

FACULTAD DE INGENIERÍA



Carrera de Ingeniería de Minas

“IMPLEMENTACIÓN DEL PLAN DE MINADO SUBTERRÁNEO CON EL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE PARA UNA PRODUCCIÓN MENSUAL DE 2000 TM DE MINERAL EN UNA MINA DE ORO EN SANTA CRUZ, CAJAMARCA 2020”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autores:

Willan Cervera Arevalo
Alex Raúl Gálvez Vásquez

Asesor:

Ing. Víctor Eduardo Alvarez León

Cajamarca - Perú

2022

DEDICATORIA

El presente trabajo de grado va dedicado a Dios, quien como guía estuvo presente en el caminar de nuestras vidas, bendiciéndonos y dándonos fuerzas para continuar con nuestras metas trazadas sin desfallecer. A nuestros padres que con apoyo incondicional, amor y confianza permitieron que logre culminar mi carrera profesional.

AGRADECIMIENTO

El presente trabajo agradecemos a Dios por ser mi guía y acompañarnos en el transcurso de nuestras vidas, brindándonos paciencia y sabiduría para culminar con éxito nuestras metas propuestas.

A nuestros padres por ser pilares fundamentales y habernos apoyándonos incondicionalmente, pese a las adversidades e inconvenientes que se presentaron.

Agradecemos a mi profesor de tesis quién con su experiencia, conocimiento y motivación nos orientó en la investigación.

Al Ing. Víctor Eduardo Alvarez León, por sus consejos, enseñanzas, apoyo y sobre todo amistad brindada en los momentos más difíciles de nuestras vidas.

Agradecemos a los todos docentes que, con su sabiduría, conocimiento y apoyo, motivaron a desarrollarme como persona y profesional en la Universidad Privada del Norte.

Tabla de contenido

DEDICATORIA	2
AGRADECIMIENTO.....	3
ÍNDICE DE TABLAS	5
ÍNDICE DE FIGURAS	6
ÍNDICE DE ECUACIONES	7
RESUMEN	8
CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN	9
CAPÍTULO II. METODOLOGÍA	15
CAPÍTULO III. RESULTADOS	22
CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES	61
REFERENCIAS	64
ANEXOS	66

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Valores de RDQ %	26
Tabla 2: Calidad de la roca en el nivel 2050	28
Tabla 3: Calidad de la roca nivel 2000.....	29
Tabla 4: Valoración Según Características del Yacimiento.....	30
Tabla 5: Valoración según características del cuerpo mineral	31
Tabla 6: Valoración según características del macizo rocoso	32
Tabla 7: Factores de peso	33
Tabla 8: Valoración total – Método de explotación	33
Tabla 9: Detalle accesos hacia interior mina.....	48
Tabla 10: Detalle de Chimeneas que comunican a la Superficie	48
Tabla 11: Chimeneas comunicadas entre 2000 y 2050	49
Tabla 12: Cantidad de Equipos requeridos para la operación minera	51
Tabla 13: Cronograma de ejecución de actividades	53
Tabla 14: Programa detallado de extracción 2020	56
Tabla 15: VAN y TIR con una tasa de descuento del 20% - SHRINKAGE	59
Tabla 16: VAN y TIR con una tasa de descuento del 20% - CORTE Y RELLENO	60

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Parámetros de Clasificación RMR	20
Figura 2: Orientación de las Discontinuidades respecto a la excavación.....	20
Figura 3: Índice de calidad RMR	21
Figura 4: Plano de ubicación del proyecto minero.....	22
Figura 5: Esquema de relleno y mineral en las labores de explotación.....	37
Figura 6: Sección típica para accesos y cruceros	39
Figura 7: Labores de avance Nivel 2000.....	40
Figura 8: Labores de avance Nivel 2050.....	41
Figura 9: Estándar para instalación de rieles y alcayatas	42
Figura 10: Puentes Grúa para la estiba de Mineral	43
Figura 11: Estándar para refuerzo de Galerías con cuadros de 3 elementos	44
Figura 12: Diseño de Tajos o Unidades de Extracción	45
Figura 13: Diseño de Refugios y Guardas.....	46
Figura 14: Diseño Isométrico de ventilación Niveles 2000 - 2050.....	50
Figura 15: Gráfico de ejecución de actividades (Avance).....	55
Figura 16: Gráfico del Programa de extracción 2020	58
Figura 17: Gráfico comparativo de VAN y TIR de los métodos Shrinkage Vs Corte y relleno Ascendente	60

ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1: Cálculo de RQD	18
---	----

RESUMEN

La tesis que se presenta a continuación tiene por finalidad implementar el método de explotación por corte y relleno ascendente el cual permitirá incrementar la producción de mineral a un promedio de 2000 TMS. El tipo de investigación es Aplicada, No experimental con diseño descriptivo. La muestra se consideró como el Plan de minado de los dos niveles 2000 y 2050; así como el recurso minero del proyecto, el cual cuenta con 75,670 TMS de recursos minerales medidos e indicados; 67,250 TMS de mineral inferido y 200,000 TMS de recursos potenciales; el proyecto de explotación establece una razón de explotación máxima de 100 toneladas por día y un horizonte de vida esperada de la mina de 10 años. Inicialmente se realizó el diseño de la mina en relación al método de explotación por corte y relleno ascendente, para lo cual se utilizó los procedimientos y parámetros planteados por Nicholas que designa una valoración en base a las características del yacimiento (potencia, orientación, etc.), características del cuerpo mineral (espaciamiento, resistencia, etc.) y características del macizo rocoso. En base al plan de producción establecido y calculado se plantea el uso de un total de 82 equipos incluyendo los proporcionados por las empresas contratistas, dentro del cronograma de ejecución de actividades y programa de extracción para la implementación del método por corte y relleno en los niveles 2000 y 2050, se calcula un avance promedio de 363 m. mensuales y una producción promedio de 1881 Tm. Finalmente se realizó un análisis comparativo de los indicadores económicos entre el método Shrinkage Stopping con el de Corte y Relleno Ascendente, obteniendo como resultado que los indicadores económicos del proyecto de explotación calculados entre ambos demuestran una gran rentabilidad por parte del método Corte y Relleno Ascendente sobre la inversión inicial, con un TIR de 105% mayor al TIR del método Shrinkage Stopping de 86%.

Palabras clave: Plan de minado, Corte y Relleno Ascendente, Shrinkage Stopping.

CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

El presente trabajo de investigación se desarrolló debido a que en el proyecto minero ubicado en Santa Cruz, anteriormente se venía utilizando el método de explotación por Shrinkage Stopping, con el cual se obtenía una producción mensual de 900 TMS. Por lo cual mediante una evaluación general de la problemática se optó por la implementación del método de explotación por corte y relleno ascendente, que permitirá incrementar la producción de mineral a un promedio de 2000 TMS, el mismo que será ejecutado en los niveles 2000 y 2050, por lo cual se decidió realizar otro plan de minado que contemple las características de construcción e implementación del método antes mencionado.

El plan de producción dependerá siempre de las variables o características del yacimiento, tales como condiciones geológicas, geomecánicas y las variables económicas en función de los programas de desarrollo preparación y explotación, asignando los recursos necesarios. Entonces es necesario contar con información técnica como: características geológicas de los mantos, estructuras de vetas y roca encajonante, reservas mineras económicas, leyes de mineral, costos de producción y recursos para la producción.

El Shrinkage Stopping es un método de explotación vertical aplicable a vetas (estructuras verticales), principalmente para explotaciones menores. En su esencia, consiste en utilizar el mineral quebrado como piso de trabajo para seguir explotando de manera ascendente. Este mineral provee además soporte adicional de las paredes hasta que el caserón se completa y queda listo para el vaciado. Los caserones se

explotan ascendentemente en tajadas horizontales, sacando solamente el 35% que se esponja y dejando hasta el momento del vaciado el resto (65%). Es un método intensivo en mano de obra, difícil de mecanizar. (Guadalupe, 2015)

El método Shrinkage Stopping es netamente un método de alta producción y bajo costo y es frecuentemente seleccionado como un método subterráneo primario cuando el minado superficial de un depósito no es largamente económico, después de formular un proyecto es necesario evaluarlo para saber si financieramente es viable o no. Para evaluarlo existen varios índices tales como el Valor Actual Neto (VAN), que es un índice universal, y el que mejor sirve como indicador.

El método por corte y relleno ascendente, se denomina también “over cut and fill”, es en forma de tajadas horizontales, comenzando del fondo del tajo, avanzando hacia arriba. El mineral roto es cargado y extraído completamente del tajo, cuando toda la tajada ha sido disparada, el volumen extraído es rellenado con un material estéril para el soporte de las cajas, proporcionando una plataforma mientras la próxima rebanada sea minada. El material de relleno puede ser de roca estéril proveniente de las labores de desarrollo en la mina y es distribuido sobre el área tajeada; así mismo en el minado moderno de corte y relleno es práctica común el uso del método de relleno hidráulico, este material procede de los relaves de la planta concentradora, mezclado con agua y transportarlo a la mina a través de tuberías; cuando el agua del relleno es drenado entonces queda un relleno competente con una superficie uniforme, en algunos casos el material es mezclado con cemento que proporciona una superficie más dura, que mejora las características del soporte (Chambi, 2014).

Las reservas minerales o el cálculo de estas son un factor muy importante antes de implementar cualquier método que permita incrementar la producción, Venegas (2009) en su tesis denominada “Ampliación de producción mina Condestable”, cuyo objetivo principal era poner en operación una unidad de la mina paralizada por muchos años debido al bajo valor de su contenido de mineral; además de identificar variables relevantes en la toma de decisiones de una empresa peruana de mediana minería, conocer y describir el proceso productivo de la empresa. Luego de la evaluación de las reservas minerales y de la ley promedio se concluye que la decisión de ampliación se sustenta en cuatro factores clave, los cuales son, en orden de importancia: tendencia de precio favorable, costos adecuados, reservas suficientes y gerencia apta para llevar a cabo el cambio.

Según Bautista (2017), en su trabajo de investigación denominado “Diseño y planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción diaria de la Unidad Operativa Pallancata” – Proyecto Pablo – Compañía Minera Ares S.A.C. surge de la necesidad de resolver problemas relacionados, para mejorar e incrementar el nivel de producción diaria y tener un mejor criterio en la toma de decisiones de la mina. Como resultados se obtuvo que aplicando el método de corte y relleno semi-mecanizado en la explotación del Proyecto Pablo se logró incrementar la producción diaria con 320 toneladas a la producción diaria de la mina Pallancata este aporte es netamente del Proyecto Pablo, donde entre tajeos convencionales y avances se logra contribuir a 948 TM/día de un programado de 887 TM/día, con el aporte del Proyecto Pablo se incrementa los niveles de producción diaria como en el acumulado mensual de 19,461 TM/mes a 29,384 TM/mes en promedio.

Turpo (2014), en su tesis titulada “Planeamiento de Minado para una mejor Explotación del Yacimiento Esperanza de Caraveli” concluye que desarrollaron la explotación de 18 a 25 tajeos por mes para incrementar la producción diaria de 250 TM/día a 360 TM/día, con la explotación de la veta dulce con 7 nuevos tajeos para la producción de la zona Coila. Se incrementó el nivel de producción mensual de 7500 TM/mes a 10,800 TM/mes. Esto de acuerdo al sistema de trabajo, las etapas del ciclo, también se mejoró la eficiencia en los procesos unitarios respectivos, aumentando en alguno de ellas, el capital, las maquinarias, recursos humanos, etc. El método de minado a aplicar es el corte relleno, cumpliendo con las condiciones geomecánicas y estructurales del yacimiento.

Según Mena (2012), en su trabajo de investigación denominado “Planeamiento de Minado Subterráneo para Vetas Angostas: Caso Practico; Mina “Esperanza de Caraveli de Compañía Minera Titán S.R.L” en el cual su objetivo principal es desarrollar y dar a conocer un modelo que sirva como guía, y que comprende un plan operativo-económico a mediano plazo para una mina aurífera subterránea de vetas angostas; se concluye que con el Planeamiento de minado de la veta Dulce y la entrada en operación de la veta significa un considerable aumento en cuanto a la producción diaria, incrementando del volumen inicial de 150 TM/día a 200 TM/día del mismo modo esto repercutió en el incremento de toneladas mensual de 4500 TM/mes a 6000 TM/mes. El método de minado más adecuado es el de corte y relleno; debido principalmente, a que se tiene una mayor selectividad, aspecto fundamental dada la potencia de las vetas en mina Esperanza (promedio: 0.52 m).

1.2. Formulación del problema

¿Cuál es el método de explotación subterránea que permita mejorar el plan de minado para una producción mensual de 2000 TM de mineral en una mina de oro en Santa Cruz, Cajamarca 2020?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Implementar el plan de minado subterráneo con el método de corte y relleno ascendente para una producción mensual de 2000 TM de mineral en una mina de oro en Santa Cruz , Cajamarca.

1.3.2. Objetivos específicos

- Realizar el diseño de la mina en relación al método de explotación por corte y relleno ascendente, tomando en cuenta los factores que describen las características del yacimiento.
- Realizar el diseño de las labores mineras de acuerdo con el método de explotación elegido.
- Detallar el número de equipos, cronograma de ejecución de actividades y programa de extracción para la implementación del método por corte y relleno en los niveles 2000 y 2050.
- Realizar un análisis comparativo de los indicadores económicos entre el método Shrinkage Stopping y Corte y relleno Ascendente.

1.4. Hipótesis

1.4.1. Hipótesis general

Con los datos obtenidos en los resultados se logrará determinar la implementación del plan de minado subterráneo con el método de corte y relleno ascendente, el cual permitirá alcanzar una producción mensual de 2000 TM de mineral, aumentando así las utilidades de la empresa minera.

1.4.2. Hipótesis específicas

- Al realizar el diseño de la mina tomando en cuenta el método de explotación por corte y relleno ascendente se podrá determinar el ciclo de minado en función de las reservas presentes en el yacimiento.
- Realizar el diseño de las labores mineras en función del método de explotación permitirá identificar los accesos, sistema de carguío, galerías, diseño de tajeos y sistema de ventilación.
- Con los resultados de la cantidad de equipos, cronograma de ejecución de actividades y programa de extracción se calculará la producción estimada a un promedio de 1900 y 2000 Tm mensuales, con la implementación del método por corte y relleno en los niveles 2000 y 2050.
- El análisis comparativo entre los indicadores económicos correspondientes al método Shrinkage Stopping y Corte y relleno Ascendente, permitirán obtener el valor del VAN y TIR, con ello identificar la rentabilidad de cada método.

CAPÍTULO II. METODOLOGÍA

2.1. Tipo de investigación

El tipo de investigación es Aplicada, No experimental con diseño descriptivo. Es descriptivo porque describe las características del macizo rocoso, en una situación temporal y de lugar determinada.

