

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA**



**TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL**

**“ANÁLISIS TÉCNICO ECONÓMICO PARA LA SELECCIÓN  
DEL SISTEMA DE EXTRACCIÓN DE MINERAL EN UNA MINA  
TRACKLEES BASADO EN UN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN  
SUB LEVEL STOPING”**

**PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE  
INGENIERO DE MINAS**

**ELABORADO POR  
JAVIER ENRIQUE OSORIO BAZAN**

**ASESOR  
ING. VICTOR MANUEL HERNANDEZ DIAZ**

**LIMA-PERU**

**2021**

## **DEDICATORIA**

A mi Padre Celestial que todos mis logros son gracias a su voluntad.

A mis padres, por su apoyo incondicional, los valores impartidos tales como la perseverancia y el amor que me brindaron.

A mi esposa y mis hijos, fuente de mi inspiración para dar lo mejor de mí.

Eternamente agradecido con todos ellos y con los amigos que gané porque me enseñaron con su experiencia que la minería se vive desde las entrañas de la tierra, al

Ing. Cristian Cerrón, Ing. Ever Astete, los trabajadores de la mina Uchucchacua, a

Compañía de minas Buenaventura, a mi alma mater UNI.

## **RESUMEN**

El presente estudio desarrolla el análisis técnico económico del sistema de transporte de mineral con la finalidad de reducir los costos extracción por tonelada transportada, mediante una adecuada selección entre sistema trackless y los sistemas de transporte fijos mediante los raise boring, locomotora y pique. Un minado masivo como el sub level stoping generalmente las minas subterráneas deciden aumentar la producción, ante esta realidad se propone un análisis para determinar la mejor alternativa obteniendo alta productividad de los recursos.

La unidad de análisis y toma de datos se realizó en la ciudad de Lima, provincia de Oyón, en la mina Uchucchacua específicamente la zona Socorro Alto del Tajo 6189 durante el periodo 2019. Actualmente Uchucchacua cuenta con tres minas en explotación: Socorro Bajo, Socorro Alto y Huantajalla, cuya producción es extraída a través de los piques Luz y Máster. Los métodos de explotación utilizados son los de corte y relleno ascendente y sub level stoping en la variante Bench & Fill, ambos mecanizados con equipos de bajo perfil. El mineral se transporta por rieles a través de locomotoras y carros mineros hacia las zonas de carguío de los piques y hacia la planta concentradora. El acceso principal a las zonas de minado se realiza a través de una rampa descendente. El material estéril es recirculado como relleno hacia los tajos y el excedente es transportado hacia el depósito de material estéril.

Palabras Claves: Transporte de mineral, diseño, costos, acarreo, carguío, trackless.

## **ABSTRACT**

This study develops the technical economic analysis of the mineral transport system in order to reduce extraction costs per ton transported, through an adequate selection between trackless system and fixed transport systems such as raise boring, locomotive and shaft. A massive mining such as sub-level stoping, generally the underground mines decide to increase production, before this reality an analysis is proposed to determine the best alternative obtaining high productivity of the resources.

The unit of analysis and data collection was carried out in the city of Lima, Oyón province, in the Uchucchacua mine specifically the zone Socorro Alto on tajo 6189 during the period 2019. Currently Uchucchacua has three mines in operation: Socorro Bajo, Socorro Alto and Huantajalla, whose production is extracted through the Luz and Master shaft. The exploitation methods used are ascending cut and fill and sub level stoping in the Bench & Fill variant, both mechanized with low profile equipment. The ore is transported by rails through locomotives and mining cars to the loading areas of the shafts and to the concentrator plant. The main access to the mining areas is via a descending ramp. The sterile material is recirculated as filling to the stopes and the surplus is transported to the sterile pile.

**Keywords:** Ore transport, design, costs, hauling, loading, trackless.

## **PRÓLOGO**

En el Capítulo 1, presenta la introducción con la formulación del problema y el objetivo de estudio. Además, se muestra los antecedentes investigativos en relación a los trabajos que aquí nos ocupan.

En el Capítulo 2, presenta el marco teórico de bibliografía relacionada al objeto de estudio, y un marco conceptual sobre los términos que atribuyen ambigüedad en la investigación.

En el Capítulo 3 plantea la hipótesis y se definen las variables de estudio, finalmente se muestra la tabla de operacionalización de variables.

En el Capítulo 4, desarrolla la metodología de la investigación, donde la investigación es de tipo mixta y descriptiva y de diseño experimental.

En el Capítulo 5, presenta el desarrollo del plan de minado y al diseño de explotación, esta información está asociada a los factores principales que controlan el transporte de mineral, y a los parámetros de diseño. Utilizando la información de plan de minado, diseño de mina desarrollada, herramientas de cálculo y software de diseño, se llevó a cabo el análisis que determina el transporte en base a costos de operación e inversión, y el tiempo de implementación para la explotación de veta Cachipampa.

Se define los métodos de transporte alternativos para la explotación de veta Cachipampa y se han establecido los criterios para la decisión del sistema de transporte subterráneo. Toda esta información es presentada en el Capítulo 6.

Finalmente se presenta las conclusiones y recomendaciones del estudio realizado.

## ÍNDICE

RESUMEN .....	II
ABSTRACT .....	III
PRÓLOGO .....	IV
ÍNDICE DE FIGURAS.....	VIII
ÍNDICE DE TABLAS .....	X
CAPITULO I.....	1
INTRODUCCIÓN .....	1
1.1. Generalidades.....	1
1.2. Descripción del problema de investigación .....	2
1.3. Objetivos del estudio .....	5
1.4. Antecedentes investigativos .....	5
CAPITULO II.....	11
MARCO TEÓRICO Y CONCEPTUAL .....	11
2.1. Marco teórico.....	11
2.1.1. Recursos minerales.....	11
2.1.2. Recurso Mineral Inferido.....	11
2.1.3. Recurso Mineral Indicado:.....	12
2.1.4. Recurso Mineral Medido: .....	13
2.1.5. Reserva Mineral: .....	13
2.1.6. Reserva Mineral Probable:.....	14
2.1.7. Reserva Mineral Probada:.....	14
2.1.8. Métodos de explotación:.....	15
2.1.9. Sistemas de transporte en minas subterráneas.....	17
2.1.10. Los sistemas Carguío, Acarreo y Descarga (LHD) .....	19
2.1.11. Los sistemas de transporte con camiones. ....	20
2.1.12. Selección del equipo LHD. ....	21
2.1.13. Selección analítica de los equipos de transporte. ....	22
2.1.14. Determinación de la capacidad de producción de los equipos de carga y de transporte minero.....	25
2.1.15. Relación entre los equipos de carguío y transporte.....	25
2.1.16. Factor de eficiencia del trabajo en la producción.....	26
2.1.17. Determinación de la capacidad de carga de LHD. ....	27

2.1.18.	Determinación de la capacidad de transporte. ....	28
2.1.19.	Selección de tamaño y modelo de equipo. ....	29
2.1.20.	Tiempo de ciclo. ....	30
2.1.21.	Consideraciones para el cálculo del ciclo básico de carga y transporte. 31	
2.1.22.	Componentes del ciclo de carga y transporte. ....	31
2.1.23.	Factor de eficiencia en el trabajo. ....	32
2.1.24.	Densidad de los materiales y factores de expansión en volumen del material. 33	
2.1.25.	Perforación raise borer. ....	34
2.2.	Marco Conceptual. ....	35
2.2.1.	Ley. ....	35
2.2.2.	Dilución. ....	35
2.2.3.	Desarrollo. ....	35
2.2.4.	Explotación. ....	35
2.2.5.	Tajo. ....	36
2.2.6.	Pilar. ....	36
2.2.7.	Caja. ....	36
2.2.8.	Crucero. ....	36
2.2.9.	Pique. ....	36
2.2.10.	Balde. ....	36
2.2.11.	Tren. ....	36
2.2.12.	Carro. ....	37
2.2.13.	Chimenea. ....	37
2.2.14.	Echadero. ....	37
2.2.15.	Tolva. ....	37
CAPITULO III .....		38
HIPÓTESIS Y OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES .....		38
3.1.	Hipótesis. ....	38
3.1.1.	Hipótesis General. ....	38
3.1.2.	Definición de Variables. Operacionalización de variables. ....	38
CAPITULO IV .....		39
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN .....		39
4.1.	Tipo y diseño de la investigación. ....	39
4.2.	Unidad de análisis. ....	40

4.2.1. Mina Uchucchacua .....	40
4.3. Matriz de consistencia .....	57
CAPITULO V .....	58
DESARROLLO DEL TRABAJO DE INVESTIGACIÓN .....	58
5.1. Recolección de datos. ....	58
5.1.1. Diagnóstico del sistema de extracción de la Veta Cachipampa. ....	58
5.1.2. NV 4450 – NV 4240 – RP 760 (Rampa Fernando).....	60
5.1.3. NV 4240 – SOCORRO ALTO.....	63
5.1.4. NV 4240 – NV 4180 – RP 6522 (RAMPA AUXILIAR).....	64
5.1.5. NV 4180 – SOCORRO ALTO.....	65
5.1.6. NV 4120 – PIQUE LUZ & PIQUE MASTER .....	66
5.2. Procesamiento de la información. ....	72
5.2.1. Aspectos técnicos .....	72
5.2.2. Aspectos económicos.....	92
5.3. Análisis comparativo de los sistemas de transporte de mineral. ....	97
5.3.1. Análisis de Alternativa 1.....	98
5.3.2. Análisis de Alternativa 2.....	100
5.3.3. Análisis de Alternativa 3.....	103
5.3.4. Análisis de Alternativa 4.....	105
CAPITULO VI.....	108
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS .....	108
6.1. Evaluación Económica de los sistemas de transporte.....	108
6.2. Propuesta técnico económica del sistema de transporte modificado.....	109
6.2.1. Análisis de alternativa 1 modificado .....	110
CONCLUSIONES .....	113
RECOMENDACIONES .....	115
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.....	117



## ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA 1.1 Cuadro comparativo de costo de minado y costo de transporte. ....	4
FIGURA 1.2 Distribución de costos de mina Uchucchacua. ....	5
FIGURA 2.1 Relación general entre resultados de Exploración, Recursos Minerales y Reservas de Mena. ....	12
FIGURA 2.2 Gráfico de Hartman para la selección de un método de minado. ....	17
FIGURA 2.3 LHD cargando un camión en interior mina. ....	22
FIGURA 2.4 Mediciones de la capacidad volumétrica. ....	34
FIGURA 5.1 Diagnóstico de la ruta inicial del sistema de extracción de mineral. ....	59
FIGURA 5.2 Ingreso a la RP 760 (Rampa Fernando) de Sección 4.2 x 3.8 m <sup>2</sup> . ....	60
FIGURA 5.3 Paradas de Vehículos ubicados en la RP 760 (Evita el Tráfico) ....	61
FIGURA 5.4 Salida del Volquete hacia Superficie. ....	61
FIGURA 5.5 Toma de Tiempos de Vehículos en la Intersección de la RP 760 & RP 6522 NV 4240. ....	62
FIGURA 5.6 Tuberías de Agua y Aire en el NV 4240. ....	63
FIGURA 5.7 Transito en la RP 6522 de Sección Angosta 3.5 x 3.2 m <sup>2</sup> . ....	64
FIGURA 5.8 Tuberías de Agua y Aire, Manga de Ventilación en el NV 4180 de Sección Promedio de 3.5 x 4.0 m <sup>2</sup> . ....	65
FIGURA 5.9 Extracción de Mineral o Desmonte con locomotora. ....	66
FIGURA 5.10 Recorrido de la Locomotora para toma de datos. ....	68
FIGURA 5.11 Cabina de control pique Luz – Estación 4450. ....	69
FIGURA 5.12 Scooptram a control remoto CAT R1300G. ....	72
FIGURA 5.13 Control remoto CAT R1300G. ....	72

FIGURA 5.14 Recorrido del scoop para toma de datos. ....	74
FIGURA 5.15 Distribución de tiempos fijos LHD.....	75
FIGURA 5.16 Distribución de tiempos Variables LHD.....	76
Figura 5.17 Diagrama de Pareto para ciclo de traslado de mineral con scoop hacia el echadero – Nv 180.....	78
FIGURA 5.18 Echadero de Mineral o Desmonte del NV 4120.....	81
FIGURA 5.19 Mantenimiento de pique, guías de madera para skip.....	84
FIGURA 5.20 Descarga mineral en las fajas de planta concentradora. ....	85
FIGURA 5.21 Recorrido de Dumper en el Nivel 4180 para toma de datos. ....	87
FIGURA 5.22 Simulación de Ciclo de dumper en minutos.....	89
FIGURA 5.23 Simulación de Ciclo de volquete en minutos. ....	91
FIGURA 5.24 Flujograma del proceso extracción de mineral en Nv. 4120.....	95
FIGURA 5.25 Flujograma del proceso extracción de mineral en Nv. 3990.....	96
FIGURA 5.26 Esquema Alternativa 1. ....	98
FIGURA 5.27 Esquema Alternativa 2.....	101
FIGURA 5.28 Esquema Alternativa 3.....	103
FIGURA 5.29 Esquema Alternativa 4.....	106
FIGURA 5.1 Esquema alternativa 1 - modificado. ....	110

## ÍNDICE DE TABLAS

TABLA 3.1 Operacionalización de variables. ....	38
TABLA 4.1 Matriz de consistencia. ....	57
TABLA 5.1 Especificaciones generales de los piques en mina Uchucchacua. ....	70
TABLA 5.2 Producción diaria de Uchucchacua por zona. ....	71
TABLA 5.3 Cuadro resumen de piques en Uchucchacua. ....	71
TABLA 5.4 Especificaciones técnicas de equipos LHD. ....	73
TABLA 5.5 Distribución de tiempos en operación minera ....	76
TABLA 5.6 Ciclo de la Locomotora en el Nivel 4120. ....	79
TABLA 5.7 Ciclo de extracción de la Locomotora N°9. ....	80
TABLA 5.8 Tiempo requerido para la extracción con locomotora. ....	80
TABLA 5.9 Número de viajes con la Locomotora N°9 - Nv 4120. ....	81
TABLA 5.10 Tonelaje extraído por la Locomotora N°9 - Nv 4120. ....	82
TABLA 5.11 Ciclo del Pique Luz. ....	83
TABLA 5.12 Extracción con locomotora Nv.4450. ....	85
TABLA 5.13 Disponibilidad y utilización de locomotoras Nv 4450. ....	86
TABLA 5.14 Ciclo de transporte de mineral con Dumper en Nivel 4180. ....	88
TABLA 5.15 Requerimiento de Dumper para trasladar mineral a 450 m. ....	89
TABLA 5.16 Ciclo de transporte de mineral con volquete. ....	90
TABLA 5.17 Requerimiento de volquete para trasladar mineral a 4,450 m. ....	92
TABLA 5.18 Alternativas de sistemas de extracción de mineral. ....	97
TABLA 5.19 Análisis Opex de Alternativa 1. ....	99
TABLA 5.20 Análisis Capex de Alternativa 1. ....	100

TABLA 5.21 Análisis Opex de Alternativa 2.....	102
TABLA 5.22 Análisis Capex de Alternativa 2.....	102
TABLA 5.23 Análisis Opex de Alternativa 3.....	104
TABLA 5.24 Análisis Capex de Alternativa 3.....	105
TABLA 5.25 Análisis Opex de Alternativa 4.....	107
TABLA 5.26 Análisis Capex de Alternativa 4.....	107
TABLA 6.1 Evaluación económica de los sistemas de transporte.....	108
TABLA 6.2 Comparativo de los Sistemas de Transporte de Mineral.....	109
TABLA 5.3 Análisis distancias alternativa 1 – modificado.....	111
TABLA 5.4 Análisis Opex de Alternativa 1 - Modificado.....	112
TABLA 5.5 Análisis Capex de alternativa 1 - modificado.....	112

# **CAPITULO I**

## **INTRODUCCIÓN**

### **1.1. Generalidades.**

La industria minera se encuentra en investigación de nuevas soluciones para mejorar los procesos con el fin de lograr una operación sostenible con el cuidado por el medio ambiente y la seguridad. Mejorar la productividad de los equipos frente a la variedad de costos en el mercado y cambios en los precios de las materias primas, se ha convertido en prioridad para las operaciones subterráneas en el país y el mundo.

El éxito de una operación minera depende de la gestión minuciosa de cada una de sus etapas, aunque en la actualidad se aplican diversas técnicas para resolver problemas críticos, todavía existen oportunidades para la mejora continua de los procesos. En el control del tiempo de ciclo del equipo durante la producción se recoge una cantidad considerable de datos, así también el análisis de infraestructura ya existente se convierte en una oportunidad de mejora, los cuales analizados en conjunto se convierten en información valiosa conformando el conocimiento requerido para la toma de decisiones en la operación minera,

basada en una comparación con los resultados reales, representadas por indicadores clave de rendimiento. Las operaciones mineras cotidianas no perciben la calidad y precisión de los datos recogidos.

La extracción de material en una operación minera, tanto mineral o estéril fragmentado por el proceso de voladura, se realiza por el proceso de carguío y acarreo de material, estas dos actividades unitarias son las más relevantes ya que concentran la mayor inversión en equipos, además repercute en otros de procesos como el chancado, molienda y también en la seguridad de las personas expuestas a estos procesos.

En una operación de gran movimiento de materiales, con son las minas subterráneas con el método de explotación Sublevel stoping, es importante un diseño de mina eficiente donde la operación de carguío e infraestructura trabaje en forma integrada con las unidades de acarreo y se constituya en un sistema. Un adecuado acoplamiento entre los equipos de carguío y transporte permitirá una flota en equilibrio, evitando los tiempos no productivos, esto se conseguirá analizando los diversos factores que afectan la productividad del sistema de carguío y acarreo para lograr la máxima producción al mínimo coste.

## **1.2. Descripción del problema de investigación**

Las empresas mineras subterráneas presentan diversos problemas, como es el transporte del mineral de la mina a la chancadora, originados por diversos factores. El problema se incrementa en las minas con el método de explotación

sublevel stoping debido al gran volumen de material que se transporta diariamente, lo cual repercute económicamente a las empresas mineras.

Por otro lado, el transporte de mineral constituye un problema en las minas subterráneas porque con frecuencia no se logra cumplir con el movimiento de todo el volumen de material programado para cada día, afectándose de esta manera la productividad de todo el proceso de explotación desde la mina hasta la planta de beneficio. La falta de abastecimiento de material en las cantidades requeridas por la capacidad instalada de las plantas, debido principalmente, a una deficiente distribución del equipo de transporte o inadecuada infraestructura para trasladar el mineral. Las variables que intervienen en el problema del transporte, están constituidas por cumplimiento de un plan de producción, el equipo se usará, los volúmenes a transportar, la distancia y topografía a vencer, la visibilidad en las vías y los trabajadores que intervienen.

Este es el caso que de la compañía que explota la mina Uchucchacua, que desde el año 2016 realiza modificaciones en el método de explotación, migrando del método corte y relleno ascendente al método de sub level stoping con la variante Bench and Fill, este método por su naturaleza de minado masivo aumenta la producción diaria del tajo, por tal motivo se analiza el sistema de transporte de mineral priorizando la reducción de la distancia de acarreo y el número de equipos trackless en interior mina. En la zona Socorro Alto se asignan 03 dumper de 15 toneladas para la extracción del Tajo 6189 (Cuerpo Cachipampa) realizando recorrido hasta 02 kilómetros con una productividad de 75 t/h, esta baja productividad es materia de estudio.

El sistema de acarreo implica efectos colaterales como: Bajo rendimiento del scoop ocasionado por el tiempo de espera, concentraciones de monóxido de carbono mayores a 25 partes por millón ocasionado por la simultaneidad de los equipos en el punto de carguío, por la cola de equipos en los echaderos de descarga, además la congestión vehicular en la trayectoria del acarreo como: los accesos al tajo, accesos al nivel 4180 y la rampa principal 626, afectando de esta manera a la productividad del proceso de explotación y en consecuencia en los costos de transporte desde la mina hasta la chancadora (ver figura 1.1).

En el año 2019 el transporte de mineral representaba en promedio el 25% del costo de minado en Uchucchacua (ver figura 1.2), por tal motivo, se realiza el análisis del sistema de acarreo y transporte, para identificar las deficiencias y proponer alternativas de mejora basadas en una alta productividad medida en términos de costo por tonelada; mediante una adecuada selección de sistemas de traspaso de mineral, rutas de transporte y equipos.

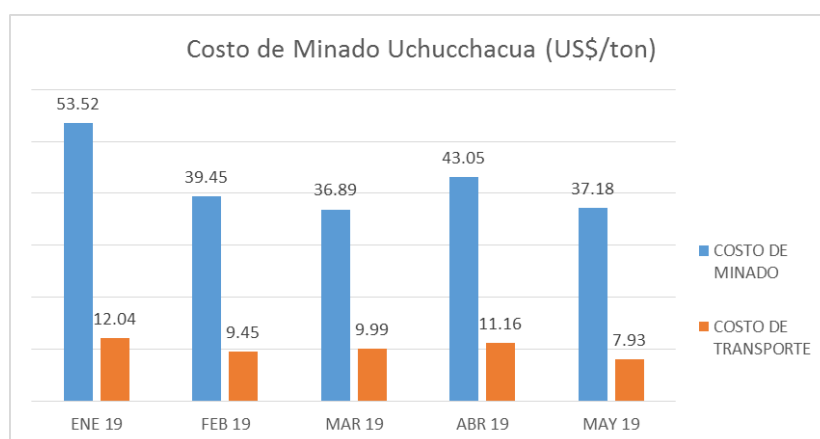


FIGURA 1.1 Cuadro comparativo de costo de minado y costo de transporte.  
Fuente: Buenaventura S.A.A (2019). Informe mensual junio de departamento mina a gerencia Uchucchacua.



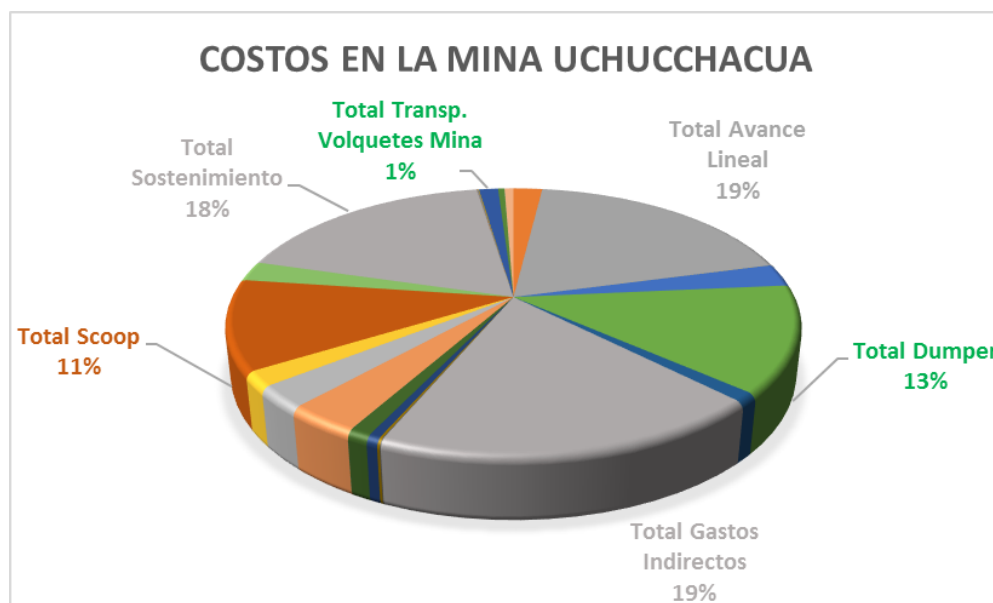


FIGURA 1.2 Distribución de costos de mina Uchucchacua.  
Fuente: Buenaventura S.A.A (2019). Informe mensual junio del departamento mina a gerencia Uchucchacua.

En base a las situaciones descritas se formula la pregunta de investigación:  
¿Cuáles son las causas de la baja productividad del sistema de extracción de mineral en una mina subterránea trackless basado en un método de explotación Sub level stoping?

### 1.3. Objetivos del estudio

Analizar el sistema de extracción de mineral que mejore el costo de transporte en una mina tracklees basado en el método de minado sub level stoping.

### 1.4. Antecedentes investigativos

Según Guajardo Arellano (2017), en la tesis titulada “Selección del método de transporte para la explotación del yacimiento KUNZA”, [4] el objetivo de la tesis es determinar la alternativa menos costosa, en términos de inversión y operación como conjunto, para el sistema de transporte de mineral desde el tajo hasta la

planta concentradora. Para ello se realizará una comparación técnico - económica entre tres alternativas que son diseñadas y evaluadas según los estándares y orientaciones comerciales del dueño y de la empresa JRI S.A. La comparación de las alternativas se verá reflejada en el menor valor actualizado de costos (VAC), producto de la evaluación económica de cada una de ellas, dado que los ingresos se asumirán constantes. Es importante para el dueño que el gasto de capital sea el mínimo, aprovechando de la mejor manera los recursos disponibles (infraestructura actual y equipos existentes). En conclusión, Los resultados obtenidos en el estudio indican que la alternativa que considera la utilización de piques en el sistema de transporte de sulfuros, implica un menor costo en términos de VAC. Seleccionar la alternativa piques interior tajo por sobre el caso base implica un ahorro equivalente a 14,7 millones de dólares, es decir, un 7,5% con respecto al VAC de este último.

Según Uribe Neira (2014), en la tesis titulada “Análisis de la funcionalidad y desempeño de la operación semiautónoma en equipos de carga; acarreo y descarga en minería subterránea”, [17] el objetivo de la tesis es lograr identificar brechas que permitan alcanzar los rendimientos productivos necesarios para el ritmo de explotación proyectado y su evaluación en el ámbito técnico-económico en base a una operación semi-autónoma. Si bien este tipo de operación se desarrolló en base a un requerimiento por seguridad hoy se plasma en una operación segura y rentable, para ello es necesario capturar todos los beneficios que permite operar en forma semi-autónoma. Al utilizar este tipo de tecnología en la operación, es necesario obtener el mejor desempeño del activo

con el fin de alcanzar la ruta productiva ya trazada que se encuentra plasmada en los proyectos futuros y lograr pasar a una operación más segura y económicamente viable con respecto a una operación manual con este tipo de equipos. En conclusión, se demuestra que la tecnología es viable, segura y que mejora la calidad de vida del personal involucrado. La problemática de este tipo de equipos en la operación subterránea, se basa en la experiencia en el proyecto Pipa Norte en División El Teniente en el cual se identificó: sub-estimación de las perturbaciones que afectarían al sistema de operación como la sobreestimación de la velocidad de circulación de los equipos. El modelo operacional de minería semiautónoma es el pilar fundamental ya que en esta etapa se conceptualiza y optimiza el proceso de extracción, con equipos LHD semiautónomos, operando y gestionándose desde fuera de la mina, mejorando sustantivamente las condiciones de seguridad y salud ocupacional de la operación, retirando al operador de la mina, evitando enfermedades de silicosis, osteomusculares y sin accidentes, alineado con el primer valor de Codelco “El Respeto a la Vida y Dignidad de las Personas”. Para esto se plantea un diseño minero-operacional y tecnológico, que aumente la productividad laboral y de los activos, con una mayor capacidad productiva de las áreas con automatización, disminuyendo la variabilidad operacional, con un incremento en la velocidad de extracción a costos competitivos. Un elemento relevante a considerar es que la realización de esta propuesta de validación está en eliminar riesgo de pérdida de Valor del Proyecto, permitiendo disminuir el VAC (valor actualizado de los costos) de los proyectos en la estimación, lo que se ve reflejado en un aumento del VAN del proyecto en el mismo monto.

Según Ragas Quiñonez (2012), en la tesis titulada “Reducción de costos de acarreo y transporte en la compañía minera Poderosa S.A, luego de ejecutado el proyecto Aurora”, [10] el objetivo de la tesis es proponer un sistema de acarreo y transporte con alta productividad, medido en términos de costo por tonelada, de 10.55 US\$/t a 4.6 US\$/ t, mediante una adecuada ubicación de rutas de transporte y sistemas de traspaso de mineral, una apropiada elección de equipos que reduzcan las distancias de acarreo y transporte hacia la planta de tratamiento de minerales. En conclusión, el nuevo sistema de extracción y transporte evacuará mensualmente un total de 1,500 toneladas entre mineral y desmonte. En mina se reducirá el número de camiones de bajo perfil de 7 a 3, por la menor distancia de recorrido, antes 2.5 km, con el nuevo sistema la distancia se reduce a 0.7 km; se reducirá el número de scooptram de 5 a 4, por la reducción del ciclo de transporte de los dumpers, mejorándose la utilización de los scooptram. Por la reducción equipos en mina, se incrementará la eficiencia de los equipos trackless, al no tener congestionamiento en las vías se mejorará la ventilación en la mina llegando a una cobertura de 102%, al formarse circuitos de ventilación con menor resistencia y el aprovechamiento del tiro natural, reduciendo el número de ventiladores que permitirá un ahorro de energía (p. 19, 89,90).

Según Sulca, (2015), en la tesis titulada “Evaluación técnico económica del minado por sub-niveles con taladros largos en mantos en la U.E.A. Colquijirca sociedad minera el Brocal”, [15] la evaluación económica de proyectos tiene por objetivo identificar las ventajas y desventajas asociadas a la inversión en un proyecto antes y después de la implementación del mismo. La evaluación

económica es un método de análisis útil para adoptar decisiones racionales ante diferentes alternativas. Es frecuente confundir la evaluación económica con el análisis o evaluación financiera. En este segundo caso se considera únicamente la vertiente monetaria de un proyecto con el objetivo de considerar su rentabilidad en términos de flujos de dinero. Mientras que la evaluación económica integra en su análisis tanto los costos monetarios como los beneficios expresados en otras unidades.

Según Llallahui Rojas (2016), en la tesis titulada “Mejoramiento de carguío y acarreo de mineral en la U.E.A Mina Breapampa – CIA Minera Buenaventura S.A.A”, [7] el objetivo de la tesis es explicar y analizar como el mejoramiento de carguío y acarreo del material después de voladura se relaciona con el ciclo de minado U.E.A mina Breapampa. Se concluye que conociendo el ciclo de las operaciones (acarreo y transporte), se calcula la flota o equipos requeridos a mínimo costo unitario y/o máxima producción en la unidad de tiempo además el cálculo correcto de la flota de camiones, ayuda a mantener en óptimas condiciones la relación \$/ t para el costo de operaciones mina, también el exceso o la falta de camiones incurren directamente en los costos unitarios. (p. 4, 102).

Según Solís Hinostroza, (2019), en la tesis titulada “Selección de equipos de transporte utilizando la técnica de simulación para la reducción de costos en la mina Uchucchacua”, [14] el objetivo de la tesis es obtener un mayor retorno económico en la Operación de la Mina, demostrando una mayor eficiencia operativa al realizar un cambio de flota (tipo y cantidad) con la adquisición de un número menor de volquetes de 21 t de capacidad para el transporte de mineral

en la mina Uchucchacua. En conclusión, el uso de camiones de bajo perfil (dumpers) tiene restricciones por varios factores, entre ellos se mencionan los siguientes: El mayor precio de adquisición, ya que el precio de un camión de bajo perfil es US\$ 560,000 y un volquete US\$ 200,000, es equivalente a 2.8 el precio del volquete. Con la propuesta de una flota de 05 volquetes en lugar de la flota actual de camiones, se logra cumplir el transporte de las 3,800 t de mineral programado y ordenando el tránsito independiente para cada tipo de carga que se traslada, se logra tener un ingreso económico adicional por el incremento de capacidad de transporte de desmonte proveniente de un mayor avance de labores lineales en interior mina.

Según Rojas Pre (2019), en la tesis titulada “Análisis técnico económico para la selección de equipo y reducir el costo de carguío y acarreo en la mina Heraldos Negros”, [\[13\]](#) el objetivo de la tesis es reducir los costos en los procesos de carguío y acarreo con un objetivo de 45%, para obtener una mayor productividad y reducir los costos de producción. En conclusión, el sistema óptimo compuesto por el scooptram de 4.2 yd<sup>3</sup> y 01 volquete de 25 t permitió reducir los costos de los procesos de carguío y acarreo en un 51.3%, consecuentemente el costo de producción (costo de mina) se redujo en un 7.5% y por último incrementa la productividad hasta 39.38 t/h.

## **CAPITULO II**

### **MARCO TEÓRICO Y CONCEPTUAL**

#### **2.1. Marco teórico.**

##### **2.1.1. Recursos minerales.**

Según el código de JORC (2012), es una concentración u ocurrencia de material sólido de interés económico dentro o sobre la corteza terrestre en tal forma, ley (o calidad) y cantidad que hay expectativas razonables para una eventual extracción económica. La ubicación, cantidad, ley (o calidad), continuidad y otras características geológicas de un Recurso Mineral son conocidas, estimadas o interpretadas a partir de evidencia y conocimiento geológico específico, incluyendo muestreo. Los Recursos Minerales se subdividen en orden creciente a la confianza geológica en las categorías Inferido, Indicado y Medido.

##### **2.1.2. Recurso Mineral Inferido.**

Es aquella parte de un Recurso Mineral en la que la cantidad y ley (o calidad) se estima sobre la base de evidencia geológica y muestreo limitados. La evidencia geológica es suficiente para suponer, pero no verificar la continuidad geológica y de ley (o calidad). Se basa en información de exploración, muestreo y pruebas

recogidas a través de técnicas apropiadas de ubicaciones tales como afloramientos, trincheras, excavaciones, labores y sondajes. Un Recurso Mineral Inferido tiene un nivel de confianza más bajo que el que se aplica a un Recurso Mineral Indicado y no se convierte a Reserva de Mena. (Ver figura 2.1).

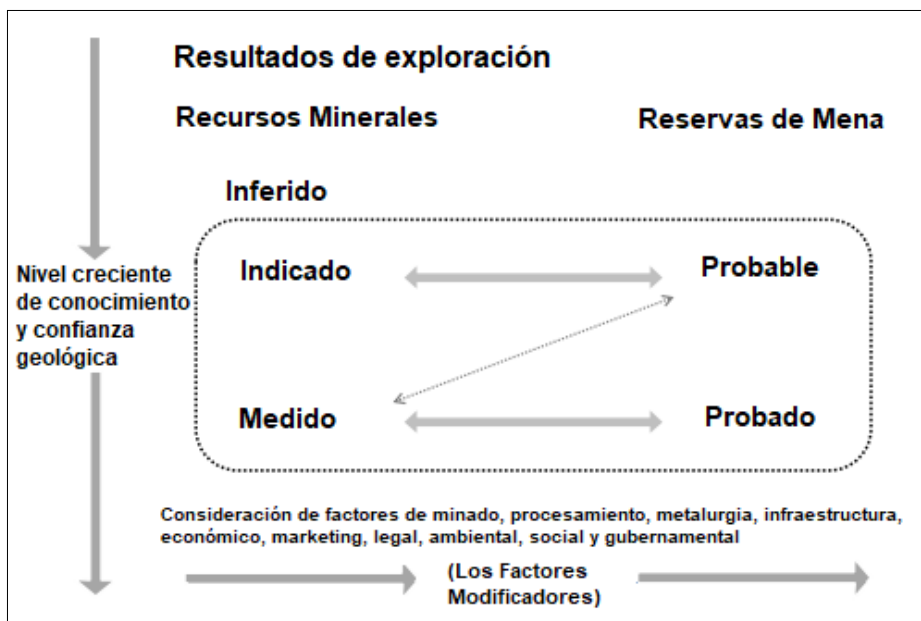


FIGURA 2.1 Relación general entre resultados de Exploración, Recursos Minerales y Reservas de Mena.

Fuente: The joint ore reserves committee of the Australasian institute of mining (JORC) 2012, The JORC Code.

### 2.1.3. Recurso Mineral Indicado:

Es aquella parte de un Recurso Mineral por el cual la cantidad, ley (o calidad), densidades, forma y características físicas se estiman con suficiente confianza para permitir la aplicación de Factores Modificadores en suficiente detalle para sustentar el planeamiento de minado y evaluación de la viabilidad económica del depósito. La evidencia geológica se deriva de exploración adecuadamente detallada y confiable, muestreo y pruebas recogidas a través de técnicas



apropiadas de lugares tales como afloramientos, trincheras, pozos, labores y sondajes y es suficiente para asumir la continuidad geológica y de ley (o calidad) entre los puntos de observación donde se recogen los datos y las muestras. Un Recurso Mineral Indicado tiene un menor nivel de confianza que el que se le aplica a un Recurso Mineral Medido y sólo es convertido a una Reserva Probable.

#### **2.1.4. Recurso Mineral Medido:**

Es aquella parte de un Recurso Mineral para la cual la cantidad, ley (o cantidad), densidades, forma y características físicas se estiman con confianza suficiente para permitir la aplicación de Factores Modificadores para sustentar un planeamiento de minado detallado y la evaluación final de la viabilidad económica del depósito. La evidencia geológica se deriva de exploración detallada y confiable, muestreo y pruebas recogidas a través de técnicas apropiadas de lugares tales como afloramientos, trincheras, pozos, labores y sondajes y es suficiente para confirmar la continuidad geológica y de ley (o calidad) entre los puntos de observación donde se recogen los datos y las muestras. Un Recurso Mineral Medido tiene un mayor nivel de confianza que el que se aplica tanto a un Recurso Mineral Indicado como a un Recurso Mineral Inferido. Se convierte a una Reserva de Mena Probada o bajo ciertas circunstancias a una Reserva de Mena Probable.

#### **2.1.5. Reserva Mineral:**

Es la parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Medido y/o Indicado. Incluye dilución de materiales y tolerancias por pérdidas que se

produzcan cuando el material es minado o extraído y es definido por estudios apropiados a nivel de factibilidad o Pre factibilidad que consideran la aplicación de factores modificadores y demuestran que, al momento de reportar, la extracción es razonablemente justificada. El punto de referencia en el cual se definen las Reservas, generalmente el punto donde el mineral es entregado a la planta de proceso, debe ser declarado. Es importante que, en todas las situaciones donde el punto de referencia sea diferente, como por ejemplo para un producto vendible, una declaración aclaratoria sea incluida para asegurar que el lector esté totalmente informado de lo que está siendo reportado.

#### **2.1.6. Reserva Mineral Probable:**

Es la parte económicamente explotable de un recurso mineral indicado y en algunas circunstancias Recurso Mineral Medido. La confianza en la aplicación de los factores modificadores a una reserva de mena probable es menor que una aplicada a una reserva de mena probada

#### **2.1.7. Reserva Mineral Probada:**

Es la parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Medido. una reserva de mena probada implica un alto grado de confianza en los factores modificadores. Una reserva de mena probada representa la categoría de confianza más alta de estimación de reservas e implica un alto nivel de confianza en la continuidad geológica y de leyes, y la consideración de los factores modificadores.

