



UNIVERSIDAD
PRIVADA
DEL NORTE

FACULTAD DE INGENIERÍA

CARRERA DE INGENIERÍA DE MINAS

ESTUDIO DE FACTIBILIDAD ECONÓMICA DEL SISTEMA DE EXTRACCIÓN DE MINERAL EN EL PROYECTO DE PROFUNDIZACIÓN DE LA COMPAÑÍA MINERA RÍO CHICAMA – UNIDAD BUMERANG, LA LIBERTAD 2018.

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Bach. Lizbeth Araceli Velásquez Rosales

Asesor:

Mg. Ing. Danyer Stewart Girón Palomino

Cajamarca – Perú

2018

DEDICATORIA

Dedico el éxito y la satisfacción de esta investigación a Dios quien me regala los dones de salud, sabiduría y entendimiento. En especial a mis Padres que son mi ejemplo que seguir Belin y Ángel, personas maravillosas que con gentileza llenan de amor cada día mi existencia para velar por mi integridad personal, gracias por ser mis motores y motivos para impulsar mis metas hacia una verdadera realidad. A mi adorado hermano Dan que con una gran calidad humana acompañado de alegría y ánimo contagioso me brinda su apoyo como motivación incondicional constante, para llevar acabo la culminación de este anhelado proyecto.

A mi asesor porqué confiando en mi capacidad de desplegar mis habilidades fue la base fundamental de aprendizaje en la gestión de mi trabajo, Gracias por todo.

Lizbeth Araceli Velásquez Rosales.

AGRADECIMIENTO

Al culminar este trabajo de investigación siento la necesidad de expresar reconocimiento, como gratitud a las personas que de manera desinteresada colaboraron prestándome su valioso apoyo y así haciendo posible su realización.

A Dios, esa fuerza superior que le transmite a mi familia cada amanecer la vida, salud y cautela ante toda circunstancia para llevar a cabo cada reto de vida.

A mi asesor Ing. Danger Stewart Girón Palomino, Asesor principal e investigador de la Universidad Privada del Norte - Cajamarca, por sus valiosos aportes, dedicación, brindándome confianza en mi capacidad de desplegar mis habilidades fue la base fundamental de aprendizaje en la gestión de mi trabajo, con quien descubrí que no solo hay conocimiento, sino también hay lazos de amistad. Muchas gracias.

A los directivos de la Compañía Minera Río Chicama, por brindarme facilidades de acceso al Área Minera para realizar la fase de experimentación y a todos los que forman parte de esta gran Familia; y así podría mencionar a muchos más que en este momento, pero a quienes les doy infinitas gracias. A Todos nuevamente, gracias.

Es necesario hacer mención y agradecimiento a todos mis profesores de la Universidad Privada del Norte por sus lecciones y experiencias impartidas durante el desarrollo de la malla curricular de la carrera de Ingeniería de Minas. Este es el esfuerzo de un equipo de trabajo, a cada uno de ellos, Gracias.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

Contenido	Pág.
ÍNDICE DE CONTENIDOS	iv
ÍNDICE DE FIGURAS	viii
RESUMEN.....	x
ABSTRACT.....	xi
CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN.....	12
1.1. Realidad problemática	12
1.2. Formulación del problema.....	15
1.3. Justificación.....	15
1.3.1. <i>Justificación Teórica.</i>	15
1.3.2. <i>Justificación Aplicativa o Práctica.</i>	16
1.4. Objetivos	17
1.4.1. <i>Objetivo General.</i>	17
1.4.2. <i>Objetivos Específicos.</i>	17
CAPÍTULO 2. MARCO TEÓRICO.....	18
2.1. Antecedentes	18
2.2. Bases Teóricas	19
2.2.1. <i>Geología de la Unidad Bumerang.</i>	19
2.2.1.1. <i>Ubicación del Proyecto</i>	19
2.2.1.2. <i>Geología Regional minera Rio Chicama.</i>	22
2.2.1.3. <i>Geología local minera Rio Chicama.</i>	22
2.2.1.4. <i>Mineralogía.</i>	25
2.2.1.5. <i>Yacimientos de la Zona.</i>	30
2.2.2. <i>Geología económica de la Mina Rio Chicama.</i>	31
2.2.3. <i>Geología del proyecto de profundización Bumerang.</i>	39
2.2.3.1. <i>Zoneamiento.</i>	42
2.2.3.2. <i>Alteraciones Hidrotermales.</i>	43
2.2.4. <i>Método de exploración en minería subterránea.</i>	45
2.2.4.1. <i>Clasificación de Métodos de Minado.</i>	46
2.2.5. <i>Método de explotación proyecto Bumerang - Minera Rio Chicama.</i>	50
2.2.5.1. <i>Perforación y Voladura.</i>	53
2.2.6. <i>Métodos de Extracción en el Proyecto de Profundización Bumerang</i>	57
2.2.6.1. <i>Rampa.</i>	61

2.2.6.2.	<i>Piques</i>	63
2.2.7.	<i>Clasificación de los equipos de carguío y transporte en minería subterránea.</i>	70
2.2.7.1.	<i>Clasificación de los equipos de carguío.</i>	71
2.2.7.2.	<i>Clasificación de los equipos de transporte.</i>	78
2.2.7.3.	<i>Equipos de transporte winche o skip.</i>	80
2.2.8.	<i>Métodos financieros de valoración de inversiones.</i>	80
CAPÍTULO 3. METODOLOGÍA		83
3.1.	Hipótesis	83
3.2.	Variables.	83
3.3.	Operacionalización de variables	84
3.4.	Diseño de investigación.	85
3.5.	Unidad de estudio.	85
3.6.	Población.	85
3.7.	Muestra.	85
3.8.	Técnicas, instrumentos y procedimientos de recolección de datos.	85
3.8.1.	<i>Observación directa</i>	86
3.8.2.	<i>Análisis de documentos</i>	87
3.8.3.	<i>Revisión de bases de datos.</i>	88
3.9.	Métodos, instrumentos y procedimientos de análisis de datos	88
CAPÍTULO 4. RESULTADOS		90
4.1.	Revisar la información geológica y de planeamiento para determinar cuáles son las reservas y horizonte del proyecto de profundización en Compañía Minera Río Chicama -Unidad Bumerang.....	90
4.1.1.	<i>Horizonte de producción en proyecto de profundización Unidad Bumerang.</i>	91
4.2.	Estimar los costos de inversión y operación de un sistema de extracción de mineral utilizando rampas.	92
4.2.1.	<i>Estimación del costo de inversión para desarrollar el proyecto de profundización utilizando un sistema de rampas en el proyecto Bumerang.</i>	92
4.2.1.1.	<i>Costos de Capital (CAPEX) – Rampa.</i>	92
4.2.2.	<i>Estimación del costo de operación al desarrollar el proyecto de profundización utilizando un sistema de rampas en el proyecto Bumerang.</i>	94
4.2.2.1.	<i>Costos de Operaciones (OPEX) – Rampa.</i>	94
4.2.3.	<i>Estimación de ganancias por venta de concentrado al desarrollar el proyecto de profundización utilizando un sistema de rampas en el proyecto Bumerang.</i>	96
4.2.3.1.	<i>Ventas de Concentrado – Rampa.</i>	96
4.3.	Estimar los costos de inversión y operación de un sistema de extracción de mineral utilizando un pique.	97
4.3.1.	<i>Estimación del costo de inversión para desarrollar el proyecto de profundización utilizando un pique en el proyecto Bumerang.</i>	97
4.3.2.	<i>Estimación de ganancias por venta de concentrado al desarrollar el proyecto de profundización utilizando un sistema de piques en el proyecto Bumerang.</i>	100
4.3.2.1.	<i>Ventas de Concentrado – Pique.</i>	100

4.3.3.	<i>Estimación del costo de operación al desarrollar el proyecto de profundización utilizando un pique en el proyecto Bumerang.</i>	102
4.3.3.1.	<i>Costos de Operaciones (OPEX) – Rampa.</i>	102
4.4.	Evaluación utilizando indicadores financieros (VAN, TIR), para la selección entre los sistemas de extracción de mineral utilizando rampas o un pique.	104
4.4.1.	<i>Flujo de caja de los proyectos rampa y pique.</i>	104
4.4.1.	<i>Resultado de los indicadores económicos VAN y TIR.</i>	107
CAPÍTULO 5.	DISCUSIÓN	109
CAPÍTULO 6.	CONCLUSIONES	111
RECOMENDACIONES		113
REFERENCIAS		114