Vargas (2009), docente de la maestría en Orientación de la Universidad de Costa Rica, el tipo de investigación aplicada se centra en el análisis y solución de problemas de varias índoles de la vida real, así como también se nutre de avances científicos y se caracteriza por su interés en la aplicación de los conocimientos. Indica que el tipo de investigación Aplicada es una forma de conocer las realidades con una prueba científica; requiere obligatoriamente de un marco teórico, sobre el cual se basará para generar una solución al problema específico que se quiera resolver.

Hernández, Fernández y Baptista (2012) indican que, "La investigación no experimental es aquella que se realiza sin manipular deliberadamente variables. Es decir, es investigación donde no hacemos variar intencionalmente las variables independientes. Lo que hacemos en la investigación no experimental es observar fenómenos tal y como se dan en su contexto natural, para después analizarlos"

Según Tamayo (2019) La investigación descriptiva busca únicamente describir situaciones o acontecimientos; básicamente no está interesado en comprobar explicaciones, ni en probar determinadas hipótesis, ni en hacer predicciones. Con mucha frecuencia las descripciones se hacen por encuestas (estudios por encuestas),

aunque éstas también pueden servir para probar hipótesis específicas y poner a prueba explicaciones.

2.2. Población y muestra

- **Población**

Todos los planes de minado con los que cuenta la mina de oro ubicada en Santa Cruz – Cajamarca.

- **Muestra**

El Plan de minado de los dos niveles 2000 y 2050; así como el recurso minero del proyecto, el cual cuenta con 75,670 TMS de recursos minerales medidos e indicados; 67,250 TMS de mineral inferido y 200,000 TMS de recursos potenciales; el proyecto de explotación establece una razón de explotación máxima de 100 toneladas por día y un horizonte de vida esperada de la mina de 10 años.

2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos

- **Técnicas e instrumentos de recolección de datos**

Las técnicas utilizadas son la observación, el análisis documental y la experimentación.

- Con la técnica de la observación se pudo observar in situ los niveles de trabajo, sus vetas, el método de explotación utilizado (SHRINKAGE STOPING), la calidad del macizo rocoso y su producción actual.
- Con la técnica del análisis documental se recogió información a investigaciones de las tesis de universidades y consultas a la DREM Cajamarca.

- Con la técnica de la experimentación se recogió información topográfica del área de estudio, información geológica y geomecánica del yacimiento.

- **Técnicas e instrumentos de análisis de datos**

Consistió en procesar la información geomecánica se procedió a la identificación y construcción del modelo geomecánico. El mencionado modelo debe facilitar la gestión de información de cada componente y contener una base de datos eficiente que permita la incorporación de nueva información. El modelo debe ser actualizado de acuerdo a la etapa en la que se desarrolla el proyecto (conceptual, pre factibilidad, factibilidad, operación, etc.). Típicamente el modelo geomecánico se conforma de dominios geomecánicos y propiedades asociadas que incluye: Distribución de los materiales, Anisotropía estructural, Parámetros de resistencia y Factores hidrogeológicos. (Read, 2009).

La construcción de un modelo geomecánico es la base fundamental dentro del proceso de diseño de labores subterráneas (alternativas de métodos de minado, requerimientos de sostenimiento, dimensionamiento de excavaciones, etc.), dado que reúne en un solo concepto todos los aspectos geomecánicos que intervienen en describir el entorno donde se pretende realizar el diseño de una labor o estructura subterránea, (OSINERMIN, 2010). Se obtiene a partir de cinco componentes:

- ✓ Modelo geológico
- ✓ Modelo estructural
- ✓ Modelo de macizo rocoso
- ✓ Modelo hidrogeológico
- ✓ Modelo de esfuerzos

Luego con esta información se podrá proponer un plan de minado subterráneo a ejecutarse con la contrata minera y los trabajos de sostenimiento, perforación, voladura, carguío y transporte a realizarse durante la etapa de explotación.

2.4. Procedimiento

Primera etapa: Recolección de la información

Durante esta etapa se recoge la información topográfica del área en estudio, información geológica y geomecánica del yacimiento; También a través de pruebas de laboratorio se determina las propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta y macizo rocoso; es decir la resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta en laboratorio.

Para determinar el RQD (Rock Quality Designation) en el campo o zona de estudio de una operación minera, existen dos procedimientos de cálculo.

Primer procedimiento:

Se calcula midiendo y sumando el largo de todos los trozos de testigo mayores que 10 cm en el intervalo de testigo de 1.5 m. a partir de los testigos obtenidos en la exploración. Medida del RQD en testigos de Exploración 150

Se deben incluir los discos del núcleo ocasionados por rotura mecánica de la roca como parte del RQD.

Ecuación 1: Cálculo de RQD

$$RQD = \frac{\text{Sumade 10}}{\text{longitud total}} \times 100\%$$

Sumade 10= Suma de la longitud de testigos superiores a 10 cm.

Segundo procedimiento:

Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras por metro, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural en el área o zona predeterminada de la operación minera.

RQD Determinado en el campo por el área de Geotecnia, en un tramo longitudinal de pared expuesta

$$\mathbf{RQD = 100 \lambda (-0.1) \lambda x (0.1 1 + \lambda) \text{ Priest y Houston,1976}}$$

Dónde: λ = Nro. De Fisuras / Espacio

Para nuestro caso:

$$\mathbf{RQD = 110.4 - 3.68\lambda = 110.4 - 3.68 (7) = 84.6\%}$$

Clasificación RMR (Bieniawski, 1973 y 1979)

Parámetros geomecánicos considerados:

1. Resistencia uniaxial de la matriz rocosa: ensayo PLT, ensayo de compresión simple.
2. Grado de fracturación del macizo: ensayo RQD.
3. Espaciado de las discontinuidades: separación entre diaclasas (m).
4. Condiciones de las discontinuidades: rugosidad, continuidad, relleno, bordes.
5. Condiciones hidrogeológicas: caudal, presión de agua, humedad.

Figura 1: *Parámetros de Clasificación RMR*

1	Resistencia de la roca sana	Ensayo de carga puntual	> 100 Kp/cm ²	40 - 80 Kp/cm ²	20 - 40 Kp/cm ²	10 - 20 Kp/cm ²	Compresión simple (Kp/cm ²)		
		C. Simple	> 2.500 Kp/cm ²	1.000-2.500 Kp/cm ²	500-1.000 Kp/cm ²	250-500 Kp/cm ²	50-250	10 - 50	< 10
	Valoración		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Valoración		20	17	13	6	3		
3	Separación entre diaclasas		> 2 m	0.6 - 2 m	0.2 - 0.6 m	0.06 - 0.2 m	< 0.06 m		
	Valoración		20	15	10	8	5		
4	Estado de las diaclasas		Muy rugosas Discontinuas Sin separaciones Bordes sanos y duros	Ligeramente rugosas Abertura < 1 mm Bordes duros	Ligeramente rugosas Abertura < 1 mm Bordes blandos	Espejos de falla o con relleno < 5 mm o abiertas 1-5 mm Diaclasas continuas	Relleno blando > 5 mm o abertura > 5 mm Diaclasas continuas		
	Valoración		30	25	20	10	0		
5	Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	< 10 litros/min.	10-25 litros/min.	25-125 litros/min	> 125 litros/min.		
		Relación Presión agua-Tensión princ. mayor	0	0.0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo		
		Valoración		15	10	7	4	0	

Fuente: RMR Rock Mass Rating (Bieniawski – 1976).

Se realizó la corrección por la orientación de diaclasas

En el siguiente cuadro se muestra la orientación de las discontinuidades respecto a la excavación.

Figura 2: *Orientación de las Discontinuidades respecto a la excavación*

Dirección y Buzamiento		Muy Favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy Desfavorables
Valoración para	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Fuente: RMR Rock Mass Rating (Bieniawski – 1976).

En el siguiente cuadro se muestra el índice de calidad RMR.

Figura 3: *Índice de calidad RMR*

Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy Buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala
Valoración	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20

Fuente: RMR Rock Mass Rating (Bieniawski – 1976).

Segunda etapa: Procesamiento de la información

Con la información geomecánica se construye el modelo geomecánico para determinar las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a ser usadas en el análisis de estabilidad y diseño de las labores subterráneas para cada etapa del desarrollo del proyecto, incluyendo las propiedades de resistencia de la roca intacta, estructuras y macizo rocoso.

Tercera etapa: Evaluación y redacción del nuevo plan de minado

En esta etapa se realiza una evaluación del plan de minado actual y operaciones unitarias de sostenimiento, perforación, voladura, carguío y transporte de minerales.

Se realiza la determinación de la calidad de macizo rocoso; asimismo el nuevo planeamiento de minado y operaciones unitarias de sostenimiento, perforación, voladura, carguío y transporte de minerales para extraer 3000 TM/mes.

CAPÍTULO III. RESULTADOS

3.1. Resultados del Diseño de la mina – Método por corte y relleno Ascendente

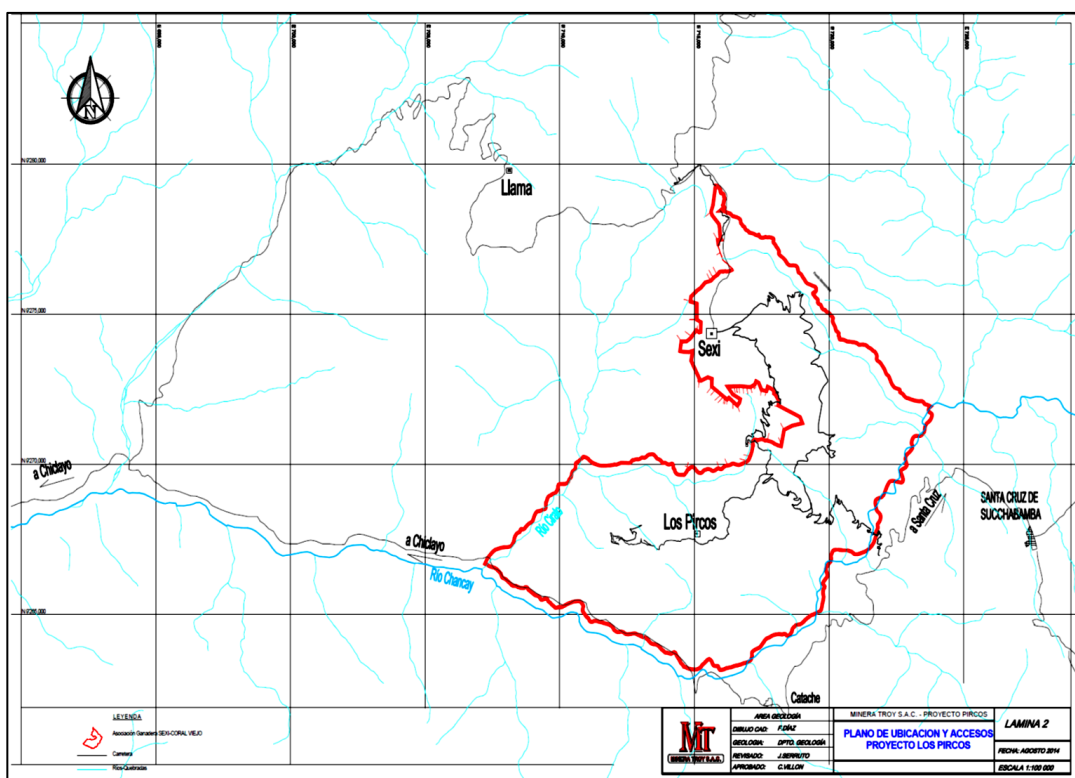
3.1.1. Plano de ubicación del Proyecto

Geográficamente, la U.E.A. Cirato 45 se encuentra ubicada en la vertiente oeste de la Cordillera Occidental de los Andes y a una distancia, en línea recta, de 78 Km. al N 75° E de la Ciudad de Chiclayo; en un área comprendida entre la margen derecha del Río Chancay y margen izquierda de la quebrada Cirato. Las coordenadas UTM representativas son: 713 980 E y 9 267 500 N, altitud promedio de 2,250 m.s.n.m. (Hoja 14 – e, Carta Nacional 1: 100,000).

Políticamente, se encuentra en el caserío Corral Viejo, Distrito de Sexi, Provincia de Santa Cruz y Departamento de Cajamarca.

Figura 4

Plano de ubicación del proyecto minero



Fuente: Área de Geología.

3.1.2. Consideraciones generales del diseño

La mina de oro en estudio presenta un yacimiento para desarrollar minería subterránea en vetas angostas tipo rosario; para la explotación se empleará el método de corte y relleno convencional, método que permite tener un bajo porcentaje de desmonte expuesto en la superficie.

Por la ubicación, escala y reservas, el proyecto está concebido para desarrollar únicamente la etapa de explotación minera, el mineral obtenido será transportado y comercializado para ser procesado en plantas de terceros.

3.1.3. Método cuantitativo para la selección del método de minado

Características del yacimiento

a. Geometría del yacimiento

Se trata de un Yacimiento Irregular, pues las dimensiones varían en distancias cortas.

b. Potencia del yacimiento.

De acuerdo a los estudios en sondajes diamantina, labores subterráneas y trincheras el yacimiento es de baja potencia (<10 m) con rangos que van desde los 0.10m a 4.21m en el mejor de los casos.

c. Inclinación del yacimiento.

Las vetas son verticales, con una inclinación mínima de 70°.

d. Profundidad del yacimiento.

El sistema de fallas ha tenido diferente comportamiento cinemático, es decir que algunos sectores pueden tener movimientos de compresión y en otros de distensión, provocando de esta manera zonas de debilitamiento cortical, que facilitaron el desarrollo de sistemas volcánicos emergentes, relacionados con fases de mineralización hidrotermal. Estas estructuras se encuentran distribuidas, para labores que justifiquen la explotación a nivel Marginal, Sub Marginal y Económico a una profundidad no mayor a 120m.

El esfuerzo vertical al que estarán sometidas las estructuras rocosas a la profundidad máxima de 120m, se puede estimar con la relación esfuerzo vertical vs profundidad ($\sigma_v = \gamma z$) que actúa bien en promedio, debiendo guardarse las precauciones del caso, por las diferencias que se producen a bajas profundidades cuando la Resistencia a la Compresión Simple o Uniaxial (UCS) es demasiado baja como en la Dolomita, por ejemplo. En nuestro caso la UCS de la roca se encuentra entre 100 y 250Mpa disminuyendo el riesgo considerablemente.

Esfuerzo vertical

$$\sigma_v = 0,027z$$

Z = profundidad (m)

$$\text{Para } z = 120\text{m} \rightarrow \sigma_v = 0,027(120) = 3.24 \text{ Mpa.}$$

e. Distribución de leyes en el yacimiento.

La distribución de las leyes en el Yacimiento es Gradacional pues existen distintas leyes que gradualmente cambian en el espacio. Las leyes promedio varían entre 9,61 a 21,35 gr/ton de oro; 91,30 a 415 gr/ton de plata.