### **2.1.8. Métodos de explotación:**

Hartman (1987) ha desarrollado un diagrama de flujo del proceso de selección de para definir el método de explotación, basado en la geometría del depósito y las condiciones del macizo rocoso en la zona de mineralización.

Hartman admite que el método es cualitativo y se usa como un enfoque de primer paso. Esta clasificación incluye métodos superficiales y subterráneos, carbón y roca dura. Los métodos de explotación subterráneos se han determinado en función de:

#### **I. Parámetros primarios:**

- Características físicas y geológicas del cuerpo mineralizado.
- Condiciones del terreno, de la roca encajonante y el propio mineral.

#### **II. Parámetros que resultan de la selección del método:**

- Costos de operación y costos de inversión
- Velocidad de minado
- Disponibilidad y costo de la mano de obra
- Regulaciones ambientales.

En función al tratamiento que se dé al espacio vacío que se deja o a la forma de sostener el techo o restablecer el equilibrio del macizo rocoso, tenemos la siguiente clasificación:

#### **a) Métodos de Sostenimiento Natural:**

- Tajos por subniveles. (Sub level Stopping)

- Tajos por cámaras y pilares. (Room and Pillar)

- Tajos abiertos. (Open Stopes)

- Acumulación (Shrinkage)

b) Métodos de Sostenimiento Artificial:

- Corte y relleno ascendente y descendente. (Cut and Fill)

- Cuadros standard (Square setting)

c) Métodos de Hundimiento:

- Hundimiento por subniveles. (Sublevel caving)

- Hundimiento por bloques. (Block caving)

- Longwall mining

Para seleccionar el método de minado subterráneo necesitamos comparar los parámetros primarios y los parámetros que resultan de la selección del método a fin cruzarlo con los métodos clasificados y determinar cuál método es factible. El mejor método es técnicamente factible luego de evaluarse económicamente.

Existen varias técnicas para esto:

- Boshkov y Wright (1941) – 4 métodos cada caso.

- Hartman (1987). Ver Figura 2.2

- Morrison (1976).

- Laubscher (1981).

- Nicholas (1981) – Realiza un ranking numérico y determina métodos de minado factibles.

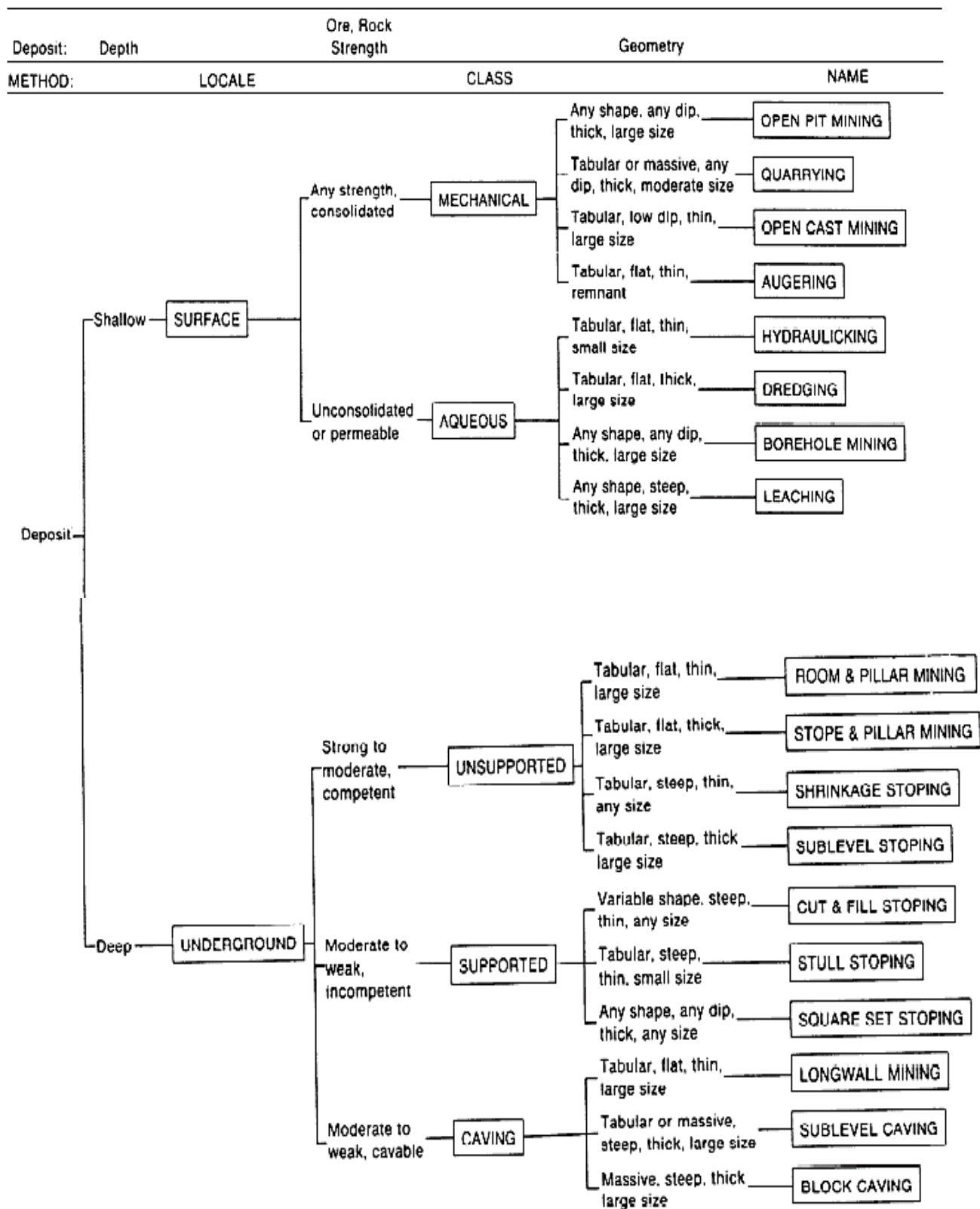


FIGURA 2.2 Gráfico de Hartman para la selección de un método de minado. Fuente: Hartman 1987. SME Mining Engineering Handbook, 2nd ed. (p.2094).

### **2.1.9. Sistemas de transporte en minas subterráneas.**

Según Atkinson (1992), el sistema de transporte es una de las operaciones más importantes en las minas subterráneas, implica el acarreo del material de los puntos de extracción a las zonas de carga y seguido de transporte a la superficie de la mina.

El sistema de transporte consta de las fases primaria y secundaria. La fase primaria implica el transporte de material desde los puntos de extracción a los puntos de carguío y la fase secundaria consiste en el transporte de material desde los puntos de carguío o cámara de carguío a la superficie de la mina. En esta fase, el material es transportado verticalmente u horizontalmente. Los métodos de acarreo verticales se realizan con piques, mientras que el transporte horizontal implica el uso de camiones y/o locomotoras.

La elección del método de transporte depende de varios factores entre los que se incluyen: producción, dimensiones de los equipos de transporte, la fragmentación del material, capital y costo de operación, capacidad de producción, método de extracción empleado.

Los sistemas de extracción tienen infraestructuras subterráneas fijas o flexibles. Los piques y sistemas de locomotoras son inflexibles debido al número limitado de puntos de alimentación fijas, mientras que un sistema de transporte por vías (tipo carretera) es flexible, ya que los camiones viajan a la mayoría de lugares en la mina subterránea. En una situación en la que la capacidad de la mina subterránea aumenta su capacidad de producción, el potencial es a menudo relacionado con la configuración y la actual utilización del sistema de manejo de

mineral. Si el método de transporte existente se basa en camiones, la expansión se logra de forma progresiva mediante la adición de camiones según se requiera hasta que la capacidad del diseño previsto se alcance.

El aumento de rendimiento en los sistemas fijos, tales como piques y locomotoras es económico hasta un punto en que la utilización del sistema está en el nivel óptimo. Más allá de este punto, mayor utilización probablemente requerirá la duplicación del sistema existente a un costo significativo, y es económicamente justificada sólo si hay aumento en las reservas minerales, debidamente demostrado.

Los métodos de acarreo seleccionados son flexibles, lo suficiente para facilitar a las limitaciones impuestas por las instalaciones mineras existentes, como la compatibilidad con el programa de producción y ámbitos de condiciones geológicas.

#### **2.1.10. Los sistemas Carguío, Acarreo y Descarga (LHD)**

Según Atkinson (1992), manifiesta que los cargadores subterráneos o cargadores de bajo perfil, conocido como scoop o LHD, son los primeros componentes del sistema de manejo de mineral. Estos cargadores de bajo perfil, se encargan de extraer el mineral de los frentes o tajos de explotación y descargan el mineral directamente en un echadero o acumulan el material en una cámara, para su posterior carguío hacia otro punto de extracción o superficie. Existen varios tipos de cargadores: cargador montado sobre rieles, cargador sobre neumáticos y cargadores con fajas transportadoras. El LHD existe diésel o eléctrico, las unidades diésel son versátiles y se mueven fácilmente de una ubicación a otra.

Las unidades eléctricas llevan un tambor de cable y se basan en cadenas cortables eléctrica, tienen bajos niveles de ruido y de emisiones cero, y son altamente productiva en las minas donde el mineral es transportado por una serie de puntos de extracción a una ubicación fija.

Según Hartman (1987), manifiesta que en la mayor parte de minas subterráneas los LHD manuales o automáticos se utilizan para cargar y transportar el material en esta fase debido a su eficacia en el transporte de material para cortas distancias menores a 100 m.

#### **2.1.11. Los sistemas de transporte con camiones.**

Los sistemas de transporte de camiones son ampliamente utilizados en las operaciones subterráneas de largo plazo, el material de las tolvas de acumulación de los niveles inferiores o de los puntos de carguío directo con LHD se transporta hacia superficie, a una cancha de mineral o directamente a la planta concentradora de la mina.

Los camiones utilizados en minería subterránea se dividen en tres categorías, volquetes con chasis frontal y posterior rígidos, camiones con chasis trasero articulado de giro y unidades con un remolque de alimentación independiente. Todos los camiones en su mayoría tienen un motor diésel, excepto para camiones con línea eléctrica, que requieren una infraestructura especial.

Los camiones son requeridos para transportar mineral y/o desmonte a través de las aberturas de desarrollo (galerías y rampas). Los accesos entre niveles para los camiones, conocido como rampas se construyen en función a sus dimensiones y



especificaciones técnicas, por otro lado, los camiones son capaces de desplazarse en gradientes de hasta 12%.

Las dimensiones de los descensos diseñados tales como el ancho y las curvas incluyen la consideración de rendimiento del vehículo, las curvas cortas disminuyen la velocidad del vehículo, lo que resulta en un tiempo de ciclo más largo y por lo tanto disminuye la productividad. El ancho y la pendiente de la vía de acarreo permite a los camiones tener en las curvas una velocidad determinada teniendo en cuenta la distancia y la visibilidad del camión con el radio de giro mínimo.

#### **2.1.12. Selección del equipo LHD.**

Según Sweigard (1992), manifiesta que, al seleccionar este equipo, el tamaño de los cargadores y camiones es uno de los factores más importantes a considerar para la optimización de la producción. El tamaño del cargador seleccionado se ajusta dentro las aberturas de las labores planificadas y su alcance máximo no excede la altura de la abertura. El cargador también es capaz de alcanzar una altura de camión con la cuchara y llenarlo de manera eficiente (Ver Figura 2.3).

La capacidad requerida del cucharón se calcula en base al tiempo de ciclo de carguío, el volumen la cuchara, la densidad del material y un factor de llenado, que depende de la fragmentación de la roca. El tiempo teórico del ciclo para el cargador se calcular sumando el tiempo de carga y descarga de un lampón o pase, el tiempo para viajar desde y hacia el punto de vertido, y el tiempo de maniobra.

Según Atkinson (1992), manifiesta que el volumen de roca se convierte en

volumen suelto por el porcentaje de factor de esponjamiento. El factor de relleno es un factor de la condición del tamaño de material y de lo fácil o difícil que es llenar la cuchara y esto se determina por mediciones de campo.

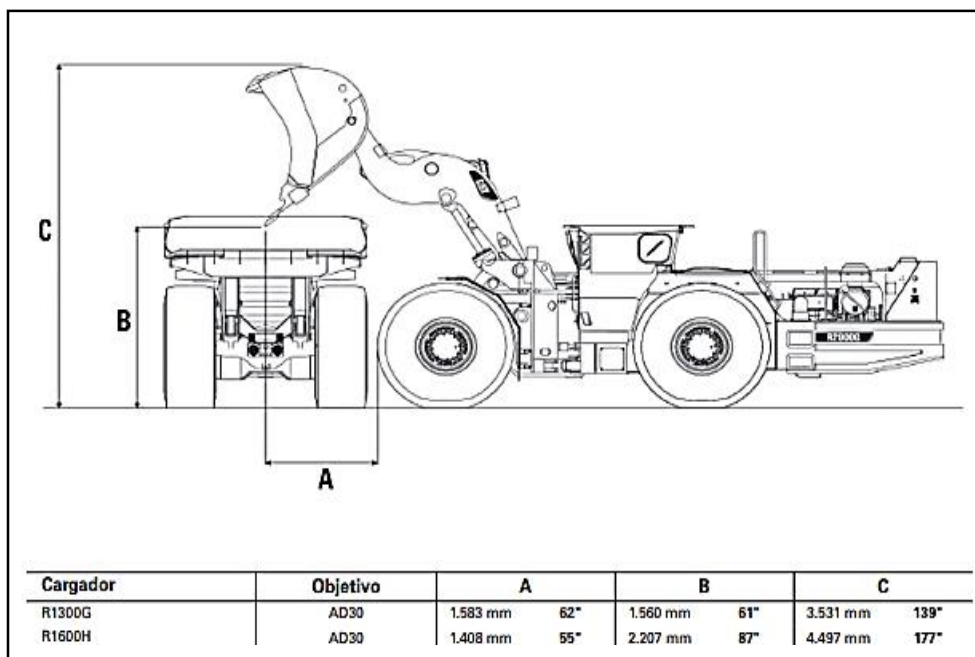


FIGURA 2.3 LHD cargando un camión en interior mina.

Fuente: Caterpillar (2018). Caterpillar Performance Handbook.

### 2.1.13. Selección analítica de los equipos de transporte.

Según Lizotte y Bonates (1987), en base al equipo de carga seleccionado, se elige el tipo y el número de camiones que transportan la unidad de carga y reduce al mínimo los retrasos en las operaciones. La selección del tamaño y el tipo de los camiones dependerá de varios factores, incluyendo la geometría de las vías, la velocidad de producción, distancia de transporte, método de explotación, el tonelaje de reservas de mineral, las dimensiones del camino de acarreo, la seguridad, el capital y los costos de operación, intersecciones viales, la velocidad requerido de camiones, esquinas y curvas, calidad de vías a recorrer y otros. La

selección del tamaño depende del número de lampones o pases utilizados para cargar un camión. Un camión con una mayor capacidad y un cargador con baja capacidad se incrementarán el número de cargadores necesarios para llenar el camión que conduce a un tiempo de ciclo prolongado para el transportista y por lo tanto menor producción.

La combinación óptima de unidades de carga y acarreo en una operación es obtenida a partir de lo que se conoce como el "factor de coincidencia o factor de acoplamiento". Este factor fue el primero formulado por la sociedad de Caterpillar para cuantificar el equilibrio aparente entre el número de unidades de carga y unidades de acarreo y se muestra a continuación:

$$MF = \frac{Nh * Lcty}{Nl * Hcty}$$

Donde:

*MF*: Factor de coincidencia o acoplamiento

*Nh*: Número de unidades de transporte

*Nl*: Número unidades de carga

*Lcty – Hcty*: Tiempos de carga y acarreo de cada ciclo

Cuando *MF* está por debajo de 1, indica que el sistema de camiones es bajo, mientras que, si es superior a 1, se muestra que el sistema de camiones es alto o hay un exceso de estos. Si es exactamente 1 significa que hay una coincidencia teórica entre los camiones y cargadores.

El cálculo del factor de acoplamiento sólo proporciona una estimación del equilibrio óptimo entre el cargador y camiones. El número total de vehículos, sin embargo, también depende del tiempo de ciclo estimado del camión, estimación de la productividad, el tiempo disponible en un cambio y otros.

El tiempo de ciclo depende de la velocidad de camiones para los diferentes pendientes, la resistencia y grado de resistencia a la rodadura. Si las pendientes del camino y resistencias son más altas, las velocidades de las unidades se reducirán, lo que lleva a un aumento del tiempo de ciclo.

El número teórico estimado de camiones no incluye otros factores tales como la puesta en cola de camiones de carga y puntos de vertido, la congestión del tráfico y otros. Si se produce la puesta en cola, la longitud estimada de la cola y el tiempo de cola son considerados al estimar el tamaño de la flota. La congestión se produce cuando el número de camiones requeridos es alto en relación a la longitud de la cámara de carga. Esto se minimiza con una gestión eficaz del tráfico, a través del uso de sistemas bien espaciados, cámaras de acumulación eficientes y otros.

Según Atkinson (1992), para reducir al mínimo el tiempo de carga, se prefiere tener cargadores de espera para los camiones en lugar de tener los camiones en espera para el cargador. Cuando el tiempo de ciclo se estima y la productividad por turno se conoce, facilita para el cálculo del número teórico de camiones.

#### **2.1.14. Determinación de la capacidad de producción de los equipos de carga y de transporte minero.**

El costo por metro cúbico o tonelada cargada y transportada por un equipo minero, se realiza mediante la relación entre el costo horario y la producción horaria. El costo de carga y transporte vendrá, pues, expresado por las fórmulas siguientes:

$$\text{Costo/m}^3 = \frac{\text{Coste horario del equipo (USD/hora)}}{\text{Producción horaria en m}^3 \text{ (m}^3\text{/hora)}}$$

$$\text{Costo/tonelada} = \frac{\text{Coste horario del equipo (USD/hora)}}{\text{Producción horaria en tonelada (t/hora)}}$$

Para calcular la producción esperada de un equipo se necesita un planeamiento del mineral a extraer y la disponibilidad real de los equipos de carga y transporte existentes en el mercado. Además, para el cálculo de la producción es preciso considerar el tipo de material minero que se va a cargar y transportar.

#### **2.1.15. Relación entre los equipos de carguío y transporte.**

Si se desea reducir el costo por m<sup>3</sup> o tonelada movida, se obtiene del equipo de transporte la más alta capacidad de producción. El tiempo de parada, como sucede durante la carga se tiene que mantener en el mínimo. Como norma general y práctica, se considerará una buena relación cuando se utilicen entre 3 y 6 cucharas de la unidad de carga para llenar el equipo de transporte. Cuanto menor sea el número de cucharas y su ciclo, menor es el tiempo de parada de la unidad de transporte, tener en cuenta que:

- El tamaño de la tolva del volquete no es ni muy pequeña, ni débil, en comparación con el tamaño de cuchara o cazo de la máquina de carga, para no deteriorarla en poco tiempo.
- El tiempo de carga no es tan corto que otra unidad de transporte no se haya situado en la posición de ser cargada, originando un excesivo tiempo de parada de la máquina de carga.

El problema se complica al existir varios puntos de carga y una flota variada de volquetes y se trata de conseguir una óptima saturación de todos ellos. Existen en las minas dos corrientes operativas a la hora de seleccionar los tamaños y el número de los equipos de carga y transporte para lograr el mejor equilibrio entre ambos.

#### **2.1.16. Factor de eficiencia del trabajo en la producción.**

Todo cálculo de capacidades de producción en minería tiene en cuenta que la vida o periodo de trabajo es a largo plazo. Considerando los inevitables retrasos que aparecen en el desarrollo real de los proyectos, es muy recomendable la utilización del llamado factor de eficiencia (E).

La eficiencia se expresa en porcentaje y es estimado con una mayor precisión si se determinan todas las paradas o los retrasos que se originen durante el trabajo por las siguientes causas:

- Factores económicos y financieros. Calidad del equipo.
- Cualidad y formación de la mano de obra.

- Supervisión. Experiencia en dirección de obras.
- Condiciones del trabajo (sociales y laborales).
- Condiciones atmosféricas. Medias y extremas.
- Paradas y retrasos. Horas de trabajo reales por relevo, por día y por año.
- Organización de los repuestos y almacenes.
- Amplitud de la zona de trabajo. Diseño geométrico.

#### **2.1.17. Determinación de la capacidad de carga de LHD.**

Aunque la capacidad de carga se ve, en gran parte, afectada por el sistema de transporte con el que trabaja, se trata de presentar un cálculo de la capacidad de producción de la máquina de carga, independientemente del equipo de transporte, mediante la aplicación de una serie de factores correctores según las condiciones y los medios utilizados. Las fórmulas de la capacidad horaria de los scoops y palas cargadoras son:

$$\text{Producción de material suelto} = \frac{3600 * Cc * E * F * H * A}{tc}, (\text{m}^3/\text{h})$$

$$\text{Producción de material insitu} = \frac{3600 * Cc * E * F * H * A * V}{tc}, (\text{m}^3/\text{h})$$

Donde:

Cc= Capacidad de la cuchara (m<sup>3</sup> o t)

E= Factor de eficiencia

F = Factor de llenado de cuchara

$H$  = Factor de corrección por altura de la pila

$A$  = Factor de corrección por el ángulo de giro

$V$  = Factor de conversión volumétrica

$t_c$  = Ciclo de cuchareo en segundos

En el caso de los scoops y palas cargadoras, el ciclo de una cuchara se dividirá en 4 tiempos:

- Carga del cucharón
- Maniobra en  $V$  con máquina cargada
- Descarga del cucharón
- Maniobra en  $V$  con máquina vacía
- Luego el ciclo total " $t_c$ " resulta  $t_c = t_f + t_v$ ,

Donde:

$t_f$  = tiempo fijo (carga, descarga, giros)

$t_v$  = tiempo variable (tiempo de recorrido de las distancias  $d_1$  y  $d_2$  de marcha adelante y marcha atrás).

Estos tiempos se estiman a partir de los gráficos proporcionados por los fabricantes de las máquinas y compararlos con los medidos en mina.

### **2.1.18. Determinación de la capacidad de transporte.**

Las especificaciones técnicas de los vehículos de transporte, como los volquetes mineros, entre otros muchos parámetros, se detallan:



- La capacidad de transporte en toneladas (normalmente para los volquetes se especifican en toneladas cortas, que equivalen a 0.9 t)
- Capacidad “al ras” en metros cúbicos
- Capacidad colmada en metros cúbicos.
- Independientemente del conocimiento de las características principales de la potencia, motor, dimensiones geométricas, transmisión, neumáticos, ejes, contempladas en las especificaciones de las máquinas, para la determinación de las capacidades de la producción y de la selección de los equipos de volquetes, es preciso analizar algunos otros factores de trabajo:
  - Producción requerida y organización del trabajo.
  - Características del material.
  - Facilidad de carga y desprendimiento de la carga.
  - Efecto de la climatología y topografía en el rendimiento del motor.
  - Características de las pistas de transporte.
  - Carga y Descarga.
  - Existencia de otras unidades de transporte. Homogeneidad de la flota.
  - Infraestructura minera de la zona. Talleres, almacenes, comunicaciones y servicios.
  - Calidad de los operadores. Política de formación.
  - Vida de la operación minera.

#### **2.1.19. Selección de tamaño y modelo de equipo.**

Las siguientes consideraciones afectan a la selección del tamaño y del modelo del volquete minero:

- Producción horaria.
- Costo de la mano de obra.
- Equipo armónico: Una flota integrada por volquetes de muy diferentes tamaños y modelos, trabajando con un mismo equipo de carga y vertiendo en un mismo punto provoca una reducción notable de la productividad, de la misma manera que las grandes unidades de carga junto con pequeños volquetes o viceversa. La relación armónica recomienda unas unidades de transporte de un tamaño entre 8 y 10 t por cada  $m^3$  de capacidad de la cuchara de la máquina de carga.
- Requerimientos físicos.
- Diseño de las pistas y bancos.

#### **2.1.20. Tiempo de ciclo.**

El tiempo del ciclo es una función de los componentes de servicio, características de la máquina, la eficiencia de la máquina (tiempo de ciclo de la pala, tiempo de camión, vertimiento), las características del material (la densidad del material, la unidad de factor de carga, factor de llenado del cucharón y factor de esponjamiento del material) y las características del sistema que involucra temas como el número de puntos de carguío y la disciplina de la cola. Las variables anteriormente mencionadas y su variabilidad se determinan con cierta facilidad. Hay varios métodos para calcular el tiempo de ciclo y la elección del método a utilizar está impulsada principalmente por el tiempo disponible para establecer un sistema de representación de la realidad y el nivel de precisión que se necesita en los resultados.

### **2.1.21. Consideraciones para el cálculo del ciclo básico de carga y transporte.**

El cálculo del ciclo básico de transporte se realiza con dos fines:

1° Calcular la producción en base a los equipos de carguío y acarreo ya existente con ciertas condiciones que han cambiado en el entorno de la mina como la profundización de labores.

2° Determinar que el número de volquetes necesarios cumplan con los objetivos de producción más económica. Tanto el ciclo básico de un volquete como el representativo para una flota se subdividen en varios tiempos separados por cualquier cambio de la aceleración, geometría o actividad.

- Ciclo básico del Transporte = Tiempos fijos + Tiempos variables

- Tiempos fijos = tiempos de carga + maniobras + descarga

- Tiempos variables = tiempo de ida + vuelta + esperas

### **2.1.22. Componentes del ciclo de carga y transporte.**

El ciclo productivo de carga y transporte de mineral y/o desmonte, se divide en seis componentes: carga, acarreo, descarga, retorno, ubicación y demora. Cada uno de estos componentes consume un cierto porcentaje de tiempo del ciclo total. Los factores que afectan a los mismos, determinaran el tiempo de cada componente.

- a) Factores de carga: Dimensión y tipo del equipo de carguío, tipo y condición del material a cargarse, capacidad de la cuchara de la unidad y habilidad del

operador de equipo.

- b) Factores de acarreo y transporte: Capacidad de performance de la unidad, distancia de acarreo y/o transporte, condición de la vía, pendientes y factores que afecten la velocidad.
- c) Factores de descarga: Destino del material, tolva, acumulación del mineral, condición del área de descarga, tipo y maniobrabilidad de la unidad y condición del material.
- d) Factores de retorno de la unidad: Capacidad de desempeño de la unidad, distancia de retorno, condición del camino, pendientes y factores diversos que afectan la velocidad del retorno.
- e) Factores de ubicación: Maniobrabilidad de la unidad, área de maniobras disponible, tipo de máquina cargadora y ubicación del equipo cargador.
- f) Factores de demora: Tiempo consumido en la espera por la unidad cargadora y tiempo consumido en la espera de descargar.

### **2.1.23. Factor de eficiencia en el trabajo.**

Una estimación que sea demasiado optimista en cuanto a la capacidad productiva horaria de cada unidad de movimiento de mineral y desmonte, resultará en el fracaso del mantenimiento de la producción prevista y en la cantidad insuficiente de unidades que se asignen para el trabajo. Es necesario prever un margen para las inevitables demoras que se presentan en todas las operaciones, movimiento del equipo a otra área de trabajo, tránsito, paralizaciones y otros factores tales

como eficiencia en la administración y supervisión, experiencia del operador, equilibrio adecuado entre los equipos auxiliares tales como desatador de roca, equipos de colocación de sostenimiento, etc. Por lo tanto, la productividad máxima de un equipo de carga y transporte, se reduce hasta que alcance las condiciones reales. Algunos casos, es necesario reducir aún más el factor de eficiencia, debido a demoras inusuales o condiciones de trabajo especialmente desfavorables.

#### **2.1.24. Densidad de los materiales y factores de expansión en volumen del material.**

La densidad del material se expresa en términos de toneladas por metro cúbico, libras o tonelada por yarda cúbica. El material que no presenta problemas o que se encuentre en "In Situ" es denominado yarda cúbica de material en banco (BCY), mientras que el material que se presenta suelto, roto o en estado de voladura, es llamado yarda cúbica de material suelto (LCY). La relación entre yardas cúbicas de material, en banco y suelto, se establece por medio del factor de esponjamiento o porcentaje de expansión del material.

Tanto los scoops como los volquetes, cargan materiales sueltos. Para asegurarse la adecuada capacidad volumétrica, la carga útil en libras se divide por el peso por yarda cúbica de material suelto, y compararla con la capacidad colmada.

La carga útil nominal de las unidades de carga y transporte está indicada en las hojas de especificaciones técnicas, en libras, capacidades al ras y capacidad colmada.

En volquetes, la capacidad colmada es para carga en una pendiente de 2:1.

En Scoops, la capacidad colmada es para carga en pendiente 1:1 (Ver Figura 2.4).

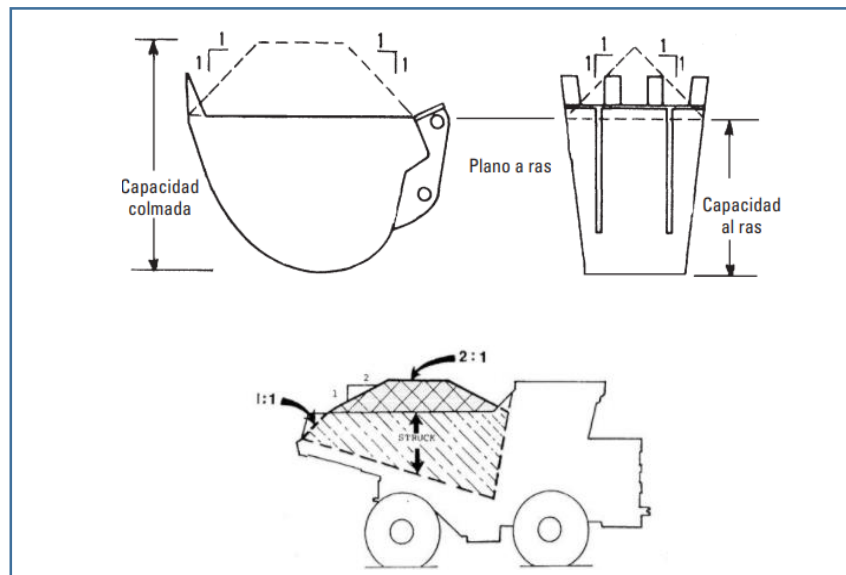


FIGURA 2.4 Mediciones de la capacidad volumétrica.  
Fuente: Caterpillar (2018). Caterpillar Performance Handbook.

### 2.1.25. Perforación raise borer.

Según Gualberto Jo (2011), manifiesta que “el concepto del método raise borer consiste principalmente en la utilización de una máquina electrohidráulica en la cual la rotación se logra a través de un motor eléctrico y el empuje del equipo se realiza a través de bombas hidráulicas que accionan cilindros hidráulicos. Básicamente la operación consiste en perforar, descendiendo, un tiro piloto desde una superficie superior, donde se instala el equipo, hasta un nivel inferior. Posteriormente se conecta en el nivel inferior el escariador el cual actúa en ascenso, excavando por corte y cizalle, la chimenea, al diámetro deseado.

Dependiendo de las características del equipo el motor eléctrico varía de 150 hp a 400 hp, este rango de potencias irá directamente en relación con el diámetro

final de rimado y la longitud del pique o chimenea. En este método de excavación de chimeneas se necesitará contar con dos superficies de trabajo: al inicio de la excavación, en la parte superior y al final de la excavación en la parte inferior. Es decir, el método es aplicable para excavaciones en interior de la mina entre dos galerías o desde superficie a una galería ubicada al interior de la mina” (p. 4).

## **2.2. Marco Conceptual**

### **2.2.1. Ley.**

Grado de concentración del o los metales en un mineral que se mide en porcentaje (%) para la mayoría de los metales y en gramos por toneladas (g/ t) para los metales preciosos (platino, oro y plata).

### **2.2.2. Dilución.**

Es aquella sobre rotura de material estéril que disminuye la ley del mineral.

### **2.2.3. Desarrollo.**

Son todas las excavaciones que se realizan para llegar al cuerpo mineral y permitir su explotación.

### **2.2.4. Explotación.**

La extracción masiva del mineral desarrollado y preparado mediante la aplicación de las técnicas y secuencias establecidas por el método de minado hacia la planta concentradora.

**2.2.5. Tajo.**

Excavación subterránea para extraer el mineral mediante la perforación, voladura y carguío, para luego rellenar el espacio vacío, el cual se encuentra delimitada por las cajas.

**2.2.6. Pilar.**

Sirven de apoyo a la caja techo y sus cargas, principalmente la sobrecarga actuando sobre el área superior de la labor. El material del pilar consiste principalmente en el propio mineral.

**2.2.7. Caja.**

Son las paredes en el que se encierra un depósito de mineral.

**2.2.8. Crucero.**

Son excavaciones horizontales permanentes que sirven de acceso a los niveles o para cortar diferentes vetas o cuerpos mineralizados.

**2.2.9. Pique**

Construcciones verticales permanentes utilizadas para transporte de mineral y personal.

**2.2.10. Balde.**

Estos equipos se utilizan principalmente para la extracción de la producción a través de un pique, desde los niveles de producción de la mina.

**2.2.11. Tren.**

Conjunto formado por una locomotora (la unidad de potencia que genera el



movimiento) y una serie de vagones de mina (carros) que transportan el material.

#### **2.2.12. Carro**

Son cajones metálicos que transportan la carga de mineral o desmonte. Los cajones van soportados sobre un chasis, que a su vez están montadas sobre ruedas metálicas, que se unen por ejes. Los carros a ambos extremos tienen sistemas de enganche para ser trasladados en conjunto.

#### **2.2.13. Chimenea.**

Excavación vertical o sub-vertical que permite la comunicación entre niveles de explotación. Construida en mineral define el bloque de explotación. Construida en desmonte permite el transporte de mineral entre sectores de explotación y puntos de transferencia de carga, también es utilizado para conformar circuitos de ventilación y/o servicios en general.

#### **2.2.14. Echadero.**

Reciben la producción de los tajos de producción, poseen rejas (parrilla) que garantizan el tamaño de mineral que se entrega al proceso siguiente.

#### **2.2.15. Tolva.**

Sistema de descarga para agilizar el vaciado de los vagones, poseen compuertas que permiten el carguío por gravedad para el siguiente transporte.

## CAPITULO III

### HIPÓTESIS Y OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

#### 3.1. Hipótesis

##### 3.1.1. Hipótesis General.

Al efectuar un análisis del diseño de transporte permitirá la selección más económica del sistema de extracción del mineral.

##### 3.1.2. Definición de Variables. Operacionalización de variables.

###### 3.2.2.1 Variables Independientes.

- Diseño de transporte.

###### 3.2.2.2 Variables Dependiente.

- Costos de transporte del mineral. (US\$/ t)

TABLA 3.1 Operacionalización de variables.

VARIABLE	DEFINICION CONCEPTUAL	DIMENSIONES	INDICADORES
Diseño de transporte.	Elemento físico que determinará la ruta que es capaz de transportar el mineral y la forma de transporte que acarrea o traslada el mineral.	Distancia. (m) Tiempo de ejecución. (mes) Capacidad de equipo. (m3) Ciclo de carguío y acarreo. (h)	Cumplimiento del programa de explotación (%) Cumplimiento de extracción. (%) Rendimiento equipo. (t/h) Productividad mina. (t/H-gdia)
Costo de Transporte.	Costo de cada tonelada transportada en mina	Rangos de costos	Costo ( US\$/ t)

## CAPITULO IV

### METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

#### **4.1. Tipo y diseño de la investigación.**

**Según en el enfoque. - Mixto:** Es mixta porque la investigación posee características cualitativas porque genera hipótesis, es inductiva y holística porque los sistemas de transporte y sus propiedades fueron analizadas en su conjunto y no solo a través de las partes que los componen, el sistema de transporte es dinámico (provisoria), desde el punto de vista del investigador se realizó próxima a la toma de datos desde cada operación minera, finalmente hay interacción entre los factores influyentes. La investigación tiene características cuantitativas porque es objetiva y excluyente, la investigación está orientada al resultado, además tuvo una finalidad de comprobación, confirmación y reducción de costos y riesgos asociados.

**Según el alcance. - Descriptivo:** Es descriptivo porque la investigación se sometió a un análisis técnico económico describiendo las diversas situaciones y procesos en el sistema de transporte medido en costo por unidad de tonelada extraída, para esta investigación la recolección de datos se realizó sobre la operación minera Uchucchacua en al Tajo 6189.

**Según el diseño de investigación.- Experimental:** Fue experimental porque se trata de una situación de control y toma de datos, en donde se manipuló de manera intencional las variables independientes (Ubicación de nueva infraestructura como el lugar para la construcción del raise borer, rendimiento de los equipos y el análisis de la disponibilidad de locomotoras y piques) para analizar las consecuencias sobre la variable dependiente (costos de transporte de mineral y maximizar la producción de mineral del Tajo 6189).

## **4.2. Unidad de análisis.**

La presente investigación tiene como unidad de análisis, la mina Uchucchacua perteneciente a la compañía de minas Buenaventura S.A.A.

### **4.2.1. Mina Uchucchacua**

#### **4.2.1.1 Ubicación, acceso y clima**

La Mina Uchucchacua se ubica en la vertiente occidental de los andes, en el área del distrito y provincia de Oyón del departamento de Lima, en un rango de altitud entre los 4300 a 5000 msnm. Se ubica aproximadamente en las coordenadas 10° 36' 34" Latitud Sur, 76° 59' 56" Longitud Oeste. Ver Mapa de Ubicación en el Anexo 1.

La vía de acceso principal es por la ciudad de Huacho, tramo Lima-Huacho de 152 km (asfaltado), Huacho-Sayán de 45 km (asfaltado), Sayán - Churín de 62 km (con un tramo corto afirmado), y Churín - Oyón (asfaltado) - Uchucchacua (afirmado) de 63 km, totalizando 322 km. Otro acceso alternativo es el que une

Lima-La Oroya-Cerro de Pasco de 320 km (asfaltado) y Cerro de Pasco-Uchucchacua de 70 km (afirmado), totalizando 390 km.

El clima es frío y seco entre los meses de abril a diciembre, tornándose lluvioso de enero a marzo con disminución del frío. La vegetación en el área es escasa y está formada mayormente por Ichu, variando a otras especies en las quebradas y valles encañonados. La fauna en la región es caracterizada por la presencia de llamas, vizcachas y lagartijas principalmente.