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
TABLA N.º 2.1. RUTA PARA LLEGAR AL PROYECTO BUMERANG DESDE LA CIUDAD DE TRUJILLO.	20
TABLA N.º 2.2. TIPOS DE ROCAS ÍGNEAS EN LA ZONA DEL ASIENTO MINERO RIO CHICAMA CON SU RESPECTIVA ABREVIATURA.....	24
TABLA N.º 2.3. RESULTADOS DE LOS ANÁLISIS DE LAS 6 MUESTRAS TOMADAS EN EL SECTOR LA ENCALADA.	33
TABLA N.º 2.4. RESULTADOS DE LOS ANÁLISIS DE LAS 6 MUESTRAS TOMADAS EN EL SECTOR NORESTE. .	35
TABLA N.º 2.5. RESULTADOS DE LOS ANÁLISIS DE LAS 6 MUESTRAS TOMADAS EN EL SECTOR NORESTE. .	38
TABLA N.º 2.7. PRINCIPALES EQUIPOS DE CARGUÍO Y SU CLASIFICACIÓN.....	72
TABLA N.º 2.8. PRINCIPALES EQUIPOS DE CARGUÍO Y SU CLASIFICACIÓN.....	74
TABLA N.º 2.9. MODELOS Y ESPECIFICACIONES DE LHD WAGNER.....	76
TABLA N.º 2.10. CLASIFICACIÓN DE EQUIPOS DE TRANSPORTE.	78
TABLA N.º 2.11. ESPECIFICACIONES DE MODELOS DE LHD WAGNER.....	80
TABLA N.º 3.1. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES	84
TABLA N.º 3.2. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE INFORMACIÓN.....	86
TABLA N.º 4.1. ZONEAMIENTO MINERALÓGICO.	90
TABLA N.º 4.2.. REPORTE DE RESERVAS: PROBADAS Y PROBABLES	91
TABLA N.º 4.3.PLAN DE PRODUCCIÓN MINA PARA LOS PRÓXIMOS CUATRO AÑOS	91
TABLA N.º 4.4. INVERSIÓN DE COSTOS CAPITAL EN EQUIPOS Y ACCESORIOS	92
TABLA N.º 4.5. INVERSIÓN DE COSTOS CAPITAL EN MAQUINARIA Y EQUIPOS	93
TABLA N.º 4.6. INVERSIÓN DE COSTOS CAPITAL EN EL SISTEMA DE EXTRACCIÓN.....	93
TABLA N.º 4.7. INVERSIÓN DE COSTOS CAPITAL EN LA PREPARACIÓN DE PROFUNDIZACIÓN MINA	94
TABLA N.º 4.8. INVERSIÓN DE LOS COSTOS CAPITAL.....	94
TABLA N.º 4.9. ESTIMACIÓN DE COSTOS DE OPERACIÓN.....	95
TABLA N.º 4.10. ESTIMACIÓN DE COSTOS DE OPERACIÓN.....	95
TABLA N.º 4.11. ESTIMACIÓN DE GANANCIAS POR VENTA DE CONCENTRADO.	96
TABLA N.º 4.12. ESTIMACIÓN DE GANANCIAS POR VENTA DE CONCENTRADO	97
TABLA N.º 4.13. ESTIMACIÓN DE GANANCIAS POR VENTA DE CONCENTRADO	97
TABLA N.º 4.14. INVERSIÓN DE COSTOS CAPITAL EN EQUIPOS Y ACCESORIOS	98
TABLA N.º 4.15. INVERSIÓN EN MAQUINARIA Y HERRAMIENTAS PIQUE.....	98
TABLA N.º 4.16. INVERSIÓN EN INFRAESTRUCTURA MINA PARA EL SISTEMA DE EXTRACCIÓN PROYECTO PIQUE.	99
TABLA N.º 4.17. INVERSIÓN DE COSTOS CAPITAL EN LA PREPARACIÓN DE PROFUNDIZACIÓN MINA	99
TABLA N.º 4.18. INVERSIÓN DE LOS COSTOS CAPITAL.....	100
TABLA N.º 4.21. ESTIMACIÓN DE GANANCIAS POR VENTA DE CONCENTRADO.	101
TABLA N.º 4.22. ESTIMACIÓN DE GANANCIAS POR VENTA DE CONCENTRADO.....	101
TABLA N.º 4.23. ESTIMACIÓN DE GANANCIAS POR VENTA DE CONCENTRADO.....	101
TABLA N.º 4.19. ESTIMACIÓN DE COSTOS DE OPERACIÓN.....	102
TABLA N.º 4.20. ESTIMACIÓN DE COSTOS DE OPERACIÓN.....	103
TABLA N.º 4.24.FLUJOS DE CAJA PARA EL PROYECTO DE PROFUNDIZACIÓN UTILIZANDO RAMPAS.	104
TABLA N.º 4.25.FLUJOS DE CAJA PARA LOS PROYECTOS DE PROFUNDIZACIÓN UTILIZANDO RAMPAS Y PIQUES.	105
TABLA N.º 4.26.FLUJOS DE CAJA PARA LOS PROYECTOS DE PROFUNDIZACIÓN UTILIZANDO RAMPAS Y PIQUES.	106
TABLA N.º 4.27.FLUJOS DE CAJA PARA LOS PROYECTOS DE PROFUNDIZACIÓN UTILIZANDO RAMPAS Y PIQUES.	107
TABLA N.º 5.1.FLUJOS DE CAJA PARA LOS PROYECTOS DE PROFUNDIZACIÓN UTILIZANDO RAMPAS Y PIQUES.	110
TABLA N.º 5.2.FLUJOS DE CAJA PARA LOS PROYECTOS DE PROFUNDIZACIÓN UTILIZANDO RAMPAS Y PIQUES.	110

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
FIGURA N.º 2.1. MAPA DE ACCESIBILIDAD DEL PROYECTO BUMERANG – MINERA RÍO CHICAMA.	21
FIGURA N.º 2.2. MAPA DE ACCESIBILIDAD DEL PROYECTO BUMERANG – MINERA RÍO CHICAMA.	21
FIGURA N.º 2.3. FOTOGRAFÍA DE LA VETA PRINCIPAL – MINERA RÍO CHICAMA.	23
FIGURA N.º 2.4. FOTOGRAFÍA DE LA VETA PRINCIPAL – MINERA RÍO CHICAMA.	25
FIGURA N.º 2.5. : MUESTRA DE LOS 2 TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN EL ASIENTO MINERO RÍO CHICAMA..	25
FIGURA N.º 2.6. MENA PRINCIPAL DE ANTIMONIO QUE SE EXTRAE EN LA MINA RÍO CHICAMA	26
FIGURA N.º 2.7. MENA PRINCIPAL DE PLATA QUE SE EXTRAE EN LA MINA RÍO CHICAMA	27
FIGURA N.º 2.8. MENA PRINCIPAL DE ORO QUE SE EXTRAE EN LA MINA RÍO CHICAMA	29
FIGURA N.º 2.9 PRESENCIA DE MINERAL DE CALCOPIRITA.	29
FIGURA N.º 2.10 PRESENCIA DE MINERAL DE CUARZO SiO ₂ .	29
FIGURA N.º 2.11 YESO – VARIEDAD: SELENITA CaSO ₄ .2H ₂ O	30
FIGURA N.º 2.12. FOTOGRAFÍA DE OCURRENCIA DE CUERPOS INTRUSIVOS – MINERA RÍO CHICAMA.	31
FIGURA N.º 2.13. ESTRUCTURAS MINERALIZADAS DEL SECTOR LA ENCANTADA – MINERA RÍO CHICAMA.	32
FIGURA N.º 2.14. VISTA MIRANDO AL NORESTE.	33
FIGURA N.º 2.15. VISTA MIRANDO DESDE AL SUR.	34
FIGURA N.º 2.16. AFLORAMIENTO DE LA VETA PRINCIPAL MINERALIZADA	34
FIGURA N.º 2.17. AFLORAMIENTO DEL SECTOR NORESTE.	36
FIGURA N.º 2.18. AFLORAMIENTO DEL SECTOR NORESTE MOSTRANDO EL LÍMITE DE LA CONCESIÓN.	37
FIGURA N.º 2.19. AFLORAMIENTO DEL SECTOR NORESTE MOSTRANDO EL LÍMITE DE LA CONCESIÓN.	37
FIGURA N.º 2.20. FOTOGRAFÍA DONDE SE PUEDE VER DE UNA MANERA REFERENCIAL LA BETA BUMERANG.	39
FIGURA N.º 2.21. PRINCIPALES ESTILOS DE MINERALIZACIÓN EN EL DISTRITO DE CHICAMA REFERENCIAL A LA BETA BUMERANG.	41
FIGURA N.º 2.22. PRINCIPALES ESTILOS DE MINERALIZACIÓN EN EL DISTRITO DE CHICAMA REFERENCIAL A LA BETA BUMERANG.	44
FIGURA N.º 2.23. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN OPEN STOPPING, APLICADO EN LA COMPAÑÍA MINERA RÍO CHICAMA	52
FIGURA N.º 2.24. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN OPEN STOPPING, APLICADO EN LA COMPAÑÍA MINERA RÍO CHICAMA	55
FIGURA N.º 2.25. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN OPEN STOPPING, APLICADO EN LA COMPAÑÍA MINERA RÍO CHICAMA	58
FIGURA N.º 2.26. DIAGRAMA ESQUEMÁTICO GEOLÓGICO DEL PIQUE Y DE LA RAMPA PROYECTO DE PROFUNDIZACIÓN BUMERANG.	59
FIGURA N.º 2.27. PROYECTOS DE EXTRACCIÓN DEL MINERAL UTILIZANDO RAMPAS.	61
FIGURA N.º 2.28. CONSTRUCCIÓN DE RAMPA PARA LA EXTRACCIÓN DEL MINERAL.	61
FIGURA N.º 2.29. ORE-PASS O TAMBIÉN LLAMADO ECHADERO O PIQUE DE TRASPASO.	62
FIGURA N.º 2.30. PIQUE EN EL PENDIENTE.	64
FIGURA N.º 2.31. PIQUE INTERCEPTADO.	65
FIGURA N.º 2.32. PIQUE AL YACENTE.	66
FIGURA N.º 2.33. PLANOS APROBADOS PARA EL PROYECTO INCLINADO.	69
FIGURA N.º 2.34. MODELOS Y CAPACIDADES DE PALAS ELÉCTRICAS. SE INCLUYE, ADEMÁS, EL NÚMERO DE PASES NECESARIOS PARA CARGAR CIERTOS MODELOS DE CAMIONES.	72
FIGURA N.º 2.35. RETROEXCAVADORA CARGANDO CAMIÓN.	73
FIGURA N.º 2.36 OPERACIÓN DE PALA HIDRÁULICA COMO RETROEXCAVADORA	74
FIGURA N.º 2.37 LHD TRANSPORTANDO MINERAL EN MINA SUBTERRÁNEA.	76
FIGURA N.º 2.38 LHD TRANSPORTANDO MINERAL EN MINA SUBTERRÁNEA.	77
FIGURA N.º 2.39 CAMIÓN MINERO CARGADO.	78
FIGURA N.º 2.40 DIMENSIONES DE CAMIÓN MINERO	79
FIGURA N.º 2.41 ESPECIFICACIONES DE CAMIONES CATERPILLAR.	79

FIGURA N.º 4.1 VALOR ACTUAL NETO PARA LOS PROYECTOS DE PROFUNDIZACIÓN.	107
FIGURA N.º 4.2 COMPARACIÓN DE LA TASA INTERNA DE RETORNO (TIR) Y EL PERIODO DE RETORNO DE LA INVERSIÓN (PAY BACK).	108

RESUMEN

El presente trabajo de investigación, comprende una evaluación económica comparativa de dos métodos de extracción para la profundización de la mina Bumerang.