3.1.4. Estudio geomecánico

Se caracterizará el mineral y en cuanto al sostenimiento se considerará uniforme, por tratarse de vetas verticales.

a. Características Geotécnicas del Sostenimiento (Macizo Rocoso / Roca de Caja)

En general la roca que encajona a las vetas, permite realizar labores subterráneas, sin sostenimiento. Durante las labores de exploración en algunos casos cuando la roca no lo permite, se han colocado cuadros y puntales de madera. Por ejemplo, en el nivel 2,000 se realizaron estudios de verificación de la capacidad de fracturamiento de la roca y por seguridad se colocaron cuadros de madera con la finalidad de auto sostener las labores; sin embargo, en el nivel 2050,1950 la roca garantiza su auto sostenimiento y no ha sido necesario instalaciones complementarias.

La competencia de la roca, se obtiene de acuerdo a la siguiente escala

Poco competente: $UCS/\sigma_v \leq 8$

Competencia intermedia: $8 < UCS/\sigma_v \leq 15$

Competencia alta: $UCS/\sigma_v > 15$

Para los UCS de 100 a 250Mpa, la relación UCS/σ_v estaría entre los 30.86 y 77.16

Clasificando la roca de caja como de Competencia alta.

El número de fracturas o discontinuidades por metro lineal (λ), sumando todos los sets estructurales en los testigos evaluados, arroja un valor de $\lambda=7$ ff/m lo que indica que se trata de una roca poco fracturada, según la siguiente escala:

Muy fracturado: ff/m: > 16 ff/m

Fracturado: ff/m: 10-16 ff/m

Poco fracturado: ff/m: 3 – 10 ff/m

Muy poco fracturado: ff/m: < 3 ff/m

Cálculo del Índice RQD (Rock Quality Designation): desarrollado por Deere entre 1963 y 1967, se define como el porcentaje de recuperación de testigos de más de 10 cm de longitud (en su eje) sin tener en cuenta las roturas frescas del proceso de perforación respecto de la longitud total del sondeo.

Para determinar el RQD (Rock Quality Designation) en el campo o zona de estudio de una operación minera, existen dos procedimientos de cálculo.

Tabla 1

Valores de RDQ %

Clase	Calidad	RQD%
I	Muy mala	< 25
II	Mala	25 - 50
III	Aceptable	50 -75
IV	Buena	75 - 90
V	Muy buena	90 - 100

Fuente: Clasificación de Priest y Houston,1976

Utilizando la clasificación dada por Bienawski se logró identificar el índice de calidad de la roca:

$$12+17+15+25+10-5 = 74$$

Que clasifica a la Roca como de clase II, Buena Roca.

b. Características Geotécnicas de la Estructura Mineral

Se trata de vetas con propiedades de Cuarzo hialino, drúsico bandeado con núcleos discontinuos de cuarzo gris y pirita diseminada moderada, cuya densidad es de 2.6. La estructura del cuerpo mineral es poco competente, sin relleno, no rugoso y con una resistencia menor a la del macizo rocoso.

En el Proyecto Pircos se ha podido calificar al macizo rocoso en tres tipos de roca MUY BUENA, BUENA Y REGULAR.

- **ROCA MUY BUENA (RI).** Codificada con la letra A y color celeste, se caracteriza por ser una roca dura con poca fracturación (2 a 4 fracturas/metro lineal) no presenta alteración y poca humedad. Este tipo de macizo rocoso en labores con sección de 2.10 m x 2.40 m. no requiere sostenimiento excepto algunos pernos (cementados o con algún tipo de resina) donde presenta riesgo de caída de roca; para tajos y labores de exploración con sección 0.90 m x 2.40 m. no requiere algún tipo de sostenimiento excepto algunos pernos (Split Set) donde presente riesgo o se crea conveniente.

- **ROCA BUENA (RII).** Codificada con la letra B y color verde, se caracteriza por ser una roca dura con pocas fracturas (4 a 8 fracturas/metro lineal). Presenta una alteración débil, humedad en algunos casos y se rompe con 3 – 10 golpes de la picota. Este tipo de macizo rocoso en labores con sección de 2.10 m x 2.40 m. generalmente no requiere algún tipo de sostenimiento excepto algunos pernos (cementados o con resina y/o Split Set) donde presenta riesgo de caída de roca - puntuales; para tajos y labores de exploración con sección 0.90 m x 2.40 m. generalmente no requiere algún tipo de sostenimiento excepto algunos pernos (Split Set) donde presente riesgo o se crea conveniente - puntuales.

- **ROCA REGULAR (RIII).** Codificada con la letra C y color anaranjado, se caracteriza por ser una roca poco blanda con regular cantidad de fracturas (8 a 12 fracturas/metro lineal), medianamente alterada, humedad y se rompe

con 1 – 3 golpes de la picota. Este tipo de macizo rocoso en labores con sección de 2.10 m x 2.40 m. requieren la colocación de pernos cementados o con resina y/o Split Set de manera sistemática cada 1.5 m. a 2.00 m. ya sea en la pared o techo de igual manera utilizar TALADROS DE ALIVIO Y/O COLOCAR Split Set preventivos en el frente de la labor; para tajos y labores de exploración con sección 0.90 m. x 2.40 m. requieren la colocación de pernos de manera sistemática cada 1.5 m. a 2.00 m. ya sea en la caja piso y/o techo de la labor.

c. CALIDAD DE ROCA POR NIVELES.

- ✓ **NIVEL 2050:** Se empezó el año 2008 y actualmente es un nivel con poca actividad en la operación y cuenta con 1797.024 m de laboreo horizontal. De la cual el 18% corresponde a una calidad de roca muy buena, el 42.5% calidad de roca buena y el 39.4% roca de calidad regular.

Tabla 2

Calidad de la roca en el nivel 2050

Calidad de roca	Metros	Porcentaje
Muy Buena	323.56	18.00%
Buena	764.69	42.50%
Regular	708.774	39.40%

Fuente: Elaboración propia.

- ✓ **NIVEL 2000:** Es el actual Nivel de producción y cuenta con 1375 m de laboreo horizontal. De la cual el 50.5% corresponde a una calidad de roca

muy buena, el 38.1% calidad de roca buena y el 11.2% roca de calidad regular.

Tabla 3

Calidad de la roca nivel 2000

Calidad de roca	Metros	Porcentaje
Muy buena	695.99	50.50%
Buena	524.61	38.10%
Regular	155.02	11.20%

Fuente: Elaboración propia.

3.1.5. Selección del método de minado según Nicholas

El método de Nicholas asigna una escala de valores para cada método de explotación de acuerdo a la información característica del Yacimiento, la Información Geotécnica del Macizo Rocosos y del Cuerpo Mineralizado, posteriormente el método totaliza los valores y les asigna un factor de peso, arrojando valores totalizados, que determinan de acuerdo a la puntuación más alta, la gama de posibles métodos de minado a elegir. Adicionalmente se deberán considerar factores, tales como: costos, productividad, recuperación y otros de importancia. En el caso del Proyecto minero en estudio se ha realizado la aplicación del método de Nicholas, considerando solamente procedimientos de explotación subterráneos debido a las características y reservas potenciales del yacimiento.

Tabla 4*Valoración Según Características del Yacimiento*

Características del yacimiento	Forma general yacimiento			Potencia del yacimiento				Orientación			Distribución de las leyes		
	Método de explotación	Masiva	Tabular	Irregular	Baja	Intermedia	Alta	Muy alta	Horizontal	Intermedia	Vertical	Uniforme	Gradacional
Block Caving	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Sublevel Stoping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Sublevel Caving	3	4	1	-49	0	4	3	1	1	4	4	2	0
Longwall mining	-49	4	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Room and Pillar	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Shrinkage Stoping	2	2	1	1	1	2	4	2	1	4	3	2	1
Cut and Fill Stoping	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
Top Slicing	3	3	0	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 5

Valoración según características del cuerpo mineral

Características del cuerpo mineral	Competencia Roca Intacta			Espaciamiento Fracturas				Resistencia estructuras		
	Baja	Media	Alta	Muy cercanas	Poco espaciadas	Espaciadas	Muy espaciadas	Baja	Media	Alta
Block Caving	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Sublevel Stopping	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Longwall mining	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Room and Pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stopping	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Cut and Fill Stopping	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
Top Slicing	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 6

Valoración según características del macizo rocoso

Características del Macizo Rocosó	Competencia Roca Intacta			Espaciamiento Fracturas				Resistencia estructuras		
	Baja	Mediana	Alta	Muy cercanas	Poco espaciadas	Espaciadas	muy espaciadas	baja	mediana	alta
Block Caving	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Sublevel Stopping	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Sublevel Caving	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Longwall mining	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Room and Pillar	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Shrinkage Stopping	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Cut and Fill Stopping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Top Slicing	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 7*Factores de peso*

FACTORES DE PESO	
Geometría yacimiento	1
Condiciones geomecánicas mineral	0,75
Condiciones geomecánicas macizo rocoso	0,38

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 8*Valoración total – Método de explotación*

Método	Yacimiento	Mineral	Macizo Rocosos	Total
Sublevel Stoping	9	3	3,8	15,8
Sublevel Caving	-42	5,25	4,18	-32,57
Longwall mining	-92	3,75	3,8	-84,45
Room and Pillar	9	3,75	3,8	16,55
Shrinkage Stoping	8	4,5	3,42	15,92
Cut and Fill Mining	13	5,25	2,28	20,53
Top Slicing	-45	4,5	3,42	-37,08

Fuente: Elaboración propia.

De acuerdo al cuadro de resultados, el método con mayor valor positivo es el de **Minado por Corte y Relleno**, que para el caso del Proyecto minero en estudio tendría que ser con la variante a **Convencional Ascendente**.

3.1.6. Método de Minado

Los Pircos es un yacimiento en el cual se desarrolla minería subterránea en vetas tipo rosario; para la explotación se empleará el método de corte y relleno convencional.

Los trabajos en la Mina comprenden labores de desarrollo, preparación y explotación sobre estructura mineralizada mediante el método de corte y relleno convencional y paralelamente se continúa realizando labores de exploración que permitirán determinar la existencia de más reservas y recursos.

a. Desarrollo y Preparación

Los trabajos de preparación consisten en diseñar en el terreno la forma de como extraer el mineral estableciendo un método de minado (minado subterráneo).

Luego de los trabajos de desarrollo y preparación de los tajos, se procederá con las labores de explotación por el método “corte y relleno convencional”.

b. Corte y Relleno Convencional

El método de corte y relleno convencional, se realiza en forma de tajos horizontales, comprende trabajos de perforación y disparo, ventilación y desate de roca, limpieza y relleno.

La perforación será realizada con equipos neumáticas manuales y para la voladura se utilizará explosivos como la dinamita, fulminantes y mecha lenta; una vez ventilado el frente de trabajo se procederá al desatado de roca producto del disparo, culminando esto se realizará el carguío mediante carretillas o winches de arrastre hasta las tolvas previamente preparadas, luego a los carros mineros U-35, los cuales serán llevados a la superficie a pulso o mediante el uso de locomotora.

El volumen extraído será relleno con material estéril proveniente de las labores de desarrollo y preparación; y con material detrítico de superficie, siendo distribuido mecánicamente sobre el área excavada.

El relleno se comportará como un soporte, con la finalidad de no afectar otras áreas de trabajo, evitando el hundimiento y otros efectos tectónicos.

c. Ciclo de Minado

- ❖ **Perforación:** Es del tipo de vertical o de realce. El ancho de minado mínimo es de 0.9 metros espacio suficiente para que el perforista opere su máquina y trabaje con comodidad, si la veta sobrepasa los 0.90 m, la perforación es todo el ancho de veta, máxima distancia de 2.0 m., Se usa perforadoras tipo Jackleg RNP, utilizando barrenos cónicos de 7/8” x 2, 4, 6, 8 pies de longitud. En la perforación se usa como mínimo 3 guidores, que contribuyen a uniformizar el paralelismo de los taladros perforados. La malla de perforación para vetas menores o iguales a 0.5 metros se realiza en zigzag con burden de 0.25 a 0.30 m. Para vetas de 0.80 - 1.00 m., se hacen taladros alternados en número dos y uno por fila, con un burden de 0.30 m.

- ❖ **Voladura:** La voladura se realiza con Armada de Mecha Lenta (Carmex), un accesorio ensamblado de 8,6 y 5 pies de longitud que consta de conector, mecha y fulminante. Para iniciar la voladura se usa mecha rápida. El explosivo utilizado es dinamita Exadit de 45% y 65% respectivamente los cuales se distribuyen de acuerdo a la dureza de las estructuras.

- ❖ **Limpieza y Acarreo:** Comprende la limpieza manual de las plataformas de trabajo o mediante un Winche Eléctrico de arrastre de 10 Hp.

❖ **Transporte principal:** Desde las tolvas del tajeo, el mineral se transporta en carros mineros tipo U-35, los cuales descargan a la poza mineral. Allí, el mineral es colocado en bolsas Bulconflex de 1.5 ton, luego son cargadas a los camiones de 15 Ton, con ayuda del puente grúa o Pluma Hidráulica y es trasladado hacia almacén Chiclayo.

El mineral de baja ley es trasladado hacia la poza de mineral de baja ley y tolva de superficie, para posteriormente ser trasladado con ayuda de un volquete de bajo tonelaje hacia la cancha de mineral, en donde se almacena inicialmente para su posterior tratamiento y recuperación.

Por otro lado, el desmonte es trasladado hacia el botadero y depositado en él, el desmonte extraído es mínimo debido a la explotación selectiva de mineral.

❖ **Enmaderado de las plataformas, echaderos y caminos:** Se hace colocando puntales sistemáticos en línea de 6” y 7” de diámetro, bloqueado de caja a caja en una distancia de 1,35 metros; Las tablas que conforman la plataforma de perforación, van apoyadas en 3 puntales, tapando todo el ancho de la veta tajeada.

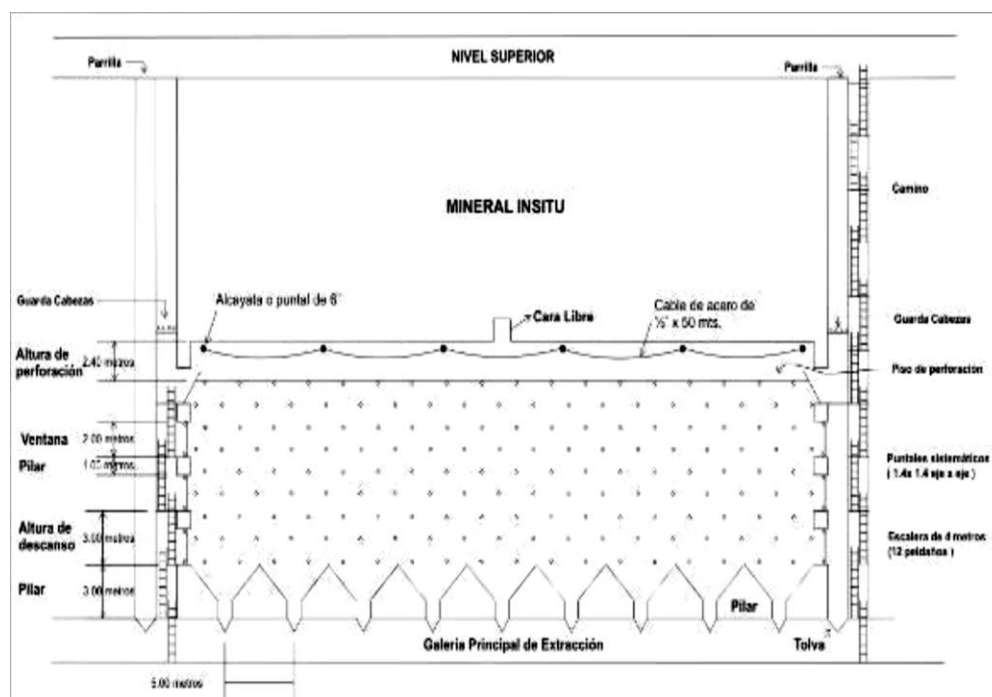
Luego se procede a colocar el entablado de 2” x 8” x 3” sobre los puntales de línea; para tolvas se utiliza puntales de 8” y 7” en una sección de 1.50 x 2.40 m, bloqueados y tablas de las mismas dimensiones que las utilizadas en las plataformas.