#### **4.2.1.2 Marco geológico**

##### **4.2.1.2.1 Geomorfología**

El área es montañosa, este presenta una longitud aproximada de 35 km por un ancho de 12 a 15 km, formando una topografía abrupta (sobresaliendo unos 700m sobre el relieve adyacente).

Está conformada por valles profundos, altiplanicies, colinas y cumbres de montaña que alcanzan elevaciones que superan los 5000 msnm. También se aprecia rasgos del efecto glacial en la zona como: circos glaciares, aretes, lagos sub glaciarios, till y depósitos glaciares morrénicos, evidencia del trayecto de las lenguas glaciares y artesas.

#### 4.2.1.2.2 Geología regional

Las rocas predominantes corresponden a sedimentarias del cretáceo, sobre ellas se tiene a los volcánicos terciarios, e instruyendo a las anteriores se observan rocas intrusivas. Coronando la secuencia figuran depósitos aluviales y morrénicos. Ver Anexo 1.

En la zona tuvo lugar un tectonismo intenso a moderado que ha dado lugar en las capas sedimentarias a la formación de anticlinales, plegamientos, sobre escurrimientos, fallas, etc, así como el emplazamiento de cuerpos ígneos asociados a la Orogenia Andina a la que se han sumado los efectos del posterior emplazamiento del batolito y el movimiento epirogénico de los Andes.

Las capas sedimentarias muestran varios plegamientos en forma de anticlinales sub paralelos con diferentes persistencias y con una orientación promedio N10°-20°W. De manera similar se observan sobre-escurrimientos sub-paralelos de orientación N10°-20°W. Hacia el flanco NE se observan derrames volcánicos Calipuy dacíticos del terciario. La litología predominante son las calizas de la Formación Jumasha y las calizas y lutitas de la Formación Celendín, siendo flanqueados por el W por capas de las Formaciones Santa y Carhuáz y por el E por capas de la Formación Carhuáz y depósitos cuaternarios aluviales. También se aprecian sistemas de fallamiento con orientación dentro del rango NE a E-W.

#### **4.2.1.2.3 Estratigrafía**

Se describe a continuación las formaciones rocosas de la más antigua a la más reciente, Ver Anexo 1:

##### **Grupo Goyllarisquisga**

Se aprecia estas rocas sedimentarias entre la laguna Patón y Chacua, al NW y SE de este centro minero, ocupando algo más del 50 % del área observada. Está compuesta por las Formaciones Oyón, Chimú, Santa, Carhuaz y Farrat.

##### **- Formación Oyón (Ki-o)**

Compuesta por una intercalación de lutitas gris oscuras, areniscas y capas carbonosas antracíticas muy disturbadas. Se reconoce una potencia de 400 m aflorando al NW de Oyón. Se le asigna al Valanginiano.

##### **- Formación Chimú (Ki-ch)**

Compuesta por cuarcitas blancas con una porción superior de calizas con capas arcillosas y lechos carbonosos. Tiene una potencia de 400 a 600 m, se le observa a lo largo del eje del anticlinal de Patón. Se le ubica en el Valanginiano.

##### **- Formación Santa (Ki-sa)**

Compuesta por una serie de 120 m de calizas, lutitas azul grisáceas, y ocasionales nódulos de chert. Aflora al Oeste y Norte de la laguna Patón. Se le considera del Valanginiano.

**- Formación Carhuaz (Ki-ca)**

Compuesta por una intercalación de areniscas finas y lutitas marrón amarillento y una capa superior de arenisca de grano fino y color rojo brillante. Su potencia es de 600 m y su edad corresponde al Valanginiano Superior a Barremiano. Aflora en el flanco Oeste del anticlinal de Patón.

**- Formación Farrat (Ki-f)**

Compuesta por areniscas blancas con estratificaciones cruzadas, 20 a 50 m de espesor; aflora al Nor-oeste de la laguna Patón. Pertenece al Aptiano.

**Grupo Machay**

Este grupo de rocas sedimentarias está constituido por las Formaciones Pariahuanca, Chulec y Pariatambo.

**- Formación Pariahuanca (Ki-Ph)**

Compuesta por calizas grises de 50 m de espesor. Afloran al Nor-oeste de la laguna Patón. Se le asigna al Aptiano Superior.

**- Formación Chulec (Ki-Ch)**

Compuesta por un paquete de margas, lutitas y calizas de 200 m de espesor. Aflora al Noroeste de Patón. Se le ubica en el Albiano Inferior.

**- Formación Pariatambo (Ki-Pt)**

Compuesta por lutitas negras carbonosas y calizas bituminosas plegadas. Tiene una potencia de 50 m y hacia el techo existe una alternancia con bancos delgados de sílex. Afloran al Oeste y Nor-oeste de Patón. Su edad es del Albiano Medio.



**Formación Jumasha (Ks-j)**

Secuencia de calizas gris claro en superficie intemperada y gris oscuro en fractura fresca. Constituye la mayor unidad calcárea de los Andes Centrales de Perú. Se le subdivide en tres miembros limitados por bancos finos de calizas margosas beige: Inferior, Medio y Superior.

**- Miembro Jumasha Inferior (J-i)**

Alternancia de calizas nodulosas con sílex y calizas margosas que alcanzan los 570 m de potencia. Se le ubica en el Albiano Superior-Turoniano.

**- Miembro Jumasha Medio (J-m)**

Calizas grises alternadas con calizas nodulosas y algunos horizontes margosos. Se le estima 485 m de grosor y se le asigna al Turoniano.

**- Miembro Jumasha Superior (J-m)**

Calizas de grano fino con base de esquistos carbonosos, coronados por calizas margosas.

Potencia estimada 405 m y ubicado en el Turoniano Superior. Es el techo del Jumasha.

**Formación Celendín (Ks-c)**

Es una intercalación de calizas margosas, margas blancas y lutitas calcáreas nodulares de color marrón, que sobreyacen concordantemente al Jumasha. Se ha diferenciado dos miembros ubicados entre el Coniaciano y Santoniano: Inferior y Superior.

**- Miembro Celendín Inferior (C-i)**

Compuesta por calizas margosas amarillentas intercaladas con lutitas calcáreas de un grosor de 100 m que en la base se muestran finamente estratificadas. Aflora flanqueando al anticlinal de Cachipampa, al Oeste y Este de Uchucchacua.

**- Miembro Celendín Superior (C-s)**

Compuesta por lutitas y margas marrones grisáceo de 120 m de potencia. Aflora flanqueando al anticlinal de Cachipampa, al Oeste y Este de Uchucchacua.

**Formación Casapalca (Kti-ca)**

Sobreyace ligeramente discordante sobre el Celendín y está constituido por lutitas, areniscas y conglomerados rojizos, con ocasionales horizontes lenticulares de calizas grises. Se le estima una potencia de 1,000 m y su edad probable es Post-Santoniano.

**Rocas Volcánicas.****- Volcánicos Calipuy (Ti-Vca)**

Descansa discordantemente sobre la Formación Casapalca, está compuesto por derrames andesíticos y piroclásticos de edad Terciaria. Su espesor es estimado en 500 m y se aprecia al Norte de la zona de Uchucchacua.

**Rocas Intrusivas**

Compuestas por pórfidos de dacita que forman pequeños stocks de hasta 30 m de diámetro. También se tiene diques y apófisis de dacita distribuidos irregularmente en el flanco occidental del valle, afectando a las calizas Jumasha-

Celendín principalmente en las áreas de Carmen, Socorro, Casualidad y Plomopampa.

#### **Cuaternarios.**

##### **- Depósitos Morrénicos (Q-mo)**

Conformados por un conjunto pobremente clasificado de cantos grandes en matriz de grano grueso a fino, se encuentra cubriendo de manera extensa las capas rojas en Cachipampa.

##### **- Depósitos Aluviales (Q-al)**

Compuesto por escombros de ladera, flujos de barro, aluviales de río. La naturaleza de estos elementos es la misma de las unidades de roca circundante.

#### **4.2.1.2.4 Geología local**

Está conformada principalmente por rocas sedimentarias calizas de la Formación Jumasha y Celendín, con distintas gradaciones entre ellas calizas fosilíferas y/o mayor contenido orgánico, con presencia de estructuras marcadas producto del tectonismo formando pliegues erosionados, de orientación NW-SE, que muestran rasgos correspondientes a una actividad glaciaria que ha generado la morfología actual.

También se tienen estructuras mineralizadas de origen hidrotermal tipo vetas rosario y en algunos casos han dado lugar a la formación de cuerpos mineralizados, con orientación NE-SW y otras E-W, con diferentes

persistencias, profundidades y potencias. También se aprecian fallas de orientaciones similares a las estructuras mineralizadas como la Falla Socorro.

#### **4.2.1.2.5 Geología estructural**

Los principales rasgos estructurales comprenden a pliegues, sobre-escurrimientos, fallas y fracturamiento. Ver Anexo 1.

##### **Pliegues**

Se tienen los anticlinales de Cachipampa, Pacush y Patón formando por sedimentos cretácicos, en una orientación NW-SE, inclinados hacia su flanco occidental.

##### **Sobre-escurrimientos**

Se tiene el sobre-escurrimiento de Colquicocha, que pone a “cabalgar” a la formación Jumasha sobre la formación Celendín. Hacia el NW, el sobre-escurrimiento Mancacuta que pliega a la formación Chimú sobre las margas Celendín.

##### **Fallas**

El área ha sido afectada por numerosas fallas en diversas etapas. A nivel regional, se observa que las fallas de mayor magnitud son transversales al plegamiento y se desplazan en ese sentido, aunque también los movimientos verticales son importantes. Las fallas principales presentes son Falla Puntachacra NS / 78°E, Falla Uchucchacua N30°E / 80°NW, Falla Cachipampa N55°E / 85°NW, Falla Socorro N40°E / 82°NW, Falla Mancacuta N45°E / 85°NW, Falla

Rosa S80°E / 80°SW (sinextral), Falla Socorro 1 N85°W / 60°NE, Falla Andrea EW / 83°S y la Falla Sandra EW/ 80°N.

La UEA Uchucchacua presentan 4 sistemas de fallas importantes: primer sistema de N a S con buzamiento 78° E, segundo sistema de N 30°- 60° E, con buzamiento 82°NW, tercer sistema de E a W con buzamiento 83°S y cuarto sistema de N 80°- 85° W con buzamiento 70°NE. Estos sistemas incluyen las fallas principales y tensionales portadoras de la mineralización y sistemas de diaclasas propios del fracturamiento de los paquetes de estratos de caliza. Estos sistemas de fallamiento de acuerdo a las zonas de explotación son agrupados del siguiente modo:

#### **- Mina Socorro**

Falla Gina-Socorro N74°W / 16°NE, Eliana Norte N40°W / 16°SE, Regina N64°E / 20°NW, Veta Deissy N80°W / 75°NE y Giovana-Norte N40°E / 85°NW.

#### **- Mina Huantajalla-Casualidad**

Falla Casualidad N37°W / 85°NE, Veta Ramal 3A N60°W / 60°SW, Veta Mariana N80°E / 70°SE, Veta Sarita N73°W / 75°SW, Veta Sarita Tensional S63°W / 75°NW.

#### **Fracturamiento**

Localmente, se ha determinado tres sistemas de fracturas. El primero tiene rumbo NE-SW, predominante en las zonas de Socorro y Casualidad. El segundo,

en Carmen, de rumbo EW. El tercer sistema de fracturas se encuentra indistintamente en las tres zonas, con rumbo NW-SE.

#### **4.2.1.2.6 Geología económica**

Uchucchacua es un depósito hidrotermal epigenético del tipo de relleno de fracturas (vetas), las cuales también fueron canales de circulación y reemplazamiento metasomático de soluciones mineralizantes que finalmente formaron cuerpos de mineral. La presencia de intrusivos ácidos como pequeños stocks y diques, sugieren la posible existencia de concentraciones u ore bodies de mineral del tipo de metasomatismo de contacto especialmente de zinc.

La mineralización económica es básicamente de plata, como subproducto se extrae zinc, se observa además una amplia gama de minerales de ganga muchos de rara naturaleza. Las estructuras se emplazan en rocas calcáreas del cretácico superior y son de diversa magnitud, asociadas a ellas se encuentran cuerpos de reemplazamiento irregulares y discontinuos. En la zona de Casualidad y Socorro SW hay evidencia de skarn mineralizado.

El área mineralizada se encuentra en un perímetro de 4 km x 1.5 km y para efectos de operación se le ha dividido la mina en tres zonas: Socorro, Carmen y Huantajalla.

En relación a las alteraciones principales se aprecian marmolización, granatización y silicificación.

Los minerales de mena son: galena, proustita, argentita, pirargirita, plata nativa, esfalerita, marmatita, jamesonita, polibasita, boulangierita, chalcopirita, covelita, jalpaita, estromeyerita, golfieldita. Según estudio de BISA (noviembre 2011), se han reportado nuevas especies de minerales de plata, como: diaforita, pearceita, freibergita, miargirita, uchucchacuita, smithita, tetrahedrita, pirquitasita, canfieldita, freieslebenita.

Los minerales de ganga son: pirita, alabandita, rodocrosita, calcita, pirrotita, fluorita, psilomelano, pirolusita, johansonita, bustamita, arsenopirita, marcasita, magnetita, estibina, cuarzo, oropimente, rejalgar, benavidesita, tefroita y yeso.

La mineralización se da en las siguientes formas:

### **Relleno de Fracturas**

Rellenadas por las soluciones hidrotermales toman la configuración en rosario. El relleno mineralógico es mayormente de sulfuros tales como galena, blenda, pirita, plata roja, alabandita, también calcita, rodocrosita, en menor cantidad presentan silicato.

La mineralización se dispone en bolsonadas de diversa longitud con zonas de ensanchamiento y adelgazamiento en los bordes, en algunos casos son filones de fisura de muy limitada extensión.

### **Reemplazamiento Metasomático**

Este proceso ha sido favorecido por las calizas del Jumasha Medio e Inferior como cajas de las fracturas en Chacua, dando lugar al reemplazamiento por sulfuros y silicatos de metales económicos como plata y zinc, formando cuerpos

irregulares muy relacionados a las vetas, con dimensiones entre 30 a 140 m de longitud, alrededor de 150 m de altura y de 4 a 30 m de ancho. En profundidad el reemplazamiento es mucho más irregular y tienden a ser controlados por planos de estratificación.

### **Metasomatismo de Contacto**

La presencia de intrusivos en el distrito minero determina la existencia de skarn en sus dos tipos, endoskarn y exoskarn mineralizados predominantemente con blenda oscura, calcopirita y galena argentífera de grano grueso que se disemina con granate del tipo grosularia.

Con respecto a las estructuras mineralizadas económicas se tienen sistemas de vetas bien definidos y cuerpos. Hay tres sistemas de vetas. Sistema NW-SE, predomina mayormente en el área de Socorro, a esta pertenece las vetas Camucha, Lucero, Dora, V-3, Doris, Socorro 1 y se encuentran limitados entre las fallas Uchucchacua y Cachipampa. Sistema E-W, el cual parece estar controlando el fracturamiento NW-SE y NE-SW; estas vetas tienen rumbos entre N80°E a E-W y buzamientos que tienden a ser verticales, sus zonas de oxidación profundizan considerablemente, pasando a veces los 300 m; las vetas de este sistema son: Rosa, Sandra, Rosa 2, Consuelo, Karla, Silvana, etc. El sistema NE-SW, es al parecer el sistema dominante sobre todo al Sur de la zona de producción, a este sistema pertenecen las vetas Luz, Casualidad 1, 2, Victoria, Claudias, Plomopampa 1, 2 y sistema Huantajalla.

Se tienen cuerpos de reemplazamiento metasomático en la Mina Carmen (relacionados a inflexiones de veta de formas irregulares, más extendidos



verticalmente que horizontalmente, su característica principal es la presencia de los silicatos de manganeso con importante cantidad de platas rojas. También se presentan en la mina Socorro donde predominan los carbonatos como matriz (calcita rodocrosita), fina disseminación de pirita, galena, esfalerita, platas rojas y no se observan silicatos de manganeso.

### **Veta Cachipampa**

Esta es la estructura mineralizada que motiva el presente estudio, con sistemas de fallamiento y fracturamiento de relleno suave que acompaña el direccionamiento de la estructura mineralizada. El área ha sido afectada por numerosas fallas en diversas etapas geológicas.

A nivel regional, se observa que las fallas de mayor magnitud son transversales al plegamiento y se desplazan en ese sentido, aunque también los movimientos verticales son importantes. Falla Cachipampa N55°E / 85°NW, En este sector del Sn6189-1, la veta Cachipampa está acompañada por una falla cuyo buzamiento es de 70°-80° cuyas características geotécnicas contienen relleno suave, una persistencia mayor a 20m, un espaciamiento mayor a 2 metros.

En esta área el tipo de roca es de tipo 4 con un RMR de 25-40 en el cual se ha formado una cavidad Kárstica. En el sub niveles 6189-1 los anchos de las secciones varían desde 3.5m hasta un ancho máximo de 13m. La composición mineralógica está compuesta principalmente por galena, alabandita, platas rojas, pirita y calcita.

#### 4.2.1.3 Minado subterráneo

Mina Uchucchacua tiene tres zonas de minado: Gina Socorro, Socorro Alto y Huantajalla, de estas, la zona Socorro Alto es el motivo de estudio en la presente investigación comprendida entre el Nivel 3990 y Nivel 4450, entre estos están los Niveles 4120, 4180 y 4240 separados verticalmente cada 60 m, donde se encuentra la veta Cachipampa minado en el Tajo 6189.

La zona de profundización de Gina Socorro está comprendida entre el Nivel 3990 y Nivel 3710, entre estos están los Niveles 3920, 3850 y 3780 separados verticalmente cada 70 m. La rampa actual ya llegó al Nivel 3640.

La mineralización de Gina Socorro abarca una longitud de aproximadamente 1 km y la potencia de la estructura mineralizada es variable, de 1 a 4.5 m, pudiendo alcanzar los 12 m y hasta 16 m o más localmente. Las reservas de mineral están mejor desarrolladas en el SW y se está planeando la exploración del yacimiento en el NE. Ver Anexo 2.

Mina Uchucchacua produce actualmente 4,200 tpd de mineral de Ag, es extraída a través de los piques Luz y Máster utilizando básicamente el método por Subniveles Ascendentes con Taladros largos en su variante Bench and Fill y se tienen planes de aumentar la producción en el mediano plazo, y desde que Veta Cachipampa es la zona más importante de la mina Socorro Alto, se está buscando nuevas alternativas de minado con las cuales se logra el aumento de la producción.

El acceso principal a las zonas de minado se realiza a través de una rampa

descendente. El material estéril es recirculado como relleno hacia los tajos y el excedente es transportado hacia el depósito de material estéril ubicado en superficie. Para la ventilación de las labores se cuenta con tres ventiladores principales de 300,000 cfm y ventiladores secundarios para las exploraciones y desarrollos.

Para el drenaje de mina se cuenta con dos estaciones de bombeo de agua en serie, con una capacidad de 1,000 y 750 l/s que evacúa el agua hacia el nivel 4120 y sale a superficie a través del túnel Patón de 4.2 km de longitud. Ver Anexo 3.

#### **4.2.1.4 Minado de Veta Cachipampa**

La explotación de Cachipampa se realiza con altura de banco de 15m, ancho de paneles de 25m en la longitudinal y ancho del panel transversal de 8m con subniveles de sección 4x4m. Según la geomecánica de veta Cachipampa la caja piso/techo tiene RMR de 45-60 y el mineral con RMR de 40-55.

La veta Cachipampa cuenta con recursos totales de 1'221,968 toneladas con valores de 5.28 Ag (oz/t), 2.96 Pb (%), 4.34 Zn (%), 1.36 Mn (%), con una ley equivalente en Ag de 19.34 oz/t, con un valor por tonelada de mineral (VPT) de 313.17 (US\$/ t). Estos recursos totales se dividen en: recursos medidos 306,078 toneladas, recursos indicados 470,156 toneladas, recursos inferidos 445,734 toneladas.

Las reservas totales de la veta Cachipampa son 429,770 toneladas con valores 7.51 Ag (oz/t), 4.07 Pb (%), 5.41 Zn (%), 0.93 Mn (%), con una ley equivalente

en Ag de 15.01 oz/t, con un ancho de minado (AM) de 14.28 metros, con una dilución de 18% y un VPT de 241.21 (US\$/ t). Para estas reservas el cut-off marginal es 102.18 US\$/t, incluye costo de mina (Bench & Fill): 45.92 US\$/t y costo de planta 17.83 US\$/t, administración y servicios: 38.43 US\$/t. La veta Cachipampa se divide en tres zonas de explotación: Cachipampa Oeste (Tajo 6189 W) con reservas de 62,381 toneladas, Cachipampa Este (Tajo 6189 E) con reservas de 62,986 toneladas, Cachipampa Cuerpo (Tajo 6189) con reservas de 278,479 toneladas, desde el nivel 4120 hasta el Nivel 4240. Ver Anexo 5.

#### **4.2.1.5 Método de explotación**

En el anexo 4 se ve los esquemas de minado correspondientes al método Sub level stoping en su variante Bench and Fill aplicado a la veta Cachipampa.

El método de explotación por Subniveles Ascendentes con Taladros largos en su variante Bench and Fill, consiste en la extracción del mineral a partir de subniveles de explotación mediante disparos efectuados en planos verticales, con taladros positivos paralelos, rellenándolos en forma ascendente.

La preparación consiste en ejecutar una rampa central de acceso a los subniveles de perforación, que tienen una altura de banco de 10 metros.

La limpieza de mineral se realiza con equipo scoop de 4yd<sup>3</sup> o 6yd<sup>3</sup> con telemando hacia el ore pass comunicado en la longitud del tajo. Este método de explotación tiene impacto favorable en la seguridad, por minimizar la exposición del personal a la excavación del tajo, realizando todo el ciclo bajo techo seguro.

### 4.3. Matriz de consistencia

**Título:** Análisis técnico económico para la selección del sistema de extracción de mineral en una mina tracklees basado en un método de explotación sub level stoping.

TABLA 4.1 Matriz de consistencia.

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	VARIABLES		INDICADORES
			DEPENDIENTE	INDEPENDIENTE	
¿Cuáles son las causas de la baja productividad del sistema de extracción de mineral en una mina subterránea trackless basado en un método de explotación Sub level stoping?	Analizar el sistema de extracción de mineral que mejora el costo de transporte en una mina tracklees basado en el método de minado sub level stoping.	Al efectuar un análisis del diseño y operación de transporte permitirá la selección más económica del sistema de extracción del mineral.	Costos de transporte de mineral.	Diseño de transporte.	1.1 Cumplimiento del programa de explotación. (%) 1.2 Cumplimiento de extracción. (%) 1.3 Rendimiento equipo. (t/h) 1.4 Productividad mina. (t/H-gdia)

Fuente: Elaboración propia.

## **CAPITULO V**

### **DESARROLLO DEL TRABAJO DE INVESTIGACIÓN**

#### **5.1. Recolección de datos.**

##### **5.1.1. Diagnóstico del sistema de extracción de la Veta Cachipampa.**

Se realizó el estudio en campo para el sistema de extracción de mineral de la veta Cachipampa, teniendo en cuenta el objetivo de mejorar los costos de transporte del mineral, cumpliendo con la producción estimada y minimizando las demoras operativas que este proceso nuevo genere. Por tal motivo se realizó el seguimiento de la extracción del mineral para diagnosticar en la ruta inicial, las distancias con mediciones topográficas, medición de secciones mínimas y máximas, dimensión de los servicios auxiliares y revisando la topografía e infraestructura ya existente con planeamiento. Ver figura 5.1.

A continuación, se presenta los puntos estratégicos que se tomaron en cuenta del estudio en campo del sistema de extracción propuesto en las 04 alternativas, en el cual se detallaran sus respectivas observaciones de estas mismas:

NV 4450 – NV 4240 – RP 760 (Rampa Fernando).

NV 4240 – Socorro Alto.

NV 4240 – NV 4180 – RP 6522 (Rampa auxiliar).

NV 4180 – Socorro Alto.

NV 4120 – Pique Luz y pique Master.



FIGURA 5.1 Diagnóstico de la ruta inicial del sistema de extracción de mineral.  
Fuente: Elaboración propia.

### 5.1.2. NV 4450 – NV 4240 – RP 760 (Rampa Fernando)

Se realizó el estudio en campo de este tamo de la RP 760, obteniendo los siguientes resultados:

06 Cámaras de Acumulación de sección promedio de  $4.0 \times 3.5 \text{ m}^2$ .

07 Refugios de sección promedio de  $3.5 \times 3.5 \text{ m}^2$ .

10 Paradas de Vehículos de sección promedio de  $10 \times 4.0 \text{ m}^2$ .

La sección promedio de la RP 760 es de  $4.5 \times 3.8 \text{ m}^2$  teniendo secciones como mínimo de  $3.5 \times 3.6 \text{ m}^2$  y máximo de  $4.2 \times 4.8 \text{ m}^2$ . (Ver figura 5.1)



FIGURA 5.2 Ingreso a la RP 760 (Rampa Fernando) de Sección  $4.2 \times 3.8 \text{ m}^2$ .

Fuente: Elaboración propia

Durante la hora punta que es de 08:00 – 10:00 am en el inicio de guardia día se obtuvo un total de 45 vehículos (37 camionetas, 08 camioncitos) que circulan por la RP 760, en un intervalo de tiempo de 2 minutos de separación entre los vehículos. En la hora punta no se genera tráfico vehicular en la RP 760, esto debido a la cantidad de Cámaras de Acumulación y Paradas de Vehículos que se



tiene entre 02 Niveles (NV 4450 & NV 4240). Ver figura 5.2.



FIGURA 5.3 Paradas de Vehículos ubicados en la RP 760 (Evita el Tráfico)  
Fuente: Elaboración propia.

En el ingreso a mina en superficie (NV 4450), en la hora punta se genera una cola de aproximadamente de 05 – 10 minutos. Actualmente están ingresando camiones de dimensión 2.4 x 2.8 m<sup>2</sup> hasta el Nivel 4360 de la zona de Socorro Alto, y termina su ciclo en Planta. (Ver figura 5.3)



FIGURA 5.4 Salida del Volquete hacia Superficie.  
Fuente: Elaboración propia.

Existen tramos en la RP 760 los cuales no se encuentran bajo el estándar de la sección. Motivo por el cual se tiene que ampliar la sección para en un equipo de

mayor dimensión. Pero se debe aclarar que no se debería desquincar toda la longitud de la rampa de los NV 4450 hasta el NV 4240, un claro ejemplo es que ya se encuentra ingresados camiones hasta el NV 4360.

En las secciones de la RP 760 donde son pequeñas se debe percutar para ampliar la sección. Se determina que el ancho de la cuneta estimada para la RP 760 fue mayormente de 90 cm, pero en algunos tramos se obtuvo un ancho mínimo de 70 cm y un ancho máximo de 150 cm.

En la mayoría del desarrollo de la rampa no hay muchas tuberías (agua, aire y relleno) y la ventilación es buena con 23 metros por minuto. (Ver Figura 5.4)



FIGURA 5.5 Toma de Tiempos de Vehículos en la Intersección de la RP 760 & RP 6522 NV 4240.

Fuente: Elaboración propia.

### 5.1.3. NV 4240 – SOCORRO ALTO

Se realizó el estudio en campo de este tramo de la vía de extracción, obteniendo los siguientes resultados:

02 Cámaras de Acumulación de sección promedio de  $4.0 \times 3.5 \text{ m}^2$ .

La sección promedio del NV 4240 es de  $3.7 \times 3.2 \text{ m}^2$  teniendo secciones como mínimo de  $3.5 \times 3.2 \text{ m}^2$  y máximo de  $3.9 \times 3.2 \text{ m}^2$ .

Se debe tener en cuenta en la sección de este NV 4240, las tuberías de agua y aire dado que al pasar un equipo de mayor dimensión en este nivel eliminaría estas instalaciones de servicios, las cuales son importantes para el desarrollo del ciclo de minado (Ver figura 5.5). Esta vía de extracción es usada principalmente para llegar al polvorín (camionetas) y por los dumper (15 a 20 t). Introducir un equipo de mayor dimensión en esta vía, involucra definitivamente ampliar la sección (ancho y alto).



FIGURA 5.6 Tuberías de Agua y Aire en el NV 4240.

Fuente: Elaboración propia.

#### 5.1.4. NV 4240 – NV 4180 – RP 6522 (RAMPA AUXILIAR)

Se realizó el estudio en campo de este tramo de la vía de extracción, obteniendo los siguientes resultados:

08 Cámaras de Acumulación de sección promedio de  $3.5 \times 3.0 \text{ m}^2$ .

07 Refugios de sección promedio de  $3.2 \times 3.0 \text{ m}^2$ .

La sección promedio de la RP 6522 es de  $3.5 \times 3.2 \text{ m}^2$  teniendo secciones como mínimo de  $4.0 \times 3.0 \text{ m}^2$  y máximo de  $3.7 \times 3.6 \text{ m}^2$ . (Ver figura 5.7)



FIGURA 5.7 Transito en la RP 6522 de Sección Angosta  $3.5 \times 3.2 \text{ m}^2$ .

Fuente: Elaboración propia.

Al desarrollarse el estudio de tiempos de tránsito en esta rampa NO se generó tráfico, esto se debe a la cantidad de cámaras de acumulación que se tiene lo cual genera una mayor transitabilidad. Con respecto a los servicios: tubería de agua, aire y relleno, en todo el tramo de la rampa no genera mayor inconveniente a los equipos de extracción que circulan por la rampa.

Introducir equipos de mayor dimensión (camiones) en esta rampa auxiliar, conllevaría a la ampliación de la sección. Dado que actualmente cuando entran los camiones que trasladan al personal de mina, con dificultad en los hastiales en los radios de giro.

#### **5.1.5. NV 4180 – SOCORRO ALTO**

Se realizó el estudio en campo de este tramo de la vía de extracción, obteniendo los siguientes resultados:

09 Cámaras de Acumulación de sección promedio de 4.5 x 3.5 m<sup>2</sup>.

06 Refugios de sección promedio de 3.0 x 3.5 m<sup>2</sup>.

La sección promedio del NV 4180 es de 3.5 x 4.0 m<sup>2</sup> teniendo secciones como mínimo de 3.4 x 3.3 m<sup>2</sup> y máximo de 3.6 x 4.1 m<sup>2</sup>. (Ver figura 5.8)



**FIGURA 5.8** Tuberías de Agua y Aire, Manga de Ventilación en el NV 4180 de Sección Promedio de 3.5 x 4.0 m<sup>2</sup>.

Fuente: Elaboración propia

En este nivel la empresa contratista minera encargada de la extracción de mineral, tienen como principal problema operativo un déficit de equipos de extracción (Dumper) para toda la extracción exclusiva del mineral del Tajo 6189 de la veta Cachipampa (02 dumper para el nivel). El Nivel 4180 no cuenta con cámaras de acumulación.

En el NV 4180 se cuenta solamente con 01 Scoop N° - 102, 01 Jumbo N° - 04 y 01 Mini Jumbo (Muky – Sostenimiento) de los cuales no se dan abastecimiento para desarrollar un correcto ciclo de minado.

#### **5.1.6. NV 4120 – PIQUE LUZ & PIQUE MASTER**

La extracción de mineral o desmonte en este NV 4120 es por medio de la Locomotora N° - 09 y cuenta con 07 carros mineros. (Ver figura 5.9) y es utilizada para descargar el mineral en Pique luz y el desmonte en Pique Master.



FIGURA 5.9 Extracción de Mineral o Desmonte con locomotora.  
Fuente: Elaboración propia

### 5.2.6.1 Extracción con Locomotora en el Nivel 4120.

La locomotora del nivel 4120 utiliza el sistema a trolley, se compone de un chasis, los trenes son de rodamiento. Las cajas de engrase, sistemas de mando, de frenos, dispositivos de enganche, areneros.

#### Características de la locomotora N°9:

Peso:	12 toneladas
Potencia HP/Motor:	2 tracción, fuerza 60 HP
Voltaje VDC:	250
Freno:	Mecánico de articulación
Nª de carros mineros:	07

#### Características de los carros mineros:

Capacidad:	120 pie <sup>3</sup>
Capacidad nominal:	10 toneladas
Capacidad real:	7.5 toneladas

La explotación de Veta Cachipampa inicia desde el Nivel 4120 hasta el Nivel 4240 mediante el minado por sublevel stoping en ascendente, por ello se considera importante el estudio de este recorrido por encontrarse en el Nivel 4120.

Se realizó la toma de tiempos (Ver Anexo 8) para el ciclo de extracción con la locomotora N°9 en el Nivel 4120, realizando la trayectoria mostrada en la figura 5.10.

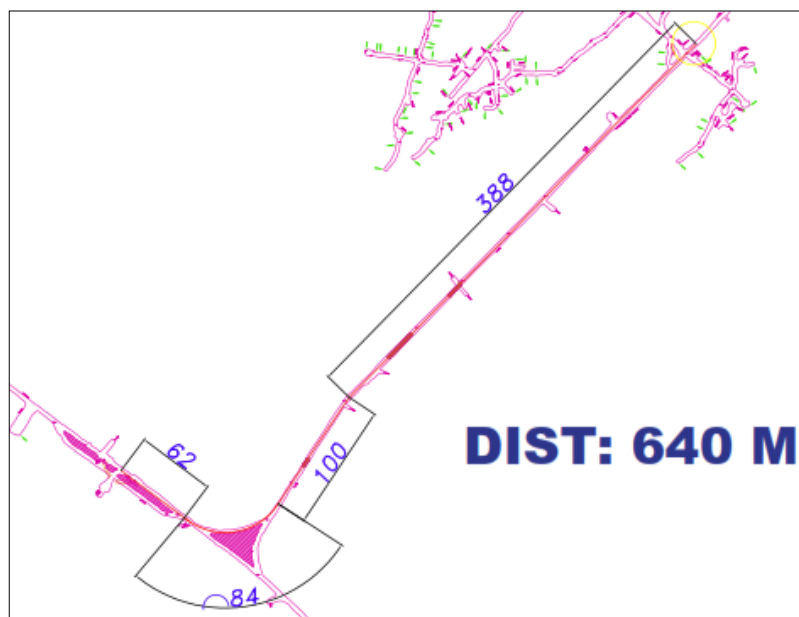


FIGURA 5.10 Recorrido de la Locomotora para toma de datos.  
Fuente: Elaboración propia.

#### 5.2.6.2 Pique Luz 066 – izaje de mineral / de personal.

La estación principal y la casa winche del pique 066 (Luz) se encuentra ubicado en el crucero 765SE en la mina Socorro Alto, en el nivel 4450 (Ver figura 5.11) y puntos de carguío en las estocadas de 4080 y 3940, el cual iza principalmente mineral de las minas Carmen y Socorro, tiene la capacidad de izar hasta 28 skips por hora, cuenta con una cabina semiautónoma, el cual fue inaugurado en el año 2003. Actualmente el pique Luz se encuentra en proceso de profundización hasta el nivel 3850 y destinado principalmente para el izaje de mineral. También tiene una cabina adaptada para transporte de personal autorizado, el cual cuenta con una capacidad de 7 personas.





FIGURA 5.11 Cabina de control pique Luz – Estación 4450  
Fuente: Elaboración propia.

La capacidad de los skips es de 7.8 toneladas, y poseen una sección de 1.35 m<sup>2</sup> y una longitud de 5.5 metros. La jaula para el transporte de personal tiene una capacidad de 10 personas ya que solo el 23% del personal se transporta por este pique hacia los niveles inferiores.

La unidad de Uchucchacua cuenta con dos piques para el izaje de mineral y desmonte, el Pique Luz ubicado en mina Socorro actualmente realiza el izaje desde el nivel 3850 hasta el nivel 4450, el Pique Master ubicado en mina Carmen actualmente realiza el izaje desde el nivel 3850 hasta el nivel 4450, y se utiliza para la extracción de mineral de mina Huantajalla y extracción de desmonte a superficie.

las especificaciones técnicas de los piques se detallan a continuación. Ver tabla 5.5:

TABLA 5.1 Especificaciones generales de los piques en mina Uchucchacua.

<b>Características Generales</b>	<b>Pique Luz</b>	<b>Pique Master Shaft</b>
<b>Nivel</b>	4450	
<b>Uso</b>	Izaje Personal y Carga	Izaje de Mineral
<b>Mina</b>	Socorro	Carmen
<b>Marca del Winche</b>	FULLERTON	NORDBERG
<b>Tipo</b>	Doble tambora	Doble tambora
<b>Motor</b>		ACW
<b>Potencia</b>	2 x 800 HP	2 x 600 HP
<b>Potencia Total</b>	1600 HP	1200 HP
<b>Velocidad máxima</b>	6 m/s	8 m/s
<b>Long. de izaje máx.</b>	540 m	540 m
<b>Tambores</b>	120" x 72" Ranurado 1-7/16	120" x 72" Ranurado Lebus de 1-1/2"
<b>Dist. Entre ejes de tambores</b>	2.66 m	2.65 m
<b>Tipo de embrague</b>	Engranajes	Engranajes
<b>Poleas</b>	3.24 m	120"
<b>Sistema de seguridad</b>	Digital	Digital
<b>Capacidad de carga de skips</b>	4 m <sup>3</sup>	4 m <sup>3</sup>
<b>Peso de skip vacío</b>	5.8 t	4 t

Fuente: Elaboración propia.

El pique Luz es de sección rectangular con tres compartimientos de 1.50 m x 1.50 m cada uno, con estructura es de madera y se utiliza exclusivamente para la extracción de mineral de la mina Socorro bajo y de la mina Socorro Alto, representando el 86% de toda la producción de Uchucchacua (Ver Tabla 5.5), por ello la presente investigación analiza el pique Luz, por donde se extrae el mineral de veta Cachipampa.

TABLA 5.2 Producción diaria de Uchucchacua por zona.

Mina	Programado (TMH)	
Socorro Alto	1200	
Socorro Bajo	2400	
<b>Total Pique Luz</b>	<b>3600</b>	<b>86%</b>
Huantajalla	600	
<b>Total Pique Master</b>	<b>600</b>	<b>14%</b>
<b>TOTAL</b>	<b>4200</b>	<b>100%</b>

Fuente: Elaboración propia.

A continuación, se presenta los resultados obtenidos de la cobertura del pique Luz es de 69% comparado con la cobertura del pique Master es 138.6%, ello indica que el Pique Luz tiene capacidad para aumentar el izaje de un 30 % en mineral. El promedio de velocidad de skip en el pique Luz es 4.50 m/s menor a la velocidad de skip en el Pique Master 5.50 m/s. La capacidad de los skip es 6.48 tms (7 tmh) en ambos piques. (Ver Tabla 5.6)

TABLA 5.3 Cuadro resumen de piques en Uchucchacua.

