647 |
| 8 | 11.63 | 10 | 0.85984528 | 0.81 | 0.696474635 | 41.78847807 |
| 9 | 11.41 | 10 | 0.876424189 | 0.81 | 0.709903593 | 42.5942156 |
| 10 | 11.74 | 10 | 0.851788756 | 0.81 | 0.689948893 | 41.39693356 |
| Promedio | 12.339 | 10 | 0.810438447 | 0.81 | 0.656455142 | 39.38730853 |

Fuente: Propia.

CAPÍTULO VI

ANÁLISIS DE COSTOS DE RAMPA

6.1 ANÁLISIS DE COSTOS DE RAMPA

El análisis de costos de rampa busca los menores costos de explotación en función de nuevos métodos de explotación a aplicarse. Realiza estadísticas de productividad, para disminuir costos de operación y producción; para así incrementar o mantener el margen debido a la crisis mundial en la minería (caída de precio de los commodities), tiene los siguientes componentes.

6.1.1 EVALUACIÓN TÉCNICO - ECONÓMICA

Para determinar la evaluación económica o la rentabilidad de un proyecto minero, es indispensable la construcción del respectivo flujo de caja. Asimismo,

es necesario analizar cinco variables para definir el flujo de caja:

- Las inversiones del proyecto
- Los ingresos del proyecto
- Los costos del proyecto
- El costo de capital ponderado
- El horizonte del proyecto

Sin embargo, las variables antes mencionadas son dependientes de otras Independientes. Así, por ejemplo; las inversiones se determinan de acuerdo al tamaño del proyecto, monto de los activos fijos, activos intangibles y capital de trabajo.

Como puede observarse, son muchas las variables independientes que se analizan para elaborar el flujo de caja de un proyecto, siendo los valores más probables que tomarían dichas variables durante la vida del proyecto las que se asignan para la elaboración del flujo de caja. Por consiguiente, al calcular la rentabilidad del proyecto (Tasa interna de retorno o TIR), valor actual neto.

(VAN) se estará obteniendo también los indicadores de rentabilidad más probables.

Como la decisión de ejecutar o no un proyecto minero depende de los valores de los indicadores de rentabilidad, es necesario contar con alguna información sobre su comportamiento frente a variaciones de las variables independientes.

Para disminuir la incertidumbre acerca el valor de determinadas variables en la

evaluación del proyecto, se conocen dos métodos:

- Análisis de sensibilidad (determinístico): El cual consiste en analizar la correlación existente entre una variable independiente (por ejemplo, el precio de la plata) y una variable dependiente (VAN; TIR).
- Análisis de riesgo (probabilístico). En este caso el análisis es multidimensional, ya que permite examinar el comportamiento del valor del proyecto (rentabilidad) frente a la variación de una o más variables simultáneamente. Asimismo, es probabilístico ya que no conduce a un valor único sino a un rango del valor del proyecto. Este análisis requiere de un computador con un paquete como el @RISK y tiene la ventaja de seleccionar aleatoriamente cualquier valor de una variable y combinarlos con los valores de otras variables también aleatoriamente.

Además, adicionalmente existen dos métodos consistentes en ajustar la tasa de descuento y el flujo de caja del proyecto. Estos métodos son bastante subjetivos y dependen del grado de aversión al riesgo de cada evaluador del proyecto.

| | |
|---------------|-----------|
| Flujo de caja | = 837.354 |
| VAN | = 544.153 |
| TIR | = 47.21% |

Los indicadores económicos que se van a calcular son el Valor Actual Neto al 14% (VAN) y la Tasa Interna de Retorno (TIR) por considerar estos el costo del dinero con el tiempo, luego se elabora el análisis de sensibilidad de los parámetros de la ampliación antes mencionados (ver Cuadros de evaluación económica)

para determinar el punto de equilibrio ($VAN=0$) (Vivas, 2001).

➤ ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD Y PUNTO DE EQUILIBRIO

Los parámetros independientes que vamos a variar son: Ley de Plata, precio de la Plata, Inversión, Costos de operación, Gastos de excavaciones, por ser estos de mayor sensibilidad en el desarrollo del proyecto de ampliación.

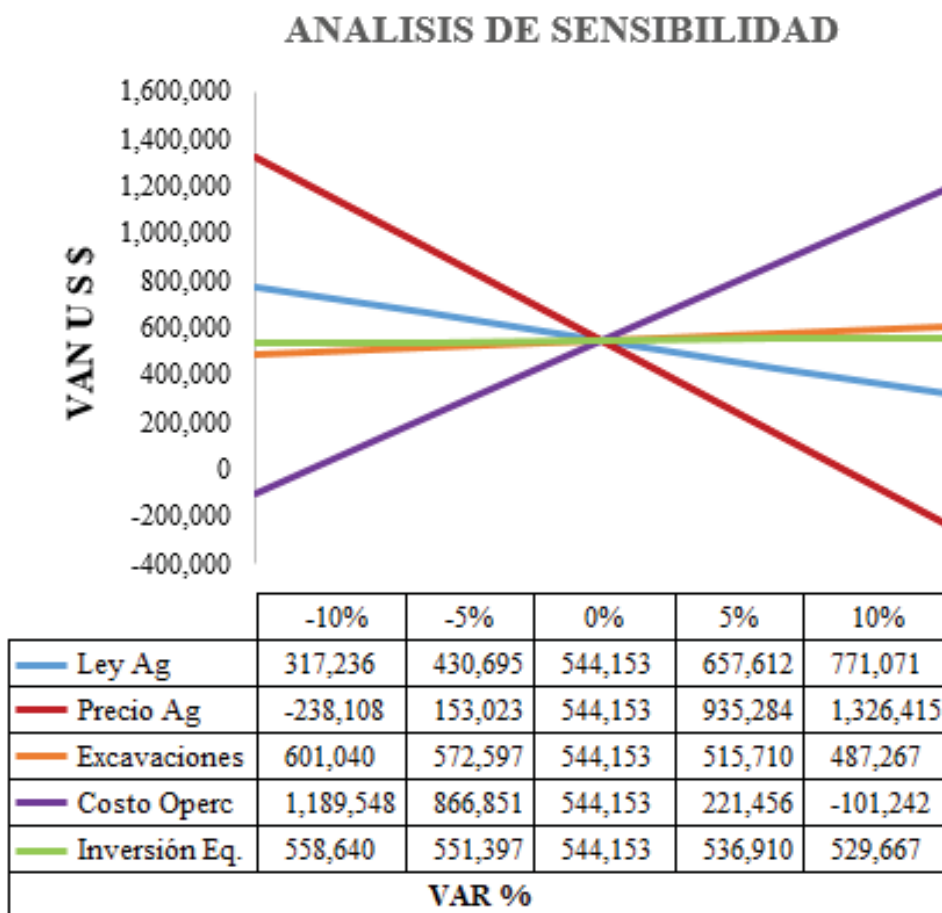


Figura 44. Análisis de sensibilidad. Fuente: Propia.