Para desarrollar la comparación se revisó la información geológica del yacimiento en general y del proyecto Bumerang en específico, se determinó que hay reservas probadas para el proyecto de 288,635 t de mineral, con una ley promedio de 3.39% de antimonio, y las reservas probables son 101,365 t de mineral con una ley de 3.52% de antimonio, reservas suficientes para operar en un horizonte de producción de cuatro años, se estima producir desde el presente año hasta el 2021.

También se estimaron los costos de inversión y operación para el uso de rampas, la inversión total para ejecutar la profundización haciendo uso de rampas fue USD 566,552 y el costo operativo fue de 131 USD/t. en relación a los costos de inversión y operación para el uso de un pique, la inversión total para ejecutar la profundización haciendo uso de un pique fue USD 577,554 y el costo operativo es de 133 USD/t; Finalmente los resultados de los indicadores económicos VAN, TIR, PAYBACK, recomiendan que la ejecución del proyecto de profundización sea a través de rampas.

ABSTRACT

The present work, the present research work includes a comparative economic evaluation of two extraction methods for the deepening of the Bumerang mine.

To develop the comparison, the geological information of the deposit in general and of the specific Bumerang project was reviewed, it was determined that there are proven reserves for the project of 288,635 t of ore, with an average grade of 3.39% of antimony, and the probable reserves are 101.365 t of mineral with a 3.52% antimony law, sufficient reserves to operate in a production horizon of four years, it is estimated to produce from this year until 2021.

The investment and operation costs for the use of ramps were also estimated, the total investment to execute the deepening using ramps was USD 566,552 and the operating cost was 131 USD / t. in relation to the investment and operation costs for the use of a pique, the total investment to execute the deepening using a pique was USD 577,554 and the operating cost is 133 USD / t; Finally, the results of the economic indicators VAN, TIR, PAYBACK, recommend that the execution of the deepening project be through ramps.

CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

A nivel país existen diferentes iniciativas para gestionar la extracción de recursos naturales, abarcando así, estudios de planificación operativa, los cuales son un diagnóstico de posibilidades, que mediante un proceso intelectual desarrolla el análisis integral de los factores de producción dentro de una empresa, limitaciones internas; externas; y todo aquel que guarda relación con la elección de un objetivo de producción segura y económica a lograrse.

Es frecuente en la minería actual, que a medida que transcurren los años y ven que sus reservas minerales se van agotando y van quedando cada vez más profundas, se replanteen programas de exploración y la re-evaluación económica de los métodos de explotación y de extracción; en el negocio minero, se realizará los estudios necesarios para poder seleccionar la mejor alternativa técnico-económica.

El plan, constituye en el resultado de todo el proceso de planeamiento, de este modo, los objetivos de la organización, en conjunto con sus políticas, estrategias, presupuestos, procedimientos, reglas y programas se traducen, para cumplir los objetivos de la empresa en cuanto a acciones dentro de un contexto rentable-sustentable.

Por ello, El Proyecto actualmente atraviesa la decisión de prolongar el Proyecto, tomando en cuenta que la distancia se hace excesiva debido a la profundidad a la que empieza a encontrarse el mineral. Esto se acentúa aún más cuando los sondeos diamantinos que se efectúan desde dentro de las explotaciones acceden a nuevas zonas aún más profundas en las cuales el mineral está presente. Llegado este momento, El proyecto se ve obligado a replantear el sistema de extracción elaborando en base al siguiente contexto: El inicio de la ejecución de las labores de desarrollo necesarias para el sistema de extracción están programadas para el presente año y el sistema de extracción se diseñará en base a las metas físicas de producción para dicho periodo, Estudiar dos alternativas que permite el acceso de los operarios a las zonas más

profundas de un modo más rentable y rápido, extrayendo el mineral hasta niveles intermedios(superficie).

La Minera Río Chicama-Unidad Bumerang es un yacimiento epitermal de veta de estibina con bandeamiento de cuarzo lechoso, con mineralización polimetálica de Sb-Ag-Pb-Zn-Cu-Au, situado dentro del conocido Distrito de Marmot de la Provincia de Gran Chimú de la Región La Libertad fuente inagotable de recursos minerales, produciendo desde la época del Imperio de los Incas a la fecha.

Para la cubicación de Reservas de Mena al mes Octubre del 2017, primeramente, se ha explorado las galerías de la veta Bumerang, en el Nivel 710 y se procedió a muestrear sistemáticamente cada 2 metros, los cuales se han analizado en el laboratorio de la mina.

La Compañía Minera extrae mineral de Antimonio mediante un sistema convencional de trabajo. El método de explotación empleado es Open Stopping y la extracción de mineral y desmonte en los niveles inferiores se realiza a través de una Rampa negativa en Zigzag, mediante el uso de locomotoras con carros mineros. Su producción actual es de 200 TMPD. con una ley de cabeza promedio de 4.5 gr de Au, 6.5 Oz de Ag y 3.4% de Sb.

Las reservas estimadas por el departamento de geología son 288,635 t y se requiere profundizar 120 m para la explotación del mineral. Para realizar dicha profundización tenemos 2 posibilidades desde el punto de vista técnico, una de ellas es utilizar rampas y la otra es utilizar un winche, para elegir la mejor posibilidad no existe una evaluación económica.

En la actualidad se tiene los niveles 832, 790 y 750, de los cuales, los dos últimos cuentan con su circuito de rieles para transportar mineral y desmonte desde las labores de explotación y preparación, siendo el Nv. 750 por el cual se evacúa todo el material hacia superficie, donde se tiene dos áreas destinadas para el almacenamiento temporal de mineral o desmonte.

Los trabajos de estudio se empezaron desde el nivel 770 hacia niveles superiores de la veta Bumerang, desde donde se programaron y ejecutaron labores de Exploración. Actualmente se ha logrado desarrollar la mina hacia

niveles inferiores (Nv.750 y Nv.710) con la Rampa negativa 4x4 de exploración, con la cual se ha logrado incrementar las Reservas y los Recursos de la misma.

El objetivo es profundizar hacia el Nv. 590, con la finalidad de extraer los bloques de mineral que se encuentran desde dicho nivel hacia el Nv. 710 de las diferentes vetas. Para lograr esto, se llevará a cabo un análisis económico de dos opciones, el uso de rampas y el uso de un pique.

En primer lugar, se tiene planeado ejecutar el análisis de la continuación de la rampa negativa utilizando el mismo Sistema desde el Nv. 710 que conecte el Nv. 590; una vez que se llegue a este punto de realización se procederá a evacuar todo el mineral y desmonte generado para las labores de desarrollo, preparación y explotación de este nivel. Esta Rampa conectará el Nv. 710 con el Nv. 670; el Nv. 670 con el Nv. 630; y el Nv. 630 con el Nv. 590; contará con un tendido circuito de rieles en los nuevos niveles, llamados específicamente estaciones de Rampa, en donde se trabajará mediante el manipuleo de carros mineros U35 para su recepción y evacuación.

En segundo lugar, realizar el análisis con Sistema de Pique y diseño del sistema de izaje, se realiza el cálculo de la potencia óptima del motor del winche de izaje a utilizar, en base a las características y requerimientos del sistema. En el caso del transporte, se elabora el diseño de los circuitos de transporte de material tanto en el Nv. 710 que conecte el Nv. 590 que involucran directamente el ciclo de izaje. Este diseño se elabora con el fin de minimizar los esfuerzos físicos y generar un ahorro de tiempo, así como mejorar la facilidad de movilización de la locomotora al momento de dejar y llevar los carros del circuito, tanto en el nivel superior como en el inferior.

Para realizar el diseño del sistema de Rampa, tanto como el Sistema de Pique se presentan las fórmulas y los gráficos pertinentes de sus componentes. Además, se ilustra los diseños de los circuitos de transporte de carros mineros en ambos niveles.

1.2. Formulación del problema

¿Cuál es el método más económicamente factible para la extracción de mineral en el proyecto de Profundización de la Compañía Minera Río Chicama - Unidad Bumerang, La Libertad 2018?

1.3. Justificación

1.3.1. Justificación Teórica.

A nivel mundial existen proyectos mineros, los cuales antes de invertir, tuvieron que ser analizados mediante estudios de factibilidad para permitir asegurar la inversión, sobre todo saber al mercado al que va dirigido el producto en cuestión. Para reducir sus riesgos, sobre todo para el mercado de los metales que es muy volátil. La explotación minera en el Perú se ha convertido en una de las actividades más rentables actualmente, pues es una industria que no sólo incrementa el capital económico, también usa tecnología que trae consigo así la modernización, actualización nacional

Dentro del Perú, en el Departamento de la región La Libertad, está ubicada la Mina Subterránea con mayor porcentaje en volumen y contenido de Antimonio dentro del mercado nacional.