PIQUE LUZ					PIQUE MASTER				
Mínimo Nivel	Horas de Winchero	Cap. Skip.	Vel. Skip	Cobertura %	Mínimo Nivel	Horas de Winchero	Cap. Skip.	Vel. Skip	Cobertura %
		tms	m/s				tms	m/s	
3990	10.00	6.48	4.50	69.0%	3990	10.00	6.48	5.50	138.6%
4120	10.00	6.48	4.50		4120	10.00	6.48	5.50	

Fuente: Elaboración propia.

## 5.2. Procesamiento de la información.

### 5.2.1. Aspectos técnicos

Los aspectos técnicos materia de la presente evaluación fueron los siguientes:

#### 5.2.1.1 Análisis de extracción con equipo LHD.

El traslado de mineral en Tajo 6189 el Nv. 180 veta Cachipampa hacia la parrilla Nv 180, se realiza con scooptram a control remoto Caterpillar R1300G, equipo de bajo perfil LHD con motor diésel, factor a considerar en temas de ventilación. Se muestra la figura 5.12 y 5.13 del equipo CAT R1300G para la extracción de mineral a control remoto.



FIGURA 5.12 Scooptram a control remoto CAT R1300G.  
Fuente: Elaboración propia.



FIGURA 5.13 Control remoto CAT R1300G.  
Fuente: Elaboración propia.

De acuerdo a las dimensiones tomadas en la preparación y desarrollo del Tajo 6189 de veta Cachipampa mantiene una sección promedio de 3.5x4.0 m<sup>2</sup>, se considera analizar dos equipos de diferentes capacidades, por tal motivo se presenta las especificaciones técnicas en la tabla 5.9:

TABLA 5.4 Especificaciones técnicas de equipos LHD.

Modelo	R1300G		R1600H	
Capacidad de carga útil nominal:				
— Empuje	6.800 kg	<b>14.991 lb</b>	10.200 kg	<b>22.487 lb</b>
— Carga de camiones	6.800 kg	<b>14.991 lb</b>	10.200 kg	<b>22.487 lb</b>
Peso en orden de trabajo bruto de la máquina	27.750 kg	<b>61.178 lb</b>	40.000 kg	<b>88.185 lb</b>
Capacidad del cucharón: estándar	3,1 m <sup>3</sup>	<b>4,1 yd<sup>3</sup></b>	4,8 m <sup>3</sup>	<b>6,3 yd<sup>3</sup></b>
Ancho total con cucharón	2.318 mm	<b>91,3"</b>	2.723 mm	<b>107,2"</b>
Altura total: parte superior de la ROPS	2.120 mm	<b>83,5"</b>	2.400 mm	<b>94,5"</b>
Longitud: total de excavación	9.107 mm	<b>358,5"</b>	10.107 mm	<b>397,9"</b>
total de empuje	8.714 mm	<b>343,1"</b>	9.711 mm	<b>382,3"</b>
Peso en orden de trabajo	20.950 kg	<b>46.187 lb</b>	29.800 kg	<b>65.698 lb</b>
Espacio libre sobre el suelo	328 mm	<b>12,9"</b>	344 mm	<b>13,5"</b>
Oscilación del eje		<b>± 10,0°</b>		<b>± 10,0°</b>

Fuente: Caterpillar (2018). Caterpillar Performance Handbook.

### 5.2.1.2 Rendimiento del LHD

La operación del sistema LHD es cíclica y en dicho ciclo se distinguen 3 tiempos elementales (Ver Anexo 7), para la muestra se utilizó el carguío con el scoop N° 04 (4 yd<sup>3</sup>) realizando un recorrido de 133m, según la figura 5.14:

Tiempo de carguío: 01:15 minutos

Tiempo de acarreo: 01:06 minutos

Tiempo de retorno: 01:09 minutos

**Tiempo promedio de ciclo: 03:30 minutos**

Velocidad promedio: 1.27 m/s

Distancia recorrida: 133 m

Capacidad de cuchara ( $m^3$ ) = (Volumen Cuchara) x (Coef. de llenado)

Capacidad de cuchara ( $m^3$ ) =  $(4.1 \text{ yd}^3 * 0.765) \times (0.75) = 2.35 \text{ m}^3$

**Capacidad de cuchara (Ton) = 7 t**

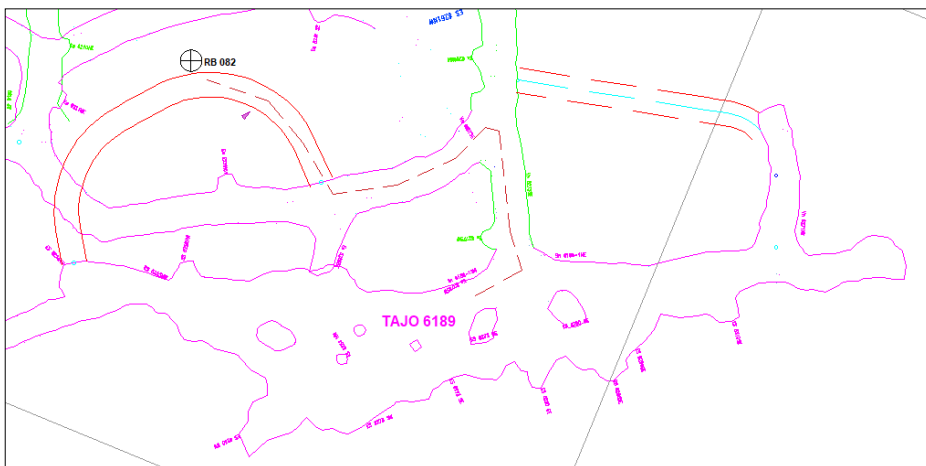


FIGURA 5.14 Recorrido del scoop para toma de datos.

Fuente: Elaboración propia.

#### **Calculo del rendimiento del Scoop:**

El rendimiento (**RS**) del sistema se calcula conociendo el volumen del balde (**V**: metros cúbicos), el coeficiente de llenado (**Fll**: sin dimensiones), la densidad del material in situ (**δ**: toneladas por metro cúbico), el esponjamiento (**ε**: sin dimensiones) y el tiempo del ciclo (**T**: segundos).

$$\mathbf{RS = V \times Fll \times (\delta / (1 + \epsilon)) \times 3600 / T \text{ [toneladas/hora]}}$$

En la mina se considera la densidad del material en banco como:

$$\delta / (1 + \epsilon) = 3 \text{ t/m}^3$$

Para el cálculo de la capacidad de la cuchara se utiliza la data obtenida y la cubicación realizada.

$$V \times Fll = 2.35 \text{ m}^3$$

Con un promedio de tiempo de ciclo o periodo de:

$$T = 03:30 \text{ minutos} = 210 \text{ seg}$$

Entonces aplicando la fórmula para el rendimiento del scoop:

$$RS = V \times Fll \times (\delta / (1 + \varepsilon)) \times 3600 / T \text{ [toneladas/hora]}$$

$$RS = 2.35 \times 3 \times 3600 / 210 \text{ [toneladas/hora]}$$

**Rendimiento del Sistema = 120.9 [toneladas/hora]**, para una distancia de 133 metros.

**Cálculo del rendimiento Real del Scoop:** El rendimiento real del sistema se calcula conociendo los índices operacionales correspondientes, como la disponibilidad física, utilización y el factor operacional, quedando:

$$RS \text{ REAL} = RS \times DF \times UT \times FO \text{ [toneladas/hora]}$$

Según la figura 5.13 y 5.14, en la toma de datos se muestra la distribución de tiempo fijos y variables, en el ciclo de trabajo del LHD para la extracción de mineral del tajo 6189:

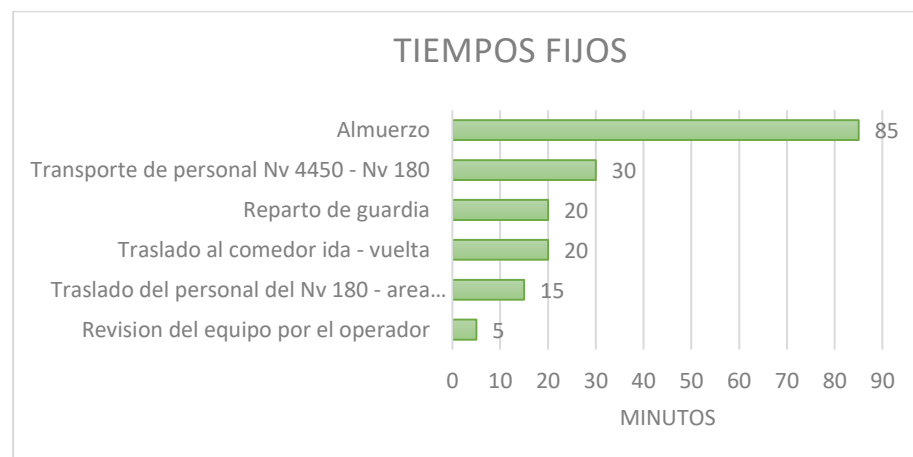


FIGURA 5.15 Distribución de tiempos fijos LHD.  
Fuente: Elaboración propia.



FIGURA 5.16 Distribución de tiempos Variables LHD.  
Fuente: Elaboración propia.

En referencia al estudio de tiempos en el tajo 6189, se realiza la distribución de tiempos del proceso de extracción carguío de mineral con LHD:

TABLA 5.5 Distribución de tiempos en operación minera

<b>TIEMPO CRONOLÓGICO (TCR)</b>			
<b>TIEMPO HÁBIL (HH)</b>			<b>TIEMPO INHÁBIL (HI)</b>
<b>HORAS OPERACIONALES (HOP)</b>		<b>HORAS DE RESERVA (HRE)</b>	<b>HORAS DE MANTENCIÓN (HMT)</b>
<b>HORAS OPERACIONALES EFECTIVAS (HEF)</b>	<b>HORAS DE PÉRDIDAS OPERACIONALES (HPE)</b>		

Fuente: American Smelting y Refining Co. (2019), Norma Asarco.



Haciendo uso de la Tabla 5.10:

TCR: 12 Horas

HH: 8 Horas

HI: 4 Horas

HOP: 2:30 Horas

HRE: 4:30 Horas

HMT: 01:00 Horas

HEF: 1:40 Horas

HPE: 0:50 Horas

Se calcula los índices operacionales:

$$\text{Disponibilidad Física (DF)} = (\text{HOP} + \text{HRE}) / \text{HH} \times 100 \% = 87.5\%$$

$$\text{Utilización (UT)} = (\text{HOP} \times 100\%) / (\text{HOP} + \text{HRE}) = 35.7\%$$

$$\text{Factor Operacional (FO)} = (\text{HEF} \times 100 \%) / \text{HOP} = 66.6\%$$

Entonces aplicando la fórmula de rendimiento real:

$$\text{RS REAL} = \text{RS} \times \text{DF} \times \text{UT} \times \text{FO} \text{ [toneladas/hora]}$$

$$\text{RS REAL} = 120.9 \times 0.875 \times 0.357 \times 0.67 \text{ [toneladas/hora]}$$

$$\text{Rendimiento Real del Sistema} = 25.15 \text{ [toneladas/hora]}$$

Para obtener una mejora en el rendimiento del LHD, se evalúa los tiempos de operación, logrando identificar que el 80% de las demoras operativas es provocado por el 20% de los procesos que retrasa todo el ciclo de extracción (Ver figura 5.17), tales como: El proceso de separación de bancos de desmonte generado por desprendimiento de la roca encajonante durante el proceso de voladura; el movimiento de bancos de mineral en cámaras de acumulación, para voladura secundaria, traslado a superficie y/o percutado.

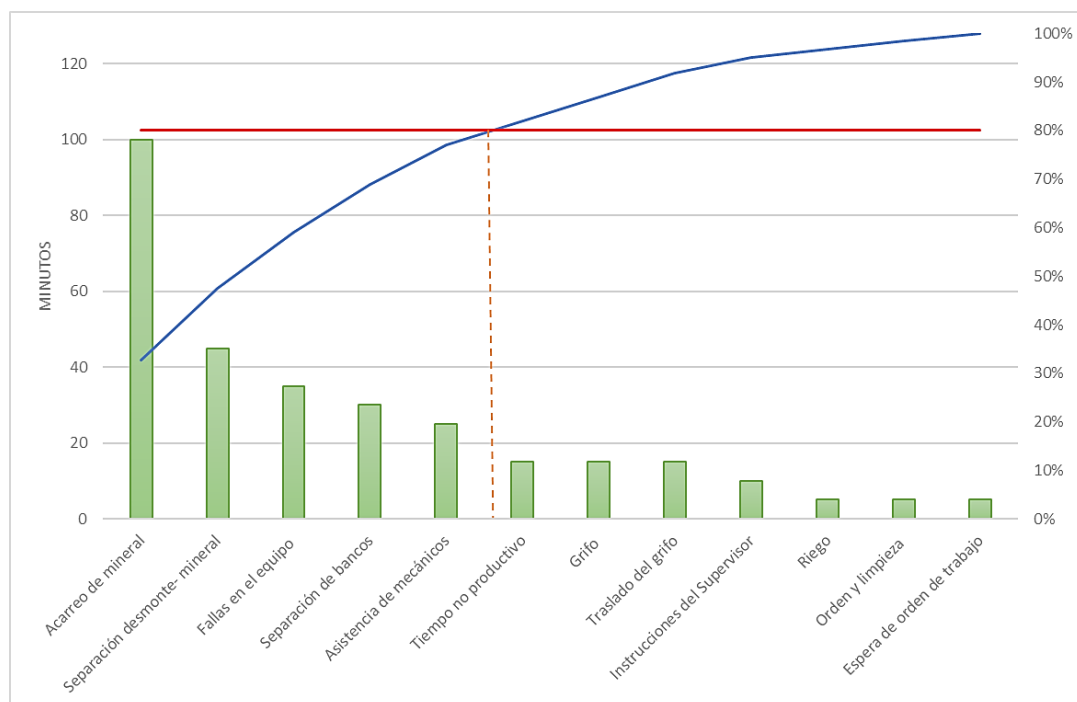


Figura 5.17 Diagrama de Pareto para ciclo de traslado de mineral con scoop hacia el echadero – Nv 180  
Fuente: Elaboración propia

Para reducir el impacto en las cajas, se revisa el diseño de perforación y esquema de carguío para la voladura, de esta manera se evitará las desviaciones y la sobre perforación en las cajas, para un mejor control se realiza el monitoreo a la perforación y el levantamiento de los taladros perforados, ello garantizará que se reduzca el tiempo de separación en la limpieza del mineral.

Lo mencionado en el párrafo anterior, impacta de manera positiva en la limpieza de mineral realizándose de manera segura para el equipo y el operador. La emisión de monóxido carbónico se reducirá en un espacio confinado como el tajo 6189 y los costos operativos se verán reducidos al evitar el doble manipuleo.

### 5.2.1.3 Análisis de extracción con Locomotora en Nv 4120.

Para la presente investigación se analiza el sistema de extracción del Nivel 4120 por ser el nivel principal de extracción con locomotora de toda la mina Socorro Alto. Mediante el seguimiento del número de viajes realizados por la locomotora se obtuvo el ciclo promedio:

**Ciclo Promedio de Locomotora N°9, Nv 4120:** El ciclo promedio es de 32 minutos, teóricamente en 2 turnos de 10 horas efectivas de trabajo garantizarían 38 viajes. (Ver Tabla 5.7)

TABLA 5.6 Ciclo de la Locomotora en el Nivel 4120.

Fecha	Ciclo
1-May	39
2-May	26
3-May	29
4-May	32
5-May	37
6-May	27
7-May	33
8-May	28
9-May	36

Fuente: Elaboración propia.

El principal problema es que, la actividad de percutado y removido de rocas descargadas en la parrilla del echadero, es ejecutado por los mismos operadores de la locomotora, asimismo la extracción de mineral inicia a partir de las 10 am y pm. El ciclo promedio en ambas guardias es de 32 minutos. (Ver Tabla 5.8)

TABLA 5.7 Ciclo de extracción de la Locomotora N°9.

TURNO DIA			TURNO NOCHE		
Hora de llegada :	8:00am		Hora de llegada :	8:30pm	
Tiempo de Chuteo :	3 min		Tiempo de Chuteo :	2.8 min	
Tiempo de tv 624 A Pique Luz :	10.5 min		Tiempo de tv 624 A Pique Luz :	9.5 min	
Tiempo promedio Descarga parrilla	2.5 min		Tiempo promedio Descarga parrilla	2.5 min	
Tiempo promedio Parrilleo	5 min		Tiempo promedio Parrilleo	5 min	
Tiempo de Pique Luz A Tv 624 :	11.5 min		Tiempo de Pique Luz A Tv 624 :	11 min	
Maaniobra cambios	1.5 min		Maaniobra cambios	1.5 min	

Fuente: Elaboración propia.

Según la tabla 5.9, La locomotora N°09 ubicada en el Nv. 4120, requiere de un tiempo promedio de 3.7 horas para realizar el acarreo de la zona de Cachipampa. La locomotora del Nv 4120 cuenta con las horas suficientes para realizar la tarea.

TABLA 5.8 Tiempo requerido para la extracción con locomotora.

LOCOMOTORA	
N° Carros	7carros
Capacidad Carros	7tn
Tn/viaje	49Tn/Viaje

PRODUCCIÓN	
Reservas	340,000Tn
Ritmo Producción (tn/mes)	20,000Tn/mes
Ritmo Producción (tn/guardía)	333Tn/guardía
Viaje/guardía	7Viaje/guardia

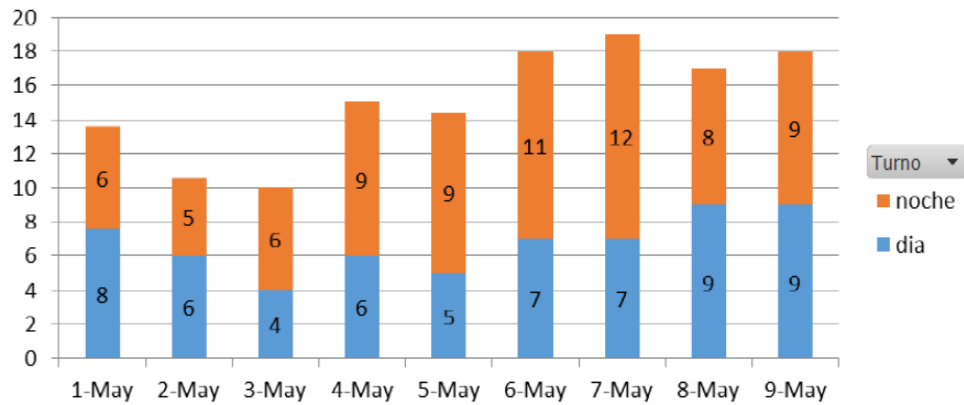
  

TIEMPO REQUERIDO	
Tiempo Consumo	3.7hr

Fuente: Elaboración propia.

**Número de viajes promedio por guardia Nv 4120:** El número de viajes (mineral y desmonte) promedio por guardia es en el turno día: 7 viajes, turno noche: 8 viajes. (Ver tabla 5.9)

TABLA 5.9 Número de viajes con la Locomotora N°9 - Nv 4120.



Fuente: Elaboración propia.

Los echaderos de mineral y desmote de los piques de este NV 4120 no cuenta con equipo BTI (Rompebancos), por lo cual una vez que se descarga los carros se rompen los bancos de manera manual (parrilleros), generando retraso en el ciclo de extracción. (Ver figura 5.18)



FIGURA 5.18 Echadero de Mineral o Desmote del NV 4120.

Fuente: Elaboración propia.

#### 5.2.1.4 Rendimiento de la Locomotora

Según la tabla 5.10, el tonelaje promedio acarreado por día es 639 t mineral y 142 t de desmonte (781 t en total al día), de una capacidad promedio de 1995 t (38 viajes), representa el 40% de capacidad utilizada.

TABLA 5.10 Tonelaje extraído por la Locomotora N°9 - Nv 4120.

Fecha	Tonelaje Mineral	Tonelaje Desmonte	Tonelaje Total
1-May	607.5	98	706
2-May	397.5	147	545
3-May	420	98	518
4-May	577.5	196	774
5-May	547.5	196	744
6-May	682.5	245	928
7-May	892.5	98	991
8-May	787.5	98	886
9-May	840	98	938

Fuente: Elaboración propia.

Con dicha información se calcula el rendimiento de la locomotora:

Ton /día = 781t / día

**Ton /guardia = 390.5 t / gdia**

Para un programa de extracción de 333 t de mineral por guardia en el Tajo 6189, el sistema de extracción por rieles del Nv 4120 está cubierto.

#### 5.2.1.5 Análisis de extracción a través del pique Luz.

Realizado la toma de tiempos en el pique Luz (ver anexo 6), se obtuvo: en el Pique Luz un tiempo total de 128.8 segundos/ skip (Extracción del Nv. 4120) y un tiempo total de 160.0 segundos/ skip (Extracción del Nv. 3990). La ratio de

izaje en el Pique Luz es 28 Skip/h (Extracción del Nv. 4120) y 23 skip/h (Extracción del Nv. 3990). Ver tabla 5.11.

TABLA 5.11 Ciclo del Pique Luz.

PIQUE LUZ									
NIVEL DE EXTRACCION	Origen	Final	Longitud izada	Velocidad Izaje	Tiempo chuteo	Tiempo izaje	Tiempo volteo	Tiempo total	Ratio de Izaje
	nivel	nivel	(m)	(m/s)	(s)	(s)	(s)	(s/skip)	(skip/hr)
4120	4080	4480	400	4.50	20.00	88.89	20.00	128.89	28
3990	3940	4480	540	4.50	20.00	120.00	20.00	160.00	23

Fuente: Elaboración propia.

En el Nv 4120; considerando la disponibilidad operativa al 100% del pique Luz y la capacidad del skip de 7.5 toneladas de mineral, la producción horaria (TPH) y la producción diaria (TPD) es:

$$\text{TPH} = 28 \text{ skip/hora} \times 7.5 \text{ t/skip} = 210 \text{ t/h.}$$

$$\text{TPD} = 210 \text{ t/h} * 24\text{h} = 5040 \text{ t/día. (Disponibilidad teórica 100\%.)}$$

Considerando los tiempos fijos de paradas que tiene el pique Luz por motivo de mantenimientos mecánicos preventivos y los cambios de guardia, se calcula la disponibilidad operativa real:

Cambio de Guardia:

4:30pm – 7:30pm      28 guardias/mes      84 horas/mes

Mantenimiento programado: (Ver figura 5.19)

8:30am - 11:30am      14 veces/ mes      42 horas/mes

8:30am – 4:30pm      01 vez/mes      8 horas/mes



FIGURA 5.19 Mantenimiento de pique, guías de madera para skip.  
Fuente: Elaboración propia.

Horas totales de parada = 134 horas/ mes

Horas totales de pique = 24 h /d x 28 d/mes = 672 h/mes

**Disponibilidad operativa real =  $(672 - 134) / 672 = 80\%$**

**TPD real =  $80\% \times 5040 \text{ t/día} = 4032 \text{ t/día}$ .**

El pique Luz realiza la extracción de 2400 t/día de Socorro bajo el cual representa el 60% de la capacidad de extracción del pique. De acuerdo a la disponibilidad real del pique Luz, se tiene holgura de 1632 t/día para la extracción de mineral de zona Alta, por lo cual es factible realizarse la extracción del mineral de veta Cachipampa, el cual está programado para 666 t/día.

#### **5.2.1.6 Análisis de extracción con Locomotora en Nv 4450**

La locomotora del nivel 4450 realiza el traslado del mineral desde las tolvas del pique Luz hacia la planta concentradora en superficie (Ver figura 5.20), el cual consta de dos circuitos de procesamiento:





FIGURA 5.20 Descarga mineral en las fajas de planta concentradora.  
Fuente: Elaboración propia.

El Circuito 1, procesa 2800 t/día y proviene de la zona Socorro bajo y parte de la zona Alta, por el cual se requiere 28 viajes al día, con la locomotora N°26 y N°42. El Circuito 2, procesa 1400 t/día y proviene de la zona Alta y Huantajalla, se requiere 23 viajes al día. Ver tabla 5.12.

TABLA 5.12 Extracción con locomotora Nv.4450

MASTER- EXTRACCION DIARIA LOCOMOTORAS NV.4450							
LOCOMOTORA	MATERIAL	N° CARROS	TON. X VIAJE	CICLO (min)	Ton/Hora	PRODUCCION DIARIA	N° VIAJES
LOC 41	DESMONTE	10	76	50	63.3	700	11
LOC 4	MINERAL	7	58.8	60	58.8	700	12

LUZ- EXTRACCION DIARIA LOCOMOTORAS NV.4450							
LOCOMOTORA	MATERIAL	N° CARROS	TON. X VIAJE	CICLO (min)	Ton/Hora	PRODUCCION DIARIA	N° VIAJES
LOC 26	MINERAL	12	100.8	60	100.8	1400	14
LOC 42	MINERAL	12	100.8	60	100.8	1400	14

Fuente: Elaboración propia.

Con el estudio de tiempos del Anexo 8, se determinó que la disponibilidad de la locomotora es 88.9% y la utilización de 83.3% (Ver tabla 5.13), el cual indica que el sistema de extracción en el nivel 4450, tiene capacidad de extracción para todo el tonelaje programado en mina Uchucchacua.

TABLA 5.13 Disponibilidad y utilización de locomotoras Nv 4450

LOCOMOTORAS NV. 4450	
Horas programadas por Guardia	9.0
Horas Paradas por Refrigerio	1.0
Horas Disponibles (Hr)	8.0
<b>Disponibilidad (%)</b>	<b>88.9%</b>
Horas paradas del operador (Hr)	2.0
Horas Disponibles a operación (Hr)	6.0
Horas paradas por Mina (Hr)	1
Horas Utilizadas (Hr)	5.0
<b>Utilización (%)</b>	<b>83.3%</b>

Fuente: Elaboración propia.

Con la determinación de ciclos de acarreo se calcula la productividad del equipo.

#### **Calculo productividad horaria, para una locomotora**

$$N^{\circ} \text{ viajes / hora} = (N^{\circ} \text{ total viajes} \times 60) / T. \text{ total en viajes}$$

$$N^{\circ} \text{ de viajes / hora} = 3 \times 60 / 180 = 1 \text{ viaje/hora}$$

#### **Calculo tonelaje/ hora**

$$\text{Ton / hora} = (N^{\circ} \text{ total de tonelaje} \times 60) / T. \text{ total en viajes}$$

$$\text{Ton / hora} = 306 \times 60 / 180 = 102 \text{ t/hora}$$

#### **Calculo tonelaje/ guardia**

$$\text{Horas trabajadas / guardia} = 10 \text{ horas}$$

Por lo general el izaje comienza a las 11:30 am, debido al mantenimiento diario que tiene el pique.

$$\text{Horas efectivas / guardia} = 7 \text{ horas}$$

$$\text{Ton /guardia} = \text{TonH/r} \times \text{Hr/Guadia}$$

$$\text{Ton /guardia} = 102 \text{ Ton/Hr} \times 7 \text{ Hr/Guadia}$$

Ton /guardia = 714

Ton /día = 1428

### 5.2.1.7 Análisis de extracción con Dumper.

El mineral de veta Cachipampa utiliza dos equipos dumper que transportan mineral a una cámara de acumulación en el nivel 240 y a través de un LHD se carga en volquetes para evacuar el mineral a superficie y así hasta la planta concentradora. A continuación, se muestra en la figura 5.21 la vista en planta del recorrido del dumper en el Cx 6525 desde el Sn 6189 (Veta Cachipampa), lugar donde se tomó los datos del ciclo del dumper, obteniendo resultados del ciclo de transporte del dumper en la tabla 5.14, con velocidad promedio de 5.5 Km/h con el dumper cargado, y velocidad promedio de 8.0 Km/h con dumper vacío, cabe resaltar que los dumper tienen capacidad de carga de 15 toneladas.

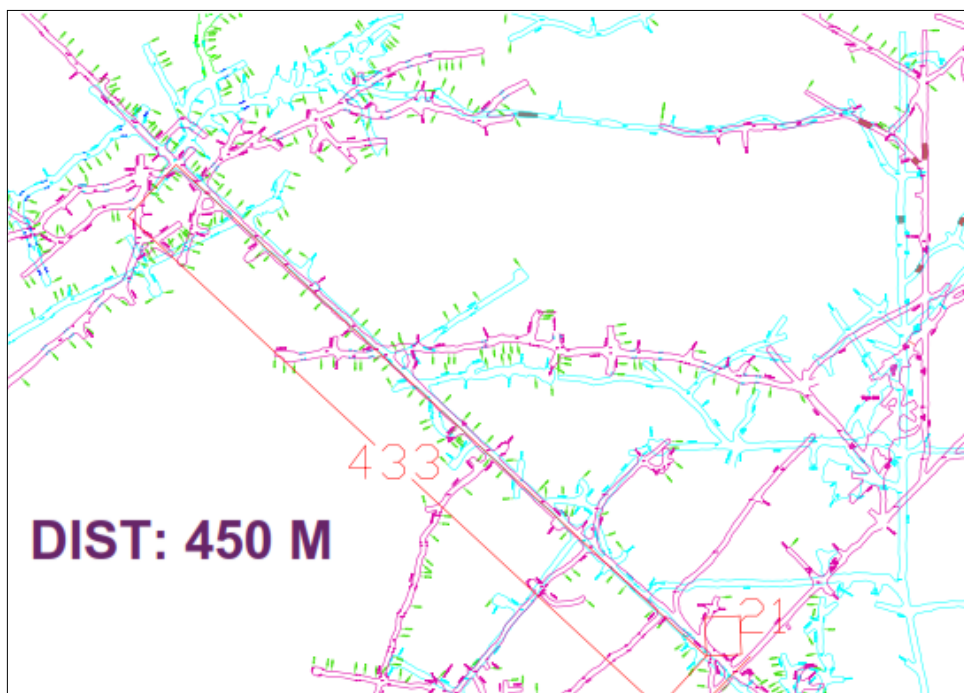


FIGURA 5.21 Recorrido de Dumper en el Nivel 4180 para toma de datos.  
Fuente: Elaboración propia.

TABLA 5.14 Ciclo de transporte de mineral con Dumper en Nivel 4180.

ACARREO MINERAL		
Velocidad Promedio Cargado (Km/Hr)	km/Hr	5.5
Velocidad Promedio Vacío (Km/Hr)	km/Hr	8.0
Toneladas / Viaje	TMS	15.00
DISTANCIAS		
Distancia Nv 4180 para toma de datos	metros	450.00
TIEMPOS		
Carguio de Material (Fijo)	min	4.00
Viaje Cargado	min	4.91
Descarga y Maniobras (Fijo)	min	2.50
Viaje regreso vacio	min	3.38
<b>Total Ciclo</b>		<b>14.78</b>

Fuente: Elaboración propia.

Con el objetivo de proyectar el ciclo del dumper para distancias mayores a 450 m, se utiliza el método estadístico de la regresión lineal para variable continua como es el tiempo (Ciclo del dumper medido en minutos), a continuación, se muestra el cálculo de la regresión Lineal:

La fórmula general de la regresión lineal:  $Y = a + b X$ ; donde:

Variable Dependiente (Y) = Ciclo Dumper (minutos)

Variable Independiente (X) = Recorrido de Dumper (Kilómetros)

Según la tabla 5.14 el ciclo de transporte es:

$Y = T. \text{Carguío} + T. \text{Descarga} + T. \text{Viaje cargado} + T. \text{Viaje vacío.}$

$Y = 4.00 + 2.50 + ( X / 5.5 ) * 60 + ( X / 8.0 ) * 60$

$Y = 6.50 + 18.40 X.$  Luego se gráfica según la figura 5.22.

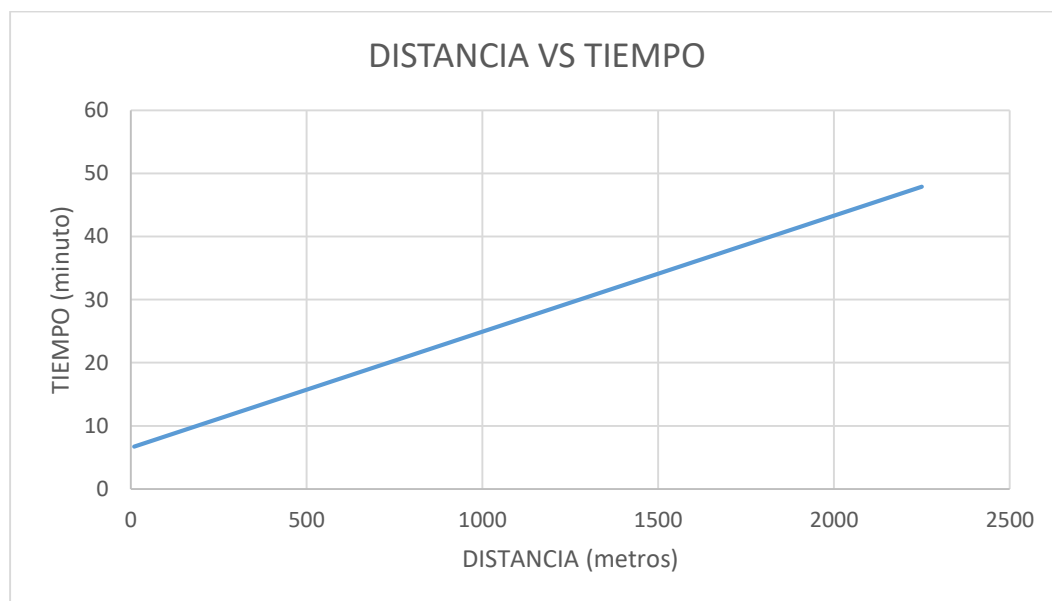


FIGURA 5.22 Simulación de Ciclo de dumper en minutos.  
Fuente: Elaboración propia.

Para trasladar mineral de veta Cachipampa a una distancia de 450 m, se requiere 02 dumper que realicen 23 viajes/guardia en total, consumiendo un tiempo de 2.8 horas efectivas. Ver tabla 5.15.

TABLA 5.15 Requerimiento de Dumper para trasladar mineral a 450 m.

DUMPER	
Cantidad	2Dumper
Capacidad	15tn
Tn/viaje	15Tn/Viaje

PRODUCCIÓN	
Reservas	340,000Tn
Ritmo Producción (tn/mes)	20,000Tn/mes
Ritmo Producción (tn/guardía)	333Tn/guardía
Viaje/guardía	23Viaje/guardia

TIEMPO REQUERIDO	
Tiempo Consumo	2.8hr

Fuente: Elaboración propia.

### 5.2.1.8 Análisis de extracción con Volquete

El mineral de veta Cachipampa utiliza dos volquetes que transportan mineral desde la cámara de acumulación en el nivel 240 y a través de un LHD para evacuar el mineral hasta la planta concentradora. Se recopilaron los datos de ciclo del volquete en la Rampa 760 desde el Nivel 4240 hasta la zona descarga de mineral de planta concentradora Nivel 4450, obteniendo resultados del ciclo de transporte con volquete en la tabla 5.16, con velocidad promedio de 4.0 Km/h con volquete cargado, y velocidad promedio de 6.5 Km/h con volquete vacío, cabe resaltar que los dumper tienen capacidad de carga de 30 toneladas.

TABLA 5.16 Ciclo de transporte de mineral con volquete.

ACARREO MINERAL		
Velocidad Promedio Cargado (Km/Hr)	km/Hr	4.0
Velocidad Promedio Vacío (Km/Hr)	km/Hr	6.5
Toneladas / Viaje		
	TMS	30.00
DISTANCIAS		
Distancia desde frente a Pto de Descarga	metros	4450
TIEMPOS		
Carguio de Material (Fijo)	min	7.00
Viaje Cargado	min	66.75
Descarga y Maniobras (Fijo)	min	4.00
Viaje regreso vacío	min	41.08
<b>TOTAL CICLO</b>		<b>118.83</b>

Fuente: Elaboración propia.

Con el objetivo de proyectar el ciclo del volquete para distancias distintas a 4450 m, se utiliza el método estadístico de la regresión lineal para variable continua

como es el tiempo (Ciclo de volquete medido en minutos), a continuación, se muestra el cálculo de la regresión Lineal:

La fórmula general de la regresión lineal:  $Y = a + b X$ ; donde:

Variable Dependiente (Y) = Ciclo de volquete(minutos)

Variable Independiente (X) = Recorrido de volquete (Kilómetros)

Según la tabla 5.16 el ciclo de transporte es:

$Y = T. \text{Carguío} + T. \text{Descarga} + T. \text{Viaje cargado} + T. \text{Viaje vacío.}$

$Y = 7.00 + 4.00 + ( X / 4.0 ) * 60 + ( X / 6.5 ) * 60$

$Y = 11.00 + 24.23 X$ . Luego se gráfica según la figura 5.23.

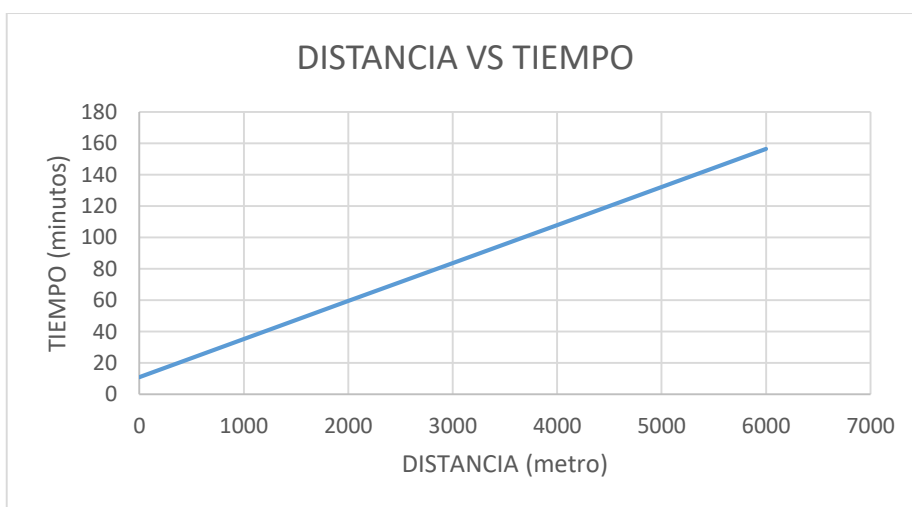


FIGURA 5.23 Simulación de Ciclo de volquete en minutos.

Fuente: Elaboración propia.

Para trasladar mineral de veta Cachipampa a una distancia de 4,450 m, se requiere 08 volquetes que realicen 12 viajes/guardia en total, consumiendo un tiempo de 3 horas efectivas. Ver tabla 5.17.