De las gráficas podemos concluir que los costos operativos son demasiados sensibles (parámetro controlable) que pueden hacer peligrar la rentabilidad del proyecto, en menor magnitud, la ley de Ag (relativamente controlable) y el

precio de la plata (no controlable).

(Controlable) y el precio de la plata (no controlable)

Tabla 18.

Punto de Equilibrio.

| PARÁMETROS | UND | VALOR | |
|---------------|-----------|-----------|-------------------------|
| Ley Ag | Gr/TM | 85.16 | |
| Precio Ag | US \$/Onz | 6.1 | ← Ley Corte operacional |
| Excavaciones | US \$ | 1.844.455 | |
| Costo Operc | US \$/TM | 52.3 | |
| Inversión Eq. | US \$ | 1.218.727 | |

Fuente: Propia.

6.1.2 ANÁLISIS OPERACIONAL Y ECONÓMICO

Los costos del proyecto de Rampa y la disponibilidad de los elementos de fortificación son Un factor preponderante para el desarrollo de un Sistema de sostenimiento.

Para poder determinar los costos del proyecto es necesario conocer:

- Costos de personal (mano de obra) que participa en la instalación de los sistemas de ejecución de Rampa.
- Costos de los materiales de fortificación.
- Costos de equipo que intervienen en la fortificación.

Además de los aspectos mencionados anteriormente (costos directos) en el análisis de costos de de ejecución se debe tener en cuenta los costos indirectos, que son los que se incrementan a los costos directos para obtener el costo total,

los costos indirectos son:

- Gastos generales.
- Utilidad.
- Es importante destacar que para el análisis de costos de ejecución se considera el cambio de soles a dólares en S/.3.32 por dólar (Dummet, 1998).

6.1.3 CÁLCULO DEL COSTO DE LA MANO DE OBRA

Para el desarrollo de la rampa cosmos Nv. -250 sur. Compañía Minera Huarón S.A. cuenta Con los servicios de la contratista. Encargada de la excavación, ciclo de minado, sostenimiento y servicios que requiera la Rampa.

Para conocer el precio de Mano de obra del personal, necesitamos analizar las leyes sociales que cumple el empleador por cada trabajador. A esto se le incrementa el costo de los implementos de seguridad y las medicinas que se le proporcionan al personal.

Tabla 19.
Mano de Obra.

| | PU (S/.) | BS (%) | DÍA (S/.) | DÍA (US\$.) | MES (US\$.) | CANT. (UND.) | TOTAL (US\$/ mes) |
|--------------------|----------|-----------|--------------|----------------|----------------|-----------------|----------------------|
| Operador Jumbo | 57 | 94 | 110.58 | 39.35 | 1180.57 | 3 | 3542 |
| Ayudante Jumbo | 40 | 94 | 77.6 | 27.62 | 828.47 | 3 | 2485 |
| Cargador | 40 | 94 | 77.6 | 27.62 | 828.47 | 3 | 2485 |
| Ayudante | 35 | 94 | 67.9 | 24.16 | 724.91 | 3 | 2175 |
| Operador Scooptram | 57 | 94 | 110.58 | 39.35 | 1180.57 | 3 | 3542 |
| Operador Shotcret | 57 | 94 | 110.58 | 39.35 | 1180.57 | 3 | 3542 |
| Ayudante Shotcret | 40 | 94 | 77.6 | 27.62 | 828.47 | 3 | 2485 |
| Ayudantes | 35 | 94 | 67.9 | 24.16 | 724.91 | 6 | 4349 |
| Jefe de Zona | 300 | 65 | 582 | 207.12 | 6213.52 | 1 | 6214 |
| Jefe de Guardia | 135 | 65 | 261.9 | 93.20 | 2796.09 | 3 | 8388 |
| Supervisor | 68 | 94 | 131.92 | 46.95 | 1408.40 | 3 | 4225 |

Fuente: Propia.

6.1.4 CÁLCULO DE COSTOS DE EQUIPO.

En la ejecución del proyecto intervienen equipos ligeros como patilladoras, perforadoras manuales (instalación de pernos), equipos medianos maquinas shocretera, equipos pesados como los scoops (cimbras metálicas) y otros. Una de las variables que tienen importancia en la determinación de la rentabilidad del proyecto son las inversiones o llamados costos de capital, y que son los costos iniciales en que la empresa debe incurrir para poner en marcha la operación.

Los gastos de inversión son en general lo que se invierte los costos en Equipos nuevos:

- Excavación de las rampas negativas.
- Jumbo Mini Raptor DH.
- Bomba de agua centrifuga Grundfos CR4-60
- Compresor para lubricación de perforadora de 3HP;
- Presión de agua de 8psi;
- Presión de rotación de 50-60psi
- Presión de percusión de 110-120psi (baja) a 140psi (alta);
- Presión de avance de 60-70psi (baja) a 80-90psi (alta),
- Viga LH-1303 de 3.2m de longitud para barras MF-T38 de 5 pies que cuenta con dos gatas de anclaje (stingers).
- Excavaciones de las labores de desarrollo y preparación
- Metal mecánica y equipos del inclinado
- Instalación de los equipos del inclinado

El resto de equipos son propios y/o alquilados, o en los P.U. Como son:

- 2 Locomotora 5 Ton + 15 carros U-40 (propio)
- 2 Pala neumática (propio)
- Máquinas Jack Legs (PU)
- Scoop diesel 2.2 Yd3 (PU)
- Scoop diesel 1.5 Yd3 (PU)
- Camiones de bajo perfil (Alquilado o PU)
- Shocretera tipo Aliva 252 vía seca (PU)

Las inversiones de Este proyecto no se efectúan en un solo periodo, debido principalmente a que la posibilidad de realización está condicionada a la disponibilidad de recursos, tanto reales como financieros.

6.1.5 GASTOS GENERALES

Son los costos indirectos de que asume el contratista para la ejecución de una obra, estos son los gastos financieros, administrativos, logística, instalaciones, comunicaciones y otros.

