

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



**“EVALUACIÓN TÉCNICA ECONÓMICA PARA
INCREMENTAR LA PRODUCCIÓN DE MINERAL DE LA
CONCESIÓN MINERA VÍCTOR-JESÚS - PROVINCIA DE
PATAZ - LA LIBERTAD”**

TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

Presentado por:

Bach. Jofred Zuloaga Molero

Asesor: **Ing. Edmundo Alarcón Cáceres**

Cusco – Perú

2021

DEDICATORIA

A mis queridos padres José Alejandro y Eva Salome, a mi mejor amigo, mi hermano Pável, por ser los pilares fundamentales para lograr lo que soy, en toda mi educación académica y en mi vida personal, por su incondicional apoyo para que logre alcanzar mis objetivos.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a mis padres y mi familia, por estar siempre conmigo en cada paso que doy, a Filadelfia S.A.C. por darme la oportunidad de ser parte de su grupo humano y específicamente a los ingenieros y obreros que compartieron sus habilidades para moldear a este profesional en desarrollo.

Presentación

Señor decano de la Facultad de Ingeniería, Geológica, Minas y Metalúrgica de la Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, con la finalidad de optar al Título Profesional de Ingeniero de Minas, presento ante usted la tesis titulada **“EVALUACIÓN TÉCNICA ECONÓMICA PARA INCREMENTAR LA PRODUCCIÓN DE MINERAL DE LA CONCESIÓN MINERA VÍCTOR JESÚS, TRUJILLO-PATAZ”**.

El Autor.

RESUMEN

En el marco de la evaluación técnica económica de proyectos, el presente estudio tiene como propósito analizar el incremento de la producción de mineral de la concesión minera Víctor Jesús, provincia de Patate – La Libertad. En particular su objetivo es evaluar técnica y económicamente el incremento de la producción de las reservas remanentes de la veta Rosario y de las reservas aún no explotadas de la veta Carmen en la concesión minera. Se registró y analizó la historia de producción planificada originalmente que sirvió para actualizar las reservas remanentes. Con esta información se propone un nuevo plan de mejora y una expansión para incrementar la producción con el método de Corte y Relleno ascendente tecnificado, el cual genera un incremento de producción de mineral de 1.2 toneladas diarias a 26.32 toneladas al día. La evaluación económica del incremento de producción y de la expansión resultan positivas. En conclusión, se muestra que existen reservas remanentes y recursos contingentes suficientes para implementar el incremento de producción y la expansión de la concesión minera Víctor Jesús y se demuestra que el estudio de investigación es viable técnica y económicamente.

ABSTRACT

The purpose of the present study, developed in the framework of technical and economic project evaluation, is to analyze the production increase of mineral in the Victor Jesus mining lease, Pataz province – La Libertad. The objective is to evaluate technically and economically the production increase of remaining reserves in the Rosario vein and the not yet exploited reserves in the Carmen vein. The original expected production history was registered and analyzed to updated the remaining reserves. With this information, a new production and expansion plan is proposed to increase the production using the Cut and Fill mechanized method. This is able to increase the production from 1.2 Ton/day to 26.32 Ton/day. The economical evaluation of production increase and following expansion results positive. In conclusion, it is shown that the remaining reserves and contingent resources are high enough to implement the production and expansion study; and the economic and technical viability is demonstrated.

ÍNDICE

CAPÍTULO I ASPECTOS GENERALES DEL MARCO METODOLÓGICO	14
1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	14
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	16
1.2.1 Problema General	16
1.2.2 Problemas específicos	16
1.2.3 OBJETIVOS	17
I. Objetivo General	17
II. Objetivos Específicos:	17
1.2.4 Justificación	17
1.3 HIPÓTESIS	19
1.3.1 Hipótesis General	19
1.3.2 Hipótesis específicas	19
1.4 VARIABLES	19
1.5 METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	20
1.5.1 Nivel de investigación	20
1.5.2 Tipo de investigación	20
1.5.3 Población y Muestra	21
1.6 MATRIZ DE CONSISTENCIA	22
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN	24

2.1	INTRODUCCIÓN	24
2.2	ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.....	25
2.3	BASES TEÓRICAS	26
2.3.4.	Viabilidad Económica	29
2.3.5.	Evaluación de un Proyecto	31
2.3.6.	Viabilidad Financiera	33
2.3.7.	Análisis de Sensibilidad de un Proyecto.....	40
CAPÍTULO III DESCRIPCIÓN DE LA UNIDAD DE INVESTIGACIÓN.....		41
3.1	GENERALIDADES.....	41
3.1.1	Ubicación	41
3.1.2	Ámbito Geográfico.....	42
3.1.3	Vías de Acceso	43
3.1.4	Recursos Naturales	43
3.1.5	Hidrología	44
3.1.6	Sistemas de Fallamiento Regional	45
3.2	GEOLOGÍA	47
3.2.1	Geología Regional	48
3.2.2	Geología Local.....	56
3.2.3	Geología Estructural.....	59
3.2.4	Geología Económica.....	59
3.3	CONCESIÓN MINERA VÍCTOR JESÚS.....	61
3.3.1	Mineralogía.....	65
3.3.2	Reservas Minerales	66
3.3.3	Método de Explotación desarrollado por el proyecto minero Víctor Jesús.....	66
3.3.4	Ciclo de Minado desarrollado por el proyecto minero Víctor Jesús	72
3.3.5	Proceso Metalúrgico	74
CAPÍTULO IV PROYECTO PLANIFICADO Y SITUACIÓN ACTUAL.....		81
4.1	PLANIFICACIÓN INICIAL DEL PROYECTO	81
4.1.1	Proceso de Operación Mina	84
4.2	ESTADO ACTUAL DEL PROYECTO	90
4.2.1	Procesos de Operación y Producción del Proyecto minero Víctor Jesús	90
4.3	ANÁLISIS COMPARATIVO DEL PROYECTO INICIAL PROGRAMADO Y EL PROYETO ACTUAL.....	99

4.3.1	Avance de Labores Desarrolladas hasta la Actualidad	100
CAPÍTULO V		102
EVALUACION TÉCNICA DEL PROYECTO MINERO VÍCTOR JESÚS		102
5.1	CUBICACIÓN DE LAS RESERVAS REMANENTES DE LA VETA ROSARIO Y LAS EXISTENTES EN LA VETA CARMEN	102
5.2	PROPUESTA DE INCREMENTO Y EXPANSIÓN DE OPERACIONES EN MINERA VÍCTOR JESÚS	107
5.2.1	Diseño propuesto de las labores requeridas para completar la explotación de la veta Rosario. 107	
5.2.2	Tiempo de Proceso Metalúrgico de las Reservas remantes de la veta Rosario	143
5.2.3	Requerimientos para la Producción de las Reservas remanentes	144
5.3	EXPANSIÓN DE OPERACIONES A LA VETA CARMEN	157
5.3.1	Construcción de la Cortada a la veta Carmen	160
5.3.2	Cronograma de Tiempos para la Propuesta de Incremento de Producción y Expansion a la veta Carmen	165
CAPÍTULO VI		166
EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL PROYECTO MINERO VÍCTOR JESUS		166
6.1	ELABORACIÓN DE FLUJO DE CAJA PARA EL PROYECTO	166
6.1.1	Costos Operativos de labores de la propuesta de incremento de producción	167
6.1.2	Costos de Explotación para la Expansión	188
6.1.3	Costos de Tratamiento Metalúrgico	194
6.1.4	Costos de Carguío y Transporte	197
6.1.5	Costos Operativos en la propuesta de incremento de producción de la veta Rosario y la expansion en la veta Carmen	200
6.2	DIAGRAMA DE FLUJO DE CAJA – TABLA DE INGRESOS COSTOS Y BENEFICIOS	204
6.2.1	Consideraciones en los Ingresos para generar Beneficios	205
6.3	ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DEL PROYECTO	207
6.3.1	Análisis de Sensibilidad a las Leyes de Mineral	207
6.3.2	Análisis de Sensibilidad al Precio del Oro	208
6.3.3	Análisis de sensibilidad a los Costos	210
6.4	ESCENARIOS POSIBLES DE OPERACIÓN	210
6.4.1	Inestabilidad política, incremento de impuestos que afectan al proyecto	210
6.4.2	Resultados negativos de exploración para expansión a la veta Carmen	211
6.5	RESULTADOS	215

**6.6 ANÁLISIS COMPARATIVO DE LA RENTABILIDAD EN EL PROCESO
MECANIZADO Y EL PROCESO ARTESANAL DE LA UNIDAD MINERA VÍCTOR JESÚS.**

219

6.6.1	Análisis del Flujo de caja Histórico de la Unidad Minera Víctor Jesús	219
6.6.2	Análisis económico de la continuación con el método artesanal	222
CONCLUSIONES.....		227
RECOMENDACIONES.....		229
BIBLIOGRAFÍA.....		231
ANEXOS.....		234

INTRODUCCIÓN

En el presente estudio de investigación se analiza el proyecto de explotación aurífera de la concesión minera “Víctor Jesús”. En este se realiza un nuevo estudio de ingeniería de dicha unidad minera, considerando el estado actual de explotación, para proponer el incremento de las actividades de producción, así como la expansión a nuevas vetas con reservas probadas y probables.

En cuanto a la operación actual, en esta unidad minera se viene utilizando el método de explotación de corte y relleno ascendente convencional, tratándose de cumplir con los parámetros establecidos en la planificación inicial del proyecto minero, con diferentes dificultades en el transcurso de las actividades de minado y tratamiento de mineral, tales como los problemas con la

variabilidad de la ley del mineral y sus consecuencias en el cumplimiento de la producción requerida. El estudio pretende, primeramente, incrementar la producción y generar una mayor utilidad económica del proyecto, lo cual a su vez servirá para la expansión a la nueva veta Carmen y para generar mayor utilidad y tiempo de vida del proyecto.

La presente tesis está estructurada en seis capítulos, los cuales se han organizado de la manera siguiente:

En el Capítulo I, se presenta el marco metodológico de investigación, en el cual se expondrán el planteamiento, formulación y justificación del problema, objetivos, alcances, limitaciones, hipótesis y metodología, con el propósito de poner en contexto el tema a investigar y los determinados parámetros que limitan la investigación.

Seguidamente, en el Capítulo II, se desarrollan las bases teóricas del presente estudio.

En el Capítulo III se realiza la descripción de los aspectos generales de la concesión minera Víctor Jesús, como son las diferentes estructuras geológicas, descripciones regionales y locales del yacimiento y descripción económica y mineralógica de sus reservas.

El Capítulo IV, consta de dos secciones. En la primera, se realiza la descripción de las operaciones unitarias del ciclo de minado empleadas para la producción en el proyecto en su fase inicial. En la segunda, se describe el estado actual de las operaciones del proyecto, las cuales

difieren de lo planificado inicialmente. Aquí también se hace la descripción de las características de planta y el proceso metalúrgico.

En la Capítulo V, se describe la propuesta de actividades de operación proyectadas para el incremento de la producción, para cumplir con lo establecido en los parámetros de planeamiento inicial. También, se describe la expansión hacia una nueva veta (la veta Carmen) que permitirá un incremento adicional de producción.

Posteriormente, en el Capítulo VI, se desarrollará el análisis económico de las operaciones del incremento de producción y expansión de la mina, considerando una correcta evaluación y caracterización del yacimiento, y elaborando un análisis de sensibilidad para evaluar los riesgos económicos que permitan tomar una mejor decisión.

Finalmente, el estudio culmina con la presentación de los resultados, las conclusiones y recomendaciones, así como los respectivos anexos que sirvieron de información relevante para el desarrollo de esta tesis.

CAPÍTULO I

ASPECTOS GENERALES DEL MARCO METODOLÓGICO

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

El proyecto de explotación de la concesión minera Víctor Jesús, empezó a operar en el año 2008 tras cumplir con los requisitos necesarios exigidos por las autoridades concernientes. El estudio inicial del año 2007 planificó una explotación programada que contemplaba la explotación de la veta Rosario con reservas probadas estimadas del orden de 85500 TM para las cuales se planificó una producción de 50 TMD, es decir una vida productiva de 4 años y 9 meses.

Las actividades de extracción generaron una producción de 5 TMD hasta el mes de julio del 2011, trabajando en forma artesanal, con herramientas tradicionales como: pala, pico, carretilla y carros mineros U-35, con llantas neumáticas para el acarreo del desmonte y mineral provenientes ya sea de la cortada o de los tajeos. Trabajando una potencia promedio de 40 cm con una ley consistente de 6 a 15 gr/Ton.

La segunda etapa de explotación empezó en el 2011 y en ella se reemplazó el método artesanal por equipos de perforación manual de accionamiento neumático, aumentando la producción. Desde esta fecha hasta agosto del 2014, se extrajo hasta un máximo de 11.33TMD de mineral. Sin embargo, en el 2014, por falta de inversión y mantenimiento de capital y por el agotamiento de la veta, se cambió el método de explotación semi mecanizado a una explotación artesanal, dejando de utilizar las maquinarias y los equipos hasta encontrar otra ramificación de la misma, por lo tanto, los niveles de producción bajaron, llegándose a producir valores promedio inferiores a 1TMD.

El estado actual de la operación hace que el nivel de la producción de la concesión minera Víctor Jesús sea inferior a lo planificado en los estudios iniciales. Esto se debe en parte al agotamiento de las reservas y la descapitalización que ocasionó la reducción de las operaciones de la Veta Rosario por el cambio de la tecnología usada para la extracción. Por lo tanto, se requiere mejorar la producción de la Veta Rosario, esto implica que se realicen inversiones para mejorar la explotación. Para que esta inversión sea rentable se plantea además incrementar reservas con la puesta en producción de la Veta Carmen.

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1 Problema General

La disminución de producción de la concesión minera Víctor Jesús, debido a la existencia de cantidades inferiores de mineral y al cambio de método de explotación han hecho inviable la continuidad de la operación de producción. **¿Es viable técnica y económicamente la propuesta de incremento de la producción de la veta Rosario y la expansión a la veta Carmen de la concesión minera Víctor Jesús?**

1.2.2 Problemas específicos

1. Se desconoce las reservas actuales de la concesión minera Víctor Jesús, las cuales necesitan reestimarse a partir de los resultados de las primeras etapas de explotación que mostraron cantidades inferiores de mineral. **¿Son suficientes las reservas remanentes para sostener un incremento de producción?**
2. Se requiere seleccionar el método de explotación que mejor se adecúe a cumplir con los objetivos de producción de la concesión minera Víctor Jesús. **¿Cuál es el mejor método que permite cumplir estos objetivos?**
3. La veta Rosario se encuentra en un estado de producción inferior al de años anteriores y es necesario evaluar si el incremento de producción es técnicamente viable. Asimismo, es necesario evaluar si la explotación puede extenderse a la veta Carmen. **¿Es viable técnicamente la propuesta de incremento de producción de la veta Rosario y la expansión hacia la veta Carmen?**
4. **¿Es viable económicamente la propuesta de incremento de producción y la expansión de las vetas mencionadas?**

1.2.3 OBJETIVOS

I. Objetivo General

Evaluar técnica y económicamente el incremento de la producción de las reservas remanentes de la veta Rosario y de las reservas aún no explotadas de la veta Carmen en la concesión minera Víctor Jesús.

II. Objetivos Específicos:

1. Cuantificar las reservas remanentes de la veta Rosario y las reservas existentes de la veta Carmen.
2. Analizar y seleccionar el método de explotación para cumplir con los objetivos de producción del estudio de investigación.
3. Realizar el diseño de las labores de desarrollo, preparación y explotación para demostrar la viabilidad técnica del incremento de producción y de la expansión.
4. Evaluar económicamente la explotación de las vetas Rosario y Carmen.

1.2.4 Justificación

Ante la necesidad de continuar la explotación racional de las reservas minerales de la concesión minera Víctor Jesús, y ante la disminución de su producción, se requiere estudiar cómo lograr una mayor extracción de cuerpos minerales utilizando métodos subterráneos. Además, debido al agotamiento de las reservas de la veta Rosario se hace necesaria estudiar la explotación de la veta Carmen, para continuar la producción de la mina y hacerla atractiva a la inversión. Tanto el incremento de producción de la veta Rosario como la explotación de la veta Carmen necesitan plantearse bajo un esquema que las haga económicamente viables.

Es necesario estudiar que las actividades técnicas propuestas sean realizables con la tecnología y equipos disponibles y, de la misma forma es necesario asegurar que la propuesta cumpla con las expectativas de rentabilidad. La minería es una actividad que compite constantemente con el precio de los metales que impone el mercado internacional, consiguientemente la tecnología de minado y tratamiento metalúrgico en las minas subterráneas incide en los costos de producción, en las utilidades y en beneficio para los trabajadores. Este estudio permite evaluar como un proyecto puede adaptarse a estas circunstancias cambiantes mediante el cambio de la tecnología empleada. Este estudio es relevante para nuestro medio por que permite la adecuación de muchos proyectos en condiciones similares de explotación convencional y/o artesanal a una optimización de su operación.

Esta evaluación técnica económica servirá como guía para futuros trabajos de la misma índole en operaciones unitarias y como testimonio del modo de operación de la minería en el norte del país y otras regiones, ante el creciente interés de tecnificación de la minería artesanal.

1.3 HIPÓTESIS

1.3.1 Hipótesis General

Es viables técnica y económicamente la propuesta de incremento de la producción de la veta Rosario y de la expansión hacia la veta Carmen de la concesión minera Víctor Jesús.

1.3.2 Hipótesis específicas

1. Existen reservas suficientes para mantener el proyecto en operación y para hacer su expansión.
2. El método de corte y relleno ascendente con equipo tecnificado, empleado anteriormente, es la mejor alternativa de alcanzar los estándares de producción requeridos.
3. Con el método propuesto sí se hace viable el incremento de la producción de la veta Rosario y la expansión a la veta Carmen.
4. La evaluación económica considerando la nueva inversión a realizarse, los nuevos costos operativos por la implementación del método tecnificado y los ingresos incrementales mostrará que es viable.

1.4 VARIABLES

La **Tabla N° 1.1**, muestra las variables independientes y dependientes consideradas para el presente estudio, así como los indicadores correspondientes.

Tabla N°1.1 - Operacionalización de Variables

VARIABLES	FACTORES	INDICADORES	UNIDADES
INDEPENDIENTE			
Reservas Minerales	Geología	- Cantidad	Ton
		- Ley de Mineral	Gr/Ton
	Geodinámica	- Diseño de calidad de la roca (RQD)	%
		- Diseño del masiso rocoso (RMR)	%
Metodo de Explotación	Nivel de Producción	- Producción diaria	Ton/Día
DEPENDIENTE			
Viabilidad Técnica y Económica de Veta Rosario y Carmen	Indicadores Económicos	- VAN	USD
		- TIR	%
		- BENEFICIO/COSTO	\$/
		- PERIODO DE RECUPERACIÓN	AÑOS, MESES, DÍAS

Fuente: Elaboración propia

Para generar mayor producción de minerales y obtener un incremento económico, es necesario el estudio de la cantidad de mineral económico y como debe extraerse usando técnicas de ingeniería para el beneficio de la empresa.

1.5 METODOLÍA DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1 Nivel de investigación

El nivel de investigación pertenece a un estudio DESCRIPTIVO y CORRELACIONAL ya que describe el conjunto de características técnicas y económicas y mide el grado de relación entre las variables para la viabilidad de la alternativa de incremento de producción del proyecto minero Víctor Jesús.

1.5.2 Tipo de investigación

Según la clasificación propuesta por Batista Fernández y Hernández (2003), el trabajo de investigación es de tipo EXPLICATIVO, ya que busca el porqué de los hechos estableciendo relaciones de causa-efecto.

1.5.3 Población y Muestra

I. Población

La población de tajeos a analizar se distribuye de la siguiente manera. Se toma como muestra solo el Tajeo Cobra, el cual está en producción y podemos obtener los datos para el estudio. Existen dos tajeos que ya han sido explotados.

Tabla N° 1.2 - Población de Tajeos para la producción

LABOR	DESCRIPCION
Tajeo Taita Moisés	Explotada
Tajeo Cobra	En producción
Tajeo San Juan	Explotada
Tajeo N°4	En preparación
Tajeo N°5	En preparación
Tajeo N°6	En preparación

Fuente: Elaboración Propia

En el Proyecto minero Víctor Jesús se realizó las labores de desarrollo y preparación llegando a la explotación de dos tajeos en el nivel Taita Moises y el nivel Cobra, programando la planificación para la preparación de nuevos tajeos.

II. Muestra

Para el desarrollo de la muestra se utilizará la siguiente fórmula por ser de población finita.

$$n = \frac{N * Z^2 * p * q}{d^2 * (N - 1) + Z^2 * p * q}$$

Donde:

- N: Tamaño de la población.
Z: 1.15 (Si el nivel de confianza es del 75%)
p: Proporción esperada de la muestra. (0.9)
q: 1-p; (1-0.9= 0.1)
d: Precisión (Error máximo esperado). (0.3)

$$n = \frac{6 \times (1.15)^2 \times 0.90 \times 0.10}{[(0.3)^2 \times (6 - 1)] + [(1.15)^2 \times 0.90 \times 0.10]}$$

$$n = 1.2 \text{ TAJEOS}$$

Por lo tanto. se selecciona como tamaño de una muestra, n= 1 tajeo.

1.6 MATRIZ DE CONSISTENCIA

A continuación, se muestra la matriz de consistencia:

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	VARIABLES
GENERALES			INDEPENDIENTES
¿Es viable técnica y económicamente la propuesta de incremento de la producción de la veta Rosario y la expansión a la veta Carmen de la concesión minera Víctor Jesús?	Evaluar técnica y económicamente el incremento de la producción de las reservas remanentes de la veta Rosario y de las reservas aún no explotadas de la veta Carmen en la concesión minera Víctor Jesús.	Son viables técnica y económicamente el incremento de la producción de la veta Rosario y de la expansión hacia la veta Carmen de la concesión minera Víctor Jesús.	Reservas minerales Métodos de explotación
ESPECIFICOS			DEPENDIENTES
¿Son suficientes las reservas remanentes en la concesión minera Víctor Jesús para sostener un incremento de producción?	Cuantificar las reservas remanentes de la veta Rosario y las reservas existentes de la veta Carmen.	Existen reservas suficientes para mantener el proyecto en operación y para hacer su expansión.	Viabilidad técnica Viabilidad económica
¿Cuál es el mejor método que permite cumplir el incremento de producción en la concesión minera Víctor Jesús?	Analizar y seleccionar el método de explotación para cumplir con los objetivos de producción del estudio de investigación.	El método de corte y relleno ascendente con equipo tecnificado, empleado anteriormente, es la mejor alternativa de alcanzar los estándares de producción requeridos.	
¿Es viable técnicamente el incremento de producción de la veta Rosario y la expansión hacia la veta Carmen en la concesión minera Víctor Jesús?	Realizar el diseño de las labores de desarrollo, preparación y explotación para demostrar la viabilidad técnica del incremento de producción y de la expansión.	Con el método propuesto sí se hace viable el incremento de la producción de la veta Rosario y la expansión a la veta Carmen.	
¿Es viable económicamente el incremento de producción y la expansión de las vetas Rosario y Carmen?	Evaluar económicamente la explotación de las vetas Rosario y Carmen.	La evaluación económica considerando la nueva inversión a realizarse, los nuevos costos operativos por la implementación del método tecnificado y los ingresos incrementales mostrará que es viable.	

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN

2.1 INTRODUCCIÓN

En la presente sección se desarrolla todo el marco teórico que contempla la investigación, que presenta conceptos teóricos que influyen y conllevan al resultado final del incremento de la producción.

Se describe aquí las diferentes causas y parámetros dentro de la operación ya sea desde los criterios de diseño técnico, las características que presenta el yacimiento en investigación y

los parámetros operaciones que contempla la perforación y modo de extracción de mineral y rocas. Estos parámetros pueden ser tanto positivos como negativos en los diferentes escenarios de explotación del yacimiento.

Del mismo modo hace la descripción de los aspectos y parámetros económicos a ser usados en la evaluación económica del proyecto.

2.2 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Las operaciones del área indicada han sido estudiadas anteriormente para otros trabajos de investigación en cuales se han abordado distintos aspectos de la concesión minera Víctor Jesús.

Dentro de ellos mencionamos los siguientes:

“Estudio de impacto ambiental semidetallado en zona de amortiguamiento Caso: Minera Víctor Jesús”, desarrollado por Arcos, D. (2008), que tiene como objetivo principal fomentar la realización del Estudio de Impacto Ambiental semidetallado, en la zona de Amortiguamiento al Parque Nacional del Río Abiseo, a las demás empresas que se encuentran presente en el lugar a fin de tener el sustento técnico ambiental del trabajo y no poder contaminar el medio ambiente de la zona. Las conclusiones fueron en el estudio de Línea Base que se ha visto que la mayoría de componentes ambientales están dentro de los Límites Máximos Permisibles esto no significa que por no ser un Riesgo Ambiental no se va a mitigar dicho pasivo, de todas maneras, se ha propuesto un Plan de Monitoreo en todas las etapas de la vida de la mina, lo cual garantizará el trabajo ambiental sin problemas.

También el trabajo de investigación “Explotación de Yacimiento Aurífero de la concesión minera Víctor Jesús S.A.C. Provincia de Pataz – La Libertad”. Desarrollado por Mamani W. (2014), cuyo objetivo principal era demostrar la factibilidad del método de explotación por corte y relleno ascendente y estimar los beneficios del mineral explotado. Las conclusiones fueron que el método de corte y relleno ascendente es el más adecuado, debido principalmente a su mayor selectividad, seguridad y operatividad. Asimismo, según los estudios realizados por los ingenieros geólogos, la potencia de la veta Rosario se incrementa en profundidad, la cual hace que la reserva se incremente.

2.3 BASES TEÓRICAS

2.3.1 Reservas y producción de recursos minerales

La demanda de metales a nivel mundial ha sido creciente en los últimos años debido a su uso como insumos para diferentes sectores, por ejemplo, para la construcción. Así, las cantidades de reservas y producción han mostrado un avance positivo para soportarla.

La agencia United States Geological Survey (USGS) define las reservas como la proporción de los recursos demostrados que cumplen con los requisitos mínimos especificados para la producción minera, los que pueden ser económicamente extraídos o producidos al momento de la determinación.

Se tiene reservas medidas o reservas indicadas. Las reservas medidas se calculan a partir de las dimensiones reveladas en los yacimientos y su ley y/o calidad se calcula a partir de los resultados de un muestreo detallado. En cuanto a las reservas indicadas, su ley y/o calidad se calcula en base a la información similar a la utilizada para las reservas medidas. (Osinermin, 2017).

2.3.2 Ley del mineral

Se refiere a la concentración de oro, plata, cobre, estaño, etc. Presente en las rocas y en el material mineralizado de un yacimiento (Osinermin, 2017).

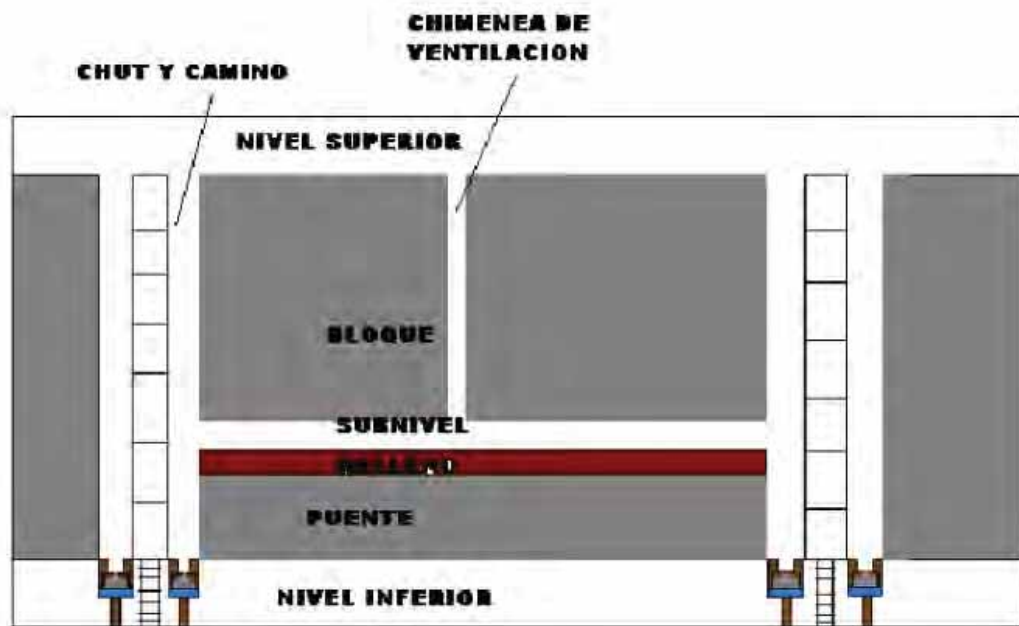
$$Ley\ mineral = \frac{Cantidad\ de\ mineral\ útil}{Cantidad\ total\ de\ minerales\ extraídos}$$

2.3.3 Método de Corte y Relleno Ascendente

Método utilizado en el proyecto de explotación minera Víctor Jesús por reunir las condiciones necesarias para su aplicación, Según (Osinermin, 2017).

el método Over Cut and Fill o Corte y relleno ascendente tiene las siguientes características:

Figura N°2.1 - Método de explotación Corte y relleno ascendente



Fuente: Elaboración propia.

Se muestra dos niveles inferior y superior delimitados por dos chimeneas formando un tajeo que será explotado para extraer el mineral económico.

Condiciones de aplicabilidad

De acuerdo a Hartman (1987), se puede aplicar en yacimientos:

- Con buzamientos pronunciados mayores de 55°.
- En yacimientos tipo Vetas.
- Con cajas medianamente competentes o competentes.
- Las cajas del yacimiento pueden ser irregulares y no competentes.
- El mineral debe tener buena ley.
- Disponibilidad del material de relleno detrítico.

2.3.4. Viabilidad Económica

Para la viabilidad económica se tiene que considerar las Inversiones iniciales, el precio de venta de los productos minerales, las leyes o calidades de los productos vendibles, el ritmo de producción, las reservas minables (explotables) y los costos de operación, según estudios realizados por Chancolla (2009).

Estudio de Factibilidad Económica

En este estudio se determina la rentabilidad del proyecto, permite estimar las ganancias, también introduce objetividad en las apreciaciones de una supuesta rentabilidad, nos permite comparar con otras alternativas e identificar las variables más relevantes.

También identifica las fortalezas y debilidades del proyecto, define la escala óptica de inversión e identifica parte de la incertidumbre que rodea el proyecto para tener un control de la marcha de las inversiones y permitir obtener créditos de las fuentes de financiamiento. Al definirse indicadores objetivos crea mayor consenso entre los inversionistas.

Rentabilidad de un Proyecto

Un proyecto es rentable si los beneficios netos futuros actualizados son mayores a la inversión, considerando una tasa mínima aceptable por el inversionista (y/ o el evaluador).

La rentabilidad no es maximizar los ingresos ni minimizar los costos, se debe buscar la máxima diferencia entre los ingresos y costos.

Análisis de Variables

Las variables más importantes para realizar un proyecto son las siguientes:

- Inversiones en activos físicos e intangibles.

- Capital de trabajo.
- Ingreso operacional (ingreso por ventas).
- Costos.
- Depreciación.
- Impuestos.
- Valor residual.

Inversiones en un Proyecto

ACTIVOS FIJOS, Son la adquisición de equipos de mina he inversiones en el beneficio del mineral, como obras civiles y equipos de planta, también las inversiones en diferentes servicios como energía, agua, talleres y almacenes contando con inversiones de infraestructura de servicio (carreteras, campamentos, etc.).

ACTIVOS INTANGIBLES, Son los gastos de organización del proyecto como la ingeniería, supervisión, gastos generales licencias y capacitaciones. Gastos de puesta en marcha e interés pre operativos (intereses bancarios durante el periodo de inversión).

Capital de Trabajo

Son los recursos necesarios para financiar los desfases entre los procesos de producción y ventas.

Ingresos de un Proyecto

Son generados por los siguientes valores:

- Venta de minerales.
- Venta de subproductos.
- Venta de activos que se remplazan.
- Ingresos por prestación de servicios.
- Valor residual del proyecto (al final de la vida del proyecto).

- Valor de recupero del capital de trabajo (al final de la vida del proyecto).

Análisis y Cuantificación de Variables

COSTOS DE UN PROYECTO

Son los costos y gastos vinculados a la ejecución del proyecto, Se incluyen: Costos de producción (mina, planta, mantenimiento), gastos de administración y ventas, gastos financieros, amortización deudas y no se considera la Depreciación.

CLASIFICACIÓN DE COSTOS

COSTOS FIJOS: Son los costos que se mantienen constantes, independientemente del nivel de producción, por ejemplo: Alquileres, sueldos, mantenimiento, gastos de investigación, amortización de deuda, gastos venta, gastos administrativos, etc.

COSTOS VARIABLES: Son los costos que son proporcionales al nivel de la producción como: Materiales directos, primas por sobre tiempo, combustible, energía, etc.

2.3.5. Evaluación de un Proyecto

Según estudios realizados por Chancolla (2009). Los proyectos de inversión surgen de necesidades individuales y colectivas para crear un bien o un servicio. Es un plan que comprende una propuesta de inversión con alto impacto económico si es bien ejecutada. Este tipo de proyectos surgen cuando existen oportunidades de negocio basadas en las necesidades de un entorno.

El ciclo de vida de los proyectos inicia cuando el inversionista contrata a un analista para que haga un estudio de preinversión. Es decir, evalué sistematizadamente la idea y muestre

todas sus aristas. Con este resultado del análisis financiero, se tomará la decisión de invertir o no.

Elaboración de un Flujo de Caja

FLUJO DE CAJA

Muestra en el periodo en que ocurren los ingresos y egresos del proyecto. En el siguiente cuadro se pone en consideración el formato para el registro de flujo de caja; donde en la parte superior los números 1, 2, 3 indica el número de años.

Mientras en la columna de la izquierda se indican los movimientos de dinero.

	0	1	2	3	4	...N
+ Ingresos						
- Inversiones						
+ Prestamos						
- Costos y gastos						
- Depreciación						
Utilidad bruta						
- Impuestos						
Utilidad después de impuestos						
+ Depreciación						
Flujo neto de caja						

Vida Económica del Proyecto

La vida económica de un proyecto es el número de años que estará en operación, es relevante a fin de determinar el horizonte del flujo de caja, la vida económica del proyecto depende de:

- Duración teórica de las reservas minerales.
- Vida económica de los equipos.

El proyecto puede terminar por:

- Agotamiento de las reservas.
- Obsolescencia económica.

2.3.6. Viabilidad Financiera

Basándose en estudios realizados por Chancolla (2009), la viabilidad financiera consiste en la identificación y cuantificación de los costos y beneficios directos e indirectos, en la estimación de la tasa de actualización social.

Debido al fenómeno inflacionario presente en cualquier tipo de economía, sea de un país avanzado o de uno en vías de desarrollo, una unidad monetaria actual no tiene el mismo poder adquisitivo que tendrá dentro de un año. Es decir, no son equivalentes pues no se están comparando bajo las mismas condiciones. Lo que hace diferente en poder adquisitivo a esa unidad monetaria es el tiempo.

Una base adecuada de comparación podría ser medir el valor de ese dinero en un solo instante (hoy, dentro de un año o en cualquier instante; pero que sea el mismo instante de tiempo).

Riesgos

RIESGO PAÍS. Es el riesgo político y depende de la estabilidad del gobierno, del riesgo constitucional, la calidad de gobernantes, el riesgo de nacionalización, la inestabilidad en los impuestos, de la política medio ambiental y de la demanda de tierras y áreas en protección.

RIESGO GEOGRÁFICO. Depende del transporte y el clima.

RIESGO ECONÓMICO. Depende de la estabilidad monetaria y de las restricciones a la política cambiara.

RIESGO SOCIAL. Depende de los parámetros como la distribución de la riqueza, de las diferencias étnicas o religiosas en la población, el grado de analfabetismo, la corrupción y las relaciones laborales.

Tasa de Interés

Es el costo por el uso de dinero por unidad de tiempo, la tasa de interés depende de la ganancia libre de riesgo del prestamista, de la inflación, del riesgo del negocio o proyecto, el riesgo país, el tiempo de duración del préstamo y la magnitud del capital prestado.

Tipos de Tasa de Interés

INTERÉS SIMPLE. El capital que genera dicho interés permanece constante a lo largo del tiempo que dura la operación.

$$I = P \times N \times i$$

Donde:

- I : Interés
- P : Capital
- N : N ° Periodos
- i : Tasa De Interés

INTERÉS COMPUESTO

Es aquél que se adiciona al capital inicial (se capitaliza), de forma tal que los intereses sucesivos se computan sobre el nuevo monto capitalizado. En el interés compuesto hay “interés sobre intereses”.

$$\text{Valor futuro} \quad F = P \times (1+i)^n$$

$$\text{Valor presente} \quad P = F / (1 + i)^n$$

P : suma de dinero hoy

- F : suma de dinero en algún tiempo futuro
- i : tasa de interés del periodo

VALOR NETO ACTUAL (VAN).

En los estudios de Chancolla (2009) este valor se define como el ajuste que se hace a la ganancia neta cuando se ubica en el tiempo; es decir, cuando se considera el valor temporal del dinero. Para ello, se utiliza la renta que se percibirá tomando en cuenta diversos factores. Estos suelen ser: si se posee el dinero para invertir o si se deberá usar otras opciones (créditos bancarios), si esas opciones implican intereses y en cuanto tiempo será el retorno de la inversión.

El VAN determinado es considerado positivo cuando es mayor a la suma de la inversión y la actualización de la renta; es decir, cuando es mayor a la inversión misma. Es negativo cuando la ganancia neta actualizada es igual o menos al monto de la investigación.

$$VAN = -I^0 + \sum_{t=1}^N x \frac{FNF^1}{(1+k)^n}$$

- El VAN es el valor de los flujos netos de caja futuros, actualizados a una tasa de descuento (k).
- El proyecto es rentable, si el VAN >0.
- En decisiones de ranquear proyectos es un mejor criterio que la TIR.
- Todas las demás medidas de rentabilidad serán aceptadas (TIR, B/C, etc.), en la medida que sean coherentes con el VAN.

VENTAJAS:

- Es un indicador que toma en cuenta el valor del dinero en el tiempo.
- Considera el costo de oportunidad del capital del inversionista.
- En el caso de proyectos mutuamente excluyentes, el VAN permite seleccionar eficazmente cual ejecutar.

DESVENTAJAS

- Es necesaria una tasa de actualización, que es el costo de oportunidad, el cual no es fácil obtener.

TASA DE DESCUENTO

Este factor financiero se utiliza para determinar el valor del dinero en el tiempo: rentabilidad mínima + diferencial por riesgo. Es decir, permite calcular el valor del capital actual para ejecutar la inversión. Permite responder la siguiente pregunta ¿Cuánto representa la cantidad de dinero invertida al generar rentabilidad?

$$K = R_f + R_p + R_c$$

R_f : Tasa de interés libre de riesgo.

R_p : Riesgo del proyecto.

R_c : Riesgo del país.

TASA DE RETORNO (TIR).

Corresponde a los rendimientos estimados de la inversión. Con ayuda de la tasa de descuento y el VAN, este monto nos dirá si es apropiado invertir. Generalmente se

considera una tasa anual que mide la rentabilidad en términos relativos de cobros, demostrándose el interés máximo que puede generarse en la inversión.

Evaluar los proyectos de inversión es una medida fundamental a la hora de tomar decisiones empresariales. Cada proyecto es distinto y requiere estudios y análisis acorde a su naturaleza, exigencias, enfoque y magnitud. Para una empresa o persona individual, poder invertir es un síntoma de crecimiento económico y estabilidad financiera; por ello, esta capacidad no puede ser tomando a la ligera.

$$0 = I^0 + \sum_{i=0}^n x \frac{FNCi}{(1 + TIR)^n}$$

La TIR es la tasa de descuento que hace que el VAN = 0
Previamente es necesario definir una tasa de descuento mínima (k)
El proyecto será rentable si la TIR > k

VENTAJAS:

Proporciona un porcentaje de rentabilidad por lo que es fácilmente comprensible
complementa la información proporcionada por el VAN.

DESVENTAJAS

No es apropiado para proyectos mutuamente excluyentes si éstos tienen distinta escala o duración, o diferente distribución de beneficios.

Un mismo proyecto puede tener diferentes TIR porque existen muchas soluciones a la ecuación (TIR múltiple).

RENTABILIDAD DE UN PROYECTO

Para analizar la rentabilidad de un proyecto, podemos utilizar los siguientes indicadores:

ÍNDICE BENEFICIO-COSTO

El índice beneficio costo sólo debe utilizarse cuando se requiere determinar si un proyecto se debe realizar o no.

No es recomendable para comparar proyectos porque su magnitud absoluta puede ser engañosa.

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

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

Los costos influyen la inversión inicial.

La relación costo beneficio compara de forma directa los beneficios y costos. Para calcular la relación (B/C), primero se halla la suma de los beneficios descontados, traído al presente, y se divide sobre la suma de los costos también descontados.

Para una conclusión acerca de la viabilidad de un proyecto, bajo este enfoque, se debe tener en cuenta la comparación de la relación B/C hallada en comparación con 1, así tenemos los siguiente:

$B/C > 1$ indica que los beneficios superan los costos, por consiguiente, el proyecto debe ser considerado, $B/C = 1$ no hay ganancias, pues los beneficios son iguales a los costos, $B/C < 1$, muestra que los costos son mayores que los beneficios, no se debe considerar.

TIEMPO DE RETORNO DE INVERSIÓN

El periodo de recuperación (PRI) es un indicador que mide en cuanto tiempo se recuperara el total de la inversión a valor presente. Puede revelarnos con precisión en años, meses y días, la fecha en la cual será cubierta la inversión inicial. El mejor proyecto, es aquel en que se recupera la inversión más rápido.

Sin embargo, no es un buen criterio, debido a que ignora los resultados posteriores al periodo de recuperación de la inversión del proyecto seleccionado.

RENTABILIDAD INSTANTÁNEA

$$RI = \frac{FNC}{Inv}$$

Determina el momento óptimo de hacer la inversión. Se aprecia si el proyecto rinde ese año la rentabilidad exigida por el inversionista.

Si no se cumple se calcula RI con FNC 2 (y así sucesivamente). Se aplica sólo cuando se determina que el proyecto es rentable.

RENTABILIDAD DE LA INVERSIÓN

$$RInv = \frac{VAN}{Inv}$$

VAN : Valor Actual Neto

Inv : Inversiones actualizadas

2.3.7. Análisis de Sensibilidad de un Proyecto

El análisis de sensibilidad de un proyecto consiste en calcular los nuevos flujos de caja y el VAN al cambiar una variable (la inversión inicial, la duración, los ingresos, la tasa de crecimiento de los ingresos, los costes, etc.) de este modo teniendo los nuevos flujos de caja y el nuevo VAN podremos calcular y mejorar nuestras estimaciones sobre el proyecto que se va a comenzar en el caso de que esas variables cambiasen o existiesen errores de apreciación en los datos iniciales.

CAPÍTULO III

DESCRIPCIÓN DE LA UNIDAD DE INVESTIGACIÓN

3.1 GENERALIDADES

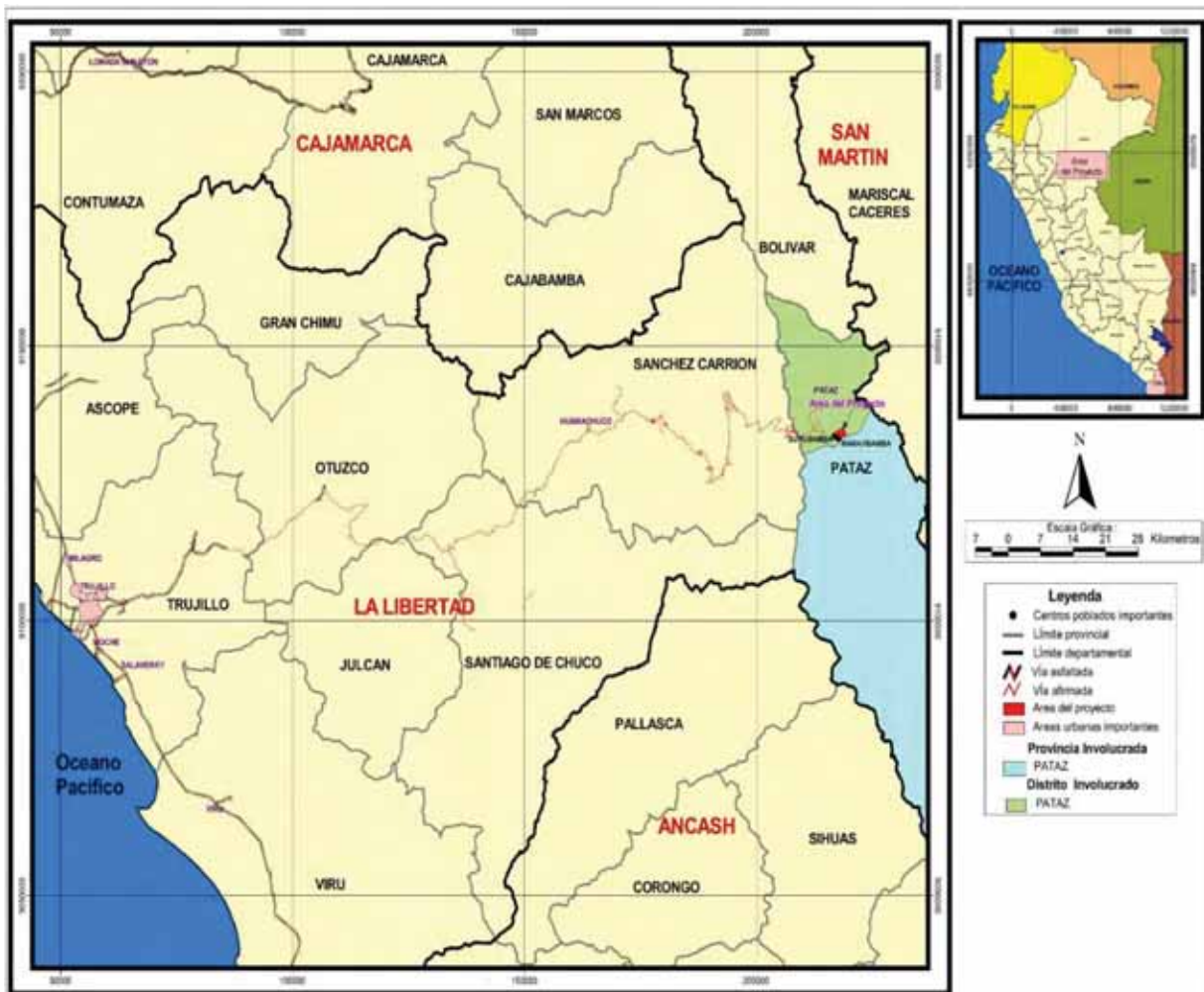
3.1.1 Ubicación

El proyecto políticamente se ubica en el paraje Maraybamba en la jurisdicción del poblado de Suyubamba, distrito y provincia de Pataz, departamento de la Libertad y geográficamente entre los cerros Suyubamba y Ensillada, al Noreste del centro de Suyubamba, abarcando además ambas márgenes de la quebrada Honda, la cual es un tributario de la quebrada Atiracra; a una altitud promedio de 3 350 msnm.

3.1.2 Ámbito Geográfico

El trabajo de investigación está ubicado en el Proyecto Minero Víctor Jesús, ubicado en el caserío Maraybamba en la comunidad campesina de Suyubamba de Andrés Razuri, distrito de Pataz, provincia de Pataz, departamento de la Libertad, situado en el lado occidental del departamento de la Libertad con una cota que oscila entre los 2800 a 3 400 m.s.n.m.

Figura N°3.1 - Plano de ubicación y accesibilidad



Fuente: Arcos (2008).

El proyecto de explotación Víctor Jesús está ubicado en la población de Suyubamba donde se indica en el plano dentro del rectángulo rojo.

3.1.3 Vías de Acceso

El acceso desde la ciudad de Trujillo al proyecto se realiza por una carretera hasta la ciudad de Huamachuco, la cual es asfaltada hasta Otuzco y afirmada en el segundo tramo. Desde Huamachuco se continua mediante carretera afirmada hacia el centro poblado Chagual y posteriormente al paraje Alto Blanco. Desde el paraje, el acceso es por un camino de herradura hasta acceder al área del proyecto, pasando por un paraje Antapita y el poblado Suyubamba.

Tabla N° 3.1 - Distancias y Tiempos de viaje a los tramos de transporte del proyecto

TRAMO	DISTANCIA (Km)	TIEMPO (h)
TRUJILLO - HUAMACHUCO	180	7
HUAMACHUCO - CHAGUAL	195	9
CHAGUAL - ALTO BLANCO	8	0.4
ALTO BLANCO - PROYECTO	11	3
TOTAL RECORRIDO	394	19.4

Fuente: PATMOS (2007)

Otra manera de llegar al proyecto es por vía aérea, de Trujillo a Chagual, para luego tomar el mismo recorrido antes mencionado. En la **Tabla N°3.1** se indican las distancias y los tiempos de viaje.

3.1.4 Recursos Naturales

- A. FLORA. - Las especies vegetales se manifiestan en las quebradas junto al valle del río Marañón, en los poblados de Suyubamba y Maraybamba se observan zonas de cultivo como: trigo, cebada, maíz, olluco, papa y también frutas de naranja, mango y papaya en las cercanías del río Marañón.

Las especies nativas no tienen un control adecuado como el Aliso, Eucalipto y Pino; estas especies se usan como madera para la actividad minera y para la construcción de casas.

- B. FAUNA.** – En la zona de estudio la fauna silvestre es escasa, estacionaria y se distribuye en relación con la flora existente.

El área colindante con la zona de estudio como los centros poblados tiene parcelas de cultivo y crianza de aves de corral, también se observa fauna silvestre como reptiles, zorro y zorrillos.

La presencia humana con sus actividades colaterales ha alejado la fauna. Alrededor de los poblados se encuentran con mayor ocasión animales silvestres como en las lagunas y los pajonales.

3.1.5 Hidrología

- A. RECURSOS HÍDRICOS.** – Los hídricos de la zona de estudio están formados principalmente por la quebrada Honda y la quebrada Atiracra, también existe la presencia de los afloramientos Aliso y Víctor Jesús; finalmente el paso del canal de agua que abastece al poblado de Suyubmaba el cual cruza la concesión de Este a Oeste.

- B. AGUAS SUPERFICIALES.** – quebrada Honda es la principal fuente de agua en la zona de estudio, la cual es tributario de la quebrada Atiracra por el margen derecho. Tiene un recorrido de 6 Km aproximadamente, teniendo un caudal de 150 L/s, debido a su cauce presta cortes en la intersección con el canal de abastecimiento a Suyubamba, para luego retomar en la intersección con el flujo proveniente del afloramiento en Punto polvo. Esta quebrada atraviesa la concesión de Norte a Sur y desemboca en la quebrada Aritacra.

La quebrada Aritacra tiene filtraciones de la Luna negra y su recorrido es de 15 Km aproximadamente; desemboca en el río Marañón con un caudal de 2 m³.

- C. AGUAS SUBTERRANEAS. – En la concesión Minera Víctor Jesús existen tres afloramientos de aguas, el afloramiento Aliso, el cual sirve para brindar agua en las actividades de perforación y consumo humano; el afloramiento Víctor Jesús es el que brinda agua a las actividades de tratamiento de planta Piloto y el afloramiento de Punto polvo la cual es encausada hasta desembarcar en quebrada Honda.