TABLA 5.17 Requerimiento de volquete para trasladar mineral a 4,450 m.

VOLQUETE	
Cantidad	8Volquete
Capacidad	30tn
Tn/viaje	30Tn/Viaje

PRODUCCIÓN	
Reservas	340,000Tn
Ritmo Producción (tn/mes)	20,000Tn/mes
Ritmo Producción (tn/guardía)	333Tn/guardía
Viaje/guardía	12Viaje/guardía

TIEMPO REQUERIDO	
Tiempo Consumo	3.0hr

Fuente: Elaboración propia.

### 5.2.2. Aspectos económicos.

El proceso de extracción de mina Socorro comprendido entre los niveles Nv. 3850, Nv. 3990, Nv. 4120 y Nv. 4450 tiene asociado costos de operación (t / h) de cada tarea desde el carguío de mineral hasta el traslado final planta superficie. El dato del costo es obtenido de los precios unitarios (P.U.) de las empresas contratistas en mina Uchucchacua (Ver Anexo 09).

En la presente investigación se analiza los dos sistemas de extracción principal de toda la mina Socorro Alto, los cuales reciben todo el mineral extraído de los tajos mediante Orepass y/o echaderos principales, a través del sistema de rieles y locomotora trasladando el mineral hacia el pique Luz.

Del proceso de extracción principal del Nv. 4120, se detalla lo siguiente y se resume en el flujograma de la figura 5.24:



Los niveles comprendidos entre Nv. 4300 – Nv. 4450, el acarreo de mineral se realiza solamente con scoop de 4.1 yd<sup>3</sup>, que traslada directo al echadero principal RB 624, y llega hasta el Nv. 4120, no ingresa dumper a estos niveles por la sección de la labor (2.5 x 2.5). El radio de influencia de limpieza según P.U. es de 150 m, superior a ello se cobra sobredistancia por limpieza (S/13 t-Km).

El mineral extraído del Nv. 4180, es llevado con dumper hasta el echadero 624, en donde se usa un personal parrillero para remover la carga S/0.68 x t (factor de 400 t-gdia), se paga sobredistancia mayor a 1 km. Igual a S/8.85 t-Km.

El costo de extracción es de S/1.06 t, según P.U. Se incluye el costo mantenimiento S./4.54 t.

Del proceso de extracción del Nv. 3990, se detalla lo siguiente y se resume en el flujograma de la figura 5.25:

El mineral abastecido al echadero 422, se abastece del Nv. 4060 de las vetas Britghit y Cachipampa, el costo de carguío a los dumper más sobredistancia menor a 1 km (S/8.85 t-Km).

Se tiene un BTI para remover la carga donde su costo referencial es de S/0.15 x t (factor de 800 t x gdia) sumado el mantenimiento (S/4.2 x t).

El mineral extraído se traslada hasta el pique Master Nv. 3990, por la poca capacidad de izaje que se tiene el costo de extracción es de S./1.06 t, según PU. Se incluye el costo mantenimiento S./4.54 t.

En los costos de cada proceso no se considera los gastos indirectos de

supervisión (Ver anexo 09).

Se suma el costo del cargador frontal que se usa en superficie para trasladar el mineral de la parrilla y cargar los volquetes de cancha ( $S/2.16 \times t$ ).

El costo de mantenimiento es alto por la falta de mantenimiento preventivo de locomotoras y carros mineros.

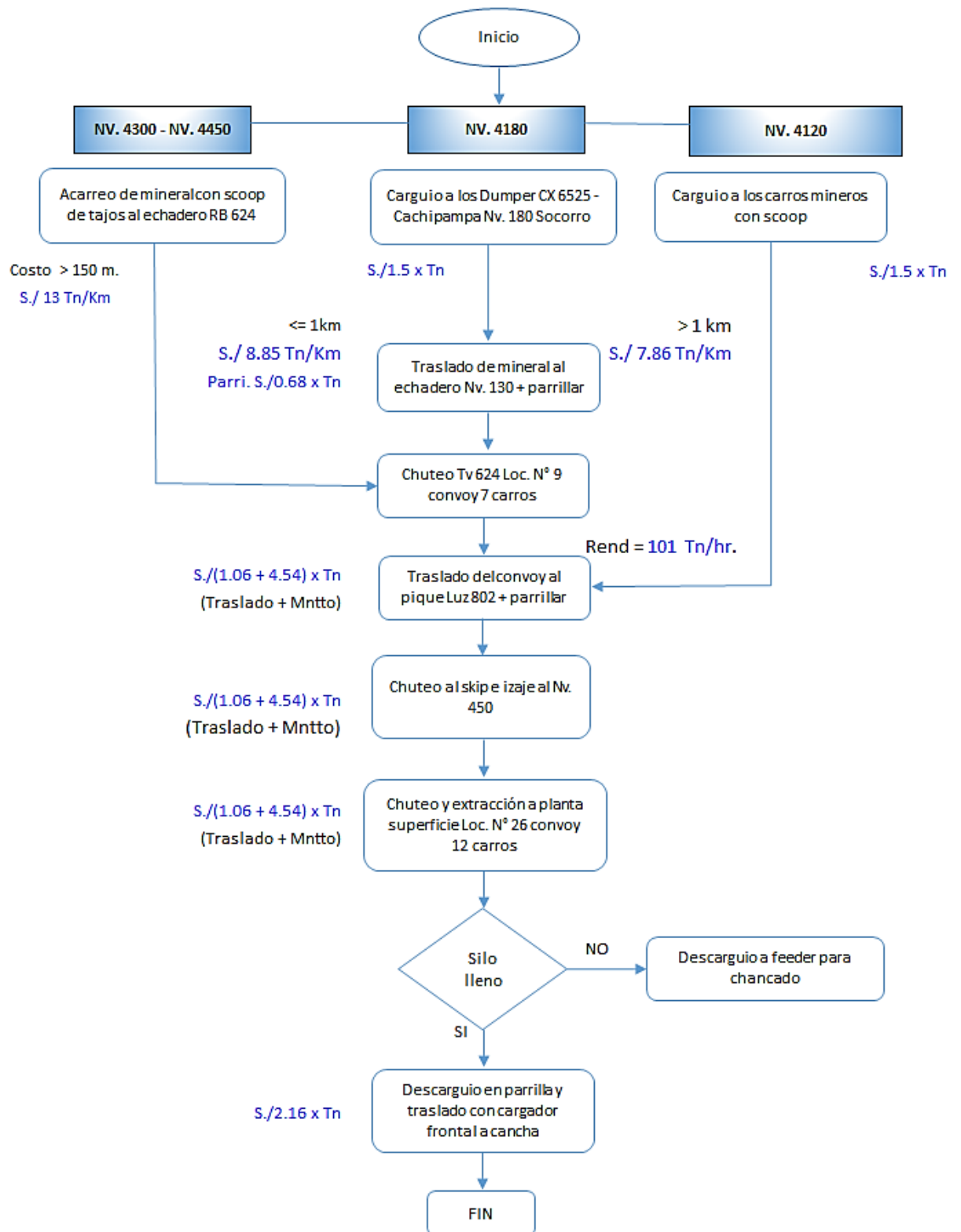


FIGURA 5.24 Flujograma del proceso extracción de mineral en Nv. 4120.

Fuente: Elaboración propia.

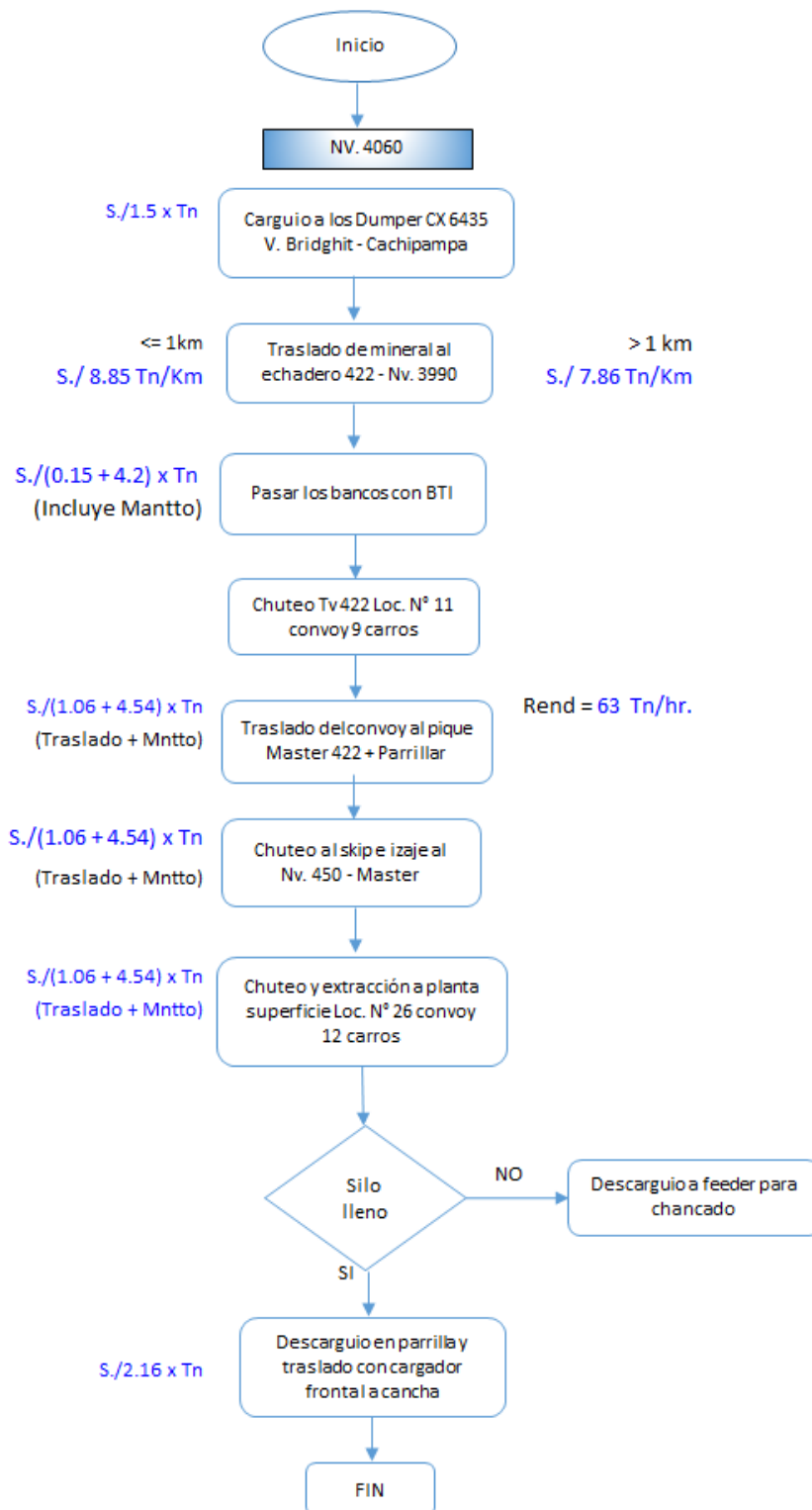


FIGURA 5.25 Flujograma del proceso extracción de mineral en Nv. 3990.

Fuente: Elaboración propia.

### 5.3. Análisis comparativo de los sistemas de transporte de mineral.

En la presente investigación se realiza el análisis de cuatro alternativas para transportar el mineral de la estructura Cachipampa. La tabla 5.18 resume el recorrido del mineral en el proceso de extracción:

Alternativa 1: Dumper por Nv 4180 + Locomotora por Nv 4120 y pique Luz.

Alternativa 2: Camión de 15m<sup>3</sup> por rampa 6522 y rampa Fernando.

Alternativa 3: Camión por rampa interna nueva y rampa Fernando.

Alternativa 4: Camión por rampa nueva hasta Cx 6082 y rampa Fernando.

TABLA 5.18 Alternativas de sistemas de extracción de mineral.

ALTERNATIVA 1 (TAJO - NV 4180 - OREPASS - NV 4120 - PIQUE)	Distancias(m)
Nv 4180 (Camión)	502
Est 6509 NE (Camión)	25
Orepass RB 82 4180-4120 2.4d (60 m)	-
Nv 4120 (Locomotora)	647
Pique Luz 4120 - 4450 (320 m)	-
Pique - Plana (Locomotora)	-
	1,174

ALTERNATIVA 2 (TAJO - NV 4180 - RP 6522 - NV 4240 - RP 760 - BOCAMINA)	Distancias(m)
Nv 4180 (Camión)	517
RP 6522 (Camión)	437
Nv 4240 (Camión)	94
RP 760 hasta bocamina (Camión)	2,004
RP 760 de bocamina a planta (Camión)	500
	3,552

ALTERNATIVA 3 (TAJO - NV 4180 - RP 6522 - NV 4240 - RP 760 - BOCAMINA)	Distancias(m)
Nv 4180 (Camión)	517
RP 6522 (Camión)	204
RP Nueva - 6522 (Camión)	257
Nv 4240 (Camión)	94
RP 760 hasta bocamina (Camión)	2,004
RP 760 de bocamina a planta (Camión)	500
	3,576

ALTERNATIVA 4 (TAJO - NV 4180 - RP AMELIAS - RP 760 - BOCAMINA)	Distancias(m)
Nv 4180 (Camión)	661
RP Nueva - Amelias (Camión)	1,310
CX 6082 - Amelias (Camión)	63
RP 760 hasta bocamina (Camión)	986
RP 760 de bocamina a planta (Camión)	500
	3,520

Fuente: Elaboración propia

### 5.3.1. Análisis de Alternativa 1.

El esquema de transporte en la alternativa 1, implementa la construcción de un raise borer (RB82) que integra de forma vertical el Nivel 4180 al Nivel 4120, con una longitud de 69 m. En el Crucero 6525 del Nivel 4180 se realizará un echadero (cabeza del RB82) que recibirá el mineral extraído del Tajo 6189 veta Cachipampa mediante dumper recorriendo 527m, dicho raise borer se utiliza como medio de transporte y colector de mineral. El mineral llega al nivel 4120 donde se construirá una tolva al pie de RB82 para acumular el mineral, luego con el sistema de rieles y locomotora, trasladar el mineral 647m hacia el bolsillo del pique Luz. Ver figura 5.26.

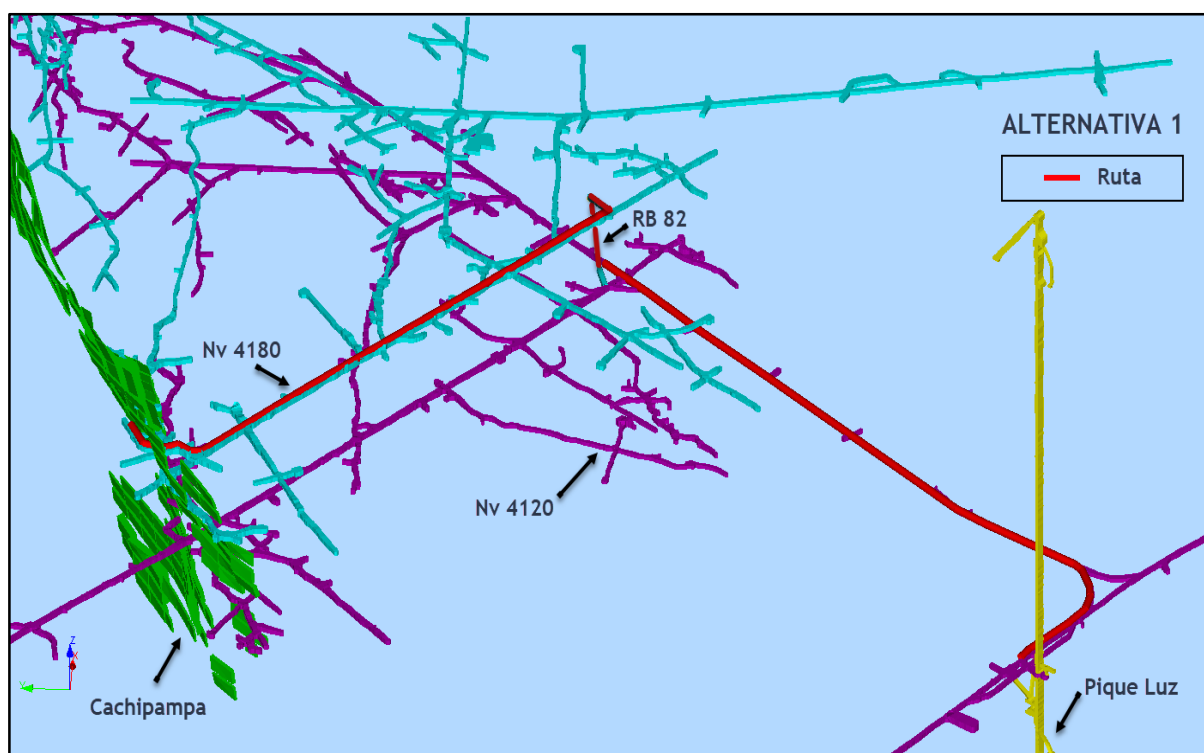


FIGURA 5.26 Esquema Alternativa 1.

Fuente: Elaboración propia.

Para efectuar el cálculo de los costos de operación por equipos se consideraron los siguientes ítems: transporte por dumper, transporte por locomotora, izaje de pique luz. Sólo para el dumper se añadió además el costo de carguío. Para realizar el cálculo de transporte de dumper (ver Anexo 9), se calcula para la extracción del mineral de veta Cachipampa el rendimiento del dumper es 300 t/Km, la capacidad del dumper es 15 toneladas y el costo en dólares es 3.00 US\$/t para distancias entre 0.5 Km y 1.0 Km. El carguío de Dumper se realiza con scoop de 4yd3 con un costo de 0.33 US\$/t. El transporte con locomotora incluido el mantenimiento tiene un costo de 1.72 US\$/t. El izaje de mineral se realiza por el pique Luz y el costo sin considerar el mantenimiento es 1.72 US\$/t. La siguiente tabla 5.19 muestra los costos de operación de la alternativa 1 en dólares por tonelada transportada.

TABLA 5.19 Análisis Opex de Alternativa 1.

Costo de Operación (transporte)	US\$/t
Carguío a dumper	0.33
Transporte por dumper (>0.5 km, <1.0 km)	3.00
Transporte por locomotora (transporte + Mantto.)	1.72
Izaje	1.72
<b>Total</b>	<b>6.77</b>

Fuente: Elaboración propia.

Para los costos de inversión de la alternativa 1, se consideraron los siguientes ítems: infraestructura, para la construcción del raise boring de 69 m de longitud y 2.40 m de diámetro con un costo unitario de US\$ 1,000 dólares/m perforado, construcción de cámaras de carguío y tolva con un costo fijo de US\$ 10,000. Preparación de 02 estocadas (accesos a la cámara de carguío y tolva) de sección

4.0x4.0 de 25m de profundidad con un costo unitario de US\$ 1,000 /m de avance. Desquinche en el nivel 4180 (Ver anexo 10), para ampliar la sección del crucero 6525 de 3.50x 3.50 a 4.0x3.50 por el tramo de 502 m con un costo unitario de 90 US\$/m desquinchado. La suma de estos costos por ítem se muestra en la siguiente tabla 5.20:

TABLA 5.20 Análisis Capex de Alternativa 1.

	m	PU (\$/m)	\$
Desquinche Nv 4180 (3.5x3.5 a 4.0x3.5)	502	90	45,234
Est 6509 NE 4.0x4.0	25	1,000	25,000
Est 6512 NE 4.0x4.0	22	1,000	22,000
Orepass RB 82 (2.4d)	69	1,000	69,000
Cámara de carguío y tolva			10,000
		TOTAL	171,234

Fuente: Elaboración propia.

### 5.3.2. Análisis de Alternativa 2.

El esquema de transporte en la alternativa 2, implementa volquetes para trasladar el mineral desde el tajo 6189 veta Cachipampa hasta superficie. Por tal motivo se realizará desquinche en las zonas que requieran una ampliación hasta 4.5 x 4.5 y mejorar los radios de curvaturas en la rampa 6522.

El recorrido de los volquetes es de la siguiente manera (ver figura 5.27): El carguío de mineral se realizará en las cámaras de carguío del tajo 6189, luego se trasladará el mineral por el crucero 6525 del Nv 4180 una distancia de 517m, posteriormente subirá la Rampa 6525 una distancia de 437m. Recorrerá 94m en el nivel 4240 para luego tomar la rampa Fernando 760 hasta bocamina en el nivel 4450 una distancia de 2 km. Finalmente en superficie habrá un recorrido de 500m para llegar hasta planta concentradora.



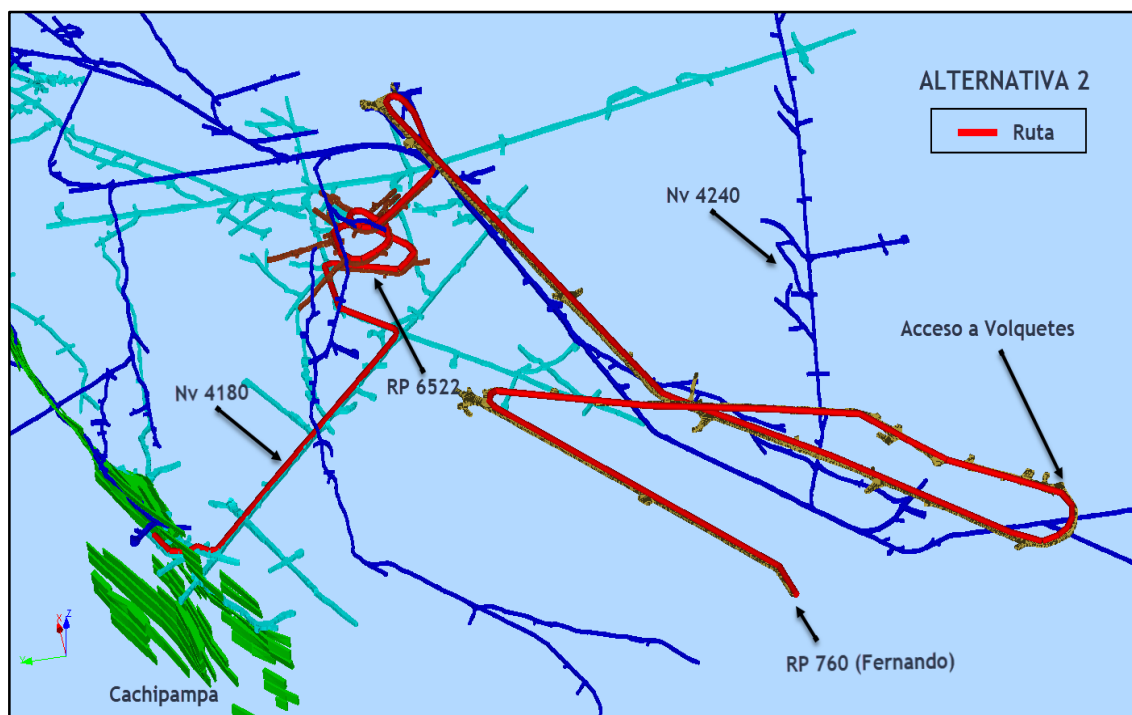


FIGURA 5.27 Esquema Alternativa 2.

Fuente: Elaboración propia.

Para efectuar el cálculo de los costos de operación por equipos se consideraron los siguientes ítems: transporte por volquete (camión) y mantenimiento de vías. El costo de transporte con volquete es 2.52 US\$/t para una distancia de 3.5Km a un precio unitario de 0.71 US\$/t-Km.

El costo de mantenimiento de vías según P.U. es 2.55 US\$/m (ver anexo 09) y para esta alternativa N°2 se considera sólo el 20% del P.U (01 volquete mide 6m de largo y carga 30t) y el costo es 0.50 US\$/t. La siguiente tabla 5.21 muestra los costos de operación de la alternativa 2 en dólares por tonelada transportada.

TABLA 5.21 Análisis Opex de Alternativa 2.

Costo de Operación (transporte)	US\$/t
Carguío a camión	0.33
Transporte por camión (3.5 km x 0.71\$/t-km)	2.52
Mantenimiento de vías (20% de PU)	0.50
<b>Total</b>	<b>3.36</b>

Fuente: Elaboración propia.

Para los costos de inversión de la alternativa 2, se consideraron los siguientes ítems: infraestructura (ver anexo 11), para ampliar la sección del cruce 6525 de 3.50x 3.50 a 4.0x3.50 por el tramo de 517 m con un costo unitario de 90 US\$/m desquinchado, para ampliar la sección de la rampa 6522 de 3.50x 3.50 a 4.5x4.0 por el tramo de 437 m con un costo unitario de 296 US\$/m desquinchado, para corregir el radio de curvatura de la rampa 6522 de 12m a 15m por el tramo de 189m con un costo unitario de 569 US\$/m, para desquinar el nivel 4240 de sección 3.50x3.50 a 4.50x4.0 por el tramo de 94 m con un costo unitario de 296 US\$/m, para desquinar la Rampa 760 de 5.0x3.0 a 4.5x4.0 por el tramo de 1,018m con un costo unitario de 232 US\$/m. La suma de estos costos por ítem se muestra en la siguiente tabla 5.22:

TABLA 5.22 Análisis Capex de Alternativa 2.

	m	PU (\$/m)	\$
Desquinche Nv 4180 (3.5x3.5 a 4.0x3.5)	517	90	46,586
Desquinche RP 6522 (3.5x3.5 a 4.5x4.0)	437	296	129,381
RP 6522 corrección de radio de curvatura de 12 a 15 m	189	569	107,249
Desquinche Nv 4240 (3.5x3.5 a 4.5x4.0)	94	296	27,830
Desquinche RP 760 (5.0x3.0 a 4.5x4.0)	1,018	232	235,876
		<b>TOTAL</b>	<b>546,922</b>

Fuente: Elaboración propia.

### 5.3.3. Análisis de Alternativa 3.

El esquema de transporte en la alternativa 3, implementa un proyecto de rampa que modifica la rampa 522 desde el nivel 4240 al nivel 4180. El proyecto consiste en una rampa de sección 4.50 x 4.50 con gradiente de 12%, longitud de 257 m y radio de giro de 15 m. Ver Anexo 12.

El recorrido de los volquetes es de la siguiente manera: El carguío de mineral se realizará en las cámaras de carguío del tajo 6189, luego se trasladará el mineral por el crucero 6525 del Nv 4180 una distancia de 517m, posteriormente subirá la rampa nueva - 6522 una distancia de 257m. Recorrerá 94m en el nivel 4240 para luego tomar la rampa Fernando 760 hasta bocamina en el nivel 4450 una distancia de 2 km. Finalmente en superficie habrá un recorrido de 500m para llegar hasta planta concentradora. (ver figura 5.28)

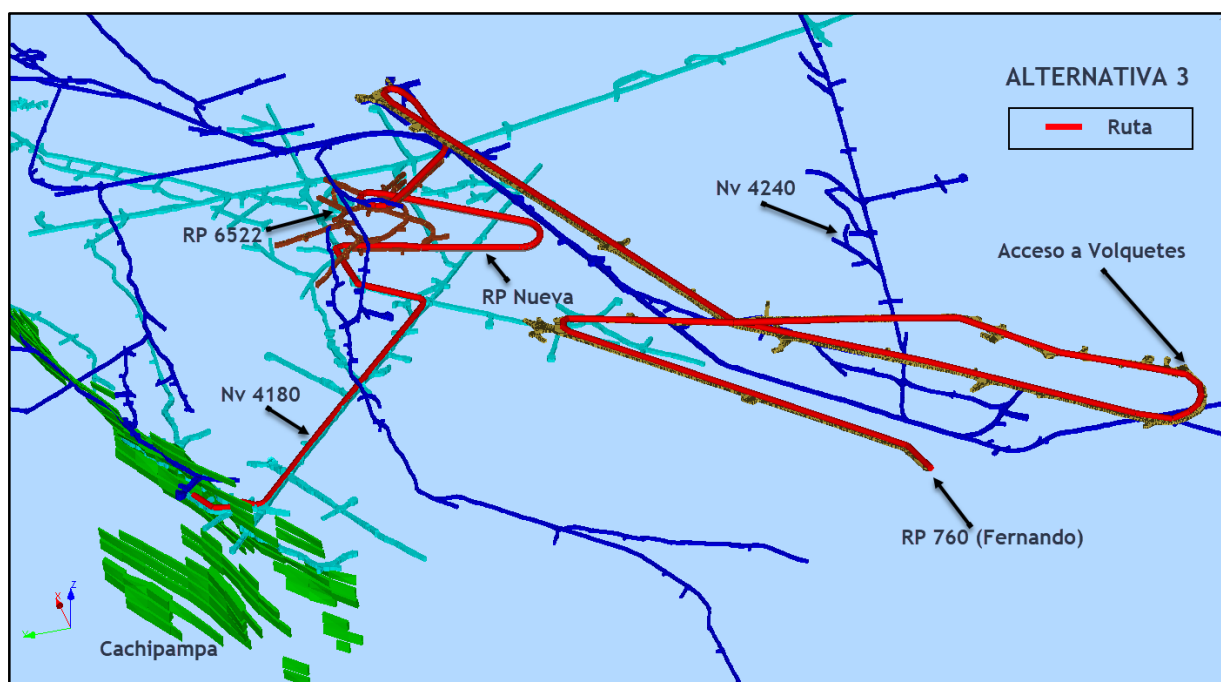


FIGURA 5.28 Esquema Alternativa 3.  
Fuente: Elaboración propia.

Para efectuar el cálculo de los costos de operación por equipos se consideraron los siguientes ítems: transporte por volquete (camión) y mantenimiento de vías. El costo de transporte con volquete es 2.54 US\$/t para 3.5Km a un precio unitario de 0.71 US\$/t-Km. El costo de mantenimiento de vías según P.U. es 2.55 US\$/m (ver anexo 09) y para esta alternativa N°3 se considera sólo el 20% del P.U (01 volquete mide 6m de largo y carga 30t) y el costo es 0.50 US\$/t. La siguiente tabla 5.23 muestra los costos de operación de la alternativa 3 en dólares por tonelada transportada.

TABLA 5.23 Análisis Opex de Alternativa 3.

Costo de Operación (transporte)	US\$/t
Carguío a camión	0.33
Transporte por camión (3.5 km x 0.71\$/t-km)	2.54
Mantenimiento de vías (20% de PU)	0.51
<b>Total</b>	<b>3.38</b>

Fuente: Elaboración propia.

Para los costos de inversión de la alternativa 3, se consideraron los siguientes ítems: infraestructura (ver anexo 11), para ampliar la sección del cruce 6525 de 3.50x 3.50 a 4.0x3.50 por el tramo de 517 m con un costo unitario de 90 US\$/m desquinchado, para ampliar la sección de la rampa 6522 de 3.50x 3.50 a 4.50x4.00 por el tramo de 204 m con un costo unitario de 296 US\$/m desquinchado, para ejecutar la construcción de la rampa nueva de sección 4.50x4.50 con una longitud de 257m y con costo unitario de 1300 US\$/ m de avance, para desquinchar el nivel 4240 de sección 3.50x3.50 a 4.50x4.0 por el tramo de 94 m con un costo unitario de 296 US\$/m, para desquinchar la Rampa 760 de 5.0x3.0 a 4.5x4.0 por el tramo de 1,018m con un costo unitario de 232

US\$/m. La suma de estos costos por ítem se muestra en la siguiente tabla 5.24:

TABLA 5.24 Análisis Capex de Alternativa 3.

	m	PU (\$/m)	\$
Desquinche Nv 4180 (3.5x3.5 a 4.0x3.5)	517	90	46,586
Desquinche RP 6522 (3.5x3.5 a 4.5x4.0)	204	296	60,398
RP Nueva 4.5x4.5	257	1,300	334,100
Desquinche Nv 4240 (3.5x3.5 a 4.5x4.0)	94	296	27,830
Desquinche RP 760 (5.0x3.0 a 4.5x4.0)	1,018	232	235,876
		TOTAL	704,789

Fuente: Elaboración propia.

#### 5.3.4. Análisis de Alternativa 4.

El esquema de transporte en la alternativa 4, implementa un proyecto de rampa nueva que parte del crucero 6082 del nivel 4300 hasta el nivel 4180 en el crucero 6525. El proyecto consiste en una rampa de sección 4.50 x 4.50 con gradiente de 12%, longitud de 1,310m y radio de giro de 15 m.

El recorrido de los volquetes es de la siguiente manera: El carguío de mineral se realizará en las cámaras de carguío del tajo 6189, luego se trasladará el mineral por el crucero 6525 del Nv 4180 una distancia de 661m, posteriormente subirá la rampa nueva una distancia de 1,310m. Recorrerá 63m el crucero 6082 en el nivel 4300, para luego tomar la rampa Fernando 760 hasta bocamina en el nivel 4450 una distancia de 986m. Finalmente en superficie habrá un recorrido de 500m para llegar hasta planta concentradora. (ver figura 5.29)

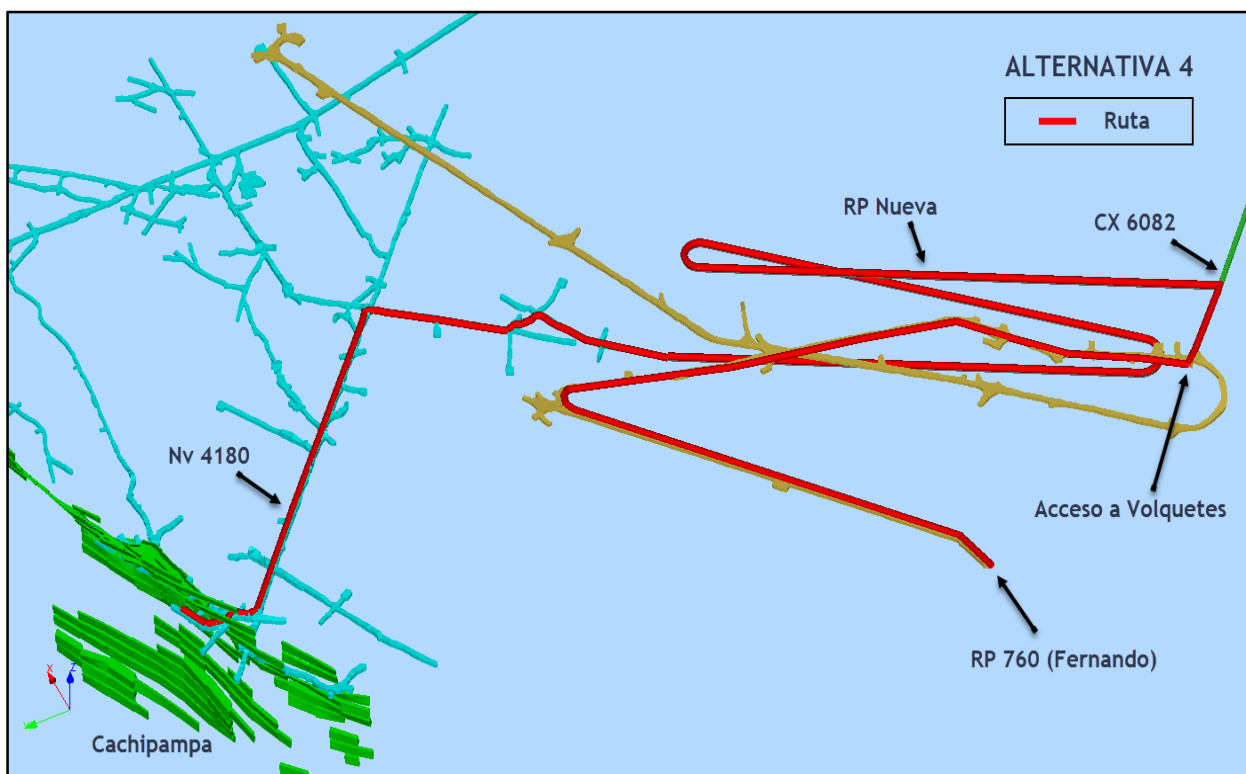


FIGURA 5.29 Esquema Alternativa 4.

Fuente: Elaboración propia.

Para efectuar el cálculo de los costos de operación por equipos se consideraron los siguientes ítems: transporte por volquete (camión) y mantenimiento de vías. El costo de transporte con volquete es 2.50 US\$/t para 3.5Km a un precio unitario de 0.71 US\$/t-Km. El costo de mantenimiento de vías según P.U. es 2.55 US\$/m (ver anexo 09) y para esta alternativa N°4 se considera sólo el 20% del P.U. (01 volquete mide 6m de largo y carga 30t) y el costo es 0.50 US\$/t. La siguiente tabla 5.25 muestra los costos de operación de la alternativa 3 en dólares por tonelada transportada.

TABLA 5.25 Análisis Opex de Alternativa 4.

Costo de Operación (transporte)	US\$/t
Carguío a camión	0.33
Transporte por camión (3.5 km x 0.71\$/t-km)	2.50
Mantenimiento de vías (20% de PU)	0.50
<b>Total</b>	<b>3.33</b>

Fuente: Elaboración propia.

Para los costos de inversión de la alternativa 4, se consideraron los siguientes ítems: infraestructura, para ampliar la sección del cruce 6525 de 3.50x 3.50 a 4.0x3.50 por el tramo de 661 m con un costo unitario de 90 US\$/m desquinchado, para ejecutar la construcción de la rampa nueva de sección 4.50x4.50 con una longitud de 1,310m y con costo unitario de 1300 US\$/ m de avance. La suma de estos costos por ítem se muestra en la siguiente tabla 5.26:

TABLA 5.26 Análisis Capex de Alternativa 4.

	m	PU (\$/m)	\$
Desquinche Nv 4180 (3.5x3.5 a 4.0x3.5)	661	90	59,561
RP Nueva 4.5x4.5	1,310	1,300	1,703,000
		<b>TOTAL</b>	<b>1,762,561</b>

Fuente: Elaboración propia.

## CAPITULO VI

### ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

#### 6.1. Evaluación Económica de los sistemas de transporte.

Para el análisis solo se consideró 340,000 t de mineral de la zona Alta de Cachipampa (Reservas + Inferidos Diluidos + Mineral que paga su costo directo), superior al nivel 4120. Ver tabla 6.1.

TABLA 6.1 Evaluación económica de los sistemas de transporte.

	Alternativa 1	Alternativa 2	Alternativa 3	Alternativa 4
Reservas Zona Alta (t)	340,000	340,000	340,000	340,000
Ritmo Producción (t/mes)	20,000	20,000	20,000	20,000
Vida (meses)	17	17	17	17
OPEX (\$/t)	6.77	3.36	3.38	3.33
CAPEX (\$/t)	0.50	1.61	2.07	5.18
<b>Costo Total (\$/t)</b>	<b>7.27</b>	<b>4.96</b>	<b>5.45</b>	<b>8.51</b>

Tiempo Ejecución (meses)	3	Sin estimar	Sin estimar	15
--------------------------	---	-------------	-------------	----

\*A2 y A3 se afecta condición operativa de la RP Fernando

Fuente: Elaboración propia.