Los gastos generales se calculan en función de la valorización Mensual de la obra, que podemos apreciar en el monto de obra estimada, sueldos de los personales y sus alimentaciones, alojamientos implementos útiles de oficina instalaciones comunicaciones y transporte de personal teléfonos camionetas, administraciones y financieros como pólizas de seguro y personal exámenes pre-ocupacionales, contrato de trabajo ministerio de trabajo inscripción y reinscripción ESSALUD; o Clínicas particulares etc.

Tabla 20.
Resumen de costos.

| Actividad | Costos |
|--------------------------------|---------------------------|
| A. Perforación | 198.45 \$/disparo |
| B. Voladura | 374.30 \$/disparo |
| C. Acarreo | 177.07 \$/disparo |
| D. Transporte | 241.75 \$/disparo |
| E. Salarios | 273.64 \$/disparo |
| F. Implementos | 2.04 \$/disparo |
| G. Servicios Auxiliares | |
| 1. Drenajes | 1.86 \$/disparo |
| 2. Ventilación | 45.05 \$/disparo |
| H. Sosténimiento | |
| 1. Malla electro soldada | 412.75 \$/disparo |
| 2. Pernos de Anclaje | 139.95 \$/disparo |
| 3. Shotcrete de 2" | 1290.86 \$/disparo |
| I. Gastos Generales | 131.42 \$/disparo |
| Costo Total | 1445.58 \$/disparo |
| | 428.96 \$/m avance |

Fuente: Data de Compañía Minera Huarón.

6.1.6 UTILIDAD

Es el porcentaje que el contratista minero desea ganar por la ejecución de la obra, la utilidad considerada para la contrata es el de 10% del costo directo de la obra incluido el impuesto general a las ventas (I.G.V.).

Tabla 21.
Promedio de los costos de producción expresados en US \$/TM.

| Costo Producción | Taladros Largos | Breasting |
|--|-----------------|-----------|
| Promedio Costo de Producción (US\$/Tn) | 24.94 | 28.69 |

Fuente: Valores obtenidos de la data de la compañía Huarón.

Podemos observar que con el segundo el valor del costo de producción es mayor 28.69 US\$/Tn en relación al primero 24.94 US\$/Tn, por lo tanto, podemos deducir que con la construcción de la Rampa aplicando taladros largos genera menores costos a la empresa.

Tabla 22.
Promedio de toneladas de producción expresados en toneladas.

| Tonelaje de Producción | Taladros Largos | Breasting |
|---|-----------------|-----------|
| Nivel de producción expresado en m ³ | 4200 | 1900 |

Fuente: Valores obtenidos de la data de la Compañía Minera Huarón.

Se encontró para el primer caso el valor de 4200 tn de producción y para el segundo 1900 tn, por lo que podemos deducir que la construcción de rampa aplicando taladros largos obtiene mayores niveles de producción expresados en m³.

6.2 ANÁLISIS DE COSTOS UNITARIOS.

Conociendo los costos directos y los costos indirectos que implican la ejecución de la rampa cosmos Nv. -250 podemos determinar los costos unitarios que nos demanda instalar los elementos de fortificación.

Los costos unitarios están en función a la productividad en la instalación de los elementos de fortificación.

A continuación, presentamos las tablas de producción y costos unitarios utilizados en la rampa -250.

Los costos de producción de los últimos 12 meses del 2015, (enero a diciembre) se resumen en el siguiente cuadro:

Tabla 23.
Costos de producción de enero a diciembre 2015.

| AREA | TMS | 29.325,00 | 28.215,00 | 32.385,00 | 31.181,00 | 29.104,00 | 30.043,00 | 30.361,00 | 33.364,00 | 31.814,00 | 28.066,00 | 28.118,00 | 30.216,00 | 362.192,00 |
|-------------------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|---------------|------------|
| MES | ENE | FEB | MAR | ABR | MAY | JUN | JUL | AGO | SEP | OCT | NOV | DIC | COSTO UNIT | |
| Mina | 452.954,48 | 507.998,63 | 523.778,17 | 505.340,78 | 486.504,16 | 504.781,55 | 466.445,48 | 482.596,60 | 486.508,05 | 472.939,39 | 471.172,21 | 463.434,62 | 16,08 | |
| Planta concentradora | 59.647,38 | 60.130,60 | 69.908,03 | 69.561,13 | 69.297,32 | 66.447,98 | 67.835,72 | 72.919,58 | 73.489,41 | 61.938,81 | 70.866,39 | 68.291,51 | 2,24 | |
| Water Treatment Plant | 86.473,76 | 90.644,75 | 103.127,05 | 106.149,02 | 93.027,06 | 58.831,10 | 52.907,27 | 57.903,51 | 45.687,66 | 44.356,48 | 42.264,89 | 46.155,78 | 2,28 | |
| Planning & Engineering | 13.653,90 | 14.648,21 | 13.850,18 | 9.004,51 | 9.162,46 | 9.839,43 | 15.552,16 | 19.324,97 | 19.009,52 | 17.712,11 | 18.902,98 | 17.807,94 | 0,49 | |
| Geología | 34.411,69 | 29.217,42 | 37.168,97 | 27.131,52 | 21.719,74 | 24.585,47 | 21.599,18 | 27.865,06 | 27.937,54 | 29.318,22 | 27.840,40 | 19.893,21 | 0,91 | |
| Seguridad y M.Ambiente | 22.797,78 | 31.349,15 | 41.362,35 | 37.001,37 | 37.105,98 | 38.499,41 | 36.784,25 | 34.775,54 | 38.971,58 | 42.999,94 | 51.688,60 | 49.223,67 | 1,28 | |
| Mantto General | 140.615,57 | 149.194,42 | 162.434,67 | 160.973,69 | 158.650,59 | 158.590,81 | 155.512,53 | 153.851,03 | 168.365,27 | 156.860,67 | 164.437,62 | 171.615,59 | 5,25 | |
| Electric System | 153.348,69 | 151.284,04 | 163.519,40 | 156.503,02 | 151.722,89 | 154.074,18 | 161.505,39 | 146.015,36 | 160.155,21 | 157.431,06 | 140.361,65 | 153.443,30 | 5,11 | |
| Camp. Administration | 178.170,35 | 194.495,78 | 189.777,40 | 189.924,87 | 195.690,17 | 192.451,79 | 187.062,89 | 187.697,54 | 180.381,09 | 185.611,59 | 194.273,47 | 200.984,62 | 6,29 | |
| Gastos Unidad | 1.142.073,60 | 1.228.963,00 | 1.304.916,22 | 1.261.589,91 | 1.222.880,37 | 1.208.101,72 | 1.165.204,87 | 1.182.949,19 | 1.200.505,33 | 1.169.168,27 | 1.181.788,21 | 1.190.850,24 | 14.458.990,33 | |
| Costo Unidad(PBR) | 38,95 | 43,56 | 40,29 | 40,46 | 42,02 | 40,21 | 38,38 | 36,46 | 37,74 | 41,66 | 42,03 | 39,41 | 40,01 | |
| Gastos Lima | 170.062,41 | 197.348,68 | 200.311,78 | 198.794,75 | 191.521,22 | 206.013,99 | 212.917,62 | 216.866,71 | 211.830,29 | 224.553,42 | 220.568,09 | 239.490,55 | 6,88 | |
| Costo Lima (PBR) | 5,80 | 6,99 | 6,19 | 6,38 | 6,58 | 6,86 | 7,01 | 6,50 | 6,66 | 8,00 | 7,84 | 7,93 | 0,00 | |
| Total Gastos | 1.312.180,76 | 1.426.362,23 | 1.505.274,48 | 1.460.431,50 | 1.414.450,19 | 1.414.162,78 | 1.378.167,88 | 1.399.857,86 | 1.412.380,02 | 1.393.771,35 | 1.402.406,17 | 1.430.388,13 | 16.949.833,35 | |
| Costo de Operación(PBR) | 44,75 | 50,55 | 46,48 | 46,84 | 48,60 | 47,07 | 45,39 | 41,96 | 44,39 | 49,66 | 49,88 | 47,34 | \$ 46,80 | |