Es por eso que, se considera optima la proyección a largo plazo del Proyecto, debido a que su registro geológico y económico lo permite, a través de la observación, descripción, valoración de las condiciones naturales que presenta la estructura mineralizada in situ y entorno físico; con la aplicación de criterios económicos, se llega a seleccionar un método de extracción de reservas que se ajuste mejor en la aplicación para la explotación de la estructura mineralizada.

Con este aporte se puede observar los principales retos y dificultades del negocio minero en general, desde un punto de vista teórico; además en forma particular para una empresa que opera en minería subterránea, la cual puede realizar evaluaciones técnicas-económicas para generar mayor producción, variable indispensable que interviene al momento de una decisión de inversión, control de costos que combine el riesgo y rendimiento.

1.3.2. Justificación Aplicativa o Práctica.

La programación del desarrollo en la explotación de una mina, está en función al tipo de labores que se desarrollan, ya que éstas pueden iniciarse con un pozo, una galería inclinada o por medio de rampas. Antes de tomar una decisión hay que considerar cuatro factores; la profundidad del yacimiento, el tiempo disponible para la preparación, el costo y el tipo de transporte exterior que se elija. Ya que dichos factores influirán de manera considerada en el ritmo de producción y vida de la mina, para poder así tener un negocio rentable y próspero. A lo largo de todas las labores programadas dentro de la explotación, se prevé las ventajas y desventajas que se pueden tener, por ejemplo; en las galerías con rampas en espiral se preparan bien en el muro, y así se evitan las pérdidas por macizo de protección, necesarios al penetrar en el yacimiento con los planos inclinados. También la dureza de las rocas, el exceso de agua, la presencia de arenas u otros inconvenientes obligan a desechar algunas soluciones técnicas más económicas y a decidirse por el pozo vertical, que resiste mejor y es más fácil profundizar en terrenos falsos y difíciles.

Entonces para obtener una producción óptima en la explotación del yacimiento, es necesario considerar cada aspecto involucrado con cada labor minera a realizarse, pues tendrá repercusión a lo largo de la vida de la mina.

El contexto que vive la minería en general y en especial Minera Río Chicama, se enfoca en la planificación minera actual, basada en la influencia del costo de los insumos en la producción del Antimonio, plata y Oro preocupándose por definir un plan de extracción y analizar su factibilidad, que durante el proceso para realiza estudios técnicos y económicos para poder tomar decisiones referentes a los proyectos futuros.

El proyecto de investigación se justifica porque la empresa minera está pasando por un análisis de planificación para la Profundizar y se requieren proyectos de mejora tanto técnica y económicamente viables, partiendo de bajos niveles de inversión como principales condicionantes.

El trabajo de investigación propone un proyecto de optimización de costos, el cual es aplicado para tomar una mejor decisión al tener dos modelos de extracción en el caso del Proyecto Bumerang,

1.4. Objetivos

1.4.1. Objetivo General

Realizar un estudio de factibilidad económica que permita seleccionar el método de extracción de mineral sustentable en el proyecto de profundización de la Compañía Minera Río Chicama – Unidad Bumerang, La Libertad 2018.

1.4.2. Objetivos Específicos.

- Revisar la información geológica y de planeamiento para determinar cuáles son las reservas y horizonte del proyecto de profundización en Compañía Minera Río Chicama -Unidad Bumerang.
- Estimar los costos de inversión y operación de un sistema de extracción de mineral utilizando rampas
- Estimar los costos de inversión y operación de un sistema de extracción de mineral utilizando un pique.
- Desarrollar una evaluación utilizando indicadores financieros (VAN, TIR), los cuales permitan hacer una selección entre los sistemas de extracción de mineral utilizando rampas o un pique.

CAPÍTULO 2. MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes

B. Elevli, A. Demirci, and O. Dayi, (2016). En su trabajo “Underground haulage selection: Shaft or ramp for a small-scale underground mine”, publicado en el South African Institute of Mining and Metallurgy, realizaron una comparación de los métodos de extracción de mineral al utilizar rampas o un pique vertical; para llevar a cabo la evaluación consideraron el costo de inversión total del proyecto, costo unitario de transporte de mineral e indicadores financieros como el VAN y el TIR. Los resultados de su evaluación muestran que para una profundización de 700m, el costo de inversión y el VAN favorece a la rampa, mientras que el costo unitario de transporte de mineral favorece a la extracción utilizando un pique.

Fernández R., (2016), en su tesis para optar el grado de ingeniero en la Universidad Nacional de Trujillo - Perú, indica que en la minería peruana actual existen momentos en que la distancia vertical donde se ubican las reservas de mineral económicamente explotables se hace excesiva, debido a la profundidad a la que empieza a encontrarse el mineral. Por tal razón, las empresas se ven obligadas a replantear el sistema de extracción y la alternativa más usual es emplear un sistema de pique vertical que permite el acceso de los operarios a las zonas más profundas de un modo más rentable y rápido, extrayendo el mineral por izado usando skip, bien hasta la superficie o hasta niveles intermedios.

Ponce, B. (2015), en la presentación del Proyecto Pique Principal Marsa (Marsa Master Shaft), se pretende construir un pique como nuevo sistema de extracción de mineral, frente al tipo de transporte que se realizaba por un sistema de rampas (6km desde la bocamina) con el objetivo de reducir los costos. El sistema propuesto es un pique de inclinación 12%. También indica que después de utilizar 2km de rampa para la extracción, resulta ineficiente seguir transportando el mineral por este sistema; con este nuevo sistema se estima ahorrar 4 millones de dólares anuales.

Roberts, M. (2014), en su presentación realizada para Sonami –Chile, indica que para decidir si usar piques o rampas se requiere hacer un “Estudio Comparativo trade-off (Pique/Rampas)” de cada alternativa o de soluciones

únicas o mixtas”, así mismo indica que se debe realizar el análisis de cada proyecto dependiendo de sus variables; las variables para un proyecto de profundización deben incluir una evaluación para la reducción del consumo de energía y reducción de costos de transporte de mineral.

Arias , L. (2014), en su tesis de la Pontificia Universidad Católica Del Perú, en sus conclusiones indica: “A raíz del agotamiento de las reservas actuales de la mina y con el objetivo de extraer en el menor tiempo posible el mineral de los bloques generados entre el Nv.3880 y 3950 de las cuatro vetas principales, es decir, Magaly, Verónica, Daniela y Carol, sumado a la imposibilidad de poder ejecutar laboreos subterráneos desde el mismo Nv.3880 debido a las demoras en acuerdos con la comunidad, surge la necesidad de realizar un pique inclinado desde el nivel 3950 hacia el nivel 3880.

Medina, A. (2014), en su tesis de la Universidad Nacional del Altiplano, indica que el acondicionamiento del pique 718 ha permitido la instalación, implementación y el funcionamiento del sistema de extracción de mineral mecanizada con winche de izaje llegando a los resultados de incremento de extracción vertical en la Mina Calpa; también concluye que se logró incrementar la producción en menor tiempo con winche de izaje a través del pique 718 en la Mina Calpa reduciendo el tiempo extracción.

2.2. Bases Teóricas

2.2.1. Geología de la Unidad Bumerang.

2.2.1.1. Ubicación del Proyecto

La compañía minera Río Chicama se encuentra a 64 km de la ciudad de Trujillo, a una altitud de 800 msnm, Distrito de Marmot de la Provincia de Gran Chimú de la Región La Libertad. El Proyecto Bumerang se ubica políticamente en el departamento de La libertad, provincia de Gran Chimú y distrito de Marmot; a 67 km en una recta al noreste de la ciudad de Trujillo. Las localidades más cercanas al prospecto son los centros poblados Huancay y Panamá.

Las coordenadas UTM (WGS 84) centrales del prospecto son 753 200 E y 9159 500 N, con una altitud promedio de 950 m.s.n.m. Se puede acceder al proyecto desde la ciudad de Trujillo en un tiempo aproximado de 2 horas mediante la siguiente ruta:

Tabla n.º 2.1. Ruta para llegar al proyecto Bumerang desde la ciudad de Trujillo.

DE	A	DISTANCIA	TIPO CARRETERA
Trujillo	Sausal	61 km	C. Asfaltada
Sausal	El Molino	73 km	Asfaltada
El Molino	Huancay	4 km	Trocha Carrozable
Huancay	Bumerang	1 km	Trocha Carrozable
TOTAL		139 km	

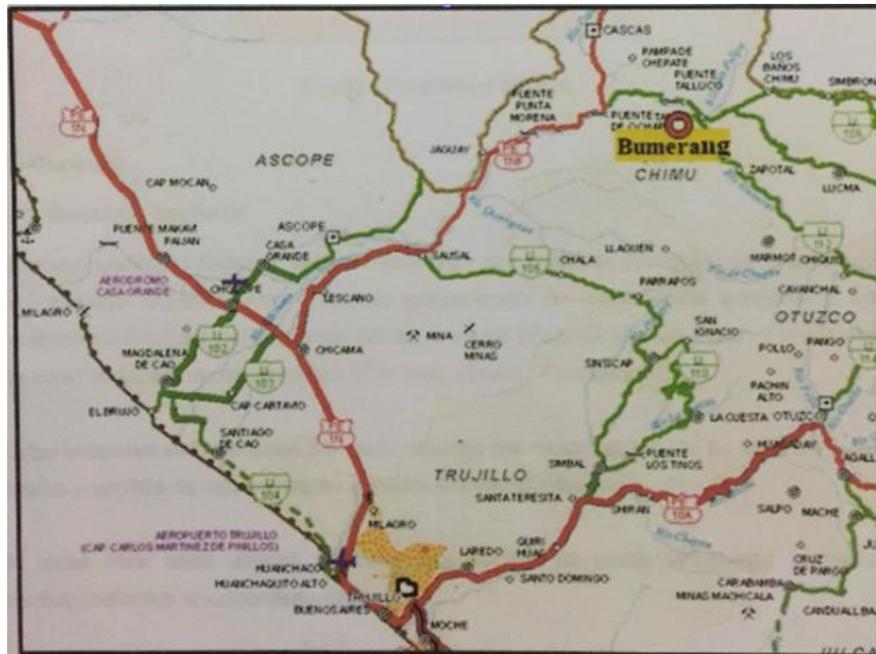
Fuente: Elaboración propia.