Por el tiempo de ejecución y el programa de explotación del cuerpo Cachipampa, la alternativa 1 tendría que ejecutarse, a esto también se añade que la alternativa 2 y 3, afectan la condición operativa actual de la rampa Fernando. Analizando el



Capex de la alternativa 1, tiene el más bajo costo de inversión 0.50 US\$ comparada con las demás. El Opex es de 6.77 US\$/t para la alternativa 1, siendo el más elevado comparado con las demás alternativas.

Por tal motivo, se plantea en este apartado de la investigación, la modificación de la alternativa 1 con el objetivo de disminuir en 15% el costo de operación de 6.77 US\$ a 5.76 US\$, de esta manera se reduce en 16% el costo total de extracción de la alternativa 1 de 7.27 US\$/t a 6.10 US\$/t. Ver tabla 6.2.

TABLA 6.2 Comparativo de los Sistemas de Transporte de Mineral.

	Alternativa 1 Nuevo	Alternativa 2	Alternativa 3	Alternativa 4
Reservas Zona Alta (t)	340,000	340,000	340,000	340,000
Ritmo Producción (t/mes)	20,000	20,000	20,000	20,000
Vida (meses)	17	17	17	17
OPEX (\$/t)	5.76	3.36	3.38	3.33
CAPEX ( \$/t)	0.34	1.61	2.07	5.18
<b>Costo total (\$/t)</b>	<b>6.10</b>	4.97	5.45	8.51
Tiempo de Ejecución	4	12	14	15

Fuente: Elaboración propia.

## 6.2. Propuesta técnico económica del sistema de transporte modificado.

La propuesta técnico económica del sistema de transporte modificado de la alternativa 1, implementa y modifica la ubicación de la construcción de un raise borer (RB 82) hacia el Norte en la caja piso de la estructura Cachipampa desde el Nivel 4180 al Nivel 4120, que utilizará como transferencia y colector de mineral, mediante ventanas conectadas desde la rampa 6189 se realizará la alimentación de mineral hacia los echaderos que son construidos a medida que avance el minado de la estructura Cachipampa por el método sublevel stoping

ascendente. (Ver figura 5.1)



FIGURA 5.1 Esquema alternativa 1 - modificado.  
Fuente: Elaboración propia.

### 6.2.1. Análisis de alternativa 1 modificado

Se conectará al raise borer (RB82) desde la rampa 6189 mediante ventanas y se alimentará el mineral del Tj 6189 con scoop de 4yd3. El mineral llega al Nivel 4120 acumulándose en el RB82, motivo por el cual se realizará una extensión de 550 metros de rieles para que la locomotora con disponibilidad al 100% traslade el mineral hasta el pique Luz que tiene capacidad de almacenar de 300 toneladas de mineral en el bolsillo del Nv 4120, el cuál es Izado a Superficie para su tratamiento en planta.

El Nivel 4120 cuenta con un sistema fijo de extracción de rieles y locomotora con línea trolley, debido al ciclo de minado convencional en su momento se

encontró en desuso, se reutilizará la infraestructura con un mantenimiento de la línea cauville.

El Pique Luz es el eje principal de extracción de la mina Uchucchacua el cual iza el mineral explotado de mina Socorro Bajo (2600 TMH/día) y Socorro Alto Veta Cachipampa (800 TMH/día) cuyo requerimiento sería de 3400 TMH/día, considerando su capacidad de izaje 210 t/h es suficiente para la extracción de mineral a un 90% de disponibilidad, sin perjudicar la extracción de otras zonas.

La tabla 5.3 detalla la distancia recorrida para este sistema de transporte de mineral.

TABLA 5.3 Análisis distancias alternativa 1 – modificado.

ALTERNATIVA 1 (TAJO - OREPASS - NV 4120 - PIQUE)	Distancias (m)
Nv 4180 (Scoop)	50
Est 6189 (Scoop)	20
Ore Pass RB 82 4180 - 4120 2.4d (60m)	-
Nv 4120 (Locomotora)	1197
Pique Luz 4120 - 4450 (320m)	-
Pique - Panta (Locomotora)	-
	1267

Fuente: Elaboración propia.

Para efectuar el cálculo de los costos de operación por equipos se consideraron los siguientes ítems: costo de acarreo con scoop, transporte por locomotora, izaje de pique luz. El acarreo con scoop de 4,1 yd<sup>3</sup> tiene un costo unitario de 2.32 US\$/t y se detalla en el Anexo 9. El transporte con locomotora incluido el mantenimiento tiene un costo de 1.72 US\$/t. El izaje de mineral se realiza por el pique Luz y el costo sin considerar el mantenimiento es 1.72 US\$/. La siguiente tabla 5.19 muestra los costos de operación de la alternativa 1 modificada, en

dólares por tonelada transportada.

TABLA 5.4 Análisis Opex de Alternativa 1 - Modificado.

Coste de Operación (transporte)	US\$/t
Acarreo de Scoop	2.32
Transporte por locomotora ( transporte + Mantto.)	1.72
lzaje	1.72
<b>Total</b>	<b>5.76</b>

Fuente: Elaboración propia.

Para los costos de inversión de la alternativa 1 modificada, se consideraron los siguientes ítems: infraestructura, se realizará el desquinche ampliando la sección de 3.50x3.50 a 4.00x3.5 para la construcción de la doble vía en el Nv 4120 por un tramo de 25m con un costo unitario de 90US\$ /m, se realizará la estocada 6189 de 3.50x3.50 por un tramo de 20m y la ventana 7525 de 3.50x3.50 por un tramo de 15m, ambos con costo unitario de US\$1,000/t. La instalación de rieles en el nivel 4120 por un tramo de 550m con un costo unitario de 15 US\$/m, se realizará la construcción del raise borer (RB82) de longitud 60m y diámetro 2.4m con un costo unitario de 1,000US\$/m. Se realizará la construcción de una tolva y cámara de carguío para convertir el raise borer en un Orepass con un costo fijo de 10,000 US\$. El costo por ítem se muestra en la siguiente tabla 5.5.

TABLA 5.5 Análisis Capex de alternativa 1 - modificado.

	m	PU (\$/m)	\$
Desquinche Doble vía Nv 4120 (3.5x3.5 a 4.0x3.5)	25	90	2,250
Est 6189 (3.5x3.5)	20	1,000	20,000
Vn 7525 (3.5x3.5)	15	1,000	15,000
Instalación de rieles Nv.4120 (550m)	550	15	8,360
Orepass RB082 (2.4d)	60	1,000	60,000
Cámara de carguío y tolva			10,000
		<b>TOTAL</b>	<b>115,610</b>

Fuente: Elaboración propia.

## CONCLUSIONES

- El sistema de transporte que mejora la productividad, es la alternativa 1 – modificada, porque refleja el bajo costo de inversión 0.34 US\$/t comparada con las demás alternativas, debido a la ubicación estratégica de la construcción de raise borer 82 y la instalación de rieles en el nivel 4120 que mejora la productividad del sistema. Con respecto al costo de operación se logra reducir 6.77 US\$/t a 5.76 US\$/t para la alternativa 1, siendo de mayor OPEX por la transferencia de mineral que incluye costos de transporte por locomotora, pique y acarreo con scoop.
- La determinación del tiempo de ejecución del sistema de transporte 1 – modificado, se estima 4 meses para la ejecución en paralelo del raise borer y la extensión de rieles. Por el tiempo de ejecución y el programa de explotación del cuerpo Cachipampa, la alternativa 1 tendrá que ejecutarse.
- Las alternativas 2 y 3 son las de menor costo, sin embargo, tienen la gran desventaja de afectar la operación de la rampa Fernando y la producción.
- La alternativa 4 es de aplicación de largo plazo y requiere incrementar las reservas para compensar el capex y tiempo de ejecución. Esta alternativa requiere incorporar recursos que son transportados por esta vía. Falta incorporar recursos de zonas aledañas para justificar la alternativa 4. Se requiere eliminar el cuello de botella que constituye la rampa Fernando. La alternativa 4 u otra rampa similar tendría que considerarse en un plan de diseño de mina de largo plazo.

- La hipótesis establecida para el presente trabajo de investigación resultó positiva, considerando que se analizó el diseño de infraestructura en varios niveles de la mina con el objetivo de obtener el costo mínimo y ejecutarla en el menor tiempo, el análisis del costo de operación contribuirá en la selección adecuada de los equipos necesarios para el sistema de extracción de veta Cachipampa, también contribuye en la mejora del rendimiento de los equipos como son los scoops, locomotoras y pique.

## RECOMENDACIONES

- Debido a que las distancias de alimentación son menores de 100m se recomienda reemplazar los scoop de 4,1 yd<sup>3</sup> a 6,0yd<sup>3</sup>, incrementando en 46% la productividad del acarreo y la sección de la rampa 4.0x 4.0m lo permite.
- Para otros tajos con reservas similares a veta Cachipampa, se recomienda eliminar los equipos de transporte Dumper, debido a que su costo de operación 3.00 US\$/t comparado con los volquetes 0.33 US\$/t, siendo más productivo acarreo de mineral con volquete, por tal motivo la preparación tiene que considerar secciones de 4.50x 4.50 mejorando la ventilación y visibilidad de los operadores.
- Para el análisis de infraestructura ya existente se sugiere mantener un inventario de las misma para reutilizarla, de manera que reduce tiempo de implementación y reduce costo de inversión, para futuros proyectos de transporte de mineral, la implementación de servicios mina o infraestructura de ventilación.
- Los sistemas de transporte fijo por rieles y locomotora, poseen un costo de inversión bajo y de rápida ejecución, siendo una ventaja en este tipo de transporte, pero su desventaja radica en el costo de operación y mantenimiento, motivo por el cual se recomienda en una mina de grandes volúmenes operar con sistema trackless, donde el sistema de transporte es dinámico y económico, adecuándose a los cambios y hundimientos como la explotación por sublevel stoping.
- Para futuras investigaciones concernientes a evaluación de sistemas de transporte, se debe utilizar la misma metodología en esta investigación expuesta, considerar el

cálculo del costo de inversión y costo de capital, ya que permite tener mayor criterio para la toma de decisiones en selección de equipos y construcción de infraestructura.

- Para futuras investigaciones se recomienda realizar un cronograma con cada una de las propuestas de ejecución en torno al sistema de transporte para tener un cálculo más preciso del tiempo de ejecución.
- Para ampliar el alcance de la investigación se proponer analizar el sistema de ventilación de todo el circuito de transporte con la finalidad de ser una variable adicional, como la velocidad de aire que circula en el sistema de transporte planteado.



**REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.**

- Atkinson, Thomas (1992), Chapter 13.3 – Selection and sizing of excavating equipment, SME Mining Engineering Handbook, 2nd ed. Vol. 2. (pp. 1311 – 1333). Edited by H.L. Hartman. Littleton, Colorado: SME.
- Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. (2018). Memoria Anual 2018. (pp. 34). Lima, Perú.
- Guajardo Arellano, Patricio (2017). Selección del método de transporte para la explotación del yacimiento Kunza. (pp. 2, 56). Santiago de Chile, Chile.
- The joint ore reserves committee of the Australasian institute of mining and metallurgy, Australian institute of geoscientists and minerals council of Australia (JORC), 2012. Australasian Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Ore Reserves (The JORC Code). (pp. 14 – 25). Australia.
- Lineberry and Paolini (1992), Chapter 17.2 – Equipment selection and sizing, SME Mining Engineering Handbook, 2 (pp. 1551 – 1555). Edited by H.L. Hartman. Littleton, Colorado: SME.
- Llallahui Rojas, Edgar (2016). Mejoramiento de carguío y acarreo de mineral en la U.E.A Mina Breapampa – CIA Minera Buenaventura S.A.A. (pp. 4, 102). Ayacucho, Perú.
- Nicholas, David (1992), Chapter 23.4 – Selection Procedure, SME Mining Engineering Handbook, 2nd ed., 2 (pp. 2090 – 2100). Edited by H.L. Hartman. Littleton, Colorado: SME.

Publication by Caterpillar (2018), Caterpillar Performance Handbook (pp. 1 - 29). Peoria, Illinois, U.S.A.

Ragas Quiñonez, Víctor (2012). Reducción de costos de acarreos y transporte en la compañía minera Poderosa S.A, luego de ejecutado el proyecto Aurora. (pp. 19, 89, 90). Lima, Perú.

Robert L. Puerifoy, Clifford J. Schexnayder, Aviad Shapira (2006), Construction planning, equipment and methods, 7th edition. (pp. 296 - 317), New York, U.S.A

Rojas Pre, Edin (2019). Análisis técnico económico para la selección de equipo y reducir el costo de carguío y acarreo en la mina Heraldos Negros. (pp.1 - 10). Lima, Perú.

Solís Hinostroza, Carlos (2019). Selección de equipos de transporte utilizando la técnica de simulación para la reducción de costos en la mina Uchucchacua. (p. 31, 100). Lima, Perú.

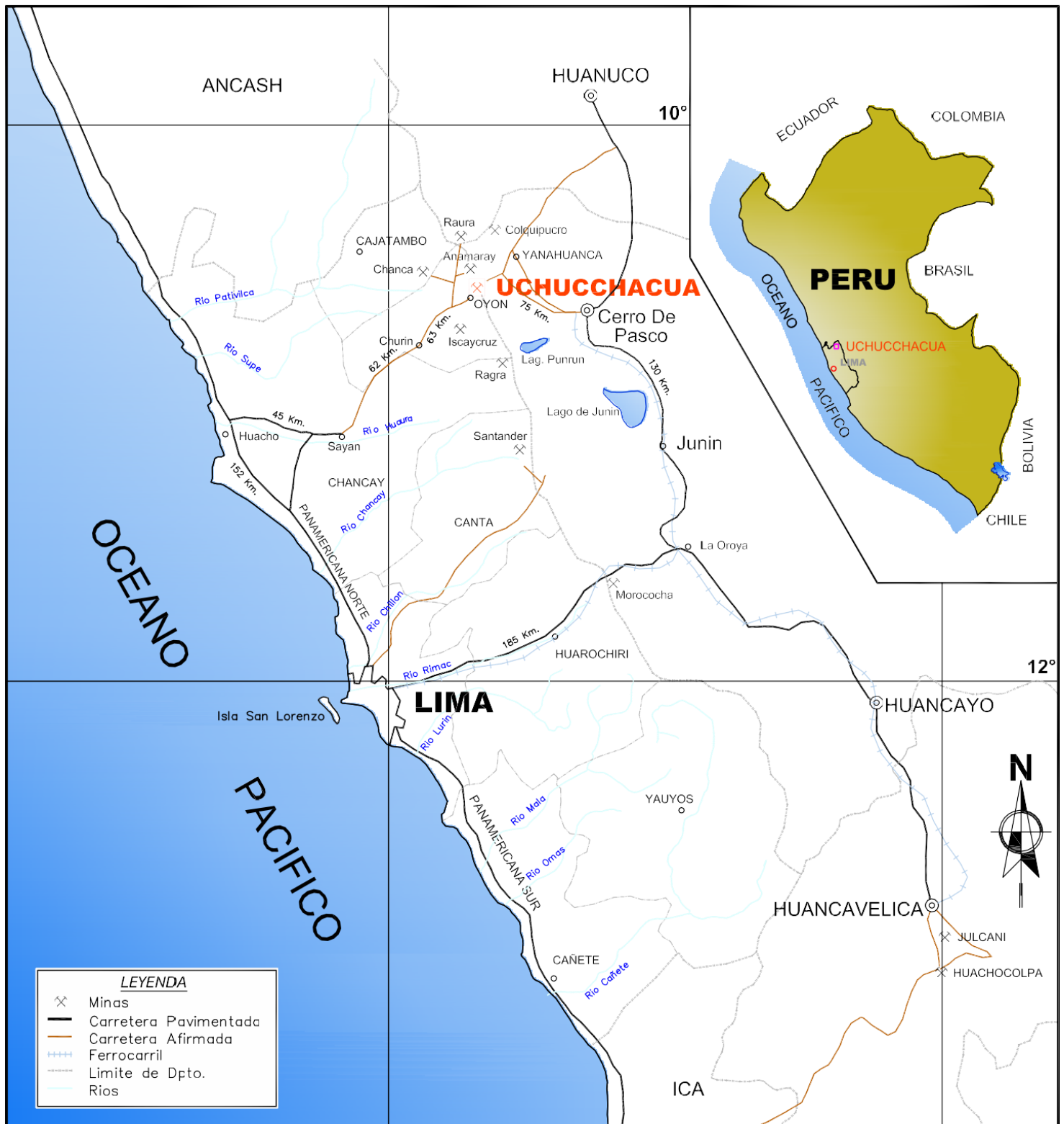
Sulca Romero, Raúl (2015). Evaluación técnico económica del minado por subniveles con taladros largos en mantos – U.E.A. Colquijirca – Sociedad minera El Brocal S.A.A. (pp.27, 28). Ayacucho - Perú.

Sweigard, Richard (1992), Chapter 9.3 - Materials handling: Loading and haulage, SME Mining Engineering Handbook, 2nd ed. 2 (pp. 761 – 782). Littleton, Colorado.

Uribe Neira, Pablo Alberto (2014). Análisis de la funcionalidad y desempeño de la operación semiautónoma en equipos de carga; acarreo y descarga en minería subterránea. (pp. 6-7,81-85). Santiago de Chile – Chile.

# **ANEXOS**

## **ANEXO 1: DATOS GENERALES DE MINA UCHUCCHACUA**



LEYENDA	
⊗	Minas
—	Carretera Pavimentada
—	Carretera Afirmada
⋯	Ferrocarril
---	Limite de Dpto.
—	Rios

77°

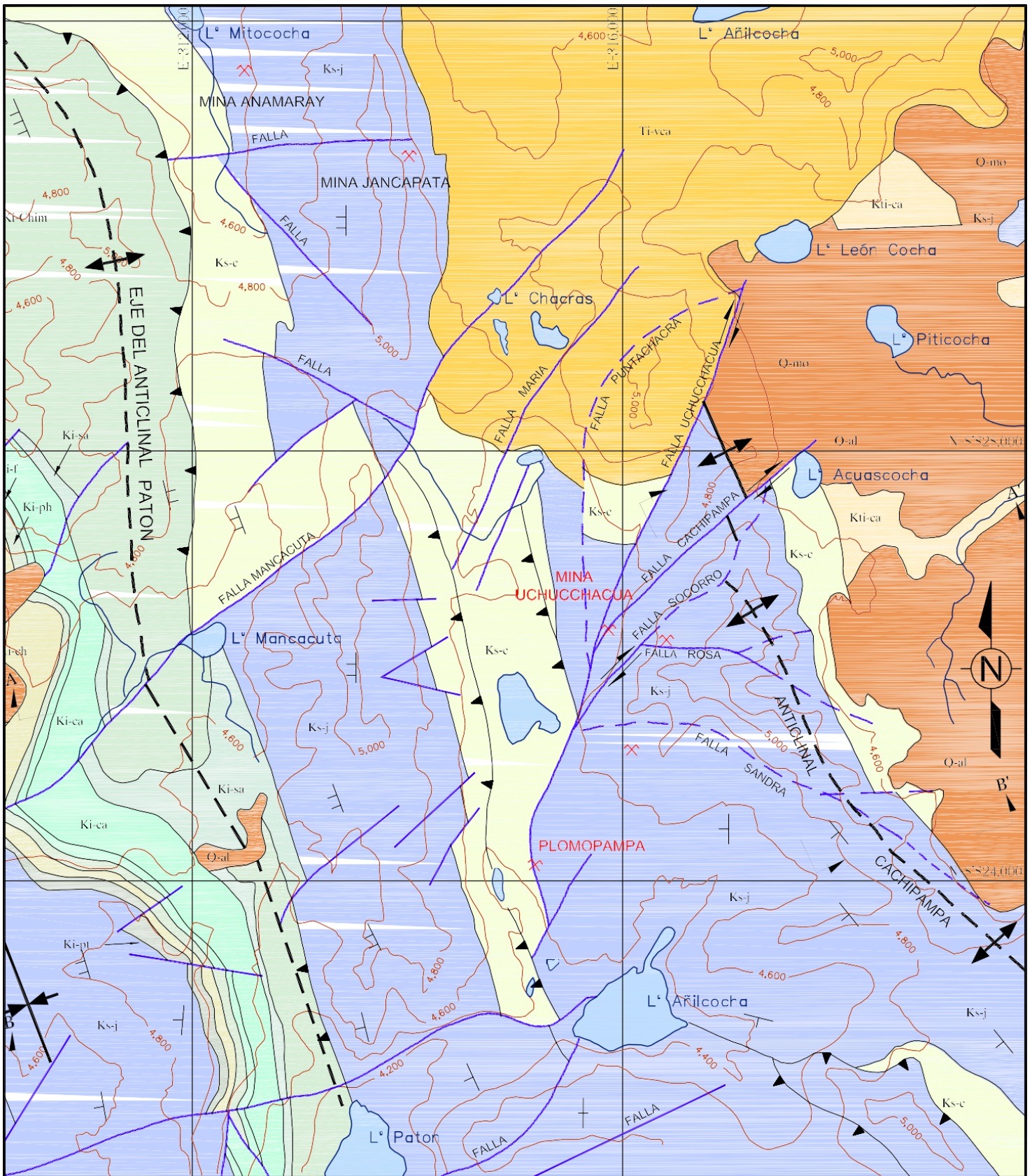
ESCALA GRAFICA

75°

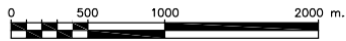


- 1) Lima-Huacho-Sayan-Churin-Uchucchacua ± 322 Km.
- 2) Lima-Oroya-Cerro de Pasco-Uchucchacua ± 390 Km.

<b>Compañía de Minas</b> 	<b>U.P. UCHUCCHACUA</b> <b>Buena Ventura</b>	<b>MAPA DE UBICACION Y ACCESO</b> <b>MINA UCHUCCHACUA</b>		Formato : A4
		Elaborado : Dpto. Geología 25/01/2013	Dibujado : J. Calderón A. 04/04/2014	Departamento : Geología Sección de desarrollo : Geología
Revisado : Ing. R. Valenzuela G.	Aprobado : Ing. I. Romero M.			Escala : Gráfica
Nombre Layout : VER_A4				Código DWG : U
Ruta : \\U-svrgeo\planoteca\Chacua\Geología\Cubic_2013\Láminas\LIMAUUBIC.dwg				



**OBSERVACIONES:**  
Curvas de nivel tomadas del plano del IGM.



**SIMBOLOGIA**

- < Suave 0°-20°
- < Moderado 20°-40°
- < Fuerte 40°- a mas
- Eje de Anticinal
- Eje de Sinclinal
- Capas Horizontal y Vertical
- Falla
- Sobreescurrento

EDAD	UNIDADES ESTRATIGRAFICAS		
CUATERNARIO	DEP. ALUVIALES MORRENICOS		
TERCIARIO	VOLCANICOS CALIPUY		
CRETACEO SUPERIOR	CASAPALCA		
	CELENDIN JUMASHA		
CRETACEO INFERIOR	PARIAMBUCO CHULEC PARIHUANCA	GRUPO MACHAY	
		GRUPO CARHUAS SANTA CHIMU OYON	
	GRUPO GOYLLA-RISQUIZGA	GRUPO MACHAY	Q-al Q-mo
			Tl-vea
		KTI-ca	
		Ks-c	
		Ks-j	
		Ki-pt	
		Ki-ch	
		Ki-ph	
		Ki-f	
		Ki-ca	
		Ki-sa	
		Ki-chm	
		O-al	

U.P. UCHUCCHACUA  
 Buenaventura  
 Diseñado : Dpto. Geología 25/01/2014  
 Dibujado : J. Calderón A. 04/04/2014  
 Revisado : Ing. R. Valenzuela G.  
 Aprobado : Ing. I. Romero M.  
 Nombre Layout : VER\_A4  
 Ruta : I:\U-svrgeo\plantoteca\Chacua\Geologia\Cubic\_2013\Laminas\Geo-Reg.dwg

**GEOLOGIA REGIONAL**  
 DEL DISTRITO MINERO  
 UCHUCCHACUA  
 Departamento : Geología  
 Sección de desarrollo : Geología

Formato :	A4
Lamina :	Rev : A
Escala :	1:50,000
Código DWG :	U





## **ANEXO 2: VISTAS DE LA MINA UCHUCCHACUA**



VISTA ISOMETRICA  
MINA UCHUCCHACUA



SW

Pq Luz

Boca Mina Nv 4450

NE

Pq Master

VISTA ISOMETRICA  
MINA UCHUCCHACUA

Boca Mina Nv 4450

Rp Fernando

Rp 760

Cx Integración Nv 3990

Rp 626

COMEDOR

Rp 626

MINA HUANTAJALLA

MINA SOCORRO ALTO

MINA CARMEN

Proy Cx Integración Nv 3650

Proy Rp 626

CAMARA BOMBAS

Proy Rp 760

Proy Cx Integración Nv 3610

Proy Pq Luz

Nv 4450  
Nv 4120  
Nv 3990  
Nv 3850  
Nv 3710

Proy Pq Master

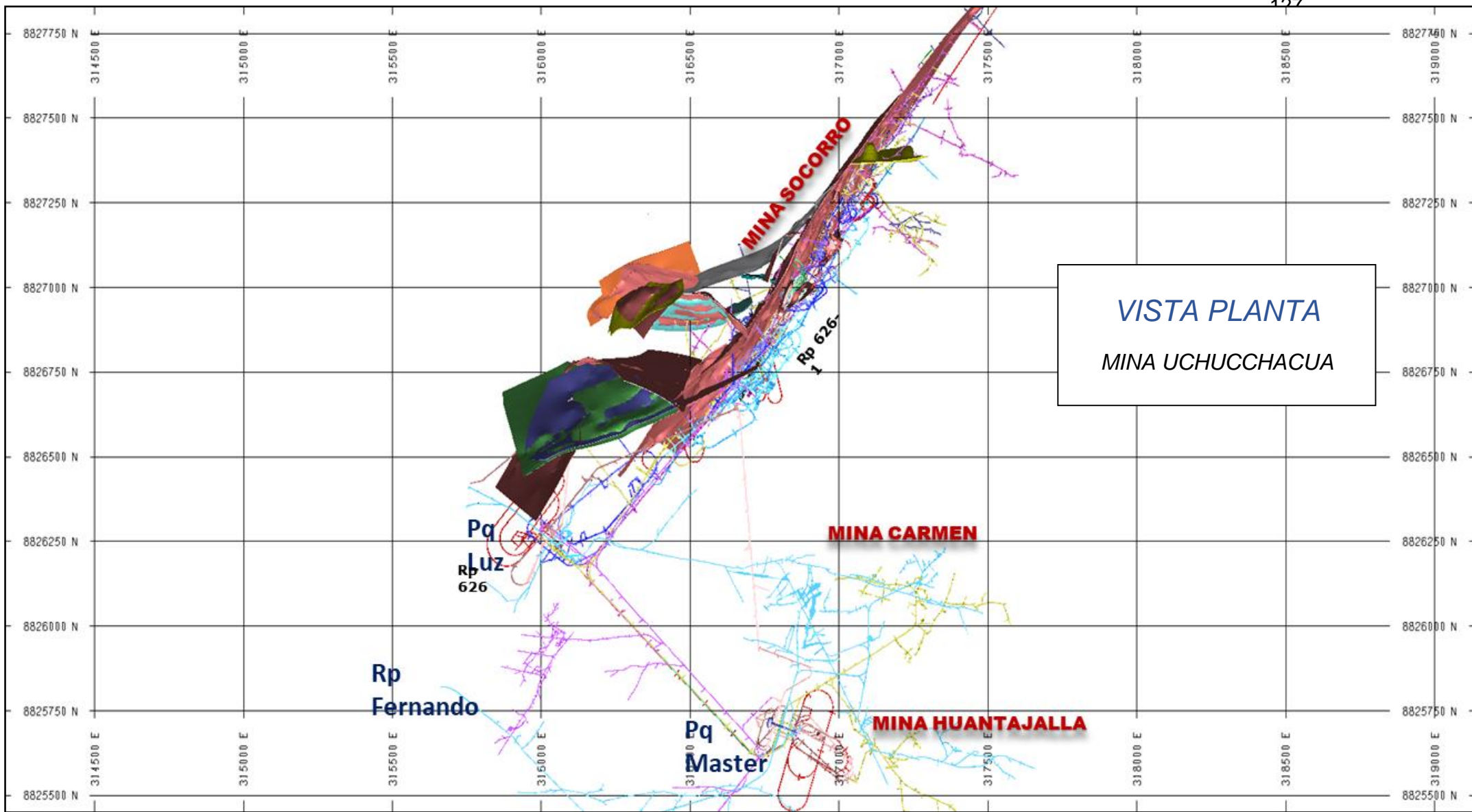
Proy Nv 3610

Rp 626-1

Proy Rp 626-1

Rp 626-2

MINA SOCORRO BAJO



VISTA PLANTA  
MINA UCHUCCHACUA

**MINA SOCORRO**

**MINA CARMEN**

**MINA HUANTAJALLA**

**Pq Luz 626**

**Pq Master**

**Rp Fernando**

**Rp 626**

### **ANEXO 3: SISTEMAS EN MINA UCHUCCHACUA**

SW

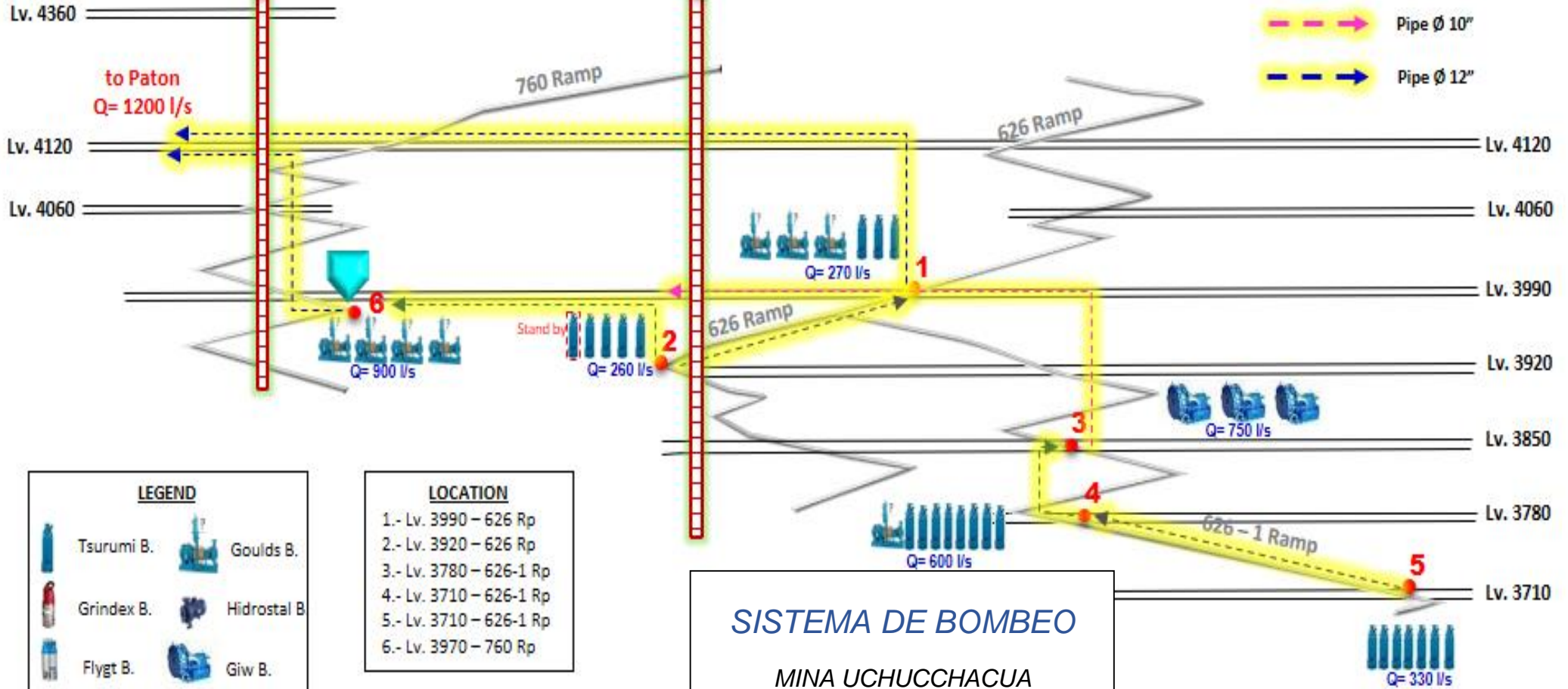
NE

### Carmen Mine

### Socorro Mine

Master Shaft

Luz Shaft



#### LEGEND

- |  |            |  |               |
|--|------------|--|---------------|
|  | Tsurumi B. |  | Goulds B.     |
|  | Grindex B. |  | Hidrostral B. |
|  | Flygt B.   |  | Giw B.        |

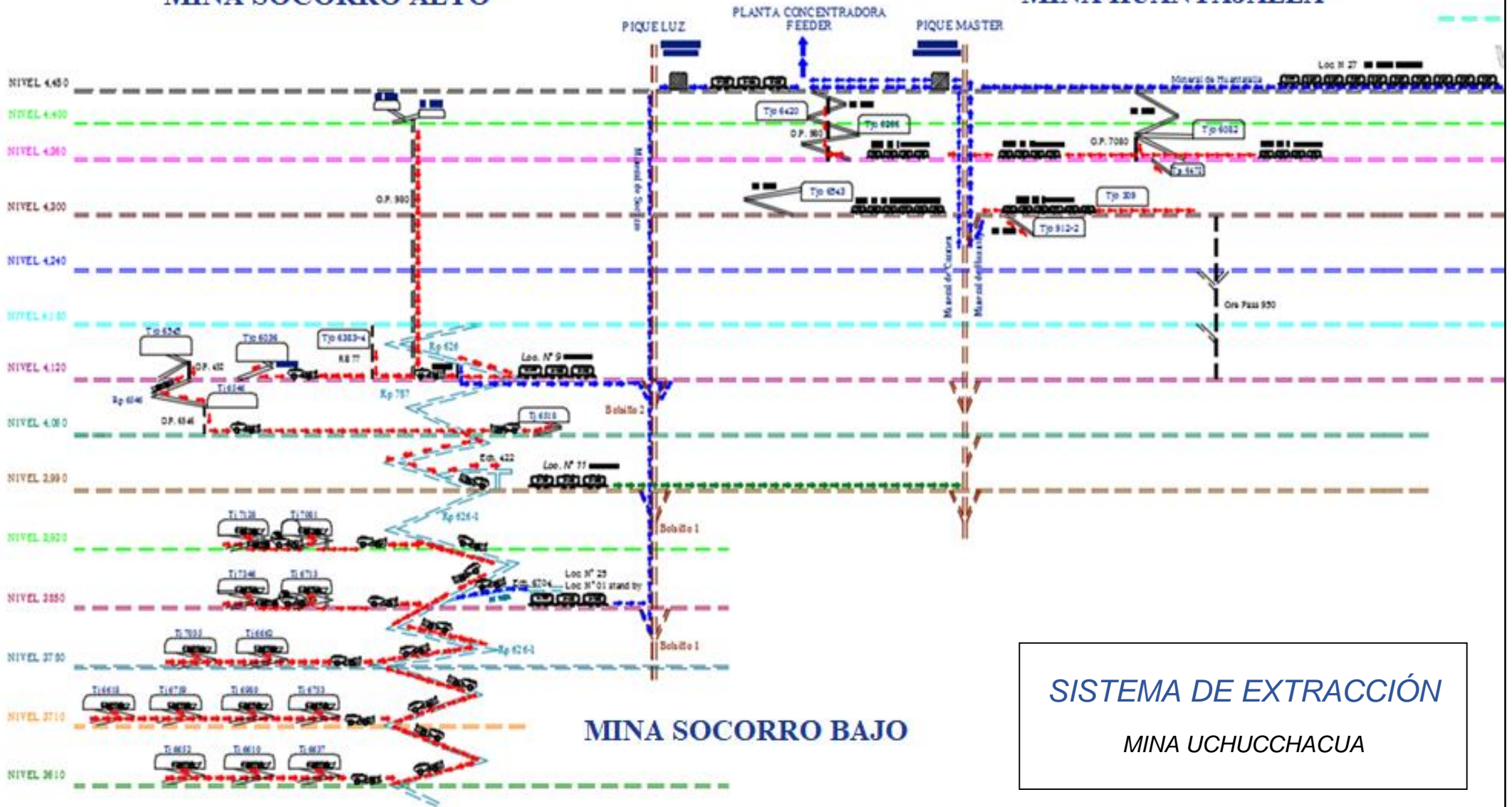
#### LOCATION

- 1.- Lv. 3990 - 626 Rp
- 2.- Lv. 3920 - 626 Rp
- 3.- Lv. 3780 - 626-1 Rp
- 4.- Lv. 3710 - 626-1 Rp
- 5.- Lv. 3710 - 626-1 Rp
- 6.- Lv. 3970 - 760 Rp

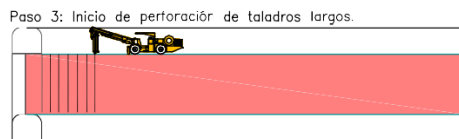
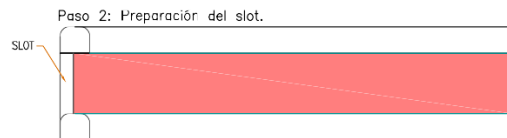
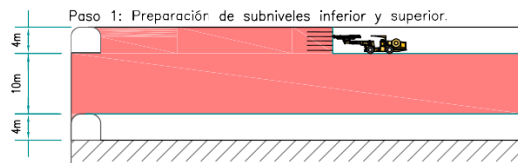
**SISTEMA DE BOMBEO**  
**MINA UCHUCCHACUA**

# MINA SOCORRO ALTO

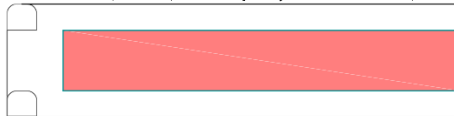
# MINA HUANTAJALLA



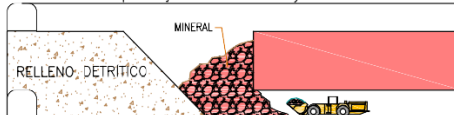
**ANEXO 4: ESQUEMAS Y SECUENCIAS DE AVANCE  
DEL MINADO**



Paso 4: Se disparó la primera tajada y se realizó la limpieza total de la misma.