Fuente: Datos de archivo de Compañía Minera Huarón.

Los parámetros esperados para la perforación en la Rampa serán:

Tabla 24.

Parámetros esperados para la perforación en la rampa.

| | |
|--|------|
| Velocidad de penetración (ft/min.) | 1,2 |
| Longitud de taladro (ft) | 5,4 |
| Número de taladros perforados | 44 |
| Área total (sección –m ²) | 8,55 |
| Perímetro (sección – m) | 14,3 |
| Tiempo marcado de Malla (min.) | 15 |
| Número de perforistas | 2 |
| Perforista 1 (22 taladros) incluye Tiempo muertos min. | 99 |
| Perforista 2 (22 taladros) incluye Tiempo muertos min. | 99 |

Fuente: Propia.

6.3 EL ANÁLISIS DEL PROBLEMA.

Se refiere a lo que nosotros llamamos problemas negativos, cuyo análisis ubicarnos como otra variante dentro del diagnóstico de la situación.

Los pasos son los siguientes:

- El analista de un problema tiene un estándar esperado de desempeño con el cual comparar el desempeño real.
- Un problema es una desviación de un estándar de desempeño (bueno o mala).
- Una desviación del estándar debe identificarse con precisión, localizarse y diversificarse.
- En todo tiempo existe algo que distingue lo que ha sido afectado de lo que no lo ha sido.
- La causa de un problema siempre es un cambio que ha ocurrido a través de una característica distintiva, mecanismos o condiciones para producir un nuevo efecto no deseado.
- Las causas posibles de una desviación se deducen de los cambios pertinentes encontrados al analizar el problema.
- La causa más probable de desviación es la que explica con exactitud todos los hechos en la

especificación del problema.

El desarrollo de muchas operaciones mineras a lo largo de su historia ha tenido un dilema, cuando enfrenta el esquema de lograr su accesibilidad a las zonas profundas de su yacimiento, de selección está bajo diferentes criterios.

Más aún si son niveles con pendientes negativos, la primera etapa y probablemente la más fácil, es la decisión de hacer o no una operación sin rieles con con rieles.

Luego la segunda etapa es considerar las condiciones de la roca en la que se tiene que desarrollar el acceso.

La tercera etapa considerara corresponder a la ocurrencia de material de superficie aluvial en el área del punto de acceso. El modelo establece un límite de 90m de material aluvial superficial a través del cual se construirá las rampas.

La cuarta etapa, predice el uso de una rampa de producción para un valor en la parte superior de menos 600m.

Adicional a las etapas mencionadas y el paso a la decisión final es tomando en cuenta aquel tipo de yacimiento con una ley variable y considera el punto más profundo debajo de la zona a la que se tendrá acceso. “Los yacimientos con una fuerte variación en la ley in situo son desarrollados preferiblemente a varias zonas para producir una ley constante” en el caso de que el punto más profundo en la mina exceda 600m se emplearan tanto una rampa como pique.

6.4 EL ANÁLISIS DE DECISIONES

En todos los aspectos de la vida nos tenemos que enfrentar todos los días a una toma de decisiones ya sean grandes o pequeños problemas que tengan que

solucionar la toma de decisiones se da muy significativa en la vida empresarial minera.

Uno de los problemas que se presentan en la toma de decisiones es por parte de los analistas, ya que los resultados deben ser en hechos reales.

Los analistas deben intentar mejorar los resultados para conseguir las metas y los objetivos marcados en el plan de la organización, todo se da con el intercambio de información ya sea negativo o positivamente debe fluir por la organización.

Para lo cual tomaremos el análisis de KEPNER Y TREGOE ponen énfasis en que deben identificarse los criterios para la evaluación antes de concebir y evaluar cursos de acción. Los pasos a seguir son los siguientes Bueno los más importantes en nuestro caso:

- Elaborar una declaración de la decisión que contenga ambos componentes: la acción y el resultado esperado.
- Genere las alternativas.
- Calcule un puntaje ponderado para cada alternativa e identifique los dos o tres de mayor puntaje.
- Enumerar las consecuencias adversas para cada alternativa de alto puntaje y evalúe la probabilidad (Alta, media o baja) y la severidad (Alta, media o baja).
- Haga una elección final, solo entre las alternativas de mayor puntaje.

6.4.1 EL ANÁLISIS DE PROBLEMAS POTENCIALES

Como un proceso separado. Nosotros lo vemos como algo que puede ser no solo un proceso separado, sino también un complemento del análisis de problemas negativos o de una parte de la evaluación de cursos de acción.

El punto de partida es el análisis de situación según KEPNER Y TREGOE, Este puede llevar a cualquiera de los otros tres procesos. Si se trata de un problema negativo, hay que pasar forzosamente por un análisis, antes de encarar la solución, o sea antes del análisis de decisiones, pero si no se trata de un problema negativo, cabe abordar directamente el análisis de decisiones, esto en general correspondería al caso de problema de implementación o al de aprovechamiento de oportunidades, según nuestra terminología. El análisis de problema potencia, se plantearía como un proceso separado.