❖ **Relleno:** Luego de cada corte de mineral y una vez extraído completamente el mineral del tajo, éste se rellena con material estéril hasta tener una altura

de perforación adecuada (2,40 m). El relleno cumple 2 funciones: proporcionar un nuevo piso para la perforación y de sostenimiento de la labor. Se utilizará como relleno, material estéril proveniente de las exploraciones y desarrollo.

Figura 5

Esquema de relleno y mineral en las labores de explotación



Fuente: Información del área de planeamiento.

- ❖ **Ventilación:** La ventilación en el proyecto es natural, y circunstancialmente con apoyo de Ventiladores de 10,000 CFM ubicados en puntos estratégicos para facilitar la ventilación (zonas ciegas), el aire ingresa por bocaminas, arrastrando gases, polvos hacia las chimeneas que constituyen el conducto de salida a superficie.

3.2. Resultados del diseño de las labores mineras de acuerdo con el método de explotación por corte y relleno ascendente

Las vetas se desarrollan en sentido horizontal en labores conocidos como galerías, las cuales están separadas entre 30 a 50 metros entre blocks, dependiendo de la zona y extensión de la veta.

En sentido vertical se desarrollan chimeneas espaciados cada 50 metros, quedando dividida la veta en bloques o block de cubicación. Las chimeneas se proyectan hasta superficie o de nivel a nivel.

3.2.1. Accesos y Túneles

Los accesos y túneles que han sido construidos para las diferentes secciones de la mina, tales como cruceros, galerías y refugios han sido diseñados, construidos y fortificados en función al RMR calculado (Bieniawski, 1989). En nuestro caso el RMR es de 74 que califica la calidad de la roca como tipo II, Buena Roca permitiendo realizar excavaciones de Cara Completa con avances completos de 1– 1,5m soportados de manera aleatoria según el comportamiento del macizo rocoso.

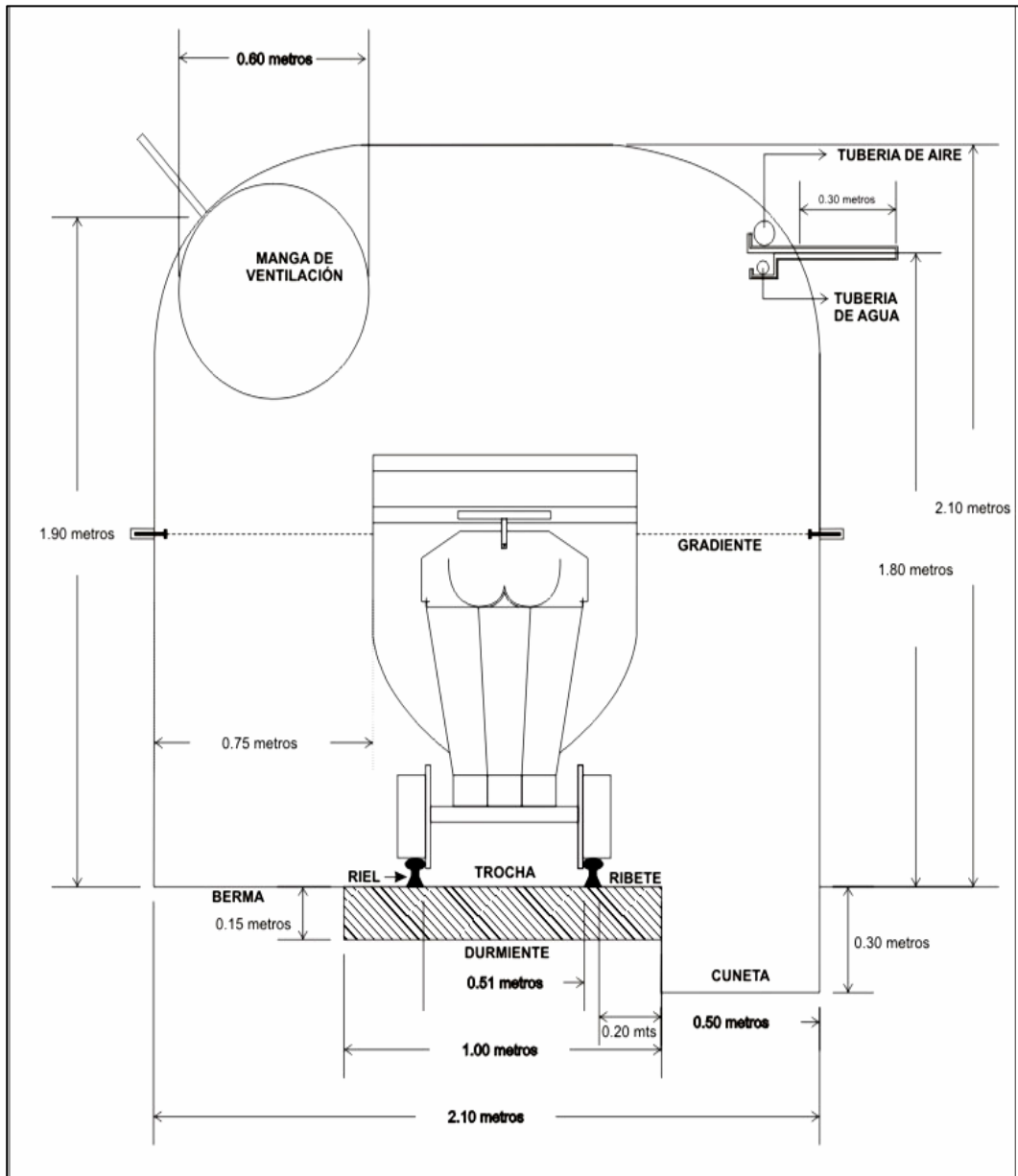
En puntos necesarios, se han colocado pernos Split set de 5 pies con Platina de Acero Estructural en la corona de las labores, también se han colocado pernos helicoidales con resina de manera ocasional.

De acuerdo a la legislación minera en cuanto a holgura de la labor para el tránsito de equipos y personal se ha considerado como mínimo 0,5m metros de distancia de cada lado (Hastial). En nuestro caso esta distancia tiene un rango de 0,5m a 0,75m.

No es necesario aplicar Shotcrete, pero podría emplearse en la corona si fuera necesario. Toda la evaluación del comportamiento del macizo rocoso y necesidad de aplicación de sostenimiento se realiza previo estudio realizado por el área de Geología y Mina.

Figura 6

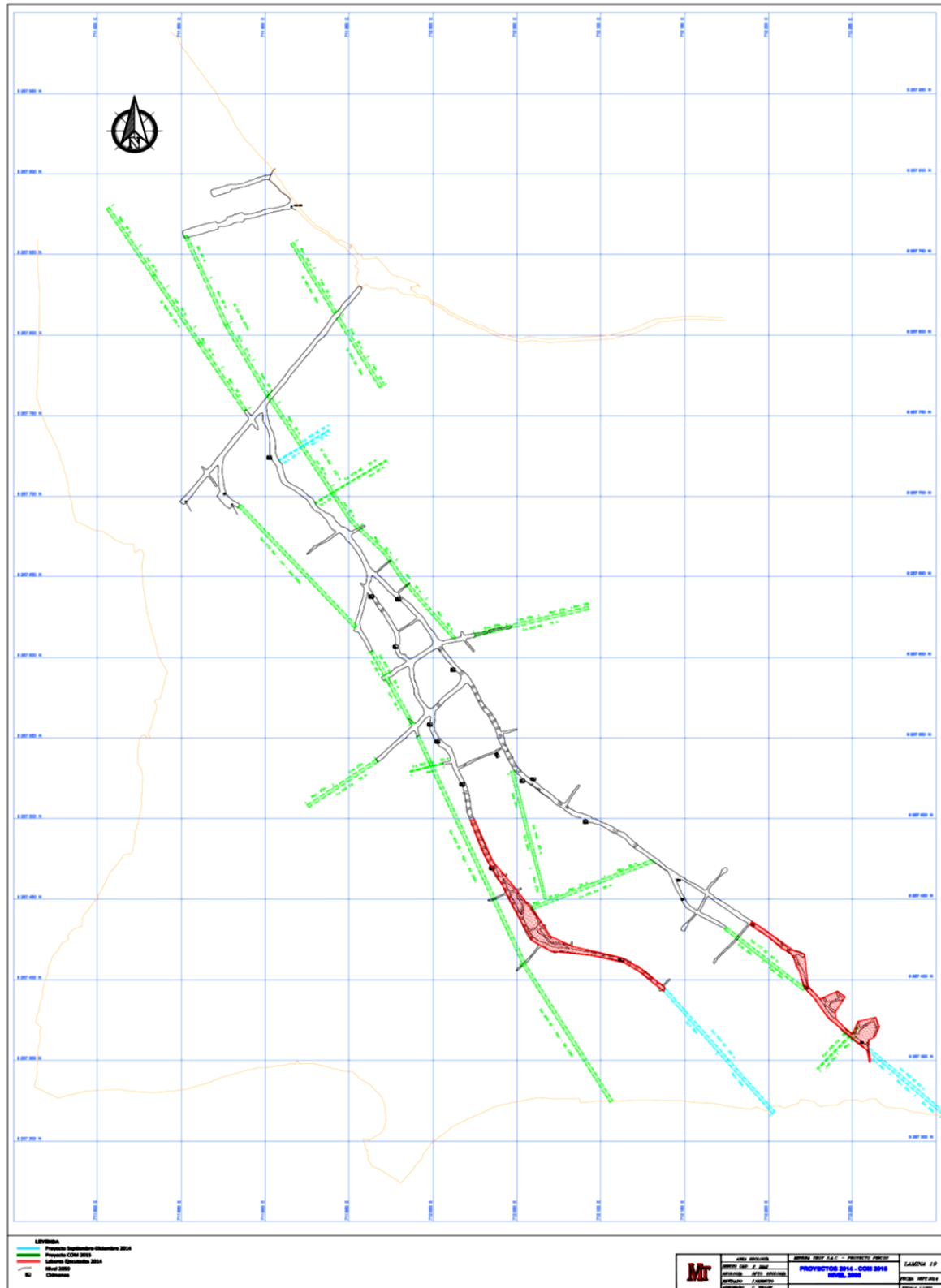
Sección típica para accesos y cruceros



Fuente: Área de planeamiento.

Figura 7

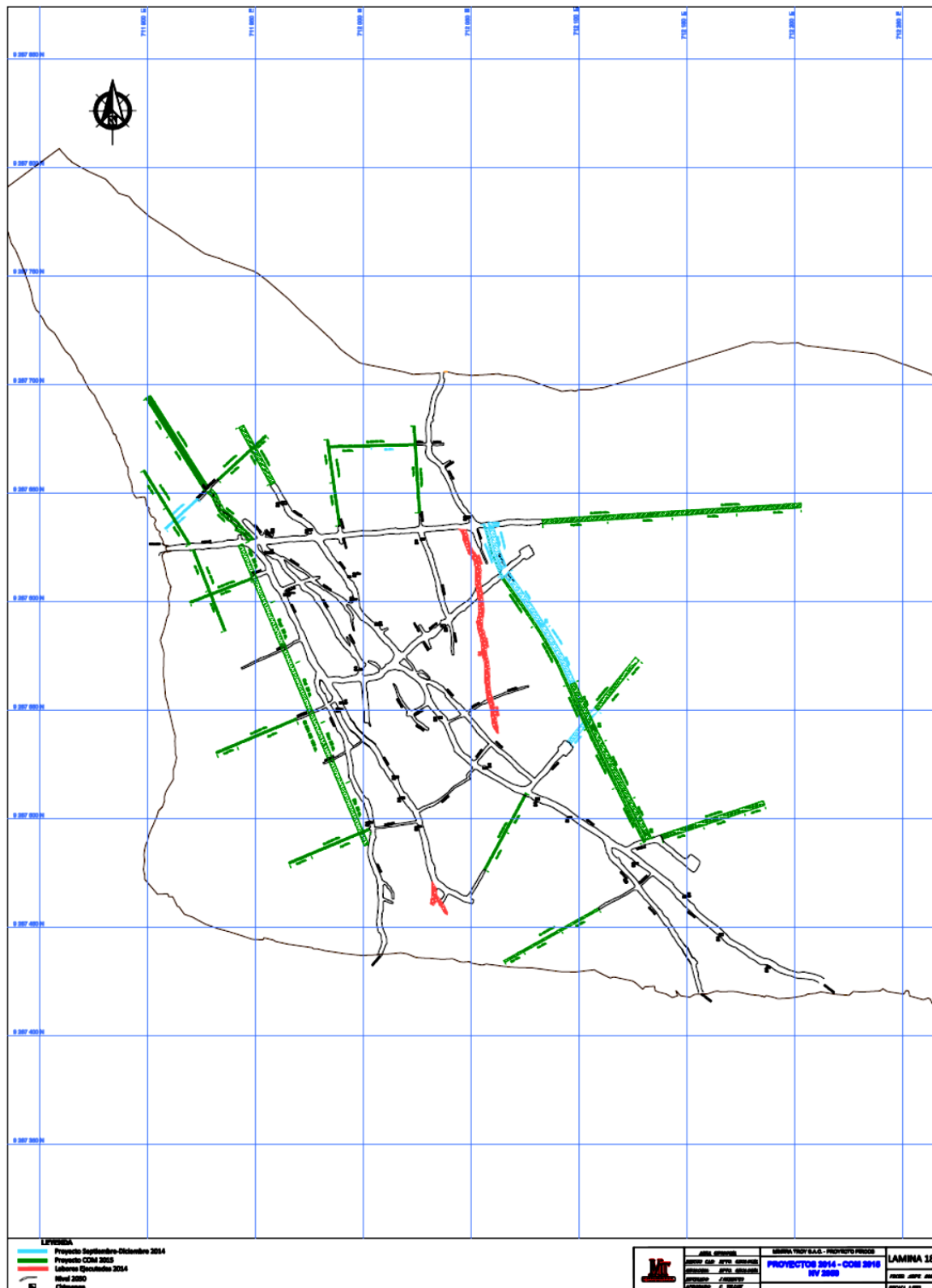
Labores de avance Nivel 2000



Fuente: Área de Geología.