3.1.6 Sistemas de Fallamiento Regional

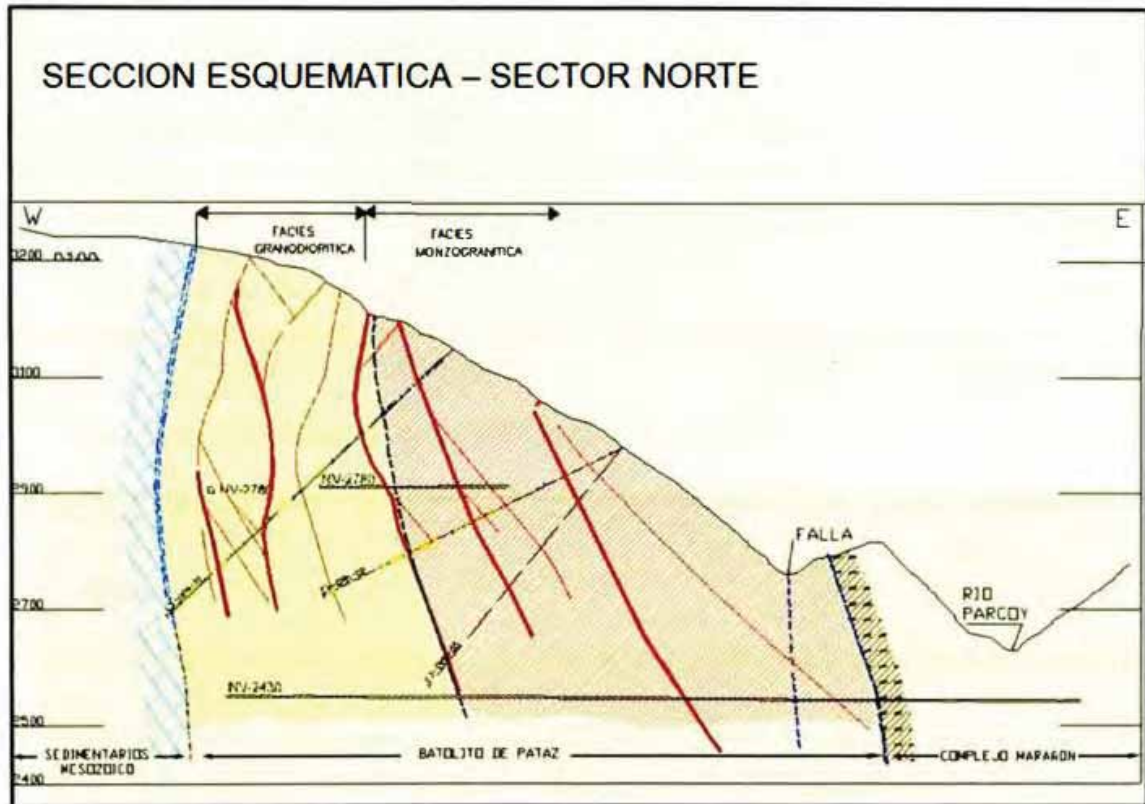
Se agrupan en tres grandes juegos principales de fallas, siendo los rasgos estructurales más relevantes en el área, las cuales se enumeran en el siguiente orden:

A. FALLAS REGIONALES DE ALTO ÁNGULO

Por lo general son de rumbo N30° a 60° W y buzamiento de 60° a 90 ° (Fig.3.2) que corresponde:

- Al sistema que delimita o pone en contacto la faja de intrusivo (Batolito de Pataz) con el complejo Marañón y los volcánicos Lavasen.
- Y la que delimita la misma franja (Batolito de Pataz) con las calizas Crisnejas y a su vez con la formación Chota por el flanco Suroeste.

Figura N°3.2 - Sección transversal típica de fallas de alto Ángulo, sector norte.



Fuente: Rosado (2010)

B. FALLAS INVERSAS DE ALTO A MEDIANO ÁNGULO

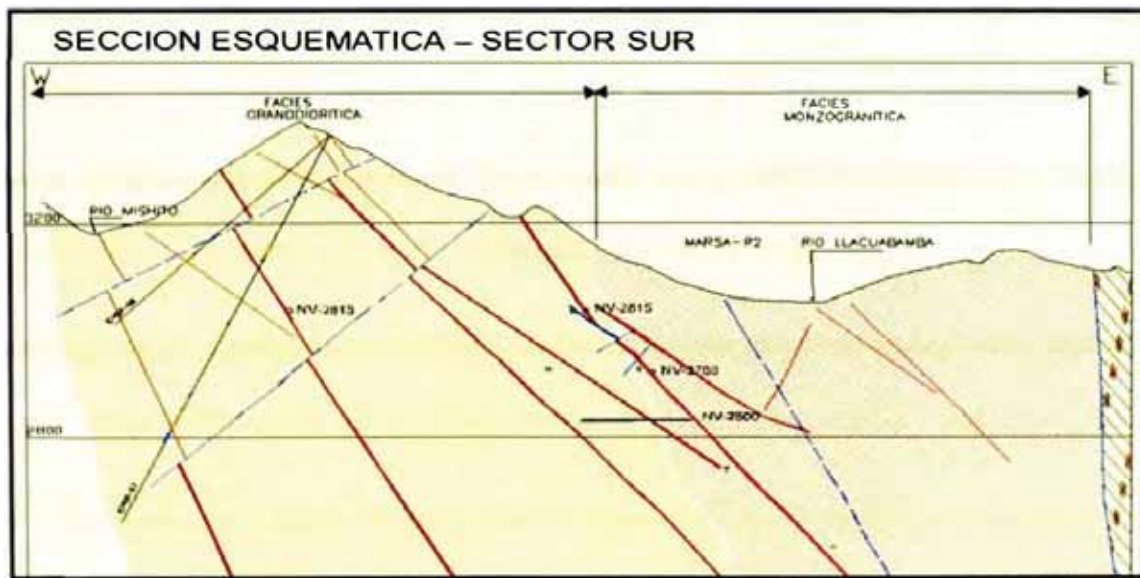
Preferentemente con rumbos que van desde los $N 0^\circ$ a $45^\circ W$ y buzamientos de 30° a 60° correlacionándose con el lineamiento preferencial de la tectónica andina que corresponden:

Fallas inversas ocasionadas por lo general a los esfuerzos de compresión en direcciones aproximadas $S60^\circ W$, influenciadas por la tectónica continental y oceánica.

Existencia de sistemas de vetas en echelón con algo de plegamiento subsecuente, debido a los esfuerzos antes mencionados.

Estas fallas son las más importantes, desde el punto de vista minero geológico, ya que gracias a las aberturas que se generaron, estas se rellenaron con las soluciones mineralizadas que trajeron el cuarzo, pirita y arsenopirita auríferas formándose las vetas del distrito minero (**Figura N°3.3**)

Figura N°3.3, Sección transversal típica de fallas inversas de alto ángulo, sector sur.



Fuente: Rosado (2010).

C. FALLAS DIAGONALES DE CIZALLA

Son de rumbo N 70° - 90° W y parecen ser lo más desarrollados. Mayormente son de alto ángulo apretadas alguna de ellas contiene o están rellenas con cuarzo y pirita, pero con poca persistencia, generalmente limitan o desplazan a las anteriores.

3.2 GEOLOGÍA

Las características geológicas desarrolladas en la región están ligadas a la evolución estratigráfica y estructural de la cordillera de los andes en su segmento oriental del sector

norte del Perú, conformadas por la superposición de 3 ciclos: El precámbrico, Hercínico y Andino. Área glaciadas, altiplanos y valles constituyen la morfología Wilson y Reyes (1964).

En el precámbrico se constituye la base estratigráfica denominada como “Complejo del Marañón” se compone principalmente de esquistos filita y secuencias variadas de rocas meta volcánicas, de tobas e ignimbritas, esta secuencia que supera 2000 metros de espesor, se observa en las márgenes del río Marañón, Wilson y Reyes (1964), Miranda (1983); Cueva (1987); Shreiber (1989); Rivera (1992).

3.2.1 Geología Regional

En la región aflora una serie de unidades litológicas. La estratigrafía de la zona, según los estudios realizados desde Wilson y Reyes (1964) a los estudios de Schreiber (1990), están ligados a tres ciclos orogénicos:

- Ciclo orogénico Precámbrico.
- Ciclo orogénico Hercínico (Paleozoico superior).
- Ciclo orogénico Andino (del Triásico hasta fines del Terciario).

Las rocas más antiguas afloran al Este del río Marañón, que se consideran anteriores al Carbonífero por que el grupo Ambo (Missisipiano) los sobreyace, las rocas más antiguas llamadas “Complejo metamórfico del Marañón” por Wilson y Reyes, están formadas por filitas de gradan a mica-esquistos en la base, sobre estas (parte superior) le sigue una serie sericito-esquito en la que se observan algunos lentes y ventillas de cuarzo de segregación, Miranda (1981). Finalmente se halla una secuencia metavolcánica de composición andesítica, que se infrayace a una serie pizarrosa en algunos sectores.

El rasgo más saltante del ciclo Hercínico es una serie pelítica de Llanvirniano (Ordoviciano medio) denominada Contaya que en discordancia sobreyace al complejo metamórfico.

La fase principal tectonogenética herciniana ha tenido lugar a fines del devoniano. Luego del Plegamiento Eohercínico le siguió una distensión que permitió la sedimentación molásica denominado grupo Ambo, producto de la destrucción que de relieve eohercínicos.

Se ha reconocido este grupo en la región de Pataz, Cueva (1987).

No se ha encontrado el Carbonífero Superior o Pensilvaniano (grupo Tarma de ambiente marino).

A. ROCAS SEDIMENTARIAS

Dentro de las unidades sedimentarias se ha agrupado cinco subunidades:

- I. CALIZAS DOLOMITAS (Grupo Pucará): Al sur de Vijus y la desembocadura de la quebrada Hualanga, afloran bancos masivos de caliza de color gris claro, que se distingue de la parte superior que está conformada de calizas de estratificación delgada de color negro.
- II. LUTITAS – ARENISCAS (Grupo Ambo): Se exponen en una pequeña área en la quebrada Santa Filomena, cresta inferior del cerro San Antonio hasta la quebrada verdosa que intercala con niveles de arenisca gris marrones.
- III. ARENISCAS (Goyllarizquizga): Se tiene la presencia de bancos medianos a gruesos de areniscas blancas que intercalan con delgadas capas de lutitas, una característica que se observa en los estratos es la presencia de estratificación cruzada como resultado de la acción de las corrientes. Afloran en la margen izquierda de la quebrada Hualanga en el cerro Campana Orco.

IV. ARENISCAS, LIMONITAS Y CONGLOMERADOS (Formación Chota y Grupo Mitu): Conformando parte del cierre del sinclinal de Vista Florida, se tiene una secuencia de areniscas de color rojizo y areniscas conglomeradas que sobreyacen a la secuencia calcárea. Igualmente, la presencia de rocas de origen continental representado por conglomerados y areniscas de color violáceo se observa en el sector occidental de ambas márgenes del río Marañón en la localidad de Vijus y próximo a la desembocadura de la quebrada Hualanga. Conforman una topografía desde suave a agreste.

V. CALIZAS, MARGAS Y LUTITAS (Formación Chulec-Pariatambo y Crisnejas): Se ha considerado las dos formaciones ya que se trata de una secuencia altamente de margas calizas nodulares que repiten en ambas formaciones, también se observa calizas y lutitas bituminosas fétidas.

Se agrupan en una subunidad una secuencia de calizas que se presentan en bancos de un metro de espesor y forman paredes muy escarpadas correspondientes a la formación Crisnejas.

B. ROCAS METAMÓRFICAS

- FILITAS – ESQUISTOS (Complejo Marañón): Sus mejores exposiciones se observan cerca de la localidad de Vijus y están constituidas por filitas de color claro o verde que varían a esquistos de color verdoso. No se observa un límite definido entre las filitas y los esquistos, el paso es gradual en algunos casos la secuencia se encuentra bastante plegada desatacando pliegues del tipo isopaco, también se puede apreciar pliegues centimétricos del tipo “en chevron” cuyos ejes tienen una dirección NE-SW.

C. ROCAS VOLCÁNICAS

Dentro de las unidades volcánicas que afloran se puede diferenciar dos litologías marcadas, ambas corresponden a los volcánicos lavasen.

- I. SECUENCIAS LÁVICAS-VOLCANICLÁSTICAS: Se ha reconocido rocas lávicas con estructura en almohadilla de color gris verdoso de lavas cuyos espesores varían entre 0.50 m a 1.00 m. son de color verdoso, se encuentran fuertemente diaclasas. Distinguiéndose hasta tres clases de familias de discontinuidades y que, en algunos sectores, el terreno se comporta inestable.
- II. SECUENCIAS PIROCLÁSTICAS: En el sector de la localidad de Alisos se ha reconocido una secuencia de estratos, macizos de piroclastos de color grisáceos que se extienden ampliamente hacia al sector oriental del área de estudios.

Está constituido por Tobas de naturaleza dacítica o riolítica una porción casi horizontal.

D. ROCAS INTRUSIVAS

Las rocas intrusivas pertenecen al Batolito de Pataz, el cual es un cuerpo alargado con dirección NNW-SSE paralelo al lineamiento andino, superficialmente cubren un área mayor a los 200 Km². De las rocas ácidas presentes se encuentra entre la más comunes: granodiorita, monzogranitos (adameliyas), diques aplíticos y pegmatíticos, entre las rocas básicas a intermedias: tonalitas, dioritas (dioritas hornblendicas a hornblenditas) microdioritas, diques Lamprófidos y diques de diabasa.

- I. HORBLENDITA: Son de colores verde oscuro con textura granular xenomorfica a polquilitica no muy común, el tamaño de los granos es ligeramente inferior a los

observados en la granodiorita, los minerales esenciales son plagioclasa y máficos como hornblenda y biotita, presenta como minerales accesorios al cuarzo y ortosa anhedrales, la abundancia del cuarzo es variable, puede llegar a constituir el 10% gradando a tonalita, otros minerales accesorios como ailanita, zircón y apatito son difícilmente observables.

II. TONALITA: Roca intermedia entre granodiorita y dioritas de color gris verdoso con textura granular hipidiomórfica a xenomórfica, los minerales esenciales son plagioclasa y cuarzo. Entre los accesorios se encuentran la ortosa, allanita, esfena, biotita. Hornblenda, zircón y opacos. Las plagioclasas están macladas y frecuentemente zonadas. La ortosa anhedral a veces llega al 10%. La esfena parece encontrarse de forma anhedral. El zircón continúa siendo escaso.

III. DIORITA, MICRODIORITA: Descrita por Miranda (1987), Shreiber (1998) y Haebarlain (2000) como la cristalización las primeras fases del intrusivo, mientras que el área de Papagayo-la Lima se presentan como diques subparalelos al contacto con el complejo de Marañón.

Estas rocas conforman el grupo de las: dioritas, diorutas hornblendicas y hornblenditas que pueden llegar a tener espesores de hasta 25 metros, como resultado del cartografiado se ha podido observar estructuras subverticales fuertemente cloritizadas.

La microdiorita (diorita de grano fino) se presenta como enclaves redondeados de diferentes dimensiones a pequeños diques dentro de granodioritas y dioritas granodiorita y escasos dentro de monzogranitos. Como minerales principales se encuentran plagioclasas, Hornblenda, biotita, dentro de accesorios cuarzo y

ortosa; la proporción de cuarzo incrementa cuando se encuentran englobados dentro de las rocas ácidas.

- IV. GRANODIORITA: Las granodioritas son de color gris claro algunas veces con tinte rosáceo debido al incremento de la ortosa, la textura dominante es la de xenomórfica presenta como minerales esenciales: la plagioclasa de la serie albita, feldespato potásico (ortoclasa) y cuarzo; como accesorios la biotita, clorita, zircón, allanita y apatito.

La plagioclasa de tamaños superiores a las 0.5 mm, de forma euhedral y raramente anhedral, maclada (macla de albita) a zonados de tamaños intermedios, los fenocristales se caracterizan por ser zonadas, el porcentaje de plagioclasas dentro de los minerales esenciales varía entre 35% a 45%.

- V. MONZOGRANITO: De colores gris claro con tintes rosáceos de textura granular xenomórfica, porfirídica a hipofiomórfica, con cristales relativamente inferiores a las presentadas por los granitos y las granitodioritas; pero en general mayores a los 0.5 mm. Los componentes principales constan de plagioclasa, ortosa y cuarzo, la plagioclasa gradualmente euhedral unas con macla de albita y otras con zonación, ortosa euhedral a anhedral y cuarzo anhedrales. El accesorio más abundante es la clorita, muy escasa, allanita, apatita y zircón, este último mucho más escaso.

- VI. GRANITO: En variedades de granito rojo la textura es granular porfirídica, se puede observar como minerales esenciales Feldespato potásico, plagioclasa y cuarzo, la plagioclasa comúnmente euhedral maclada y el feldespato potásico (microclina) micropertita a ortosa subhedral a euhedral, el cuarzo anhedral. Entre

los accesorios se encuentran la biotita marrón de diferentes dimensiones desde menores a 0.1 mm hasta mayores de 0.5 mm, algunas de ellas mantienen su forma original mientras que otras son alteradas a clorita en laminaciones, en este proceso se observan cristales oscuros (que pueden ser de rutilo u otros opacos).

- VII. APLITA: De colores claros, blanquecinos algunas veces roáceos, textura inequigranular de diferente tamaño (fino y grueso), generalmente menores con cristales menores a 0.5 mm. Los minerales esenciales en orden decreciente son cuarzo, feldespato y plagioclasa (45%, 35%, 20% respectivamente); los cristales de cuarzo son anhedrales mientras que la ortosa puede llegar a ser euhedral, las plagioclasas de menor cantidad son subhedrales a euhedrales, la presencia de clorita dentro de estas rocas está controlado por la actividad hidrotermal procedente. Las muscovitas se encuentran mejor desarrolladas en las pegmatitas que en las aplitas donde generalmente son ausentes.

Figura N°3.4 detalla la columna estratigráfica regional de la zona del proyecto.

ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD	LITOLOGIA	DESCRIPCIÓN	
MESOZOICO	Cretaceo	Superior	Depositos Recientes		Material eluvial, coluvial y aluvial	
			Formación Chota		Lutitas intercaladas con areniscas, limolitas en paquetes gruesos de color rojizo intenso	
		Inferior	Formación Crisnejas		Calizas macizas intercaladas con margas de color gris.	
	Jurásico Triásico	Lias Tri. Sup.	Formación Goyllarisquizga		Areniscas y conglomerados de color blanco.	
			Grupo Pucarâ		Calizas, Dolomias intercaladas de color gris claro a gris negro. Skarla Estrella.	
PALEOZOICO	Pérmico	Superior	Grupo Mitu		Areniscas conglomeráticas intercaladas con lutitas, limolitas y areniscas con matriz arenosa tufacea en su base.	
		Inferior	Volcánicos Lavasen		Piroclastos, Riolitas, Coladas de lavas Ácidas y Andesitas.	
	Carbonífero	Superior	Grupo Ambo		Areniscas con lutitas y conglomerados de color negro marrón.	
		Inferior			Areniscas con lutitas y conglomerados de color negro marrón.	
	Ordovícico		Formación Contaya		Pizarras grises a negras.	
PRECAMBRICO			Complejo Marañon	Meta volcanico		Andesitas Riolitas Riolitas
				Filitas		Filitas (Sericita, esquistos) intercalados por tobos cuarcitas y margas micaesquistos.
				Mica esquistos		Filitas (Sericita, esquistos) intercalados por tobos cuarcitas y margas micaesquistos.

Fuente: Rosado (2010)

Columna estratigráfica regional donde se encuentra ubicado el Proyecto minero Víctor Jesús, mostrando la formación geológica de los estratos a ser considerados para las exploraciones de nuevas reservas.

3.2.2 Geología Local

A. ROCAS SEDIMENTARIAS

1. COMPLEJO MARAÑÓN (Pe – cm)

Está constituido por filitas de color verde oliva, textura fina, brillante, con esquistosidad, tiene talco, clorita, sericita, calcita, se ha estimado un ancho de 250m. infrayacen dacitas, microdioritas, se le conoce también como metavolcanicos, rocas de grano fino a grande, porfiríticos, lavas de color gris a gris verdosa.

Como base del complejo, tenemos micas esquistos, rocas foliadas gris verdosa, la foliación grada desde una laminación fina a una esquistosidad somera, la foliación grada desde una laminación fina a una esquistosidad somera, con el esquisto están asociados vetillas de cuarzo, rumbo variable, generalmente cortan la foliación.

2. FORMACIÓN CONTAYA (Ps – vl)

En la zona baja de Suyubamba, el ciclo Hercínico se encuentra representado por una serie pelítico del Ordovícico medio a superior denominado Formación Contaya que en discordancia sobreyacen al complejo Marañón.

B. ROCAS INTRUSIVAS

En la zona se encuentra la fase intrusiva de edad Misisipiana tardía, que corresponde al Batolito de Pataz intrusivo alongado con dirección NNW-SSE paralelo al lineamiento andino común a extensión en superficie cercana a los 200 Km²; su composición calcoalcalina constituida por granodiorita, cuarzo monzonita, granito y tonalita que corresponde a la serie acida, es común encontrar diques apliticos, andesíticos y enclaves de microdiorita, xenolitos de pizarra en el intrusivo de

dimensiones variables. El Batolito de Pataz aflora a lo largo de 160 Km con anchos que varía de 1 – 5 Km.

A. GRANODIORITA (Pz- gd)

Las granodioritas sonden color gris claro la textura dominante es la de granular presenta como minerales esenciales: la plagioclasa de la serie albita, feldespato potásico (ortoclasa) y cuarzo, como accesorios la violita, clorita, la plagioclasa de tamaños superiores a los 0.5 mm, de forma euhedral, raramente anhedral, macla de tamaños intermedios, los fenocristales se caracterizan por ser zonadas, el porcentaje de plagioclasas dentro de los minerales esenciales varía entre 35 % a 45%.

B. DIORITA MICRODIORITA

Roca intermedia con dominio de plagioclasas y ferromagnesianos cloritizados, como minerales principales se encuentran plagioclasas, hornblenda, biotita, dentro de accesorios cuarzo y ortosa.

C. TONALITA

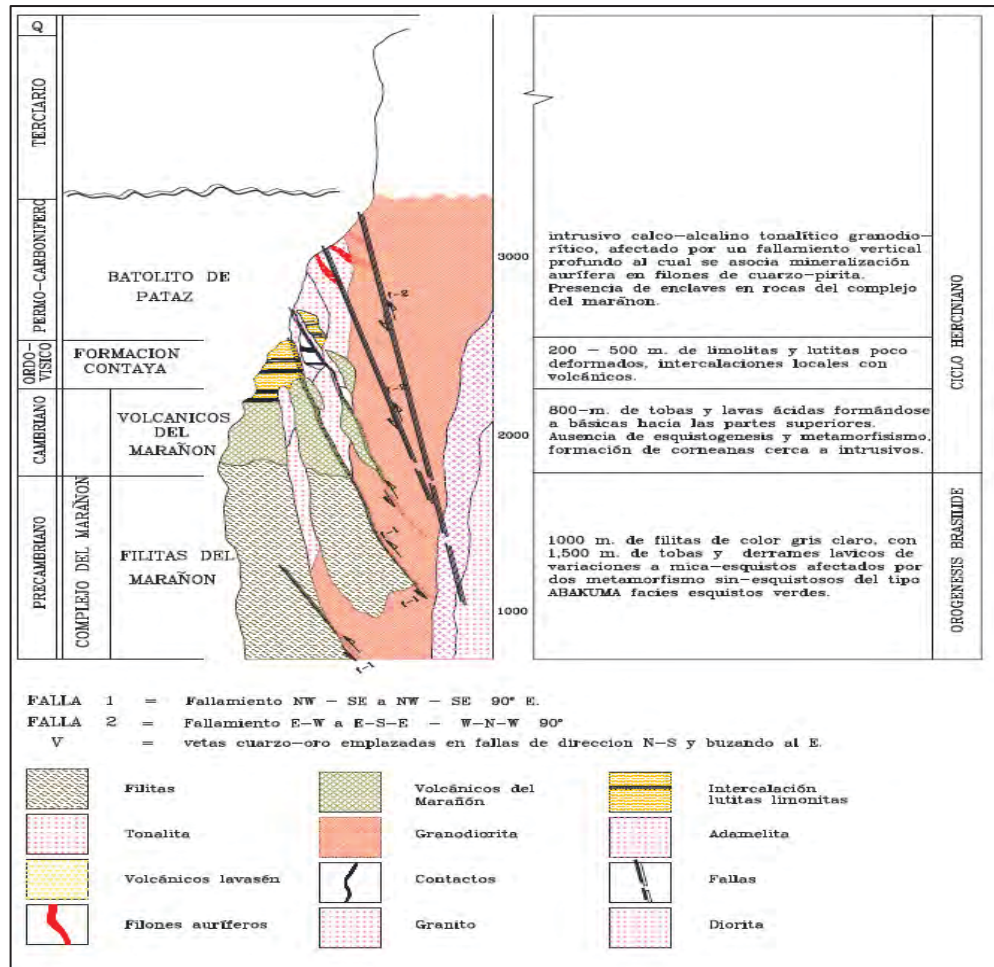
La tonalita presente son rocas intermedias entre granodiotita y dioritas de color gris blanquecino de textura fanerítica, en superficie fresca de grano medio a grueso, predomina la plagioclasa, cuarzo, biotita y hornblenda

D. APLITAS

De colores claros, blanquecinos algunas veces roáceos, textura inequigranular de diferente tamaño (fino y grueso), generalmente menores con cristales menores a 0.5 mm. Los minerales en esenciales en orden decreciente son cuarzo, feldespato y plagioclasa (45%, 35%, 20% respectivamente).

Las aplitas aprovechan las zonas de debilidad para emplazarse, presentándose como diques paralelos a las estructuras de contacto entre las series intrusivas predecesoras NNW-SSE, tienen potencias de unos centímetros a algunos metros. Los diques aplíticos se presentan como cuerpos tabulares de dimensiones variables. Los contactos con dioritas son nítidos al igual que las granodioritas, sin embargo, ocasionalmente se observa contactos irregulares a gradacionales con los monzogranitos.

Figura N°3.5 representa la columna estratigráfica local



Fuente: Rosado (2010).

C. DEPÓSITOS CUATERNARIOS

Existen depósitos coluviales sobre el Batolito de Pataz, acompañado de suelos recientes. Se observan acumulaciones de sedimentos fluviales que muestran una deficiente elección granulométrica, formando depósitos cuaternarios recientes generalmente de naturaleza ígnea (terrenos de cultivos actuales).

3.2.3 Geología Estructural

Estructuralmente el Batolito de Pataz se encuentra fuertemente fracturado debido a la dinámica de esfuerzos producida por la reactivación de la falla del Marañón (fallamiento principal) que provoca también fallas estériles y vetas secundarias. También provocó fracturamientos en las rocas graníticas del bloque Parcoy, los principales sistemas de fracturamiento son: $325^{\circ}/45^{\circ}$, $190^{\circ}/60^{\circ}$, $25^{\circ}/60^{\circ}$ y $100^{\circ}/55^{\circ}$ en orden decreciente, y las fallas principales tienen rumbo N 25° W y buzamiento de 50 – 70, generalmente son paralelas a las vetas (**Figura N°3.2**).

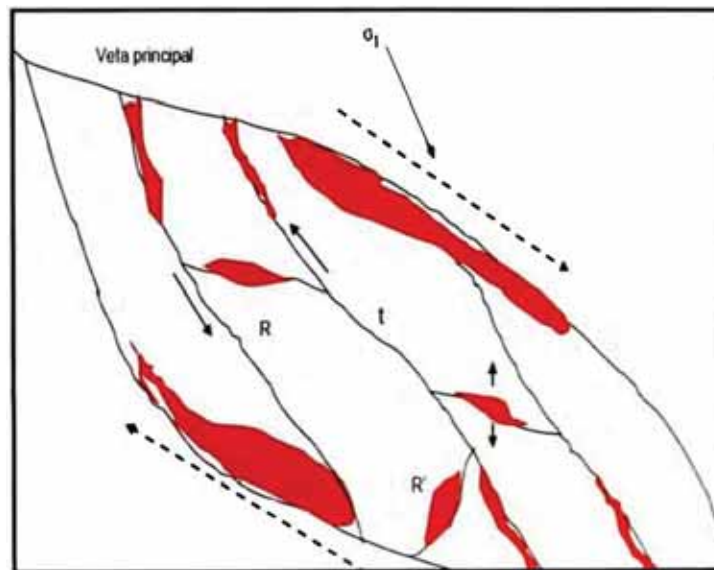
Las vetas alojadas por estructuras de segundo y tercer orden aparecen predominantemente como filones de cuarzo – pirita continua, de longitudes de miles de metros encerrados en el interior del batolito y en algunos casos en las rocas adyacentes en filitas, pizarras y metavolcánicos pero a manera de splits. Se han definido dos sistemas de fallamiento a nivel regional y local.

3.2.4 Geología Económica

A. FORMA Y TIPO DE YACIMIENTO

Las vetas son depósitos filonianos, del tipo de relleno de fracturas, formado por acción de soluciones hidrotermales, de clasificación epitermal con alcance mesotermal y presentan la morfología de tipo rosario que se ensancha en las partes ricas y se angosta en la parte de bajas leyes, esta particularidad se presenta en forma vertical y a su vez en forma horizontal, además la veta va en forma sinuosa debido a los comportamientos estructurales, en algunos casos splits o ramificaciones y otros casos lazos sigmoides, así como se muestra en la **Figura N°3.6**

Figura N°3.6 - Modelo de la mineralización típica en la veta Carmen



Fuente: Rosado (2010)

B. MINERALES METALICOS: ORO

La exploración y explotación del oro en Pataz se realizó desde épocas muy antiguas, en Pataz hay labores extensas del incanato, los mismos que siguieron trabajando en el Coloniaje hasta la actualidad, en Parcoy igualmente. El pueblo de Pataz se fundó en

1770. A pequeña escala, las arenas del río Marañón bien siendo trabajados por los lugareños.

Los yacimientos auríferos en la región afloran desde Culpuy (por el Norte) hasta la Mina la Estrella (por el Sur). La erosión de vetas origina los yacimientos de placeres de los ríos Parcoy y Marañón y tributarios de este último.

C. MINERALES NO METALICOS

La zona tiene minerales de construcción tales como bloques, gravas, arenas y arcillas. En Antapita hay calizas para la fabricación de cal y cemento.

3.3 CONCESIÓN MINERA VÍCTOR JESÚS

La concesión minera Víctor Jesús se localiza dentro del mapa geológico del cuadrángulo de Pataz (16- h), contando con 100 Ha, ver **Figura N°3.7 (a, b, c)**.

Las coordenadas UTM de la concesión se muestran en la **Tabla N°3.3**

Tabla N°3.2: Se muestran las coordenadas de la concesión del proyecto.

VERTICE	COORDENADAS UTM (PSAD56)	
	NORTE	ESTE
1	9 134 622.438	218 005.027
2	9 133 724.411	218 444.996
3	9 133 284.472	217 546.939
4	9 134 182.499	217 107.000

Fuente: PATMOS (2007).

Se muestra en la Figura N°3.3, las coordenadas UTM de la cuadrícula consecionada por el Proyecto Víctor Jesús.

Figura N°3.7(c). Foto panorámica de la concesión, Población Maraybamba.



Fuente: Arcos (2008)

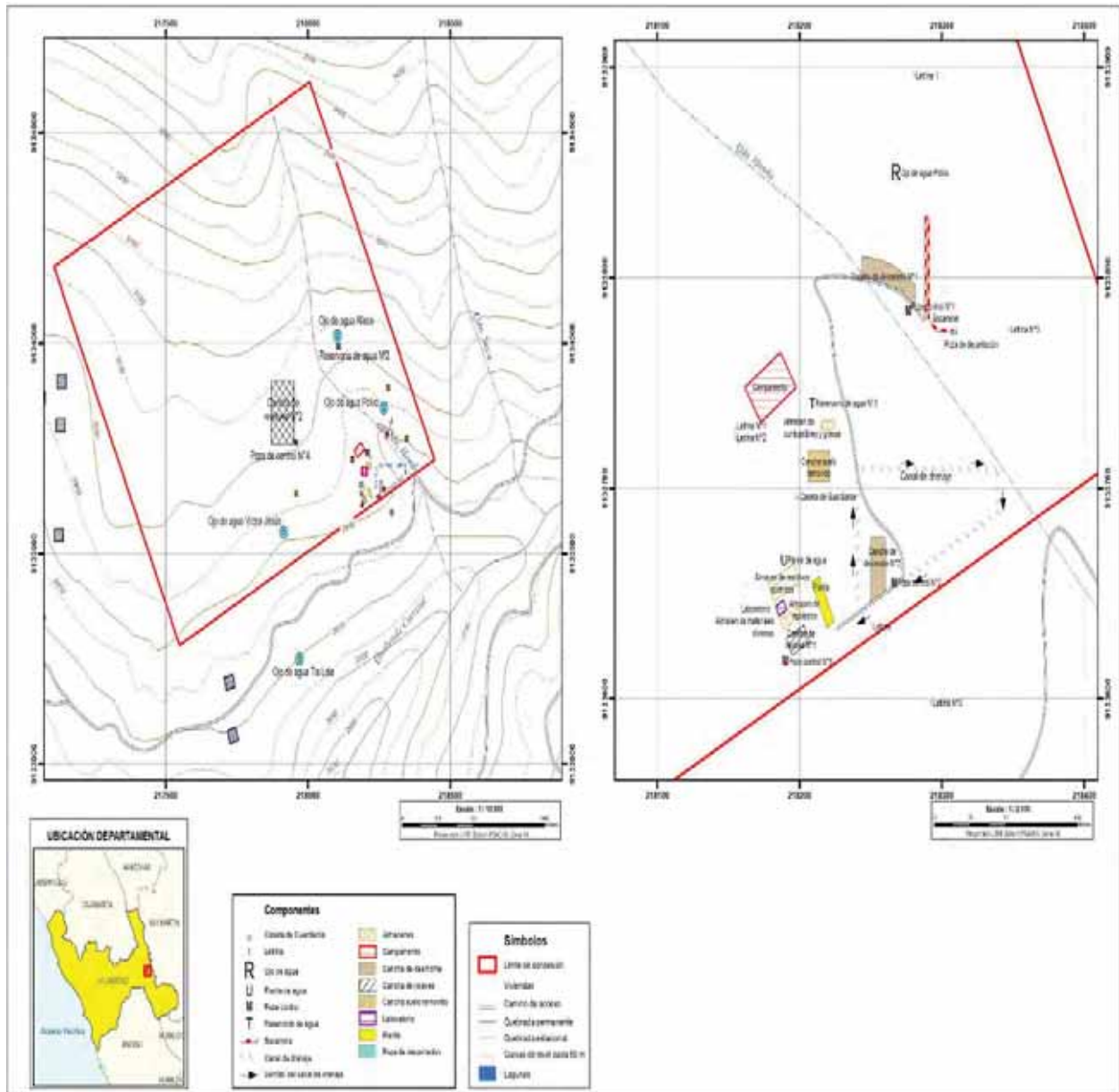
Se aprecia la población de Suyubamba y Maraybamba que se encuentran próximas al proyecto minero Víctor Jesús, también podemos observar en letras de color amarillo las zonas de formaciones geológicas dentro del área de estudio.

El proyecto cuenta con labores subterráneas en la cual se realizaron los cruceros que se desarrollaron hasta cortar la veta Rosario, en la cual se viene explotando el mineral con el método de corte y relleno ascendente con la preparación y desarrollo de tajos para su explotación, los minerales son transportados hasta la planta de tratamiento donde se realiza la disminución del material y su proceso de fundición, como se detalla en la **Figura N°3.8**

Según resultados obtenidos en el proyecto de exploración realizado por la Empresa, existen reservas suficientes de oro para iniciar los trabajos de explotación y de acuerdo a los modelos de mineralización la veta encontrada, con una potencia promedio de 50 cm y un

buzamiento de N 70°, mantendrá una ley promedio de 10 gr/ton hasta una profundidad igual que largo de su rumbo.

Figura N°3.8 - Concesión minera Víctor Jesús.



Fuente: PATMOS (2007)

Se puede observar dentro de la concesión minera la ubicación del campamento minero, la bocamina de ingreso al Nivel Taita Moises y la planta de tratamiento.

3.3.1 Mineralogía

- COMPOSICIÓN MINERALÓGICA

Los resultados, emitidos por el laboratorio de espectrometría de la Universidad Nacional de Ingeniería (UNI), del análisis de muestras de mineral nos proporcionan fragmentos de cuarzo con oquedades y patinas de óxidos de hierro principalmente con hematina, además de feldespatos alterados, escasos carbonatos y sulfuros, en la **Tabla N°3.4** se muestra la composición mineralógica del mineral y el porcentaje de estos.

Tabla N° 3.3: Composición mineralógica del mineral.

MINERALES	FORMULA	% EN PESO
CUARZO	SiO ₂	85.3
CALCITA MAGNESIANA	(Ca,Mg)CO ₃	0.36
ORTOCLASA	K(AlSi ₃ O ₈)	2.8
ALBITA	Na (AlSi ₃ O ₈)	1.4
ANORTITA	Ca (AlSi ₃ O ₈)	0.92
PIRITA	FeS ₂	0.05
CALCOPIRITA	CuFeS ₂	0.029
ESFALERITA	(Zn, Fe) S	0.53
GALENA	PbS	1.36
HEMATITA	Fe ₂ O ₃	6.77
CAOLINITA	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄	0.21

Fuente: PATMOS (2007).

Datos presentados por el laboratorio de espectrometría de la Universidad Nacional de Ingeniería como resultado de análisis mineralógico del área en estudio.

3.3.2 Reservas Minerales

Las reservas probadas estimadas son de 85 500 TM, mostrado en la **Tabla N°3.5** Cuadro de Reservas Estimadas.

Tabla N°3.4: Cuadro de reservas de la concesión minera Víctor Jesús.

RESERVAS	TM	VETA	LEY (gr/Tn)	BUZAMIENTO
PROBADAS	85500	ROSARIO	13	70°
PROBABLES	80000	ROSARIO	13	70°
POSIBLES	100500	ROSARIO	13	70°

Fuente: PATMOS (2007)

El departamento de Geología presentó resultados positivos para empezar el proyecto, con alto contenido metálico en las muestras y vetas con dimensiones favorables para su explotación. Llegando a ubicarse la veta Rosario con 85 500 TM a ser explotadas.

3.3.3 Método de Explotación desarrollado por el proyecto minero Víctor Jesús

I. Factores para la selección de método de explotación

Los factores considerados para la selección del método de explotación son los siguientes:

a) FACTORES GEOLOGICOS

Generalmente referidas a las características geológicas y estructurales del yacimiento y de la roca encajonante, por lo general se muestran bien definidos, aunque se encuentran en contacto de cambios graduales, las dimensiones son variadas desde 0.20 m de potencia. El oro en las vetas se encuentra asociadas principalmente al cuarzo y sulfuros. El contenido o la ley del oro en las vetas son muy variados, tal es así que dentro de la misma veta se puede encontrar zonas ricas y pobres. Las zonas ricas o

bolzonadas adquieren formas de lentes y formas irregulares. Las rocas encajonantes que delimitan las vetas por lo general se encuentran alteradas por las soluciones hidrotermales y algunas veces se han producido por concentraciones importantes dentro de ellas, cuya ley se encuentran por encima de la ley Cut Off o la ley marginal; las rocas que encajonan las vetas auríferas en la veta Rosario del proyecto Víctor Jesús son: Granodiorita, Granito, Esquistos y roca sedimentaria.

b) FACTORES GEOMÉTRICOS DEL YACIMINETO

Tiene como parámetros la forma de la potencia, la inclinación de la veta, el ancho de la potencia de la veta y la distribución de las leyes.

La potencia es muy variable de tipo Rosario, por ciertas zonas la potencia aumenta considerablemente hasta 1.5 m, pero basándose en un promedio de 0.50 m para calcular la reserva y la vida de la mina Víctor Jesús.

c) FACTORES GEOMECÁNICOS DEL YACIMINETO

Se basa en la consistencia de la roca, el grado de fracturamineto del macizo rocoso y la presencia de fallas y/o diaclasas.

Las cuales nos determinan el tipo de sostenimiento; en la zona de estudio del proyecto minero Víctor Jesús se realizaron estudios de sostenimiento para cada tramo, obteniendo como resultados la negativa de la existencia de agua en demasía la cual perjudicaría el trabajo, y perjudicaría la utilización de explosivos y accesorios de voladura.

d) **FACTORES GEOECONÓMICOS DE DISTRIBUCIÓN DE LEYES**

Al igual que la potencia del yacimiento, la distribución de leyes es variable y en base a los muestreos efectuados y el correspondiente análisis en laboratorios químicos, se tienen valores que fluctúan desde 7.5 gr Au/ tn en veta. De acuerdo al análisis económico se deberá trabajar con una ley de cabeza promedio de 13 gr Au/tn, para cálculos de reserva.

II. Descripción de métodos de explotación alternativos

CORTE Y RELLENO (Cut and Fill Stopes)

La característica de este método es el uso de relleno como medio de sostenimiento compensando el equilibrio de esfuerzos de los espacios abiertos, este método es empleado en cualquier tipo de yacimiento con aceptable ley de mineral, especialmente cuando el terreno es variable y el buzamiento sea mayor de 65°.

ALMACENAMINETO PROVISIONAL (Shrinkage Stopes)

Los criterios básicos para la aplicación de este método está en función que el yacimiento tenga un buzamiento mayor de 50° y una potencia mayor de 1.00 m, en especial que la caja sea competente; dado este concepto podemos descartar este método, ya que la potencia del yacimiento en estudio es variable y las cajas son incompetentes.

III. Análisis de la selección del método de explotación

Para la aplicación del método de explotación se hará uso del Formato descriptivo de selección según Hatman (1987).

A. PARÁMETROS ESPECÍFICOS

- Forma : Vetas en Rosario
- Potencia : 0.40 m
- Buzamiento : 70° NE
- Competencia mineral: Mineral fracturado con relleno de cuarzo, básicamente entre competencia moderada.
- Competencia de las cajas: Rocas granodioritas fracturadas, con competencia muy variable, con tendencia de lo moderado a débil.
- Leyes de mineral : 13 gr Au/Tn ley promedio.

B. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

Para la selección del método de explotación se tomó en consideración dos métodos de explotación:

- Corte y relleno (Cut and Fill Stopes)
- Almacenamiento provisional (Shrinkage Stopes)

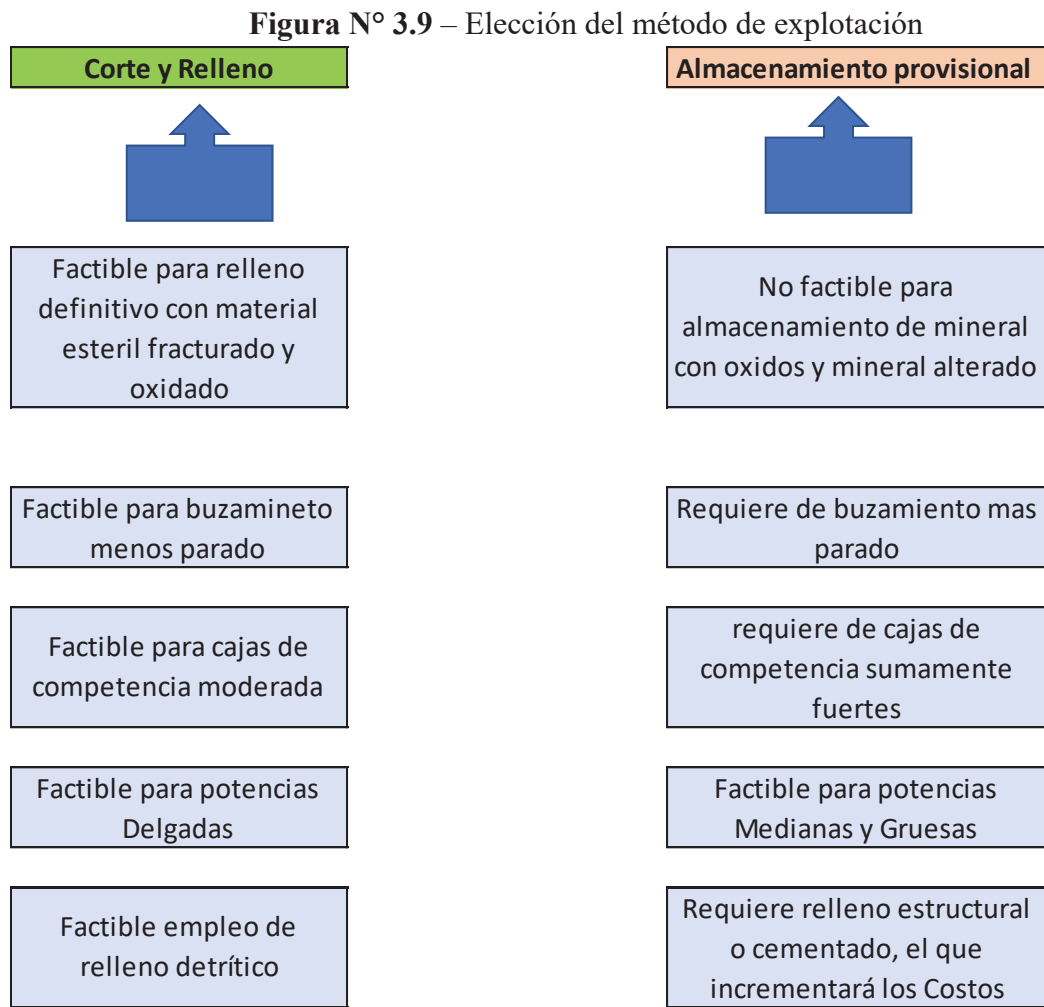
Tabla N° 3.5 – Selección de métodos de explotación

PROFUNDIDAD	LOCALIZACIÓN	RESISTENCIA DEL MINERAL	CLASE	GEOMETRÍA	PARAMETROS
					MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN
PROFUNDO	SUBTERRANEO	FUERTE A MEDIO (Medio Competente)	Soporte Natural	Forma Tabular	C/P
				Buzamineto Echado	
				Potencia Delgada	
				Tamaño Grande	
		Forma Tabular	C/ P(T)		
		Buzamineto Echado			
		Potencia Gruesa			
		Tamaño Grande			
		Forma Tabular	T/AP		
		Buzamineto Parado			
		Potencia Delgada			
		Tamaño Grande			
Forma Tabular	T/SN				
Buzamineto Parado					
Potencia Gruesa					
Tamaño Grande					
Forma Variable	T/CR				
Buzamineto Parado					
Potencia Delgada					
Tamaño Variable					
Forma Tabular	T/E(A)				
Buzamineto Parado					
Potencia Delgada					
Tamaño Pequeño					
Forma Variable	T/E				
Buzamineto Variable					
Potencia Gruesa					
Tamaño Variable					
POCO PROFUNDO	SUPERFICIAL	MEDIO A DEBIL (Medio Incompetente)	Soporte Artificial	Forma Tabular	F/L
				Buzamineto Echado	
				Potencia Delgada	
		Forma Tabular	H/SN		
		Buzamineto Parado			
		Potencia Gruesa			
Forma Masiva	H/B				
Buzamineto Parado					
Potencia Gruesa					
Tamaño Grande					

Fuente: Hartman (1987)

De acuerdo al esquema de selección empleado, la ventaja del Corte y Relleno con respecto al Almacenamiento Provisional es en el tamaño del yacimiento, el cual hace más factible la aplicación del Corte y Relleno. En tal sentido, el siguiente diagrama nos dará una idea

más completa de por qué elegir el método más factible, en este caso de acuerdo al análisis resulta como mejor opción el método de Corte y Relleno.



Fuente: Elaboración Propia

La figura muestra las comparaciones geológicas y cual se adapta mejor al proyecto minero Víctor Jesús. Como resultado el método de Corte y Relleno es el más indicado para realizar la explotación.

3.3.4 Ciclo de Minado desarrollado por el proyecto minero Víctor Jesús

En la unidad minera Víctor Jesús, las operaciones unitarias del ciclo de minado se rigen bajo las siguientes etapas: perforación, voladura, acarreo, transporte y relleno, de las cuales son necesarias para la puesta en producción.

A. Perforación

De acuerdo a la consistencia de la veta, se emplea la perforación vertical o inclinada hacia el techo con máquinas “stoper” o “jackleg” y/o la perforación horizontal “breasting” con “jackleg”, utilizando barrenos integrales y/o con brocas de 6 pies y 8 pies de longitud.

B. Voladura

El trazo de la malla de perforación es por circado (para todas las labores), por medio de este método no se perderá el material fino ni se diluirá el mineral. En tal sentido, el proceso se realizará en dos etapas:

- La primera es para el circado propiamente dicho (sobre veta) con la respectiva extracción y limpieza del mineral y el material fino existente.
- La segunda consiste en romper el contorno, en el cual estaba la veta, para dar forma a la sección de la labor.

En ambos casos se conserva el paralelismo y profundidad de los taladros para dar una mayor uniformidad al techo y cajas del tajeo con el fin de evitar en lo posible diluir el mineral. Como explosivo se utiliza la dinamita de 65% y como accesorios: el carmex de 10' (mecha ensamblada: fulminante, mecha lenta y conector) así como mecha rápida.

C. Sostenimiento

La bocamina existente, de las labores de exploración, comprende un socavón de 2.10 m x 2.40 m de sección, las paredes laterales y el techo están debidamente sostenidos con cuadros de madera (eucalipto) resistente para evitar deslizamientos. También se usan puntales de contra deslizamiento que son barras de madera que se colocan en estructuras mineralizadas después de la excavación o explotación para prevenir el deslizamiento en gradiente en el tajo a explotar.

D. Acarreo y Transporte

Lampeo a mano y acarreo con carretillas tipo "Bugui" de 3 pies³ desde los tajos hacia las tolvas de mineral. Debido a la alteración considerable de la estructura, antes de la limpieza se efectúa un sostenimiento temporal del tajo con cuadros de madera del tipo eucalipto y/o puntales de seguridad donde sea necesario. El transporte hacia los echaderos, tolva principal o pique se realiza utilizando carros mineros U-35 de 1 m³ de capacidad.

E. Relleno

El proceso de relleno consiste en transportar el material en forma de pulpa desde la planta metalúrgica hacia el tajo ya trabajado preparado y limpiado de mineral. La preparación del tajo consiste en levantar las tolvas y preparar el camino a la misma altura del tajo mediante cuadros de madera y forrando con tablas el interior de las tolvas; en la parte exterior del mismo, se cubre con un enrejado de troncos. En esta operación también se procede a colocar tuberías de aire y agua paralelas al acceso.