CONCLUSIONES

1. La información geológica y geomecánica de la rampa cosmos de la Compañía Huarón S.A., contiene información favorable y significativa que contribuye a la elección del método de explotación a ejecutar.
2. Se dispone de equipos como Mini Raptor y Jumbo de dos brazos para la construcción de la rampa, lo que hace una mínima inversión en la profundización.
3. El costo operativo, es un parámetro sensible que puede poner en riesgo la rentabilidad del proyecto, por lo que, se tiene que realizar un control riguroso en el manejo de los recursos en las etapas de construcción y explotación. La operación de perforación, voladura, limpieza, sostenimiento y relleno, empleando equipos tradicionales implica mayores costos de producción en cambio el empleo de tecnología media y métodos más eficientes nos ayudan a reducir los costos de producción, cumpliendo el cronograma para la construcción e instalación de todos los componentes de la rampa, cumpliendo con el objetivo del proyecto. La rentabilidad económica del proyecto TIR 47,21 % y el VAN 544.153. Hacen viable la inversión de Profundización hacia el NV -250 con las reservas actuales

RECOMENDACIONES

1. Concertar y capacitar la aplicación del método propuesto con las áreas de: Mina, Ingeniería, Planeamiento y Proyectos (geomecánica y ventilación), Geología, Seguridad y Mantenimiento.
2. Realizar estudios de productividad, para reducir costos de operación y producción; de la mina para así aumentar o incrementar.
3. Se sugiere tener en cuenta los siguientes componentes: Diseño geomecánico, planeamiento de minado, sistema de ventilación, diseño de infraestructura y tipo de relleno; para luego obtener un costo de minado y su respectiva productividad.

BIBLIOGRAFÍA

- Arcadis Geotecnia S.A. (2001). *Estudio Geotécnico Complementario Mina Andaychagua*. Lima-Perú: Fondo.
- Bieniawski. (1976). *Rock Mass Rating*. Polonia.
- Borisov, S., & Klovov, M. (1960). *Labores Mineras*. MIR.
- Bustillo Revuelta, M., & López Jimeno, C. (1997). *Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras*. MADRID: Entorno Grafico.
- (2010). *Diseño y Analisis de Voladura*. Cerro de Pasco-Perú.
- Dummet, A. (1998). *Economía Minera*. Lima: Universidad del Pacifico.
- G. Brady, B. H., & Brown, E. T. (1988). *Rock Mechanics for Underground Mining*. Australia: Springer.
- Llanque M., O., & Navarro T., V. (1999). *"Explotación Subterránea, Métodos y Casos Prácticos" "Elección del Método y Planificación de la Mina"*.
- Mallqui Tapia, A. N. (2004). *Servicios Auxiliares Mineros*. Huancayo: UNCP.
- Manual de Exsa. (2002). *Exsa*.
- Manual de Perforación. (2000). *Atlas Copco*.
- Ministerio de Energía y Minas. (2017). *Ley General de Minería Texto Único Ordenado*. Lima: Ministerio de Energía y Minas.
- Panamerican Silver*. (09 de Julio de 2019). Obtenido de https://www.panamericansilver.com.pe/PortalWeb/Pages/wf_OpeHua.aspx
- Robles Espinoza, N. H. (1994). *Excavación y Sostenimiento de Tuneles en Roca*. Perú: CONCYTEC.
- Vivas, V. (2001). *Evaluación Técnico - Economía de la Mina San Valentín*. Huancayo.

Zeballos Zeballos, E. (2014). *Contabilidad General*. Arequipa: Juve E.I.R.L.

ANEXOS

| PARAMETROS INICIALES DE VOLADURA SUBTERRANEA PARA FRENTERES | | | | |
|---|--------------------|-----------------------------|--------------------|-----------------------|
| CRUCERO/GALERIA/BY PASS/VENTANA SECCION | 2.2x2.4 M | | | |
| Ancho | 2.20 m | Con Mininel | 6 ft | |
| Alto | 2.40 m | Barrenos | Moderada | |
| Avance | 1.56 m | Dureza Roca | | |
| Vol. Roto | 8.23 m³ | Nº Taladros | 29 | |
| Ton. Rotas | 22.23 T | Densidad de la Roca | 2.7 T/m³ | |
| RMR | 20 - 40 | Factor de Carga | 1.75 Kg/m³ | |
| Eficiencia de Voladura | 0.95 | Factor de Potencia | 0.65 Kg/T | |
| Fact Geométrico | 0.95 | Factor Lineal de Carga | 9.24 Kg/m | |
| Perimetro | 10.4 m | Ef. Perforac. | 0.9 | |
| Seccion | 5.02 m2 | Taladros de Alivio | 2 | |
| | | Sobre rotura | 1.05 | |
| Diametro del Taladro | 38 mm | | 1 1/2 Pulg de diám | |
| Diametro del explosivo | 22 mm | | 7/8 Pulg de diám | |
| Densidad del explosivo | 1.15 Gr/cc | | | |
| Explosivo | Semexa 65% 7/8"x7" | | | |
| Peso del Explosivo | 0.081 kg | | | |
| Descipcion | Nº taladros | Nº de Cartuchos por taladro | Total Cartuchos | Cantidad de carga Kgs |
| Arranques | 4 | 9 | 36 | 2.92 |
| Ayudas | 4 | 7 | 28 | 2.27 |
| Sobreayudas | | | 0 | 0.00 |
| Cuadradores | 4 | 5 | 19 | 1.54 |
| Ayuda coronas | 2 | 5 | 10 | 0.81 |
| Coronas | 4 | 5 | 20 | 1.62 |
| Ayudas arrastres | 3 | 7 | 21 | 1.70 |
| Arrastres | 4 | 8 | 32 | 2.60 |
| Total Taladros cargados | 27 | | 178 | 14.45 |

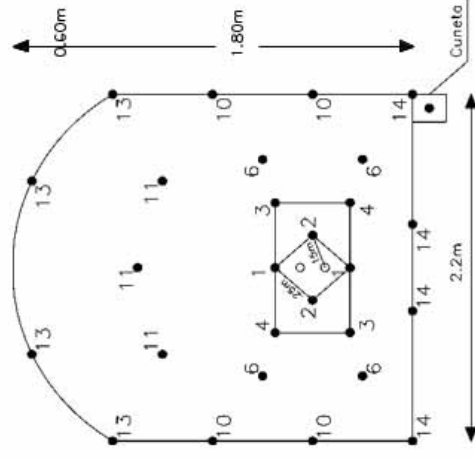


Figura 45. Parámetros de mallá para los cruceros, by pass 2.2x2.4M. Fuente: Compañía Minera Huarón.