Paso 5: Minado por tajadas en retirada y vaciado de relleno detrítico en avanzada.



Paso 6: Voladura de los taladros del último corte..

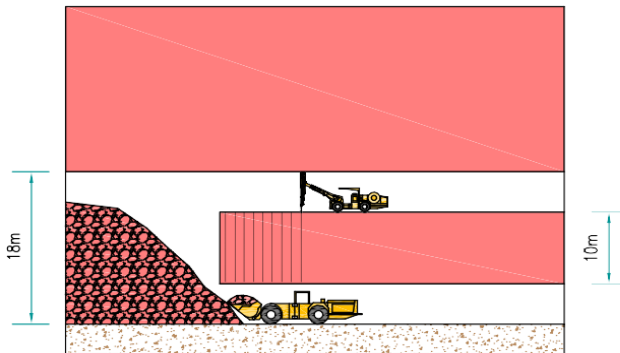


Paso 7: Finalización del ciclo con el relleno total en todo el horizonte explotado.

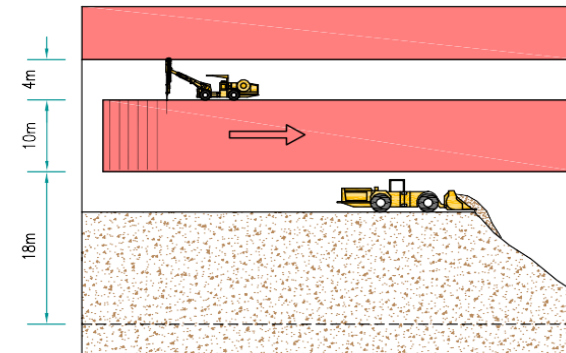


Esquema básico de secuencia del método Bench and Fill (B&F) para el minado entre dos subniveles.

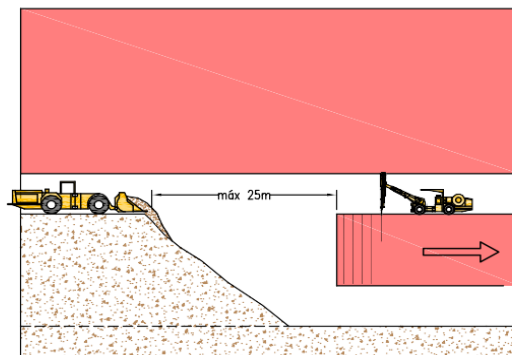




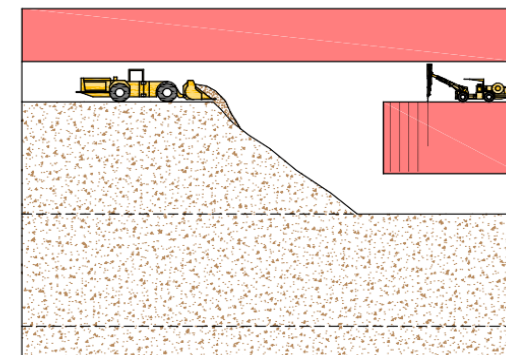
1: Teniendo subniveles interior y superior, se explota parte del banco de mineral realizando la limpieza por el subnivel inferior. Se puede avanzar con el subnivel superior.



3: Una vez recuperado todo el banco de mineral, se termina de rellenar. En el subnivel superior se va perforando para la explotación del banco.

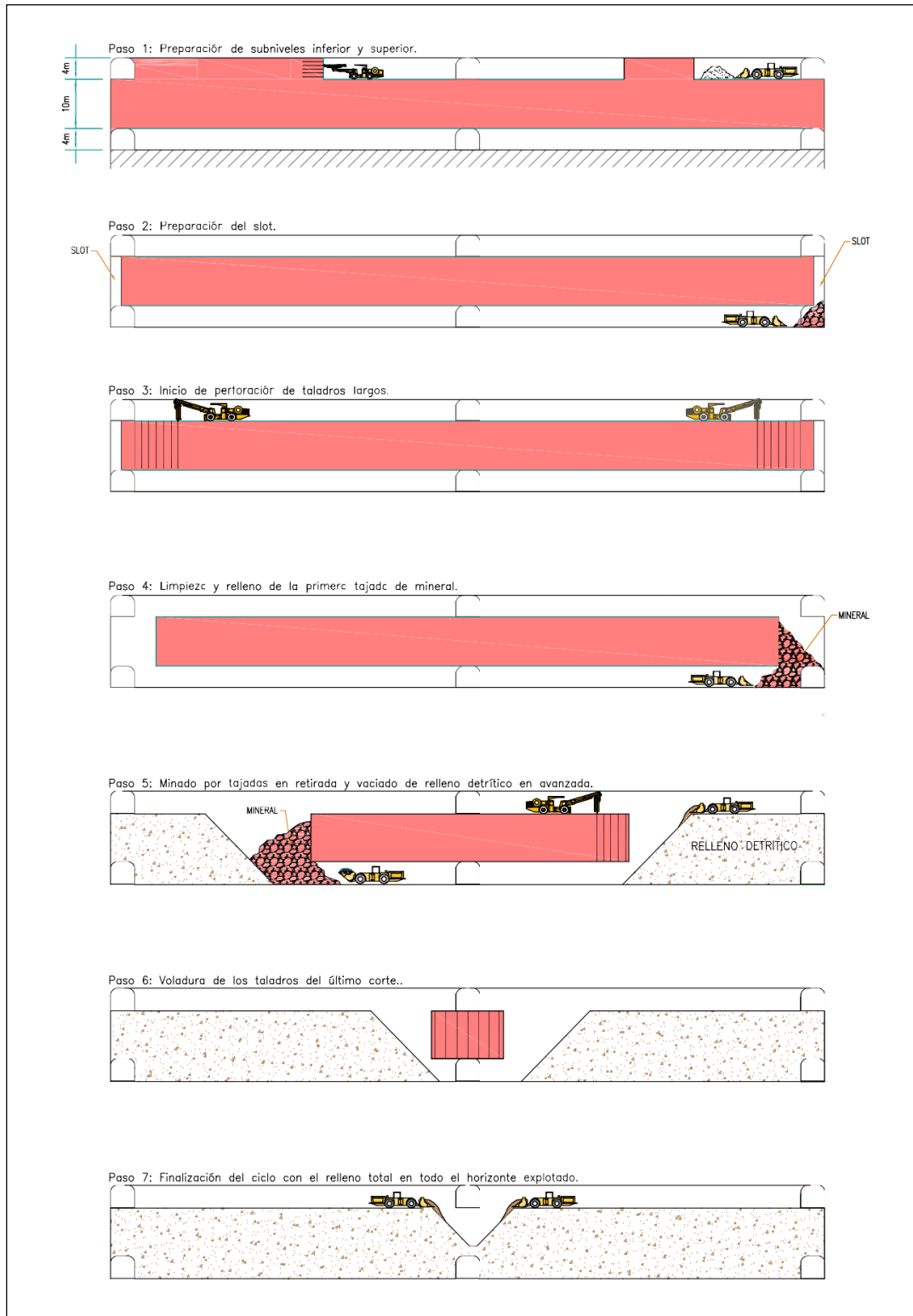


2: Limpiado todo el mineral, se va rellenando por el otro extremo con relleno detrítico. Se puede ir perforando los taladros de producción.

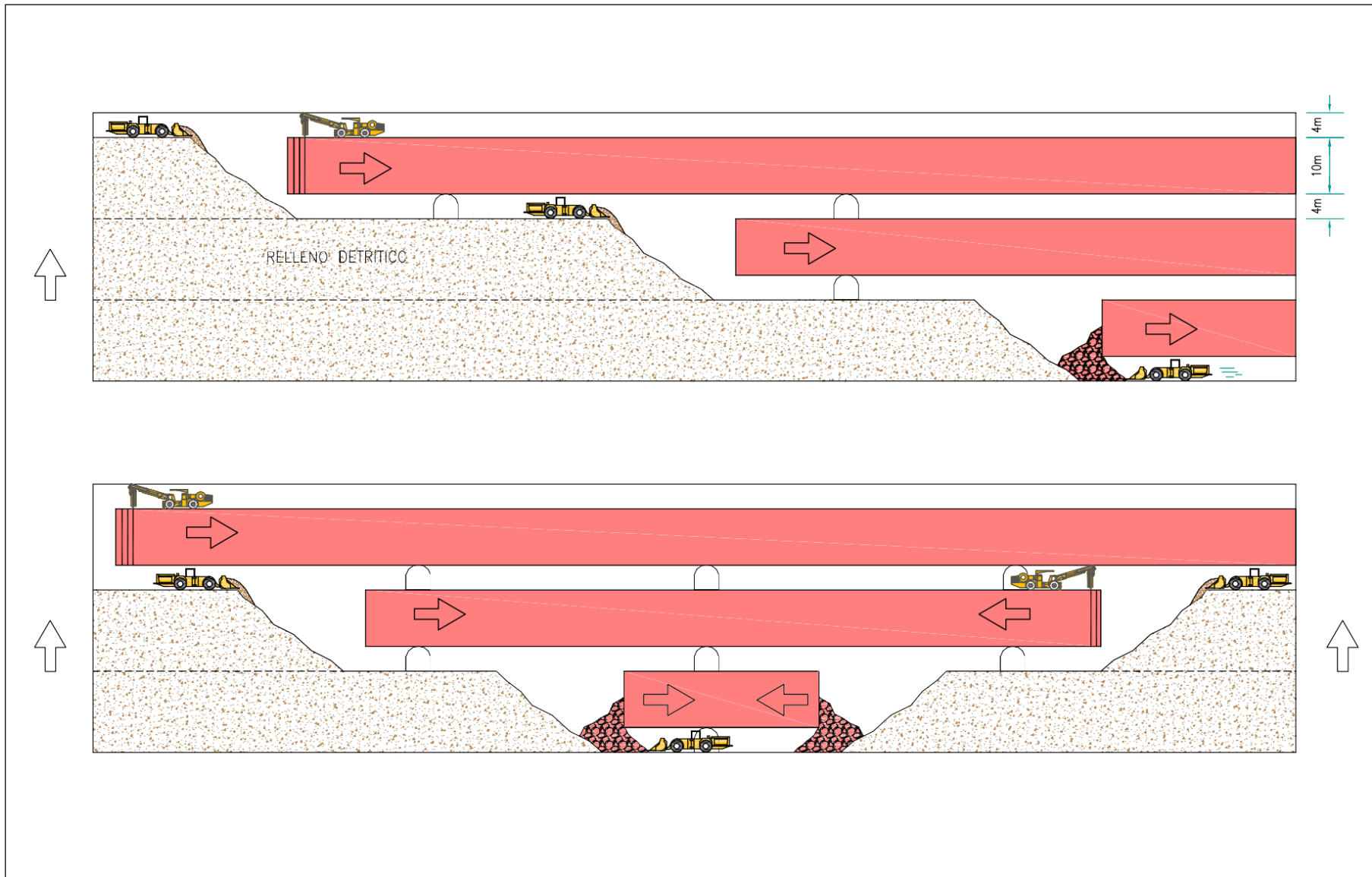


4: Se repite el ciclo del banqueo del mineral y el relleno posterior sucesivamente de manera ascendente.

Ejemplo de esquema y secuencia de minado: Bench and Fill (B&F) para minado ascendente.

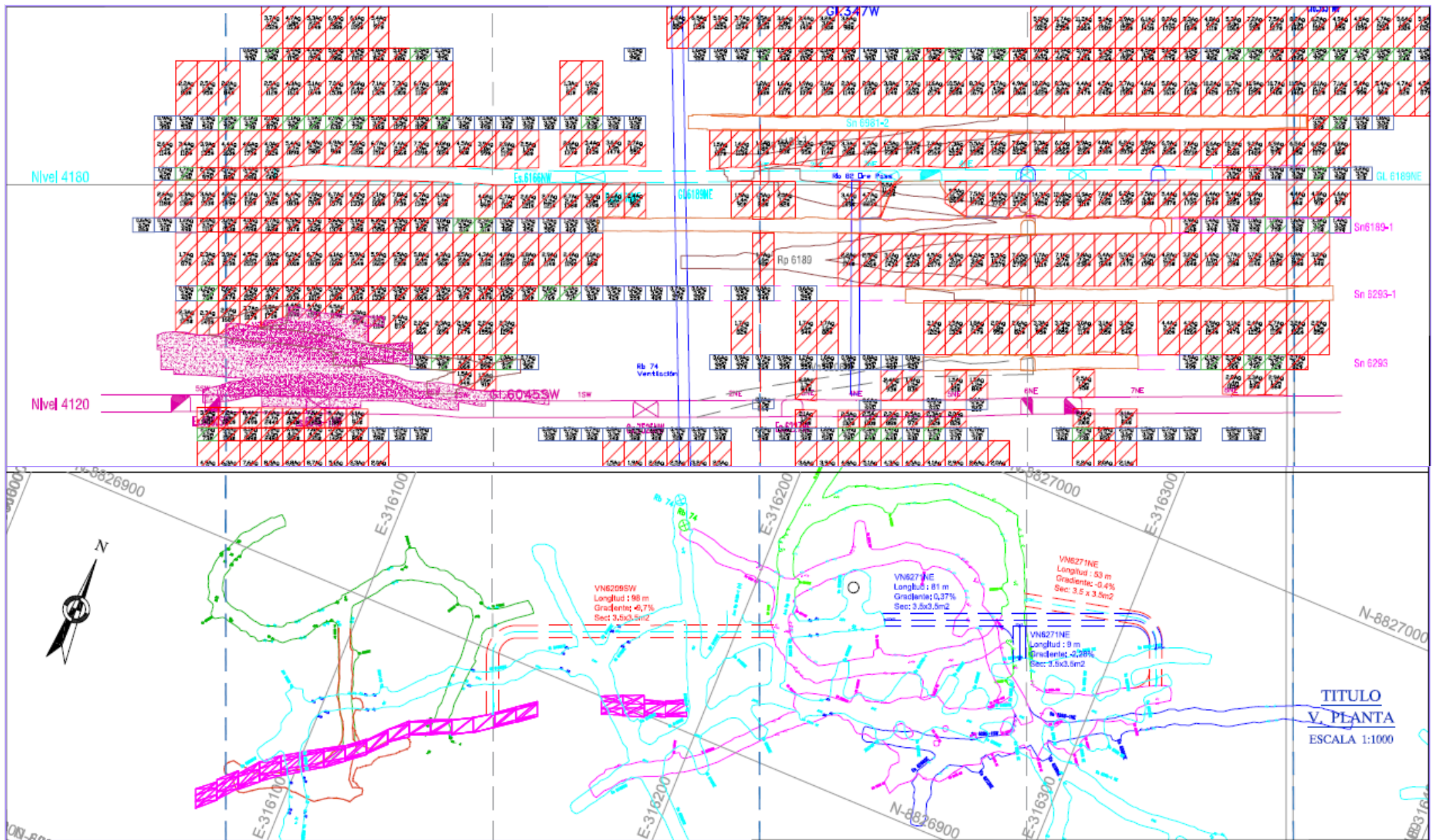


Esquema de secuencia del método Bench and Fill (B&F) con dos frentes de producci3n.



Esquema de secuencia del método Bench and Fill (B&F) para tener mayores frentes de producción.

## **ANEXO 5: PLANOS DE VETA CACHIPAMPA**



TITULO  
V. PLANTA  
ESCALA 1:1000

NSR	
	23,6 a 60,4
	60,4 a 80,8
	80,8 a más

PROGRAMA	
Enero	Julio
Febrero	Agosto
Marzo	Septiembre
Abril	Octubre
Mayo	Noviembre
Junio	Diciembre

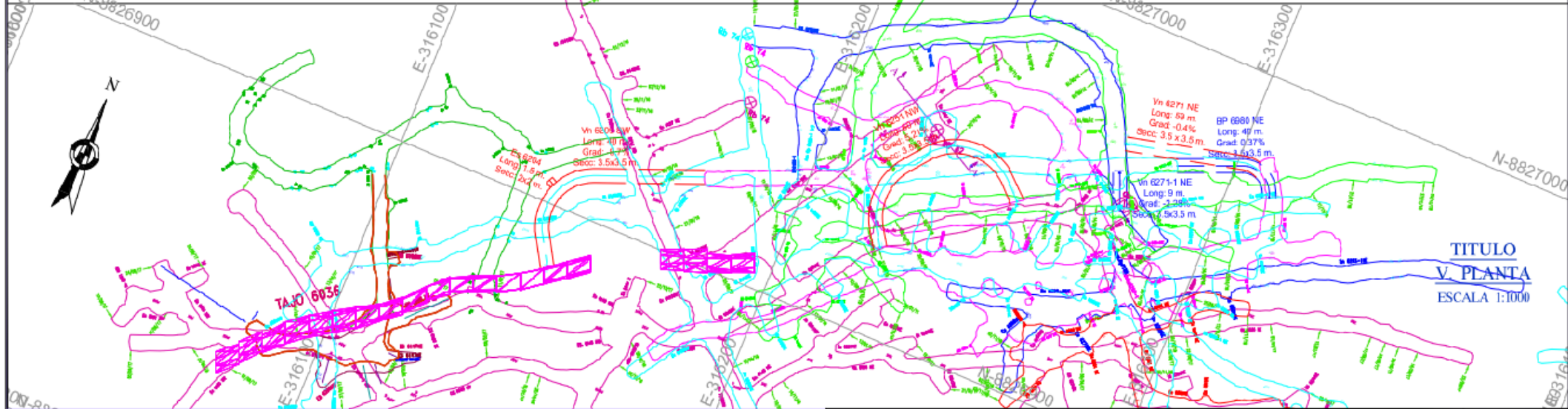
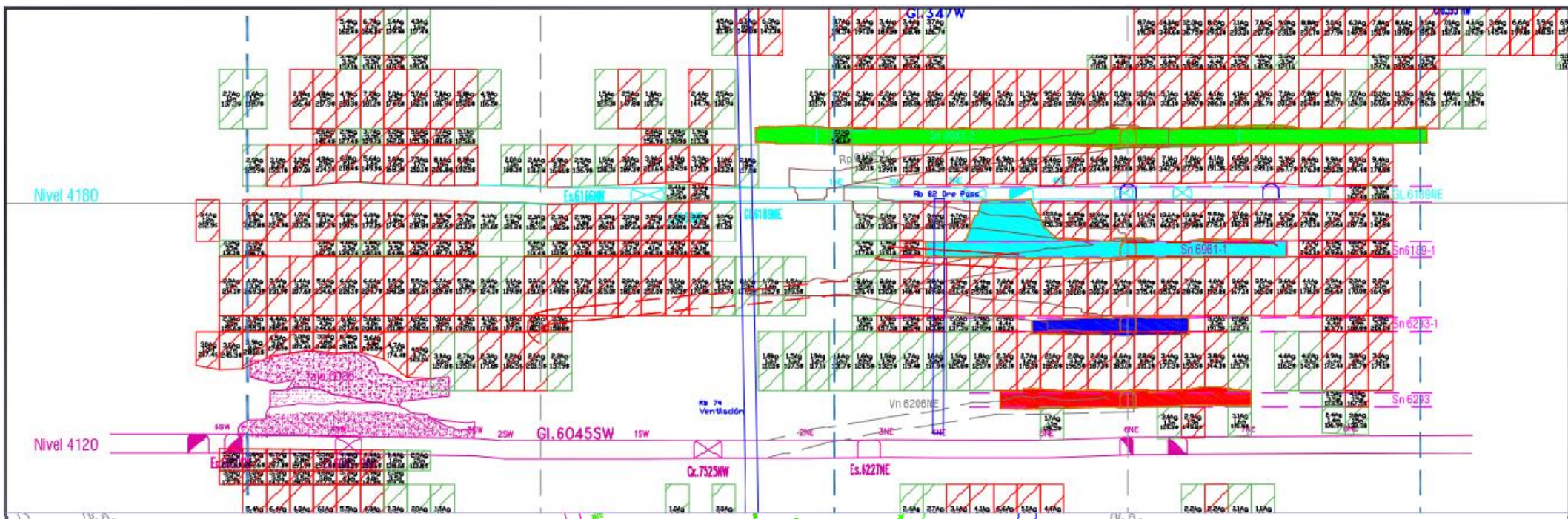
TITULO  
V. PLANTA  
ESCALA 1:1000

- Observaciones:
- Modelo de bloques Nov 2018.
  - Programa mensual Ene 2019
  - Cutt Off económico 80.9\$/tn

<b>BUENAVENTURA</b> U.E.A. UCHUCCHACUA	
Elaborado : Ing. Delvy Ríos	
Dibujado : Delvy Ríos	04/01/2019
Revisado : Ing. Edwin Barrientos	
Aprobado : Ing. Andrés Osorio Anaya	
Nombre Layout : 01_03_H3	
Ruta : X:\Chacab\Min\Proyectos\Prep_TJ\04_Socorro\2019\1. Enero\NV 4180\TJ 6189.dwg	

<b>Veta Cachipampa</b> NV 4180 TJ 6189 - TJ 6036	
Departamento : Planeamiento	
Sección de desarrollo : Dibujo	

Formato : A3	
Lámina : 1/1	Rev. : A
Escala : 1:1_2	
Código DWG : U	



TITULO  
V. PLANTA  
ESCALA 1:1000

NSR	
	23.6 a 60.4
	60.4 a 80.9
	80.9 a más

PROGRAMA	
Enero	Julio
Febrero	Agosto
Marzo	Septiembre
Abril	Octubre
Mayo	Noviembre
Junio	Diciembre

TITULO  
V. PLANTA  
ESCALA 1:1000

- Observaciones:
- Modelo de bloques Nov 2018.
  - Programa mensual Ene 2019.
  - Cutt Off económico 80.9%/tn

<b>BUENAVENTURA</b> U.E.A. UCHICCHACUA		<b>Veta Cachipampa</b> NV 4180 TJ 6189 - TJ 6036	
Baborado : Ing. Daisy Rios		Departamento : Planeamiento	Formato : A3
Dibujado : <<Unnamed Profile>>	07/02/2019	Sección de desarrollo : Dibujo	Lámina : 1/1 Rev. : A
Revisado : Ing. Edwin Barrientos			Escala : 1:1,2
Aprobado : Ing. Andrés Osorio Anaya			Codigo DWG : U-
Nombre Layout : 01_-_H3			
Ruta : \\U-SRWSE\Planoteca\Chacua\Mna\Proyectos\Prep_TJ\04_Socorri\2019\2_Febrero\NV 4180\TJ 6189v2_Febrero.dwg			

## **ANEXO 6: TOMA DE DATOS EN PIQUE**

<b>CICLO DE TRABAJO DEL PIQUE LUZ Nv 4080</b>			
<b>Nº Viaje</b>	<b>Tiempos de subida</b>	<b>Tiempos de carga</b>	<b>Tiempos de Ciclo</b>
1	0:01:39	0:00:16	0:01:55
2	0:01:37	0:00:16	0:01:53
3	0:01:38	0:00:15	0:01:53
4	0:01:38	0:00:16	0:01:54
5	0:01:37	0:00:15	0:01:52
6	0:01:39	0:00:17	0:01:56
7	0:01:38	0:00:16	0:01:54
8	0:01:38	0:00:16	0:01:54
9	0:01:37	0:00:15	0:01:52
10	0:01:37	0:00:17	0:01:54
11	0:01:37	0:00:15	0:01:52
12	0:01:39	0:00:15	0:01:54
<b>Promedio</b>	<b>0:01:38</b>	<b>0:00:16</b>	<b>0:01:54</b>
<b>Skip/hora</b>			<b>28</b>

<b>CICLO DE TRABAJO DEL PIQUE LUZ Nv 3940</b>			
<b>Nº Viaje</b>	<b>Tiempos de subida</b>	<b>Tiempos de carga</b>	<b>Tiempos de Ciclo</b>
1	0:02:00	0:00:17	0:02:17
2	0:01:59	0:00:16	0:02:15
3	0:02:01	0:00:15	0:02:16
4	0:02:01	0:00:16	0:02:17
5	0:01:59	0:00:15	0:02:14
6	0:02:01	0:00:14	0:02:15
7	0:02:00	0:00:16	0:02:16
8	0:02:01	0:00:16	0:02:17
9	0:01:58	0:00:14	0:02:12
10	0:01:59	0:00:17	0:02:16
11	0:01:59	0:00:15	0:02:14
12	0:02:00	0:00:15	0:02:15
<b>Promedio</b>	<b>0:02:00</b>	<b>0:00:15</b>	<b>0:02:15</b>
<b>Skip/hora</b>			<b>24</b>



<b>CICLO DE TRABAJO DEL PIQUE MASTER Nv 4080</b>			
<b>Nº Viaje</b>	<b>Tiempos de subida</b>	<b>Tiempos de carga</b>	<b>Tiempos de Ciclo</b>
1	0:01:44	0:00:56	0:02:40
2	0:01:44	0:00:57	0:02:41
3	0:01:46	0:00:57	0:02:43
4	0:01:45	0:00:53	0:02:38
5	0:01:44	0:00:54	0:02:38
6	0:01:45	0:00:55	0:02:40
7	0:01:45	0:00:54	0:02:39
8	0:01:47	0:00:55	0:02:42
9	0:01:43	0:01:00	0:02:43
10	0:01:46	0:00:56	0:02:42
11	0:01:43	0:00:54	0:02:37
12	0:01:45	0:00:55	0:02:40
<b>Promedio</b>	<b>0:01:45</b>	<b>0:00:56</b>	<b>0:02:40</b>
<b>Skip/hora</b>			<b>23</b>

<b>CICLO DE TRABAJO DEL PIQUE MASTER Nv 3940</b>			
<b>Nº Viaje</b>	<b>Tiempos de subida</b>	<b>Tiempos de carga</b>	<b>Tiempos de Ciclo</b>
1	0:02:03	0:00:35	0:02:38
2	0:01:59	0:00:37	0:02:36
3	0:02:00	0:00:36	0:02:36
4	0:02:00	0:00:36	0:02:36
5	0:01:59	0:00:35	0:02:34
6	0:02:01	0:00:35	0:02:36
7	0:02:01	0:00:33	0:02:34
8	0:02:02	0:00:35	0:02:37
9	0:01:58	0:00:37	0:02:35
10	0:01:59	0:00:35	0:02:34
11	0:01:59	0:00:35	0:02:34
12	0:02:01	0:00:34	0:02:35
<b>Promedio</b>	<b>0:02:00</b>	<b>0:00:35</b>	<b>0:02:35</b>
<b>Skip/hora</b>			<b>23</b>

## **ANEXO 7: TOMA DE DATOS EN SCOOP**

<b>CICLO SCOOP</b>						
<b>MUESTRA</b>	<b>TIEMPOS (MINUTOS)</b>					
	<b>CARGUIO</b>	<b>ACARREO</b>	<b>RETORNO</b>	<b>IDA</b>	<b>VUELTA</b>	<b>CICLO TOTAL</b>
1	0:01:14	0:00:43	0:00:46	0:01:58	0:00:46	0:02:44
2	0:01:25	0:00:40	0:00:43	0:02:05	0:00:43	0:02:47
3	0:00:47	0:00:51	0:00:54	0:01:38	0:00:54	0:02:32
4	0:00:57	0:01:01	0:01:03	0:01:57	0:01:03	0:03:01
5	0:01:04	0:00:58	0:01:01	0:02:01	0:01:01	0:03:02
6	0:01:35	0:00:35	0:00:38	0:02:10	0:00:38	0:02:48
7	0:00:22	0:01:43	0:01:46	0:02:05	0:01:46	0:03:51
8	0:01:36	0:01:04	0:01:07	0:02:40	0:01:07	0:03:48
9	0:00:50	0:01:21	0:01:24	0:02:12	0:01:24	0:03:36
10	0:01:21	0:01:06	0:01:09	0:02:27	0:01:09	0:03:36
11	0:00:50	0:02:03	0:02:05	0:02:52	0:02:05	0:04:58
12	0:03:01	0:01:09	0:01:12	0:04:10	0:01:12	0:05:22
<b>PROMEDIO</b>	<b>0:01:15</b>	<b>0:01:06</b>	<b>0:01:09</b>	<b>0:02:21</b>	<b>0:01:09</b>	<b>0:03:30</b>

**ANEXO N°8. FICHA DE CONTROL DE TIEMPOS DE  
LOCOMOTORA.**

<b>CICLO LOCOMOTORA N°9, NIVEL 4120</b>									
<b>MUESTRA</b>	<b>N° CARROS</b>	<b>TON TOTAL</b>	<b>TIEMPOS (MINUTOS)</b>						
			<b>CHUTEO</b>	<b>ACARREO</b>	<b>DESCARGA</b>	<b>RETORNO</b>	<b>CICLO TOTAL</b>	<b>IDA</b>	<b>VUELTA</b>
1	7	52.5	12:22.10	12:15.00	05:15.22	09:51.00	39:43.32	29:52.32	09:51.00
2	7	52.5	12:50.52	12:47.30	04:10.32	10:23.30	40:11.44	29:48.14	10:23.30
3	7	52.5	10:32.45	11:20.10	02:37.50	08:56.10	33:26.15	24:30.05	08:56.10
4	3	22.5	05:31.05	10:40.15	03:20.47	08:16.15	27:47.82	19:31.67	08:16.15
5	2	15.0	05:20.30	11:37.80	01:38.25	09:13.80	27:50.15	18:36.35	09:13.80
6	7	52.5	10:55.15	12:26.30	04:30.00	10:02.30	37:53.75	27:51.45	10:02.30
<b>PROMEDIO</b>		38.5	<b>09:35.26</b>	<b>11:51.11</b>	<b>03:35.29</b>	<b>09:27.11</b>	<b>34:28.77</b>	<b>25:01.66</b>	<b>09:27.11</b>

<b>CICLO LOCOMOTORA N°42, NIVEL 4450 - PLANTA CONCENTRADORA</b>										
<b>MUESTRA</b>	<b>TON CARGA</b>	<b>N° CARROS</b>	<b>TON TOTAL</b>	<b>TIEMPOS</b>						
				<b>CARGA</b>	<b>RECORRIDO</b>	<b>DESCARGA</b>	<b>RETORNO</b>	<b>DEMORAS</b>	<b>IDA</b>	<b>TOTAL</b>
1	8.5	12	102	05:21.10	19:15.20	18:15.81	16:26.25	04:15.25	42:52.11	1:03:33.61
2	8.5	12	102	05:28.89	22:06.30	12:05.60	17:49.79	03:45.10	39:40.79	1:01:15.68
3	8.5	12	102	05:49.50	17:45.34	14:03.38	14:12.61	03:10.00	37:38.22	0:55:00.83
<b>PROMEDIO</b>	<b>8.5</b>	<b>12</b>	<b>102</b>	<b>05:33.16</b>	<b>19:42.28</b>	<b>14:48.26</b>	<b>16:09.55</b>	<b>03:43.45</b>	<b>40:03.71</b>	<b>59:56.71</b>
<b>TOTAL</b>	<b>25.5</b>	<b>36</b>	<b>306</b>							

**ANEXO N°9. PRECIOS UNITARIOS EN MINA UCHUCCHACUA**

EXTRACCION DE MINERAL Y DESMONTE CON LOCOMOTORA - MINA SOCORRO Nv.3990 Y Nv. 4450

VOLVER:

DATOS:

RESUMEN PRECIOS	BASE DE DATOS
-----------------	---------------

Tipo: Trabajos diversos

**Mano de Obra**

Código Recurso	Descripción	Factor de Pago	Total por Guardia	Costo Unit del recurso	Costo Real S/
MOD10	Motorista	2.502	1.00 TAR	94.60	236.68
MOD14	Ayudante motorista	2.502	1.00 TAR	92.60	231.67
				<b>2.00</b>	<b>468.35</b>

**Herramientas:**

HS206	COMBA DE ACERO FORJADO DE 12 LB	1.00	Ea	0.30	0.30
HS207	COMBA DE ACERO FORJADO DE 20 LB	1.00	Ea	0.50	0.50
HS208	LAMPA TIPO CUCHARA MINERA NRO. 603/604.NRO.2/206	1.00	Ea	0.19	0.19
HS209	PICO MINERO DE DOBLE PUNTA.(SIN MANGO)	1.00	Ea	0.28	0.28
HS227	MANGO DE 36" PARA PICO	1.00	Ea	0.10	0.10
HS229	LLAVE STILSON DE 14"	1.00	Ea	0.36	0.36
					<b>1.73</b>
Utilidad				8.00%	37.47
<b>Total Indirectos</b>				<b>8.00%</b>	<b>37.47</b>

**Sub Total Costos 507.55**

**Implementos de Seguridad**

	Nro Tar	Costo Unitario	
EPP002 Personal en tajos y frentes de avance - EPP's	0.00 Tar	7.55	0.00
EPP005 Personal que trabaja con energia electrica - EPP's	2.00 Tar	10.50	20.99
<b>Tareas Totales</b>	<b>2.00</b>		<b>20.99</b>

**0.00**

**Costo por Disparo 528.54**

**Factor de Avance (Und) 500.00**

**Costo por Unidad 1.06**

Costo de Operación (transporte)	US\$/t
Carguío a dumper	0.33
Transporte por dumper (>0.5 km, <1.0 km)	3.00
Transporte por locomotora (transporte + Mantto.)	1.72
Izaje	1.72
<b>Total</b>	<b>6.77</b>

PU	
Desquinche	51.49 \$/m3
RP 4.5x4.5	1,300 \$/t
EST 4.0x4.0	1,300 \$/t
RB 2.4d	1,000 \$/t

**ACARREO DE MINERAL Y DESMONTE CON CAMION DE BAJO PERFIL 16 TON HR**

pies VOLVER:

**DATOS:** CAMION DE BAJO PERFIL 16 TON**PARAMETROS**

Tipo: MECANIZADO

Tamaño del Taladro: 0 pies Rendimiento M3/Km 110.00  
 Taladros de alivio arranque: 0 Taladros de alivio corona: 0

**Mano de Obra**

<u>Código</u> <u>Recurso</u>	<u>Descripción</u>	<u>Factor</u> <u>de Pago</u>	<u>Total por</u> <u>Guardia</u>	<u>Costo Unit</u> <u>del recurso</u>	<u>Costo Real</u> <u>S./</u>
MOD03	Operador de Dumper	2.539	1.00 TAR	94	238.62
			1.00		238.62

**Maquinas**

<u>Código</u> <u>Recurso</u>	<u>Descripción</u>	<u>Vida Util</u>	<u>Consumo</u> <u>por Guardia</u>	<u>Costo Unit</u> <u>del recurso</u>	<u>Costo Real</u> <u>S./</u>
	Costo horario Dumper ST-2010		7.15 HM	328.59	2,349.40
					2,349.40
	Utilidad			10.0%	258.80
	Gatos Generales			3.27%	84.58
	<b>Total Indirectos</b>			13.3%	<b>343.38</b>

**Sub Total Costos 2,931.40****Implementos de Seguridad**

	<u>Nro Tar</u>	<u>Costo Unitario</u>	
EPP001 Personal en Supervisión - EPP's	0.00 Tar	3.18	0.00
EPP004 Operadores de equipos en interior mina - EPP's	1.00 Tar	5.97	5.97
Tareas Totales	1.00		5.97

**Costo por Disparo 2,937.37**

Factor de Avance (Tn/Km) 330.00

**Costo por Unidad 8.90**



**MANTENIMIENTO DE CUNETAS CON MINI CARGADOR**

VOLVER:

**DATOS:** Limpieza de cunetas en labores principales**PARAMETROS****Tipo:** Trabajos diversos

<b>Mano de Obra</b>						
<u>Código</u>	<u>Descripción</u>	<u>Factor</u>	<u>Total por</u>	<u>Costo Unit</u>	<u>Costo Real</u>	
<u>Recurso</u>		<u>de Pago</u>	<u>Guardia</u>	<u>del recurso</u>	<u>S./</u>	
MOD25	Operador de mini cargador	2.539	1.00 TAR	94	238.62	
MOD01	Capataz	2.539	0.10 TAR	102	25.89	
MOI004	SUPERVISIÓN EN EXTRACCIÓN Y SERVICIOS DIVERSOS			-	0.00	
			<b>1.10</b>			<b>264.51</b>
<b>Equipos</b>						
<u>Código</u>	<u>Descripción</u>	<u>Vida Util</u>	<u>Consumo</u>	<u>Costo Unit</u>	<u>Costo Real</u>	
<u>Recurso</u>			<u>por Guardia</u>	<u>del recurso</u>	<u>S./</u>	
	MINICARGADOR MODELO COMBO MINI 246D + BRAZO EXCAVADOR		8.0 HR	32.69	261.51	
						<b>261.51</b>
<b>Herramientas:</b>						
HS206	COMBA DE ACERO FORJADO DE 12 LB		1.00 Ea	0.30	0.30	
HS208	LAMPA TIPO CUCHARA MINERA NRO. 603/604.NRO.2/206		1.00 Ea	0.19	0.19	
HS209	PICO MINERO DE DOBLE PUNTA.(SIN MANGO)		1.00 Ea	0.28	0.28	
HS227	MANGO DE 36" PARA PICO		1.00 Ea	0.10	0.10	
HS229	LLAVE STILSON DE 14"		1.00 Ea	0.36	0.36	
						<b>1.23</b>
			Utilidad	10.0%	52.73	
			Gatos Generales	3.27%	17.23	
			<b>Total Indirectos</b>	<b>13.3%</b>	<b>69.96</b>	
				<b>Sub Total Costos</b>	<b>597.21</b>	
<b>Implementos de Seguridad</b>						
			<u>Nro Tar</u>	<u>Costo Unitario</u>		
EPP001	Personal en Supervisión - EPP's		2.50	3.18	7.94	
EPP002	Personal en servicios - EPP's		1.10 Tar	5.78	6.36	
	Tareas Totales		<b>1.10</b>		<b>14.30</b>	
				<b>Costo por Avance</b>	<b>611.51</b>	
				Factor de Avance (metro lineal)	80.00	
				<b>Costo por Metro</b>	<b>7.64</b>	

**ACARREO DE MINERAL/DESMONTE****DATOS:** SCOOP 4.1 YD3**PARAMETROS****Tipo:** MECANIZADO

Tamaño del Taladro: 0 pies Rendimiento TN 360.00  
 Taladros de alivio arranque: 0 Taladros de alivio corona: 0

**Mano de Obra**

<u>Código</u>	<u>Descripción</u>	<u>Factor de Pago</u>	<u>Total por Guardia</u>	<u>Costo Unit del recurso</u>	<u>Costo Real S./</u>
MOD02	Operador de Scoop	2.539	1.00 TAR	94	238.62
			1.00		<b>238.62</b>