El acceso a la compañía minera Río Chicama se realiza a través de una carretera que es asfaltada y viene desde Trujillo hasta las instalaciones del asiento minero. En donde en cierto tramo hacia el asiento minero, es un camino trocha, un poco difícil de cruzar debido a que esta carretera es un poco angosta.

Este camino fue hecho con la finalidad de poder acelerar la llegada y salida de sus camiones con productos de primera necesidad, así como facilitar el ingreso del personal hacia el asiento minero.

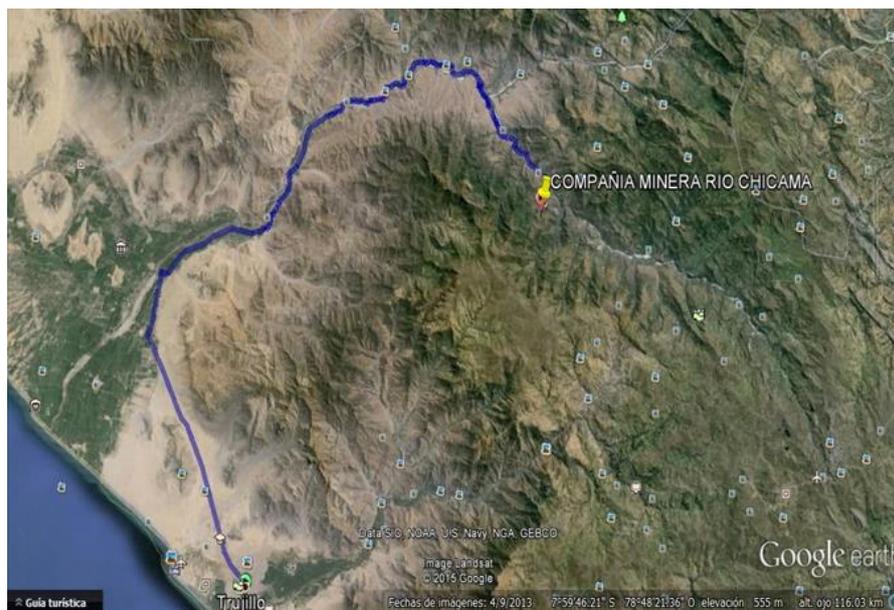
Por otra parte, el acceso no permite llegar a la compañía minera Río Chicama por vía aérea, ya que no existe aeropuerto o pista de aterrizaje.

Figura n.º 2.1. Mapa de accesibilidad del proyecto Bumerang – Minera Río Chicama.



Fuente: Estudio de Impacto ambiental Minera Río Chicama.

Figura n.º 2.2. Mapa de accesibilidad del proyecto Bumerang – Minera Río Chicama.



Fuente: Google Eart

2.2.1.2. Geología Regional minera Rio Chicama.

El marco geológico regional está representado por unidades litológicas que van desde el Jurásico Superior (Fm. Chicama) subyaciendo en discordancia erosional a los sedimentos elásticos del cretáceo Inferior a medio (Gpo. Goytlarlzquisga) y calcáreos de edad cretáceo medio a superior (Fm. Inca, Chulee, Parlatambo).

Estas unidades sedimentarias han sido ínteruidas por rocas del batolito de la Costa y por stocks y apófisis de edad cretáceo superior a terciario Inferior. A cotas más altas afloran extensas ocurrencias de rocas volcánicas terciarias correspondientes al volcanismo Calipuy.

Como afloramientos recientes se observa la presencia de sedimentos aluviales en grandes terrazas de edad cuaternaria cubriendo las depresiones topográficas cercanas a la costa.

2.2.1.3. Geología local minera Rio Chicama.

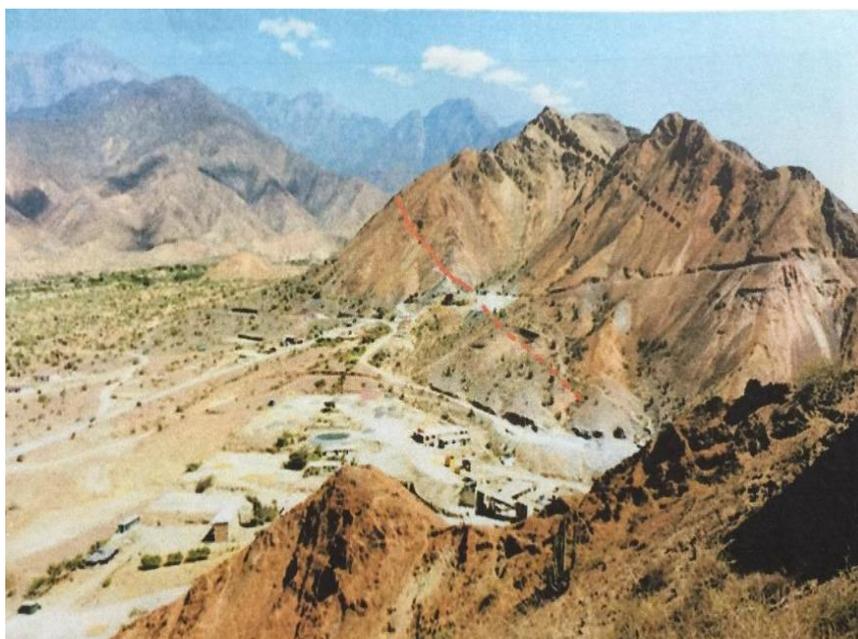
a) Litología: A nivel local la litología presente en el área donde se localiza la zona de estudio está dominada por la extendida presencia de rocas correspondientes a los niveles superiores de la formación Chicama de edad Jurásico Superior constituidos por la ocurrencia de lutitas, limolitas y areniscas con ocasionales sills de andesita.

b) Alteración y Mineralización: Las estructuras mineralizadas consisten de sistemas de vetas polimetálicas de orientación preferencial suroeste-noreste con buzamiento al noroeste y sectores con presencia de vetillas de cuarzo y óxidos de hierro asociadas con alteración argílica originada por la presencia de cuerpos intrusivos hipos abisales.

La veta principal del área es la veta Rosicler - La Virgen de orientación suroeste noreste y buzamiento de +- 600 al noroeste, con una extensión reconocida de aproximadamente 600 m. y potencias de hasta 1.70 m. y mineralizada con cuarzo, pirita estibina, tetraedrita, arsenopirita, emplazada en rocas de la formación Chicama, cerca de un stock intrusivo de composición granodiorítica; los niveles de temperatura de

emplazamiento serían de un alcance epitermal inferior a meso termal superior.

Figura n.º 2.3. Fotografía de la veta principal – Minera Río Chicama.



Fuente: Informe Geológico 2016 Minera Río Chicama.

2.2.1.3.1 Composición Principal (Rocas ígneas)

Las rocas intrusivas en el área de estudio forman parte del gran batolito andino, se encuentran emplazadas en formaciones sedimentarias y volcánicas mesozoicas y terciarias. El 20% de su superficie total corresponde a los cuadrángulos de Puemape, Chócope y Otuzco. Sus ocurrencias se notan desde el borde del litoral hasta cerca de los 3,000 m.s.n.m., formando parte de las unidades geomorfológicas denominadas Pampas costaneras y Flanco disecado andino.

Las rocas batolíticas varían en composición desde diorita a granito, siendo en su mayor parte granodioritas que son de grano medio a grueso y su textura varía desde equigranulares a porfiríticas.

Tabla n.º 2.2. Tipos de rocas ígneas en la zona del asiento minero Río Chicama con su respectiva abreviatura.

ROCA	ABREVIATURA
Granito	Kti-gr
Granodiorítica	Kti-gd

Fuente: Elaboración propia

2.2.1.3.2 Granito

Las rocas graníticas se presentan a manera de pequeños stocks de formas irregulares. El granito se halla emplazado en rocas de las formaciones Chicama, Santa, Carhuaz y Casma, también instruyen a las dioritas y granodioritas.

Los intrusivos graníticos descritos se encuentran cortando a sedimentos de la formación Chicama habiendo metamorfozados en la zona de contacto a las rocas encajonantes.

2.2.1.3.3 Granodiorita.

Los mayores intrusivos mapeados en el área consisten de granodioritas. En general estas rocas son de color gris oscuro a gris blanquecino, equigranulares, de grano medio a grueso, y están compuestas principalmente por plagioclasas, ortosa, cuarzo y biotita.

Sus dimensiones son variables desde stocks hasta pequeñas apófisis, se presentan en el sector septentrional del área mapeada. Este tipo de roca dura es excelente para las rocas cajas de las labores mineras de la compañía Río Chicama.

Figura n.º 2.4. Fotografía de la veta principal – Minera Río Chicama.



Fuente: Elaboración propia del registro fotográfico.

Figura n.º 2.5. : Muestra de los 2 tipos de rocas que se encuentran en el asiento minero Río Chicama..



Fuente: Informe Minero 2017 Minera Río Chicama

2.2.1.4. Mineralogía

2.2.1.4.1 Estibina “S₃Sb₂”

Cristalografía: Ortorrómico. Forma prismática delgada, zona del prisma rayada verticalmente. Los cristales, frecuentemente terminados en punta y a veces curvados o doblados. Frecuentemente en grupos de cristales radiales o en formas hojosas con exfoliación clara. Masivo, granulado grueso a fino.