| ANALISIS DE COSTOS | | | | | | | |
|-------------------------------|--|--|--------------|----------------|-------------------------|-------------------|------------------------|
| LABOR | | RAMPA (-) 3.0X3.0 m con Fanel, Scoop y Dumper | | | | | |
| OPERACIÓN UNITARIA | | Excavación/Limpieza con scoop 2.2 Yd3 los primeros 15Mts | | | | | |
| PARAMETROS: | | Ancho | 3,00 M | Barrenos | 6 ft | | |
| | | Alto | 3,00 M | Dureza Roca | Moderada | | |
| | | Avance | 1,56 M | Nº Talad. | 44 | | |
| | | Vol. Roto | 14,03 M³ | Dens. "insitu" | 2,70 T/m³ | | |
| | | Cond.Roca | Mode Estrat. | Fact Potenc | 1,49 Kg.exp/m³ | | |
| | | Ef. Volad | 95% | Ef. Perforac. | 90% | | |
| | | Ton Rotas | 37,89 T | Tal s/carg | 5 | | |
| | DESCRIPCION | UND | CANT. | INCIDENCIA | COST. UNIT US \$/UND | SUBTOTAL US \$ | COST. PARC. US \$/M |
| COSTOS DIRECTOS: | | | | | | | |
| A.- | MANO DE OBRA DIRECTA | | | | | | 39,70 |
| | 2 Perforistas | Hr | 16 | 1 | 2,41 | 38,61 | 24,70 |
| | 1 Ayudante de perforista | Hr | 8 | 1 | 2,09 | 16,69 | 10,68 |
| | 1 Capataz | Hr | 8 | 0,25 | 3,38 | 6,76 | 4,32 |
| B.- | MATERIALES | | | | | | 73,83 |
| B.1 | ACEROS | | | | | | 16,44 |
| | Barreno cónico de 4' | Pp | 79,2 | 1 | 0,04 | 3,12 | 2,00 |
| | Barreno cónico de 6' | Pp | 79,2 | 1 | 0,05 | 3,62 | 2,31 |
| | Barreno cónico de 8' | Pp | 79,2 | 1 | 0,06 | 4,94 | 3,16 |
| | Broca descart. bots 41 mm | Pp | 237,6 | 1 | 0,05 | 10,69 | 6,84 |
| | Broca escafiadora 2 1/2" | Pp | 10,8 | 1 | 0,31 | 3,33 | 2,13 |
| B.2 | EXPLOSIVOS | | | | | | 44,11 |
| | Mini Fanel 1/2 seg 2.7 mts | Pza | 39 | 1 | 0,89 | 34,71 | 22,21 |
| | Semexa 65% 7/8"x7" | Cart | 257 | 1 | 0,12 | 31,35 | 20,08 |
| | Cordón detonante 3P | Mts | 12 | 1 | 0,16 | 1,92 | 1,23 |
| | Carmex de 8' | Pza | 2 | 1 | 0,48 | 0,96 | 0,61 |
| B.3 | INSUMOS | | | | | | 13,28 |
| | Manguera 1" | Mts | 100 | 1 | 0,03 | 2,52 | 1,61 |
| | Manguera 1/2" | Mts | 100 | 1 | 0,01 | 1,15 | 0,74 |
| | Acete perforación | Gl | 0,5 | 1 | 0,01 | 0,00 | 0,00 |
| | Petroleo Diesel D2 | Gl | 5,1 | 1 | 3,36 | 17,08 | 10,93 |
| C.- | EQUIPOS Y MAQUINARIAS | | | | | | 83,06 |
| | 2 Perforadora Neum. Jack Leg | Pp | 237,6 | 1 | 0,08 | 17,82 | 11,40 |
| | 1 Scoop 2.2 Alq s/D2 y c/operador | Hr | 1,1 | 1 | 38,00 | 41,80 | 26,74 |
| | 1 Bomba Hidrostática | Hr | 1,5 | 1 | 1,58 | 2,34 | 1,50 |
| | 1 Damper 13 Ton Alq c/oper | Hr | 1,1 | 1 | 61,70 | 67,87 | 43,42 |
| D.- | HERRAMIENTAS | | | | | | 1,99 |
| D.1 | HERRAMIENTAS | 5% | | | | | |
| E.- | MISCELANEAS | | | | | | 11,60 |
| | Supervisión | Hr | 8 | 0,1 | 22,66 | 18,13 | 11,60 |
| TOTAL COSTOS DIRECTOS: | | | | | | US \$/M | 210,17 |
| | Contingencias | 5% | | | | | 10,51 |
| TOTAL COSTOS: | | | | | | US \$/M | 220,68 |
| | | | | | | US \$/m² | 24,58 |
| NOTA: | Scoop 2.2 Cia c/D2 y c/operador | | 35,10 | US\$/Hr | | | |
| | Scoop 2.2 Alq s/D2 y c/operador | | 38,00 | US\$/Hr | | | |
| | Distancia promedio acarreo | | 15 | Mts | | | |
| | Damper 13 Ton Alq c/oper | | 61,7 | US\$/Hr | | | |
| | Distancia promedio transporte | | 200 | Mts | | | |
| | Voladura con precorte y Smoot Blasting | | | | | | |
| | mano obra incluye EPP | | | | | | |

Figura 46. Análisis de costos. Fuente: Mina chungar.

Todas estas técnicas implican medidas de rentabilidad y la programación de tiempos que conducirán a la factibilidad de los proyectos mineros las cuales son

1. VALOR ACTUAL NETO (VAN)

$$VAN = -I_0 + \sum_{i=1}^n \frac{B_i - C_i}{(1 + k)^n}$$

Donde:

I_0 valor de desembolso inicial de la inversión.

B_i beneficio del periodo inicial.

C_i costo del periodo inicial.

i periodo.

n vida útil del Proyecto.

r tasa de descuento.

El VAN es el valor de los flujos de ingresos y egresos futuros, actualizados a una tasa de descuento (k), esta tasa de descuento está en función al interés en que se realiza el proyecto.

El proyecto es rentable, si el $VAN > 0$. En decisiones de rankear proyectos es un mejor criterio mejor que la TIR.

Todas las demás medidas de rentabilidad serán aceptadas (TIR, B/C, etc.), en la medida que sean coherentes con el VAN.