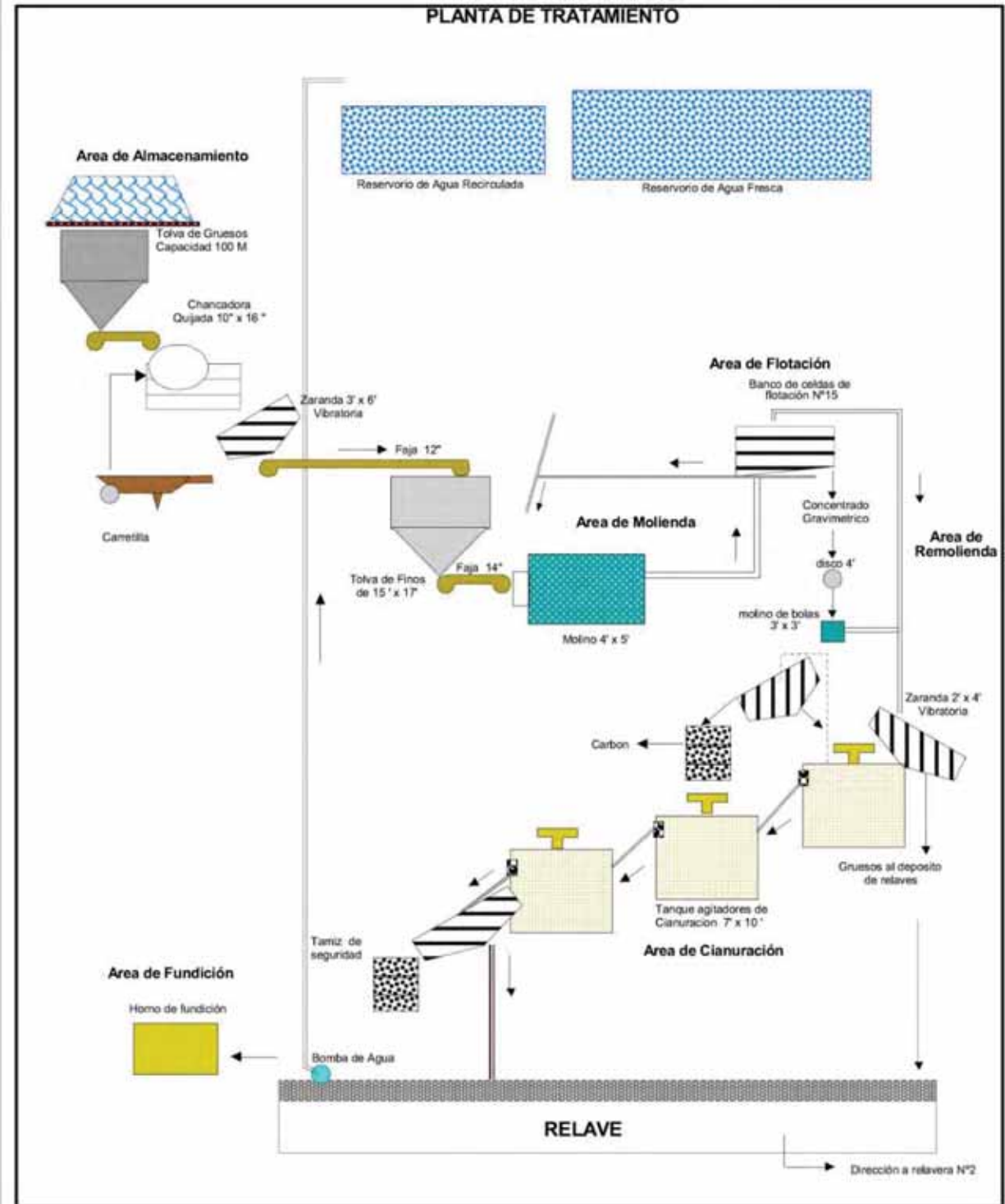
El relleno se comporta como principal elemento de sostenimiento en los tajos explotados o vacíos. Este provendrá generalmente de las siguientes fuentes:

- Los relaves de la planta concentradora.
- Canchas de desmontes.

3.3.5 Proceso Metalúrgico

El tratamiento metalúrgico se ejecuta en la planta de tratamiento en la mina; ver **Figura N°4.2**, y consiste fundamentalmente en la reducción de tamaño del mineral para liberar el oro contenido y mediante un proceso de flotación – cianuración obtener el producto final.

Figura N°3.10 - Proceso de la planta de tratamiento en la concesión minera Víctor Jesús.



Fuente: Arcos (2008).

Se puede apreciar en la Figura el sistema de reducción del mineral y su recuperación metálica en el proceso de flotación aplicando la cinemática de precipitación del mineral.

El proceso de beneficio se realiza de la siguiente forma:

A. Chancado de Mineral

El material proveniente de la extracción llega a través de los carros mineros y es depositado en la tolva de gruesos que luego será alimentado a la chancadora de quijadas, la misma que descargará un producto de tamaño de 1". La descarga de esta chancadora es tamizada con el cedazo vibratorio, y malla de ½" de abertura. La fracción fina del cedazo es colectada por una faja transportadora que la conduce hasta la tolva de finos; la fracción gruesa pasará a una chancadora giratoria.

El objetivo del chancado es reducir el tamaño del mineral para facilitar la acción de los reactivos químicos que recuperarán el oro en la etapa de flotación.

B. Molienda y Clasificación del Mineral

El mineral chancado a ½" será alimentado desde la tolva de finos al molino de bolas mediante la jafa transportadora; el mineral es molido hasta que se encuentren los valores de oro lo suficientemente liberados. Este molino es de alimentación y descarga continua. El agua necesaria para formar la pulpa de molienda (67% sólido) será alimentado por gravedad desde los tanques en la parte más elevada de la planta. La pulpa molida se descarga al banco de celdas, donde se inicia el proceso de flotación. El grado recomendado de molienda para esta operación es de 65% -200 malla. Se utilizan bolas de acero de 5",4",3",2" respectivamente.

C. Flotación

El "overflow" (O/F) del clasificador helicoidal se tamiza en un cedazo vibratorio de abertura de malla 24, para separar todo el material más grueso que el carbón activado; desde donde periódicamente se repite y luego de escurrir y separar el

material extraño (madera, trapos, etc.) el mineral grueso se retorna a la tolva de finos. La pulpa de mineral fino, con una concentración de 40% sólido, ingresa a un tanque acondicionador y luego pasa a las celdas de flotación en donde se agregan los reactivos químicos para flotar los metales valiosos y obtener el concentrado respectivo. Aquí se toma una muestra para control del pH. La planta cuenta con 6 celdas unitarias N°15.

D. Remolienda

El concentrado de flotación ingresa a un filtro de discos de 4', el filtrado es recirculado a la sección molienda y el queque formado pasa a un molino de remolienda de 3'x3'. Se usa para este fin bolas de acero de 1 ½" y 1".

E. Cianuración

El producto de la remolienda ingresa a 3 tanques agitadores de 7' x 10' en donde se inicia el proceso de cianuración. El tiempo de retención de cada tanque es de 8 horas. Se mantendrá un pH de 10.5 – 11 y una concentración de cianuro de 0.1%.

F. Recuperación de Valores

La solución rica se obtiene por decantación en cada tanque agitador y previa clarificación pasará a la planta de Merrill Crowe, en donde la precipitación de valores se realiza con polvo de zinc, obteniéndose finalmente un cemento de Au – Ag. La solución barre retorna al circuito de remolienda.

G. Fundición

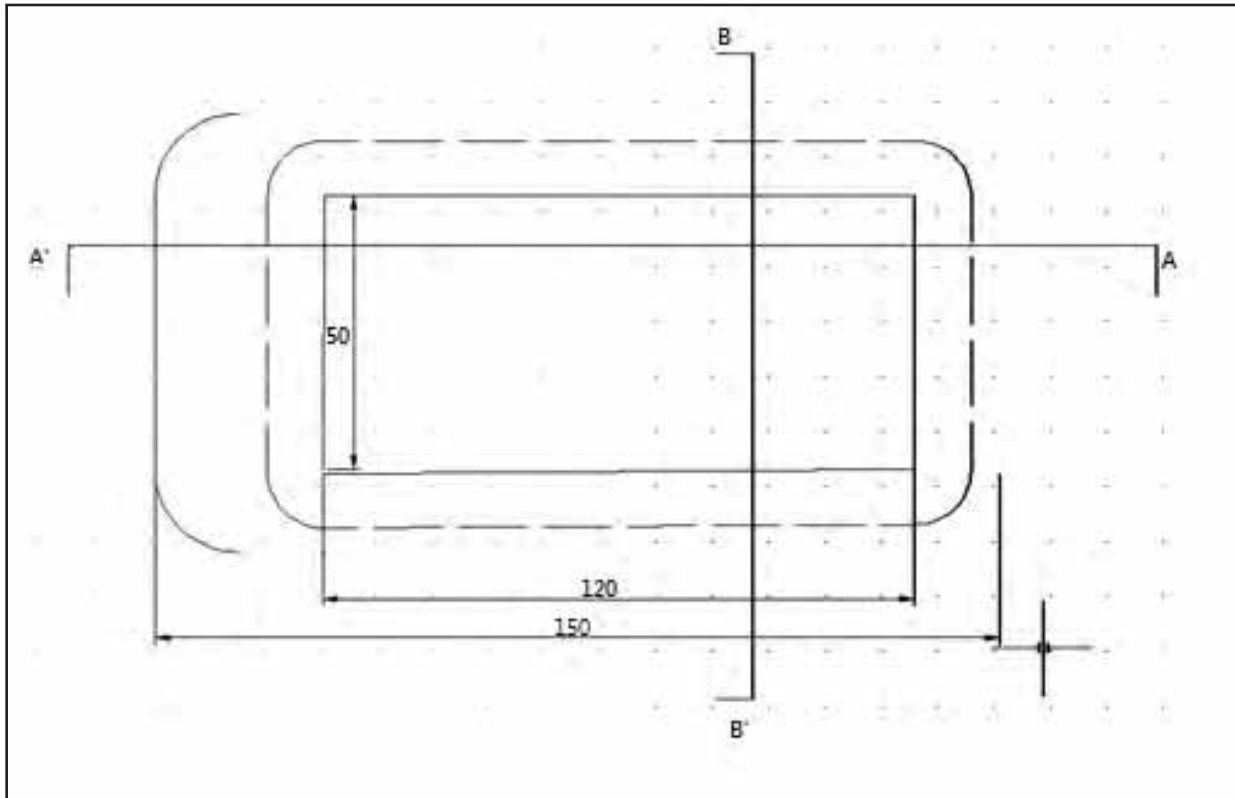
El cemento de oro después del lavado y filtrado es fundido aproximadamente a 1200°C en un horno basculante de crisol con inyección de petróleo previa adición de fundentes, para obtener un DORÉ con un contenido de oro aproximado de 70%.

H. Depósitos de Relaves

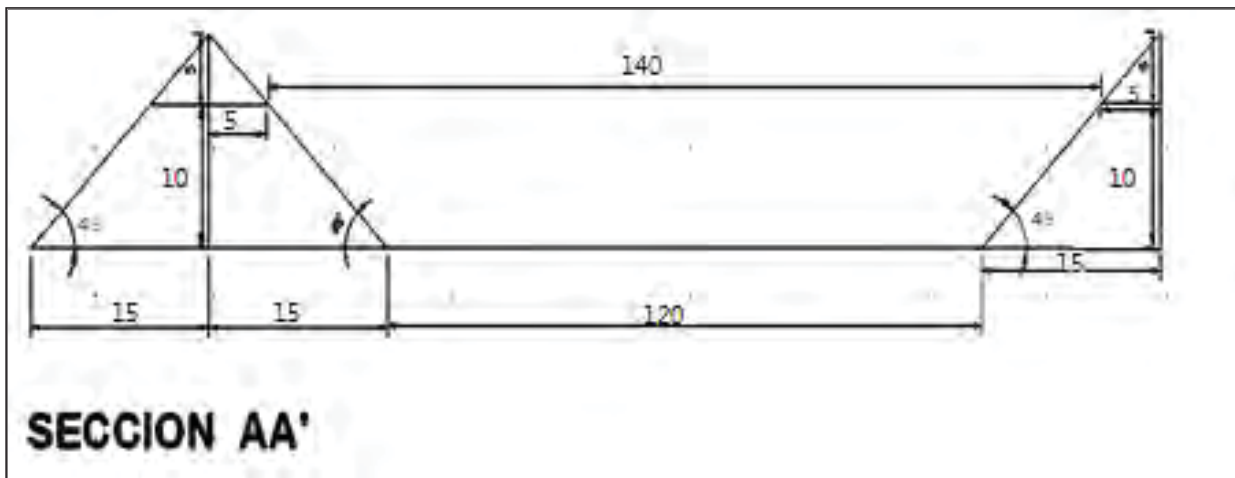
El plan comprende la implementación de dos (02) depósitos de relaves, una de ellas de carácter “provisional” mientras que la otra es la definitiva. En los depósitos de relaves N°1 (provisional) se almacenará este material (hasta tener un volumen de 100TM) proveniente de la planta de tratamiento y luego será bombeado a través de una tubería de PVC ($\phi = 2''$) y 370 m de longitud hacia el depósito de relaves N°02 (definitiva).

Para su construcción se realiza la impermeabilización y protección del suelo con capas de arcilla, piedra, cal, arena bien gradada a fin de establecer un área lo más impermeable y protegida posible, luego se cubre con una geomembrana de 2 mm de espesor que no permitirá el paso de la solución y su fuga hacia el medio ambiente. De la solución se decantarán los sólidos y el agua recuperada será retomada a la planta para seguir con el tratamiento de mineral.

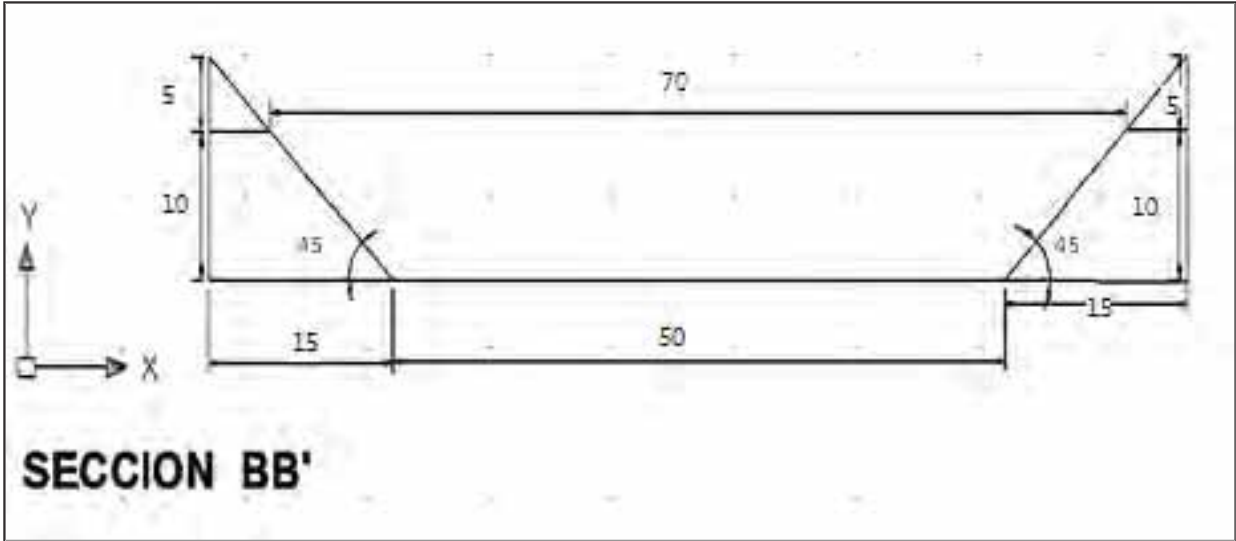
Figura N°3.11 - Depósito de relave, vistas de perfil y planta.



(a). Vista en planta



(b) Vista de perfil/sección AA'.



(c) Vista de perfil/sección BB'.

Fuente: Arcos (2008).

CAPÍTULO IV

PROYECTO PLANIFICADO Y SITUACIÓN ACTUAL

4.1 PLANIFICACIÓN INICIAL DEL PROYECTO

A continuación, se describe el detalle del proyecto antes de la puesta en marcha.

En el área donde se desarrollan las labores subterráneas del proyecto se han realizado campañas anteriores de exploración y explotación por parte de mineros informales por lo que se han encontrado áreas disturbadas que en parte fueron utilizadas en los trabajos previos de exploración que se realizaron. Estas áreas serán reutilizadas en las actividades de explotación y son: canchas de desmonte, plataforma, bocamina, galerías, almacén-oficina, letrina y accesos.

Se tuvo planificada la utilización de equipos de perforación, el uso de equipos de transporte liviano, así como el emplazamiento de las instalaciones auxiliares, almacenes y campamento para los trabajadores. La construcción de las galerías, se realizaría progresivamente en función a las vetas encontradas durante los trabajos. Para seleccionar la ubicación de los principales componentes del proyecto, se consideró factores ambientales, sociales, de ingeniería y costos.

Según resultados obtenidos en el proyecto de exploración realizado, existían reservas suficientes de oro para iniciar los trabajos de explotación y de acuerdo a los modelos de mineralización de la veta encontrada, con una potencia promedio de 40 cm y un buzamiento de 70° N, se mantendría una ley consistente de 6gr/Tn a 15 gr/Tn hasta una profundidad por lo menos igual que el largo de su rumbo.

Las reservas probadas estimadas son de 85 500 TM y se pensó alcanzar una producción de 50 TMD de mineral a partir del noveno mes de la etapa de operación con una relación mineral/desmonte de 1:3. Esto se debía realizar por la construcción de galerías en la interior mina en el periodo inicial y solo se extraería en promedio 22.66 TMD de desmonte y 7.53 TMD de mineral.

De acuerdo a los trabajos de exploración realizados, los afloramientos mineralizados de importancia básicamente se concentran en la veta Rosario (aproximadamente 0.5 Km de longitud).

- LA ETAPA DE PRE-OPERACIÓN: Consiste en el afloramiento de cancha de desmonte y depósito de relave, implementación de las vías de acceso entre los componentes del proyecto e instalación de la planta de tratamiento de mineral, oficinas, letrinas y campamento. Todo ello se estima en cinco (05) meses.
- LA ETAPA OPERACIÓN: Se estimó en cuatro (04) años y nueve (09) meses, en esta etapa se considera la construcción de galerías, piques y chimeneas; extracción de mineral, acarreo y tratamiento.
- LA ETAPA DE CIERRE: se estimó en cinco (05) años, la cual consistirá en la rehabilitación de todas las áreas disturbadas por el proyecto.

La vida útil de la mina se estimó en cuatro (04) años y nueve (09) meses, esto considerando que las reservas probadas estimadas son de 85 500 TM (provenientes de la veta Rosario y se proyectaba una producción de 50 TMD de mineral, a razón de 25 días/mes, como se muestra en las **Tablas N°4.1 (a y b)**.

Tabla N°4.1 (a). Explotación programada de las reservas probadas de la veta Rosario.

AÑO	Q (TMD)	Q (MES)	Q (AÑO)	TM (ACUMULADO)	RESERVAS (PROBADAS)	LEY PROMEDIO (gr/Tn)
2007	0	0	0	0	85500	10.3
2008	50	1500	18000	18000	67500	10.3
2009	50	1500	18000	36000	49500	10.3
2010	50	1500	18000	54000	31500	10.3
2011	50	1500	18000	72000	13500	10.3
2012	50	1500	18000	90000	-4500	10.3

Fuente: Elaboración propia.

Cuadro de Vida programada de la Veta Rosario con una producción de 50 TM por día, llegando aproximadamente a los cinco años de producción.

Tabla N°4.1 (b). Producción programada mensual de las reservas del año 2012.

MES DE PRODUCCIÓN	PRODUCCIÓN/MES	RESERVAS DE MINERAL
Enero	1500	13500
Febrero	1500	12000
Marzo	1500	10500
Abril	1500	9000
Mayo	1500	7500
Junio	1500	6000
Julio	1500	4500
Agosto	1500	3000
Setiembre	1500	1500
Octubre	1500	0
Noviembre	1500	-1500
Diciembre	1500	-3000

Fuente: Elaboración propia.

4.1.1 Proceso de Operación Mina

Los trabajos de exploración dieron resultados que permitieron que se entre en la siguiente etapa de explotación, aprovechando los precios de los minerales en el mercado mundial, para ello se efectuó un cruce de explotación de 48 metros, se reconoció la veta en su longitud y profundidad, lo cual permitió pasar a la explotación, que comprende las operaciones de explotación subterránea y el transporte de mineral de cabeza hacia la planta concentradora de la concesión minera Víctor Jesús.

Para la selección de un método adecuado y sostenible de explotación minera, se tomó en cuenta, fundamentalmente, las características de: contenidos metálicos, geológicos y estructurales del yacimiento.

Los factores considerados para la selección del método de explotación apropiado son los siguientes:

- Condiciones geológicas, generalmente referidas a las características geológicas y estructurales del yacimiento y de la roca encajonante.
- Geometría del yacimiento y distribución de leyes, queda caracterizado por los parámetros como: forma, potencia del mineral, inclinación, distribución de leyes.
- Características geomecánicas del yacimiento, referidos a la consistencia de la roca, el grado de fracturamiento del macizo rocoso y la presencia de fallas y/o diaclasas.

Para la selección del método de explotación se tomaron en consideración dos alternativas, tales como:

- Corte y relleno ascendente
- Shrinkage

El resumen del análisis considerando los parámetros anteriores indicados, fue el siguiente:

- **CORTE Y RELLENO ASCENDETE**

La característica de este método es el uso del relleno (detrítico) como medio de sostenimiento-compensado el desequilibrio de esfuerzos de los espacios abiertos, la aplicación de este método es empleado en cualquier tipo de yacimiento con aceptable ley de mineral. Especialmente cuando el terreno es poco estable.

- SHRINKAGE

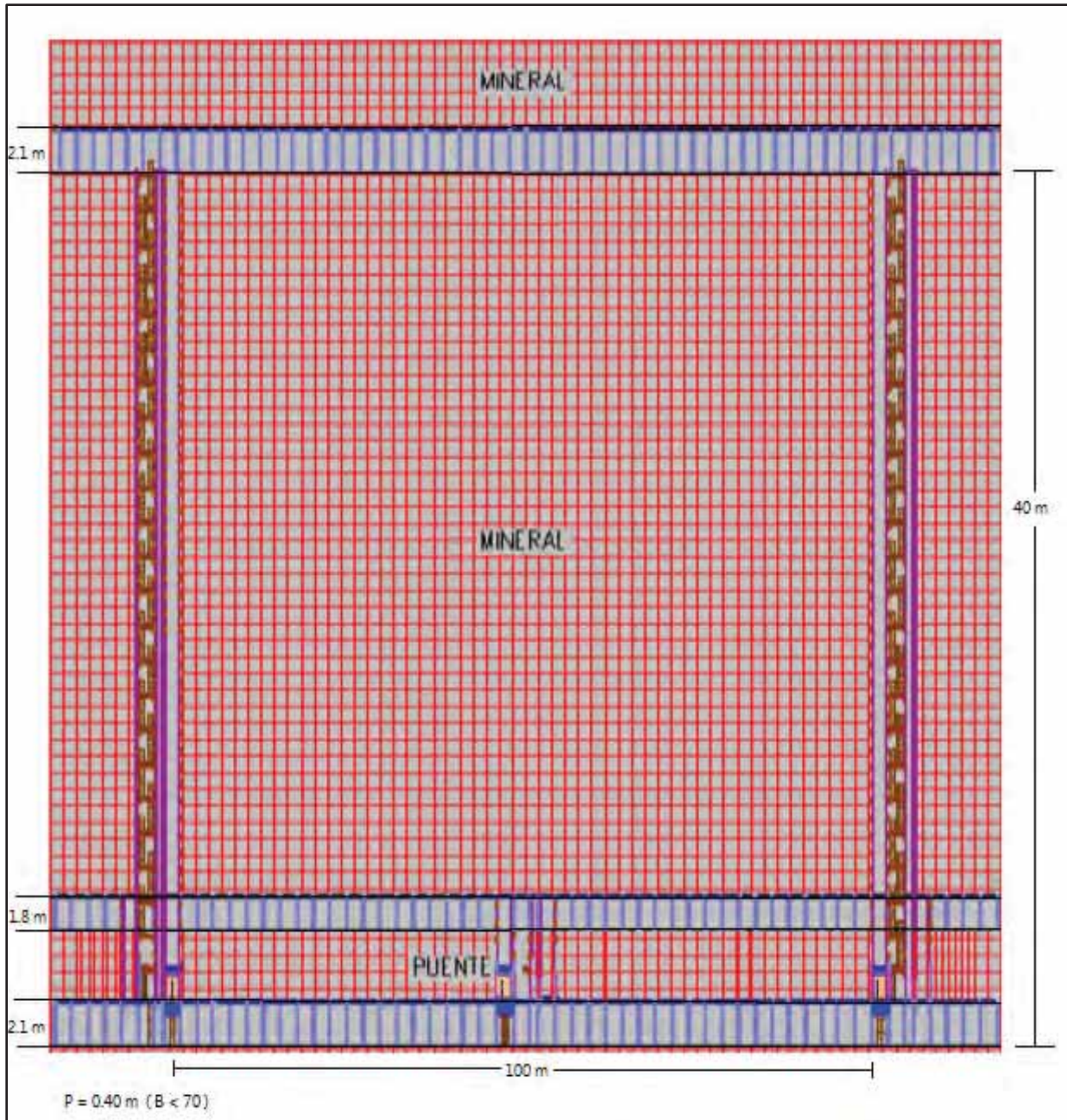
Los criterios para la aplicación de este método están en función que el yacimiento tenga una inclinación mayor a 50 grados, potencia mayor a un metro de y cajas competentes, en caso de este proyecto las cajas son incompetentes.

En este contexto, considerando las características: geomecánicas, geológicas, de geología económica, rumbo y buzamiento de las vetas mineralizadas, el estudio inicial llegó a la conclusión que el método de explotación más adecuado es el de Corte y Relleno Ascendente con Relleno detrítico.

CONSTRUCCIONES EN INTERIOR DE LA MINA

Se planificó el diseño de la mina tomando en cuenta la imagen de la Figura N°4.1, que muestra la descripción del método de explotación, para las construcciones en interior mina se tomaron las siguientes medidas:

Figura N°4.1 - Descripción del Método de Explotación Minera, implementado de acuerdo al proyecto inicial.



Fuente: Arcos (2008).

Figura que muestra el tajeo delimitado por el nivel inferior y superior y lateralmente por dos chimeneas para el acceso del personal y para extraer el mineral de la producción del tajeo habilitado.

PERFORACIÓN Y VOLADURA

A. PARA EL CASO DE TAJO

La dinamita empleada para un corte vertical, de 2.40 m de profundidad del taladro; con longitud efectiva por disparo de 1.85 m será de: 286 taladros x 10 cartuchos/taladro = 2 860 cartuchos equivalente a 234.5 kilos de explosivo (9.38 cajas) y por la vida del tajo de 34 m de altura minable, que equivale a 14 disparos, se requerirá de 243 carmex de 10 pies, por disparo; lo que equivale a 3042 carmex, por tajo de 50 m de longitud.

Se requerirá de 300 m de mecha rápida, por disparo; lo que significa unos 4200 m de mecha rápida, por tajo de 50 m de longitud.

Por mes se efectuará 4 ciclos de minado del tajo de 50 m de largo con un avance efectivo de 1.85 m.

Entre la galería inferior y la superior hay una altura de 40 m, de los cuales se le resta 6 m (3 m de puente, en la parte inferior y superior) entonces la altura minable del tajo es de 34 m; es decir, se efectuará por tajo unos 14 disparos.

B. PARA EL CASO DE CHIMENEA

Su sección será de 1.20 m x 1.50 m con una perforación efectiva de 1.50 m. el tonelaje será de la chimenea: $1.20 \times 1.50 \times 1.50 \times 3 = 8.10 \text{ Tn}$, equivalente a $2,7 \text{ m}^3$.

La cantidad de cartuchos a emplear es de 7 cartuchos/taladro, se tendrá 20 taladros/disparo, dando un total de 140 cartuchos equivalentes a 11,50 kilos de explosivo y cuyo factor lineal es de $F.P. = 11.50 \text{ kg}/1.50 \text{ m} = 7.6 \text{ Kg/m}$.

La dinamita empleada en un año para los 20 m de chimenea programado será de $20 \text{ m} \times 7.6 \text{ kg/m} = 152 \text{ kg}$ (6 cajas); en el caso de la mecha rápida será de $15 \text{ m}/1.5 =$

10 m y por los 20 m de chimenea al año se emplearán 200 m de mecha rápida y unos 400 carmex.

C. PARA EL CASO DE CHUTE Y CAMINO

Su sección será de 1.20 m x 3.0 m; dividido en secciones de 1.50 m x 1.20 m para c/u (camino y chute); tendrá una perforación efectiva de 1.50 m. El tonelaje será del chute y camino: $1.2 \times 3.0 \times 1.5 \times 3 = 16 \text{ Tn}$, equivalente a 5.4 m^3 .

La cantidad de cartuchos a emplear es de 7 cartuchos/taladro, se tendrá 28 taladros/disparo; dando un total de 196 cartuchos equivalente a 16.07 kilos de explosivo y cuyo factor lineal es $F.P. = 16.07\text{kg}/1.5\text{m} = 10.71 \text{ kg/m}$.

La dinamita empleada en un año para los 220 m de chute y de camino programado será de: $220 \text{ m} \times 10.71\text{kg/m} = 2\,356.2 \text{ kg}$ (95 cajas); en el caso de la mecha rápida será de $20 \text{ m} / 1.5 = 13.3 \text{ m}$ y por los 220 m de chute y camino al año se emplearán 2933 m de mecha rápida y unos 4 107 carmex.

D. PARA EL CASO DE SUBNIVEL

Será de 24 talaros de 8 pies de profundidad y un avance efectivo de 2.0 m.

La cantidad de explosivo para el subnivel será de: $24 \text{ taladros} \times 10 \text{ cartuchos} = 240 \text{ cartuchos}$; lo que equivale a 19.68 kilos de explosivo y con factor lineal será de: $19.68 \text{ kg}/2.0 \text{ m} = 9.84 \text{ kg/m}$; lo programado en 280 m de subnivel al año será: $280 \text{ m} \times 9.84 \text{ kg/m} = 2\,755\text{kg}$ (111 cajas). La mecha rápida será de $18\text{m}/2 \text{ m} = 9.0\text{m}$ y por los 280 m subnivel por año será 2 520 m y se empleará 3 360 carmex al año.

E. PARA EL CASO DE GALERIA Y/O CRUCERO

Será 30 taladros de 8 pies de profundidad y un avance efectivo de 2.0 m.

La cantidad de dinamita para la galería y/o crucero será de: 30 taladros x 10 cartuchos = 300 cartuchos, lo que equivale a 24,6 kilos de explosivo y con un factor lineal de: $24.6 \text{ kg}/2.0\text{m} = 12.30 \text{ kg/m}$; lo programado en 575 m galería y/o subnivel (dependiendo el caso). Al año será de: $575 \text{ m} \times 12.30 \text{ kg/m} = 7\,072.5 \text{ kg}$ (283 cajas). La mecha rápida será de $20 \text{ m}/2.0\text{m} = 10$ y por los 575 m al año se requerirá 5 750 m.

Para el carmex se empleará una malla de 30 taladros/disparo, la cantidad de disparo programado al año será: $575 \text{ m}/2\text{m} = 288$ disparos; se requerirá para galería y /o crucero unos 8 640 carmex por año.

4.2 ESTADO ACTUAL DEL PROYECTO

4.2.1 Procesos de Operación y Producción del Proyecto minero Víctor Jesús

El proyecto minero Víctor Jesús, empezó sus actividades de operación en el año 2008, realizando exploraciones y actividades de desarrollo y preparación, planificando las operaciones de perforación y voladura para los tajos, chimeneas, chutes, subniveles, galerías y/o cruceros. El plan de producción a largo plazo que se realizó por año se describe en la **Tabla N°4.2.**

Tabla N°4.2 - Cuadro de producción mina e ingresos brutos por año.

Año	Producción diaria (TMD)	Producción mensual (TM Mes)	Producción Anual (TMA)	Acumulado (TM)	Reservas Probadas	Ley	Gr Oro Mes	Precio Oro (USD/gr)	Ingreso Mensual MUSD	Ingreso Anual (MUSD)
2007	0.0	0	0		85500					
2008	0.9	23	270	270	85230	11	248	30.9	7.66	92
2009	1.3	33	390	660	84840	15	488	34.7	16.94	203
2010	5.5	138	1650	2310	83190	14	1925	43.7	84.08	1009
2011	8.2	204	2445	4755	80745	29	5909	55.5	328.19	3938
2012	11.3	283	3390	8145	77355	26	7345	59.2	434.46	5214
2013	6.7	166	1995	10140	75360	27	4489	52.3	234.54	2814
2014	1.1	28	330	10470	75030	18	495	47.7	23.60	283
2015	0.6	15	180	10650	74850	14	210	42.2	8.87	106
2016	0.8	20	240	10890	74610	9	180	45.3	8.16	98
2017	0.4	10	120	11010	74490	13	130	46.2	6.01	72
2018	0.5	11	135	11145	74355	8	90	45.7	4.11	49

Fuente: Elaboración propia.

En el año 2008, se realizaron operaciones en el interior mina, a partir de estudios geológicos que permitieron la cubicación de la veta Rosario. Los estudios geológicos dieron resultado de una cantidad de reservas probadas en 85 500TM.

Se empezó la explotación de acuerdo con las vetas encontradas y/o abandonadas por mineros artesanales que extrajeron mineral en el lugar del proyecto. Se tuvo que ampliar la galería ya existente, con sostenimiento a base de cuadros de madera en las zonas débiles.

Desarrollando actividades de desarrollo y preparación de galerías, cruceros y chimeneas según la dirección de la veta.

Las labores que se plantearon fueron las siguientes:

- Cruceros de extracción: 2.1 x 2.4 m (Ancho y altura)
- Subniveles de base: 1.0 x 1.8 m (ancho y altura)
- Galerías de transporte: 1.8 x 2.1 m (ancho y altura)

- Chimeneas: 1.5 x 1.2 m (ancho y largo)

Para los trabajos de minado se planificó un total aproximado de 5 km de labores subterráneas, como se muestran en la **Tabla N°4.3**

Tabla N°4.3 - Plan de avance de labores subterráneas.

LABOR	UND	LONGITUD
CRUCERO	m	410.0
GALERIA	m	1674.0
CHIMENEA	m	638.5
TAJO	m	604
SUBNIVEL	m	1650
TOTAL	m	4976.5
	Km	4.98

Fuente: (PATMOS, 2007)

De acuerdo con los trabajos de exploración, se realizó una cortada de 150 m en el nivel 990 de la veta Rosario, la cual se encuentra al lado Noreste de la concesión minera, correspondiente a la zona cerro Suyubamba. El nombre de la cortada es “Tayta Moisés”; luego se realizó la galería en dirección NW y NE. El proyecto tuvo la necesidad de realizar otra cortada con el nombre “San Juan” en el nivel 910 que tiene una dimensión longitudinal de 180 m aproximadamente, para delimitar la zona de explotación.

Se hizo una tercera cortada que empataba a labores artesanales llamándose cortada Cobra con unos 80 m hasta cortar la veta Rosario.

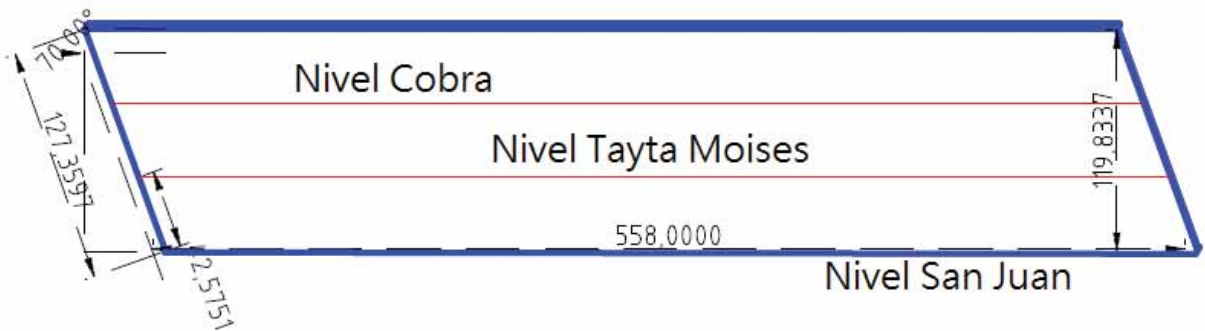
- CRUCERO: Tayta Moisés (150 m) + San Juan (180 m) + Cobra (80 m) = 410 m
- GALERÍA: 3 x (TTM + S.J + COBRA) = 3 X (558 m) = 1674 m
- CHIMENEA: 5 X (127.7 m), (tres niveles) = 638.5 m
- TAJO: 36.6 X 16.5 = 604 m
- SUBNIVEL: 3 X (100) X 5.5 = 1650 m

Figura N°4.2 - Vista de perfil, Explotación de la veta Rosario.



Fuente: Elaboración Propia

Figura N°4.3 – Vista de los tres niveles principales de la veta Rosario.



Fuente: Elaboración Propia

PRODUCCIÓN MINA

Las operaciones empezaron a partir de accesos que se realizaron para extraer vetas artesanalmente, encontrando cuerpos vetiformes muy delgados que se utilizaron para encontrar vetas más gruesas según el avance de las labores.

Se llegó a producir en el año 2008, 0.9 toneladas diarias de mineral, lo que equivale a 270 toneladas por año, con una ley promedio de 11 gr/Ton, como se observa en la **Tabla N°4.4**.

Tabla N°4.4 - Producción de mineral del año 2008.

Año	Producción diaria (TMD)	Producción mensual (TM Mes)	Producción Anual (TMA)	Acumulado (TM)	Reservas Probadas	Ley	Gr Oro Mes	Precio Oro (USD/gr)	Ingreso Mensual MUSD	Ingreso Anual (MUSD)
2008	0.90	23	270	270	85230	11	248	31	8	92

Fuente: Elaboración Propia.

En el año 2009, se produjeron 1.3 toneladas diarias de mineral provenientes de los subniveles y tajos, que llegaron a alcanzar 390 toneladas en el año, con una ley promedio de 15 gr/Tn (**Tabla N°4.5**). El aumento de tonelaje se debió al aumento de potencia de la veta. La veta llega a presentar valores de 0.85 m de potencia y, aunque en algunas partes se reduce a 0.20 m. Es justamente esta formación de lentejuelas lo que genera mayor producción, así como también problemas de operación.

Tabla N°4.5 - Producción de mineral del año 2009.

Año	Producción diaria	Producción mensual	Producción Anual	Acumulado (TM)	Reservas Probadas	Ley gr/t	Gr Oro Mes	Precio Oro (USD/gr)	Ingreso Mensual	Ingreso Anual (MUSD)
2009	1.30	33	390	660	84840	15	488	34.7	16.940	203

Fuente: Elaboración Propia.

En el año 2010, la producción de mineral aumentó a 5.5 toneladas diarias de mineral que son equivalentes a 1650 toneladas por año con una ley promedio de 14 gr/Ton. (**Tabla N°4.6**). El uso de máquinas perforadoras y la voladura realizada en rocas duras junto con la delimitación de los tajos ayudo a incrementar la producción, se presentó inconvenientes con la potencia de veta al no mantener el promedio deseado y problemas de estabilidad en las cajas roca por presencia de agua y aumento de fisuras.

Tabla N°4.6 - Producción de mineral del año 2010.

Año	Producción diaria	Producción mensual	Producción Anual	Acumulado (TM)	Reservas Probadas	Ley gr/t	Gr Oro Mes	Precio Oro (USD/gr)	Ingreso Mensual	Ingreso Anual (MUSD)
2010	5.50	138	1650	2310	83190	14	1925	43.7	84.077	1009

Fuente: Elaboración Propia.

En el año 2011 y 2012 y 2013 se obtuvo mejor producción por la implementación de máquinas para perforar, un equipo microscop de 1 Yd³ de cuchara para extraer el material a los depósitos de acumulación de mineral, y además el aumento de personal ayudó en el incremento de los tonelajes, así como la tecnificación en la recuperación metalúrgica del mineral en planta, en la cual se cambió el método húmedo de molienda por uno seco obteniendo mejores resultados, como veremos en la **Tabla N°4.7**

Tabla N°4.7 - Producción de mineral de los años 2011,2012 y 2013.

Año	Producción diaria (TMD)	Producción mensual (TM Mes)	Producción Anual (TMA)	Acumulado (TM)	Reservas Probadas	Ley	Gr Oro Mes	Precio Oro (USD/gr)	Ingreso Mensual MUSD	Ingreso Anual (MUSD)
2011	8.15	204	2445	4755	80745	29	5909	56	328	3938
2012	11.30	283	3390	8145	77355	26	7345	59	434	5214
2013	6.65	166	1995	10140	75360	27	4489	52	235	2814

Fuente: Elaboración Propia.

En el año 2014, la veta Rosario disminuyó su potencia, llegando a morderse y desaparecer por diferentes tramos, la ley del mineral se volvió irregular aumentando y disminuyendo su valor, según la recuperación en planta que proceso el material extraído de las labores de operación de los subniveles y los tajos, llegándose a producir 1.1 Toneladas de mineral al día y 330 Toneladas por año con una disminución de la ley promedio de 18 gr/Ton. (**Tabla N°4.8**).

Tabla N°4.8 - de mineral del año 2014.

Año	Producción diaria (TMD)	Producción mensual (TM Mes)	Producción Anual (TMA)	Acumulado (TM)	Reservas Probadas	Ley	Gr Oro Mes	Precio Oro (USD/gr)	Ingreso Mensual MUSD	Ingreso Anual (MUSD)
2014	1.10	28	330	10470	75030	18	495	48	24	283

Fuente: Elaboración Propia.

A partir del año 2015 (**Tabla N°4.9**), la producción de mineral disminuyó por no encontrarse vetas que perforar. Se tuvo que suspender las operaciones con máquinas perforadoras, y el microscop dejó de apoyar en las extracciones, planta dejó de operar y se tuvo que

implementar la técnica química de las pozas de emergencia para recuperar el oro por el método de cianuración y precipitación. Siendo el molino la única máquina que no dejó de funcionar, se optó por seguir produciendo de forma artesanal, usando puntas de hierro, carretillas y carritos mineros.

Se redujo el personal y se implementó la recuperación del oro en fundición y refinación de forma manual con técnicas estudiadas e implementadas anteriormente en la zona de Trujillo.

Tabla N°4.9 - Producción de mineral del año 2015, 2016, 2017 y 2018.

Año	Producción diaria (TMD)	Producción mensual (TM Mes)	Producción Anual (TMA)	Acumulado (TM)	Reservas Probadas	Ley	Gr Oro Mes	Precio Oro (USD/gr)	Ingreso Mensual MUSD	Ingreso Anual (MUSD)
2015	0.60	15	180	10650	74850	14	210	42	9	106
2016	0.80	20	240	10890	74610	9	180	45	8	98
2017	0.40	10	120	11010	74490	13	130	46	6	72
2018	0.45	11	135	11145	74355	8	90	46	4	49

Fuente: Elaboración Propia.

Culminando el 2018, se tenía las operaciones de acuerdo a las siguientes características:

A. Personal de Planta

- Zarandeo chancado y alimentación del molino. 1 Hombre
- Molienda, muestreo y titulación del precipitado 1 Hombre
- Merry Crowe (con pozas de recuperación) 1 Hombre

TOTAL: 3 HOMBRES

B. Personal de Mina

- Tajos (labor Alcides, Andrés, Aníbal): minado circado y selección 1 Hombres
- Chimenea (CH1 – W, CH2 -W, CH1-E): minado circado y selección 1 Hombres
- Operación SCOOP (reemplazado por carros mineros) 1 Hombres

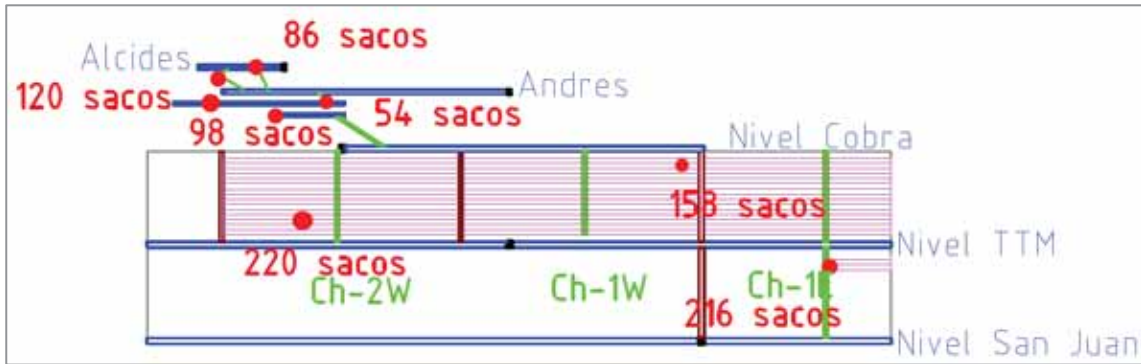
TOTAL: 3 HOMBRES

C. Labores de producción:

Las operaciones en el interior de la mina se redujeron a el uso de combas 6 lb y 10 lb y cinceles de 2' y 3' empleando el método de circado para evitar diluciones de la ley del mineral, el mineral es acumulado en sacos de 100 kg aproximadamente llenados por la mitad para su acarreo, se utiliza carros mineros para transportar los sacos de mineral hacia boca mina y hacia Planta para su tratamiento.

Se empezó a realizar labores de subvineles siguiendo vetas de 20cm hasta que se incrementaban a 50 cm – 1.00m. Esto obligaba a abrir más secciones, labores que no se planificaron y, por lo tanto, en diferentes niveles se acumulan sacos de mineral hasta ser evacuados hacia Planta, (Figura N°4.4) hasta ampliar las galerías y empezar las operaciones de minado nuevamente.

FiguraN°4.4 – Corte transversal de Labores en operación.



Fuente: Elaboración Propia.

En el corte transversal, se muestran los sacos llenados con mineral, podemos apreciar la acumulación de sacos de mineral en diferentes partes de los niveles y tajeos producidos según la presencia de vetas encontradas.

PRODUCCIÓN DE UNA GUARDIA DE 6 HOMBRES:

- $Q = 9 \text{ sacos de mineral} \times 50 \text{ kg/saco} = 450 \text{ kg de mineral / gd}$
- $Q = 450 \text{ kg} / 1000 = 0.45 \text{ t/gd}$
- $Q = 0.45 \text{ t/gd} \times 30 \text{ días} = 13.5 \text{ t/mes}$

NÚMERO DE CAMPAÑAS DE PLANTA AL MES

- Capacidad de Pozas de precipitación
 - P-01: 4.5 t
 - P-02: 6.5 t
- $\# \text{ CAMPAÑAS} = \frac{13.5 \text{ t}}{(4.5+6.5)t} = 1.22 \text{ campañas /mes con 3 hombres /gd.}$

Haciendo el análisis de las operaciones realizadas desde que empezó el proyecto, se puede notar que no se cumplió con las operaciones programadas orientadas a alcanzar una extracción de 50 TMD. La reducción de la veta, el reajuste del personal y la falta de inversión para abrir nuevas cortadas se pueden identificar como las razones que impidieron el aumento

de producción y que ocasionaron que no se terminará de extraer a la fecha todas las reservas probadas.

4.3 ANÁLISIS COMPARATIVO DEL PROYECTO INICIAL PROGRAMADO Y EL PROYETO ACTUAL

Se hizo un estudio del proyecto ejecutado hasta la fecha, en el cual no se llegó a cumplir lo programado por diversos factores. A continuación, se mencionan algunos:

- Se encontró menos mineral de lo explorado. La veta mostró buenas características para su explotación en un principio, pero empezó a disminuir en sus leyes y su potencia en diferentes tajos con leyes erráticas de oro que llevaron a replantear las operaciones.
- Con los problemas presentados en la veta, se tuvo que cambiar el método de perforación usado, de máquinas perforadoras en el corte y relleno a uno convencional con punta y cincel, aplicando el método de circado para evitar diluciones.
- La potencia disminuida que se observó en la veta contribuyó a que haya un menor financiamiento y menor circulación de capital para la reinversión, provocando la reducción de la cantidad de equipos planeados, la disminución de mano de obra necesaria y el cambio a una nueva alternativa de explotación para las labores de operación.
- Al año 2018 se ha llegado a una cantidad extraída de producción acumulada de mineral de 11 145 TM, producidas desde 3 tajos (**Figura N°4.5**).

Tabla N°4.9 - Cuadro de comparación de avance longitudinal de las labores subterráneas.

LABOR	PROGRAMADO LONGITUD (m)	LABOR DESARROLLADA (m)	PORCENTAJE REALIZADO %
CRUCERO	410	650	158.54
GALERIA	1674	560	33.45
CHIMENEA	638.5	200	31.32
TAJO	604	91.5	15.15
SUBNIVEL	1650	350	21.21
TOTAL	4976	1852	37.22

Fuente: Elaboración Propia.

Se muestra la descripción de longitudes programadas y desarrolladas, para cada labor, la última columna muestra los porcentajes avanzados de los programados.

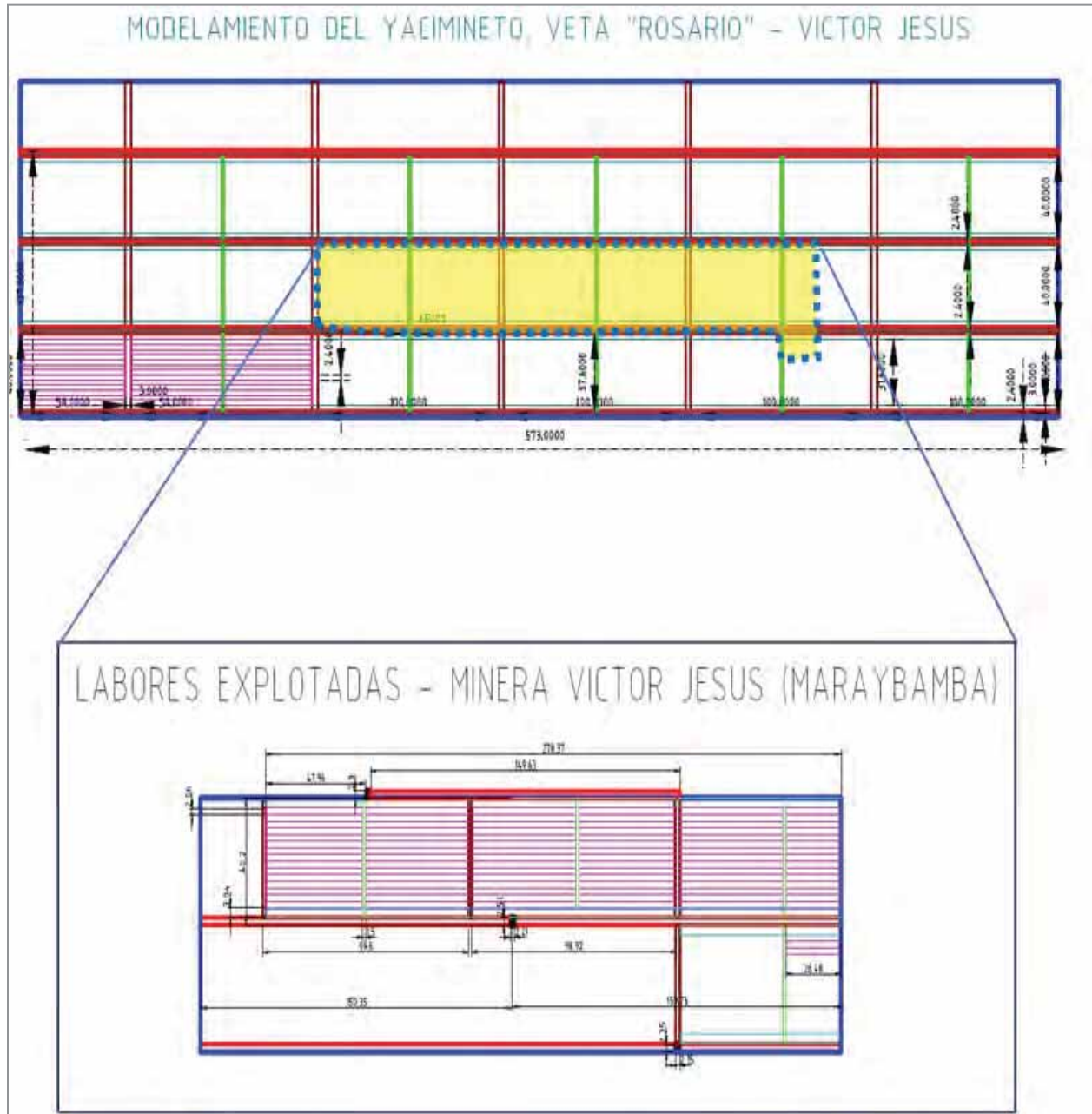
Las labores de desarrollo en cruceros supera su programación en un 58.54%, por haberse realizado cortadas no planificadas en diferentes áreas de los 3 niveles para extraer vetas no programadas.

4.3.1 Avance de Labores Desarrolladas hasta la Actualidad

Se programó la construcción de 410 metros de cruceros para interceptar la veta Rosario en diferentes niveles, también se desarrolló más de 200 m de cruceros en diferentes niveles para la recuperación de pequeñas vetas encontradas, aumentando lo programado por adaptarse a los diversos problemas hallados.

Por falta de inversión y la disminución de la veta explotada no se llegó a culminar las galerías programadas, obteniéndose solo un avance del 33.45%, en chimeneas un avance del 31.32%, en los tajos 15.15 % y en los subniveles 21.21% de avance. En un total de 37.22% de avance ejecutado del proyecto inicial, en lo referido a la distancia de avance, sin embargo, solo se extrajo un 13% de mineral de las reservas estimadas al inicio.