Propiedades Físicas: De acuerdo a su Exfoliación presenta estrías paralelas. Presenta brillo metálico, reluciente en las caras de exfoliación. Color y huella gris plomo a negro. Opaco.

Composición química: Sb 71.4%, S 28.6%. Puede contener pequeñas cantidades de oro, plata, hierro, plomo y cobre.

Yacimiento: La Estibina se encuentra en filones hidrotermales de baja temperatura o depósitos de reemplazamiento y en depósitos de fuentes termales. Asociado a otros minerales de antimonio formados como productos de su descomposición, y con galena, cinabrio, blenda, baritina, rejalgar, oropimente y oro.

Empleo: Es la mena principal del antimonio. Se usa en varias aleaciones como el plomo – antimonio para baterías de acumuladores, metal tipográfico y metal antifricción.

Etimología: El nombre Estibina deriva de una antigua palabra griega con que denominaban este mineral.

Figura n.º 2.6. Mena principal de antimonio que se extrae en la MINA RÍO CHICAMA



Fuente: Elaboración propia del registro fotográfico.

2.2.1.4.2 Plata “Ag”

Cristalografía: Cúbico. Comúnmente en cristales mal formados y en grupos ramosos, arborescentes y reticulados. Se le encuentra normalmente en masas irregulares y escamas.

Propiedades Físicas: Posee una dureza de 3, con un peso específico de 10.5 g/cm³, en ejemplares puros, y de 10 g/cm³ en los impuros. Presenta fractura astillosa, y es maleable y dúctil. Posee brillo metálico.

Composición Química: La plata nativa contiene frecuentemente mercurio, cobre y oro en aleación; en casos menos frecuentes, platino, antimonio y bismuto.

Yacimiento: La plata nativa está extensamente distribuida en pequeñas cantidades, principalmente en la zona de oxidación de los depósitos de minerales.

Empleo: Los principales usos de la plata son para emulsiones fotográficas, plateado, aleaciones con cobre. A causa de la disminución de su producción y su precio creciente, las monedas de plata han sido ampliamente sustituidas en todos los países por metales como el Níquel y el cobre.

Figura n.º 2.7. Mena principal de plata que se extrae en la MINA RÍO CHICAMA



Fuente: Elaboración propia del registro fotográfico.

2.2.1.4.3 Oro “Au”

Cristalografía: Cúbico. Los cristales son octaédricos. Los cristales se forman irregularmente, pasando por formas filiformes, reticuladas y dendríticas.

Propiedades Físicas: Posee una dureza de 3, con un peso específico de 19.3 g/cm^3 cuando es puro.

La presencia de otros metales hace disminuir el peso específico, que puede llegar a bajar hasta 15 g/cm^3 . Posee fractura irregular y es muy maleable y dúctil. Respecto a su color, posee varias tonalidades de amarillo, dependiendo de su pureza. Es preciso resaltar que se hace más pálido al aumentar el porcentaje de plata presente.

Composición Química: Entre el oro y la plata existe una serie completa de soluciones sólidas y la mayor parte del oro contiene plata. La pureza o ley del oro se expresa en partes por 1000; la mayor parte del oro contiene un 10%, aproximadamente, de otros metales y, por lo tanto, su ley es de 900.

Yacimiento: Aunque el oro es un elemento raro, aparece en la naturaleza diseminado en pequeñas cantidades. Se le encuentra corrientemente en filones que tienen relación genética con rocas ígneas de tipo silícico.

La principal fuente de oro son los llamados filones hidrotermales de cuarzo y oro, donde, junto con la pirita y otros sulfuros, el oro fue depositado por soluciones minerales ascendentes que lo contenían. En la superficie terrestre y cerca de ella, los sulfuros que contienen oro normalmente están oxidados, dejándolo libre y haciendo así su extracción muy fácil.

Empleo: El principal empleo del oro es en joyería, instrumentos científicos, placados electrolíticos, pan de oro, prótesis dentales y como lingotes de inversión.

Figura n.º 2.8. Mena principal de oro que se extrae en la MINA RÍO CHICAMA



Fuente: Elaboración propia del registro fotográfico.

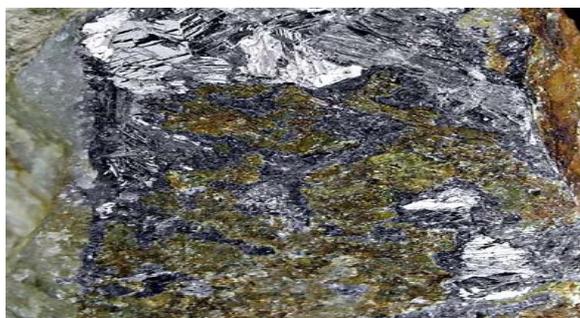
2.2.1.4.4 Minerales Secundarios o ganga

Figura n.º 2.9 Presencia de mineral de calcopirita.



Fuente: Elaboración propia del registro fotográfico.

Figura n.º 2.10 Presencia de mineral de cuarzo SiO₂.



Fuente: Elaboración propia mineral de cuarzo SiO₂ con hábito prismático.

Figura n.º 2.11 Yeso – Variedad: Selenita $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$



Fuente: Elaboración propia mineral de selenita (VARIEDAD DE YESO).

2.2.1.5. Yacimientos de la Zona

Generalmente Las leyes de mineral con las que se trabaja en la Mina Río Chicama son las siguientes:

- Antimonio (Sb) 5%
- Plata (Ag) 4 onz/ton
- Oro (Au) 0.5 onz/ton

2.2.1.5.1 Depósitos de Antimonio

Es un tipo de yacimiento hidrotermal que produjo estos depósitos de antimonio, así en los alrededores de los baños chimú y en el flanco suroeste del cerro loma alta, se han realizado varias labores pequeñas reconociendo una serie de vetillas que contienen mineralización errática (ojos e hilos) de estibina en ganga de cuarzo lechoso.

Así también cerca a la hacienda Huancay cerca de un contacto intrusivo tonalítico con las lutitas Chicama. En este lugar también existen numerosos socavones y tajos sobre vetas de estibina con bandeamiento de cuarzo lechoso.

Las fracturas mineralizadas tienen un rumbo promedio N45E y buzamiento entre 50° -60° con potencias que varía de 30 – 80 cm.

2.2.2. Geología económica de la Mina Rio Chicama.

Es evidente que las estructuras mineralizadas en los tres sectores reconocidos están emplazadas en la roca intrusiva o en los paquetes sedimentarios de la formación Chicama adyacentes la ocurrencia de los cuerpos intrusivos.

No se ha identificado estructuras mineralizadas en los paquetes de rocas de la formación Chicama distantes de la presencia de cuerpos intrusivos.

Por las características de las estructuras reconocidas en los diferentes sectores localizados al norte de la zona en actual operación podemos bosquejar tentativamente la posibilidad de un zonamiento metalogénico en base a un incremento de temperatura de sur a norte evidenciado por un mayor incremento de valores de plata y oro y disminución de valores de antimonio en esa dirección este concepto será corroborado o descartado con los resultados de los trabajos adicionales a efectuar.

Figura n.º 2.12. Fotografía de ocurrencia de cuerpos intrusivos – Minera Rio Chicama.



Fuente: Reporte geológico 2016

a) **Sector La Encantada:** Las estructuras mineralizadas presentes estén emplazadas en la roca intrusiva V en los paquetes silicificados adyacentes, son de corta, extensión V consisten básicamente de una estructura principal de rumbo preferencial SE-NO V 60° de buzamiento al suroeste mineralizada con cuarzo-Clorita con una potencia promedio de 0.40 m., la misma que ha sido Intensamente explotada V solamente quedan evidencias de pilares en los tajeos.

Existe otro sistema de pequeñas estructuras de orientación suroeste - noreste con buzamiento al noroeste mineralizadas con óxidos de fierro (mayormente jarositas) y cuarzo, las cuales debido a la reducida dimensión del cuerpo intrusivo están en el orden de 50m a 150 m de afloramiento y no se prolongan a mayor distancia de la zona de contacto.

Figura n.º 2.13. Estructuras mineralizadas del sector la encantada – Minera Rio Chicama.



Fuente: Reporte geológico 2016

Se ha tomado 6 muestras referenciales de estas estructuras, los resultados del muestreo ejecutado se pueden observar en el siguiente cuadro y revelan la presencia de valores moderados de plata en la estructura tajeada (5.49 OzAg/TC) y en otro afloramiento de corta extensión (8.545 OzAg/TC).

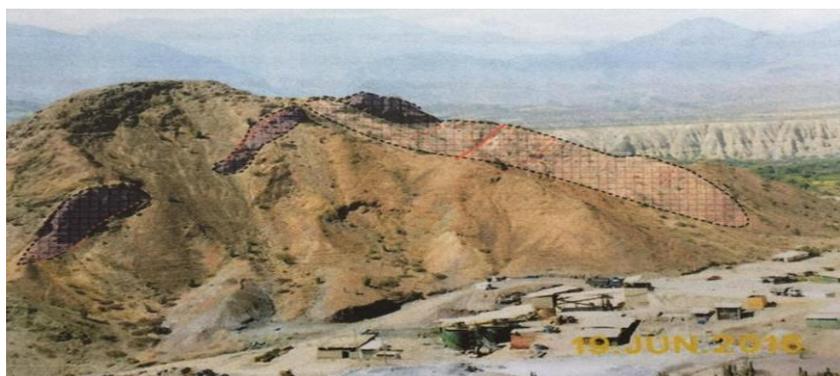
Tabla n.º 2.3. Resultados de los análisis de las 6 muestras tomadas en el sector La Encalada.