Figura 8

Labores de avance Nivel 2050



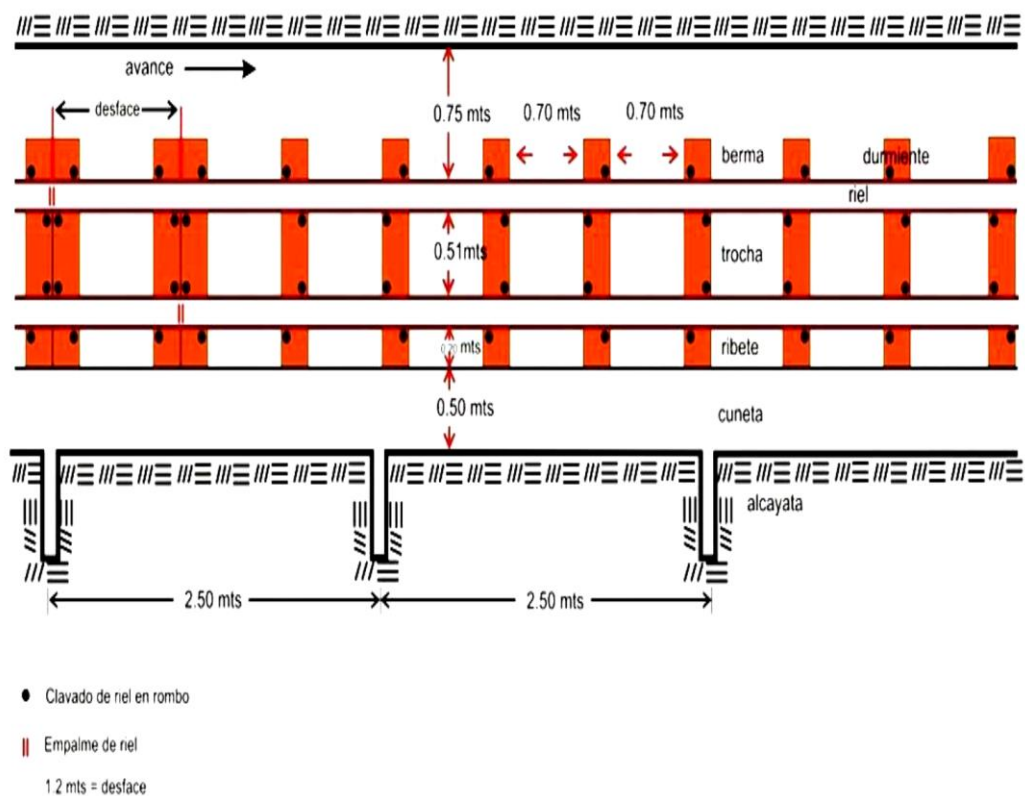
Fuente: Área de Geología.

3.2.2. Sistema de Carguío y Transporte

El carguío y transporte para la extracción del mineral se realizará en carros mineros Tipo U35 y con carros mineros especialmente diseñados para el carguío de Bolsas Bulconflex ambos con capacidad de carga de 1.5TM movilizadas de manera manual, o con la Locomotora a través de un sistema de rieles de 35 lb/yd instalados y fijados con alcayatas (según indica la **ilustración 5**). El carguío para transporte se realizará con un sistema de puentes grúa instalados en zonas de carga acondicionadas de manera contigua a las bocaminas de Nivel 2050 (como se indica en la **ilustración 6**) y un Equipo de Izaje (Pluma – Grúa Broderson IC 80) en el Nivel 2000.

Figura 9

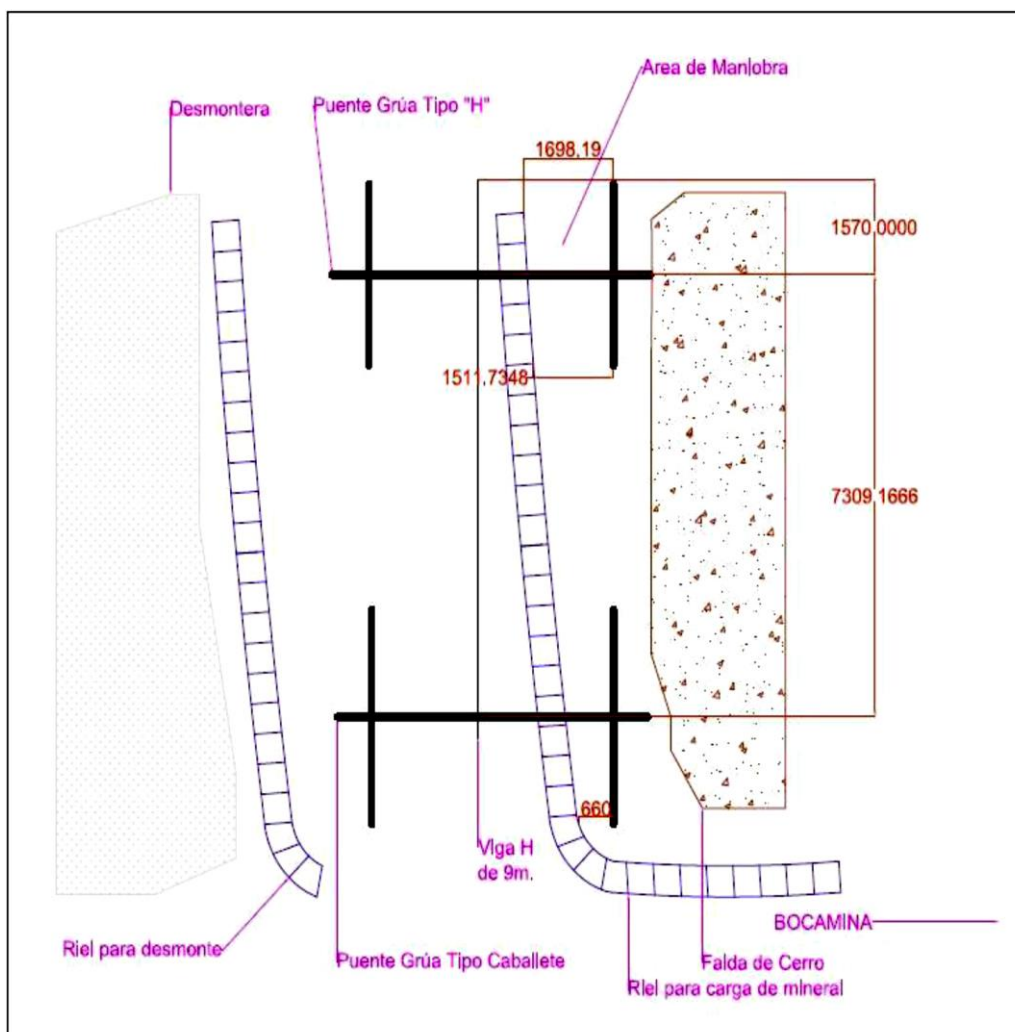
Estándar para instalación de rieles y alcayatas



Fuente: Área de planeamiento.

Figura 10

Puentes Grúa para la estiba de Mineral



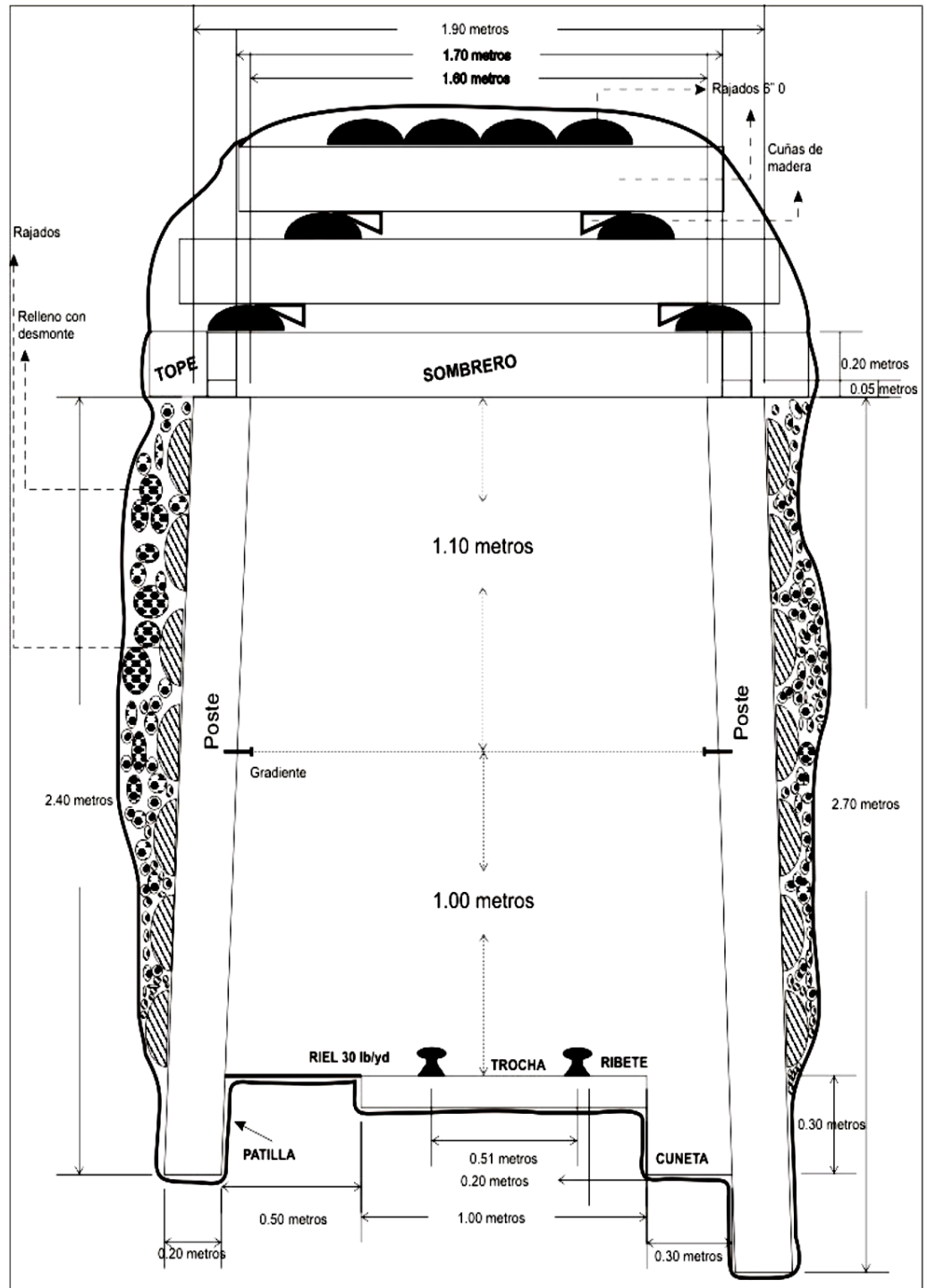
Fuente: Área de planeamiento.

3.2.3. Galerías con sostenimiento tipo cuadro de tres elementos sección 7x 8 ft.

En las galerías donde las características de la roca son poco competentes y no garantizan su auto sostenimiento, o las galerías pasan por cuerpos minerales, para facilitar el carguío y transporte del mismo, se refuerzan los cuadros de estas secciones, con tres elementos diseñados para garantizar la estabilidad de la roca según lo muestra en la figura 7.

Figura 11

Estándar para refuerzo de Galerías con cuadros de 3 elementos



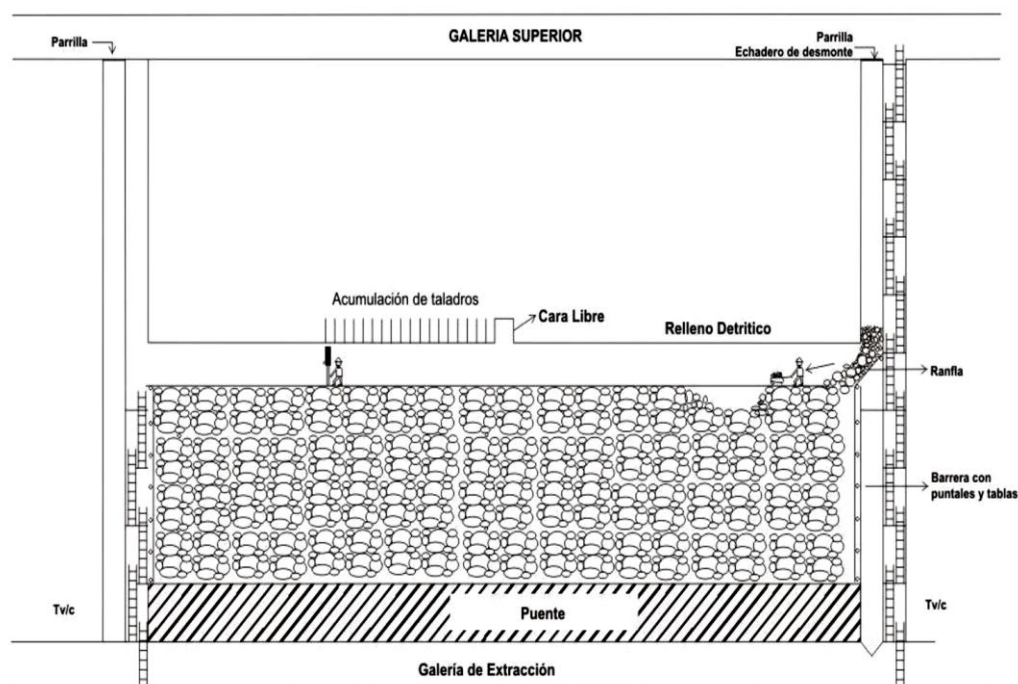
Fuente: Área de planeamiento.

3.2.4. Diseño de tajos o unidades de extracción

Los caserones o tajos para la extracción del mineral correspondiente a este método de minado, se diseñan de manera que el avance se realiza con cortes horizontales ascendiendo en la veta. Una vez realizado el corte de arranque se realiza el relleno del caserón el cual se emplaza con relleno detrítico. Las dimensiones son de hasta 50m de largo con alturas que pueden llegar hasta los 45m. Los equipos utilizados para la perforación o realce de Tajo consisten en Perforadoras Tipo Jackleg y Stoper.