Figura N°4.5 - Tajos explotados al 2018 en la veta Rosario.



Fuente: Elaboración Propia.

En la **Figura N°4.5**, se aprecia las labores preparadas y desarrolladas junto con los tajos ya explotados hasta la actualidad, representando el 13% extraído de mineral de toda la veta Rosario.

CAPÍTULO V

EVALUACION TÉCNICA DEL PROYECTO MINERO VÍCTOR JESÚS

5.1 CUBICACIÓN DE LAS RESERVAS REMANENTES DE LA VETA ROSARIO Y LAS EXISTENTES EN LA VETA CARMEN

Veta Rosario:

En la veta Rosario se desarrollaron labores de preparación para la explotación de tajeos programados, los cuales fueron sub - explotados hasta el año 2018, la veta Rosario mostro ramificaciones y disminución de su ancho de veta, lo que ocasiono explotar vetas ramificadas que no fueron planificadas para su producción.

Haciendo análisis de los datos estadísticos de producción de la empresa PATMOS S.A.C, se presentan potencias de veta menores a las planificadas de 0.4 m a 0.2 y 0.1 m de potencia de la veta de mineral, lo cual disminuye la producción de mineral en las operaciones de minado,

Tabla N° 5.1 Control de la Potencia Veta Rosario

N°	LABOR - W (Potencia veta)	LABOR - E (Potencia veta)	DISTANCIA ENTRE MUESTRAS (m)	LEY DE VETA
1	0.2	0.1	1.98	
2	0.4	0.2	1.75	
3	0.3	0.2	2.02	
4	0.3	0.0	1.89	
5	0.3	0.0	1.78	
6	0.2	0.0	1.59	
7	0.2	0.5	1.99	
8	0.3	0.5	2.04	
9	0.3	0.6	1.78	
10	0.5	0.3	1.68	26
11	0.3	0.4	1.79	
12	0.2	0.1	1.59	
13	0	0.2	1.85	
14	0	0.3	1.69	
15	0	0.2	1.87	
16	0.2	0.2	1.73	
17	0.3	0.1	1.77	
18	0.3	0.1	1.62	
19	0.4	0.2	1.49	
20	0.2	0.2	1.13	27.5
21	0	0.3	1.89	
22	0	0.3	1.98	
23	0.5	0.0	1.75	
24	0.4	0.0	2.02	
25	0.4	0.0	1.89	
26	0.3	2.0	1.78	
27	0.3	0.5	1.59	
28	0	0.6	1.99	
29	0	0.4	2.04	
30	0.2	0.1	1.78	28.3
31	0.5	0.2	1.79	
32	0.3	0.3	1.59	
33	0.4	0.0	1.85	
34	0.5	0.5	1.69	
35	0.2	0.5	1.87	
36	0	0.3	1.73	
37	0	0.4	1.77	
38	0	0.2	1.59	
39	0	0.3	1.49	
40	0.4	0.4	1.13	23.4
41	0.5	0.1	1.89	
42	0.8	0.2	1.98	
43	0.4	0.2	1.75	
44	0.3	0.1	2.02	
45	0.4	/	1.89	
46	0.3	/	1.78	
47	0.3	/	1.59	
48	0.3	/	1.99	
49	0.2	/	2.04	
50	0.2	/	1.64	
51	0.3	/	1.49	
52	0.4	/	1.13	
53	0.3	/	1.89	
54	0.4	/	1.98	
55	0.2	/	1.75	
56	0.2	/	2.02	
57	0.3	/	1.89	
58	0.1	/	1.78	
59	0.1	/	1.59	
60	0.1	/	1.99	25.5
61	0.2	/	2.04	
62	0.3	/	1.78	
63	0.0	/	1.68	
64	0.0	/	1.79	
65	0.0	/	1.59	
66	0.5	/	1.85	
67	0.2	/	1.69	
68	0.2	/	1.87	
69	0.3	/	1.73	
70	0.4	/	1.69	
71	0.3	/	1.87	
72	0.4	/	1.67	
73	0.2	/	1.49	
74	0.2	/	1.13	
75	0.6	/	1.89	
76	0.4	/	1.98	
77	0.3	/	1.75	
78	0.3	/	2.02	
79	0.2	/	1.89	

Fuente: PATMOS (2014).

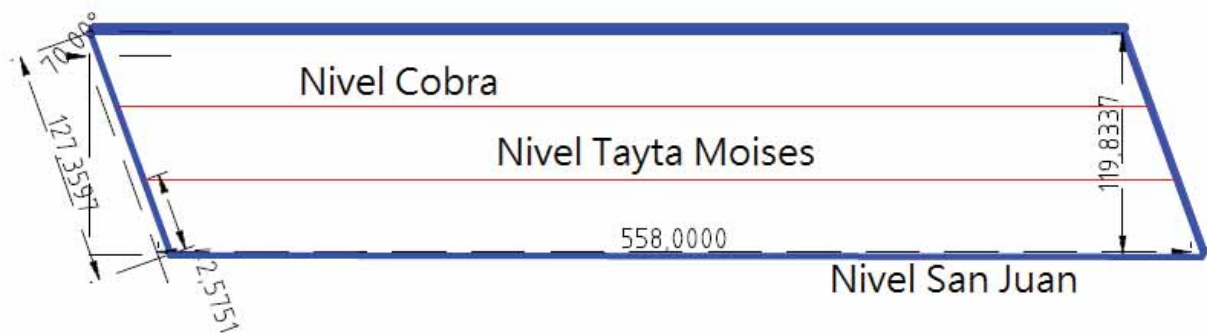
Se muestra el espesor de la veta Rosario a medida que se avanza la Galería E-W de Tayta Moises, en la cual se tomaron muestras cada 2 metros para control de leyes de Veta Rosario.

RE-CUBICACIÓN DE RESERVAS DE LA VETA ROSARIO

Con los datos estadísticos del control de producción se observa que la potencia promedio de veta se redujo de 0.4 m a 0.2 m de potencia, Lo que afecta notablemente las reservas calculadas de 85 500 TM y se estima una recubicación de las reservas de la veta Rosario como se muestra en los cálculos siguientes:

DIMENSIONES DE LA VETA ROSARIO

Figura N°. 5.2 Vista de los tres niveles de la Veta Rosario



Fuente: Elaboración propia.

Tonelaje de La Veta Rosario

$$Q = Vol \times P.e$$

$$Q = (Long \times Pot \times H) \times P.e$$

$$Q = (558 m \times 0.2 m \times 120 m) \times 3 TM/m^3$$

$$Q = 40176.00 TM$$

Calculamos la potencia promedio de la Veta Rosario basándonos en las dimensiones operacionales durante la producción, según se muestra en la **Tabla N°5.1** Control de potencia de la veta Rosario.

Tabla N° 5.2 – TABLA DE PRODUCCIÓN HASTA EL AÑO-2018, QUEDANDO RESERVAS REMANENTES EN LA VETA ROSARIO

Año	Producción diaria (TMD)	Producción mensual (TM Mes)	Producción Anual (TMA)	Acumulado (TM)	Reservas Probadas	Ley	Gr.Oro Mes	Precio Oro (USD/gr)	Ingreso Bruto Mensual MUSD	Ingreso Bruto Annual (MUSD)
2007	0.00	0.0	0		40176					
2008	0.90	22.5	270	270	39906	11	248	30.9	7.66	92
2009	1.30	32.5	390	660	39516	15	488	34.7	16.94	203
2010	5.50	137.5	1650	2310	37866	14	1925	43.7	84.08	1009
2011	8.15	203.8	2445	4755	35421	29	5909	55.5	328.19	3938
2012	11.30	282.5	3390	8145	32031	26	7345	59.2	434.46	5214
2013	6.65	166.3	1995	10140	30036	27	4489	52.3	234.54	2814
2014	1.10	27.5	330	10470	29706	18	495	47.7	23.60	283
2015	0.60	15.0	180	10650	29526	14	210	42.2	8.87	106
2016	0.80	20.0	240	10890	29286	9	180	45.3	8.16	98
2017	0.40	10.0	120	11010	29166	13	130	46.2	6.01	72
2018	0.45	11.3	135	11145	29031	8	90	45.7	4.11	49

Fuente: Elaboración Propia

Se observa en la tabla de producción anual, que las reservas de mineral no han sido explotadas en su totalidad, quedando como alternativa la recuperación de estas que ascienden a 29 031 Toneladas de mineral.

Según los cálculos de reservas, se redujeron de 85 500 TM a 40 176 TM, de las cuales se ha explotado hasta el año 2018 solo 11 145 TM quedando como remanente la diferencia que asciende a 29 031 TM por ser explotadas.

Para realizar el reinicio de las operaciones de explotación de los tajeos es necesario la prospección mediante perforaciones diamantinas para ubicar la veta Rosario y empezar con la producción del mineral.

5.2 PROPUESTA DE INCREMENTO Y EXPANSIÓN DE OPERACIONES EN MINERA VÍCTOR JESÚS

5.2.1 Diseño propuesto de las labores requeridas para completar la explotación de la veta Rosario.

Para las labores de operación que faltan ser realizadas se ha considerado que es necesario regresar al método de perforación y voladura para reemplazar el método actual de extracción artesanal. Es así, que se han considerado los siguientes diseños:

A. GALERÍA Y CRUCERO

La galería es una labor horizontal de desarrollo hecho sobre el depósito de mineral o veta, se ejecuta por una de sus cajas con el objeto de reconocer la continuidad de la mineralización.

El crucero es una labor de desarrollo horizontal que se realiza en mineral o estéril. Su finalidad es recuperar el mineral valioso que se puede encontrar o tener acceso a otra veta, denominada crucero transversal cuando forma 90° con la galería principal.

- Sección: 2.40 m x 2.10 m
- Longitud: Variable
- Separación: 40.00 m (altura de nivel)
- Gradiente: +1%, para fácil evacuación del agua del interior mina, y al deslizamiento de los carros mineros cargados con mineral.
- Servicios: Requiere la instalación del sistema de aire comprimido y agua para el funcionamiento de máquinas perforadoras en los frentes de trabajo.
- Cuneta de sección (0.30 m x 0.30 m).
- Ciclo de operaciones: Perforación, Voladura, Ventilación, Desatado, Limpieza y Sostenimiento.

Cálculo del área del frente de perforación

Área de la Sección 1, semicircunferencia:

$$S1 = \frac{\pi R^2}{2}$$

$$S1 = \frac{(3.14) \times (1.05)^2}{2} = 1.73 \text{ m}^2$$

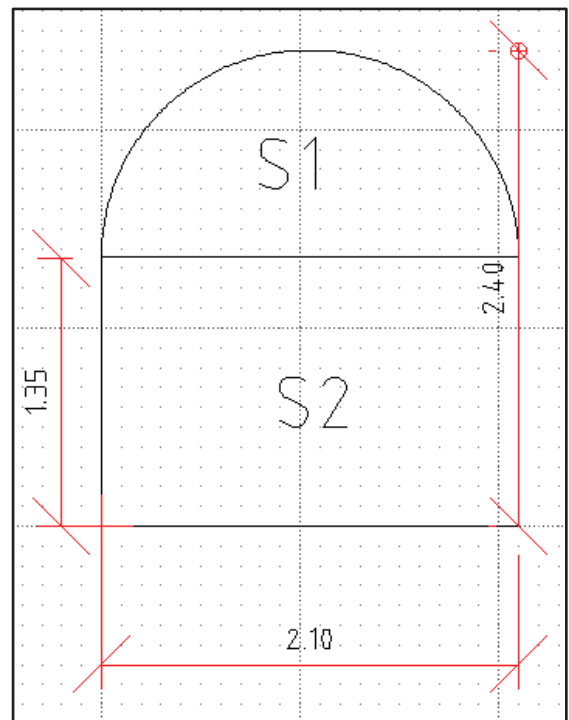
Área de la Sección 2, rectángulo:

$$S2 = B \times H$$

$$S2 = 2.10 \times 1.35 = 2.84 \text{ m}^2$$

Área Total: S1 + S2

$$AT = 4.57 \text{ m}^2$$



Cálculo del perímetro del frente de perforación

Perímetro del frente de perforación

$$P = L1 + L2 + L3 + L4$$

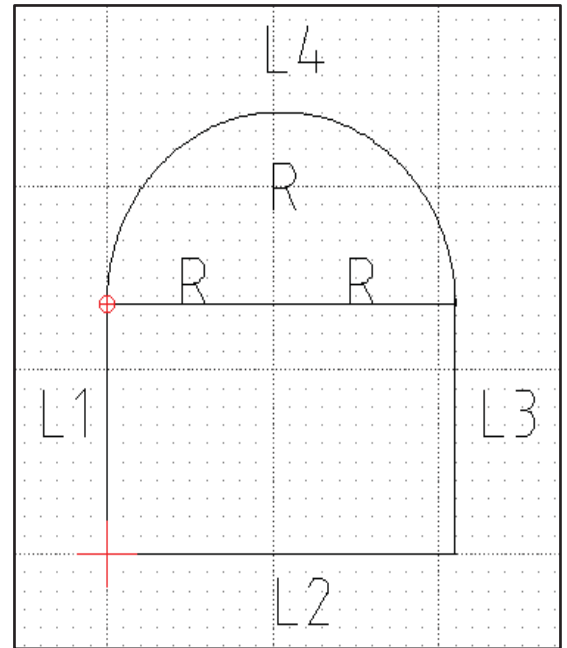
$$P = 1.35 + 2.10 + 1.35 + L4$$

Longitud de arco

$$L4 = 2 \times R \times \frac{\pi \alpha}{360}$$

$$L4 = 2 \times 1.05 \times \frac{3.14 \times 180}{360} = 3.3 \text{ m}$$

$$P = 1.35 + 2.10 + 1.35 + 3.3 = 8.54 \text{ m}$$



Cálculo del diámetro óptimo de perforación (DoP):

Basándonos en Homlberg para hallar el DoP y los cálculos de Burden y espaciamiento de taladros tenemos:

$$DoP = (LR \times 41.67) - 16.51, mm$$

$$DoP = (2.07 \times 41.67) - 16.51 = 69.65 \text{ mm}$$

donde:

LR: Longitud Real de perforación (m)

Cálculo de Burden para las ayudas con DoP:

$$B^1 = 1.5 \times DoP = 0.105 \text{ m}$$

$$B^2 = 2.12 \times DoP = 0.15 \text{ m}$$

$$B^3 = 4.5 \times DoP = 0.31 \text{ m}$$

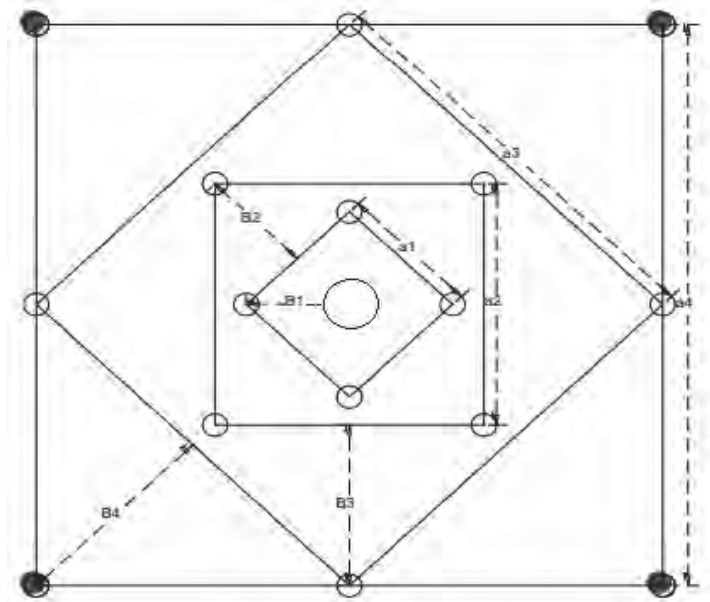
$$B^4 = 9.5 \times DoP = 0.66 \text{ m}$$

Cálculo de longitudes de abertura:

$$a^1 = 2.12 \times DoP = 0.15 \text{ m}$$

$$a^2 = 4.5 \times DoP = 0.31 \text{ m}$$

$$a^3 = 9.5 \times DoP = 0.66 \text{ m}$$



Cálculo del Burden y Espaciamiento entre taladros auxiliares:

$$B = 0.012 \times Dex \times \left(2 \times \frac{\delta ex}{\delta R} + 1.5 \right) = 0.59 \text{ m}$$

$$E = 1.18 \times B = 0.696 \text{ m}$$

Donde

Dex: Diámetro del explosivo (mm) / 28 mm cartucho

δex : densidad del explosivo (gr/cm³) / 1.07 gr/cm³

δR : densidad de la Roca (gr/cm³) / (2.8 – 3) gr/cm³

Corte o Cuele usado en la Galería

El corte o cuele usado en galería es el corte angular de tipo cuña o corte en “V”, está formado por dos o más taladros que forman una “V”, debe ser perforada de forma simétrica a ambos lados del eje del túnel, separados por una distancia considerable en la parte central. El ángulo que forman los taladros con el frente varía de 60 a 70°, es preciso que la profundidad de cuele sea por lo menos 1/12 más largo que la perforación del resto de taladros.

Teniendo como ventajas el menor consumos de explosivos, perforación relativamente fácil, trabaja bien en terrenos suaves y semiduros y es aplicable a secciones de hasta 6' x 7'.

Se usó barrenos integrales de perforación para una productividad máxima en todas las aplicaciones de perforación para voladura, por tener el acero de perforación una alta resistencia a la fatiga y dureza, ofreciendo menor desgaste que garantiza una operación eficaz y económica.

Se utilizó barrenos integrales Sandvik por presentar una calidad constantemente alta y una máxima confiabilidad operacional en lo que respecta a aplicaciones de perforación de orificios pequeños.

El mejor avance lineal es posible mediante el incremento del rendimiento en la perforación, lo que se puede lograr, depende mucho de la habilidad del perforista y el paralelismo de los taladros.

a. PERFORACIÓN

- Equipo: Perforadora neumática Atlas Copco BBC12W
- Barrenos Integrales “Sandvik Coromant” de 6’ y 8’
- Tipo de roca: dura y semidura
- Número de taladros: 25
- Arranque corte en “V”
- Longitud Real de perforación:

$$\text{Long. Perf. X Rnd. Perf.} = 8' \times 0.85 = 2.07 \text{ m/gd}$$

- Volumen removido: Sección de galería x Long. Real de perforación

$$V_r = 4.57 \text{ m}^2 \times 2.07 \text{ m} = 9.45 \text{ m}^3$$

- Tonelaje removido: $V_r \times P.e$ mineral

$$T_r = 9.45 \text{ m}^3 \times 3 \text{ t/m}^3 = 28.39 \text{ t/gd}$$

- Pies perforados: $25 \text{ tal} \times 8' / \text{tal} \times 0.85 = 170 \text{ p.p/gd}$

- $\frac{\text{pies perforados}}{\text{m de avance}} = \frac{170 \text{ pp/gd}}{2.07 \text{ m/gd}} = 82.13 \text{ p.p/m de avance}$

b. VOLADURA

El disparo es de manera rotativo, para lo cual se sigue un orden de encendido que hará detonar las cargas de los taladros uno a continuación de otro, de modo que se vayan tomando caras libres las cuales faciliten la rotura de la roca.

Índices de Voladura:

- Cálculo de número de taladros por frente (N):
$$N = \frac{R}{C} + KS$$

Donde:

- $R = 4\sqrt{S} = \text{Perímetro de la sección (m)} = 8.54 \text{ m}$
- $S = \text{Área de la sección del frente (m}^2\text{)} = 4.57 \text{ m}^2$
- $C = \text{Distancia entre taladros} = 0.55 \text{ m}$
- $K = 2 \text{ (roca dura)}$

$$N = \frac{8.54}{0.55} + 2 \times 4.57 = 24.67 = 25 \text{ tal}$$

- Profundidad de carguío (Pc): $Pc = \frac{2}{3} \times P \times fp$

Donde:

- $P = \text{Prof. Tal.} = 8' = 2.43 \text{ m}$
- $fp = \text{Rnd. Perf.} = 85\% \text{ a } 90\% = 85\%$
- $Pc = \frac{2}{3} \times 2.43 \text{ m} \times 0.85$
- $Pc = 1.38 \text{ m} = 4.53 \text{ pies}$

- Densidad de carga (Dc): $Dc = 0.34 De^2 \times Sg$

Donde:

- $De = \text{Diámetro explos.} = 0.876''$
- $Sg = \text{Densidad del explos.} = 1.07 \text{ g/cm}^3$
- $Dc = 0.34 (0.876'')^2 \times 1.07 \text{ g/cm}^3$
- $Dc = 0.28 \text{ lb/pie.}$

- Cantidad de carga por taladro (Qt): $Qt = Pc \times Dc$

- $Qt = 4.53 \text{ pies} \times 0.28 \text{ lb/pie}$

- $Qt = 1.27 \text{ lb} / \text{tal}$

- Número de cartuchos por taladro (n)

- $n = Qt/W$; $W = \text{peso cartucho} = 0.174 \text{ lb}$

- $n = \frac{1.21 \text{ lb/tal}}{0.174 \text{ lb}} = 7 \text{ cart/tal}$

- Factor de Potencia (Pf):

$$Pf = \frac{Pc \times Dc \times N}{V \times dr}$$

Donde:

- dr : densidad de roca = $3 \text{ t/m}^3 = 0.085 \text{ t} / \text{pie}^3$

- $V = \text{volumen removido} = 9.47 \text{ m}^3 = 334.01 \text{ pies}^3$

- $Pf = \frac{1.27 \frac{\text{lb}}{\text{tal}} \times 24 \text{ tal}}{334.01 \text{ pie}^3 \times 0.085 \text{ t} / \text{pie}^3}$

- $Pf = 1.074 \text{ lb} / \text{t} = 0.48 \text{ kg} / \text{t}$

- Consumo total de explosivos por disparo (Qtt):

- $Qtt = Qt \times N$

- $Qtt = 1.27 \text{ lb} / \text{tal} \times 24 \text{ Tal/disp}$

- $Qtt = 30.48 \text{ lb/disp.} / 2.2046 \text{ lb/kg}$

- $Qtt = 13.83 \text{ kg} / \text{Disp}$

- Consumo de guía (Cg):
 - $Cg = 24 \frac{\text{tal}}{\text{disp}} \times \left(8' \frac{\text{guia}}{\text{tal}} + 3'(\text{chispeo}) \right)$
 - $Cg = \frac{80.47 \text{ m/disp}}{2.07 \text{ m/disp}}$
 - $Cg = 38.87 \text{ m/m}$
- Consumo de fulminantes N° 6 (Cf)
 - $Cf = 24$
 - $24 \text{ und/disp} \times 2.07 \text{ m/disp}$
 - 50 und /m

c. LIMPIEZA: Consta de 2 etapas:

Carguío: se utilizará el paleo con lampa minera.

Acarreo: será manual utilizando carros mineros tipo U-35 con capacidad de 35,00 pies³ con sistema de descarga por volteo lateral.

- Tonelaje a extraer: 28.39 t/gd
- Capacidad de carga de U-35: volumen /carro
 - = $35.00 \text{ pies}^3/\text{carro} \times 0.02834 \text{ m}^3/\text{pies}^3 = 0.99 \text{ m}^3/\text{carro}$
 - = $0.99 \text{ m}^3/\text{carro} \times 2.22 \text{ t/m}^3 = 2.19 \text{ t/carro}$
- Número de carros necesarios/gd:

$$\frac{\text{tonelaje a extraer}}{\text{tonelaje/carro}} = \frac{28.39 \text{ t/gd}}{2.19 \text{ t/carro}} = 13 \text{ carros/gd}$$

B. SUBNIVEL

Esta labor de preparación viene a ser el corte inferior del tajo y se construye encima de la galería de extracción dejando un puente de mineral de 2.00 a 3.00 m de espesor que servirá como piso al tajo, va entre el techo de la galería inferior del block mineralizado y el piso de la primera rebanada del tajeo. Estas labores son corridas sobre veta y en toda la longitud del block mineralizado existente y comunica a las dos chimeneas principales; viene a constituir la primera franja horizontal a partir del cual se progresará la perforación en sentido ascendente.

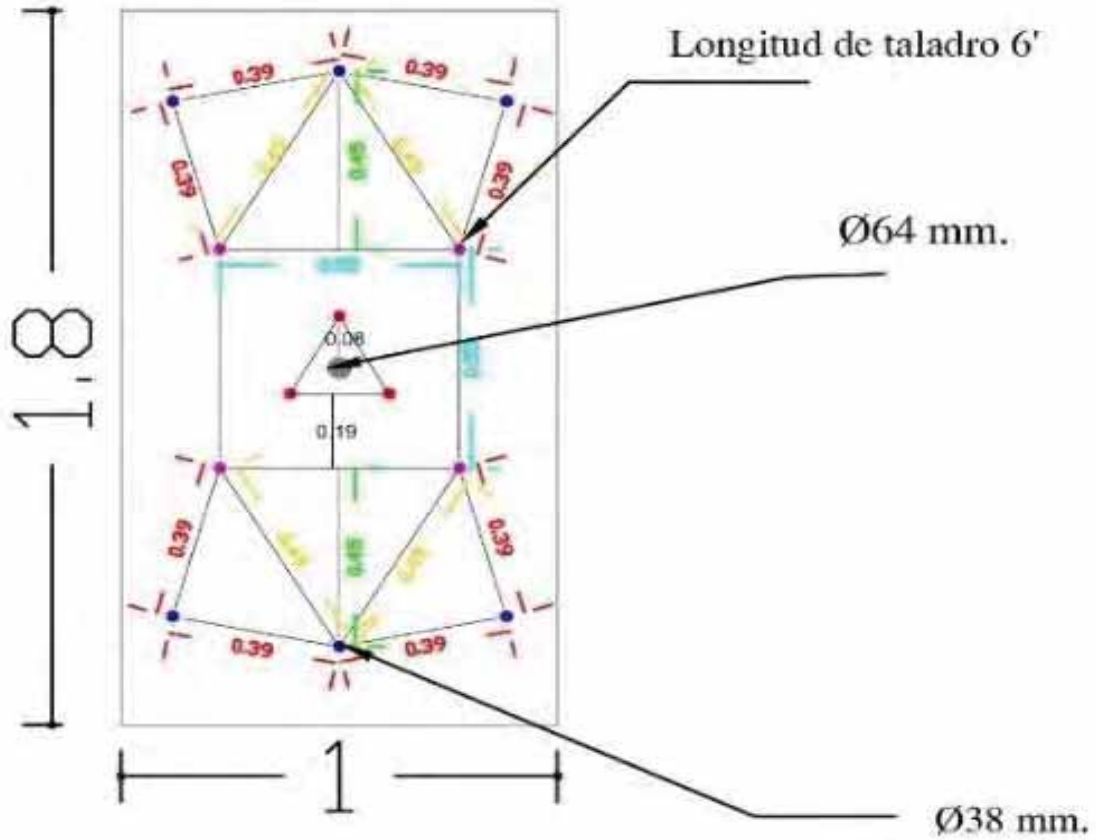
- ❖ Objetivo: sirve como plataforma de trabajo para iniciar el arranque del mineral contenido en el tajo.
- ❖ Sección: 1.00 m × 1.80 m
- ❖ Longitud: 50 m
- ❖ Servicios: las mangueras de agua y aire se extienden a medida que avanza el frente del subnivel.
- ❖ Ciclo de operaciones: perforación, voladura y limpieza.

PERFORACION

La perforación del subnivel se inicia a partir de la abertura del buzón ubicado en la parte central del tajo. Previamente se debe realizar la galería hasta una altura aproximada de 4 m, procediéndose a la perforación frontal del subnivel, hasta comunicar ambas chimeneas.

El trazo de perforación, al igual que el disparo corresponde al laboreo de una galería de pequeña sección, como piso trabajo se deja un puente de 3.00 m de altura a partir de la galería base.

Figura N°. 5.4 Diagrama de malla de perforación de Sub nivel.



●	Taladro de Alivio	= 01
●	Arranque	= 03
●	Cuadradores	= 04
●	Contorno	= 06
	TOTAL	= 14

Fuente: Elaboración Propia

- Longitud real de perforación: Long. Perf. \times Rnd. Perf
 $= 1.83\text{m} \times 0.9 = 1.65 \text{ m/gd}$
- Volumen removido: Sección \times Longitud real de perforación
 $= (1.00 \text{ m} \times 1.80 \text{ m}) \times 1.65 \text{ m} = 2.96 \text{ m}^3$
- Tonelaje removido: Volumen removido \times P.e mineral
 $= 2.96 \text{ m}^3 \times 3 \text{ t/m}^3$
 $= 8.88 \text{ t/gd}$
- Pies perforados: $14 \text{ tal} \times 6' / \text{tal} \times 0.90 = 75.6 \text{ p. p}$
- $\frac{\text{pies perforados}}{\text{m de avance}} = \frac{75.6 \text{ p.p/gd}}{1.65 \text{ m/gd}} = 45.82 \frac{\text{p.p}}{\text{m}}$

Cálculo del diámetro óptimo de perforación (DoP):

Basándonos en Homlberg para hallar el DoP y los cálculos de Burden y espaciamiento de taladros tenemos:

$$\mathbf{DoP = (LR \times 41.67) - 16.51 , mm}$$

$$DoP = (1.65 \times 41.67) - 16.51 = 52.23 \text{ mm}$$

donde:

LR: Longitud Real de perforación (m)

Cálculo de Burden para las ayudas con DoP:

$$B^1 = 1.5 \times DoP = 0.08 \text{ m}$$

$$B^2 = 2.12 \times DoP = 0.11 \text{ m}$$

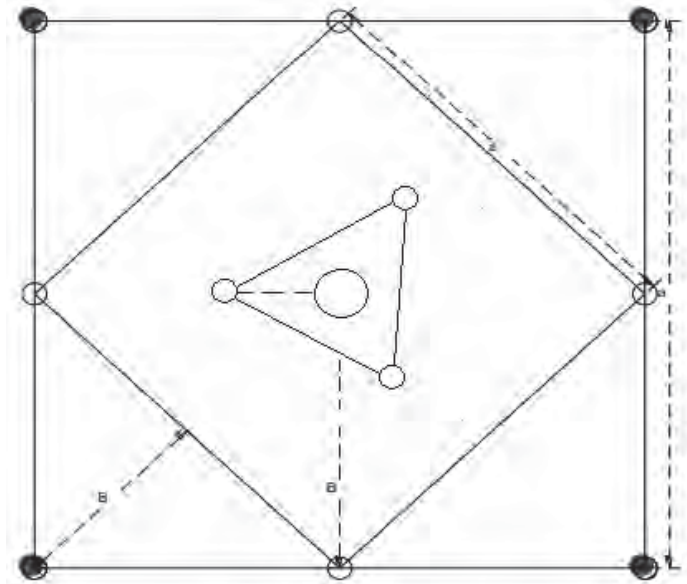
$$B^3 = 4.5 \times DoP = 0.23 \text{ m}$$

Cálculo de longitudes de abertura:

$$a^1 = 2.12 \times DoP = 0.11 \text{ m}$$

$$a^2 = 4.5 \times DoP = 0.23 \text{ m}$$

$$a^3 = 9.5 \times DoP = 0.49 \text{ m}$$



Cálculo del Burden y Espaciamiento entre taladros auxiliares:

$$B = 0.012 \times Dex \times \left(2 \times \frac{\delta ex}{\delta R} + 1.5 \right) = 0.59 \text{ m}$$

$$E = 1.18 \times B = 0.696 \text{ m}$$

Donde

Dex: Diámetro del explosivo (mm) / 28 mm cartucho

δex : densidad del explosivo (gr/cm³) / 1.07 gr/cm³

δR : densidad de la Roca (gr/cm³) / (2.8 – 3) gr/cm³

VOLADURA

Material de voladura:

Dinamita: Composición semigelatinosa, potencia 65 %, gravedad específica 1.07 g/cm³, dimensiones 7/8" × 7" y peso: 0.1736 lb = 78.90 g

Fulminante simple # 6.

Guía impermeable

Índices de voladura:

- Cálculo de número de taladros por frente (N):
$$N = \frac{R}{C} + KS$$

Donde:

- $R = 4\sqrt{S}$ = Perímetro de la sección (m) = 5.37 m
- S = Área de la sección del frente (m²) = 1.8 m²
- C = Distancia entre taladros = 0.5 m
- $K = 2$ (roca dura)

$$N = \frac{5.37}{0.5} + 2 \times 1.8 m^2$$

$$N = 14.34 \gg 14 \text{ tal}$$

- Profundidad de carguío (Pc):
$$Pc = \frac{2}{3} \times P \times fp$$

Donde:

- P = Prof. Tal. = 6' = 1.83m
- fp = Rnd. Perf. = 90%
- $$Pc = \frac{2}{3} \times 1.83 m \times 0.90$$
- $Pc = 1.09 m = 3.60 \text{ pies}$

- Densidad de carga (Dc):
$$Dc = 0.34 De^2 \times Sg$$

Donde:

- De = Diámetro explos. = 0.876"

- $Sg = \text{Densidad del explos.} = 1.07 \text{ g/cm}^3$

$$Dc = 0.34 (0.876'')^2 \times 1.07 \text{ g/cm}^3$$

$$Dc = 0.28 \text{ lb/pie.}$$

- Cantidad de carga por taladro (Qt): $Qt = Pc \times Dc$

- $Qt = 3.60 \text{ pies} \times 0.28 \text{ lb/pie}$

- $Qt = 1.005 \text{ lb / tal}$

- Numero de cartuchos por taladro (n)

$$n = Qt/W ; W = \text{peso cartucho} = 0.174 \text{ lb}$$

$$n = \frac{1.005 \text{ lb/tal}}{0.174 \text{ lb}} = 6 \text{ cart/tal}$$

- Factor de Potencia (Pf): $Pf = \frac{Pc \times Dc \times N}{V \times dr}$

Donde:

- dr : densidad de roca = $3 \text{ t/m}^3 = 0.085 \text{ t / pie}^3$

- V = volumen removido = $2.96 \text{ m}^3 = 104.54 \text{ pies}^3$

- $Pf = \frac{1.005 \frac{\text{lb}}{\text{tal}} \times 13 \text{ tal}}{104.54 \text{ pie}^3 \times 0.085 \text{ t / pie}^3}$

- $Pf = 1.62 \text{ lb / t} = 0.74 \text{ kg / t}$

- Consumo total de explosivos por disparo (Qtt):

- $Qtt = Qt \times N$

- $Qtt = 1.005 \text{ lb / tal} \times 13 \text{ Tal/disp}$

- $Qtt = 14.4 \text{ lb / disp.} / 2.2046 \text{ lb/kg}$

- $Qtt = 6.53 \text{ kg / m}$

- Consumo de guía (Cg):
 - $Cg = 13 \frac{tal}{disp} \times \left(6' \frac{guia}{tal} + 3'(chispeo) \right)$
 - $Cg = \frac{38.4 m/disp}{1.64 m/disp}$
 - $Cg = 23.28 m/m$
- Consumo de fulminantes N°6 (Cf)
 - Cf = 13
 - $13 \text{ und/disp} \times 1.64 m/disp$
 - 22 und /m

LIMPIEZA: Consta de 2 etapas:

Se efectúa por el sistema manual utilizando lampas mineras, quienes vierten el mineral al buzón o chute, desde el cual se vierte esta carga hacia los carros mineros que lo transportan a la cancha de mineral del nivel

- Carguío: se utiliza el paleo con lampa minera.
- Acarreo: será manual utilizando carros mineros tipo U-35 con capacidad de 35,00 pies³ con sistema de descarga por volteo lateral.
 - Tonelaje a extraer: 8.88 t/gd
 - Capacidad de carga de U-35: volumen /carro
 - = $35.00 \text{ pies}^3/\text{carro} \times 0.02834 \text{ m}^3/\text{pies}^3 = 0.99\text{m}^3/\text{carro}$
 - = $0.99 \text{ m}^3/\text{carro} \times 2.22 \text{ t/m}^3 = 2.2 \text{ t/carro}$
 - Número de carros necesarios/gd:

$$\frac{\text{tonelaje a extraer}}{\text{tonelaje/carro}} = \frac{8.88 \text{ t/gd}}{2.2 \text{ t/carro}} = 4 \text{ carros/gd}$$

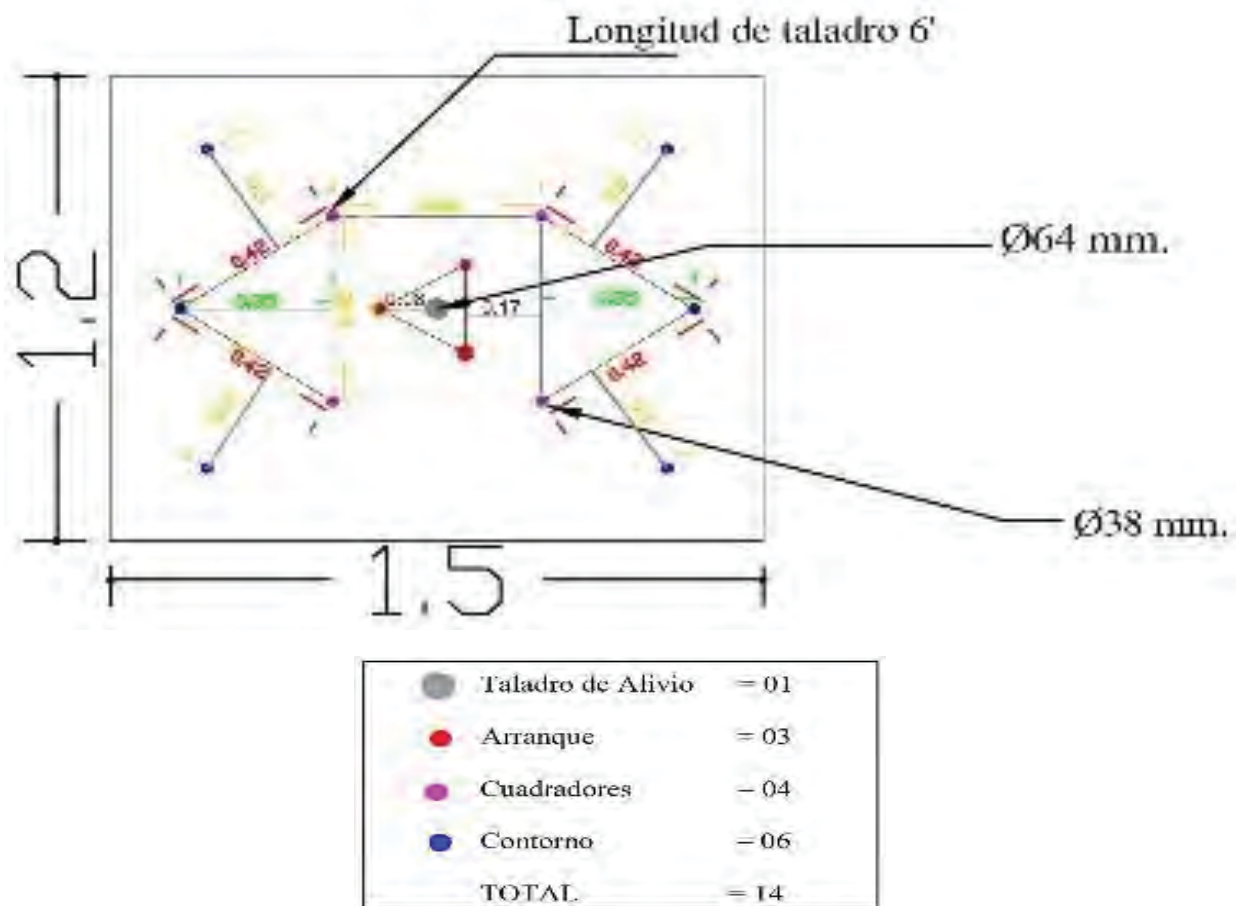
C. CHIMENEAS PRINCIPALES

Labores verticales de desarrollo y preparación, que se efectúa de abajo hacia arriba, se inicia en la galería base y comunica a nivel superior.

El objetivo de la construcción es para la ventilación y acceso del tajo y las labores próximas con una sección: 1.2 m × 1.5m y una altura: 40.00 m, los servicios de las mangueras de agua y aire se extenderán a medida del avance de la chimenea, se ha de requerir entibación.

El ciclo de perforación será: Perforación, voladura y limpieza.

Figura N°. 5.5 Diagrama de malla de perforación de Chimenea.



Fuente: Elaboración Propia

PERFORACIÓN

- Equipo: Perforación neumática Stopper Atlas Copco
- Barrenos integrales “Sandvik Coromant” de 6’
- Número de taladros: 14
- Longitud real de perforación: Long. Perf. x Rnd. Perf
 $= 1.83 \times 0.9 = 1.64 \text{ m/gd}$
- Volumen removido: Sección x Longitud real perforadora
 $= (1.20 \text{ m} \times 1.50 \text{ m}) \times 1.64 \text{ m} = 2.96 \text{ m}^3$
- Tonelaje removido: Volumen removido \times P.e mineral
 $= 2.96 \text{ m}^3 \times 3 \text{ t/m}^3$
 $= 8.88 \text{ t/gd}$
- Pies perforados: $14 \text{ tal} \times 6' / \text{tal} \times 0.90 = 75.6 \text{ p. p}$
- $\frac{\text{pies perforados}}{\text{m de avance}} = \frac{75.6 \text{ p.p/gd}}{1.64 \text{ m/gd}} = 46.1 \frac{\text{p.p}}{\text{m}} \text{ de avance}$

VOLADURA

El disparo de manera rotativa secuencial con el fin de ir formando la secuencia de caras libres que faciliten la acción de los taladros de ayuda, cuadradores y de contorno. Mientras no se concluyan las chimeneas, es decir no comunique al nivel superior, su laboreo corresponde a una labor ciega; por consiguiente, luego del disparo, se debe usar ventilación mecánica (aspirante) o en su defecto dejar la manguera de aire abierta.

Material de voladura:

Se utiliza los mismos elementos que en la labor de galería y subnivel.

Cálculo del diámetro óptimo de perforación (DoP):}

Basándonos en Homlberg para hallar el DoP y los cálculos de Burden y espaciamiento de taladros tenemos:

$$DoP = (LR \times 41.67) - 16.51, mm$$

$$DoP = (1.64 \times 41.67) - 16.51 = 51.83 mm$$

donde:

LR: Longitud Real de perforación (m)

Cálculo de Burden para las ayudas con DoP:

$$B^1 = 1.5 \times DoP = 0.08 m$$

$$B^2 = 2.12 \times DoP = 0.11 m$$

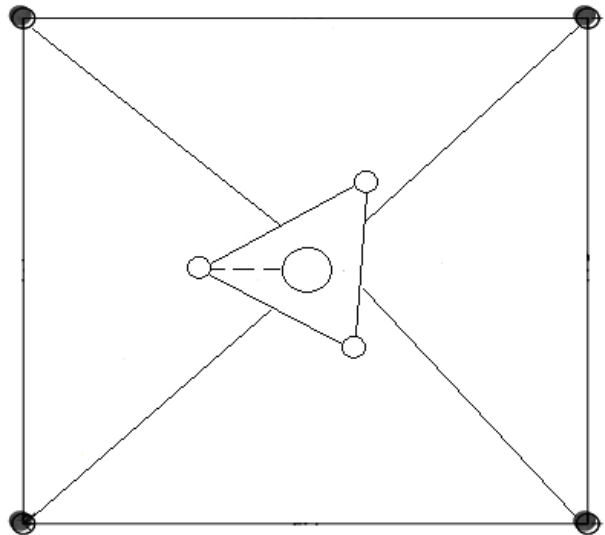
$$B^3 = 4.5 \times DoP = 0.23 m$$

Cálculo de longitudes de abertura:

$$a^1 = 2.12 \times DoP = 0.11 m$$

$$a^2 = 4.5 \times DoP = 0.23 m$$

$$a^3 = 9.5 \times DoP = 0.49 m$$



Cálculo del Burden y Espaciamiento entre taladros auxiliares:

$$B = 0.012 \times Dex \times \left(2 \times \frac{\delta ex}{\delta R} + 1.5 \right) = 0.59 m$$

$$E = 1.18 \times B = 0.696 m$$

Donde

Dex: Diámetro del explosivo (mm) / 28 mm cartucho

∂ ex: densidad del explosivo (gr/cm³) / 1.07 gr/cm³

∂ R: densidad de la Roca (gr/cm³) / (2.8 – 3) gr/cm³

Índices de voladura:

- Cálculo de número de taladros por frente (N):
$$N = \frac{R}{C} + KS$$

Donde:

- $R = 4\sqrt{S}$ = Perímetro de la sección (m) = 5.36 m
- S = Área de la sección del frente (m²) = 1.80 m²
- C = Distancia entre taladros = 0.5 m
- K = 1.5 (roca semidura)

$$N = \frac{5.36}{0.5} + 1.5 \times 1.8 \text{ m}^2$$

$$N = 13.43 = 14 \text{ tal}$$

- Profundidad de carguío (Pc):
$$Pc = \frac{2}{3} \times P \times fp$$

Donde:

- P = Prof. Tal. = 6' = 1.83m
- fp = Rnd. Perf. = 90%
- $Pc = \frac{2}{3} \times 1.83 \text{ m} \times 0.90$
- $Pc = 1.09 \text{ m} = 3.60 \text{ pies}$

- Densidad de carga (Dc): $Dc = 0.34 De^2 \times Sg$

Donde:

- De = Diámetro explos. = 0.876"
- Sg = Densidad del explos. = 1.07 g/cm³

$$Dc = 0.34 (0.876'')^2 \times 1.07 \text{ g/cm}^3$$

$$Dc = 0.28 \text{ lb/pie.}$$

- Cantidad de carga por taladro (Qt): $Qt = Pc \times Dc$

- Qt = 3.60 pies × 0.28 lb/pie
- Qt = 1.005 lb / tal

- Numero de cartuchos por taladro (n)

$$n = Qt/W ; W = \text{peso cartucho} = 0.174 \text{ lb}$$

$$n = \frac{1.005 \text{ lb/tal}}{0.174 \text{ lb}} = 6 \text{ cart/tal}$$

- Factor de Potencia (Pf): $Pf = \frac{Pc \times Dc \times N}{V \times dr}$

Donde:

- dr: densidad de roca = 3 t/m³ = 0.085 t / pie³
- V = volumen removido = 2.96 m³ = 104.54 pies³

$$Pf = \frac{1.005 \frac{\text{lb}}{\text{tal}} \times 13 \text{ tal}}{104.54 \text{ pie}^3 \times 0.085 \text{ t / pie}^3}$$

- Pf = 1.58 lb / t = 0.71 kg / t

- Consumo total de explosivos por disparo (Qtt):

- Qtt = Qt × N

- $Q_{tt} = 1.005 \text{ lb / tal} \times 14 \text{ Tal/disp}$
- $Q_{tt} = 14.07 \text{ lb / disp.} / 2.2046 \text{ lb/kg}$
- $Q_{tt} = 6.38 \text{ kg /m}$
- Consumo de guía (Cg):
 - $C_g = 13 \frac{\text{tal}}{\text{disp}} \times \left(6' \frac{\text{guía}}{\text{tal}} + 3'(\text{chispeo}) \right)$
 - $C_g = \frac{38.04 \text{ m/disp}}{1.64 \text{ m/disp}}$
 - $C_g = 23.28 \text{ m/m}$
- Consumo de fulminantes N°6 (Cf)
 - $C_f = 13$
 - $13 \text{ und/disp} \times 1.64 \text{ m/disp}$
 - 22 und /m

LIMPIEZA:

Tonelaje a extraer: 8.88 t/gd

Capacidad de carga de U-35: volumen /carro

$$= 35.00 \text{ pies}^3/\text{carro} \times 0.02834 \text{ m}^3/\text{pies}^3 = 0.99\text{m}^3/\text{carro}$$

$$= 0.99 \text{ m}^3/\text{carro} \times 2.22 \text{ t/m}^3 = 2.2 \text{ t/carro}$$

Número de carros necesarios/gd:

$$\frac{\text{tonelaje a extraer}}{\text{tonelaje/carro}} = \frac{8.88 \text{ t/gd}}{2.2 \text{ t/carro}} = 4 \text{ carros/gd}$$

D. CICLO DE MINADO EN LAS LABORES DE DESARROLLO

El trabajo operacional consiste en 2 guardias/día, cada guardia de 8 horas de tiempo asignado para labores de desarrollo, preparación y explotación.

El arranque de las reservas de minerales contenidas en los tajos que son la unidad básica de explotación de la mina, el ciclo de minado consta de 4 etapas: a) Perforación, b) Voladura, c) Limpieza y extracción d) Carguío y transporte, e) Relleno.

En la primera guardia se efectuará las operaciones de perforación y voladura. La perforación del block se inicia desde el subnivel de arranque; la perforación será conforme a una malla calculada una vez efectuada la voladura, se jala el mineral hacia el buzón respectivo a partir del cual se le vierte a los carros mineros, para su extracción hacia la chancha respectiva. Una vez concluida estas tareas, se da inicio a la siguiente guardia que corresponde el carguío, transporte y al relleno del tajo respectivo.

PERFORACION

La perforación del block mineralizado empieza desde el subnivel de arranque, de acuerdo a una malla diseñada para luego efectuar el carguío de los taladros con explosivos y espaciadores para una mejor distribución de energía y obtener una fragmentación deseada.

A continuación, se muestra los cálculos realizados:

- Cálculo del Burden (B):

$$kb_2 = \frac{12 \times B}{De}$$

Donde:

kb: radio de cargas

B = Burden (pies)

De = Diámetro del explosivo (pulg)

De = 0.875", 7/8 × 7"

(diámetro del taladro 31 mm, 1.22")

Tabla N°5.3 – Relación explosivo/roca para determinar (kb1)

Tipo de roca y explosivo	Constante Kb₁
Explosivos densos, densidad 1.6 g/cc,(slurries, emulsiones) Roca de baja den sisas 2.2 g/cc.	20
Explosivos densos, densidad 1.6cg/cc. Roca de densidad promedio 2.7 g/cc.	17
Explosivos de densidad 1.2 g/cc. Roca de densidad promedio 2.7 g/cc.	15
Explosivos de baja densidad 0.8 g/cc. Roca densa 3.2 g/cc.	10

Fuente: Richard ASH.

Kb1 = 15, para una roca media y explosivos de alta densidad

$$Kb2 = Kb1 \times \left(\frac{dr1}{dr2} \right)^{\frac{1}{3}} \times \left(\frac{SG2 \times (V2)^2}{SG1 \times (V1)^2} \right)^{\frac{1}{3}}$$

Donde:

B	Burden (pies)	
Kb	Estándar del Burden	
Dr1	Densidad de roca promedio	(2.7 Tm/m ³)
Dr2	Densidad de roca a disparar.	(3 Tm/m ³)
SG1	Densidad del explosivo de referencia	(1.3 g/cc)
SG2	Densidad del explosivo a utilizar	(1.07 g/cc)
V1	V ₀ D del explosivo referencia	(3700 m/seg)
V2	V ₀ D del explosivo a usar	(4200 m/seg)

$$Kb2 = 15 \times \left(\frac{2.7}{3}\right)^{\frac{1}{3}} \times \left(\frac{1.07 \times (4200)^2}{1.3 \times (3700)^2}\right)^{\frac{1}{3}}$$

$$Kb = 14.77$$

$$B = \frac{1.22'' \times 14.77}{12} = 1.50 \text{ pies} = 0.46 \text{ m}$$

$$\mathbf{B = 0.40 \text{ m}}$$

- Cálculo del espaciamiento (S):

$$\mathbf{S = Ks \times B}$$

Donde: Ks : Relación de espaciamiento
 S : Espaciamiento (pies)

Tabla N°5.4 - Consideraciones técnicas de voladura

RETARDO EN TIEMPO	Ks
Intervalos grandes	1.00
Intervalos cortos	1.20 a 1.80
Iniciadores simultáneamente	2.00

Fuente: Richard ASH.

$$S = 1.00 \times 0.40 = 0.40$$

$$\mathbf{S = 0.40 \text{ m}}$$

$$S \times B = 0.40 \text{ m} \times 0.40 \text{ m}$$

$$N^\circ \text{ tal/gd} = 20$$

Malla de perforación para los tajos (ver **Figura N°5.1**).