Muestra	Coordenadas		Cota	Descripción	Leyes		
	Este	Norte			Ag/OzTc	Au/grTc	Sb%
30556	753510	9160557	841	0.20m. Estructura de cuarzo lechoso	0.739	Tz	0.367
30557	753544	9160509	820	0.45m. Pilar de tajeo antiguo	5.49	Tz	0.203
30558	753626	9160530	808	0.50m. Textura bandeada de cuarzo – óxidos de Fe	0.567	0.32	0.203
30559	753606	9160472	804	0.15m. Estructura blanco clorita	8.545	0.7	0.239
30560	753594	9160477	830	0.40m. Óxidos de Fe	1.02	Tz	0.279
30561	753490	9160492	796	0.15m. Óxidos de Fe - Estibina	0.316	0.467	6.387

Fuente: Reporte geológico 2016

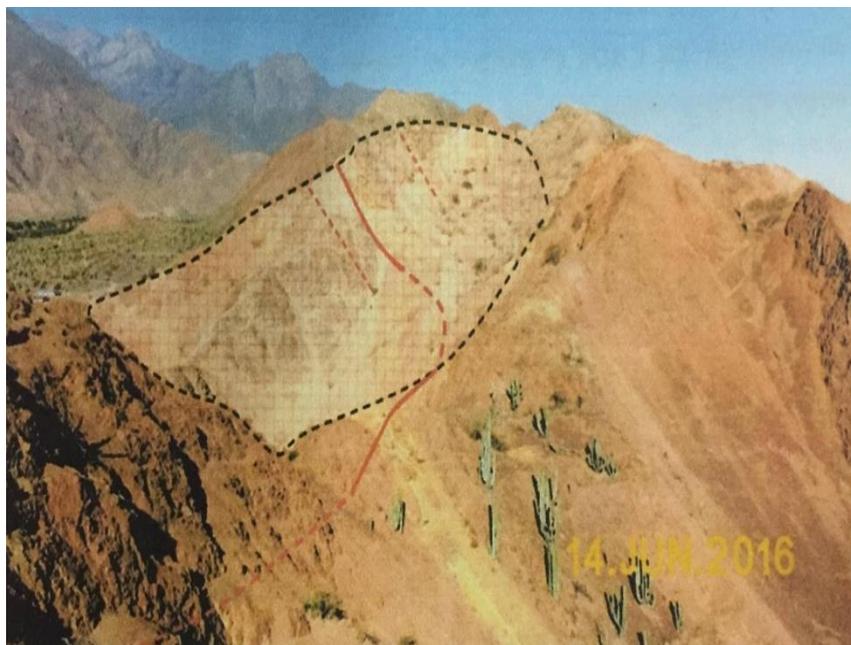
b) Sector Noreste: Estas unidades litológicas han sido ínteruidas posteriormente por pequeños cuerpos hipo abisales y diques de composición andesíticas y dacítica de textura micro cristalina y porfídica que han originado agilización en la roca encajonante con localizada presencia de vetillas irregulares de cuarzo y limonitas de fierro. Las estructuras mineralizadas de diversa magnitud y persistencia se presentan en una franja de aproximadamente 150 m. de ancho en la roca intrusiva y en menor proporción en las limolitas silicificadas de la formación Chicama.

Figura n.º 2.14. Vista mirando al noreste.



Fuente: Reporte geológico 2016

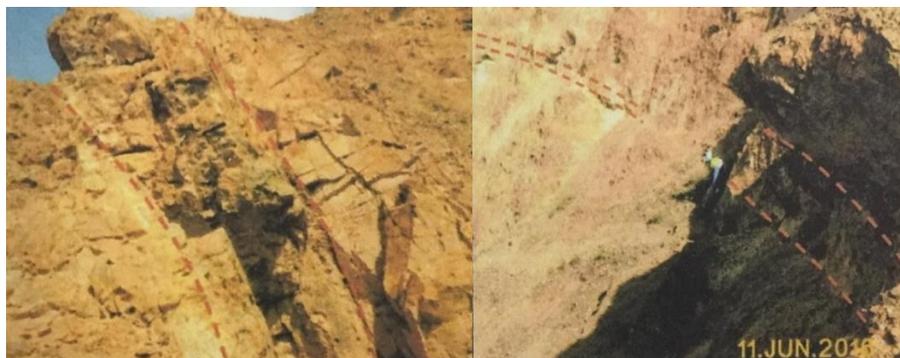
Figura n.º 2.15. Vista mirando desde al sur.



Fuente: Reporte geológico 2016

c) **Estructura principal:** de rumbo N60°E con buzamiento de 55° a 70° al noroeste, mineralizada con cuarzo y óxidos de fierro, con sectores de textura brechosa y potencias que van hasta 1.20m se proyecta fuera de los límites de la concesión Bumerang; esta estructura seda la prolongación noreste de la veta Rosicler - La Virgen; en forma subparalela se observan estructuras menores del mismo sistema en aparentes lazos cimoides.

Figura n.º 2.16. Afloramiento de la Veta Principal Mineralizada



Fuente: Reporte geológico 2016

Se colectaron 10 muestras referenciales de las diferentes estructuras mineralizadas, algunas de las cuales reportan valores moderados de Plata y Oro, los valores de Antimonio son bajos.

Tabla n.º 2.4. Resultados de los análisis de las 6 muestras tomadas en el sector Noreste.

Muestra	Coordenadas		Cota	Descripción	Leyes		
	Este	Norte			Ag/OzTC	Au/grTC	Sb%
30569	752903	9159700	945	0.30m. Estructura irregular de óxidos de Fe, poco cuarzo	2.089	5.973	0.406
30570	752776	9159519	970	0.45m. Estructura salificada con óxido de Fe	0.314	0.853	0.164
30571	752893	9159772	912	0.20m Estructura de cuarzo blanco hialino++ con OxFe	3.992	6.8	0.286
30572	732872	9159809	910	0.10m. Estructura de cuarzo++, OxFe, Estibina	2.35	4.693	2.523
30573	752806	9159893	998	0.20m Estructura de cuarzo blanco hialino ++ con OxFe	33.282	5.213	0.387
30574	752741	9160141	901	0.60m. Estructura de OxFe con Vetilleo de cuarzo	0.362	1.34	0.116
30575	752590	9160056	930	0.50m. Venillas de cuarzo blanco con Oxfe	0.171	1.6	0.162
30576	752646	9160072	920	0.15m. Óxidos de Fe con cuarzo blanco	0.386	1.393	0.121
30577	753008	9159807	928	0.10m. Óxidos de Fe con cuarzo	0.784	1.393	0.121
30578	753051	9159860	899	0.10m. Estructura de cuarzo ++ con OxFE	6.579	6.453	0.686

Fuente: Reporte geológico 2016

Este sector es de mayor importancia en principio por sus dimensiones y persistencia de las estructuras mineralizadas, así como por la mayor facilidad logística, por lo cual se le asigna mayor prioridad.

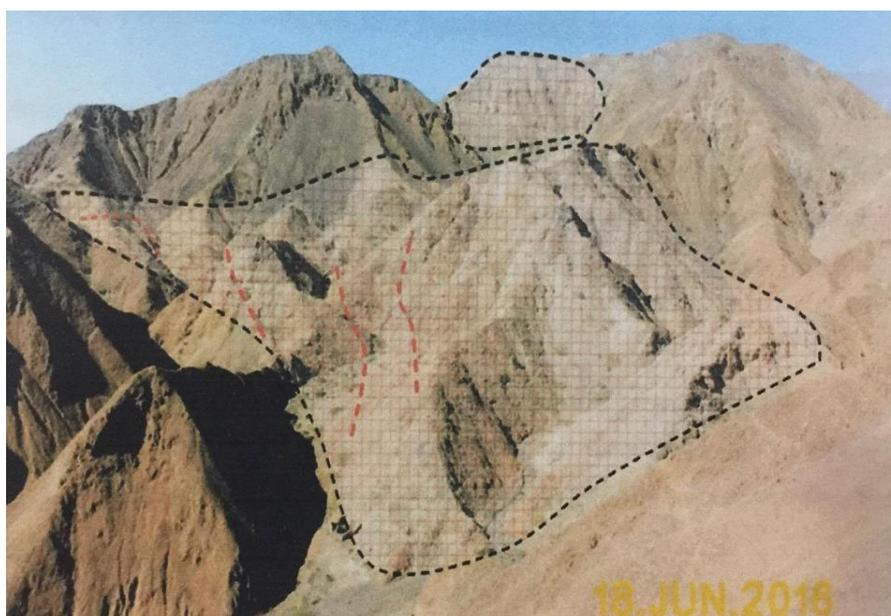
C) Sector Noroeste: Localizado a 500 m al noroeste del extremo norte del afloramiento de la veta Rosicler – La Virgen.

Presenta un marco geológico similar a los sectores mencionados y consiste en un stock central de roca intrusiva (granodiorita – tonalita) que aflora con un diámetro aproximado de 450m, el mismo que acorta paquetes sedimentarios de la formación Chicama originando débil a moderada solidificación de contacto.

Las estructuras mineralizadas que afloran intermitentemente tienen un rumbo preferencial al noreste con buzamientos de bajo ángulo al noroeste, son en general de poca potencia (O. 15m -0.20m promedio) y diversa extensión y se observan casi en su totalidad en la roca intrusiva.