Figura 12

Diseño de Tajos o Unidades de Extracción



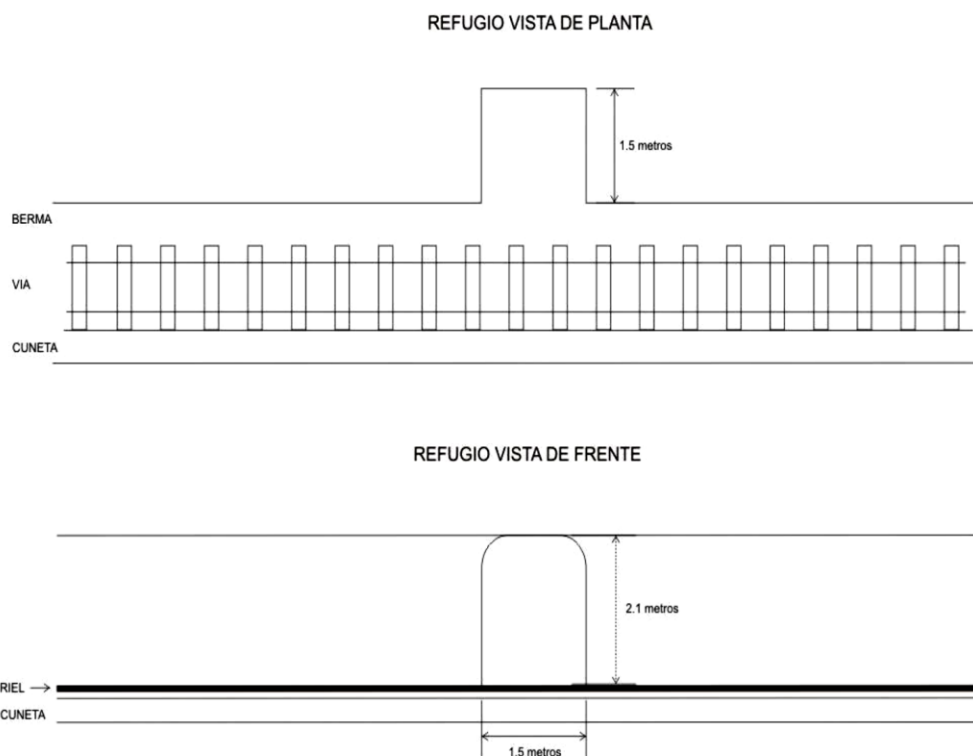
Fuente: Área de planeamiento.

3.2.5. Refugios y Guardas

Se han considerado refugios cada 50 metros debido a que el ancho entre equipos de transporte y pared de caja cuenta con más de 0,5m. Se presenta sección típica en la **figura 9**.

Figura 13

Diseño de Refugios y Guardas



Fuente: Área de planeamiento.

3.2.6. Sistema de Ventilación

La ventilación en interior mina es bastante eficiente pues se cuenta con 16 chimeneas que comunican a superficie y 06 accesos detallados en las tablas 10 y 11.

En las zonas donde la ventilación es deficiente, se prioriza la ventilación con chimeneas cortas o ventilación forzada con Ventiladores de 10,000 CFM para obtener un flujo normal para las operaciones.

El Sistema detallado de Ventilación se muestra en el Anexo N° 02.

- **Interpretación del circuito de ventilación – Nivel 2050**

En este nivel, laboran 20 trabajadores, el flujo de aire ingresa por el Cx. 955 SE, dirigiéndose por la galería principal Ga.900 SE, este flujo sube por las chimeneas de servicios que están habilitadas como son las chimeneas 022, 053, 090, 960. 997, 016,

033, 109. También ingresa aire por la Chimenea Corta 272 de la Gal. 900 SE, el flujo sube por las chimeneas 193, 150.

El balance de caudal está determinado en + 3.26%.

Se dispone de un ventilador de 10,000 CFM en la Galería 543, para lograr una ventilación rápida de labores ciegas de ese lugar, luego de la voladura.

El balance del caudal de aire arroja + 21.99 % a los requerimientos de su operación actual.

- **Interpretación del circuito de ventilación – Nivel 2000**

En este nivel laboran 30 trabajadores y el aire ingresa por las galerías 978 SE, 114 SE y 985 SE, fluye con dirección SE y NW; en su recorrido sube por las chimeneas 165, 125, 078, 034, 114, 991, 953, 988, 017. 002, 010, todas las chimeneas están comunicadas a superficie; por estas chimeneas ingresa el flujo de aire a los tajos, que ya han sido explotados, también ingresa aire por la Galería 050 cuyo flujo se dirige a los tajos 050 y 051.

El flujo de aire contaminado, mayormente sale por la bocamina Crucero 910.

El recorrido es un típico sistema de ventilación natural en “L” con ligeras variantes.

El balance del caudal de aire arroja + 8.73 %

Tabla 9

Detalle accesos hacia interior mina

Nivel	Labor	Tipo	Descripción	Detalle
2050	Crucero	Acceso	CX 910 NE	Ingreso Principal a Interior Mina
2050	Galería	Acceso	GAL 217 NW	Ingreso a la Veta Diana por el Nivel 2050
2050	Galería	Acceso	GAL 985 SE	Ingreso a la Veta Fabiana por el Nivel 2050
2050	Galería	Acceso	GAL 114 SE	Ingreso a la Veta Roxana por el Nivel 2050
2050	Galería	Acceso	GAL 050 NW	Ingreso a la Veta Vanessa por el Nivel 2050
2000	Crucero	Acceso	CX 955	Ingreso Principal a Interior Mina

Fuente: Área de planeamiento.

Tabla 10

Detalle de Chimeneas que comunican a la Superficie

Nivel	Chimeneas	Descripción
2000	Ch 109	Chimenea que comunica la Galería 543 SE con superficie
2050	Ch 010	Chimenea que comunica la Galería 978 SE con superficie
2050	Ch 020	Chimenea que comunica la Galería 948 SE con superficie
2050	Ch 910	Chimenea que comunica la Galería 038 SE con superficie
2050	Ch 038	Chimenea que comunica la Galería 038 SE con superficie
2000	Ch 272	Chimenea que comunica la Galería 900 SE con superficie
2000	Ch 902	Chimenea que comunica la Galería 900 con superficie
2050	Ch 002	Chimenea que comunica la Galería 958 SE con superficie
2050	Ch 988	Chimenea que comunica la Galería 948 SE con superficie
2050	Ch 017	Chimenea que comunica la Galería 948 SE con superficie

2050	Ch 953	Chimenea que comunica la Galería 999 SE con superficie
2050	Ch 991	Chimenea que comunica la Galería 978 SE con superficie
2050	Ch 034	Chimenea que comunica la Galería 978 SE con superficie
2050	Ch 078	Chimenea que comunica la Galería 978 SE con superficie
2050	Ch 125	Chimenea que comunica la Galería 217SE con superficie
2050	Ch 165	Chimenea que comunica la Galería 217 SE con superficie
2050	Ch 114	Chimenea que comunica la Galería 114 SE con superficie

Fuente: Área de planeamiento.

Tabla 11

Chimeneas comunicadas entre 2000 y 2050

Nivel	Chimeneas	Descripción
2000	Ch 150	Chimenea que comunica la Galería 900 SE con la Galería 217 SE del Nivel 2050
2000	Ch 053	Chimenea que comunica la Galería 900 SE con la Galería 978 SE del Nivel 2050
2000	Ch 022	Chimenea que comunica la Galería 900 SE con la Galería 978 SE del Nivel 2050
2000	Ch 193	Chimenea que comunica la Galería 900 SE con la Galería 217 SE del Nivel 2050
2000	Ch 977	Chimenea que comunica la Galería 900 SE con la Galería 978 NW del Nivel 2050
2000	Ch 960	Chimenea que comunica la Galería 960 SE con la Galería 999 NW del Nivel 2050
2000	Ch 016	Chimenea que comunica la Galería 543 SE con la Galería 948 del Nivel 2050
2000	Ch 997	Chimenea que comunica la Galería 543 SE con la Galería 948 SE del Nivel 2050
2000	Ch 033	Chimenea que comunica la Galería 543 SE con la Galería 948 SE del Nivel 2050
2000	Ch 090	Chimenea que comunica la Galería 900 SE con la Galería 217 SE del Nivel 2050

Fuente: Área de planeamiento.

Figura 14

Diseño Isométrico de ventilación Niveles 2000 - 2050



Fuente: Área de Geología.

3.3. Resultados de la cantidad de equipos, maquinaria y capacidad de producción en función del método de explotación

3.3.1. Equipos y Maquinaria

Los equipos y maquinaria necesarios para la ejecución de las labores se indican a continuación:

Tabla 12

Cantidad de Equipos requeridos para la operación minera

Cantidad	Equipos
2	Pala neumática Atlas Copco Modelo LM-36
6	Perforadora neumática RNP-250S Stoper
8	Perforadora neumática RNP-S83FX JACKLEG
9	Carro minero ALYABE tipo U35
7	Carro minero con tolva acondicionado (1.5 ton.)
2	Tecle de cadena Marca Kito (2.5 ton.)
1	Locomotora Sermisa Modelo S129 (2.5 ton.)
1	Tanque Pulmón (5 m ³)
3	Ventiladores eléctricos 10,000 CFM
1	Pluma Hidráulica BRODERSON Modelo IC-80
1	Winche de arrastre a aire comprimido 10 HP
2	Balanza electrónica Precix (3 ton.)
1	Grupo electrógeno CATERPILAR-EMPIRE 5200
1	Compresor Eléctrico Sullivan Palatek-Modelo 300 UD.
1	Compresor Petrolero Sullivan Palatek-Modelo D900Q.
1	Grupo Electrónico LISTER PETER petrolero.
1	Puente grúa (2.5 ton.)
1	Locomotora SERMINSA
1	Retroexcavadora Modelo B90B

1	Volquete (10 ton.)
1	Ambulancia Nissan
1	Camión Fotón M3Q-781 (10 ton.)
1	Camión Fotón D3T-919 (5 ton.)
19	Camiones (15 ton.)
5	Camiones (18 ton.)
2	Volquetes (21 ton.)

Fuente: Área de planeamiento.

La producción mensual proyectada estimada es de 2,000 toneladas de mineral que se extraerán mensualmente, a un ritmo de producción diaria de 70 Ton/día en promedio, eventualmente aumentar hasta un máximo de 100 Ton/día.

3.3.2. Cronograma de ejecución de actividades

En las tablas N° 14 y N° 15 se muestra el cronograma de actividades de exploración, desarrollo, preparación y explotación previsto para el 2021.

Tabla 13*Cronograma de ejecución de actividades*

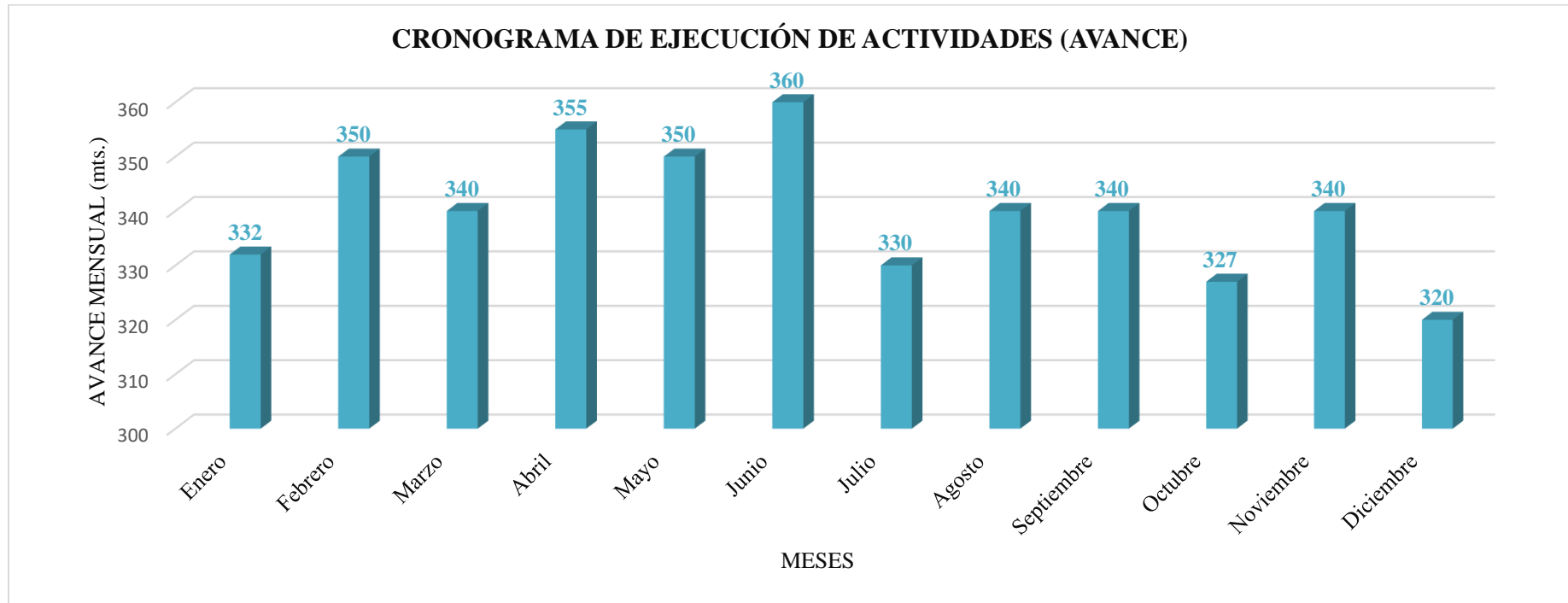
ITEM	NIVEL	METROS	Avance	Avance	Avance	Avance	Avance	Avance	Avance	Avance	Avance	Avance	Avance	Avance	
			(Mt)	(Mt)	(Mt)	(Mt)	(Mt)	(Mt)	(Mt)	(Mt)	(Mt)	(Mt)	(Mt)	(Mt)	
			ene-15	feb-15	mar-15	abr-15	may-15	jun-15	jul-15	ago-15	sep-15	oct-15	nov-15	dic-15	
2	2000	100	30	30	10									70	
6	2000	60	30	30										60	
9	2000	100	10											10	
10	2000	70	20	20	20	10								70	
14	2000	12	12											12	
16	2000	45	20	25										45	
22	2000	20			20									20	
23	2000	55	30	25										55	
24	2000	30		30										30	
25	2000	40	10											10	
26	2000	297			30	30	30	30	30	30	30	27	30	30	297
27	2000	50	25		25										50
28	2000	20				20									20
29	2000	80			30	30	20								80
30	2000	50										30	20		50
31	2000	150				30	30	30	30	30					150
32	2000	330		30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	330
33	2000	80	30	20			30								80
34	2000	70			25	25	20								70
35	2000	100			30	20	30	20							100
36	2000	100				20	30	20	30						100
37	2000	70								20	20	20	10		70
38	2000	50								30	20				50
39	2000	50							30	20					50
40	2000	50					20	30							50
41	2000	40					30	10							40
42	2000	50										30	20		50

81	2050	40									20	20			40
82	2050	40			20	20									40
Avance mensual (metros)			332	350	340	355	350	360	330	340	340	327	340	320	4084

Fuente: Elaboración propia.