- Longitud de perforación: $5' = 1.52 \text{ m}$
- Total, de pies perforados: $20 \text{ tal/gd} \times 5' / \text{tal} = 100 \text{ pies/gd}$
- Tonelaje por corte (Ttc):

$$Ttc = \text{Volumen} \times P.e \text{ mineral insitu}$$

$$Ttc = \left((50.00m \times 1.52m \times 0.2m \times 0.90) \times 3 \frac{t}{m} \right) \times 2$$

$$Ttc = 82.30 \text{ t/ (rebanada)}$$

- Número de cortes por franja horizontal (rebanada):

$$\circ = \frac{82.30 \text{ t/corte (rebanada)}}{6.58 \text{ t/disp}}$$

- = 12.5 cortes, cada corte parcial de sección: 0.20 m × 8.0 m en dirección del rumbo del cuerpo mineralizado.

- Volumen removido:

$$\circ V = \text{Pot. Prom.} \times \text{long. de corte} \times \text{long. Perf.} \times \text{Rnd. perf.}$$

$$\circ V = (0.20 \text{ m} \times 8.0 \text{ m} \times 1.52 \text{ m}) \times 0.90 = 2.19 \text{ m}^3$$

- Tonelaje removido:

$$\circ \text{ Volumen removido} \times \text{P.e mineral "insitu"};$$

$$\circ 2.19 \text{ m}^3 \times 3 \text{ t/m}^3 = 6.58 \text{ t/disp.}$$

$$\circ \frac{t}{tal} = \frac{6.58 \text{ t/disp}}{20 \text{ tal/gd}} = 0.33 \text{ t/tal}$$

VOLADURA

- Longitud del taco o collar (T) $T = K_t \times B$

La relación de taco $K_t = 0.70$ a 0.80 comúnmente, pero cuando existen discontinuidades estructurales se considera $K_t = 1.00$.

$$T = 1.00 \times 5 \text{ pies} = 0.50 \text{ m}$$

En la práctica se cargan $2/3$ partes de la longitud del taladro, quedando $1/3$ parte el taco:

$$T = \frac{1}{3} \times 5' \times 0.90 = 0.50 \text{ m}$$

Donde:

$$\text{Rnd. perf} = 0.90$$

$$\text{Long. Taladro} = 5'$$

- Profundidad de carguío (Pc): $L - T$

Donde:

$$L: \text{Longitud del taladro (L} = 1.52 \text{ m)}$$

$$T: \text{Collar (T} = 0.50 \text{ m)}$$

$$P_c = (1.52 \text{ m} \times 0.90) - 0.50 \text{ m} = 0.90 \text{ m} = 2.95 \text{ pies.}$$

- Carga por taladro (Qt): $P_c \times D_c$

Donde:

$$D_c = 0.34 \times D_e^2 \times S_g$$

$$D_e: \text{Diámetro explosivo} = 0.876''$$

$$S_g: \text{Densidad explosivo} = 1.07 \text{ g/cm}^3$$

$$D_c = 0.34 \times (0.876)^2 \times 1.07 = 0.28 \text{ lb / pie.}$$

$$Q_t = 2.95 \text{ pies} \times 0.28 \text{ lb/ pie}$$

$$Q_t = 0.82 \text{ lb /tal.}$$

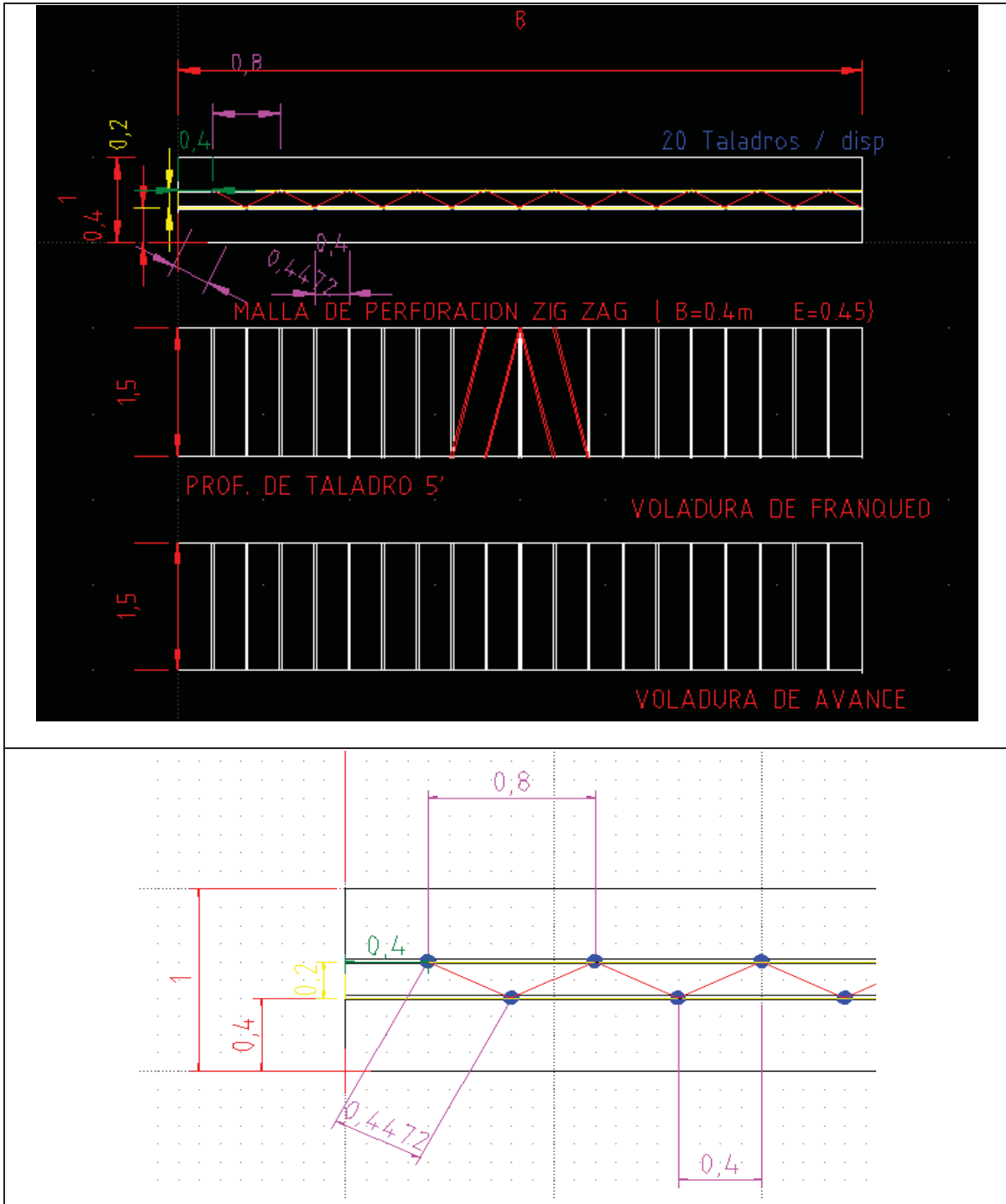
- Número de cartuchos por taladro (n): Q_t / W

- $W = \text{peso del cartucho} = 0.174 \text{ lb/cartucho}$

- $n = 0.82 / 0.174$

- $n = 5$ cartuchos / tal
- Número de cartuchos por disparo: $5 \text{ cart/tal} \times 20 \text{ tal/disp.}$
 - $= 100 \text{ cart/disp.}$
- Peso explosivo / disp: $78.90\text{g/cart} \times 100 \text{ cart/disp.}$
 - $= 7.89 \text{ kg/disp.}$
- Factor de potencia (Pf):
 - $Pf = \frac{\text{kg.explosivo/disp}}{\text{t/disp}}$
 - $Pf = \frac{7.89 \text{ kg/disp}}{6.58 \text{ t/disp}}$
 - $Pf = 1.2 \text{ kg / t}$
 - $Pf = 3.9 \text{ lb / t.}$
- Consumo de guía (Cg):
 - $Cg = 20 \text{ tal/dips.} \times 5' \text{/tal} = 100'$
 - $Cg = 100' + 5' \text{(chispeo)} + 3' \text{(guía de seguridad)}$
 - $Cg = 108 \text{ pies guía/disp.}$
- Consumo de fulminantes N°6 (Cf):
 - $Cf = 20 \text{ und/corte parcial}$

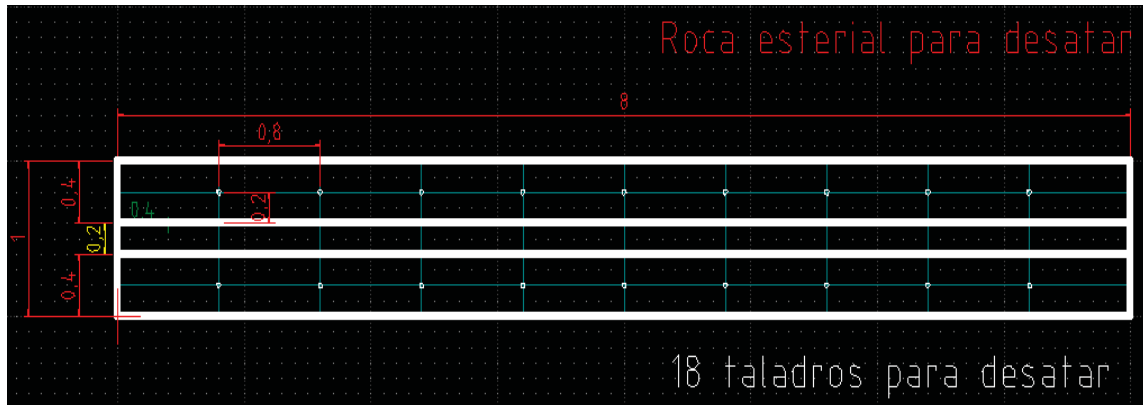
Figura N°5.6 – Malla de perforación tajeo.



Fuente: Elaboración propia.

Se da la propuesta de malla de perforación en zigzag por el ancho de potencia promedio de 0.20 m, con un Burden = 0.40m y un Espaciamiento entre los taladros de 0.45 m. Realizándose una Voladura de franqueo para generar caras libres y Voladura de avance para explotar el tajeo.

Figura 5.7 Malla de perforación para desatado de estéril.



Fuente: Elaboración propia.

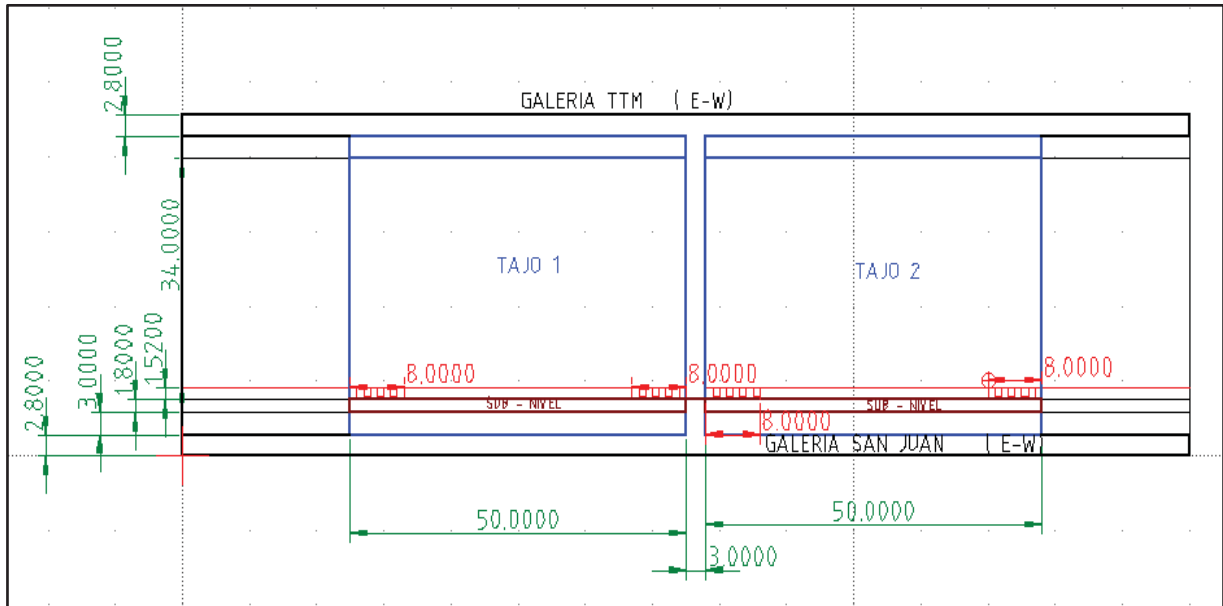
Se sugiere malla de perforación para el desatado de roca estéril en una longitud de 8m, con 18 taladros para romper la roca en ambos lados después de la extracción del mineral.

E. LIMPIEZA Y EXTRACCIÓN

El mineral arrancado de dos rebanadas sucesivas como producto de perforación y voladura que se encontrará acumulado dentro del tajo será vaciado a los coladores de mineral o buzones con uso de lampas y carretillas, el transporte del mineral acumulado en los buzones se efectúa con el uso de carros mineros hasta las canchas de mineral o tolvas ubicadas en superficie.

Se expone cálculos para el desafío de parámetros de limpieza y extracción:

Figura 5.8 Tajeos en producción



Fuente: Elaboración propia.

Se muestra la geometría de diseño del tajo y sus dimensiones que tendría para ser explotado en cuatro frentes con cortes parciales de 8m de longitud, dejando pilares de tres metros debajo del subnivel de ataque y debajo de la galería superior como soporte para su estabilidad, asumiendo una altura de tajo de 34 metros para extraer del tajo.

TONELAJE (ROTO / TAJO)

Toneladas de material roto en el tajo

$$\begin{aligned}
 &= (50 \text{ m} \times 36.6 \text{ m} \times 1 \text{ m}) \times 3 \frac{Tm}{m^3} = 5490 \frac{Tm}{TAJO} \\
 &= 5490 \frac{Tm}{TAJO} \times 2 \\
 &= 10\,980 \frac{Tm}{TAJO}
 \end{aligned}$$

Toneladas de mineral a extraer

$$= (50 \text{ m} \times 36.6 \text{ m} \times 0.2 \text{ m}) \times 3 \frac{Tm}{m^3} = 1098 \frac{Tm \text{ (mineral)}}{TAJO}$$

$$= 1098 \frac{Tm (mineral)}{TAJO} \times 2$$

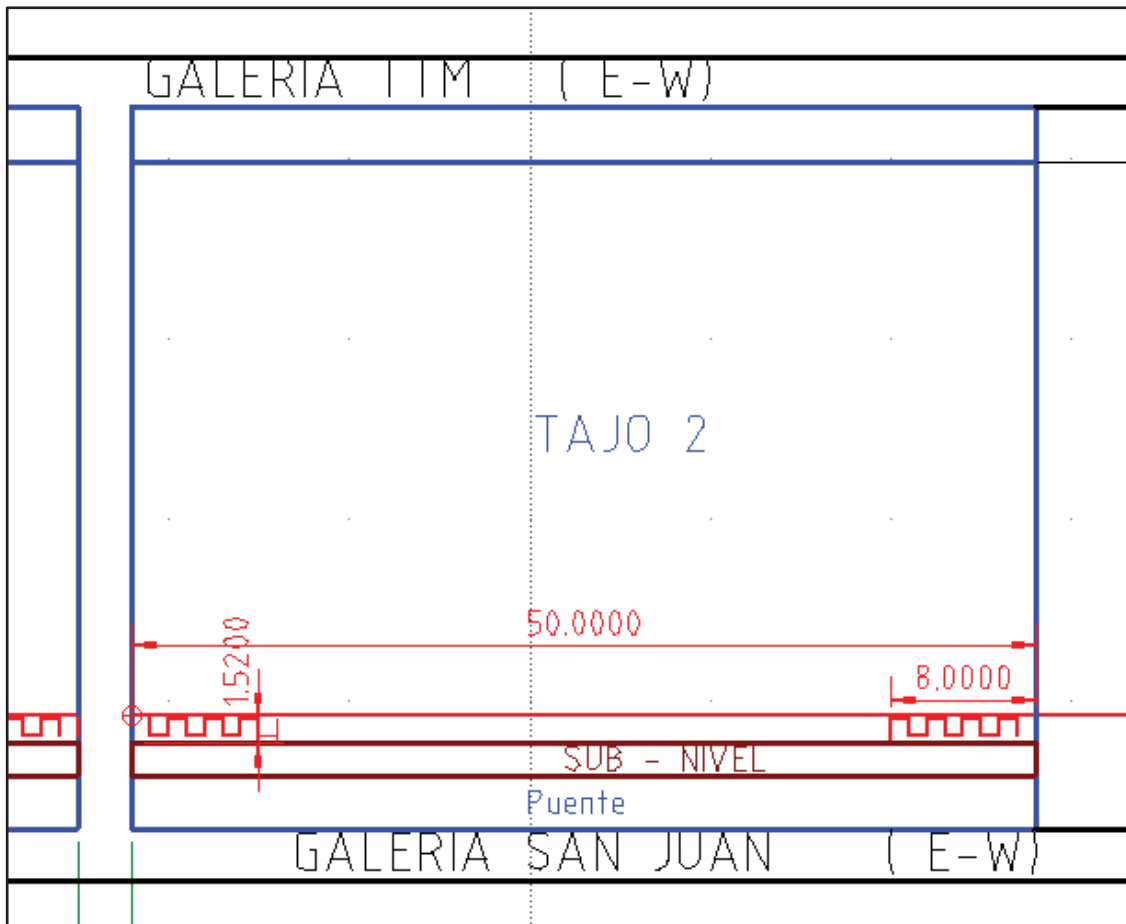
$$= 2196 \frac{Tm (mineral)}{TAJO}$$

Toneladas de roca este rial para relleno

$$= 10980 - 2196$$

$$= 8784 \frac{Tm(esteril)}{TAJO}$$

Figura 5.9 Producción de una rebanada



Fuente: Elaboración propia.

Se muestra el diseño para la explotación de 50 m de longitud del tajero atacada en dos frentes, con 6 cortadas parciales de 8m de longitud.

TONELAJE (ROTO/REBANADA)

Tonelaje de material roto en la rebanada

$$\begin{aligned} &= (50 \text{ m} \times 1 \text{ m} \times 5'(0.3048 \text{ m}) \times 0.90) \times 3 \frac{Tm}{m^3} = 205.74 \text{ Tm/Rebanada} \\ &= 205.74 \frac{Tm}{Rebanada} \times 2 \\ &= 411.48 \text{ Tm/Rebanada} \end{aligned}$$

Tonelaje de mineral roto en la rebanada

$$\begin{aligned} &= (50 \text{ m} \times 0.2 \text{ m} \times 5'(0.3048 \text{ m}) \times 0.90) \times 3 \frac{Tm}{m^3} \\ &= 41.15 \text{ Tm} \times 2 \text{ (mineral)/Rebanada} \\ &= 82.30 \text{ Tm (mineral)/Rebanada} \end{aligned}$$

Tonelaje de material estéril para relleno en la rebanada

$$= 411.48 - 82.30 = 329.18 \text{ Tm} \frac{\text{esteril}}{\text{rebanada}}$$

TONELAJE (ROTO/CORTE PARCIAL DE 8m)

Tonelaje de material roto en 8m de corte parcial

$$= (8 \text{ m} \times 1 \text{ m} \times 5'(0.3048 \text{ m}) \times 0.90) \times 3 \frac{Tm}{m^3} = 32.92 \frac{Tm}{\text{corte parcial}}$$

Tonelaje de mineral roto en el corte parcial

$$= (8 \text{ m} \times 0.2 \text{ m} \times 5'(0.3048 \text{ m}) \times 0.90) \times 3 \frac{Tm}{m^3} = 6.58 \frac{Tm}{\text{corte parcial}}$$

Tonelaje de material estéril para lleno en el corte parcial

$$= 32.92 - 6.58 = 26.34 \text{ Tm} \frac{\text{esteril}}{\text{corte parcial}}$$

Producción proveniente de los tajeos se efectuará de cuatro frentes de corte parcial en dos tajeos para poder cumplir con la producción programada:

PRODUCCION REQUERIDA:

$$= \left(6.58 \frac{Tm}{\text{corte parcial}} \times 4 \text{ cortes parciales} \right) = 26.32 Tm/dia$$

Condiciones generales de limpieza y extracción

- Total, Material roto en el tajo/rebanada: 411.48 t
- Producción diaria de mineral: 20.00 t
- Peso específico del mineral “insitu”: 3.00 t/m³
- Peso específico del mineral “roto”: 2.22t/m³
- Volumen del material roto en el tajo: 185.68 m³
- Distancia de transporte promedio: 150 m
- Número de guardias por día: 1.00
- Número de hombres por guardia (limpieza): 3.00
- Número de hombres por guardia (extracción): 2.00

Tiempo efectivo de trabajo

- Tiempo de almuerzo: 1.00 h
- Tiempos de previsión (apuntalado): 0.50 h
- Otros (desatado, etc.): 1.00 h
- Total, de tiempo muerto: 2.50 h
- Tiempo efectivo de trabajo diario: 8.00 h – 2.50 h = 5.50 h
- **Toneladas de mineral “roto” dentro de la rebanada del tajo (Ttr):**

- $T_{tr} = 411.48 \text{ t} - 411.48 (80\%) = 82.30 \text{ t}$

- **Número de días de limpieza (Ndl)**

- $\frac{T_{tr}}{t} \text{ ; } \frac{t}{\text{día}} = 20 \text{ t producción diaria}$

- $Ndl = \frac{82.30 \text{ t}}{20 \text{ t/día}} = 4.11 \text{ días de limpieza}$

- **Determinación de capacidad de carros mineros**

- Tiempo total por ciclo de extracción (Ttc):

- Tiempo de carguío: 10.00min
- Tiempo de ida: 8.00 min
- Tiempo de descarga: 3.0 min
- Tiempo de vuelta: 4.00 min
- Otros (cambios, etc.) 3.0 min

- **Ttc = 28.00 min**

Considerando el mismo tiempo muerto de limpieza del tajo, se tiene el siguiente:

- Tiempo efectivo (Te):

$$Te = 8 \text{ h/gd} - 2.50\text{h} = 5.50 \text{ h/gd}$$

- Número de viajes por guardia (Nvg): $Nvg = (Te \times Dm \times Fu)/Ttc$

Donde:

Te : Tiempo efectivo

Dm : Disponibilidad mecánica 85%

Ttc : Tiempo total por ciclo de extracción

Fu : Factor de utilización, 90%

$$Nvg = \frac{(5.5 \frac{h}{gd} \times 60 \frac{min}{h}) \times 85\% \times 90\%}{28 \text{ min}}$$

$$Nvg = 9 \text{ viajes /gd}$$

- o Capacidad de carro minero (Ccm):

$$Ccm = \frac{t}{Nvg} = \frac{20 \text{ t/gd}}{9 \text{ viajes /gd}} = 2.222 \frac{t}{\text{carro minero}}$$

$$P.e = \text{mineral "roto"} = 2.22t/m^3$$

$$Ccm = 1.001 \text{ m}^3 / \text{carro minero}$$

Tabla 5.5 Características de carro minero

TIPO	ALTURA/RIEL		ANCHO		CAPACIDAD		TROCHA	
	Pulg	m	Pulg	m	Pies ³	m ³	Pulg	m
C - 17	46,00	1,17	30,00	0,76	17,50	0,50	20,00	0,50
Z - 20	43,00	1,00	30,00	0,76	20,00	0,58	20,24	0,50 - 0,60
U - 24	40,00	1,15	28,00	0,71	29,00	0,68	20,24	0,50 - 0,60
U - 27	46,00	1,18	28,0	0,71	27,00	0,77	20,24	0,50 - 0,60
U - 35	49,00	1,25	32,00	0,91	35,00	1,00	20,24	0,50 - 0,60

Fuente: Elaboración propia.

Por consiguiente, se necesitará carros mineros cuya capacidad sea igual o mayor a 1.0 m³.
Pudiéndose elegirse carros minero tipo U – 35.

5.2.2 Tiempo de Proceso Metalúrgico de las Reservas remanentes de la veta Rosario

- o Mineral aun no extraído de la veta rosario = 29 031 Ton/ Veta Rosario
- o Producción Diaria = 20 TMD

Tiempo de procesamiento de las reservas:

$$= \frac{29 \ 031 \ Tm}{20 \ TmD}$$

$$\begin{aligned}
&= 1451.55 \times \frac{\text{dias}}{\frac{300\text{dias}}{\text{ano}}} = 4.839 \text{ años} \\
&= 4 \text{ años} , \left(0.839 \text{ años} \times \frac{12\text{meses}}{\text{año}} \right) \\
&= 4 \text{ años, } 10 \text{ meses}
\end{aligned}$$

5.2.3 Requerimientos para la Producción de las Reservas remanentes

Para determinar los materiales necesarios que se utilizaran en la extracción de los tajos remanentes nos basaremos en los cálculos realizados en la propuesta de incremento de producción de las labores, tomando como referencia las labores programadas y las desarrolladas mencionadas anteriormente, como se muestra en la **Tabla 5.6** Labores pendientes por metro de avance.

Tabla 5.6 Labores pendientes por metro de avance.

LABOR	PROGRAMADO LONGITUD (m)	LABOR DESARROLLADA (m)	PORCENTAJE REALIZADO %	PENDIENTE (m)
CRUCERO	410	650	158.54	
GALERIA	1674	560	33.45	
CHIMENEA	638.5	200	31.32	
TAJO	604	91.5	15.15	512.5
SUBNIVEL	1650	350	21.21	
TOTAL	4976.5	1851.5	37.20	

Fuente: Elaboración propia.

Se observa labores pendientes en galerías, chimeneas, subniveles y tajeos por realizar, para ello se utilizará los cálculos de cada labor como se indican en las **Tablas 5.7 (a), (b), (c) y (d)** de datos operacionales de las labores por desarrollar.

Tabla 5.7 (a), Datos operacionales de la galería.

1.1) DATOS OPERACIONALES GALERIA		
ITEM		Und
TONELAJE/disp	28.39	Tn/dips
# TAL / DISP	24	tal/disp
PP/ m - avance	82.13	p.p/m
Cant.expl/tal	1.27	lb/tal
# cartuchos/tal	7	cart/tal
Qtt/disp	13.83	kg/m
guía	38.87	m
Fulminantes	54	und/m
#viajes /gd limpieza	13	viajes /disp
FACTOR DE POTENCIA	0.48	Kg/Tn

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 5.7 (b), Datos operacionales del subnivel.

1.2)DATOS OPERACIONALES SUBNIVEL		
ITEM		Und
TONELAJE/disp	8.88	Tn/dips
# TAL / DISP	14	tal/disp
PP/ m - avance	45.82	p.p/m
Cant.expl/tal	1.005	lb/tal
# cartuchos/tal	6	cart/tal
Qtt/disp	6.53	kg/m
guía	23.28	m
Fulminantes	25	und/m
#viajes /gd limpieza	4	viajes /disp
FACTOR DE POTENCIA	0.74	Kg/Tn

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 5.7 (c), Datos operacionales de la chimenea.

1.3) DATOS OPERACIONALES CHIMENEA		
ITEM		Und
TONELAJE/disp	8.88	Tn/dips
# TAL / DISP	14	tal/disp
PP/ m - avance	45.82	p.p/m
Cant.expl/tal	1.005	lb/tal
# cartuchos/tal	6	cart/tal
Qtt/disp	6.38	kg/m
guía	23.28	m
Fulminantes	25	und/m
#viajes /gd limpieza	4	viajes /disp
FACTOR DE POTENCIA	0.71	Kg/Tn

Fuente: Elaboración propia.

Las Tablas 5.7 (a), (b) y (c), sintetizan los datos obtenidos para las labores de galería, chimenea, y subniveles, siendo considerados como labores muertas ya que no se obtendrán minerales de estas labores, sirviendo como accesos y rutas de extracción para los tajos.

En la Tabla 5.7 (d), se muestran los datos obtenidos para la extracción del mineral y el material estéril que se usará como relleno en una cortada parcial de 8 metros de longitud.

El tajo será explotado en 4 frentes a la vez para alcanzar la producción necesaria requerida en planta de 20 toneladas diarias, llegando a producir en mina 26.32 toneladas por día de mineral.

Tabla 5.7 (d), Datos operacionales del tajo.

1.4) DATOS OPERACIONALES TAJO					
		1		4	
		mineral / c.p.		mineral/disp	
TONELAJE/disp		6.58	TM/c.p.	26.32	Tm/disp
# TAL / DISP		20	TM/c.p.	80	tal/disp
PP/ m - avance		65.62	p.p/m	262.48	p.p./m
Cant.expl/tal		0.82	lb/tal	0.82	lb/tal
# cartuchos/tal		5	cart/tal	5	cart/tal
Qtt/disp		7.89	kg/m	31.56	kg/m-disp
guía		32.92	m	131.68	m-disp
Fulminantes		33.53	m	134.12	m-disp
#viajes /gd limpieza		3	viajes	12	viajes / disp
FACTOR DE POTENCIA		1.2	kg/Tn	1.2	kg/Tn
		desmonte/c.p.		desmonte/disp	
TONELAJE/disp		26.34	Tm/disp	105.36	Tm/disp
# TAL / DISP		18	tal/disp	72	tal/disp
PP/ m - avance		59.12	p.p./m	236.48	p.p./m
Cant.expl/tal		0.55	lb/tal	2.2	lb/tal
# cartuchos/tal		3	cart/tal	3	cart/tal
Qtt/disp		4.26	kg/m-disp	17.04	kg/m-disp
guía		32.04	m-disp	128.16	m-disp
Fulminantes		26.89	m-disp	107.56	m-disp
#viajes /gd limpieza		12	viajes / disp	48	viajes / disp
FACTOR DE POTENCIA		0.17	kg/Tn	0.17	kg/Tn

Fuente: Elaboración propia.

Se aprecia en la Tabla 5.7(d), los datos sintetizados del tajo en dos etapas, la primera de extracción de mineral y la segunda del desatado de roca estéril, considerando la explotación por corte parcial de 8 m de longitud y 4 frentes de ataque que se desarrollaran en un tajo.

REQUERIMIENTOS PARA LA CONSTRUCCIÓN DE LAS GALERÍAS RESTANTES

A) CONSUMO DE BARRENOS PARA LA CONSTRUCCIÓN DE LA GALERÍA

$$\circ \frac{P.P}{DISP} = (8' \times 0.85) \times 25 \frac{tal}{DISP} = 170 \frac{PP}{DISP}$$

$$\circ \frac{DISP}{BARR} = \frac{\left(1300 \frac{pies}{barreno}\right)}{170 PP/DISP} = 7 \frac{DISP}{barr}$$

$$\begin{aligned}
\circ \frac{TM}{DISP} &= 28.39 \frac{TM}{DISP} \\
\circ \# \frac{DISP}{LABOR} &= (4.57m^2 \times 1114 m) \times 3 \frac{TM}{m^3} = 15272.94 \frac{TM}{labor} \\
\circ &= \frac{15272.94 \frac{TM}{labor}}{28.39 \frac{TM}{DISP}} = 538 \frac{DISP}{LABOR} \\
\circ \# \frac{BARRENOS}{LABOR} &= \frac{538 \frac{DISP}{labor}}{7 \frac{DISP}{barr}} = 77 \frac{barrenos}{LABOR}
\end{aligned}$$

Para completar las galerías de 1114 m se necesitarán 77 barrenos de 8'.

B) CONSUMO DE BROCAS PARA LA CONSTRUCCIÓN DE LA GALERÍA

$$\begin{aligned}
\circ \frac{P.P}{DISP} &= (8' \times 0.85) \times 25 \frac{tal}{DISP} = 170 \frac{PP}{DISP} \\
\circ \# \frac{DISP}{BROCA} &= \frac{600 \frac{pies}{broca}}{170 \frac{PP}{DISP}} = 3 \frac{DISP}{broca} \\
\circ \# \frac{brocas}{labor} &= \frac{538 \frac{disp}{labor}}{3 \frac{disp}{broca}} = 179 \frac{brocas}{toda la labor}
\end{aligned}$$

Para completar las galerías de 1114 m se necesitarán 179 brocas.

C) CONSUMO DE MÁQUINAS PERFORADORAS PARA LA GALERÍA

$$\begin{aligned}
\circ \frac{P.P}{DISP} &= (8' \times 0.85) \times 25 \frac{tal}{DISP} = 170 \frac{PP}{DISP} \\
\circ \frac{\#DISP}{toda la labor} &= 538 \frac{DISP}{labor} \\
\circ \# \frac{DISP}{MAQ-PERF} &= \frac{100000 \frac{PP}{PERF}}{170 \frac{PP}{DISP}} = 588 \frac{DISP}{PERF}
\end{aligned}$$

$$\circ \frac{\#MAQ-PERF}{LABOR} = \frac{538 \frac{DISP}{LAB}}{588 \frac{DISP}{PERF}} = 0.92 \frac{MAQ-PERF}{LABOR} \gg \gg 1 \frac{MAQ-PERF}{LABOR}$$

Para completar las galerías de 1114 m se necesitará 1 máquina perforadora

D) CONSUMO DE LUBRICANTE PARA LA CONSTRUCCIÓN DE LA GALERÍA

$$\circ \frac{\#DISP}{toda la labor} = 538 \frac{DISP}{labor}$$

$$\circ \frac{Lubricante}{disp} = 0.25 \frac{gal}{DISP}$$

$$\circ \frac{Cant de lubricant}{lab} = 538 \frac{DISP}{lab} \times 0.25 \frac{gal}{Disp} = 134.5 \frac{galones}{labor}$$

Para completar las galerías de 1114 m se necesitarán 134.5 galones de lubricante.

E) CONSUMO DE EXPLOSIVO PARA LA CONSTRUCCIÓN DE LA GALERÍA

$$\circ \frac{Cant-exp}{disp} = 13.83 \frac{kg-exp}{DISP}$$

$$\circ \# \frac{DISP}{toda la labor} = 538 \frac{DISP}{labor}$$

$$\circ \frac{Dinamita}{labor} = 13.83 \frac{kg}{DISP} \times 538 \frac{DISP}{labor} = 7440.54 \frac{kg}{labor}$$

$$\circ \frac{\#cajas de dinamita}{labor} = \frac{7440.54 \frac{kg}{labor}}{25 \frac{kg}{caja}} = 297.6 \frac{cajas}{toda la labor}$$

Para completar las galerías de 1114 m se necesitarán 298 Cajas de dinamita 65%

F) CONSUMO DE GUÍA DE SEGURIDAD PARA LA GALERÍA

$$\circ \frac{metros}{disp} = 80.47 \frac{m}{DISP}$$

$$\circ \# \frac{DISP}{toda la labor} = 538 \frac{DISP}{labor}$$

- $\frac{\text{metros de guia}}{\text{labor}} = 80.47 \frac{m}{DISP} \times 538 \frac{DISP}{lab} = 43292.86 \frac{m}{labor}$
- $\frac{43292.86 \frac{m}{labor}}{500 \frac{m}{rollo}} = 86.59$
- $\frac{86 \frac{rollos}{labor}}{2 \frac{rollos}{caja}} = 43 \text{ cajas de guia de seguridad}$

Para completar las galerías de 1114 m se necesitarán 43 cajas de guía de seguridad.

G) CONSUMO DE FULMINANTES PARA LA GALERÍA

- $\frac{und}{DISP} = 24 \frac{und}{DISP}$
- $\# \frac{DISP}{\text{toda la labor}} = 538 \frac{DISP}{labor}$
- $\frac{\text{cajas de fulminante}}{\text{labor}} = 24 \frac{und}{DISP} \times 538 \frac{DISP}{labor} = \frac{12912 \frac{und}{lab}}{100 \frac{und}{caja}} = 129.12 \frac{cajas}{labor}$

Para completar las galerías de 1114 m se necesitarán 129 cajas de fulminante

H) CONSUMO DE AIRE COMPRIMIDO PARA LA GALERÍA

- $\frac{tiemp}{tal} = 0.055 \frac{hr}{tal} \times 25 \frac{tal}{DISP} = 1.38 \frac{Hr}{DISP}$
- $\# \frac{DISP}{\text{toda la labor}} = 538 \frac{DISP}{labor}$
- $\# \text{HORAS de USO aire comprimido} = 538 \frac{DISP}{lab} \times 1.365 \frac{Hr}{DISP} = 735 \frac{Hr}{lab}$

Para completar las galerías de 1114 m se necesitarán 735 horas de aire comprimido

Tabla 5.8 Requerimientos para la construcción de la galería de 1114 metros

N°	ITEM	CANT	UND
1	DINAMITA 65%	298	CAJA
2	GUIA DE SEGURIDAD	43	CAJA
3	FULMINANTES	129	CAJA
4	PERFORADORAS	1	UND
5	BARRENOS 8'	77	UND
6	BROCAS	179	UND
7	AIRE COMPRIMIDO	735	HOR
8	LUBRICANTE	134.5	GAL

Fuente: Elaboración propia.

Se muestra los requerimientos de voladura y perforación para desarrollar la construcción de las galerías que faltan completar en las reservas remanentes.

I) TIEMPO DE CONSTRUCCIÓN DE LA GALERÍA DE 1114 METROS

- $\frac{AVANCE}{DIA} = (8' \times 0.85) \times 0.3048 \frac{m}{pie} \times 2 \frac{gd}{dia} = 4.15 \frac{m}{dia}$
- $\frac{AVANCE}{MES} = 4.15 \frac{m}{dia} \times 25 \frac{dias}{MES} = 103.75 \frac{m}{MES}$
- $tiempo\ de\ construccion = \frac{1114 \frac{m}{galeria}}{103.75 \frac{m}{mes}} = 10.75 \frac{meses}{labor} \gg$

10 MESES 18 dias

REQUERIMIENTOS PARA CHIMENEAS PENDIENTES

Tabla 5.10 (a), Datos de Chimeneas.

Avance pendiente	439			m/labor
PP/DISP	75.6			PP/disp
#Disp/LABOR	266.96	266		#DISP/toda las chimeneas
Cant expl/disp (QTT)	6.38			kg/disp
m - guia/DISP	38.04			m/DISP
Fulm/disp	15.00			und
tiemp/tal	0.05			Hr/tal
	Barreno 6'	Brocas	maq-perf	lubricante
#Disp/(barr-bro-maq)	15.87	7.94	1322.75	4
	15	7	1322	4
	dinamita	guia	fulminantes	aire comprimido
kg expl/labor	1697.08	10118.64	3990	0.765
peso/ caja	25	500	100	203.579

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 5.10 (b) Requerimientos para la construcción de Chimeneas de 439 metros.

N°	ITEM	CANT	UND
1	DINAMITA 65%	68	CAJA
2	GUIA DE SEGURIDAD	10	CAJA
3	FULMINANTES	40	CAJA
4	PERFORADORAS	0.2	UND
5	BARRENOS 8'	18	UND
6	BROCAS	38	UND
7	AIRE COMPRIMIDO	204	HOR
8	LUBRICANTE	66.5	GAL

Fuente: Elaboración propia.

TIEMPO DE CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEAS PENDIENTES 439 METROS

$$\circ \frac{AVANCE}{DIA} = (6' \times 0.90) \times 0.3048 \frac{m}{pie} \times 2 \frac{gd}{dia} = 3.29 \frac{m}{dia}$$

$$\circ \frac{AVANCE}{MES} = 3.29 \frac{m}{dia} \times 25 \frac{dias}{MES} = 82.3 \frac{m}{MES}$$

$$\circ \text{ tiempo de construcción} = \frac{439 \frac{m}{Sbn}}{82.3 \frac{m}{mes}} = 5.33 \frac{meses}{labor}$$

REQUERIMIENTOS PARA TAJOS PENDIENTES

Tabla 5.11 (a), Datos de Tajo/ Corte Parcial

Avance pendiente	1.37		m/labor	
PP/DISP	171		PP/disp	
#Disp/LABOR	1.00	1	#DISP/toda la galeria	
Cant expl/disp (QTT)	12.15		kg/disp	
m - guia/DISP	62.79		m/DISP	
Fulm/disp	44.00		und	
tiemp/tal	0.05		Hr/tal	
	Barreno 5'	Brocas	maq-perf	lubricante
#Disp/(barr-bro-maq)	5.85	3.51	584.80	4
	5	3	584	4
	dinamita	guia	fulminantes	aire comprimido
kg expl/labor	12.15	62.79	44	2.077
peso/ caja	25	500	100	2.077

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 5.11 (b) Requerimientos para la construcción de Tajos pendientes.

N° ITEM	CORTE PARCIAL DE 8 metros		cp	block		reserva		
	corte parcial completo		4	83.49	cajas /bloc	13.22	cajas/reserva	
	CANT-und	# CAJAS	UND	frentes	disp/block	blocks		
			und/disp	und/disp	cajas	und/disp		
1 DINAMITA 65%	145.80	0.49	CAJA	583.200	48691.4	2145.7	643699.9	2146
2 GUIA DE SEGURIDAD	62.79	0.06	CAJA	251.160	20969.3	277.2	277214.8	277
3 FULMINANTES	44.00	0.44	CAJA	176.000	14694.2	1942.6	194257.9	1943
4 PERFORADORAS	0.00	0.00	UND	0.007	0.6	1.0	7.6	7
5 BARRENOS 8'	0.20	0.20	UND	0.800	66.8	66.0	883.0	883
6 BROCAS	0.33	0.33	UND	1.333	111.3	111.0	1471.7	1471
7 AIRE COMPRIMIDO	2.08	2.08	HOR	8.309	693.7	693.7	9171.3	9171
8 LUBRICANTE	0.25	0.25	GAL	1.000	83.5	83.5	1103.7	1104

Fuente: Elaboración propia.

Para calcular los requerimientos que se emplearan en el Tajo, se plantea primero los necesarios para un corte parcial de 8m de longitud, atacando 4 frentes por disparo que generaran 26.32 toneladas de mineral para cumplir lo planificado.

Un bloque de mineral tiene 83.49 cortes parciales, y las reservas programadas a explotar consta de 13.22 bloques, como indica la tabla N°5.12 de tonelajes en el tajo.

Tabla N°5.12 Tonelajes en el Tajo.

ITEM	Q (TM)	# CORTES PARCIALES
RESERVAS DE MINERAL REMANENTES	29031	4412.01
BLOCK	2196	333.74
REBANADA	82.3	12.51
CORTE PARCIAL	6.58	1

Fuente: Elaboración propia.

Se muestra la cantidad de toneladas de mineral existentes en las reservas remanentes, las que se encuentran en un bloque de mineral, una rebanada y un corte parcial.

TIEMPO DE EXPLOTACIÓN DE LOS TAJOS REMANENTES

$$\circ \frac{TM}{DIA} = \left((5' \times 0.90) \times 0.3048 \frac{m}{pie} \times 8 \times 1 \right) \times \frac{3TM}{m^3} \times 4 \frac{Frentes}{disp} = 131.67 \frac{Tm}{dia}$$

$$\circ \frac{Tm}{Block} = 10\,980 \frac{Tm}{Block \text{ (min + esteril)}}$$

$$\circ \text{ tiempo de explotación} = \frac{10980}{131.67} = 83.39 \frac{dias}{block}$$

$$\circ \frac{83.39 \frac{dias}{block}}{25 \frac{dias}{mes}} = 3.34 \frac{meses}{block}$$

$$\circ 3.34 \frac{meses}{block} \times 13.22 \frac{blocks}{Remanentes} = 44.15 \frac{meses}{veta \text{ Rosario}}$$

RESUMEN DE LOS REQUERIMIENTOS PARA LABORES REMANENTES

Tabla N°5.14, Requerimientos para labores remanentes

FALTANTES		GALERIA	SUB - NIVEL	CHIMENEAS	TAJOS		
		1114	1300.00	439	604		
N°	ITEM	CANTIDAD EN CAJAS - BARRENOS - PERFORADORAS				TOTAL	
1	DINAMITA 65%	298	206	68	2146	2718	CAJA
2	GUIA DE SEGURIDAD	43	30	10	277	361	CAJA
3	FULMINANTES	129	119	40	1943	2230	CAJA
4	PERFORADORAS	1	1	1.0	7	10.0	UND
5	BARRENOS 8'	77	53	18	883	1030	UND
6	BROCAS	179	113	38	1471	1801	UND
7	AIRE COMPRIMIDO	735	605	204	9171	10715	HOR
8	LUBRICANTE	135	198	67	1104	1502	GAL

Fuente: Elaboración propia.

En la columna de color rojo se muestra la cantidad de cajas de explosivos y accesorios junto con las herramientas que han de ser necesarios para realizar las labores pendientes en galerías, subniveles, chimeneas y tajos.

TIEMPOS DE ACTIVIDAD EN LAS LABORES PENDIENTES

Tabla N°5.15, Tiempos de construcción de labores pendientes

N°	LABOR	CANT FALTANTE	TON/LABOR	VIDA /LABOR
		PENDIENTES	TM	MESES
1	GALERIA	1114	15272.94	11
2	SUBNIVEL	1300	7020	16
3	CHIMENEA	438.5	2367.9	5
4	TAJO	512	29031	44

Fuente: Elaboración propia.

Se muestra la cantidad de metros por ejecutar, la cantidad de toneladas que se extraerán en los metros faltantes por realizar y los meses que demorará cada labor por completar su ejecución.

5.3 EXPANSIÓN DE OPERACIONES A LA VETA CARMEN

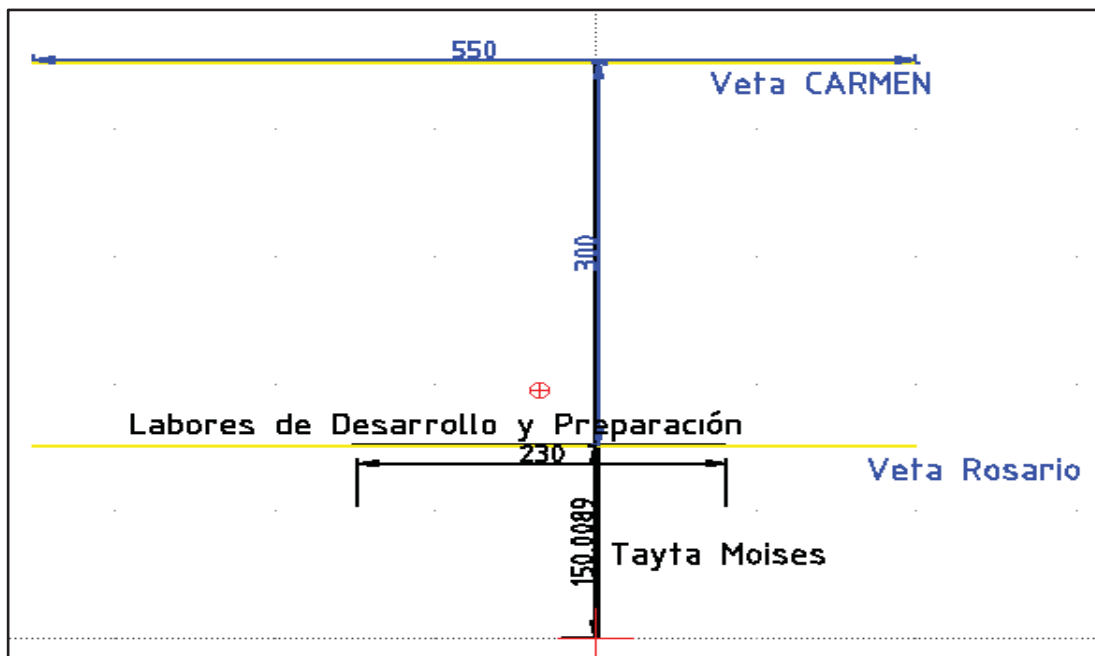
Veta Carmen:

Según los datos geológicos de la Compañía Minera Poderosa S.A.C- Unidad Santa María, de la formación de las vetas en el área de estudio, la veta Rosario pertenece a una familia de vetas

ramificadas gemelas en dirección paralela, es decir que los estudios geológicos indican la existencia de una veta llamada Carmen con características muy similares a la veta Rosario, que va separada un aproximado de 300 m con el mismo rumbo.

Basándonos en el estudio geológico la Veta Carmen y la Veta Rosario tienen una similitud de características, se asumirá las mismas condiciones para ubicarlas, tomando en cuenta la misma dirección de formación de la veta con el mismo rumbo de W-E, para llegar a esta veta Carmen es necesario construir un crucero que cortará la nueva veta Carmen con un aproximado de 300 m de longitud como se muestra en la **figura N°5.5** y asumiendo la misma potencia que la veta Rosario tendrá de 0.2 – 0.5 m de ancho y la longitud de la veta se asemejará a la veta Carmen con 0.50 km.

Figura N°5.11 – Distancia de la Veta Rosario a la veta Carmen.



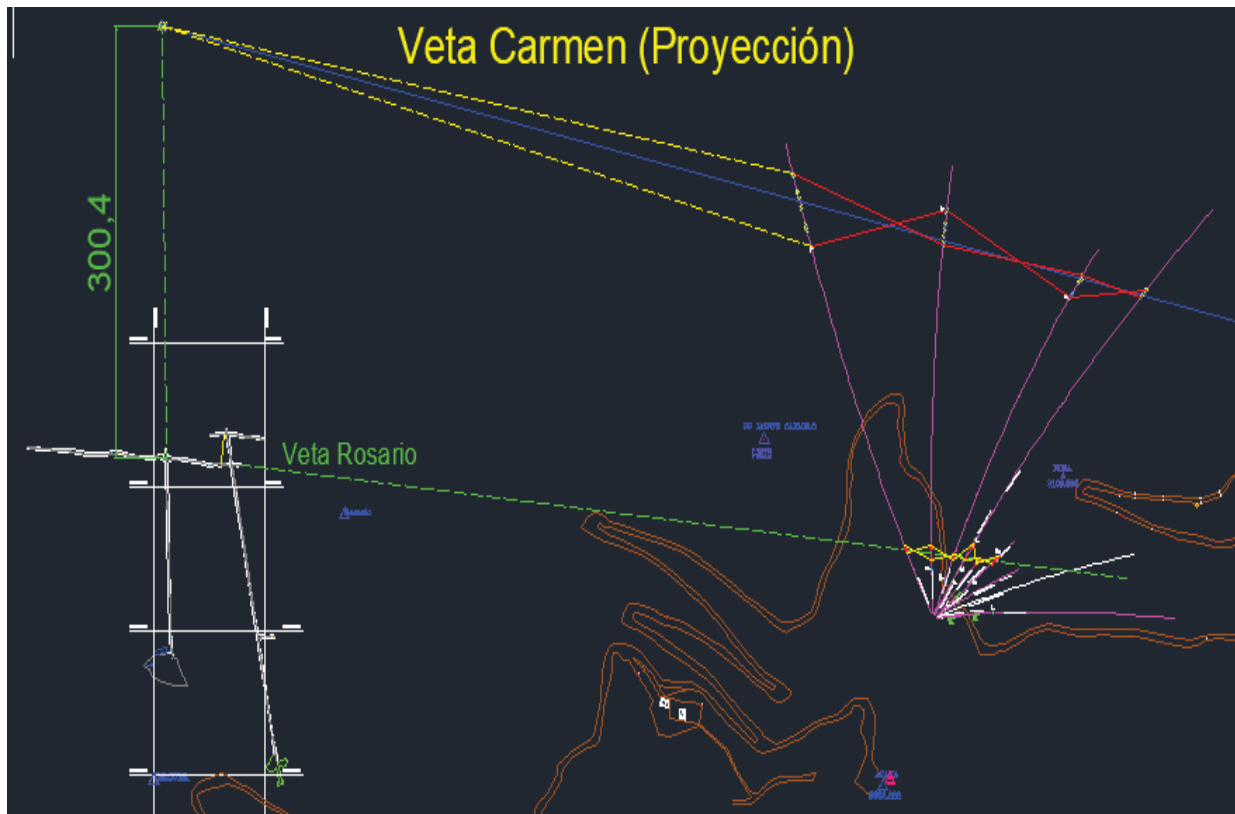
Fuente: Elaboración Propia.