2. TASA INTERNA DE RETORNO (TIR):

$$0 = -I_0 + \sum_{i=1}^n \frac{B_i - C_i}{(1 + TIR)^n}$$

La TIR es la tasa de descuento que hace que el VAN = 0, mediante este indicador se encuentra una tasa en donde el proyecto con sus ingresos en un futuro hará que en un presente determinado su VAN = 0 por ende esa tasa encontrada se comparará con la tasa de inversión actual.

3. RELACIÓN BENEFICIO - COSTO (B/C)

El proyecto es rentable si el índice B/C > 1.

$$B = \text{Ingresos actualizados} = \sum_{i=1}^n \frac{B_i}{(1+k)^n}$$

$$C = \text{Ingresos actualizados} = \sum_{i=1}^n \frac{C_i}{(1+k)^n}$$

Este indicador compara todos los ingresos actualizados versus todos los costos actualizados, incluyendo la inversión inicial.

El índice Beneficio Costo sólo debe utilizarse cuando se requiere determinar si un proyecto se debe realizar o no. Este indicador no es recomendable para comparar proyectos porque su magnitud absoluta puede ser engañosa.

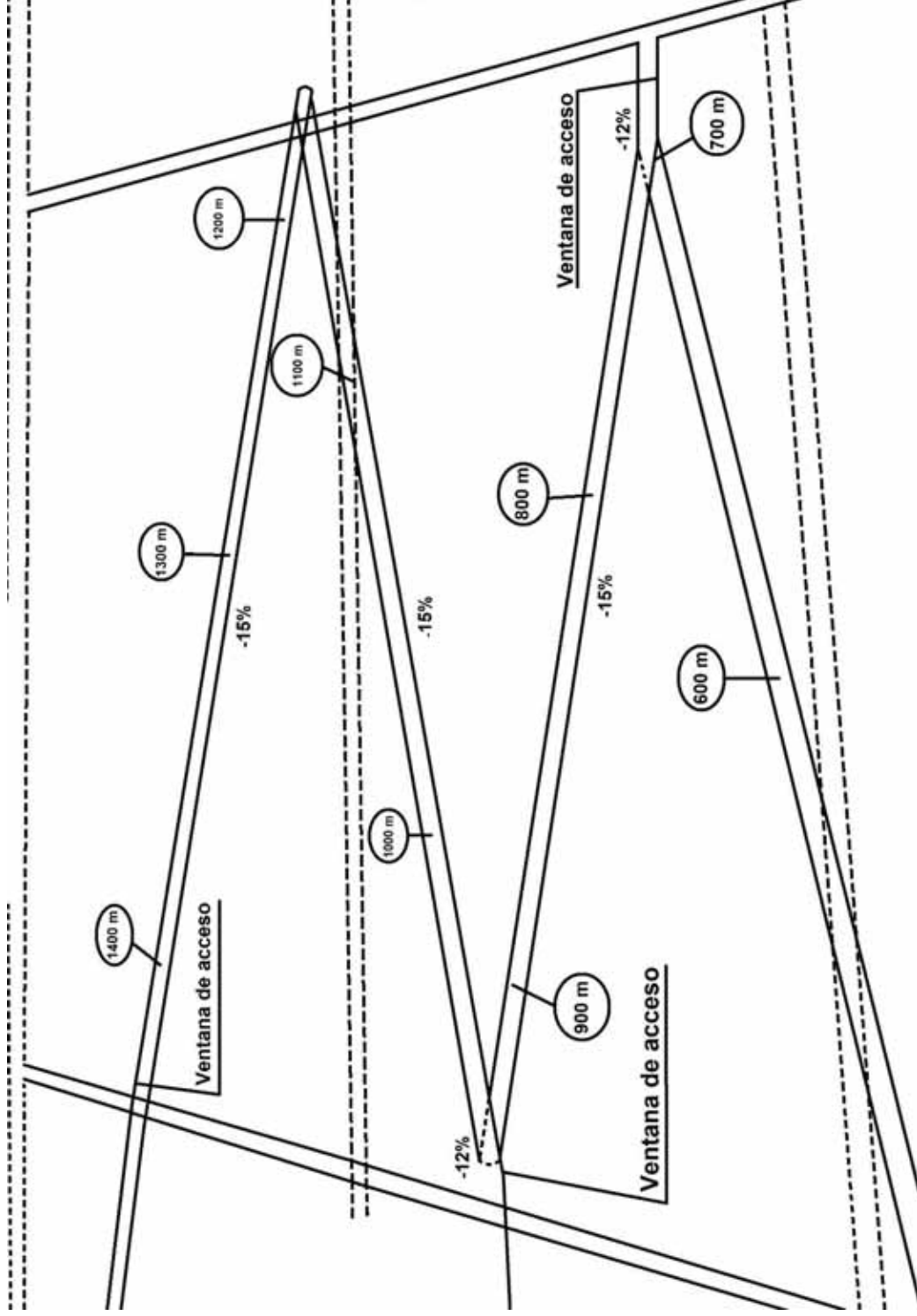


Figura 47. Plano de la rampa cosmos nivel -250 Sur. Fuente: Propia.