**Maquinas**

<u>Código</u>	<u>Descripción</u>	<u>Vida Util</u>	<u>Consumo por Guardia</u>	<u>Costo Unit del recurso</u>	<u>Costo Real S./</u>
	Costo horario Scoop diesel de 4.1 yd3		6.5 HM	302.57	1,966.73
					<b>1,966.73</b>
	Utilidad			10.0%	220.54
	Gastos Generales			3.27%	72.07
	<b>Total Indirectos</b>			13.3%	<b>292.61</b>

**Sub Total Costos 2,497.96****Implementos de Seguridad**

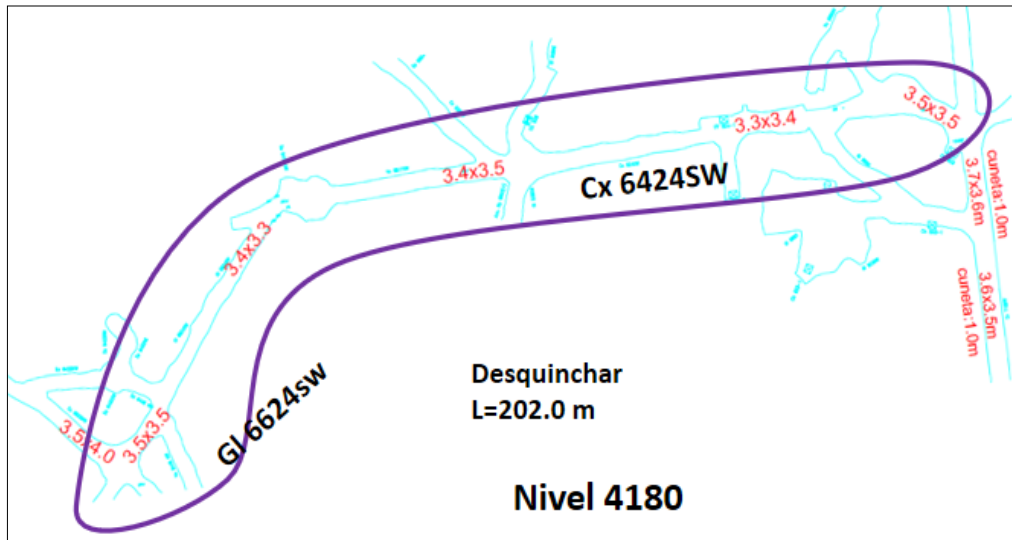
	<u>Nro Tar</u>	<u>Costo Unitario</u>	
EPP004 Operadores de equipos en interior mina - EPP's	1.00 Tar	5.97	5.97
Tareas Totales	1.00		<b>5.97</b>

**Costo por Disparo 2,503.93**

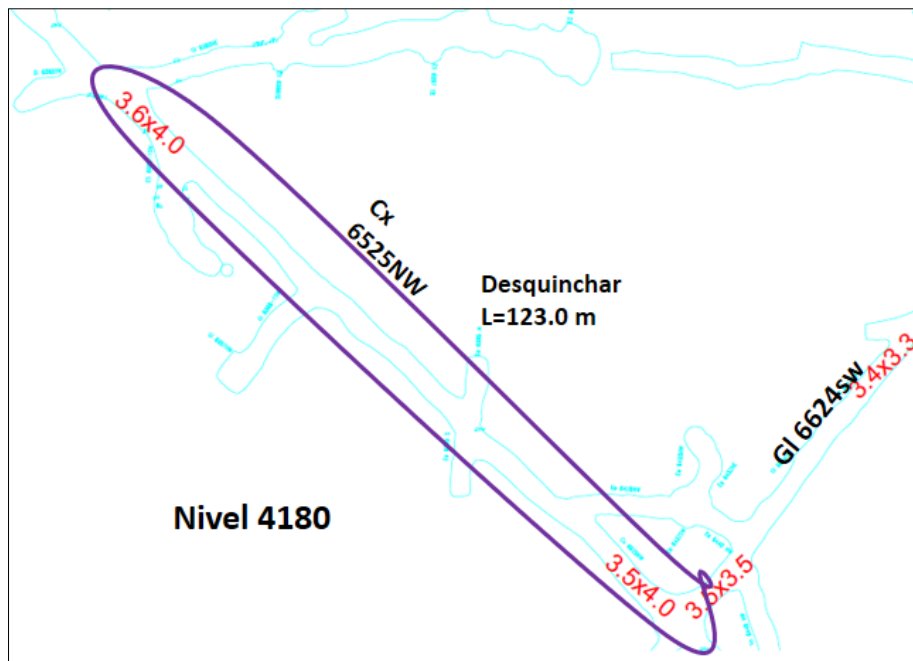
Factor de Avance (UN) 360.00

**Costo por Unidad 6.96**

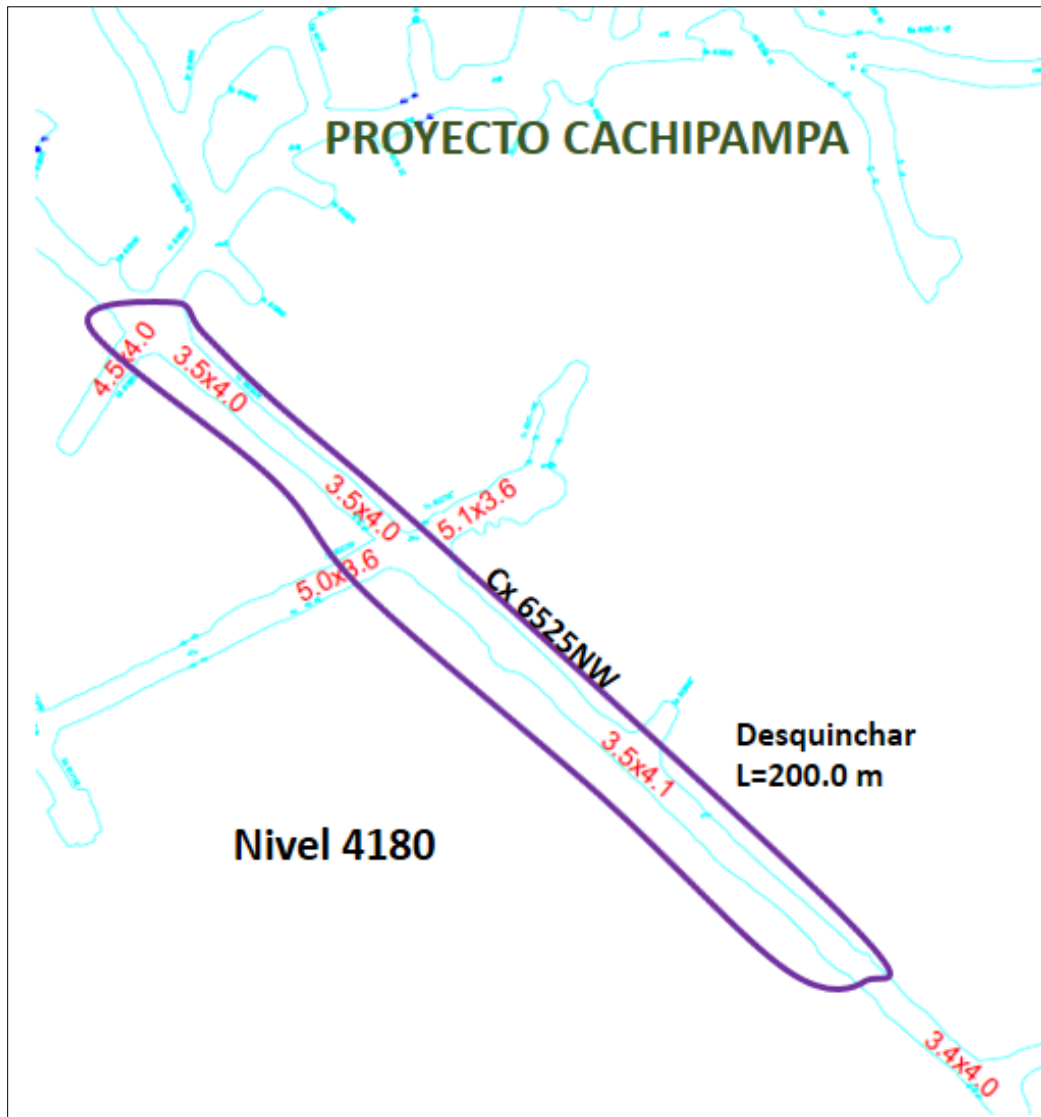
**ANEXO N°10. ANEXOS SISTEMA DE TRANSPORTE  
ALTERNATIVA 1**



Sección Actual	Sección Requerida
3.3x3.5	4.0x3.5
<b>Distancia desquinchar</b>	<b>202.0m</b>



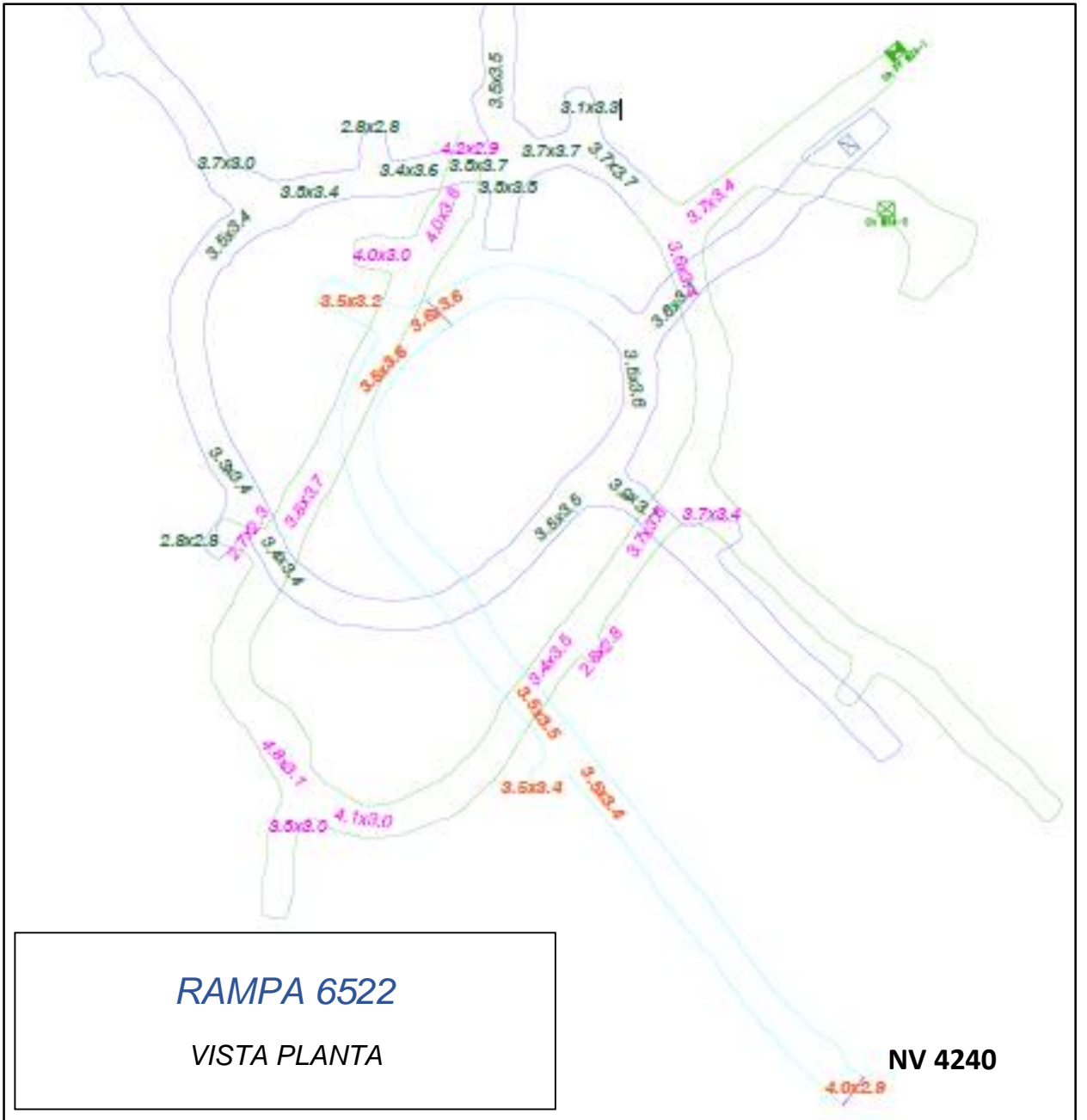
Sección Actual	Sección Requerida
3.5x3.5	4.0x4.0
<b>Distancia desquinchar</b>	<b>123.0 m</b>

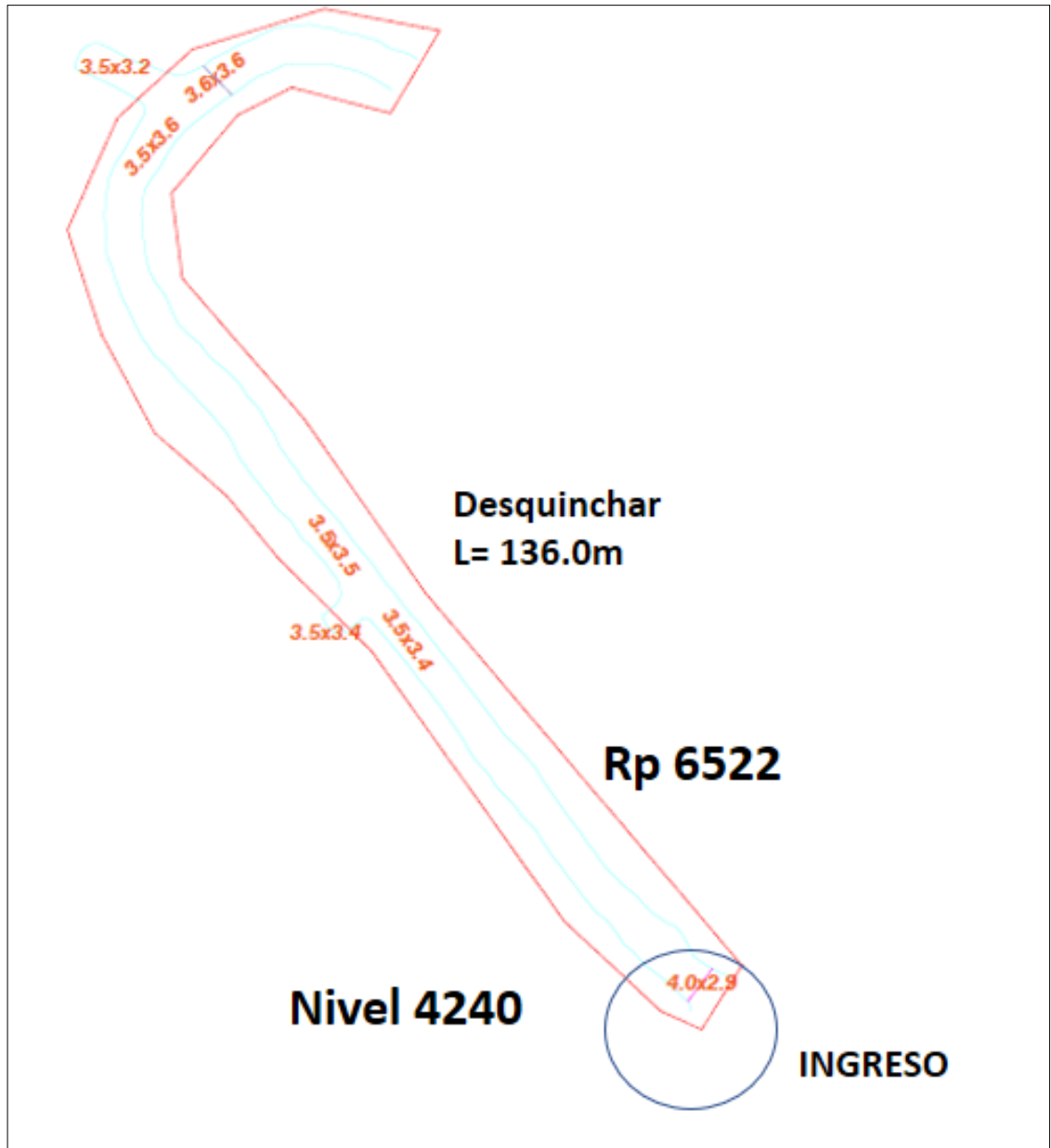


Sección Actual	Sección Requerida
3.4x4.0	4.0x4.0
<b>Distancia desquinchar</b>	<b>200.0 m</b>

<b>Total desquinchar Nv 4180</b>	<b>525.0m</b>
----------------------------------	---------------

**ANEXO N°11. ANEXOS SISTEMA DE TRANSPORTE  
ALTERNATIVA 2**

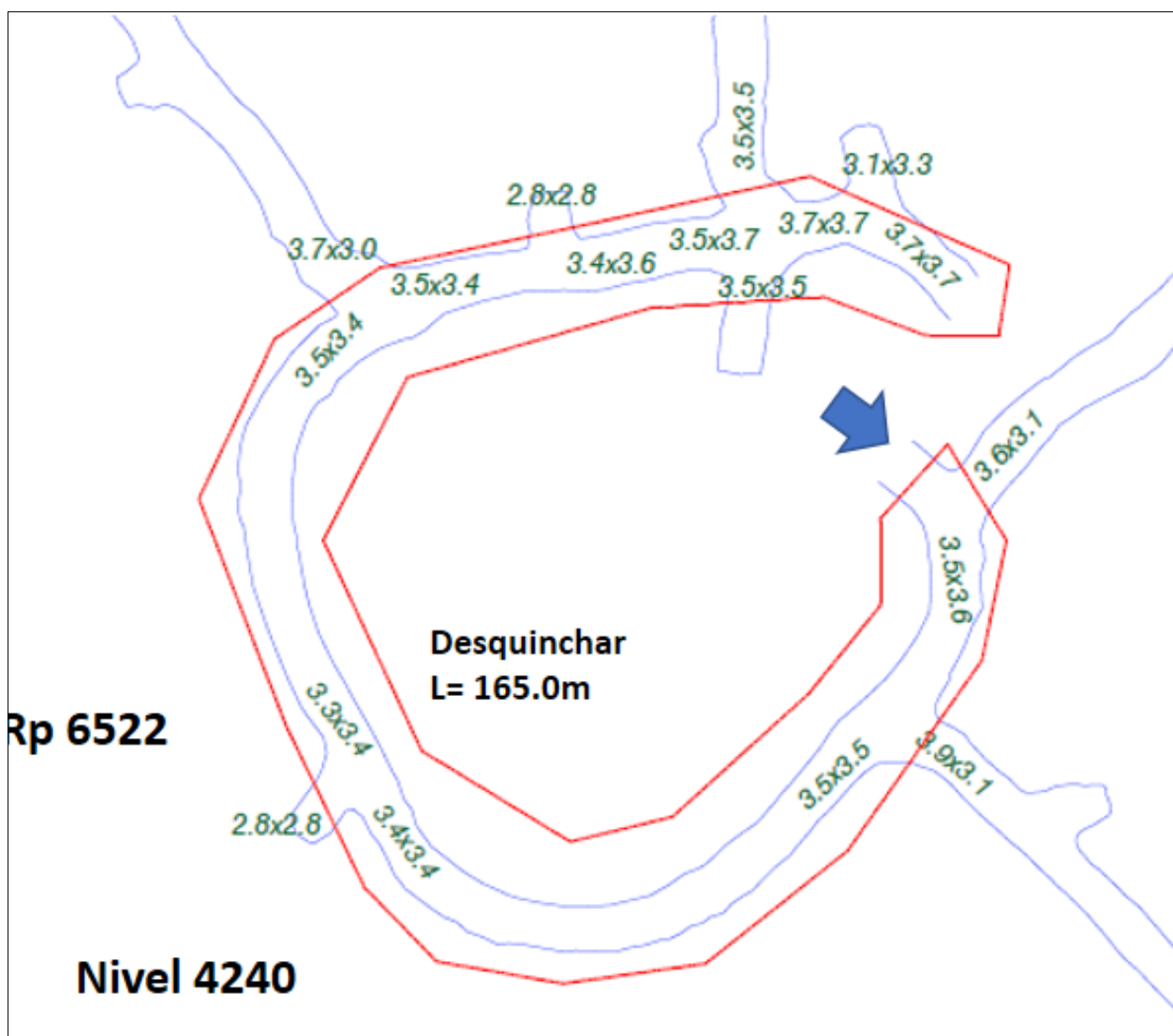




Sección Actual	Sección Requerida
3.5x3.4	4.0x3.5

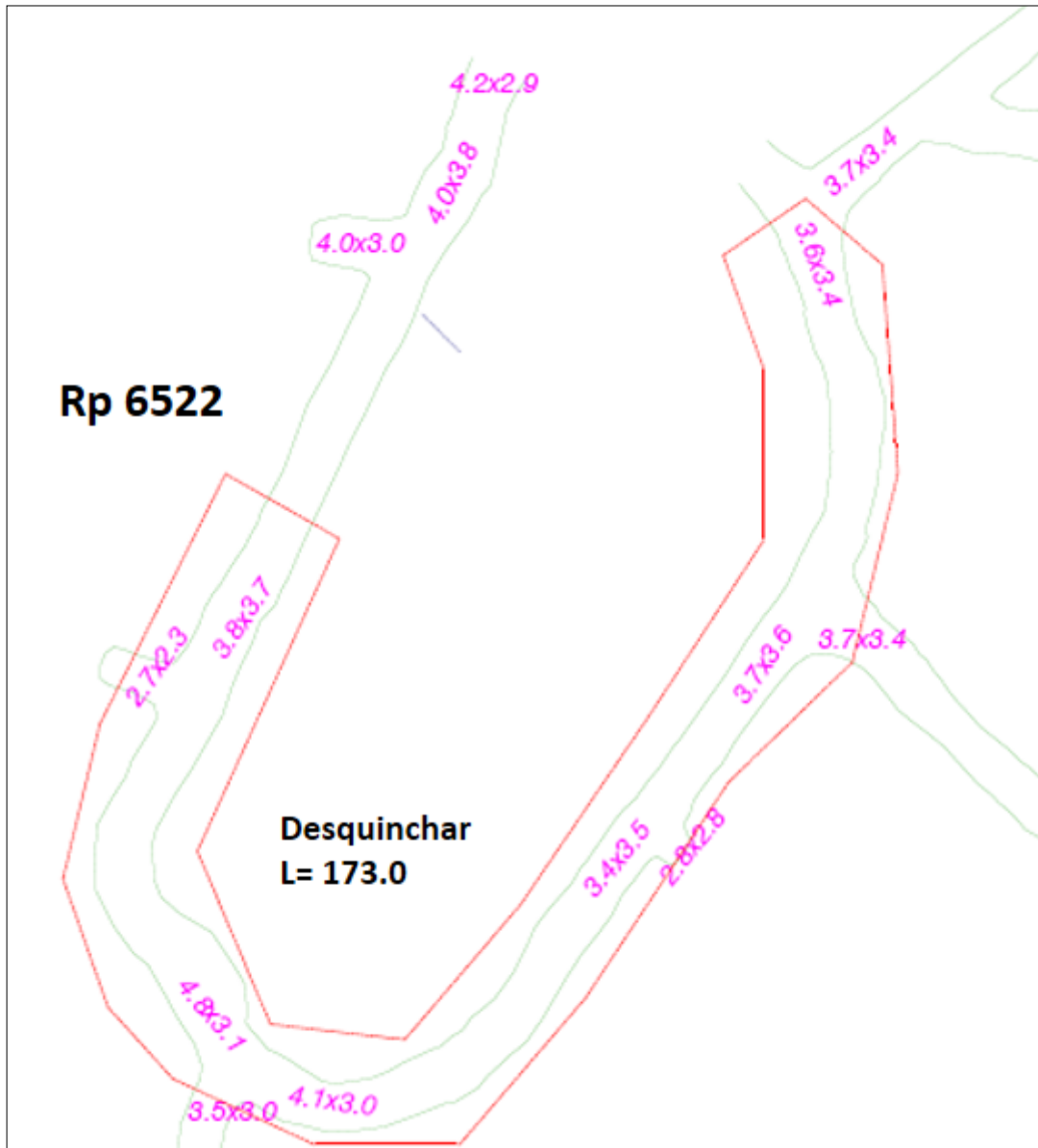
Distancia desquinchar	136.0m
-----------------------	--------





Sección Actual	Sección Requerida
3.3x3.4	4.0x3.5

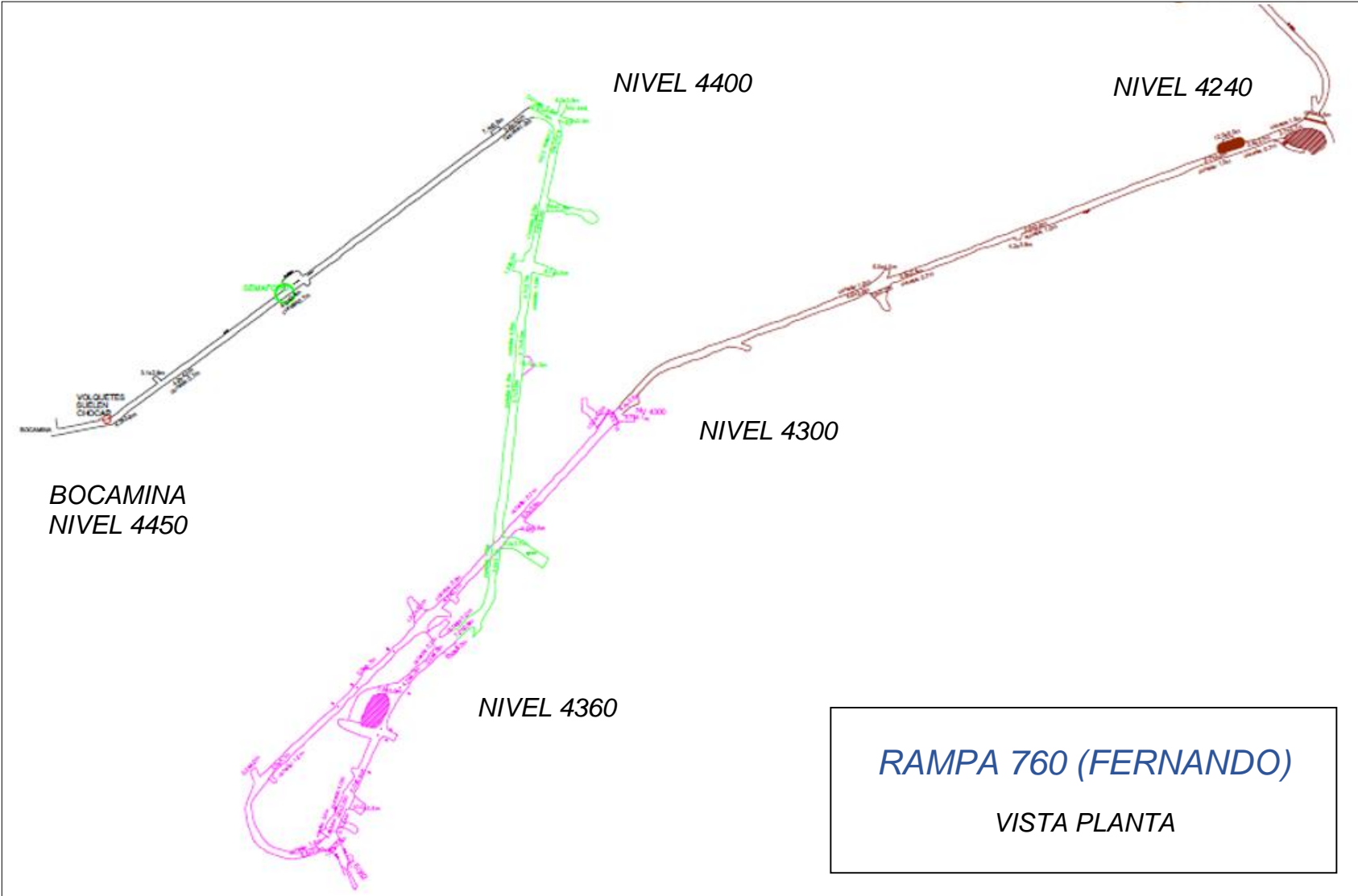
Distancia desquinchar	165.0m
-----------------------	--------

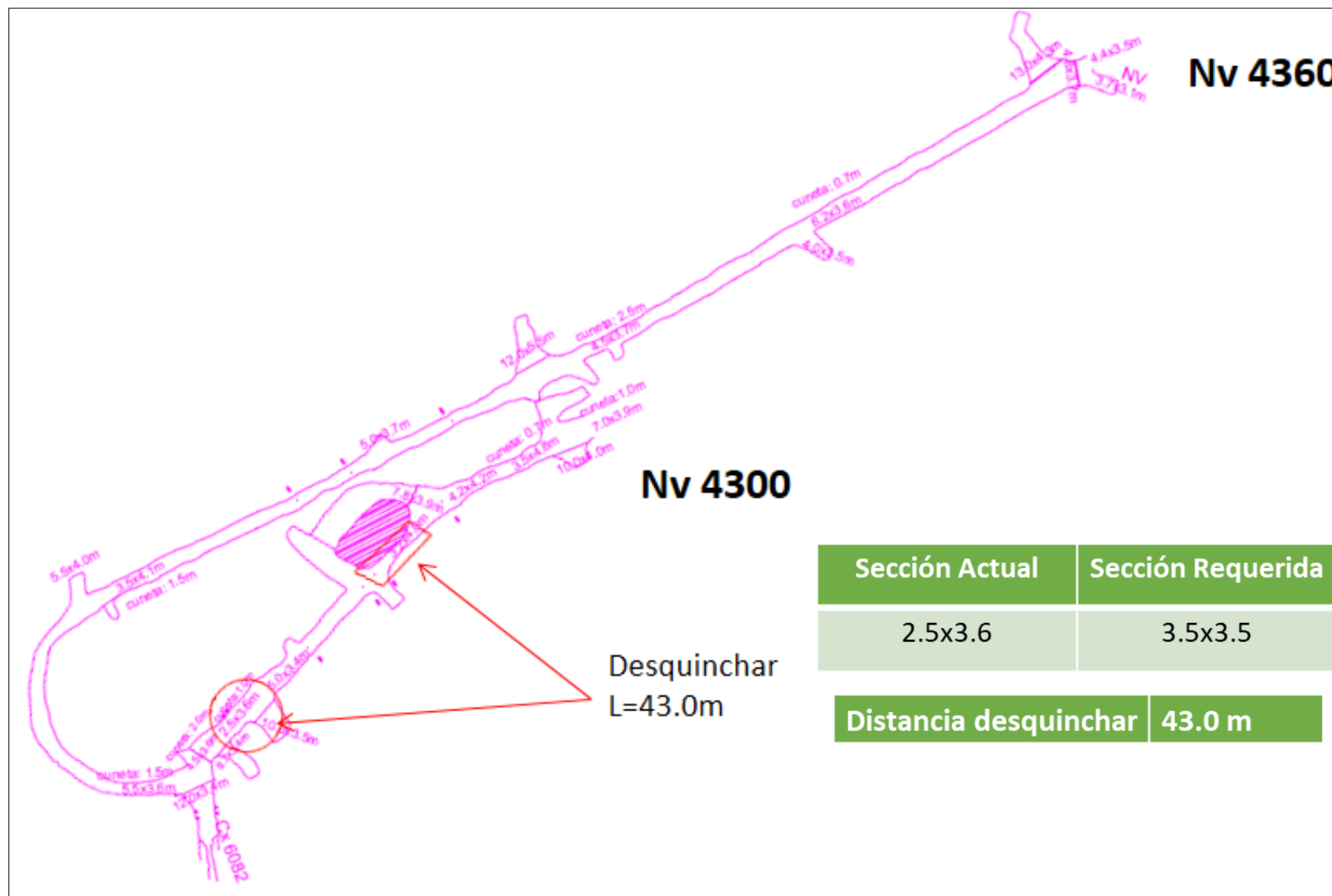


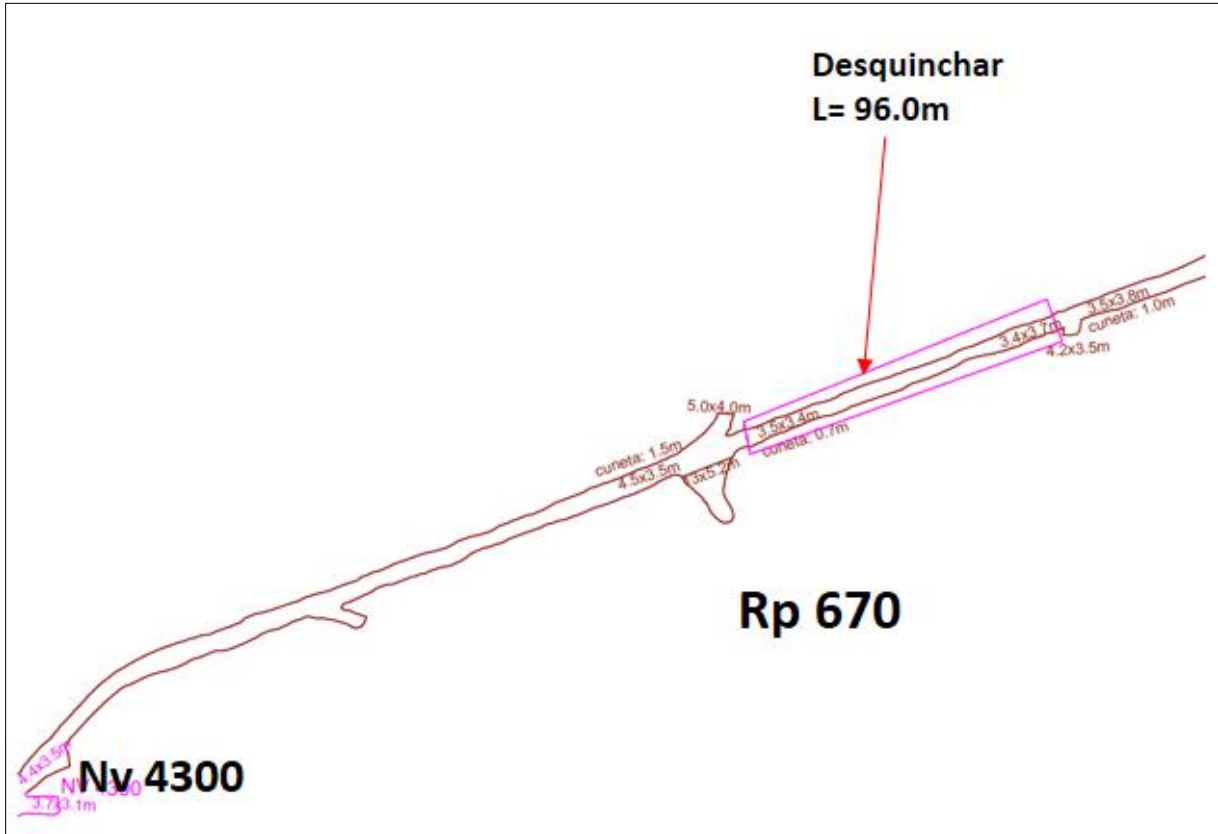
Sección Actual	Sección Requerida
3.4x3.6	4.0x3.5

Distancia desquinchar	173.0 m
-----------------------	---------

Total desquinchar Rp 6522	474.0 m
---------------------------	---------





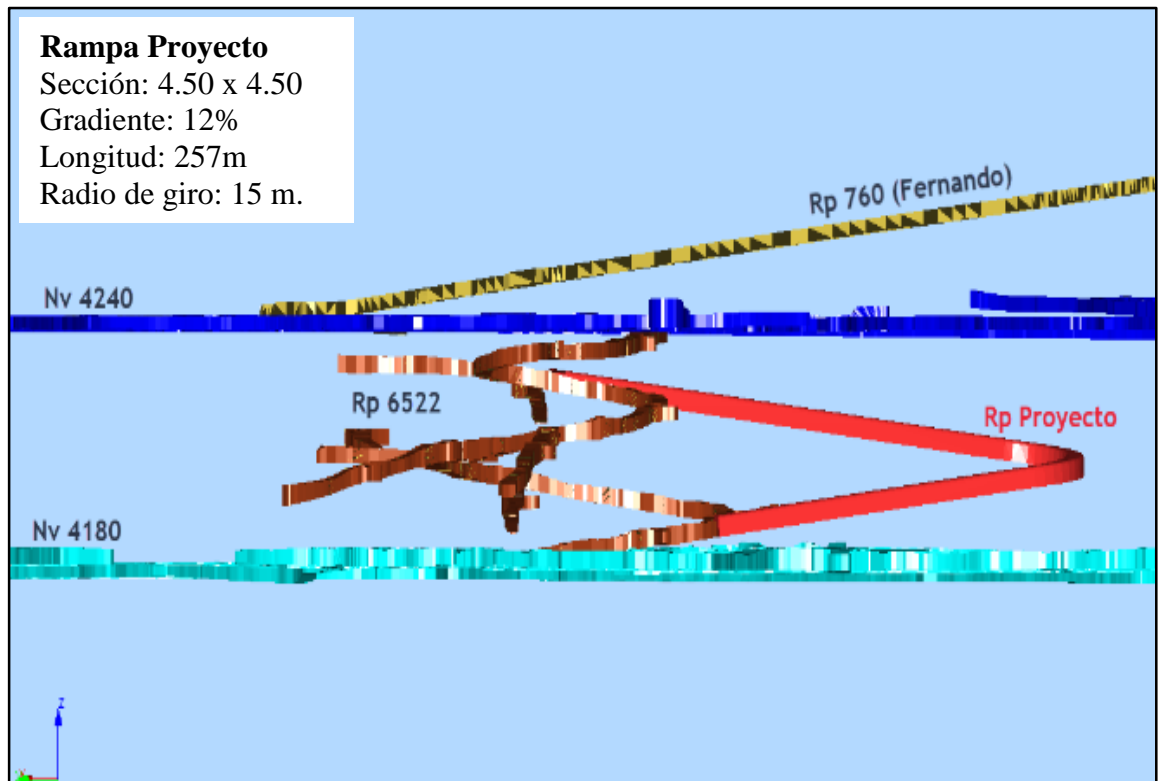


Sección Actual	Sección Requerida
3.4x3.7	3.5x3.5

Distancia desquinchar | 96.0 m

Total desquinchar Rp 760 | 139.0 m

**ANEXO N°12. ANEXOS SISTEMA DE TRANSPORTE  
ALTERNATIVA 3**



Diseño de la Rampa proyecto, vista longitudinal (Arriba) y vista planta (Abajo).