Figura 15

Gráfico de ejecución de actividades (Avance)



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 14

Programa detallado de extracción 2020

Block/ Tajeo	Nivel	Veta	Tonelaje Programa do TM	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Tonelaje a Explotar 2021
Tj017 NW	2000	Ramal Angélica	291.2	145.6	145.6											291.2
Tj017-2 NW	2000	Ramal Angélica	468			156	156	156								468
Tj059-2 SE	2050	Vanessa	592.8			148.2	148.2	148.2	148.2							592.8
Tj998	2000	Angélica	702				140.4	140.4	140.4	140.4	140.4					702
Tj999	2000	Angélica	624				156	156		156		156				624
Tj11	2050	Angélica	312				156	156								312
Tj034	2000	Diana	2600	371.4 3	371.43	371.43	371.4 3	371.4 3	371.4 3		371.43					2600.01
Tj558	2000	Diana	780	195	195		195	195								780
Tj976	2000	Diana	1144						286	286	286	286				1144
Tj22	2000	Diana	357.5						178.7 5	178.7 5						357.5

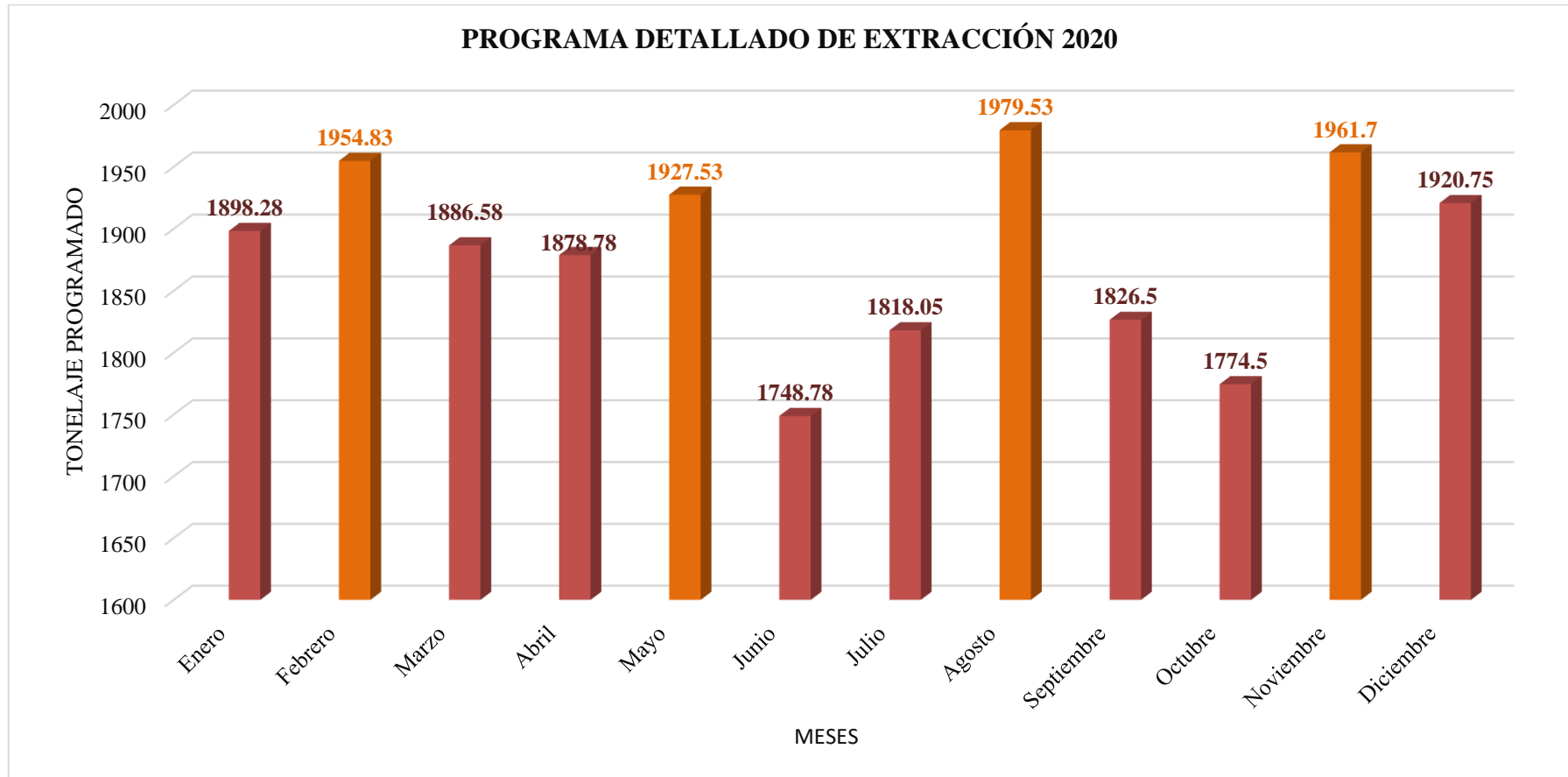
“Implementación del plan de minado subterráneo con el método de corte y relleno ascendente para una producción mensual de 2000 TM de mineral en una mina de oro en Santa Cruz, Cajamarca 2020”

Tj022-4 SE	2050	Isabel	624	124.8	124.8	124.8	124.8	124.8								624
Tj020	2050	María	292.5	146.25	146.25											292.5
Tj177	2050	Roxana	975		243.75	243.75	243.75							243.75		975
Tj 023	2050	Sandra	936			187.2	187.2	187.2	187.2	187.2						936
Tj960 NW	2000	Sandra	374.4	187.2		187.2										374.4
Tj960 SE	2000	Sandra	374.4					187.2				187.2				374.4
Tj60	2000	Vanessa	1560						312	312	312	312	312	312		1560
Tj58	2000	Vanessa	1560					390		390	390	390	390			1560
Tj57	2000	Vanessa	1560						390		390	390	390	390		1560
Tj180	2050	Susana	1560							390	390	390	390	390		1560
Tj081	2050	Susana	1170							292.5	292.5	292.5	292.5	292.5		1170
Tj060 SE	2050	Susana	1170				292.5	292.5	292.5					292.5		1170
Tj039	2050	Susana	1560	312	312	312	312	312								1560
Tj55SE	2050	Vanessa	520	260	260											520
Tj004	2000	Sandra	468	156	156	156										468
Producción 2021			22575.8	1898	1954	1886	1878	1927	1748	1818	1979	1826	1774	1961	1920	22575.81
Promedio Tonelaje mensual										1881.32						

Fuente: Elaboración propia.

Figura 16

Gráfico del Programa de extracción 2020



Fuente: Elaboración propia.

3.4. Resultados del análisis de indicadores económicos del entre el método Shrinkage Stopping y Corte y relleno Ascendente

Las evaluaciones económicas detalladas a continuación y descritas en las siguientes tablas están realizadas de manera específica, para la extracción del cuerpo mineralizado, no hemos ahondado en el análisis financiero ya que deberíamos conocer con más precisión los estados financieros de la empresa por tal motivo las tablas son referenciales para su análisis.

3.4.1. Método Shrinkage Stopping

Tabla 15

VAN y TIR con una tasa de descuento del 20% - SHRINKAGE

Meses	Inversión	Costos	Beneficios	Costos (20%)	Beneficios (20%)	Flujo Neto Efectivo
0	277,580					
1		325,134	130,550	270,945	108,792	-162,153
2		24,115	130,550	24,115	130,550	106,435
3		24,115	130,550	28,938	156,660	127,722
4		24,115	130,550	34,726	187,992	153,266
5		24,115	130,550	41,671	225,590	183,920
6		24,115	130,550	50,005	270,708	220,704
7		24,115	130,550	60,006	324,850	264,844
8		24,115	130,550	72,007	389,820	317,813
9		24,115	130,550	86,408	467,784	381,376
10		24,115	130,550	103,690	561,341	457,651
11		24,115	130,550	124,428	673,609	549,181
		566,284	1,436,050	896,939	3,497,698	2,600,759
					VAN =	2,600,759
					TIR =	86%

Fuente: Elaboración propia.

3.4.2. Método Corte y Relleno Ascendente

Tabla 16

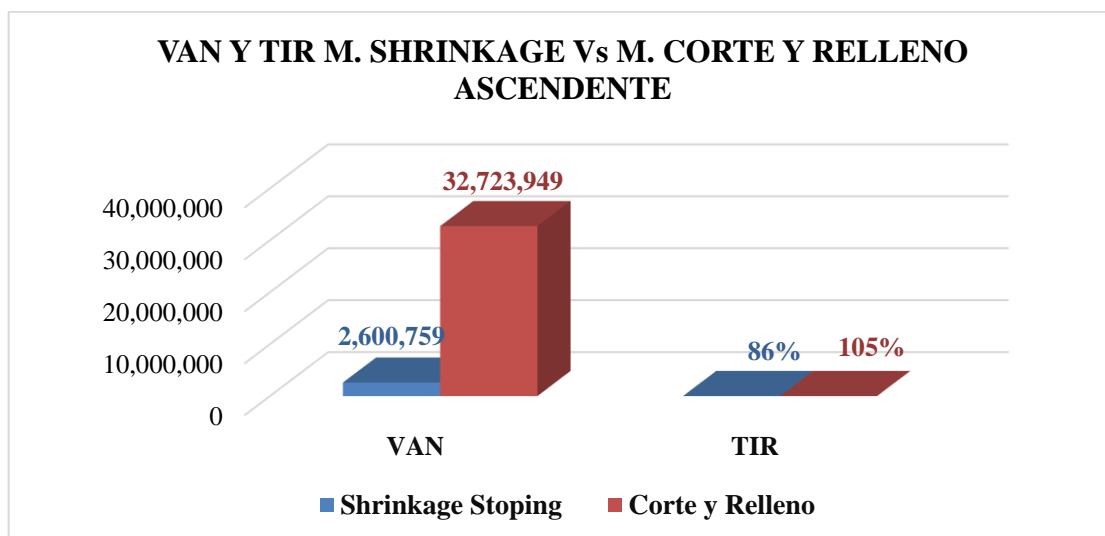
VAN y TIR con una tasa de descuento del 20% - CORTE Y RELLENO

Meses	Inversión	Costos	Beneficios	Costos (20%)	Beneficios (20%)	Flujo Neto Efectivo
0	2,004,123					
1		3,550,280	1,680,748	2,958,567	1,400,623	-1,557,943
2		360,115	1,680,748	360,115	1,680,748	1,320,633
3		360,115	1,680,748	432,138	2,016,898	1,584,760
4		360,115	1,680,748	518,566	2,420,277	1,901,712
5		360,115	1,680,748	622,279	2,904,333	2,282,054
6		360,115	1,680,748	746,734	3,485,199	2,738,465
7		360,115	1,680,748	896,081	4,182,239	3,286,158
8		360,115	1,680,748	1,075,298	5,018,687	3,943,389
9		360,115	1,680,748	1,290,357	6,022,424	4,732,067
10		360,115	1,680,748	1,548,429	7,226,909	5,678,480
11		360,115	1,680,748	1,858,114	8,672,291	6,814,176
		7,151,430	18,488,228	12,306,677	45,030,626	32,723,949
					VAN =	32,723,949
					TIR =	105%

Fuente: Elaboración propia.

Figura 17

Gráfico comparativo de VAN y TIR de los métodos Shrinkage Vs Corte y relleno Ascendente



Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

4.1 Discusión

En los resultados que se presentaron con relación a la selección del nuevo método a implementar, se utilizaron los procedimientos y parámetros planteados por Nicholas, que asigna una escala de valores para cada método de explotación de acuerdo a la información característica del Yacimiento, la Información Geotécnica del Macizo Rocoso y del Cuerpo Mineralizado, posteriormente el método totaliza los valores y les asigna un factor de peso, arrojando valores totalizados, que determinan de acuerdo a la puntuación más alta, la gama de posibles métodos de minado a elegir. Adicionalmente se deberán considerar factores, tales como: costos, productividad, recuperación y otros de importancia.

De acuerdo al cuadro de resultados, el método con mayor valor positivo de 20.53 es el Minado por Corte y Relleno, que para el caso del Proyecto minero tendría que ser con la variante a Convencional Ascendente, ya que el yacimiento es irregular y de baja potencia (<10 m) con rangos que van desde los 0.10 m a 4.21m en el mejor de los casos. Lo cual nos permite apoyar lo señalado por Mena (2012), en su trabajo de investigación denominado “Planeamiento de Minado Subterráneo para Vetas Angostas: Caso Practico; Mina “Esperanza de Caraveli de Compañía Minera Titán S.R.L” en el cual su objetivo principal es desarrollar y dar a conocer un modelo que sirva como guía, y que comprende un plan operativo-económico a mediano plazo para una mina aurífera subterránea de vetas angostas; se concluye que con el Planeamiento de minado de la veta Dulce y la entrada en operación de la veta significa un considerable aumento en cuanto a la producción diaria, incrementando

del volumen inicial de 150 TM/día a 200 TM/día del mismo modo esto repercutió en el incremento de toneladas mensual de 4500 TM/mes a 6000 TM/mes. El método de minado más adecuado es el de corte y relleno; debido principalmente, a que se tiene una mayor selectividad, aspecto fundamental dada la potencia de las vetas en mina Esperanza (promedio: 0.52 m).

Técnicamente el método de explotación más adecuado para implementar en los niveles 2000 y 2050 es el de Corte y Relleno Ascendente, ya que cumple con el estándar para su empleo, debido principalmente, a que se tiene una mayor selectividad, aspecto fundamental dado la potencia y buzamiento del cuerpo mineralizado; además que permitirá aumentar la producción mensual a 2000 Tm. Los resultados encontrados nos permiten apoyar lo señalado por Bautista (2017), en su trabajo de investigación denominado “Diseño y planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción diaria de la Unidad Operativa Pallancata” – Proyecto Pablo – Compañía Minera Ares S.A.C. surge de la necesidad de resolver problemas relacionados, para mejorar e incrementar el nivel de producción diaria y tener un mejor criterio en la toma de decisiones de la mina. Como resultados se obtuvo que aplicando el método de corte y relleno semi-mecanizado en la explotación del Proyecto Pablo se logró incrementar la producción diaria con 320 toneladas a la producción diaria de la mina Pallancata este aporte es netamente del Proyecto Pablo, donde entre tajeos convencionales y avances se logra contribuir a 948 TM/día de un programado de 887 TM/día, con el aporte del Proyecto Pablo se incrementa los niveles de producción diaria como en el acumulado mensual de 19,461 TM/mes a 29,384 TM/mes en promedio.

4.2 Conclusiones

- Se realizó el diseño de la mina en relación al método de explotación por corte y relleno ascendente, para lo cual se utilizó los procedimientos y parámetros planteados por Nicholas que designa una valoración en base a las características del yacimiento (potencia, orientación, etc.), características del cuerpo mineral (espaciamiento, resistencia, etc.) y características del macizo rocoso.
- El diseño de las labores mineras se realizó tomando en cuenta el método de explotación por Corte y Relleno Ascendente, los accesos y túneles se diseñaron en función al RMR calculado (Bieniawski, 1989). En nuestro caso el RMR es de 74 que califica la calidad de la roca como tipo II, Buena Roca permitiendo realizar excavaciones de Cara Completa con avances completos de 1– 1,5m soportados de manera aleatoria según el comportamiento del macizo rocoso.
- En base al plan de producción establecido y calculado se requerirá un total de 82 equipos incluyendo los proporcionados por las empresas contratistas, dentro del cronograma de ejecución de actividades y programa de extracción para la implementación del método por corte y relleno en los niveles 2000 y 2050, se calcula un avance promedio de 363 m. mensuales y una producción promedio de 1881 Tm.
- Se realizó el análisis comparativo de los indicadores económicos entre el método Shrinkage Stopping con el de Corte y Relleno Ascendente, obteniendo como resultado que los indicadores económicos del proyecto de explotación calculados entre ambos demuestran una gran rentabilidad por parte del método Corte y Relleno Ascendente sobre la inversión inicial, con un TIR de 105% mayor al TIR del método Shrinkage Stopping de 86%.