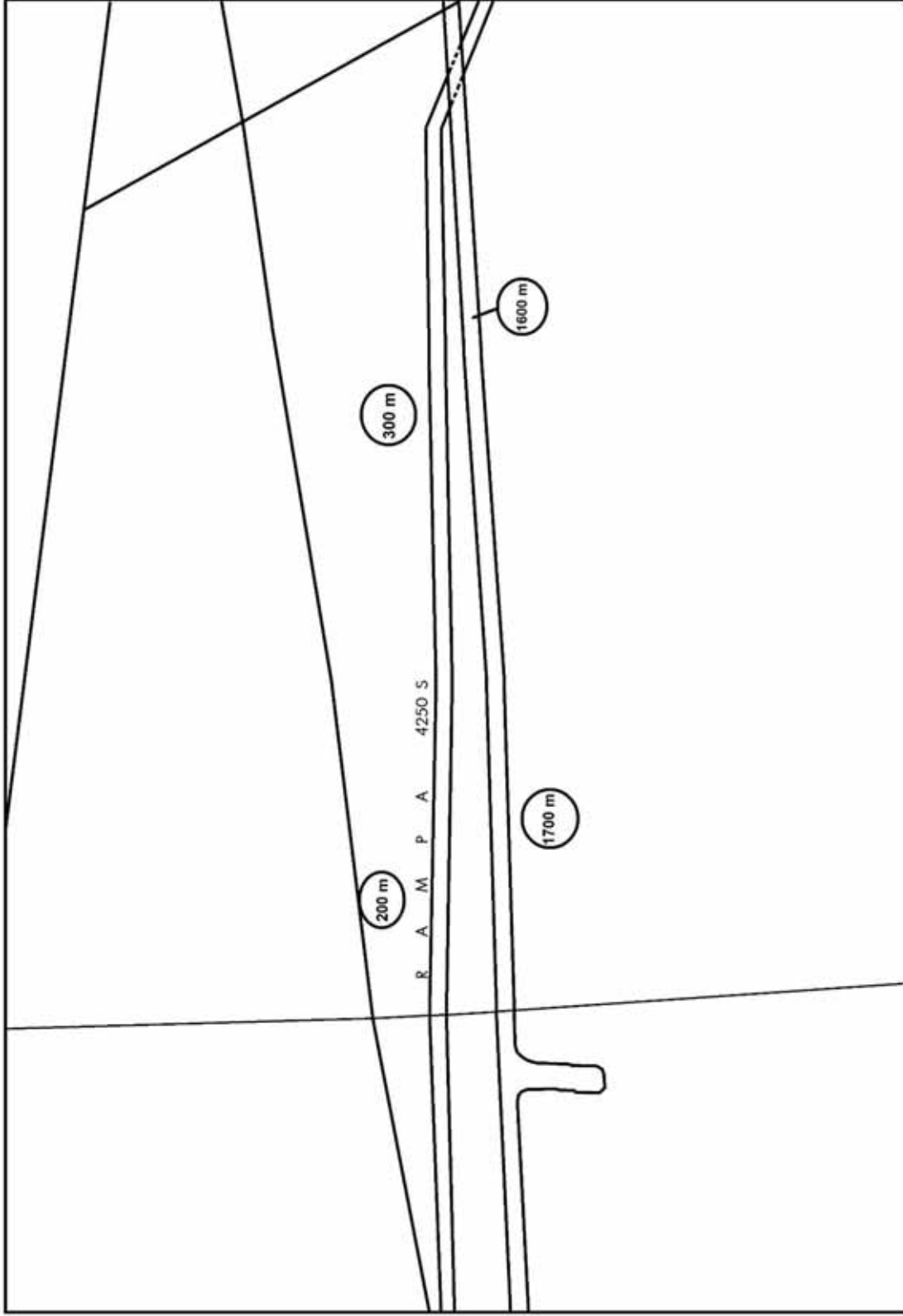


Figura 48. Plano de la rampa cosmos nivel -250 Sur. Fuente: Proipia.

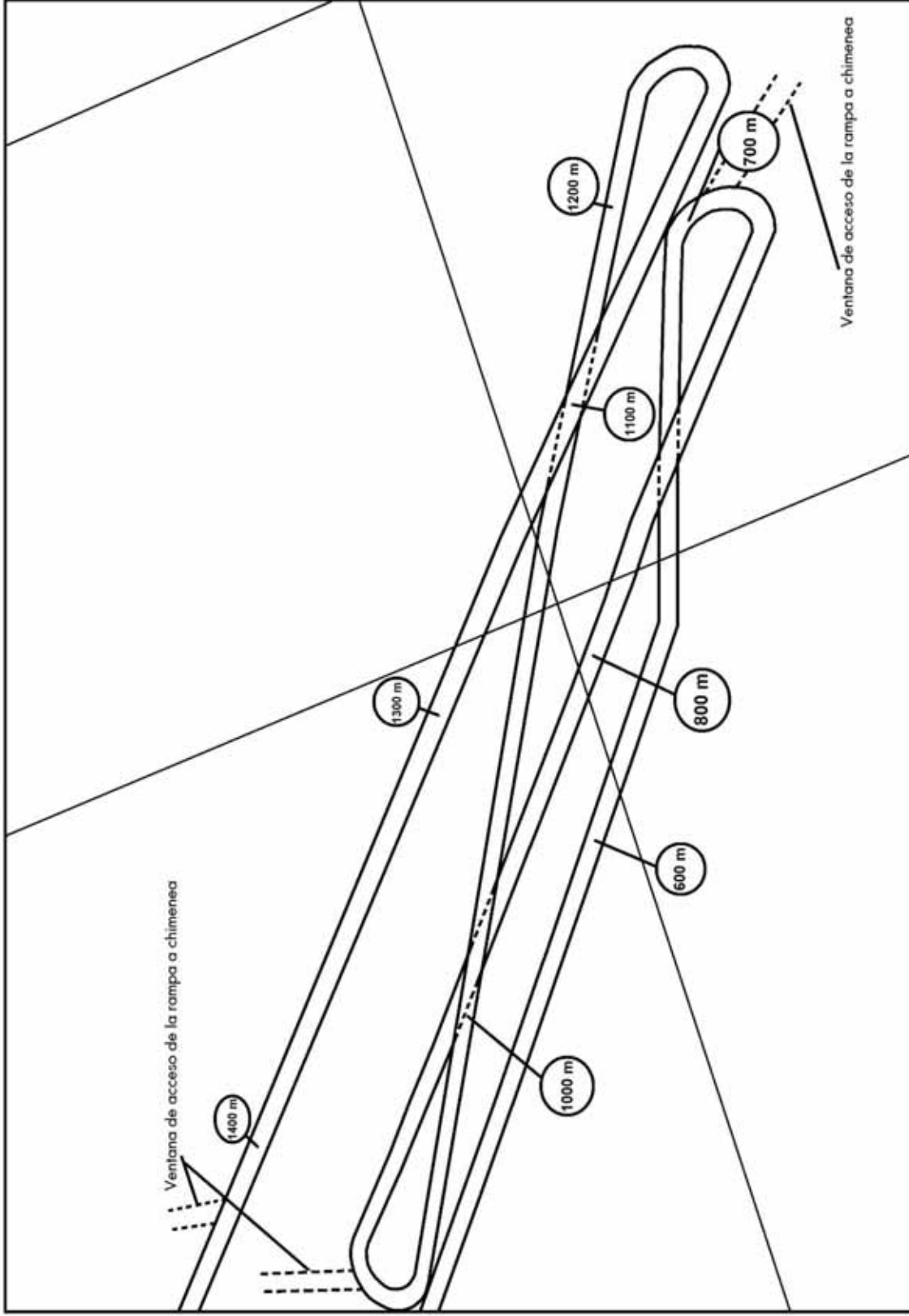


Figura 49. Plano de la rampa cosmos nivel -250 Sur. Fuente: Proipia.