Se observa en la **Figura N° 5.6**, donde se detalla las labores realizadas para la veta Rosario con 230 m de galería, el crucero Tayta Moises con 150 m desarrollados y el nuevo crucero planteado hacia la veta Carmen con 300 m aproximadamente.

La ubicación de la nueva Veta Carmen estará en condiciones similares a la veta Rosario con un ancho de potencia de 0.2 a 0.5 m y una longitud y altura de 0.5 km, estas estimaciones están basadas en las perforaciones diamantinas que realizó el proyecto minero Poderosa S.A.C – en la Unidad Santa María por prospección del área en estudio.

Se realizó una interpolación de los datos geológicos de la zona en estudio y se proyecta la galería Tayta Moises 300 m aproximadamente hasta cortar la veta Carmen para empezar su explotación como mostramos en la **Figura 5.7** de Perforaciones Diamantinas.

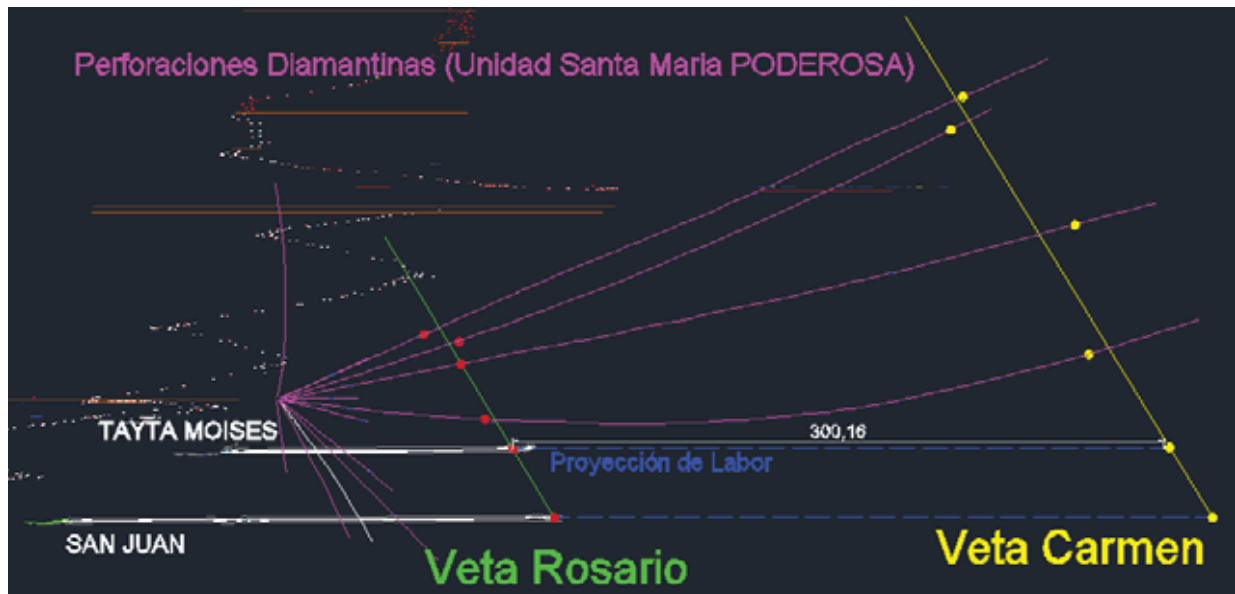
Figura 5.12 (a) – Perforaciones Diamantinas – Unidad Santa María (Vista en planta)



Fuente: Elaboración propia.

La veta Rosario tiene dirección E-W en Víctor Jesús como se muestra en la parte izquierda de la figura y es explotada en la Unidad de Santa María con la misma orientación en la parte derecha de la imagen, dentro de los estudios de las perforaciones diamantinas de Santa María se encontró la veta Carmen con similitudes a la veta Rosario y haciendo una prolongación en su extensión pasaría por Víctor Jesús a unos 300 m aproximadamente.

Figura 5.12 (b) – Perforaciones Diamantinas – Unidad Santa María (Vista en Perfil)



Fuente: Elaboración propia.

Se muestra las perforaciones diamantinas que realizó la Unidad Santa María en vista perfil, encontrando la veta Rosario y veta Carmen, en la cual se detalla las características de similitud de ambas vetas llegando a la conclusión de ser vetas paralelas por su orientación con un buzamiento de $N 70^\circ$, con esta orientación e inclinación se proyecta avanzar una cortada en Víctor Jesús para encontrar la veta Carmen.

5.3.1 Construcción de la Cortada a la veta Carmen

A) Datos usados en Galerías en la veta Rosario:

• Sección	4.57 m ²
• Peso específico	3 Tm/m ³
• Longitud de la cortada	300 m
• Longitud de taladro	8'
• Eficiencia de perforación	85%
• Número de taladros perforados	25 und
• Número de taladros cargados	24 und
• Número de cartuchos por taladro	7 und
• Número de cartuchos por disparo	168 und
• Número de fulminantes por disparo	24 und
• Metros de guía de seguridad por disparo	80.5 m
• Toneladas por disparo	28.39 Tm
• Cantidad de explosivos por disparo	13.83 kg/Tm

B) Requerimientos para la construcción de la cortada:

b.1) Consumo de barrenos para la construcción de la cortada

$$\begin{aligned} \circ \frac{P.P}{DISP} &= (8' \times 0.85) \times 25 \frac{tal}{DISP} = 170 \frac{PP}{DISP} \\ \circ \frac{DISP}{BARR} &= \frac{\left(1300 \frac{pies}{barreno}\right)}{170 PP/DISP} = 7 \frac{DISP}{barr} \\ \circ \frac{TM}{DISP} &= 28.39 \frac{TM}{DISP} \\ \circ \# \frac{DISP}{LABOR} &= (4.57m^2 \times 300 m) \times 3 \frac{TM}{m^3} = 4113 \frac{TM}{labor} \\ \circ &= \frac{4113 \frac{TM}{labor}}{28.39 \frac{TM}{DISP}} = 145 \frac{DISP}{LABOR} \\ \circ \# \frac{BARRENOS}{LABOR} &= \frac{145 \frac{DISP}{labor}}{7 \frac{DISP}{barr}} = 21 \frac{barrenos}{LABOR} \end{aligned}$$

Para completar las galerías de 1114 m se necesitarán 21 barrenos de 8'.

b.2) Consumo de brocas para la construcción de la cortada

$$\begin{aligned} \circ \frac{P.P}{DISP} &= (8' \times 0.85) \times 25 \frac{tal}{DISP} = 170 \frac{PP}{DISP} \\ \circ \# \frac{DISP}{BROCA} &= \frac{600 \frac{pies}{broca}}{170 \frac{PP}{DISP}} = 3 \frac{DISP}{broca} \\ \circ \# \frac{brocas}{labor} &= \frac{145 \frac{disp}{labor}}{3 \frac{disp}{broca}} = 48 \frac{brocas}{toda la labor} \end{aligned}$$

Para completar la cortada de 300 m, se necesitarán 48 brocas.

b.3) Consumo de máquinas perforadoras para la cortada

- $\frac{P.P}{DISP} = (8' \times 0.85) \times 25 \frac{tal}{DISP} = 170 \frac{PP}{DISP}$
- $\frac{\#DISP}{toda\ la\ labor} = 145 \frac{DISP}{labor}$
- $\# \frac{DISP}{MAQ-PERF} = \frac{100000 \frac{PP}{PERF}}{170 \frac{PP}{DISP}} = 588 \frac{DISP}{PERF}$
- $\frac{\#MAQ-PERF}{LABOR} = \frac{145 \frac{DISP}{LAB}}{588 \frac{DISP}{PERF}} = 0.24 \frac{MAQ-PERF}{LABOR} \gg \gg 1 \frac{MAQ-PERF}{LABOR}$

Para completar la cortada de 300 m se necesitará 1 máquina perforadora

b.4) Consumo de lubricante para la construcción de la cortada

- $\frac{\#DISP}{toda\ la\ labor} = 145 \frac{DISP}{labor}$
- $\frac{Lubricante}{disp} = 0.25 \frac{gal}{DISP}$
- $\frac{Cant\ de\ lubricant}{lab} = 145 \frac{DISP}{lab} \times 0.25 \frac{gal}{Disp} = 36.25 \frac{galones}{labor}$

Para completar la cortada de 300 m se necesitarán 36.25 galones de lubricante.

b.5) Consumo de explosivo para la construcción de la cortada

- $\frac{Cant-exp}{disp} = 13.83 \frac{kg-exp}{DISP}$
- $\# \frac{DISP}{toda\ la\ labor} = 145 \frac{DISP}{labor}$
- $\frac{Dinamita}{labor} = 13.83 \frac{kg}{DISP} \times 145 \frac{DISP}{labor} = 2005.35 \frac{kg}{labor}$
- $\frac{\#cajas\ de\ dinamita}{labor} = \frac{2005.35 \frac{kg}{labor}}{25 \frac{kg}{caja}} = 80.214 \frac{cajas}{toda\ la\ labor}$

Para completar la cortada de 300 m se necesitarán 80 Cajas de dinamita 65%

b.6) Consumo de guía de seguridad para la cortada

- $\frac{\text{metros}}{\text{disp}} = 80.47 \frac{m}{DISP}$
- $\# \frac{DISP}{\text{toda la labor}} = 145 \frac{DISP}{labor}$
- $\frac{\text{metros de guía}}{\text{labor}} = 80.47 \frac{m}{DISP} \times 145 \frac{DISP}{lab} = 11668.15 \frac{m}{labor}$
- $\frac{11668.15 \frac{m}{labor}}{500 \frac{m}{rollo}} = 24$
- $\frac{24 \frac{rollos}{labor}}{2 \frac{rollos}{caja}} = 12 \text{ cajas de guía de seguridad}$

Para completar la cortada de 300 m se necesitarán 12 cajas de guía de seguridad

b.7) Consumo de fulminantes para la galería

- $\frac{und}{DISP} = 24 \frac{und}{DISP}$
- $\# \frac{DISP}{\text{toda la labor}} = 145 \frac{DISP}{labor}$
- $\frac{\text{cajas de fulminante}}{\text{labor}} = 24 \frac{und}{DISP} \times 145 \frac{DISP}{labor} = \frac{3480 \frac{und}{lab}}{100 \frac{und}{caja}} = 34.8 \frac{cajas}{labor}$

Para completar la cortada de 300 m se necesitarán 35 cajas de fulminante

b.8) Consumo de aire comprimido para la cortada

- $\frac{\text{tiemp}}{\text{tal}} = 0.055 \frac{hr}{tal} \times 25 \frac{tal}{DISP} = 1.365 \frac{Hr}{DISP}$
- $\# \frac{DISP}{\text{toda la labor}} = 145 \frac{DISP}{labor}$

$$\circ \# \text{ HORAS de USO aire comprimido} = 145 \frac{\text{DISP}}{\text{lab}} \times 1.365 \frac{\text{Hr}}{\text{DISP}} = 197.9 \frac{\text{Hr}}{\text{lab}}$$

Para completar la cortada de 300 m se necesitarán 197.9 horas de aire comprimido

Tabla N° 5.16, Requerimientos para la construcción de la cortada de 300 m

N°	ITEM	CANT	UND
1	DINAMITA 65%	80	CAJA
2	GUIA DE SEGURIDAD	12	CAJA
3	FULMINANTES	35	CAJA
4	PERFORADORAS	1	UND
5	BARRENOS 8'	21	UND
6	BROCAS	48	UND
7	AIRE COMPRIMIDO	199	HOR
8	LUBRICANTE	36.25	GAL

Fuente: Elaboración propia.

Se observa una columna de color azul con los requerimientos de explosivos y equipos necesarios para construir un crucero de 300 m de longitud para encontrar la veta Carmen.

C) TIEMPO DE CONSTRUCCIÓN DE LA CORTADA

$$\circ \frac{\text{AVANCE}}{\text{DIA}} = (8' \times 0.85) \times 0.3048 \frac{\text{m}}{\text{pie}} \times 2 \frac{\text{gd}}{\text{dia}} = 4.15 \frac{\text{m}}{\text{dia}}$$

$$\circ \frac{\text{AVANCE}}{\text{MES}} = 4.15 \frac{\text{m}}{\text{dia}} \times 25 \frac{\text{dias}}{\text{MES}} = 103.75 \frac{\text{m}}{\text{MES}}$$

$$\circ \text{ tiempo de construcción} = \frac{300 \frac{\text{m}}{\text{galeria}}}{103.75 \frac{\text{m}}{\text{mes}}}$$

$$\circ = 2.89 \frac{\text{meses}}{\text{labor}} \gg \gg 2 \text{ meses } 22 \text{ dias}$$

CAPÍTULO VI

EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL PROYECTO MINERO VÍCTOR JESUS

6.1 ELABORACIÓN DE FLUJO DE CAJA PARA EL PROYECTO

En este capítulo se analizará los costos y beneficios netos de la propuesta de incremento de producción y expansión que se hará a Minera Víctor SAC, requiriendo los costos operativos asociados a la propuesta de incremento de producción en una primera fase y los costos de expansión que generaran la ejecución de dicha labor.

La segunda parte es el cálculo de ingresos asociados al pronóstico de producción que se calculó en la sección anterior, para esto se hará un análisis de sensibilidad en el que se

complete una variación de leyes de 6 a 25 gr/Ton. Posteriormente se procederá a hacer el análisis de flujo de caja y el cálculo de los parámetros para tomar decisiones con los indicadores de Valor Actual Neto, Tasa de Retorno, relación Beneficio/Costo.

El proyecto será rentable si al final de su vida útil el valor presente del flujo de ingresos neto es mayor que cero, cuando estos fondos se actualizan haciendo uso de una tasa de descuento para el inversionista.

El proyecto se justificará solo si es cierto, que el ingreso neto que puede obtenerse al final de su vida útil es mayor que el ingreso neto que se obtendría durante el mismo periodo.

6.1.1 Costos Operativos de labores de la propuesta de incremento de producción

COSTOS DE EXPLOTACIÓN DE LABORES DE LA PROPUESTA DE INCREMENTO DE PRODUCCIÓN EN GALERÍA:

A. CÁLCULO DE COSTO DE EXPLOSIVOS

Tabla N°6.1, Precio de explosivos

ITEM	precio	und
dinamita 65%	149	US \$/caja
fulminante N° 6	35	US \$/caja
Mecha lenta (blanca)	380	US \$/1 000 m

Fuente: Elaboración propia.

Costo total del explosivo por frente perforado

Tabla N°6.2, Precio por cartucho

ITEM	PRECIO	UND	CANTIDAD
dinamita 65%	149	US\$/caja	300 und
cart	0.497	US\$/und	

Fuente: Elaboración propia.

$$\circ \text{Dinamita } 65\% = 0.49 \frac{\text{US\$}}{\text{und}} \times 168 \frac{\text{und}}{\text{disp}} = 82.32 \frac{\text{US\$}}{\text{disp}}$$

$$\circ \frac{\text{Costo}}{\text{tal}} = 82.32 \frac{\text{US\$}}{\text{disp}} \times \frac{1 \text{ disp}}{24 \text{ tal}} = 3.43 \frac{\text{US\$}}{\text{tal}}$$

En 2.07 metros fragmentados el costo por dinamita es 82.32 US\$/DISP.

Costo total del fulminante N°6 por frente perforado

Tabla N°6.3, Precio por fulminante

ITEM	PRECIO	UND	CANTIDAD	
fulminante N°6	35	US\$/caja	100	und
ful. Und	0.35	US\$/und		

Fuente: Elaboración propia.

$$\circ \text{ Fulminante N}^\circ 6 = 0.35 \frac{\text{US\$}}{\text{und}} \times 24 \frac{\text{und}}{\text{disp}} = 8.40 \frac{\text{US\$}}{\text{disp}}$$

$$\circ \frac{\text{Costo}}{\text{tal}} = 8.40 \frac{\text{US\$}}{\text{disp}} \times \frac{1 \text{ disp}}{24 \text{ tal}} = 1.27 \frac{\text{US\$}}{\text{tal}}$$

En 2.07 metros fragmentados el costo de fulminante N°6 es 8.40 US\$/DISP.

Costo de mecha lenta por frente perforado

Tabla N°6.3, Precio por metro de mecha de seguridad.

ITEM	PRECIO	UND	CANTIDAD	
mecha lenta	380	\$/caja	1000	m
mecha lenta	0.38	\$/m		

Fuente: Elaboración propia.

$$\circ \text{ Mecha lenta} = 0.38 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} \times (24 \text{ tal} \times (8' + 3') 0.3048) = 30.57 \frac{\text{US\$}}{\text{disp}}$$

$$\circ \frac{\text{Costo}}{\text{tal}} = 30.57 \frac{\text{US\$}}{\text{disp}} \times \frac{1 \text{ disp}}{24 \text{ tal}} = 1.27 \frac{\text{US\$}}{\text{tal}}$$

En 2.07 metros fragmentados el costo de mecha lenta es 30.57 US\$/DISP.

Tabla N°6.4, Resumen descriptivo de los costos de explosivos y accesorios

ITEM		und
Explosivos 65%	82.32	US\$/DISP
Fulminates N° 6	8.4	US\$/DISP
Mecha de seguridad	30.57	US\$/DISP
por 2.07 metros fragmentados	121.29	US\$ /DISP

Fuente: Elaboración propia.

Cálculo del factor de carga y factor de potencia

Tabla N°6.5, Datos operacionales para cálculos de factor de carga y factor de potencia.

ITEM	Und	
peso del explosivo/caja	25	Kg
Número de cartuchos/caja	300	und
Número de cartuchos /frente	168	und
volumen roto	9.45	m ³
Tonelaje roto	28.39	TM

Fuente: Elaboración propia.

Factor de Carga:

$$\circ 25 \frac{kg}{caja} \times \frac{1 caja}{300 und} \times 168 \frac{und}{frente} \times \frac{1 frente}{9.45 m^3} = 1.48 \frac{kg}{m^3}$$

Factor de Potencia:

$$\circ 25 \frac{kg}{caja} \times \frac{1 caja}{300 und} \times 168 \frac{und}{frente} \times \frac{1 frente}{28.39 TM} = 0.49 \frac{kg}{TM}$$

B. CÁLCULO DE COSTOS DE PERFORACIÓN

COSTO DE OPERACIÓN

a) Máquina perforadora JACK LEG

Tabla N°6.6, Características de máquina perforadora Jack-leg.

ITEM	VALOR	UND
Precio de adquisición	4500	US\$
Vida útil	100000	p.p.

Fuente: Elaboración propia.

$$\circ \text{Depreciación de la máquina} = \frac{4500US\$}{100000 p.p} = 0.45 \frac{US\$}{p.p} \times \frac{1pie}{0.3048m} = 0.147 \frac{US\$}{m-p}$$

○ *Mantenimiento y reparación de la máquina, se toma el 70% de su costo*

- $MR = \frac{4500 \text{ US\$}}{100000 \text{ p.p}} \times 0.70 \times \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 \text{ m}} = 0.10 \frac{\text{US\$}}{\text{m-p}}$
- $\text{Costo de máquina} = 0.147 \frac{\text{US\$}}{\text{m-p}} + 0.10 \frac{\text{US\$}}{\text{m-p}} = 0.247 \frac{\text{US\$}}{\text{metro perforado}}$
- $\frac{\text{Costo}}{\text{frente perforado}} = 0.247 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} \times 25 \frac{\text{tal}}{\text{frente}} \times 2.07 \frac{\text{m}}{\text{tal}} = 12.78 \frac{\text{US\$}}{\text{frente}}$
- $\frac{\text{Costo}}{\text{tal}} = 12.78 \frac{\text{US\$}}{\text{frente}} \times \frac{1 \text{ frente}}{25 \text{ tal}} = 0.51 \frac{\text{US\$}}{\text{tal}}$

En 2.07 metros perforados el costo de máquina es de 12.78 US\$/DISP.

b) Costo de barreno

Tabla N°6.7, Características de barrenos de perforación.

Se usan barrenos de	5'	6'	8'	und
Costo de adquisición	83	148	310	US\$
Vida útil	1000	1200	1300	p.p.

Fuente: Elaboración propia.

Para barrenos de 8':

- $\text{Depreciación} = \frac{310 \text{ US\$}}{1300 \text{ p.p}} = 0.238 \frac{\text{US\$}}{\text{p.p}} \times \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 \text{ m}} = 0.78 \frac{\text{US\$}}{\text{m-p}}$
- $\text{Costo de mant. (20\% de depreciación)} = 0.78 \times 0.20 = 0.156 \frac{\text{US\$}}{\text{m-p}}$
- $\text{Costo total de barrenos} = 0.78 + 0.156 = 0.936 \frac{\text{US\$}}{\text{m-p}}$
- $\frac{\text{Costo}}{\text{frente}} = 25 \frac{\text{tal}}{\text{disp}} \times 0.936 \frac{\text{US\$}}{\text{m-p}} \times 2.07 \frac{\text{m}}{\text{tal}} = 48.44 \frac{\text{US\$}}{\text{disp}}$
- $\frac{\text{Costo}}{\text{tal}} = 48.44 \frac{\text{US\$}}{\text{disp}} \times \frac{1 \text{ disp}}{25 \text{ tal}} = 1.94 \frac{\text{US\$}}{\text{tal}}$

En 2.07 metros perforados el costo del barreno es de 48.44 \$/DISP.

Para barrenos de 6':

- $Depreciación = \frac{148 \text{ US\$}}{1200 \text{ p.p}} = 0.238 \frac{\text{US\$}}{\text{p.p}} \times \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 \text{ m}} = 0.40 \frac{\text{US\$}}{\text{m-p}}$
- $Costo \text{ de mant. (20\% de depreciación)} = 0.40 \times 0.20 = 0.08 \frac{\text{US\$}}{\text{m-p}}$
- $Costo \text{ total de barrenos} = 0.40 + 0.08 = 0.48 \frac{\text{US\$}}{\text{m-p}}$
- $\frac{Costo}{frente} = 25 \frac{\text{tal}}{\text{disp}} \times 0.48 \frac{\text{US\$}}{\text{m-p}} \times 2.07 \frac{\text{m}}{\text{tal}} = 24.84 \frac{\text{US\$}}{\text{disp}}$
- $\frac{Costo}{tal} = 24.84 \frac{\text{US\$}}{\text{disp}} \times \frac{1 \text{ disp}}{25 \text{ tal}} = 0.99 \frac{\text{US\$}}{\text{tal}}$

Para barrenos de 5':

- $Depreciación = \frac{83 \text{ US\$}}{1000 \text{ p.p}} = 0.083 \frac{\text{US\$}}{\text{p.p}} \times \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 \text{ m}} = 0.27 \frac{\text{US\$}}{\text{m-p}}$
- $Costo \text{ de mant. (20\% de depreciación)} = 0.27 \times 0.20 = 0.05 \frac{\text{US\$}}{\text{m-p}}$
- $Costo \text{ total de barrenos} = 0.05 + 0.27 = 0.32 \frac{\text{US\$}}{\text{m-p}}$
- $\frac{Costo}{frente} = 25 \frac{\text{tal}}{\text{disp}} \times 0.32 \frac{\text{US\$}}{\text{m-p}} \times 2.07 \frac{\text{m}}{\text{tal}} = 16.56 \frac{\text{US\$}}{\text{disp}}$
- $\frac{Costo}{tal} = 16.56 \frac{\text{US\$}}{\text{disp}} \times \frac{1 \text{ disp}}{25 \text{ tal}} = 0.66 \frac{\text{US\$}}{\text{tal}}$

c) Costo de lubricante

Tabla N°6.8, Características del lubricante.

Consumo de aceite por frente de perforación	0.25 galones
Precio por galón	4 US\$/gal

Fuente: Elaboración propia.

$$\circ \text{ Costo de mant.} = 4 \frac{\text{US\$}}{\text{gal}} \times 0.25 \frac{\text{gal}}{\text{frente}} \times \frac{1 \text{ frente}}{25 \text{ tal}} \times \frac{1 \text{ tal}}{2.07 \text{ m}} = 0.019 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

$$\circ \frac{\text{Costo}}{\text{frente}} = 0.019 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} \times 2.07 \frac{\text{m}}{\text{tal}} \times 25 \frac{\text{tal}}{\text{frente}} = 0.98 \frac{\text{US\$}}{\text{frente}}$$

En 2.07 metros perforados el costo del lubricante es de 1 \$/DISP.

d) Costo de brocas

Tabla N° 6.9, Características de la broca.

Costo de broca	30	US\$
Vida útil de acuerdo al reporte	600	p.p

Fuente: Elaboración propia.

$$\circ \text{ Depreciación} = \frac{30 \text{ US\$}}{600 \text{ p.p}} \times \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 \text{ m}} = 0.164 \frac{\text{US\$}}{\text{m-p}}$$

$$\circ \frac{\text{Costo}}{\text{frente}} = 0.164 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} \times 2.07 \frac{\text{m}}{\text{tal}} \times 25 \frac{\text{tal}}{\text{frente}} = 8.48 \frac{\text{US\$}}{\text{frente}}$$

En 2.07 metros perforados el costo de la broca es de 8.48 \$/DISP.

e) Costo de aire comprimido

$$\circ \text{ Precio aire comprimido} = 18.18 \text{ US} \frac{\text{US\$}}{\text{Hora}}$$

$$\circ \frac{\text{Horas}}{\text{tal}} = 3.28 \frac{\text{min}}{\text{tal}} \times \frac{1 \text{ hora}}{60 \text{ minutos}} = 0.0546 \frac{\text{Horas}}{\text{tal}}$$

$$\circ \frac{\text{Costo aire comprimido}}{\text{tal}} = 0.0546 \frac{\text{hr}}{\text{tal}} \times 18.18 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}} \times \frac{1 \text{ tal}}{2.07 \text{ m}} = 0.48 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

$$\circ \frac{\text{Costo}}{\text{frente}} = 0.48 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} \times 25 \frac{\text{tal}}{\text{frente}} \times 2.07 \frac{\text{m}}{\text{frente}} = 24.84 \frac{\text{US\$}}{\text{frente}}$$

$$\circ \frac{\text{Costo}}{\text{tal}} = 24.84 \frac{\text{US\$}}{\text{frente}} \times \frac{1 \text{ disp}}{25 \text{ tal}} = 0.99 \frac{\text{US\$}}{\text{tal}}$$

**RESUMEN DESCRIPTIVO DE COSTO DE EXPLOSIVOS Y COSTO DE EQUIPOS,
ACCESORIOS Y MANO DE OBRA UTILIZADOS EN GALERÍAS**

Tabla N°6.11, Costos de explotación en galería.

RESUMEN DESCRIPTIVO DE COSTO EXPLOSIVO Y COSTO DE EQUIPO, ACCESORIOS Y MANO DE OBRA US\$/DISP						
N°	ITEM	VALOR	UND	TM/DISP	COSTO OPERATIVO US\$/TM	
1	explosivo 65%	83.44	US\$/DISP	28.39	2.94	US\$ / TM
2	fulminante N°6	8.40	US\$/DISP		0.30	US\$ / TM
3	mecha lenta	30.58	US\$/DISP		1.08	US\$ / TM
4	aire comprimido	24.85	US\$/DISP		0.88	US\$ / TM
5	maquina perforadora	13.01	US\$/DISP		0.46	US\$ / TM
6	barreno	48.65	US\$/DISP		1.71	US\$ / TM
7	lubricante	1.00	US\$/DISP		0.04	US\$ / TM
8	broca	8.50	US\$/DISP		0.30	US\$ / TM
9	mano de obra	9.78	US\$/DISP		0.34	US\$ / TM
TOTAL		228.20	US\$/DISP		8.04	US\$ / TM

Fuente: Elaboración propia.

COSTOS DE EXPLOTACIÓN DE LABORES DE LA PROPUESTA DE INCREMENTO DE PRODUCCIÓN EN SUBNIVELES:

Mostraremos los datos sintetizados de cada labor en las tablas siguientes:

Tabla N°6.12, Precio de explosivos.

ITEM	precio	und	CANTIDAD	
dinamita 65%	149	US \$/caja	300	CART
fulminante N° 6	35	US \$/caja	100	UND
Mecha lenta (blanca)	380	US \$/1 000 m	1000	m

Fuente: Elaboración propia.

Datos obtenidos de los subniveles

Tabla N°6.13, Datos operacionales en los subniveles.

sección /labor	1.8	m ²
Avance pendiente	1300	metros
P.e	3	Tm/m ³
QTT	6.53	Kg/tn
TON/DISP	8.88	
	pies	metros
long TAL	6	1.83
Long TAL REAL		1.65
Eff perf	90%	0.9
#tal perforados	14	und
#tal cargados	14	und
#cart/tal	6	und
#cart/DISP	84	und
#ful/DIP	15	und
m - guia/DISP	38.4	m

Fuente: Elaboración propia.

A. COSTOS DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS EN SUBNIVEL

Tabla N°6.14, Costos de explosivos y accesorios utilizados en subniveles

ITEM	PRECIO/UND	COSTO/TAL	COSTO/DISP
	(\$/und)	(\$/tal)	(\$/DISP)
DINAMITA 65%	0.50	2.98	41.72
FULMINANTE N°6	0.35	0.33	4.90
GUIA DE SEGURIDAD	0.38	0.97	14.59
TOTAL			61.21

Fuente: Elaboración propia.

B. COSTOS DE EQUIPOS Y ACCESORIOS DE PERFORACIÓN EN SUBNIVELES

Tabla N°6.15, Costos equipos y accesorios de perforación utilizados en subniveles.

COSTOS DE EQUIPOS Y ACCESORIOS DE PERFORACIÓN			
	maq-perf	barrenos 6'	broca de perf
precio de adquisición	4500.00	148.00	30.00
vida útil	100000.00	1200.00	600.00
depreciación de la maq	0.15	0.40	0.16
manteni y repar.maq (70 % del costo)	0.10	0.08	0.00
PRECIO AIRE COMPRIMIDO	18.18	\$/Hr	
consumo de aceite por frente de perforación	0.25	galones	
precio por galón	4	\$/gal	
# Hr/tal	3.28	min/tal	
	0.0547	Hr/tal	
ITEM	costo/m-perf	COSTO/TAL	COSTO/DISP
AIRE COMPRIMIDO	0.60	0.99	13.91
maq - perforadora	0.25	0.41	5.78
barreno 6'	0.49	0.80	11.19
broca de perf	0.16	0.27	3.78
lubricante	0.04	0.07	1.00
TOTAL		35.666	\$/DISP

Fuente: Elaboración propia.

C. COSTOS DE MANO DE OBRA EN SUBNIVELES

Tabla N°6.16, Costos mano de obra.

COSTOS DE MANO DE OBRA		
ITEM	VALOR	UND
maestro perforista	2000	S/mes
ayudante perforista	1500	S/mes
total, sueldo	3500	S/mes
en dolares	1073.6	US\$/mes
días efectivos de trabajo	25	días
horas efectivas de trabajo	6	horas
COSTO/MINUTO	0.119	\$/MINUTO
COSTO / DISP	5.478	\$/DISP

Fuente: Elaboración propia.

**RESUMEN DESCRIPTIVO DE COSTO DE EXPLOSIVOS Y COSTO DE EQUIPOS,
ACCESORIOS Y MANO DE OBRA UTILIZADOS EN SUBNIVELES**

Tabla N°6.17, Costos de explotación en subniveles.

RESUMEN DESCRIPTIVO DE COSTO EXPLOSIVO Y COSTO DE EQUIPO, ACCESORIOS Y MANO DE OBRA US\$/DISP						
N°	ITEM	VALOR	UND	TM/DISP	COSTO OPERATIVO US\$/TM	
1	explosivo 65%	41.72	US\$/DISP	8.88	4.70	US\$ / TM
2	fulminante N°6	4.90	US\$/DISP		0.55	US\$ / TM
3	mecha lenta	14.59	US\$/DISP		1.64	US\$ / TM
4	aire comprimido	13.91	US\$/DISP		1.57	US\$ / TM
5	maquina perforadora	5.78	US\$/DISP		0.65	US\$ / TM
6	barreno	11.19	US\$/DISP		1.26	US\$ / TM
7	lubricante	1.00	US\$/DISP		0.11	US\$ / TM
8	broca	3.78	US\$/DISP		0.43	US\$ / TM
9	mano de obra	5.48	US\$/DISP		0.62	US\$ / TM
TOTAL		102.36	US\$/DISP		11.53	US\$ / TM

Fuente: Elaboración propia.

**COSTOS DE EXPLOTACIÓN DE LABORES DE LA PROPUESTA DE
INCREMENTO DE PRODUCCIÓN EN CHIMENEAS:**

Datos obtenidos en chimeneas

Tabla N°6.18, Datos operacionales en chimeneas.

sección /labor	1.8	m ²
Avance por construir	439	metros
P.e	3	Tm/m ³
QTT	6.38	Kg/tn
TON/DISP	8.88	
	pies	metros
long TAL	6	1.83
Long TAL REAL		1.65
Eff perf	90%	0.9
#tal perfordos	14	und
#tal cargados	14	und
#cart/tal	6	und
#cart/DISP	84	und
#ful/DIP	15	und
m - guia/DISP	38.04	m

Fuente: Elaboración propia.

A. COSTOS DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS EN CHIMENEAS

Tabla N°6.19, Costos explosivos y accesorios utilizados en chimeneas.

ITEM	PRECIO/UND (\$/und)	COSTO/TAL (\$/tal)	COSTO/DISP (\$/DISP)
DINAMITA 65%	0.50	2.98	41.72
FULMINANTE N°6	0.35	0.33	4.90
GUIA DE SEGURIDAD	0.38	0.96	14.46
TOTAL			61.08

Fuente: Elaboración propia.

B. COSTOS DE EQUIPOS Y ACCESORIOS DE PERFORACIÓN EN CHIMENEAS

Tabla N°6.20, Costos equipos y accesorios de perforación en chimeneas.

COSTOS DE EQUIPOS Y ACCESORIOS DE PERFORACIÓN			
	maq-perf	barrenos 6'	broca de perf
precio de adquisición	4500	148	30
vida útil	100000	1200	600
depreciación de la maq	0.148	0.405	0.164
manteni y repar.maq (70 % del costo)	0.103	0.081	0.000
PRECIO AIRE COMPRIMIDO			
	18.180	\$/Hr	
consumo de aceite por frente de perforación	0.250	galones	
precio por galón	4.000	\$/gal	
# Hr/tal	3.280	min/tal	
	0.055	Hr/tal	
ITEM			
	costo/m-perf	COSTO/TAL	COSTO/DISP
AIRE COMPRIMIDO	0.604	0.994	13.914
maq - perforadora	0.251	0.413	5.783
barreno 6'	0.486	0.799	11.189
broca de perf	0.164	0.270	3.780
lubricante	0.043	0.071	1.000
TOTAL		35.7	\$/DISP

Fuente: Elaboración propia.

C. COSTOS DE MANO DE OBRA EN CHIMENEAS

Tabla N°6.21, Costos de mano de obra.

COSTOS DE MANO DE OBRA		
ITEM	VALOR	UND
maestro perforista	2000	S/mes
ayudante perforista	1500	S/mes
total, sueldo	3500	S/mes
en dolares	1073.6	US\$/mes
días efectivos de trabajo	25	días
horas efectivas de trabajo	6	horas
COSTO/MINUTO		
	0.119	\$/MINUTO
COSTO / DISP		
	5.480	\$/DISP

Fuente: Elaboración propia.

RESUMEN DESCRIPTIVO DE COSTO DE EXPLOSIVOS Y COSTO DE EQUIPOS,
ACCESORIOS Y MANO DE OBRA UTILIZADOS EN CHIMENEAS

Tabla N° 6.22, Costos de explotación en chimeneas.

RESUMEN DESCRIPTIVO DE COSTO EXPLOSIVO Y COSTO DE EQUIPO, ACCESORIOS Y MANO DE OBRA US\$/DISP						
N°	ITEM	VALOR	UND	TM/DISP	COSTO OPERATIVO US\$/TM	
1	explosivo 65%	41.7	US\$/DISP	8.87	4.7	US\$ / TM
2	fulminante N°6	4.9	US\$/DISP		0.6	US\$ / TM
3	mecha lenta	14.5	US\$/DISP		1.6	US\$ / TM
4	aire comprimido	13.9	US\$/DISP		1.6	US\$ / TM
5	maquina perforadora	5.8	US\$/DISP		0.7	US\$ / TM
6	barreno	11.2	US\$/DISP		1.3	US\$ / TM
7	lubricante	1.0	US\$/DISP		0.1	US\$ / TM
8	broca	3.8	US\$/DISP		0.4	US\$ / TM
9	mano de obra	5.5	US\$/DISP		0.6	US\$ / TM
TOTAL		102.2	US\$/DISP		11.5	US\$ / TM

Fuente: Elaboración propia.

COSTOS DE EXPLOTACIÓN DE LABORES DE LA PROPUESTA DE INCREMENTO DE PRODUCCIÓN EN EL TAJO:

Datos obtenidos en el Tajo – parte de mineral

Tabla N°6.23, Datos operacionales en tajo (parte mineral) por corte parcial.

sección /labor	1.6	m ²
Avance por construir	1.37	metros
P.e	3	Tm/m ³
QTT	7.89	Kg/DISP
TON/DISP	6.58	
	pies	metros
long TAL	5	1.52
Eff perf	90%	0.9
Long TAL REAL		1.37
#tal perforados	20	und
#tal cargados	20	und
#cart/tal	5	und
#cart/DISP	100	und
#ful/DIP	22	und
m - guía/DISP	32.92	m

Fuente: Elaboración propia.

A. COSTOS DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS EN EL TAJO (CORTE PARCIAL – PARTE MINERAL)

Tabla N°6.24, Costos de explosivos y accesorios utilizados en el tajo – parte de mineral.

ITEM	PRECIO/UND	COSTO/TAL	COSTO/DISP
	(\$/und)	(\$/tal)	(\$/DISP)
DINAMITA 65%	0.50	2.48	49.67
FULMINANTE N°6	0.35	0.32	7.00
GUIA DE SEGURIDAD	0.38	0.57	12.51
TOTAL			69.18

Fuente: Elaboración propia.

B. COSTOS DE EQUIPOS Y ACCESORIOS DE PERFORACIÓN EN LA PARTE DE MINERAL DEL TAJEO

Tabla N°6.25, Costos de equipos y accesorios de perforación en el tajo – parte de mineral.

COSTOS DE EQUIPOS Y ACCESORIOS DE PERFORACION			
	maq-perf	barrenos 5'	broca de perf
precio de adquisición	4500.00	83.00	30.00
vida util	100000.00	1000.00	600.00
depreciación de la maq	0.15	0.27	0.16
manteni y repar.maq (70 % del costo)	0.10	0.05	0.00
PRECIO AIRE COMPRIMIDO			
	18.18	\$/Hr	
# Hr/tal	3.28	min/tal	
	0.05	Hr/tal	
consumo de aceite por frente de perforación	0.25	galones	
precio por galon	4.00	\$/gal	
ITEM	costo/m-perf	COSTO/TAL	COSTO/DISP
AIRE COMPRIMIDO	0.72	0.99	19.88
maq - perforadora	0.25	0.34	6.89
barreno 5'	0.33	0.45	8.96
broca de perf	0.16	0.23	4.50
lubricante	0.04	0.05	1.00
TOTAL		41.23	\$/DISP

Fuente: Elaboración propia.

C. COSTOS DE MANO DE OBRA EN LA PARTE DE MINERAL DEL TAJEO

Tabla N°6.26, Costos de mano de obra en tajo - parte de mineral.

COSTOS DE MANO DE OBRA		
ITEM	VALOR	UND
maestro perforista	2000	S/mes
ayudante perforista	1500	S/mes
total, sueldo	3500	S/mes
en dolares	1073.6	US\$/mes
días efectivos de trabajo	25	días
horas efectivas de trabajo	6	horas
COSTO/MINUTO	0.119	\$/MINUTO
COSTO / DISP	7.830	\$/DISP

Fuente: Elaboración propia.

**RESUMEN DESCRIPTIVO DE COSTO DE EXPLOSIVOS Y COSTO DE EQUIPO,
ACCESORIOS Y MANO DE OBRA QUE SE UTILIZARON EN EL TAJO-EN LA
PARTE DE MINERAL**

Tabla N° 6.27, Costos de explotación en el tajo – parte de mineral.

RESUMEN DESCRIPTIVO DE COSTO EXPLOSIVO Y COSTO DE EQUIPO, ACCESORIOS Y MANO DE OBRA US\$/DISP						
N°	ITEM	VALOR	UND	TM/DISP	COSTO OPERATIVO US\$/TM	
1	explosivo 65%	49.67	US\$/DISP	6.58	7.55	US\$ / TM
2	fulminante N°6	7.00	US\$/DISP		1.06	US\$ / TM
3	mecha lenta	12.51	US\$/DISP		1.90	US\$ / TM
4	aire comprimido	19.88	US\$/DISP		3.02	US\$ / TM
5	maquina perforadora	6.89	US\$/DISP		1.05	US\$ / TM
6	barreno	8.96	US\$/DISP		1.36	US\$ / TM
7	lubricante	1.00	US\$/DISP		0.15	US\$ / TM
8	broca	4.50	US\$/DISP		0.68	US\$ / TM
9	mano de obra	7.83	US\$/DISP		1.19	US\$ / TM
TOTAL		118.23	US\$/DISP	17.97	US\$ / TM	

Fuente: Elaboración propia.

COSTOS DE EXPLOTACIÓN DE LABORES DE LA PROPUESTA DE
INCREMENTO DE PRODUCCIÓN EN EL TAJO – PARTE DESATADO

Datos de desatado en el tajeo

Tabla N°6.28, Datos operacionales en tajo (parte desatado) por corte parcial.

seccion /labor	6.4	m ²
Avance por construir	1.37	metros
P.e	3	Tm/m ³
QTT	4.26	Kg/tn
TON/DISP	26.34	
	pies	metros
long TAL	5	1.52
Eff perf	90%	0.9
#tal perfordos	18	und
#tal cargados	18	und
#cart/tal	3	und
#cart/DISP	54	und
#ful/DIP	20	und
m - guia/DISP	29.87	m

Fuente: Elaboración propia.

A. COSTOS DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS EN LA PARTE DE DESATADO DEL TAJEO

Tabla N° 6.29, Costos de explosivos y accesorios en el desatado del tajo.

ITEM	PRECIO/UND (\$/und)	COSTO/TAL (\$/tal)	COSTO/DISP (\$/DISP)
DINAMITA 65%	0.50	1.49	26.82
FULMINANTE N°6	0.35	0.32	6.30
GUIA DE SEGURIDAD	0.38	0.57	11.35
TOTAL		44.47	\$/disp

Fuente: Elaboración propia.

B. COSTOS DE EQUIPOS Y ACCESORIOS DE PERFORACIÓN EN EL DESATADO DEL TAJO

Tabla N° 6.30, Costos de equipos y accesorios de perforación en el desatado del tajo.

COSTOS DE EQUIPOS Y ACCESORIOS DE PERFORACION			
	maq-perf	barrenos 5'	broca de perf
precio de adquisición	4500.00	83.00	30.00
vida util	100000.00	1000.00	600.00
depreciación de la maq	0.15	0.27	0.16
manteni y repar.maq (70 % del costo)	0.10	0.05	0.00
PRECIO AIRE COMPRIMIDO			
	18.18	\$/Hr	
# Hr/tal	3.28	min/tal	
	0.05	Hr/tal	
consumo de aceite por frente de perforación	0.25	galones	
precio por galon	4.00	\$/gal	
ITEM	costo/m-perf	COSTO/TAL	COSTO/DISP
AIRE COMPRIMIDO	0.725	0.994	17.889
maq - perforadora	0.251	0.344	6.197
barreno 5'	0.327	0.448	8.068
broca de perf	0.164	0.225	4.050
lubricante	0.041	0.056	1.000
TOTAL		37.20	\$/DISP

Fuente: Elaboración propia.

RESUMEN DESCRIPTIVO DE COSTO DE EXPLOSIVOS Y COSTO DE EQUIPO, ACCESORIOS Y MANO DE OBRA UTILIZADOS EN EL DESATADO DEL TAJO

Tabla N° 6.31, Costos de explotación en el desatado del tajo.

RESUMEN DESCRIPTIVO DE COSTO EXPLOSIVO Y COSTO DE EQUIPO, ACCESORIOS Y MANO DE OBRA US\$/DISP					
N°	ITEM	VALOR	UND	TM/DISP	OPERATIVO US\$/TM
1	explosivo 65%	26.82	US\$/DISP	26.34	1.02 US\$ / TM
2	fulminante N°6	6.30	US\$/DISP		0.24 US\$ / TM
3	mecha lenta	11.35	US\$/DISP		0.43 US\$ / TM
4	aire comprimido	17.89	US\$/DISP		0.68 US\$ / TM
5	maquina perforadora	6.20	US\$/DISP		0.24 US\$ / TM
6	barreno	8.07	US\$/DISP		0.31 US\$ / TM
7	lubricante	1.00	US\$/DISP		0.04 US\$ / TM
8	broca	4.05	US\$/DISP		0.15 US\$ / TM
9	mano de obra	7.04	US\$/DISP		0.27 US\$ / TM
TOTAL		88.72	US\$/DISP	3.37	US\$ / TM

Fuente: Elaboración propia.

COSTOS DE EXPLOTACIÓN DEL PROYECTO VÍCTOR JESÚS DE LA PROPUESTA DE INCREMENTO DE PRODUCCIÓN

Tabla N°6.32, Resumen de costos de explotación para propuesta de incremento.

N°	ITEM	GALERIA SUB-NIVEL CHIMENEA			TAJO (\$/DISP)	
		COSTO OPERATIVO US\$/DISP			MINERAL	DESATADO
1	explosivo 65%	83.44	41.72	41.72	49.67	26.82
2	fulminante N°6	8.40	4.90	4.90	7.00	6.30
3	mecha lenta	30.58	14.59	14.46	12.51	11.35
4	aire comprimido	24.85	13.91	13.91	19.88	17.89
5	maquina perforadora	13.01	5.78	5.78	6.89	6.20
6	barreno	48.65	11.19	11.19	8.96	8.07
7	lubricante	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00
8	broca	8.49	3.78	3.78	4.50	4.05
9	mano de obra	9.78	5.48	5.48	7.83	7.04
		19.56	10.96	10.96	62.60	56.34
TOTAL (\$/DISP)		237.98	107.83	107.70	173.00	138.02
A	avance/disp (m)	2.07	1.65	1.65	1.37	1.37
B	Costo/metro (\$/m)	114.97	65.35	65.27	126.28	100.74
C	Ton/DISP	28.39	8.88	8.88	6.58	26.34
					26.29	5.24
COSTO/TON (\$/TM)		8.38	12.14	12.13	31.53	

Fuente: Elaboración propia.

Se observa en la **Tabla N°6.32**, una síntesis de los costos de explosivos, herramientas de perforación y mano de obra generadas en la propuesta de incremento de producción de las diferentes labores para extraer el mineral de los tajos y tomando en consideración que se trabajará 2 guardias por día y en el tajo se trabajará 4 frentes simultáneos, lo cual incrementa el costo de mano de obra.

Los resultados muestran la suma de los costos por cada labor en la longitud de avance por disparo, también el costo por metro lineal de avance que tendrá cada labor para resultar como el costo unitario de explotación que se dará en las diferentes labores de la propuesta de incremento de producción.

COSTO ESTIMADO DE EXPLOTACIÓN EN LABORES DE LA PROPUESTA DE INCREMENTO DE PRODUCCIÓN EN MINERA VÍCTOR JESÚS

COSTO DE EXPLOTACIÓN DE LAS RESERVAS REMANENTES: 4 460 207.56 \$

TONELAJE DE FRAGMENTADO POR PRODUCCIÓN : 163123.22 TM

$$COSTO ESTIMADO POR TONELADA = \frac{4460207.56 \$}{163123.22 TM}$$

$$COSTO ESTIMADO POR TONELADA = 27.34 \$/TM$$

6.1.2 Costos de Explotación para la Expansión

A. COSTOS DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS PARA LABOR DE EXPANSIÓN

Tabla N°6.34, Precio de explosivos y accesorios

ITEM	precio	und
dinamita 65%	149	US \$/caja
fulminante N° 6	35	US \$/caja
Mecha lenta (blanca)	380	US \$/ mil metros

Fuente: Elaboración propia.

Costo Dynamita 65% por frente perforado

$$\circ \text{ Dynamita } 65\% = 0.49 \frac{US\$}{und} \times 168 \frac{und}{disp} = 82.32 \frac{US\$}{disp}$$

$$\circ \frac{Costo}{tal} = 82.32 \frac{US\$}{disp} \times \frac{1disp}{24tal} = 3.43 \frac{US\$}{tal}$$

○ En 2.07 metros fragmentados el costo por dinamita es de 82.32 \$/DISP.

Costo Fulminante por N°6 por frente perforado

$$\circ \text{ Fulminante } = 0.35 \frac{US\$}{und} \times 24 \frac{und}{disp} = 83.40 \frac{US\$}{disp}$$

$$\circ \frac{\text{Costo}}{\text{tal}} = 8.40 \frac{\text{US\$}}{\text{disp}} \times \frac{1 \text{disp}}{24 \text{tal}} = 0.35 \frac{\text{US\$}}{\text{tal}}$$

- En 2.07 metros fragmentados el costo de fulminante N°6 es de 8.40 \$/DISP.

Costo de Guía de seguridad

$$\circ \text{Guía de seguridad} = 0.38 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} \times 80.46 \frac{\text{m}}{\text{disp}} = 30.57 \frac{\text{US\$}}{\text{disp}}$$

$$\circ \frac{\text{Costo}}{\text{tal}} = 30.57 \frac{\text{US\$}}{\text{disp}} \times \frac{1 \text{disp}}{24 \text{tal}} = 1.27 \frac{\text{US\$}}{\text{tal}}$$

- En 2.07 metros fragmentados el costo por guía de seguridad es de 30.57 \$/DISP.

RESUMEN DE COSTO DE EXPLOSIVOS

Tabla N°6.35, Costo de explosivos y accesorios en labor de expansión.

ITEM		und
Explosivos 65%	82.32	\$/disp
Fulminates N° 6	8.4	\$/disp
Mecha de seguridad	30.57	\$/disp
por 2.07 metros fragmentados	121.29	\$/disp

Fuente: Elaboración propia.

B. COSTOS DE PERFORACIÓN PARA LABORES DE EXPANSIÓN

Costo de operación

i. Máquina perforadora - JACK LEG

Tabla N°6.36, Características de la máquina de perforación.

PRECIO DE ADQUISICIÓN	4500 \$
VIDA ÚTIL	100000 P.P.

Fuente: Elaboración propia.

- $Depreciación\ de\ la\ máquina = \frac{4500\ US\$}{100000\ p.p} = 0.45 \frac{US\$}{p.p} \times \frac{1\ pie}{0.3048\ m} = 0.147 \frac{US\$}{m-p}$
- *Mantenimiento y reparación de la máquina, se toma el 70% de su costo*
- $MR = \frac{4500\ US\$}{100000\ p.p} \times 0.70 \times \frac{1\ pie}{0.3048\ m} = 0.10 \frac{US\$}{m-p}$
- $Costo\ de\ máquina = 0.147 \frac{US\$}{m-p} + 0.10 \frac{US\$}{m-p} = 0.247 \frac{US\$}{metro\ perforado}$
- $\frac{Costo}{frente\ perforado} = 0.247 \frac{US\$}{m} \times 25 \frac{tal}{frente} \times 2.07 \frac{m}{tal} = 12.78 \frac{US\$}{frente}$
- $\frac{Costo}{tal} = 12.78 \frac{US\$}{frente} \times \frac{1\ frente}{25\ tal} = 0.51 \frac{US\$}{tal}$
- En 2.07 metros perforados el costo de máquina es de 12.78 \$/DISP.

ii. Costo de barreno

Tabla N°6.37, Características de los barrenos de perforación.

Se usan barrenos de	5'	6'	8'	und
costo de adquisición	83	148	310	\$
vida util	1000	1200	1300	p.p.

Fuente: Elaboración propia.