REFERENCIAS

- Bautista, J. (2017). *“Diseño y planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción diaria de la Unidad Operativa Pallancata – Proyecto Pablo – Compañía Minera Ares S.A.C”*. (tesis pre grado). Universidad Nacional del Altiplano. Puno, Perú.
- Chambi, A. (2014). *“Proyecto de explotación de la veta la picada por el método corte y relleno ascendente empresa minera aurífera Estrella, Caravelí – Arequipa”*. (tesis pre grado). Universidad Nacional de San Agustín. Arequipa, Perú.
- Hernández, Fernández & Baptista (2012). “Diseño de investigación No experimental”, recuperado de: <http://tesisdeinvestig.blogspot.com/2012/12/disenos-no-experimentales-según>.
- Guadalupe, R. (2015). *“Estudio técnico-económico del método shrinkage stoping aplicado a la explotación de la Veta el Gallo, mina campana de oro, La Libertad- agosto 2015”*. (tesis pre grado). Universidad Privada del Norte. Cajamarca, Perú.
- Mena, A. (2012). *“Planeamiento de Minado Subterráneo para Vetas Angostas: Caso Practico; Mina Esperanza de Caraveli de Compañía Minera Titán S.R.L”*. (tesis pre grado). Pontificia Universidad Católica. Lima, Perú.

Tamayo, L. (2019). “Tipos de investigación”, recuperado de:
https://trabajodegradoucm.weebly.com/uploads/1/9/0/9/19098589/tipos_de_investigacion.pdf

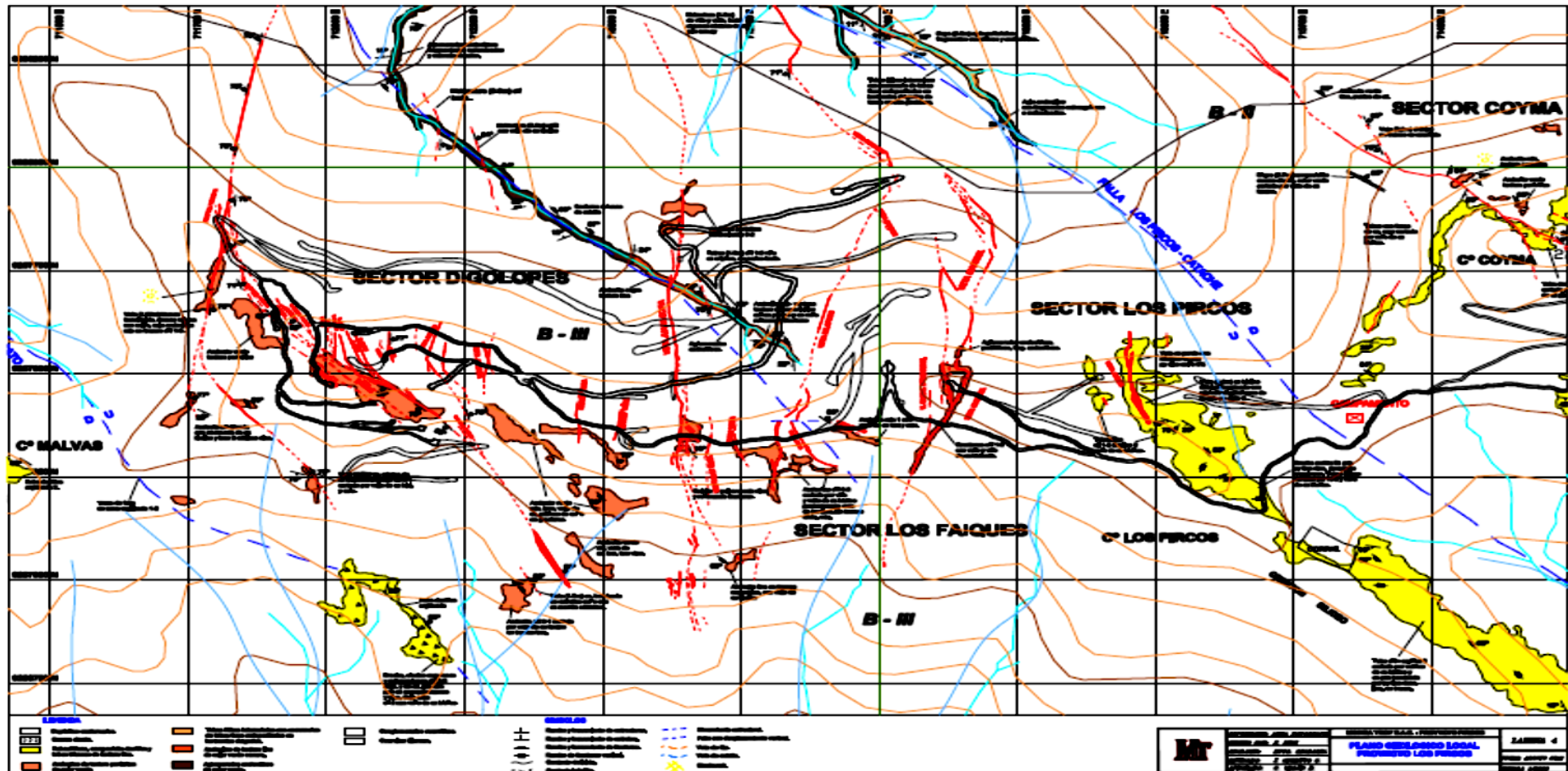
Turpo, E. (2014). “Planeamiento de Minado para una mejor Explotación del Yacimiento Esperanza de Caraveli”. (tesis pre grado). Universidad Nacional del Altiplano. Puno, Perú.

Vargas, R. (2009). La Investigación aplicada: *una forma de conocer las realidades con evidencia científica*. Vol. (33), p.161.

Venegas, A. (2009). “Ampliación de producción en mina Condestable”. (tesis pre grado). Universidad Nacional de Ingeniería. Lima, Perú.

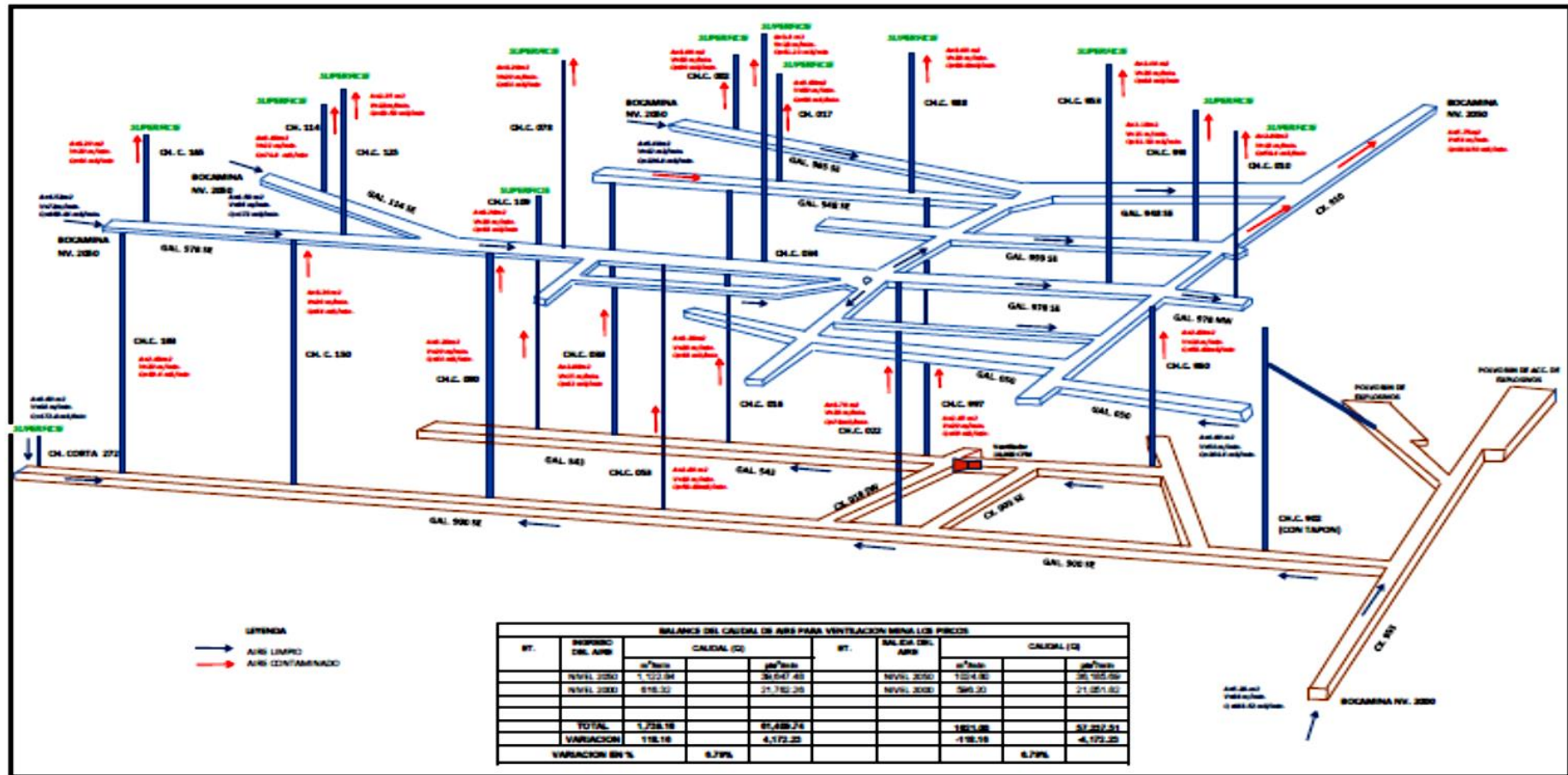
ANEXOS

Anexo N° 01: Geología Local



Fuente: Área de Geología.

Anexo N° 02: Diagrama Isométrico de Ventilación



Fuente: Área de planeamiento.

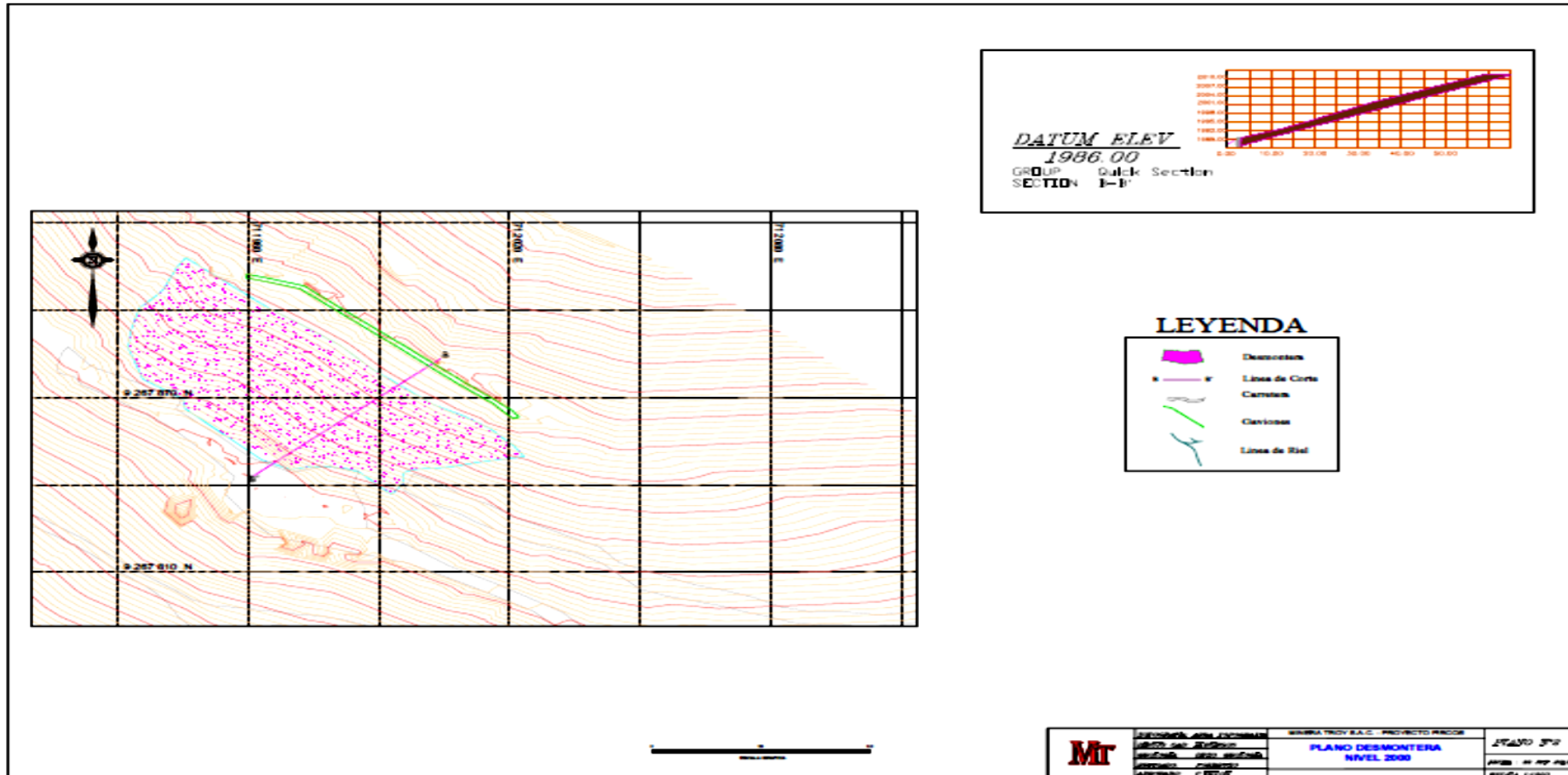
Anexo N° 03: Balance de caudal de aire para la ventilación

El ingreso de aire es de 1739.16 m³/min. que significa 61409.74 pies³/min. superior a los 60298.30.

INGRESO DEL AIRE		SALIDA DEL AIRE	
LUGAR	Q m ³ /min	LUGAR	Q m ³ /min
NIVEL 2050	1122.84	NIVEL 2050	1024.80
NIVEL 2000	616.32	NIVEL 2000	596.20
TOTAL	1739.16		1621.00
VARIACION	118.16		-118.16
	(+ 6.79)		(- 6.79)

Fuente: Datos de campo.

Anexo N° 04: Desmontera – Nivel 2000



Fuente: Área de Geología.

Anexo N° 05: Fotografías evidencia de trabajo de campo



Foto 1 y 2: Toma de datos en interior mina.



Foto 3: Interior mina - Nivel 2000.