- $Depreciación = \frac{310\ US\$}{1300\ p.p} = 0.238 \frac{US\$}{p.p} \times \frac{1\ pie}{0.3048\ m} = 0.78 \frac{US\$}{m-p}$
- $Costo\ de\ mant.\ (20\% \ de\ depreciación) = 0.78 \times 0.20 = 0.156 \frac{US\$}{m-p}$
- $Costo\ total\ de\ barrenos = 0.78 + 0.156 = 0.936 \frac{US\$}{m-p}$
- $\frac{Costo}{frente} = 25 \frac{tal}{disp} \times 0.936 \frac{US\$}{m-p} \times 2.07 \frac{m}{tal} = 48.44 \frac{US\$}{disp}$
- En 2.07 metros perforados el costo del barreno es de 48.44 \$/DISP.

iii. Costo de lubricante

Tabla N°6.38, Características del lubricante.

consumo de aceite por frente de perforación	0.25 galones
precio por galon	4 \$/gal

Fuente: Elaboración propia.

- $Costo\ de\ mantenimiento = 4 \frac{US\$}{gal} \times 0.25 \frac{gal}{frente} \times \frac{1frente}{25tal} \times \frac{1tal}{2.07m} = 0.019 \frac{US\$}{m}$
- $\frac{Costo}{frente} = 0.019 \frac{US\$}{m} \times 2.07 \frac{m}{tal} \times 25 \frac{tal}{frente} = 0.98 \frac{US\$}{frente}$
- En 2.07 metros perforados el costo del lubricante es de 1 \$/DISP.

iv. Costo de brocas

Tabla N°6.39, Características de las brocas de perforación.

costo de broca	30	\$
vida util de acuerdo al reporte	600	p.p

Fuente: Elaboración propia.

- $Depreciación = \frac{30\ US\$}{600\ p.p} \times \frac{1pie}{0.3048m} = 0.164 \frac{US\$}{m-p}$
- $\frac{Costo}{frente} = 0.164 \frac{US\$}{m} \times 2.07 \frac{m}{tal} \times 25 \frac{tal}{frente} = 8.48 \frac{US\$}{frente}$
- En 2.07 metros perforados el costo de la broca es de 8.48 \$/DISP.

v. Costo de aire comprimido

- $Precio\ aire\ comprimido = 18.18 \frac{US\$}{Hora}$
- $\frac{Horas}{tal} = 3.28 \frac{min}{tal} \times \frac{1hora}{60\ minutos} = 0.0546 \frac{Horas}{tal}$

- $\frac{\text{Costo aire comprimido}}{\text{tal}} = 0.0546 \frac{\text{hr}}{\text{tal}} \times 18.18 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}} \times \frac{1 \text{tal}}{2.07 \text{m}} = 0.48 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$
- $\frac{\text{Costo}}{\text{frente}} = 0.48 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} \times 25 \frac{\text{tal}}{\text{frente}} \times 2.07 \frac{\text{m}}{\text{frente}} = 24.84 \frac{\text{US\$}}{\text{frente}}$
- $\frac{\text{Costo}}{\text{tal}} = 24.84 \frac{\text{US\$}}{\text{frente}} \times \frac{1 \text{disp}}{25 \text{tal}} = 0.99 \frac{\text{US\$}}{\text{tal}}$
- En 2.07 metros fragmentados el costo de aire comprimido es de 24.84 \$/DISP.

RESUMEN DE EQUIPOS Y ACCESORIOS DE PERFORACIÓN PARA EXPANSIÓN.

Tabla N°6.40, Costos de equipos y accesorios de perforación para labor de expansión.

N°	ITEM	VALOR	UND
1	aire comprimido	24.84	US\$/disp
2	maquina perforadora	12.78	US\$/disp
3	barreno	48.44	US\$/disp
4	lubricante	1	US\$/disp
5	broca	8.48	US\$/disp
TOTAL		95.54	US\$/disp

Fuente: Elaboración propia.

C. COSTOS DE MANO DE OBRA

- Maestro perforista 2000 S/mes
- Ayudante de perforista 1500 S/mes
- Total 3500S/mes en dólares (1073.6 \$/mes)
- Días efectivos de trabajo 25 días/mes
- Horas efectivas de trabajo 6 Horas
- $10783.6 \frac{\$}{\text{mes}} \times \frac{1 \text{mes}}{25 \text{días}} \times \frac{1 \text{dia}}{6 \text{horas}} \times \frac{1 \text{hora}}{60 \text{minutos}} = 0.119 \frac{\text{US\$}}{\text{mint}}$
- $\frac{\text{Costo}}{\text{frente}} = 0.119 \frac{\text{US\$}}{\text{minuto}} \times 3.28 \frac{\text{min}}{\text{tal}} \times 25 \frac{\text{tal}}{\text{frente}} = 9.78 \frac{\text{US\$}}{\text{frente}}$

**RESUMEN DESCRIPTIVO DE COSTO DE EXPLOSIVOS Y COSTO DE EQUIPO,
ACCESORIOS Y MANO DE OBRA**

Tabla N°6.41, Costo de explotación para labor de expansión.

N°	ITEM	VALOR	UND	TM/DISP	COSTO OPERATIVO US\$/TM
1	explosivo 65%	83.44	US\$/DISP	28.39	2.94 US\$ / TM
2	fulminante N°6	8.40	US\$/DISP		0.30 US\$ / TM
3	mecha lenta	30.58	US\$/DISP		1.08 US\$ / TM
4	aire comprimido	24.85	US\$/DISP		0.88 US\$ / TM
5	maquina perforadora	13.01	US\$/DISP		0.46 US\$ / TM
6	barreno	48.65	US\$/DISP		1.71 US\$ / TM
7	lubricante	1.00	US\$/DISP		0.04 US\$ / TM
8	broca	8.49	US\$/DISP		0.30 US\$ / TM
9	mano de obra	19.56	US\$/DISP		0.69 US\$ / TM
TOTAL		237.98	US\$/DISP		8.38 US\$ / TM

Fuente: Elaboración propia.

Costo y tiempo que se estimará para la construcción de la cortada hacia la veta Carmen desde la veta Rosario, en el nivel Tayta Moises:

- Distancia de la cortada 300 m
- Sección de la cortada 2.4 m x 2.1 m
- Costo por tonelada en la cortada 8.38 \$/TM
- Costo por metro lineal de avance 114.89 \$/m-l
- Tiempo de construcción de la cortada 2.89 meses (72 días)

$$\frac{\text{Costo}}{\text{m-l}} = \left(1 \text{ m} \times 4.57 \text{ m}^2 \times 3 \frac{\text{TM}}{\text{m}^3} \right) \times 8.38 \frac{\$}{\text{TM}} = 114.89 \frac{\text{US\$}}{\text{m-l}}$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{cortada}} = 300 \text{ m} \times 114.89 \frac{\text{US\$}}{\text{m-l}}$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{cortada}} = 34\,467 \text{ US\$/cortada}$$

Tabla N°6.42, Costo total labor proyectada a cortar la veta Carmen.

COSTO POR CORTADA	
ITEM	US\$
COSTO MINADO	34467
COSTO MAQUINARIA	50000
COSTO SOSTENIMIENTO	10000
COSTO VENTILACIÓN	15000
TOTAL	109467

Fuente: Elaboración propia.

El costo total de la proyección a la veta Carmen se realiza con los cálculos de mano de obra explosivos y herramientas a usar según los datos anteriores mencionados, resultando con un valor aproximado de 109 467 US\$, el costo de maquinaria combustible y enmaderado de la labor se realizará según se vea necesario en el transcurso de la construcción.

6.1.3 Costos de Tratamiento Metalúrgico

I. Mano de obra

Supervisión:

- Jefe de planta = $8 \text{ hr} \times 2.80 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}} = 22.40 \frac{\text{US\$}}{\text{GD}}$
- Jefe de guardia = $8 \text{ hr} \times 2.20 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}} = 17.6 \frac{\text{US\$}}{\text{GD}}$
- Beneficios sociales 65% = 26.00 US\$/GD
- $= \frac{66 \frac{\text{US\$}}{\text{dia}}}{20 \frac{\text{Ton}}{\text{dia}}} = 3.30 \frac{\text{US\$}}{\text{Ton}}$

Jornales:

- Auxiliar de planta = $8 \text{ hr} \times 0.9 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}} = 7.2 \frac{\text{US\$}}{\text{GD}}$
- Obrero de planta = $16 \text{ hr} \times 0.82 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}} = 13.12 \frac{\text{US\$}}{\text{GD}}$
- Obrero guardian = $8 \text{ hr} \times 0.82 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}} = 6.56 \frac{\text{US\$}}{\text{GD}}$
- Beneficios sociales 65% = 17.47 US\$/GD

$$\circ = \frac{44.35 \frac{US\$}{\text{dia}}}{20 \frac{\text{Ton}}{\text{dia}}} = 2.22 \frac{US\$}{\text{Ton}}$$

$$\text{Costo total en mano de obra} = 2.22 + 3.3 = 5.52 \frac{US\$}{\text{Ton}}$$

II. Materiales e Insumos

a) Materiales

▪ Bolas para molinos:

○ Inicia las operaciones del molino 5'×5' = 1500 Kg.

○ Factor de desgaste = 1.90 Kg/Ton

$$\circ 600 \frac{\text{Ton}}{\text{mes}} \times 1.90 \frac{\text{Kg}}{\text{Ton}} = 1140 \frac{\text{Kg}}{\text{mes}}$$

$$\circ 1140 \frac{\text{Kg}}{\text{mes}} \times 0.78 \frac{US\$}{\text{Kg}} = 889.2 \frac{US\$}{\text{mes}}$$

$$\circ 889.2 \frac{US\$}{\text{mes}} \times 12 \frac{\text{meses}}{\text{año}} = 10\,670 \frac{US\$}{\text{año}} = 1.48 \frac{US\$}{\text{Ton}}$$

▪ Chancadora de quijada:

$$\circ 0.07 \frac{\text{Kg}}{\text{Ton}} \times 1.5 \frac{US\$}{\text{Ton}} = 0.11 \frac{US\$}{\text{Ton}}$$

▪ Clasificador:

$$\circ 0.06 \frac{\text{Kg}}{\text{Ton}} \times 1.5 \frac{US\$}{\text{Ton}} = 0.10 \frac{US\$}{\text{Ton}}$$

▪ Total: 1.69 US\$ / Ton

b) Insumos

▪ Cianuro:

○ Consumo aproximado de 1.37 Kg/Ton

$$\circ 1.37 \frac{\text{Kg}}{\text{Ton}} \times 600 \frac{\text{Ton}}{\text{mes}} = 822 \frac{\text{Kg}}{\text{mes}}$$

$$\circ 1.90 \frac{US\$}{\text{Kg}} \times 822 \frac{\text{Kg}}{\text{mes}} = 1561.8 \frac{US\$}{\text{mes}}$$

$$\circ 1561.8 \frac{US\$}{\text{mes}} \times 12 \frac{\text{meses}}{\text{año}} = 18\,741.6 \frac{US\$}{\text{año}} = 2.6 \frac{US\$}{\text{Ton}}$$

▪ Cal:

○ Consumo aproximado de 1.29 Kg/Ton

- $1.29 \frac{Kg}{Ton} \times 600 \frac{Ton}{mes} = 774 \frac{Kg}{mes}$
- $0.30 \frac{US\$}{Kg} \times 774 \frac{Kg}{mes} = 232.2 \frac{US\$}{mes}$
- $232.2 \frac{US\$}{mes} \times 12 \frac{meses}{año} = 2786.4 \frac{US\$}{año} = 0.38 \frac{US\$}{Ton}$

▪ Carbón activado:

- Consumo aproximado de 2.00 Kg/Ton
- $2.00 \frac{Kg}{Ton} \times 600 \frac{Ton}{mes} = 1200 \frac{Kg}{mes}$
- $4.20 \frac{US\$}{Kg} \times 1200 \frac{Kg}{mes} = 5040 \frac{US\$}{mes}$
- *Se puede generar 4 veces y tiene un desgaste por ciclo de 25%*
- $5040 \frac{US\$}{mes} \times 3 \frac{meses}{año} = 15120 \frac{US\$}{año}$
- *Imprevistos 10%* = $1512 \frac{US\$}{año}$
- $15120 \frac{US\$}{año} + 1512 \frac{US\$}{año} = 16632 \frac{US\$}{año} = 2.31 \frac{US\$}{Ton}$

c) Servicios/otros

- *Agua* = $1.53 \frac{m^3}{Ton} \times 0.90 \frac{US\$}{m^3} = 0.12 \frac{US\$}{Ton}$
- *Energía eléctrica* = $54.72 \frac{Kw}{Ton} \times 0.109 \frac{US\$}{Kw} = 5.96 \frac{US\$}{Ton}$
- *Laboratorio(análisis de muestras)* = $25 \frac{und}{día} \times \frac{1.35US\$}{anual} = 1.45 \frac{US\$}{Ton}$

$$\text{Costo (materiales e insumos)} = 1.69 + 5.29 + 7.53 = 14.51 \frac{US\$}{Ton}$$

III. Refinación

Desorción, regeneración, electro-obtención realizados en laboratorio en la ciudad de Lima cuesta un valor aproximado de 1.00 US\$/Ton.

IV. Mantenimiento y reparación de equipo y maquinaria

- Mantenimiento y reparación consideramos un 5% del costo de la maquinaria 0.90 \$/Ton.

RESUMEN:

- **MANO DE OBRA** : **5.52 US\$/Ton**
- **MATERIALES E INSUMOS** : **14.51 US\$/Ton**
- **REFINACIÓN** : **1.00 US\$/Ton**
- **MANT. Y REPARACIÓN EQUIPOS** : **0.90 US\$/Ton**
- **IMPREVISTOS 15%** : **3.29 US\$/Ton**

- **COSTO TOTAL DE TRATAMIENTO METALURGICO POR TONELADA METRICA = 25.22 US\$/Ton.**

6.1.4 Costos de Carguío y Transporte

Costo de Carguío:

I. Mano de obra

a. Jornales

- $Carpintero = 8 \frac{hr}{hombre} \times 0.9 \frac{US\$}{hr} = 7.2 \frac{US\$}{Hombre}$
- $Ayudantes = 16 \frac{hr}{hombre} \times 0.82 \frac{US\$}{hr} = 13.12 \frac{US\$}{Hombre}$
- $Beneficios Sociales 65\% = 13.20 US\$$
- $Total = 33.52 \frac{US\$}{GD}$

b. Supervisión

- $Jefe de mina = 1 \frac{hr}{hombre} \times 2.8 \frac{US\$}{hr} = 2.8 \frac{US\$}{Hombre}$
- $Capataz = 2 \frac{hr}{hombre} \times 1.37 \frac{US\$}{hr} = 2.74 \frac{US\$}{hombre}$
- $Beneficios Sociales 65\% = 3.60$
- $Total = 9.14 \frac{US\$}{GD}$

Costo total mano de obra: 42.66 US\$/GD

II. Materiales y Herramientas

- *Pernos y tuercas* : $100 \text{ und} \times 0.90 \frac{\text{US\$}}{\text{und}} = 90 \text{ US\$}$
- *Clavos 6"y8"* : $10 \text{ Kg} \times 2.5 \frac{\text{US\$}}{\text{kg}} = 25 \text{ US\$}$
- *Alambre negro #8* : $10 \text{ Kg} \times 2.5 \frac{\text{US\$}}{\text{Kg}} = 25 \text{ US\$}$
- *Madera(tabl. Cuart. List):* $1850 \text{ pies}^2 \times 0.30 \frac{\text{US\$}}{\text{pie}^2} = 555 \text{ US\$}$
- *Herramientas 5% de M.O* = 2.13 US\$
- *Otros 5%* = 34.85 US\$

Costo total Materiales y Herramientas: 731.98 US\$/GD

COSTO TOTAL DE LA TOLVA DE CARGUÍO:

- Mano de obra: 42.66 US\$
- Materiales y Herramientas: 731.98 US\$
- Total: 774.64US\$

Costo de tolva y carguío por tonelada métrica:

- Costo de Tolva: 774.64 US\$
- Vida Útil: 50 000 Ton
- **Costo de carguío** = $\frac{774.64 \text{ US\$}}{50000 \text{ Ton}} = 0.02 \frac{\text{US\$}}{\text{Ton}}$

Costo de Transporte:

I. Mano de obra

a. Jornales

$$\circ \text{Chofer} = 8 \frac{\text{hr}}{\text{hombre}} \times 0.9 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}} = 7.2 \frac{\text{US\$}}{\text{Hombre}}$$

$$\circ \text{Ayudante} = 8 \frac{\text{hr}}{\text{hombre}} \times 0.82 \frac{\text{US\$}}{\text{hr}} = 6.56 \frac{\text{US\$}}{\text{Hombre}}$$

○ *Beneficios Sociales* 65% = 8.94 US\$

○ *Total* = $22.70 \frac{US\$}{GD}$

$$\text{Costo mano de obra} = \frac{22.70 \frac{US\$}{GD}}{20 \frac{Ton}{Día}} = 1.135 \frac{US\$}{Ton}$$

II. Materiales e Insumos

▪ *Combustible*: $0.083 \frac{Gal}{Km} \times 2.5 \frac{US\$}{Gal} = 0.21 \frac{US\$}{Km}$

▪ *Lubricante*: 30% del combustible = $0.06 \frac{US\$}{Km}$

▪ *Llantas*: 50% combustible y lubricantes = $0.14 \frac{US\$}{Km}$

▪ *Costo total de Materiales e Insumos* = 0.43 US\$

▪ = $\frac{0.43 \frac{US\$}{Km} \times 50 \frac{Km}{GD}}{20 \frac{Ton}{GD}} = 1.075 \frac{US\$}{Ton}$

Costo total del transporte:

▪ Mano de obra	:	1.135 US\$/Ton
▪ Materiales e Insumos	:	1.075 US\$/Ton
▪ Total	:	2.21 US\$/Ton

COSTO TOTAL DE CARGUÍO Y TRANSPORTE POR TONELADA MÉTRICA:

- **COSTO DE CARGUÍO:** 0.02 US\$/Ton
- **COSTO DE TRANSPORTE:** 2.21 US\$/Ton
- **TOTAL:** 2.23 US\$/Ton

6.1.5 Costos Operativos en la propuesta de incremento de producción de la veta Rosario y la expansion en la veta Carmen

TABLA N°6.43, Costos de explotación por año en Victor -Jesus SAC.

PRODUCCIÓN EN ORE Y WASTE/ COSTO DE EXPLOTACIÓN POR CADA AÑO										
AÑO	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030
TON/AÑO (O+W)	30884.6	37976.4	30269.6	37976.4	34268.4	28800.0	28800.0	28800.0	28800.0	28800.0
COSTO /TM AÑO	25.11	28.70	25.54	28.70	21.35	31.63	31.63	31.63	31.63	31.63
COSTO/AÑO	775377.6	1090022.1	773062.3	1090022.1	731723.4	910872.7	910872.7	910872.7	910872.7	910872.7
TON ORE	5250	6570	6570	6570	6042	7200	7200	7200	7200	7200

Fuente: Elaboración propia.

Se presenta en la primera fila el tonelaje completo de mineral y desmonte que se planea extraer de la mina en cada año, en la segunda fila el costo unitario de extraer todo el material por cada año, en la tercera fila el costo total por año que se producirá de extraer el mineral y el estéril y la última fila muestra el tonelaje de mineral que será extraído para cada año.

TABLA N°6.44, Costo de minado de 20 ton/día para la propuesta de incremento.

COSTOS DE OPERACIONES MINERO METALURGICAS		
ITEM	Acción	US\$/Ton
EXPLOTACION		25.11
TRATAMIENTO	Mano Obra	5.52
	Materiales e Insumos	14.51
	Refinación	1
	Maquinas y equipos	0.9
	Imprevistos	3.29
TRANSPORTE	Mano Obra	1.135
	Materiales e Insumos	1.075
CARGUIO	tolva	0.02
TOTAL		52.56

Fuente: Elaboración propia.

Se muestran los costos unitarios de cada acción en la explotación el transporte y el tratamiento del mineral que se desarrollará en el 2021, costos que se muestran a detalle al principio del capítulo VI.

OPEX – COSTOS OPERACIONALES

Tabla N°6.45, Costos operacionales de cada año de producción.

COSTOS OPERACIONALES - OPEX											
AÑO	UND	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030
TONELAJE DE MINERAL	TM	5250	6570	6570	6570	6042	7200	7200	7200	7200	7200
Explotación	MUSD	-775	-1090	-773	-1090	-732	-911	-911	-911	-911	-911
Transporte	MUSD	-12	-15	-15	-15	-13	-16	-16	-16	-16	-16
Tratamiento Metalúrgico	MUSD	-132	-166	-166	-166	-152	-182	-182	-182	-182	-182
Administrativo	MUSD	-50	-50	-50	-50	-50	-50	-50	-50	-50	-50
Geodinámica y otros estudios	MUSD	-80	-80	-80	-80	-80	-80	-80	-80	-80	-80
TOTAL	MUSD	-1049	-1400	-1083	-1400	-1028	-1239	-1239	-1239	-1239	-1239

Fuente: Elaboración propia.

Se observa el tonelaje de mineral que será transportado y procesado en planta, multiplicando su costo unitario por cada labor y para cada año.

Los costos de explotación corresponden a los gastos realizados en todas las labores de interior mina, como se mencionó en la **tabla N°6.33**. El transporte y tratamiento de mineral se multiplicarán por el costo unitario por toneladas de mineral que serán procesadas respectivamente. Se considera un gasto administrativo de 50 000 US\$ por año, de acuerdo al estimado histórico de la operación anterior. Asimismo, se contratarán servicios tercerizados para el análisis y estudios geodinámicos, y determinar la estabilidad mecánica de las operaciones con un monto de 80 000 US\$ por año.

CAPEX – COSTOS DE CAPITAL

Tabla N°6.46, Costos de capital para el proyecto minero.

COSTOS DE CAPITAL - CAPEX												
AÑO	UND	INVERSION	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030
Perforación Diamantina 200 m	MUSD	0	0	0	0	0	-250	0	0	0	0	0
Planta de tratamiento	MUSD	-2800	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Expansion Cortada	MUSD	0	0	0	0	0	-109.5	0	0	0	0	0
Maquinaria	MUSD	-366.1	0	0	-50	0	0	-50	0	0	-50	0
mantenimiento y reparaciones(20% costo)	MUSD	0	-73.22	-73.22	-73.22	-73.22	-73.22	-73.22	-73.22	-73.22	-73.22	-73.22
TOTAL	MUSD	-3166.1	-73.22	-73.22	-123.2	-73.22	-432.7	-123.2	-73.22	-73.22	-123.2	-73.22

Fuente: Elaboración propia.

Los costos de capital (CAPEX) son inversiones que no están en función de la producción. Para el presente análisis económico, se ha considerado el punto de vista de un inversionista dispuesto a adquirir toda la operación para su alternativa de incremento de producción y expansión. Por ello, dentro de estos gastos de capital se ha considerado el costo de inversión inicial, en los se incluye el costo de adquisición de la operación, maquinarias, y planta metalúrgica. Se tiene planificado comprar la planta metalúrgica con las máquinas y equipos de concentración actuales, los cuales tienen una técnica de lixiviación en sulfuros desarrollada especialmente para los minerales del proyecto. Esta permite obtener una mayor concentración del fino. La inversión total incluyendo la transferencia de conocimiento de la operación actual se valoriza en 2 800 000 US\$.

Adicionalmente se tienen considerado en el CAPEX, las labores es exploración a la segunda veta y la subsecuente expansión en caso de tener resultados positivos. Los costos incluyen perforaciones diamantinas, considerando realizar 5 perforaciones en el proyecto de 200 metros (250 US\$/m), desde la parte superior de la quebrada para localizar la veta Carmen, confirmar su presencia, determinar su ubicación exacta y empezar la expansión. Esta perforación se planifico para el año 2025, 3 meses antes de acabar la veta Rosario mostrada en la **figura N°5.8**.

Posteriormente, se considera realizar la expansión en el año 2025 con un costo de 109 467 US\$, para empezar la producción en la veta Carmen, mostrada en **la tabla N°6.42**.

Otros conceptos considerados son el capital en maquinaria para las dos fases del proyecto, como se muestra en **la tabla N°6.47**.

Tabla N°6.47, tabla de maquinaria necesaria para inicio de mejora del proyecto.

EVALUACIÓN TÉCNIFICADA DE EQUIPOS									
EQUIPOS UTILIZADOS EN EL MÉTODO ARTESANAL					EQUIPOS A UTILIZAR EN EL MÉTODO MECANIZADO				
EQUIPOS	CANTIDAD	COSTO UNITARIO (\$/UND)	COSTO TOTAL (\$)		EQUIPOS	CANTIDAD	COSTO UNITARIO (\$/UND)	COSTO TOTAL (\$)	
CARROS MINEROS U - 35	4	7500	30000		VOLQUETE VOLVO 15 m ³	1	74000	74000	
CARROS MINEROS Z - 20	2	5600	11200		VENTILADOR AXIAL	1	19900	19900	
CARRETILLAS	5	45	225		COMPRESORA ESTACIONARIA DIESEL 1500 CFM	1	113000	113000	
LAMPA	12	15	180		PERFORADORA JACKLEG	4	4500	18000	
PICO	8	25	200		PERFORADORA STOPPER	2	3800	7600	
COMBA DE 12 LIBRAS	9	17	153		JUEGO DE BARRENOS	2	4300	8600	
BARRETILLA DE ALUMINIO DE 3m	10	14	140		SCOOP DIESEL 1.6 YD ³	1	125000	125000	
TOTAL			42098	TOTAL				366100	73220
									20% DEPRECIACION/AÑO

Fuente: Elaboración propia.

Equipos necesarios para la propuesta de incremento de producción del proyecto, calculados en el capítulo V.

6.2 DIAGRAMA DE FLUJO DE CAJA – TABLA DE INGRESOS COSTOS Y BENEFICIOS

Tabla N°6.48, Tabla de Ingresos Costos y Beneficios del proyecto.

Tasa de descuento	15%	VAN	FLUJO DE CAJA DE LA UNIDAD MINERA VICTOR JESUS SAC.										
			VETA ROSARIO					VETA CARMEN					
Producción y Avance	Und.	Valor Actual	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030
Veta Rosario			inv										
Ley	gr/Ton		0	15.00	15	15	15	15	15	15	15	15	15
Producción anual mineral	TM		0	5250	6570	6570	6570	4071	0	0	0	0	0
Producción desmonte	TM		0	25635	31406	23700	31406	21945	0	0	0	0	0
Producción material fino	onza		0	2532	3169	3169	3169	1964	0	0	0	0	0
Veta Carmen													
Producción anual mineral	TM		0	0	0	0	0	1971	7200	7200	7200	7200	7200
Producción desmonte	TM		0	0	0	0	0	6281	21600	21600	21600	21600	21600
Producción material fino	onza		0	0	0	0	0	951	3473	3473	3473	3473	3473
Total													
Producción anual mineral	TM		0	5250	6570	6570	6570	6042	7200	7200	7200	7200	7200
Producción desmonte	TM		0	25635	31406	23700	31406	28226	21600	21600	21600	21600	21600
Producción material fino	onza		0	2532	3169	3169	3169	2914	3473	3473	3473	3473	3473
INGRESOS													
Precio referencial	USD/onza		0	1477.9	1478	1478	1478	1478	1478	1478	1478	1478	1478
Ingreso bruto por venta	MUSD	20215	0	3742	4683	4683	4683	4307	5132	5132	5132	5132	5132
			-15078	-3166	-2308	-2926	-2780	-2926	-2748	-3068	-3041	-3068	-3041
COSTOS	MUSD	-8557	-3166	-1123	-1474	-1207	-1474	-1460	-1362	-1312	-1312	-1362	-1312
Costos operativo (OPEX)		-5269	0	-1049	-1400	-1083	-1400	-1028	-1239	-1239	-1239	-1239	-1239
Explotación	MUSD		0	-775	-1090	-773	-1090	-732	-911	-911	-911	-911	-911
Transporte	MUSD		0	-12	-15	-15	-15	-13	-16	-16	-16	-16	-16
Tratamiento Metalúrgico	MUSD		0	-132	-166	-166	-166	-152	-182	-182	-182	-182	-182
Administrativo	MUSD		0	-50	-50	-50	-50	-50	-50	-50	-50	-50	-50
Geodinámica y otros estudios	MUSD			-80	-80	-80	-80	-80	-80	-80	-80	-80	-80
Inversión (CAPEX)		-3288	-3166	-73	-73	-123	-73	-433	-123	-73	-73	-123	-73
Maquinaria	MUSD		-366			-50			-50			-50	
Valorización Planta, operaciones y mejoras	MUSD		-2800										
mantenimiento y reparaciones(20% costo)	MUSD		0	-73	-73	-73	-73	-73	-73	-73	-73	-73	-73
Perforación Diamantina 200 m	MUSD							-250					
Expansion Cortada	MUSD							-109					
		5137											
Ingreso neto antes de imp. y regalías	MUSD	11658	-3166	2620	3210	3477	3210	2847	3771	3821	3821	3771	3821
Impuesto a la Renta (29.5%)	MUSD			-773	-947	-1026	-947	-840	-1112	-1127	-1127	-1112	-1127
Canon Minero (50%IR)	MUSD			-386	-473	-513	-473	-420	-556	-564	-564	-556	-564
Regalías 1%	MUSD			-26	-32	-35	-32	-28	-38	-38	-38	-38	-38
(Total 45.25%)		6521											
Flujo de caja Neto	MUSD	5137	-3166	1434	1757	1903	1757	1558	2064	2092	2092	2064	2092
Flujo de caja acumulado	MUSD		-3166	-1732	25	1929	3686	5245	7309	9401	11492	13557	15648

Fuente: Elaboración propia.

Se observa el flujo de caja de las operaciones de la propuesta de incremento de producción para explotar las reservas remanentes de la veta Rosario, el proyecto de expansión hacia la veta Carmen y primeros 5 años de explotación de la veta Carmen.

6.2.1 Consideraciones en los Ingresos para generar Beneficios

INGRESOS

Los ingresos brutos que generará la empresa será producto del valor de concentrado del mineral multiplicado con el precio internacional del Oro.

Esto dependerá principalmente de la ley del mineral y del precio internacional del Oro.

Del análisis mostrado en los capítulos anteriores, se observa las leyes resultado del análisis de laboratorio en la **Tabla N°5.1**, los cuales dan como promedio 25 gr/Ton. De acuerdo a un análisis conservador, se asume como ley para la evaluación del proyecto un promedio de 15 gr/Ton, pudiendo llegar a 25 gr/Ton si hay un buen control en la dilución generada por el método de explotación a emplearse. Este valor máximo será incluido en el análisis de sensibilidad.

El precio del oro contempla un promedio de los últimos 6 meses, tomando 1477.9 US\$/onz como valor representativo para el caso base. Para los máximos y mínimos se contempla un rango mayor de los 10 últimos años, como se explica en el análisis de sensibilidad.

En la **Tabla N°6.49**, se indica los flujos de caja netos de la empresa, con estos valores se obtiene los indicadores económicos para analizar la viabilidad económica de la operación.

Tabla N°6.49, Flujo de caja del proyecto,

Tasa de descuento	15%	VAN	FLUJO DE CAJA DE LA UNIDAD MINERA VICTOR JESUS SAC.											
			VETA ROSARIO						VETA CARMEN					
Producción y Avance	Und.	Valor Actual	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	
Flujo de caja Neto	MUSD	5137	-3166	1434	1757	1903	1757	1558	2064	2092	2092	2064	2092	
Flujo de caja acumulado	MUSD		-3166	-1732	25	1929	3686	5245	7309	9401	11492	13557	15648	

Fuente: Elaboración propia.

Se presentan los beneficios por cada año para el proyecto, y su valor actual neto y el valor acumulado del flujo de caja.

Tabla N°6.50, Indicadores económicos del proyecto.

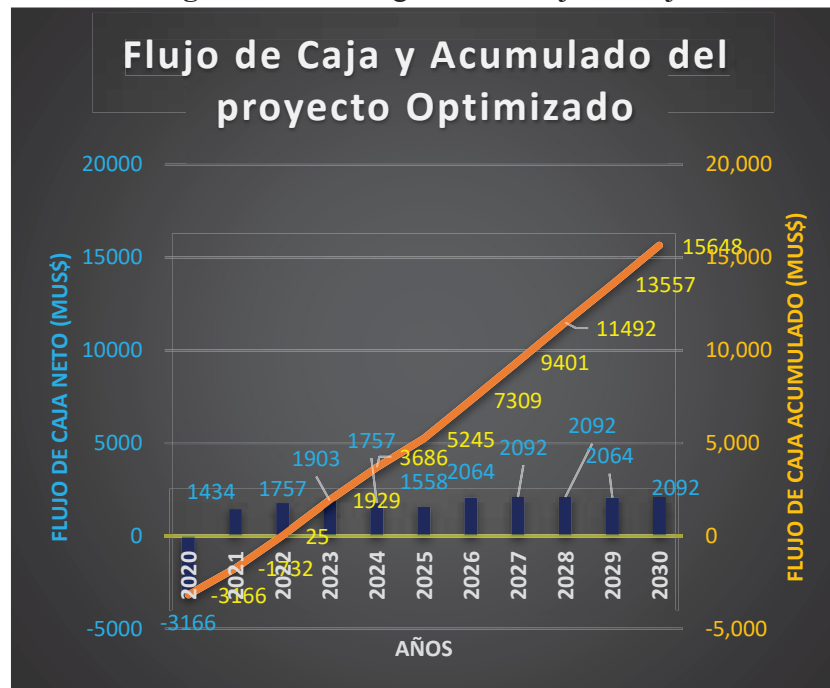
ITEM	VALOR	UNIDAD
VAN	\$5,136.84	MUSD
TIR	53%	%
Retorno inversion	3 años	años
Beneficio/Costo	1.34	US \$/US \$

Fuente: Elaboración propia.

Los resultados son del Valor Actual Neto, Tasa Interna de Retorno, Retorno de la Inversión y el Beneficio/Costo.

- VAN : 5 136 836.52 US\$, ES RECOMENDABLE EL PROYECTO.
- TIR : 53 %, EL GRADO DE RENTABILIDAD ES MUY BUENO.
- B/C : 1.34 > 1, GENERA BENEFICIO ES RECOMENDABLE.
- Retorno Inversión: Se recuperará al tercer año todas las inversiones.

Figura N°6.1, Diagrama de Flujo de Caja.



Fuente: Elaboración propia.

El diagrama muestra los montos de inversión y los beneficios generados por el proyecto, se aprecia que en el tercer año se recuperará las inversiones.

6.3 ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DEL PROYECTO

6.3.1 Análisis de Sensibilidad a las Leyes de Mineral

Figura N°6.2, Comportamiento del VAN al variar las leyes del yacimiento.

%	Ley (gr/Ton)	VAN (MUSD)
160%	24.0	11777
150%	22.5	10671
140%	21.0	9564
130%	19.5	8457
120%	18.0	7350
110%	16.5	6244
100%	15.0	5137
90%	13.5	4030
80%	12.0	2923
70%	10.5	1817
60%	9	709
50%	7.5	-396
40%	6	-1504

Fuente: Elaboración propia.

Se trabaja con una ley de 15 gr/Ton para el caso base, y genera un VAN de 5 137 MUSD. Trabajando con la probabilidad de aumentar un 10% la ley actual de 15 gr/Ton, generaría 16.5 gr/Ton de nueva ley y con ella el incremento del VAN a 6 244 MUSD, hasta generar posibilidades de un 60% de la ley actual y tener 24 gr/Ton con un VAN de 11 777 MUSD. Metas que pueden ser logradas al tener los análisis de laboratorio de 25 gr/Ton en promedio.

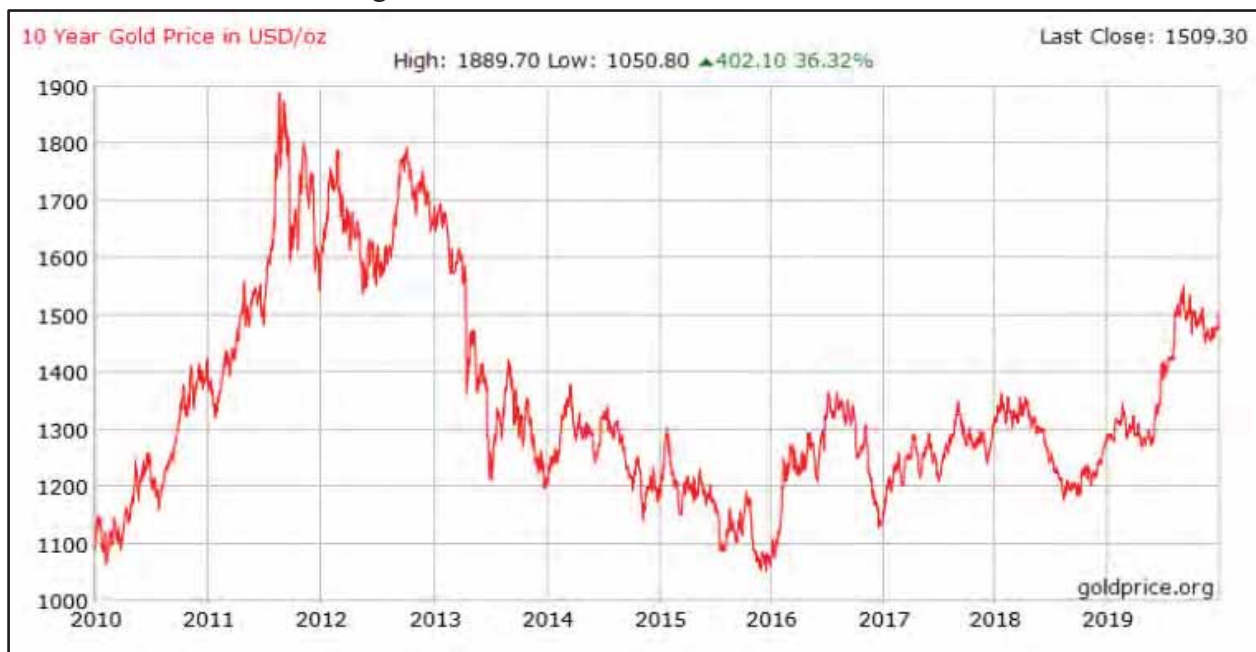
Analizando por el lado negativo de una reducción de la ley, empezando en probabilidad negativa de 10 % del valor actual presentaría 13.5 gr/Ton con un VAN de 4 030 MUSD. Recién es posible observar pérdidas para la empresa cuando se pasa un límite de **50%** de reducción de la ley actual, dando **7.5 gr/Ton** y un VAN de **-396 MUSD**, éste será el límite

para explotar el yacimiento con esta ley de 7.5 gr/Ton la empresa dejará de generar beneficios en las condiciones actuales.

Con mayor precisión, se ha calculado una **Ley cut-off** de **8.04 gr/Ton**, generando con esta ley **0.00US\$** como **VAN**.

6.3.2 Análisis de Sensibilidad al Precio del Oro

Figura N°6.3, Precio del oro los últimos 10 años.



Fuente: Goldprice.org

En los últimos 10 años el precio del oro tuvo un máximo de 1 889.70 USD/onoz en el año 2012, y una baja de 909 USD/onoz en 2009. Usando estos datos del precio del oro en la historia, se tuvo los márgenes inferiores y superiores los cuales servirán como guía a nuestra estimación de valores.

Figura N°6.4, Comportamiento del VAN al variar el precio del oro.

%	Precio (USD/onz)	VAN (MUSD)
130%	1921	8457
125%	1847	7904
120%	1773	7350
115%	1700	6797
110%	1626	6244
105%	1552	5690
100%	1478	5137
95%	1404	4583
90%	1330	4030
85%	1256	3477
80%	1182	2923
75%	1108	2370
70%	1035	1817

Fuente: Elaboración propia.

Podemos obtener un VAN de 5 137 MUSD con un precio de 1 477.9 USD/onz, y si el precio del oro aumentaría en un 5% generaría mejores ingresos representados en el VAN, al asumir que el precio del oro disminuya en un rango de 5% a 30% datos basados en la historia del precio del oro en los últimos 10 años, no podría bajar más, por hechos históricos que lo fundamentan, aún en el límite de un precio bajo del 70% del precio actual, se tendría un precio de 1 035 USD/onz y un VAN de 1 817 MUSD, es decir que que con los precios bajos, el proyecto minero Víctor Jesús estaría generando un VAN positivo con los parámetros establecidos para la propuesta de incremento de producción.

6.3.3 Análisis de sensibilidad a los Costos

Figura N°6.5, comportamiento del VAN al variar los costos OPEX y CAPEX

OPEX	MUSD	VAN (MUSD)	CAPEX	MUSD	VAN (MUSD)
220%	11592	1675	220%	7234	1482
200%	10538	2252	200%	6576	2091
180%	9484	2829	180%	5918	2700
160%	8430	3406	160%	5261	3309
140%	7377	3983	140%	4603	3918
120%	6323	4559	120%	3946	4528
100%	5269	5137	100%	3288	5137
80%	4215	5714	80%	2630	5746
60%	3161	6291	60%	1973	6355
40%	2108	6868	40%	1315	6964

Fuente: Elaboración propia.

Se aprecia en ambos casos que al disminuir los costos aumentaran los beneficios y a su vez el VAN del proyecto. Aun en el caso de un aumento de 220% de los CAPEX u OPEX se sigue observando un VAN positivo. Esto quiere decir que el proyecto es muy robusto y resistente al cambio de los precios de insumos, maquinaria y otros gastos operativos, así como de otras inversiones.

Del análisis anterior se puede observar que los mayores riesgos del proyecto, el parámetro al cual el proyecto es más sensible es la Ley del mineral.

6.4 ESCENARIOS POSIBLES DE OPERACIÓN

6.4.1 Inestabilidad política, incremento de impuestos que afectan al proyecto

En caso de una Inestabilidad Política en la cual las empresas tengan que lidiar con los incrementos de los impuestos, se evaluará las condiciones del proyecto minero Víctor Jesús. Para ver si puede operar en esas condiciones.

Impuestos Mineros:

- Impuesto a la Renta (29.5%) : Es el 29.5% de la utilidad neta de la empresa.
- Canon minero 50% IR : Es el 50 % del impuesto a la renta.
- Regalías (1%) : Es el 1% de las utilidades de la empresa.
- Por ser pequeña minería y no llegar a 60 millones en utilidades se le excluye de los impuestos de especiales a la minería y de los impuestos gravamen a la minería.
- Teniendo un total del de $29.5\% + 29.5/2\% + 1\% = 45.25\%$ en la actualidad.

ANÁLISIS CON INCREMENTO DE IMPUESTOS HASTA EL 80 %

Figura N°6.6, comportamiento del VAN al variar los impuestos.

IMPUESTOS TOTALES	% DE IMP. A LOS INGRESOS	VAN (MUSD)
180%	81.45	35
179%	80.00	129
160%	72.40	1311
140%	63.35	2586
120%	54.30	3861
100%	45.25	5137
80%	36.20	6412
60%	27.15	7688
40%	18.10	8963

Fuente: Elaboración propia.

Se observa en la **Figura N° 6.6**, que se tiene para el caso base un VAN de 5 137 MUSD con 45.25 % de impuestos, y al elevar los impuestos hasta un 80% sigue generando VAN positivo de 129 MUSD, lo cual aún le permitiría generar utilidad con las condiciones actuales de la empresa.

6.4.2 Resultados negativos de exploración para expansión a la veta Carmen

Considerando el caso en el cual no se llegue a encontrar la veta Carmen, y considerando a las inversiones de exploración como costo hundido no recuperable, el proyecto minero

Víctor Jesús podrá generar utilidades de la veta Rosario con las toneladas remanentes de la veta Rosario, como lo mostramos en la **Tabla 6.51**.

Tabla N°6.51, Flujo de caja para las reservas de la veta Rosario.

Tasa de descuento	15%	Valor Actual	FLUJO DE CAJA DE LA UNIDAD MINERA VICTOR JESUS SAC.										
			VETA ROSARIO					VETA CARMEN					
Producción y Avance	Und.		2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030
Veta Rosario			inv										
Ley			0	15.000	15	15	15	15	0	0	0	0	0
Producción anual mineral	TM		0	5250	6570	6570	6570	4071	0	0	0	0	0
Producción desmonte	TM		0	25635	31406	23700	31406	21945	0	0	0	0	0
Producción material fino	onza		0	2532	3169	3169	3169	1964	0	0	0	0	0
Veta Carmen													
Producción anual mineral	TM		0										
Producción desmonte	TM		0										
Producción material fino	onza		0										
Total													
Producción anual mineral	TM		0	5250	6570	6570	6570	4071	0	0	0	0	0
Producción desmonte	TM		0	25635	31406	23700	31406	21945	0	0	0	0	0
Producción material fino	onza		0	2532	3169	3169	3169	1964	0	0	0	0	0
INGRESOS			0										
Precio referencial	USD/onza		0	1478	1478	1478	1478	1478	0	0	0	0	0
Ingreso bruto por venta	MUSD	12170	0	3742	4683	4683	4683	2902	0	0	0	0	0
		-10282	-3166	-2308	-2926	-2780	-2926	-1886					
COSTOS		-6446	-3166	-1123	-1474	-1207	-1474	-1047	0	0	0	0	0
Costos operativo (OPEX)		-3451	0	-1049	-1400	-1083	-1400	-973					
Explotación	MUSD		0	-775	-1090	-773	-1090	-732					
Transporte	MUSD		0	-12	-15	-15	-15	-9					
Tratamiento Metalúrgico			0	-132	-166	-166	-166	-103					
Administrativo			0	-50	-50	-50	-50	-50					
Geodinámica y otros estudios				-80	-80	-80	-80	-80					
Inversion (CAPEX)		-2995	-3166	-73	-73	-123	-73	-73					
Maquinaria			-366			-50							
Planta de tratamiento			-2800										
mantenimiento y reparaciones(20% costo)			0	-73	-73	-73	-73	-73					
Perforación Diamantina 200 m								-250					
Expansión Cortada													
		1888											
Ingreso neto antes de imp. y re	MUSD	5724	-3166	2620	3210	3477	3210	1855	0	0	0	0	0
Impuesto a la Renta (29.5%)				-773	-947	-1026	-947	-547	0	0	0	0	0
Canon Minero (50%IR)				-386	-473	-513	-473	-274	0	0	0	0	0
Regalias 1%				-26	-32	-35	-32	-19	0	0	0	0	0
(Total 45.25%)		3836											
Flujo de caja Neto	MUSD	1888	-3166	1434	1757	1903	1757	1016	0	0	0	0	0
Flujo de caja acumulado			-3166	-1732	25	1929	3686	4702	0	0	0	0	0

Fuente: Elaboración propia.

Los resultados de la exploración hacia la veta Carmen fueron negativos y se tuvo que explotar las toneladas remanentes de la veta Rosario, dando utilidades de VAN de 1 887 827.93 USD.

Tabla N°6.52, Flujo de caja de la veta Rosario.

Tasa de descuento	15%	Valor Actual	FLUJO DE CAJA DE LA UNIDAD MINERA VICTOR JESUS SAC.											
			VETA ROSARIO							VETA CARMEN				
Producción y Avance	Und.		2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	
Flujo de caja Neto	MUSD	1888	-3166	1434	1757	1903	1757	1016	0	0	0	0	0	
Flujo de caja acumulado			-3166	-1732	25	1929	3686	4702	0	0	0	0	0	

Fuente: Elaboración propia.

Se tiene el flujo de caja de la veta Rosario con los cuales se hallan los indicadores económicos para su evaluación y su nueva ley cutt off, para la explotación.

Tabla N°6.53, Indicadores económicos para la veta Rosario

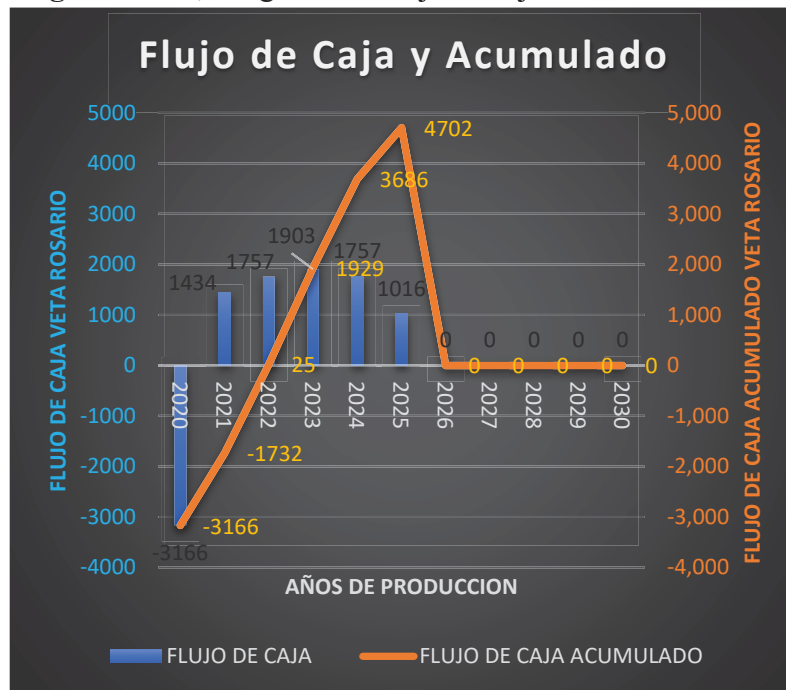
ITEM	VALOR	UNIDAD
VAN	\$1,887.83	MUSD
TIR	42%	%
Retorno inversión	3 años	años
Beneficio/Costo	1.18	US\$ / US\$
cutt off- sin expansión	10.75	gr/Ton

Fuente: Elaboración propia.

Resultados:

- VAN : 1 887 827 US\$, es recomendable la explotación con la veta Rosario.
- TIR : 42 %, indica un porcentaje de rentabilidad favorable.
- B/C : $1.18 > 1$, genera beneficios y es recomendable su explotación.
- RETORNO DE INVERSIÓN: Se recupera el capital invertido al tercer año de producción.
- Ley cut-off: con una ley de 10.75 gr/Ton, generará un VAN = 0.00 US\$, con esta ley no se generaría beneficios y sería el punto límite de explotación para el caso de la explotación de la veta Rosario sin la Veta Carmen.

Figura N°6.7, Diagrama de flujo de caja de la veta Rosario.



Fuente: Elaboración propia.

Flujo de caja de la veta Rosario, que muestra los montos acumulados que generaría la veta Rosario y los montos anuales de utilidades, pagando el costo de inversión en el tercer año de producción.

6.5 RESULTADOS

I. Resultados de Evaluación Técnica:

Se hizo una revisión del proyecto ejecutado hasta la fecha, en el cual se observó que no se llegó a cumplir los objetivos programados de producción por diversos factores que causaron ineficiencia en la producción planificada, siendo el principal que se haya encontrado menos mineral de lo estimado en la fase de exploración. La veta mostró buenas características para su explotación en un principio, pero empezó a disminuir en sus leyes y su potencia en diferentes tajos con leyes erráticas de oro que llevan a replantear las operaciones, de la forma como se describe a continuación.

PRIMERO, Se recuantificaron las reservas iniciales de la veta Rosario, disminuyendo la potencia estimada de la veta de 0.4 m a 0.2 m en promedio, según los datos obtenidos en el campo, dando como resultado una disminución de las reservas iniciales de un valor de 85 000 Toneladas a 40 176 Toneladas de mineral, de las cuales 29 031 Toneladas son reservas remanentes, luego de los 10 años de producción. Además, de acuerdo a los estudios realizados de perforaciones diamantinas en la Unidad Minera Santa María, adyacente al proyecto en estudio, se estimó que las reservas de la veta Carmen tienen las mismas características que la veta Rosario, con un valor de reservas similar, es decir 40 176 Toneladas de mineral, el cual es un valor considerable para considerar la expansión de las operaciones de producción. Por tal motivo, se considera una etapa de confirmación de los resultados exploratorios y de la ubicación y delimitación de la veta, la cual contempla perforaciones diamantinas en la unidad minera.

SEGUNDO, Se consideró seguir con el método de Corte y Relleno Ascendente con equipo tecnificado, empleado anteriormente. Esta es la mejor alternativa para alcanzar los estándares de producción requeridos, por ser el más adecuado para el tipo de yacimiento del proyecto minero Víctor Jesús, debido a las características geológicas y estructurales en el yacimiento y de la roca encajonante, que por lo general se muestran bien definidos con cambios graduales y dimensiones variadas desde 0.20 m de potencia, con contenidos de oro en veta muy variados. Las zonas ricas o bolsonadas adquieren formas de lentes y formas irregulares y las rocas encajonantes que delimitan con la veta se encuentran alteradas por soluciones hidrotermales cuya ley se encuentra por encima de la ley Cut Off.

TERCERO, Se planificó realizar la propuesta alternativa en diseño de las labores de desarrollo, preparación y explotación en el proyecto minero Víctor Jesús, lo cual genera un incremento de producción de mineral desde los valores previos mínimos de 1.2 toneladas diarias a 26.32 toneladas al día, producción mina, y con 20 toneladas de mineral tratadas diariamente en planta.

CUARTO, se trabaja con una ley base de 15 gr/Ton de oro, por factores de dilución que, sin embargo, pueden ser controlados hasta alcanzar los resultados de análisis de laboratorio de 25 gr/Ton como objetivo a alcanzar.

II. Resultados de Evaluación Económica:

QUINTO, el caso base de explotación requiere de una inversión total de 8 557 MUSD, de las cuales 5 269 MUSD son costos operativos (OPEX), y 3 288 MUSD son costos de capital (CAPEX) generando un VAN de 5 137 MUSD para el proyecto minero Víctor Jesús a una tasa de descuento del 15% y con una TIR de 53%. El periodo de retorno de inversión es de 3 años y tiene una ley cut off de 8.04 gr/Ton. Adicionalmente, este proyecto genera un ingreso para el Estado de 6 521 MUSD entre impuestos, regalías y canon minero.

SEXTO, trabajando con una ley promedio de 15 gr/Ton y considerando como precio del oro un promedio de los últimos 6 meses, se toma 1477.9 US\$/onz como valor representativo para el caso base, lo cual genera un VAN de 5 137 MUSD como Ingresos Netos del proyecto. Considerando un análisis de precios máximos y mínimos se contempla un rango mayor de los 10 últimos años, como se explica en el análisis de sensibilidad, asumiendo como precio máximo 1921 USD/onz que genera un VAN de 8 457 MUSD, y un precio mínimo de 1035 USD/onz que genera un VAN de 1 817 MUSD, lo cual muestra la robustez ante la variación de precios generando seguridad para los beneficios del proyecto minero Víctor Jesús.

SÉPTIMO, al variar las leyes del yacimiento en un análisis de sensibilidad se observa que existe una alta variabilidad del VAN. Como caso máximo se obtiene que los ingresos netos se duplican, pero también es posible que para los resultados inferiores sea necesario suspender las operaciones. Como se explica en el análisis de sensibilidad a la variación de leyes, al tener un valor máximo de 24 gr/Ton, similar a los valores obtenidos de laboratorio

se logra un VAN de 11 777 MUSD. Por otro lado, se comienza a tener pérdidas a partir de 8.04 gr/Ton, es decir esta es la ley cut-off que genera un VAN de 0 MUSD. Como se puede ver este es la principal vulnerabilidad del proyecto.

En el análisis de Incremento de Costos, que considera un 220% del CAPEX u OPEX originales muestran un VAN positivo para todos los escenarios. Esto indica que el proyecto es muy resistente al cambio de precio de los insumos, maquinarias y otros gastos operativos, así como de las inversiones del proyecto.

OCTAVO, asumiendo el caso de Inestabilidad Política que termine en un incremento de impuestos para la minería, es decir en el que se incrementó los valores actuales de 45.25 % sobre los ingresos, hasta un valor máximo de 80%, si bien la rentabilidad disminuye significativamente, el proyecto aun genera un VAN positivo de 129 MUSD, lo que indica que en caso de inestabilidad política se seguirá operando y generando beneficios.

NOVENO, se consideró sondajes diamantinos verticales en la parte superior de la quebrada Huaraco para llevar un control de las distancias hacia la veta Carmen en la expansión de la veta Rosario, con un costo de 250 000 USD, por 5 sondajes de 200 m. Labor de expansión tomará 72 días de desarrollo, teniendo un costo de 109 467 USD, gastos que serán considerados en el año 2025, 3 meses antes de terminar la veta Rosario para que el proyecto minero Víctor Jesús continúe sus trabajos de producción.

DÉCIMO, en el caso de realizar inversiones de exploración con resultado negativo y costo hundido no recuperable en la expansión de la veta Carmen, las reservas remanentes de la

veta Rosario permiten generar utilidades para el proyecto con un VAN de 1 887 827.93 USD, con un TIR de 42% y una relación de B/C de 1.18. Es decir, es recomendable explotar aún sin la veta Carmen, teniendo para este caso como límite una ley Cut Off de 10.75 gr/Ton y tomando 3 años para recuperar la inversión original, siendo viable la propuesta de incremento de producción de la veta Rosario y la expansión a la veta Carmen.

6.6 ANÁLISIS COMPARATIVO DE LA RENTABILIDAD EN EL PROCESO MECANIZADO Y EL PROCESO ARTESANAL DE LA UNIDAD MINERA VÍCTOR JESÚS.

6.6.1 Análisis del Flujo de caja Histórico de la Unidad Minera Víctor Jesús

Para hacer una mejor comparación de los procesos mecanizado y artesanal, es necesario analizar el desempeño económico del proyecto desde sus inicios. Se presenta en la **Tabla N° 6.56** el flujo histórico de caja, para observar en perspectiva los flujos históricos y las opciones futuras. Esto permite evaluar el potencial que podría tener las inversiones ya realizadas y permite también hacer proyecciones en base al desempeño histórico.

Al iniciar el Proyecto Víctor Jesús se requirieron inversiones importantes, tales como los estudios de prospección, construcción de accesos a la zona de estudio, para el transporte e instalación de la planta de tratamiento de mineral y otras maquinarias, construcción de campamentos, operaciones de preparación, además de la gestión de los permisos para operación, ambientales, comunitarios, etc. Estos se describen de forma global en la **Tabla N° 6.55**. La **Tabla N° 6.56**, muestra el cálculo del flujo de caja histórico. Como se puede observar en la **Figura N° 6.8** el flujo de caja acumulado muestra un valor positivo, aunque

los últimos años muestren un valor muy inferior a la primera etapa, debido al cambio de método de explotación. Para una adecuada comparación de los escenarios futuros se ha considerado importante incluir en el análisis económico la valorización actual de los activos y las inversiones ya realizadas. Esta consideración parte de la asunción de que el proyecto aún tiene reservas remanentes importantes y por la tanto siempre tiene que considerarse la posibilidad de una transferencia o venta. Es así que el proyecto no debería |considerar estos activos como un “costo hundido” porque aún tienen un valor asociado.

Tabla N° 6.55, Inversiones estimadas de la Unidad Minera.

INVERSIÓN ESTIMADA (US\$)		
ITEM	MONTO	US\$
VALORIZACION DE LA PLANTA	1250000	US\$
OBRAS DE INFRAESTRUCTURA Y REHABILITACIÓN	52 700	US\$
INTANGIBLES TRABAJOS AMBIENTALES	50 000	US\$
CAPITAL DE TRABAJO	65000	US\$
DESARROLLO-PREPRACIÓN	73000	US\$
IMPREVISTOS	32000	US\$
PAGO DE ESTUDIOS AMBIENTALES, TRAMITES Y PERMISOS DIVERSOS PARA LA MINA	80000	US\$
TOTAL	1500000	US\$

Fuente: Elaboración propia.

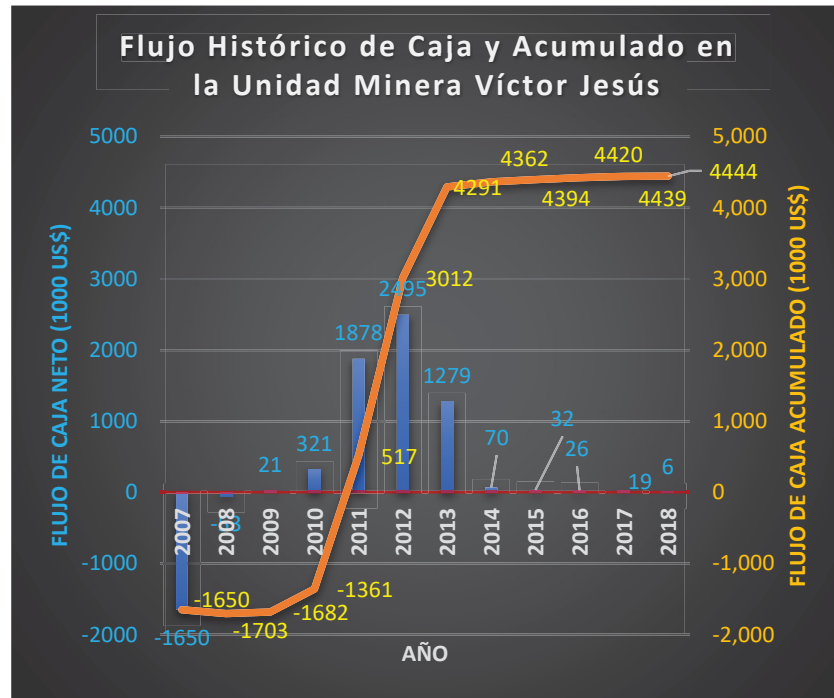
Tabla N° 6.56, Historia de Flujo de caja de la Unidad Minera Víctor Jesús.

Tasa de descuento	15%	VAN	FLUJO DE CAJA DE LA UNIDAD MINERA VÍCTOR JESUS SAC.												
			VETA ROSARIO												
Producción y Avance	Und.	Valor Actual	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	
Veta Rosario		inv													
Ley	gr/Ton		0	11.00	15	14	29	26	27	18	14	9	13	8	
Producción anual mineral	TM		0	270	390	1650	2445	3390	1995	330	180	240	120	135	
Producción desmonte	TM		0	1215	1755	7425	11003	15255	8978	1485	810	1080	540	608	
Producción material fino	onza	0	95	188	743	2280	2834	1732	191	81	69	50	35		
INGRESOS															
Precio referencial	USD/onza		0	960.99	1079.2	1359.1	1726.1	1841.1	1626.5	1483.5	1312.4	1408.8	1436.8	1421	
Ingreso bruto por venta	MUSD	6223	0	92	203	1009	3935	5218	2817	283	106	98	72	49	
costo total + impuestos			-4964	-1650	-145	-182	-688	-2057	-2723	-1538	-213	-74	-72	-53	-44
COSTOS	MUSD	-2704	-1650	-145	-165	-423	-505	-661	-480	-155	-47	-51	-38	-39	
Costos operativo (OPEX)		-1106	0	-115	-135	-343	-475	-631	-400	-125	-37	-41	-33	-34	
Explotación	MUSD		0	-37	-54	-228	-338	-468	-276	-46	-9	-12	-6	-7	
Transporte	MUSD		0	-0.60	-0.87	-3.68	-5.45	-7.56	-4.45	-0.74	-0.40	-0.54	-0.27	-0.30	
Tratamiento Metalúrgico	MUSD		0	-6.8	-9.8	-41.6	-61.7	-85.5	-50.3	-8.3	-2.7	-3.6	-1.8	-2.0	
Administrativo	MUSD		0	-50	-50	-50	-50	-50	-50	-50	-15	-15	-15	-15	
Geodinámica y otros estudios	MUSD			-20	-20	-20	-20	-20	-20	-20	-10	-10	-10	-10	
Inversion (CAPEX)		-1597	-1650	-30	-30	-80	-30	-30	-80	-30	-10	-10	-5	-5	
Maquinaria	MUSD		-150			-50			-50						
Planta de tratamiento	MUSD		-1500												
mantenimiento y reparaciones(20% costo)	MUSD		0	-30	-30	-30	-30	-30	-30	-30	-10	-10	-5	-5	
Perforación Diamantina 200 m	MUSD														
Expansion Cortada	MUSD							0							
		1260													
Ingreso neto antes de imp. y regalías	MUSD	3519	-1650	-53	38	586	3430	4557	2337	129	59	47	34	10	
Impuesto a la Renta (29.5%)	MUSD			0.0	-11.3	-173.0	-1012.0	-1344.2	-689.4	-38.0	-17.5	-13.8	-10.0	-3.1	
Canon Minero (50%IR)	MUSD			0.0	-5.7	-86.5	-506.0	-672.1	-344.7	-19.0	-8.8	-6.9	-5.0	-1.5	
Regalías 1%	MUSD			0.0	-0.4	-5.9	-34.3	-45.6	-23.4	-1.3	-0.6	-0.5	-0.3	-0.1	
(Total 45.25%)		2260													
Flujo de caja Neto	MUSD	1260	-1650	-53	21	321	1878	2495	1279	70	32	26	19	6	
Flujo de caja acumulado	MUSD		-1650	-1703	-1682	-1361	517	3012	4291	4362	4394	4420	4439	4444	

Fuente: Elaboración propia.

Se realiza producción mecanizada hasta el año 2014, a partir del año 2015 se entra en producción artesanal la cual reduce el flujo de caja.

Figura N°6.8, Flujo de Caja y Acumulado del Proyecto Minero Víctor Jesús



Fuente: Elaboración propia.

La figura muestra el flujo Caja Neto en las barras de color azul con una inversión estimada de 1'650,000 US\$ y el flujo de Caja Acumulado con color naranja llegando a alcanzar hasta 4'444,000 US\$ en el año 2018.

6.6.2 Análisis económico de la continuación con el método artesanal

Se ha considerado para este escenario una producción artesanal en la Unidad Minera Víctor Jesús a partir del año 2020 al año 2030, sin tomar en cuenta la propuesta alternativa de incremento de producción y la mecanización de los procesos de producción que se planificaron. Como se ha mencionado en la sección anterior, se ha llevado los activos de la planta de tratamiento, las instalaciones metalúrgicas, carreteras, operaciones de desarrollo, maquinarias y equipos a una valorización en el presente, reflejados como una inversión en el año 2020, como se detalla en la **Tabla N° 6.57**. Para esto se ha considerados

una pérdida del 20% del valor original. Los CAPEX y OPEX se recalcularon para este método.

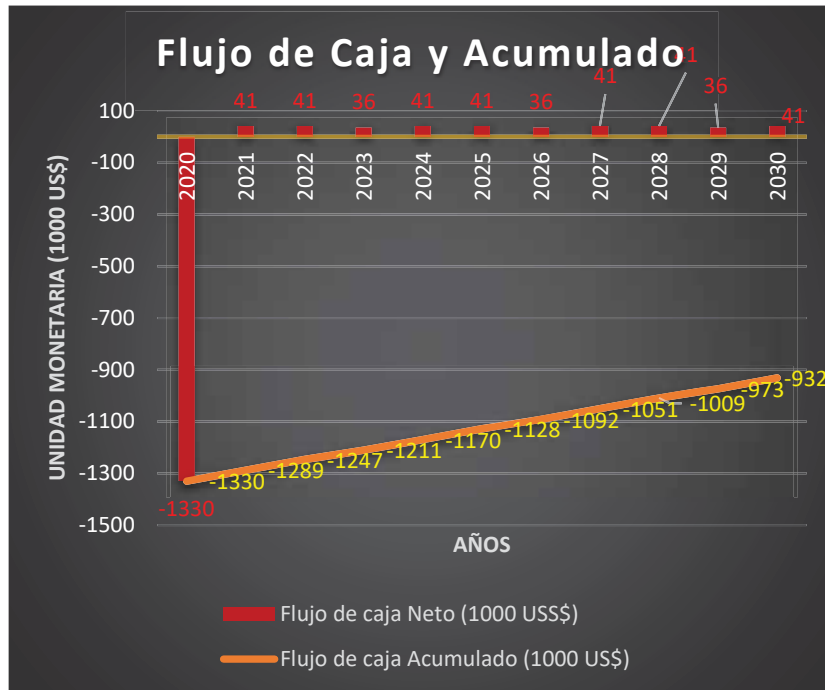
Tabla N° 6.57, Flujo de caja de operaciones artesanales en la Veta Rosario.

Tasa de descuento	15%	VAN	FLUJO DE CAJA DE LA UNIDAD MINERA VICTOR JESUS SAC.										
			VETA ROSARIO ARTESANAL										
Producción y Avance	Und.	Valor Actual	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030
Veta Rosario			inv										
Ley	gr/Ton		0	10.00	10	10	10	10	10	10	10	10	10
Producción anual mineral	TM		0	250	250	250	250	250	250	250	250	250	250
Producción desmonte	TM		0	608	608	608	608	608	608	608	608	608	608
Producción material fino	onza		0	80	80	80	80	80	80	80	80	80	80
INGRESOS													
Precio referencial	USD/onza		0	1477.9	1478	1478	1478	1478	1478	1478	1478	1478	1478
Ingreso bruto por venta	MUSD	518	0	119	119	119	119	119	119	119	119	119	119
		-1500	-1330	-77	-77	-83	-77	-77	-83	-77	-77	-83	-77
COSTOS	MUSD	-1356	-1330	-43	-43	-53	-43	-43	-53	-43	-43	-53	-43
Costos operativo (OPEX)		-162	0	-37	-37	-37	-37	-37	-37	-37	-37	-37	-37
Explotación	MUSD		0	-8	-8	-8	-8	-8	-8	-8	-8	-8	-8
Transporte	MUSD		0	-0.6	-0.6	-0.6	-0.6	-0.6	-0.6	-0.6	-0.6	-0.6	-0.6
Tratamiento Metalúrgico	MUSD		0	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
Administrativo	MUSD		0	-15	-15	-15	-15	-15	-15	-15	-15	-15	-15
Geodinámica y otros estudios	MUSD			-10	-10	-10	-10	-10	-10	-10	-10	-10	-10
Inversion (CAPEX)		-1195	-1330	-6	-6	-16	-6	-6	-16	-6	-6	-16	-6
Maquinaria	MUSD		-30			-10			-10			-10	
IMPLEMENTACION DE PLANTA	MUSD		-50										
mantenimiento y reparaciones(20% costo)	MUSD		0	-6	-6	-6	-6	-6	-6	-6	-6	-6	-6
Valor actual de planta y operaciones	MUSD		-1250					0					
	MUSD												
		-982											
Ingreso neto antes de imp. y regalías	MUSD	-838	-1330	76	76	66	76	76	66	76	76	66	76
Impuesto a la Renta (29.5%)	MUSD			-22	-22	-19	-22	-22	-19	-22	-22	-19	-22
Canon Minero (50%IR)	MUSD			-11	-11	-10	-11	-11	-10	-11	-11	-10	-11
Regalías 1%	MUSD			-0.8	-0.8	-0.7	-0.8	-0.8	-0.7	-0.8	-0.8	-0.7	-0.8
(Total 45.25%)		144											
Flujo de caja Neto	MUSD	-982	-1330	41	41	36	41	41	36	41	41	36	41
Flujo de caja acumulado	MUSD		-1330	-1289	-1247	-1211	-1170	-1128	-1092	-1051	-1009	-973	-932

Fuente: Elaboración propia.

Se aprecia el flujo de caja neto con sombreado negro y letras blancas en 10 años de producción, las cuales resultan positivas con un promedio de 40 000 USD anuales en operaciones de producción artesanal.

Figura N°6.9, Flujo de caja y Acumulado



Fuente: Elaboración propia.

Se observa el flujo de caja Neto en las barras de color rojo (MUS\$) y en el diagrama de color naranja el flujo de caja Acumulado negativo.

Los resultados de una producción artesanal muestran un Flujo de caja Neto positivo de 40 000 US\$ anuales en promedio, desde el año 2021 en adelante. Esto podría dar la falsa impresión de que el proyecto es rentable, sin embargo, el análisis adecuado, considerando la valorización de los activos, que se ve reflejada como una inversión en el primer año, muestra un flujo acumulado negativo. Esto demuestra que el nivel de producción artesanal a pesar de tener un flujo de caja positivo no compensa la valorización de las inversiones realizadas en la operación. Es decir, podría generarse muchos más ingresos con una transferencia o venta del activo, en lugar de tener una operación de mayor nivel operando ineficientemente en condiciones mínimas.

6.6.3 Análisis comparativo del Flujo de Caja en los procesos Mecanizados y Artesanales

Para este análisis comparativo, se ha tomado los flujos de caja del método mecanizado, que consideraron la propuesta de incremento de la producción y una expansión a una nueva veta, de acuerdo a lo descrito en la sección 6.2 y los resultados de la continuación de producción del método artesanal de la sección 6.6.2.

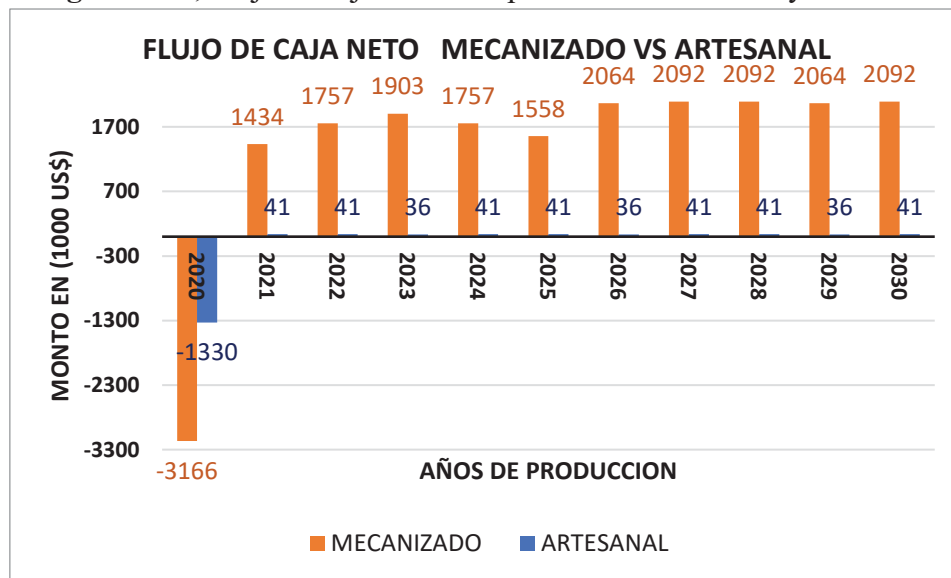
Tabla 6.59, Flujo de caja y Acumulado de operación Mecanizada y Artesanal.

MECANIZADO													
AÑO	und.	VPN	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030
Flujo de caja Neto	MUSD	5137	-3166	1434	1757	1903	1757	1558	2064	2092	2092	2064	2092
Flujo de caja acumulado	MUSD		-3166	-1732	25	1929	3686	5245	7309	9401	11492	13557	15648
ARTESANAL													
Flujo de caja Neto	MUSD	-982	-1330	41	41	36	41	41	36	41	41	36	41
Flujo de caja acumulado	MUSD		-1330	-1289	-1247	-1211	-1170	-1128	-1092	-1051	-1009	-973	-932

Fuente: Elaboración propia.

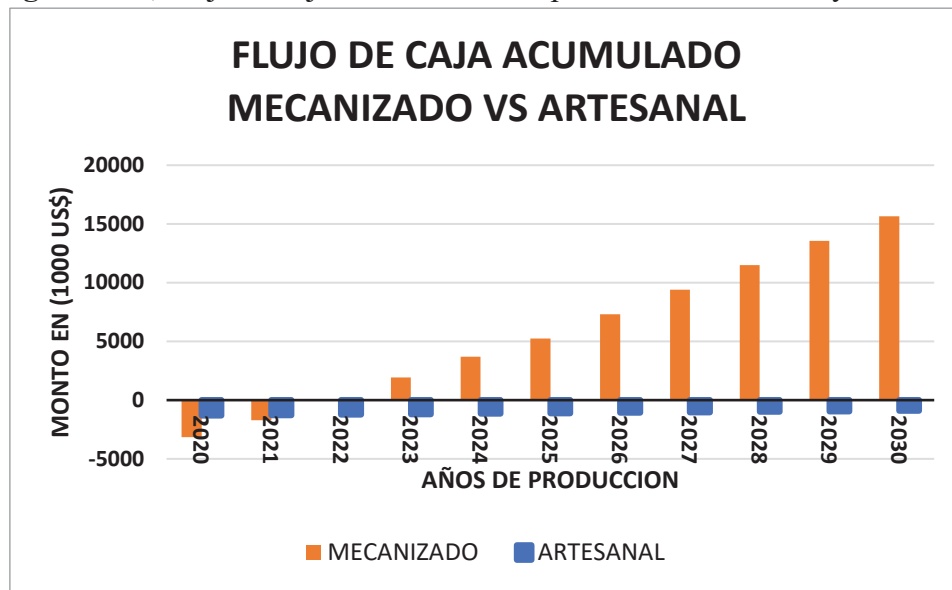
Se muestra los Flujos de caja Netos y Acumulados en los 10 años de producción artesanal y mecanizada de la Unidad Minera Víctor Jesús.

Figura 6.11, Flujo de caja Neto de operación Mecanizada y Artesanal



Fuente: Elaboración propia.

Figura 6.12, Flujo de caja Acumulado de operación Mecanizada y Artesanal



Fuente: Elaboración propia.

Comparando los flujos de caja de procesos de producción Mecanizado y Artesanal, es evidente que resulta una mejor opción el trabajo mecanizado, por presentar mayores beneficios a pesar de registrar una inversión mayor, la cual llegará a ser recuperada en el tercer año de producción. En cambio, con la producción artesanal no se llegaría a recuperar lo invertido.

CONCLUSIONES

1. La evaluación técnica del estudio de incremento de producción en el proyecto muestra que existen reservas remanentes suficientes (29 031 Ton, veta Rosario) y recursos contingentes de exploración necesarios (40 176 Ton, veta Carmen) para continuar e incrementar la producción del proyecto minero Victor Jesús, haciendo viable el proyecto técnicamente.
2. Se consideró que el mejor método para la operación es el Corte y Relleno Ascendente con equipo tecnificado, empleado en una etapa anterior, debido a las características geológicas y estructurales en el yacimiento y de la roca encajonante, que por lo general se muestran bien definidos con cambios graduales y dimensiones variadas desde 0.20 m de potencia, con contenidos de oro en veta muy variados.
3. Técnicamente el proyecto es viable, puesto que con la propuesta para realizar las labores de desarrollo, preparación y explotación en el proyecto minero Víctor Jesús, se genera un incremento de producción de mineral desde los valores previos mínimos de 1.2 toneladas diarias a 26.32 toneladas al día, producción mina, y con 20 toneladas de mineral tratadas diariamente en planta.
4. La evaluación económica para la propuesta de incremento de producción de la explotación, considerando la nueva inversión a realizarse (3,28 MMUSD), los nuevos costos operativos por la implementación del método tecnificado (5.26 MMUSD) y los ingresos incrementales hacen viable económicamente el proyecto, con un VAN de 5,14 MMUSD y una TIR de 53%. Se planteó diferentes análisis de sensibilidad para evaluar el proyecto a diferentes leyes del mineral, costos

Operativos y de Capital, precio del oro en el mercado internacional, mostrándose ante todas estas variaciones como un proyecto robusto y resistente para generar utilidades a pesar de los cambios analizados. Según los resultados de la Evaluación Económica el proyecto es sensible a la variación de la ley del oro, sin embargo, las leyes cut-off (8,04 gr/Ton) se encuentran muy por debajo de los promedios de laboratorio (25 gr/Ton) y en el rango inferior de los valores históricos de explotación (8 a 29 gr/Ton). También se demuestra que el proyecto es comparativamente más rentable que continuar con la operación en el método artesanal (VAN tecnificado 5,14 MMUSD contra VAN artesanal -0,98 MMUSD). Para un caso de resultados negativos de exploración, el proyecto minero Víctor Jesús sigue siendo económicamente rentable, con un VAN de 1,89 MMUSD).

RECOMENDACIONES

1. Del estudio realizado se puede contemplar un esquema de explotación alternativo en el cual se haga un incremento de producción adicional mediante la expansión de la capacidad de procesamiento de la planta.

Para generar este incremento en la producción del proyecto minero Víctor Jesús, se ha identificado que uno de los puntos críticos es la capacidad de acumulación de mineral, es decir se necesita ampliar terrenos de pads de acumulación de mineral. Esto incluso podría generar un incremento de producción, aun si no se tuviera un incremento en la capacidad de la planta.

2. Para la ampliación de la planta, se recomienda considerar la ampliación de la planta de tratamiento mediante la obtención de un molino de mayor capacidad, con 3 tanques de flotación y un nuevo sistema de fundición para acelerar el proceso de recuperación.
3. Se estimó una ley base de 15 gr/Ton para realizar los cálculos de la propuesta de incremento de producción, pudiendo generar hasta 25 gr/Ton en la ley del oro, y se podría llegar a recuperar este valor si se hace un control más exhaustivo en la dilución, aunque también se pueden obtener resultados equivalentes con un mayor control metalúrgico.

También es beneficioso llevar un mejor control en la recuperación del fino ya que la ley de concentrado es de un 60 - 65 % de la ley de cabeza.

4. Según estudios de perforación diamantina en la unidad minera Santa María, se hallaron vetas paralelas a la veta Rosario y veta Carmen, a unos 280 metros de cortada de la veta Carmen. Este nuevo recurso se denomina veta Padre Dios. Además, se ha identificado a 90 metros de la veta Padre Dios, en dirección Norte, la veta Gringa, con contenido de pira y una ley de 20 gr/Ton. Por último, a 490 m de la veta Gringa se encontró una veta aún no nombrada, la cual tiene una potencia de 5m y una ley de 70 gr/Ton, basándose en los estudios de la Unidad Santa María PODEROSA. Todas estas vetas podrían estar presentes en la Unida Minera Víctor Jesús.

BIBLIOGRAFÍA

1. Arcos, D. (2008), “*Estudio de Impacto Ambiental semi detallado en zona de amortiguamiento caso: Minera Victor*”, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima.
2. Bernaola, Castilla, J. y Herrera, H. (2013). “*Perforación y Voladura de rocas en minería*”. Universidad Politécnica de Madrid, España.
3. Bojórquez, V. (2001). “*Informe mensual de operaciones de la mina Arirahua S.A.*” Universidad Nacional de Ingeniería, Lima.
4. Borisov, Klovov y Gornovio. (1976).” *Labores Mineras*”; Editorial MIR, Moscú.
5. Calderón, N. (2015). “*Optimización de las prácticas de perforación y voladura el avance y producción de la minería de mediana escala (Unidad minera MACDESA)*”. Universidad Nacional del centro del Perú”, Huancayo.
6. Calderón, J. (2017).” *Estudio geológico del yacimiento mineral de la veta Esperanza en el batolito Pataz minera Poderosa Pataz-La Libertad*”. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Arequipa.
7. Chancolla, G. (2009). “*Evaluación técnica, económica y financiera para la viabilidad del proyecto Victoria, en la unidad Parcoy – Consorcio minero Horizonte S.A.*”, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Arequipa.
8. Chambi, A. (2014). “*Proyecto de explotación de la veta La Picada por el método corte y relleno ascendente empresa minera aurífera Estrella Caraveli-Arequipa*”, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Arequipa.

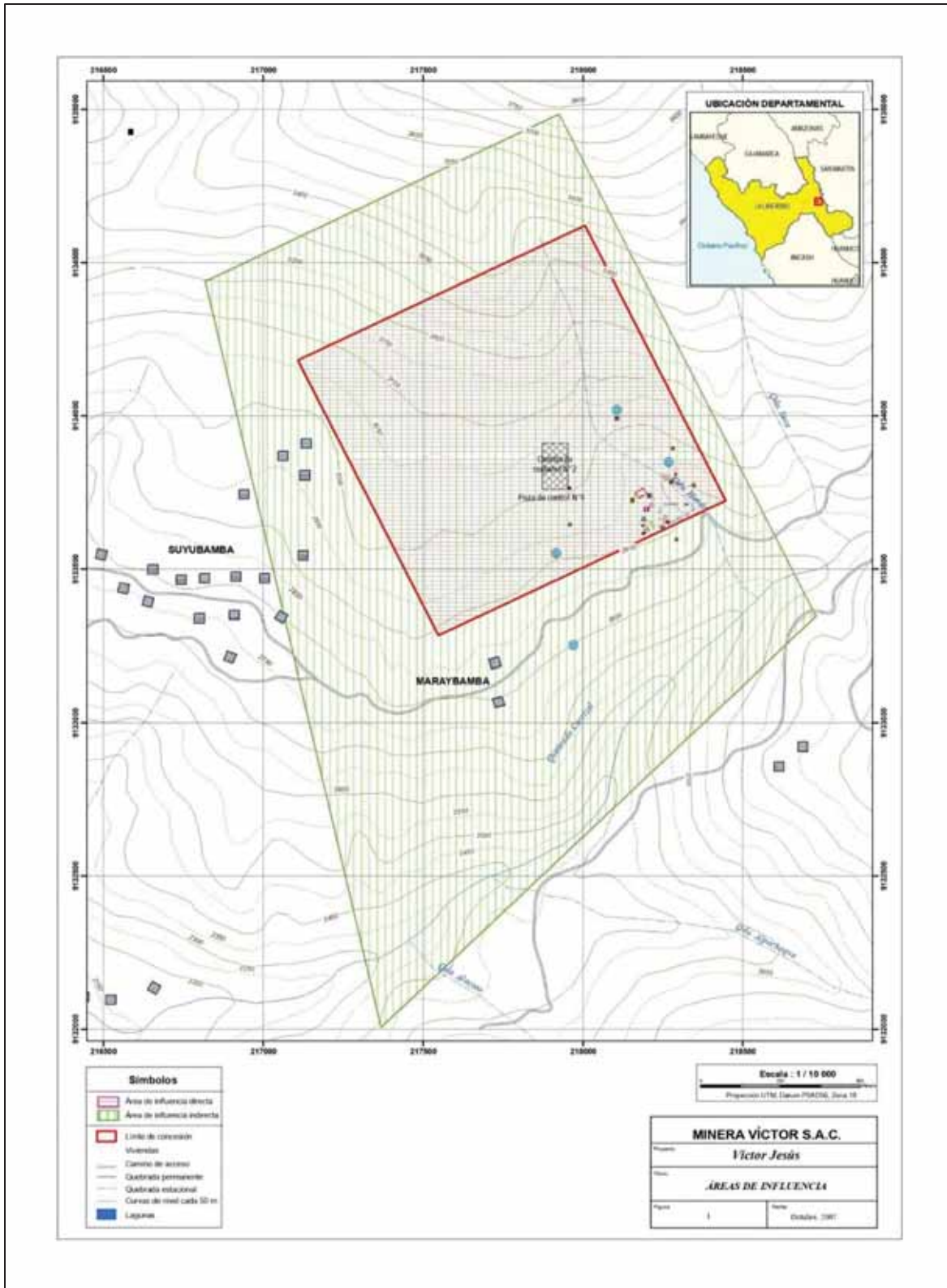
9. De la Cruz, E. (1999).” *Planeamiento y control en operaciones mineras*”; Revista del Instituto de Investigación (RIIGEO). Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima.
10. Gaimes, D. (2019). “*Optimización del ciclo de minado para incrementar la productividad diaria en la Cooperativa Minera Limata Ltda*”. Universidad Tecnológica del Perú, Arequipa.
11. Gómez, P. (2009). “*Indicadores de explotación en mina Huaron*”. Universidad Nacional de Ingeniería, Lima.
12. Guadalupe, A. (2006). “*Diseño y cálculo de la voladura de una galería*”. Universidad Michoacana de San Nicolás de Hidalgo, México.
13. Hartman, H.L. (1987). *Introductory Mining Engineering*. John Wiley New Jersey.
14. Hernández, R. (2006).” *Metodología de la investigación*”; Cuarta edición. Mc. Graw Hill; México.
15. Madariaga, P. (2012).” *Análisis técnico económico para la explotación de la mina aurífera subterránea San Salvador*”. Universidad San Agustín de Arequipa, Arequipa.
16. Mamani, F. (2014). *Explotación de Yacimiento Aurífero de la concesión minera Víctor Jesús S.A.C*. Universidad San Antonio Abad del Cusco, Cusco.
17. Mamani, C. (2013). “*Método de minado taladros largos en vetas angostas mina Coricancha*”, Universidad nacional de Ingeniería, Lima.
18. Osinergmin (2017). “La industria de la minería en el Perú: 20 años de contribución al crecimiento económico del país”, Magdalena del Mar, Lima, Perú.
19. Mendoza, R. (2017). “*Implementación de teoría de la conminución en diseño de mallas de perforación y voladura-compañía minera Poderosa S.A.*”, Universidad Nacional del centro del Perú, Huancayo.

20. Pacahuala, M. (2015). “*Reducción de costos operativos en desarrollos mediante actualización de estándares de perforación y voladura, caso de la empresa especializada MINCOTRALL S.R.L*”, Universidad Nacional del centro del Perú, Huancayo.
21. Sucasaca, D. (2019). “*Incremento de la producción del mineral en los tajos Carlota y San José mediante el método de explotación corte y relleno ascendente mecanizado en la minería Arirahua S.A. – Arequipa*”. Universidad Nacional del Altiplano, Puno.
22. Vejarano, E. (2014), “*Experiencia de los países de la región en administración tributaria para las Industrias Extractivas*”, Superintendencia Nacional y Aduanas de Administración Tributaria, Lima.

ANEXOS

LISTA DE ANEXOS

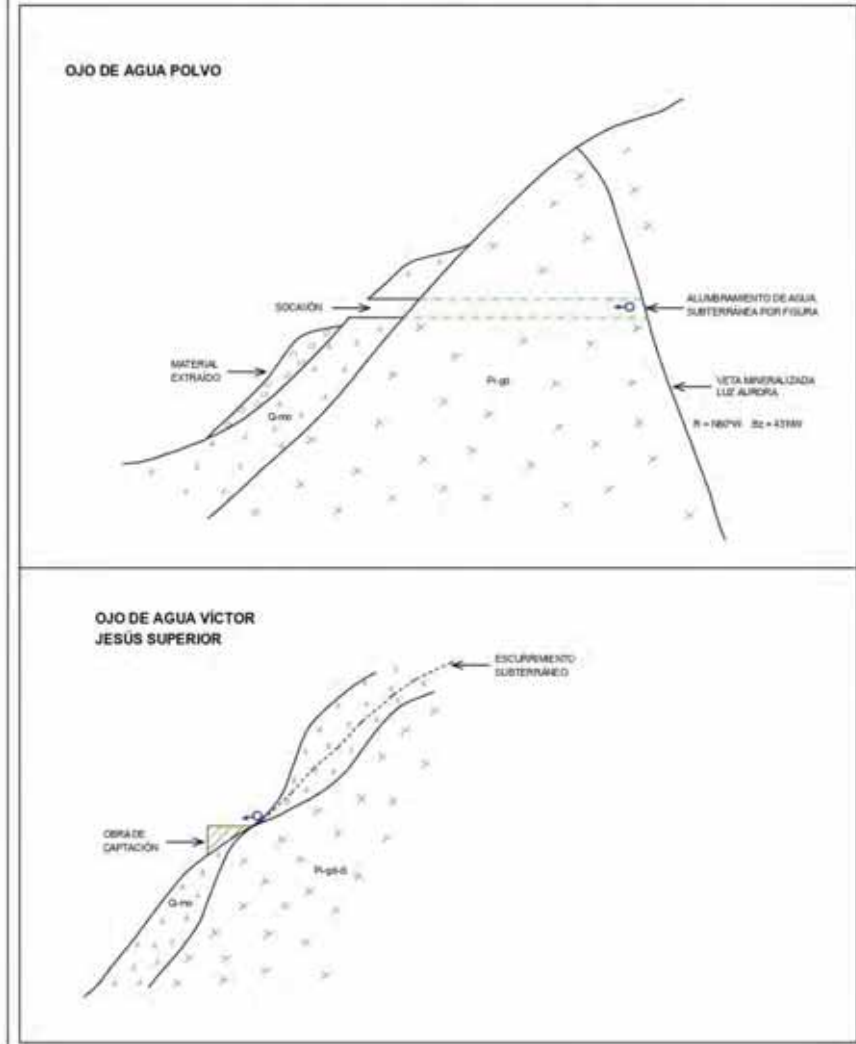
1. Plano de áreas de influencia.
2. Componentes del proyecto.
3. Perfil hidrogeológico.
4. Plano de distancia área protegida.
5. Plano de explotación.
6. Plano geología y geodinámica externa.
7. Plano de vetas en exploración y explotación.
8. Plano de desarrollo.
9. Secciones transversales geología.



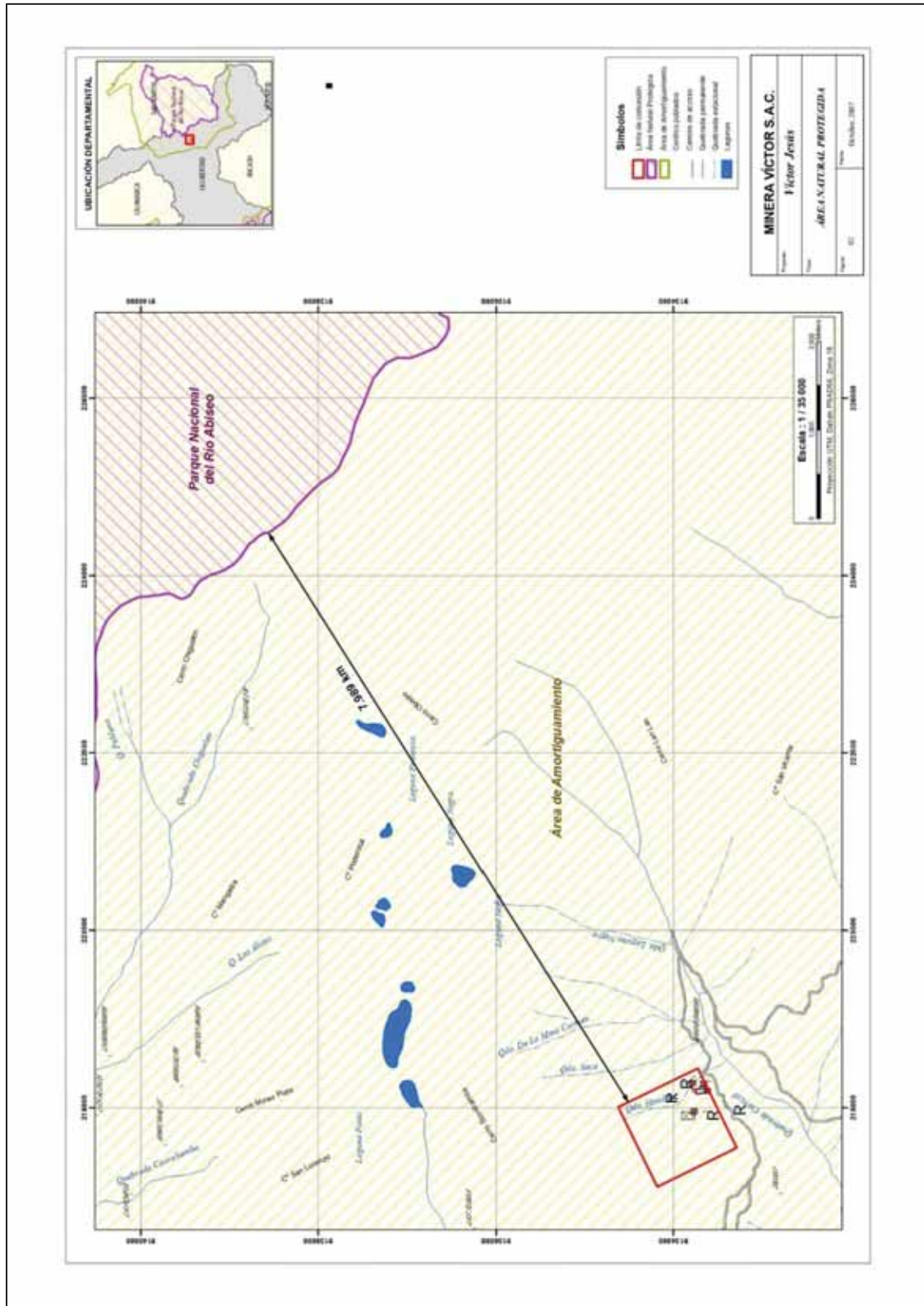
1. Plano de áreas de influencia.

FIGURA 4.1

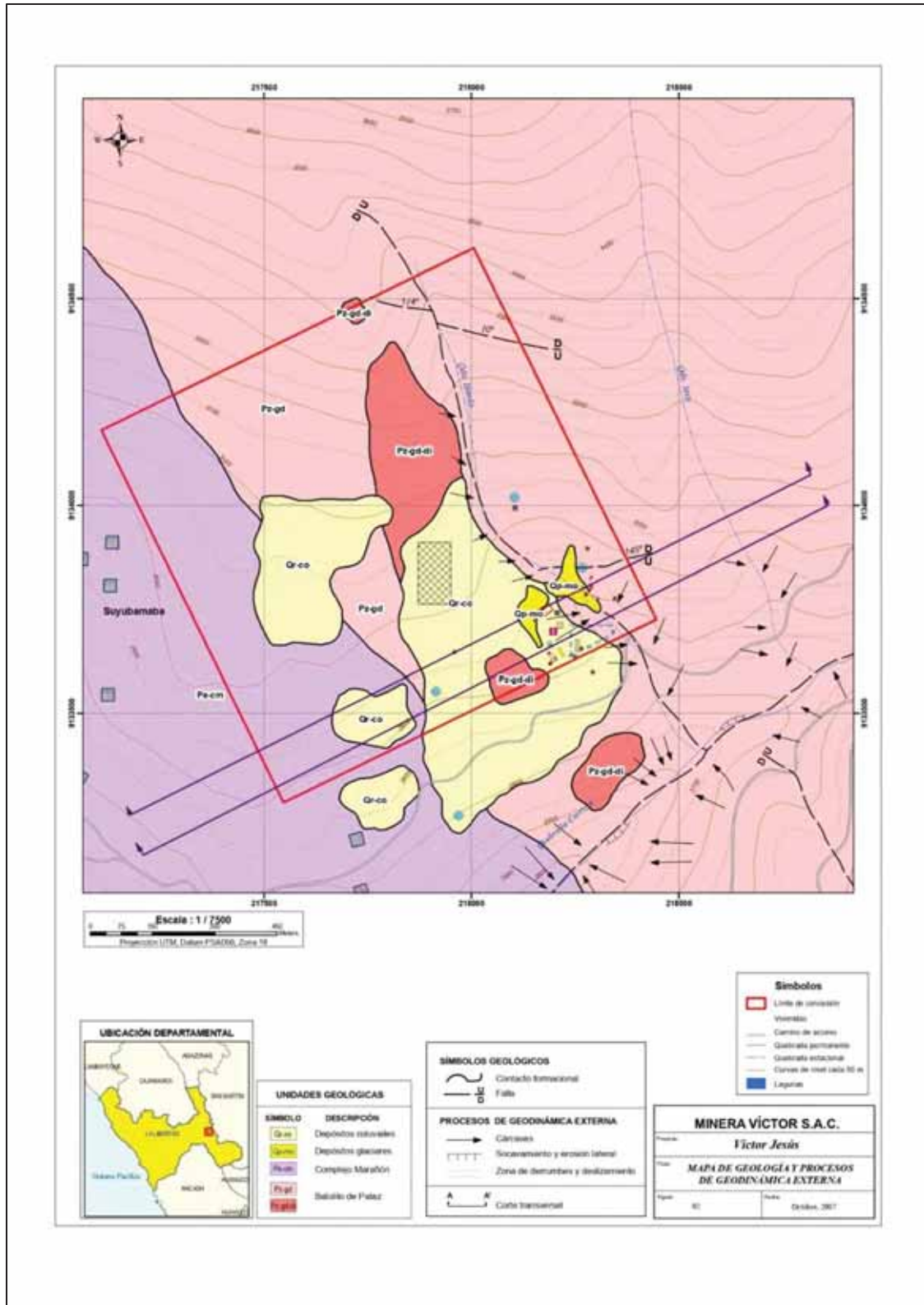
PERFIL ESQUEMÁTICO DE ALUMBRAMIENTO SUBTERRÁNEO



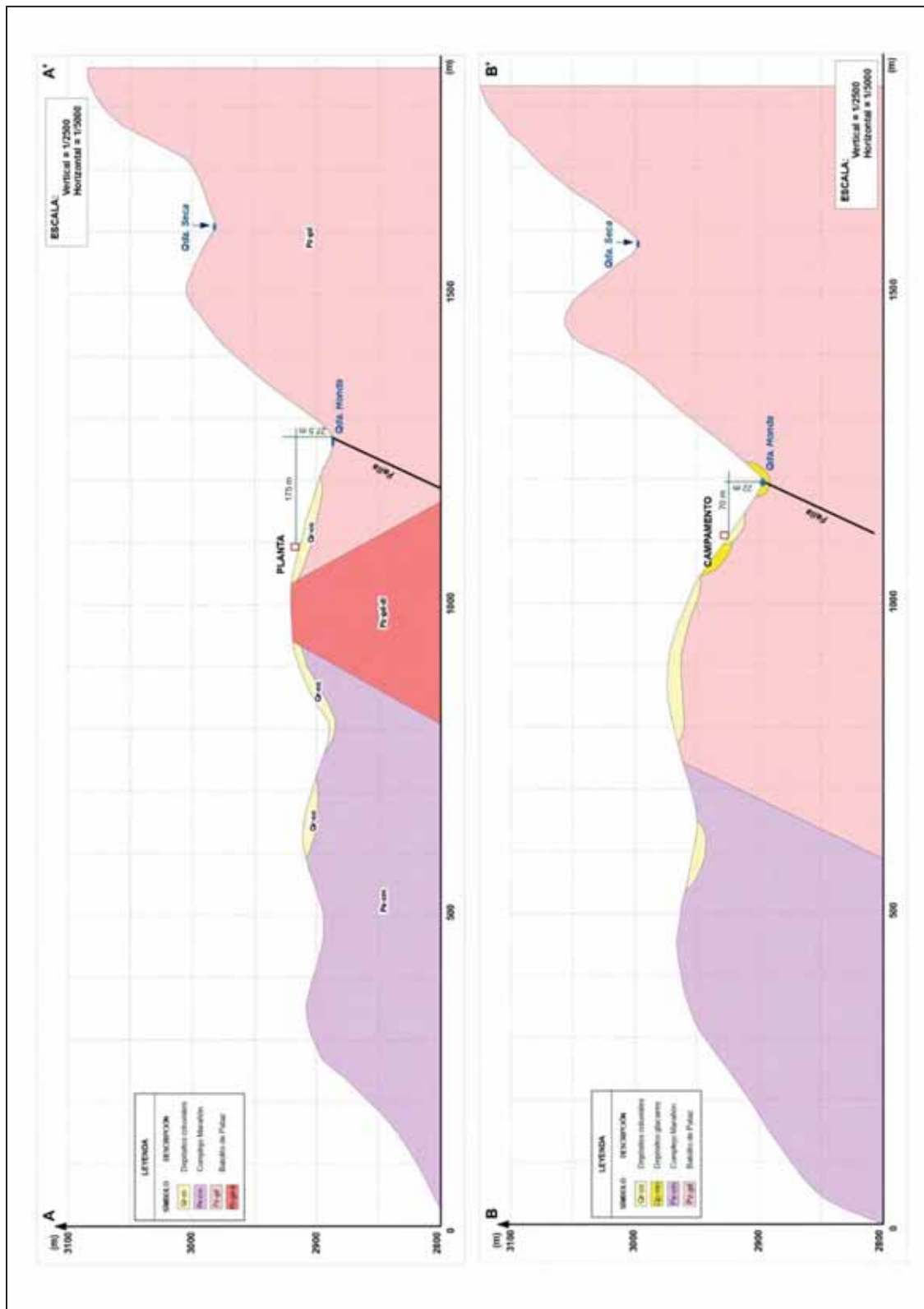
3. Perfil hidrogeológico.



4.Plano de distancia área protegida.



6. Plano de geología y geodinámica externa.



10. Secciones transversales geología.