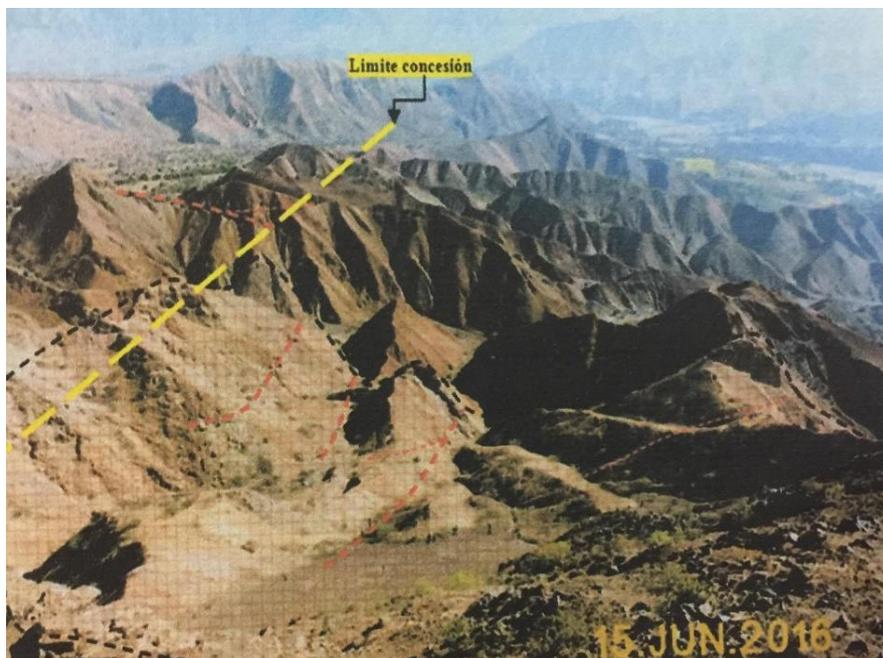
Es normal que las estructuras al pasar de la roca intrusiva a los paquetes sedimentarios se tomen irregulares y de menor potencia como respuesta de la competencia de las rocas a los esfuerzos que produjeron las fracturas donde posteriormente se emplaza la mineralización.

Figura n.º 2.17. Afloramiento del sector noreste.



Fuente: Reporte geológico 2016

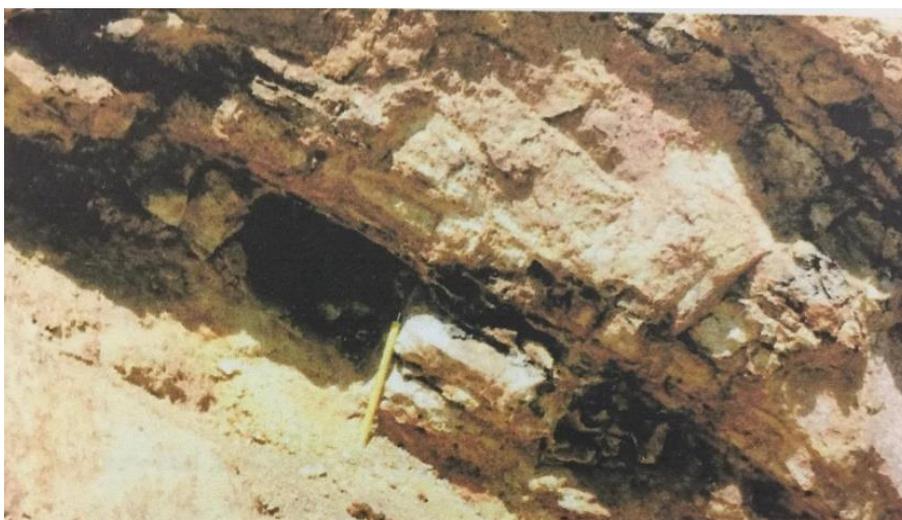
Figura n.º 2.18. Afloramiento del sector noreste mostrando el límite de la concesión.



Fuente: Reporte geológico 2016

Estructuras Angostas de cuarzo – óxidos de fierro de bajo Angulo de buzamiento con valores de Ag y Au cortando a intrusivo localmente argilizado.

Figura n.º 2.19. Afloramiento del sector noreste mostrando el límite de la concesión.



Fuente: Reporte geológico 2016

Se colectaron 10 muestras referenciales de las estructuras mineralizadas, las cuales reportan mayor proporción de Plata y Oro. De la misma manera se muestra que los valores del Antimonio son menores en el Sector Sur de la actual explotación.

Tabla n.º 2.5. Resultados de los análisis de las 6 muestras tomadas en el sector Noreste.

Muestra	Coordenadas		Cota	Descripción	Leyes		
	Este	Norte			Ag/OzTC	Au/grTC	Sb%
30569	752903	9159700	945	0.30m. Estructura irregular de óxidos de Fe, poco cuarzo	2.089	5.973	0.406
30570	752776	9159519	970	0.45m. Estructura salificada con óxido de Fe	0.314	0.853	0.164
30571	752893	9159772	912	0.20m Estructura de cuarzo blanco hialino++ con OxFe	3.992	6.8	0.286
30572	732872	9159809	910	0.10m. Estructura de cuarzo++, OxFe, Estibina	2.35	4.693	2.523
30573	752806	9159893	998	0.20m Estructura de cuarzo blanco hialino ++ con OxFe	33.282	5.213	0.387
30574	752741	9160141	901	0.60m. Estructura de OxFe con Vetilleo de cuarzo	0.362	1.34	0.116
30575	752590	9160056	930	0.50m. Venillas de cuarzo blanco con Óxidos de fe	0.171	1.6	0.162
30576	752646	9160072	920	0.15m. Óxidos de Fe con cuarzo blanco	0.386	1.393	0.121
30577	753008	9159807	928	0.10m. Óxidos de Fe con cuarzo	0.784	1.393	0.121
30578	753051	9159860	899	0.10m. Est de cuarzo ++ con OxFe	6.579	6.453	0.686

Fuente: Reporte geológico 2016

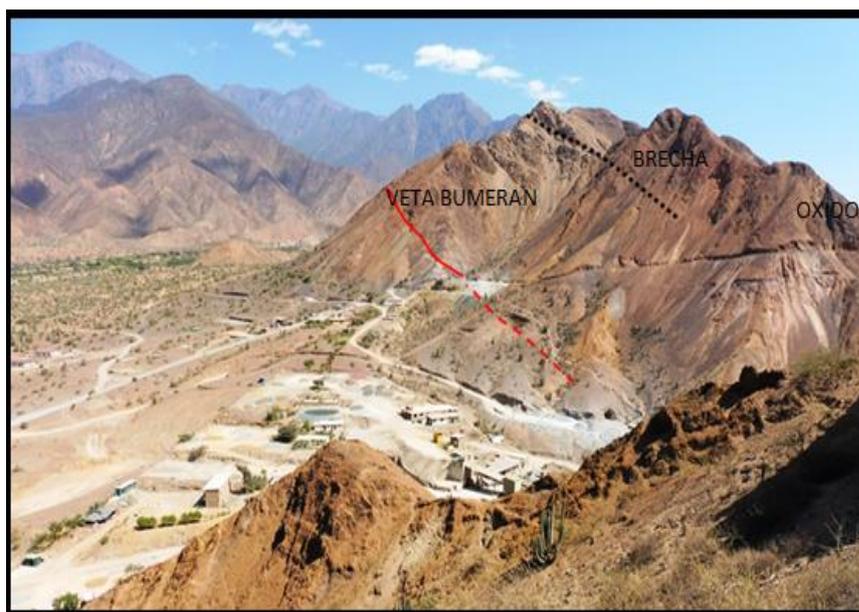
De acuerdo a la tabla anterior, podemos ver las características de campo y al resultado del estudio realizado, se ha llegado a la conclusión que este sector es de mayor importancia prospectiva con relación a los anteriores expuestos, en consecuencia, se considera de primera prioridad que se realicen en este los trabajos.

Como consecuencia de la disminución de reservas accesibles de la veta Rosicler - La Virgen en el sector sur del proyecto debido los trabajos de explotación efectuados hasta el momento, surge la idea de evaluar las estructuras mineralizadas ubicadas al norte de la zona en actual operación, como una alternativa que permita expandirlos trabajos de exploración y de ser el caso, posibilitarla reposición de reservas.

2.2.3. Geología del proyecto de profundización Bumerang.

Toda la concesión de la compañía minera Río Chicama está cubierta por esta formación y se describe como una gruesa serie. Generalmente, esta formación Chicama que se encuentra en el cuadrángulo de Otuzco, está representada por grueso paquetes de lutitas de color negro, gris verdoso y rojizo, ocasionalmente son nodulares y fisibles, presentando en algunos lugares marcada laminación. Además, por su poca resistencia al intemperismo da lugar a un relieve suave, en el que destacan pequeñas colinas formadas por lutitas y areniscas más compactas.

Figura n.º 2.20. Fotografía donde se puede ver de una manera referencial la beta Bumerang.



Fuente: Informes geológicos 2016.

El yacimiento se encuentra emplazado dentro de las formaciones del grupo Chicama, sedimentaria compuesta principalmente de lutitas pizarrosas, lutitas arenosas y ocasionales horizontes de areniscas constituido por secuencias andesíticas volcánicas, dacíticos y rolitas del vulcanismo explosivo y coladas lávicas asociadas a cuerpos subvolcánicos e intrusivos (pórfido monzonítico), brechas volcánicas emplazadas a lo largo de estructuras de cizalla de tendencia N45E-SE, de lineamiento andino.

Las vetas que se observan en afloramiento están emplazadas en fracturas de rumbo NW y NE. Se tiene 4 estructuras principales que tienen un rumbo promedio entre 30° - 50° NW-SE y buzamiento de 50° – 60° SW.

El yacimiento tiene una mineralización de tipo filonianos en rosario con metales bases de la asociación de Sb, Cu, Ag (en sulfuros) emplazadas a lo largo de estructuras de cizalla de tendencia NW-SE, hospedándose estas estructuras en la secuencia del volcánico Calipuy, que se extienden longitudinalmente en la cordillera negra, conformando una franja polimetálica.

Minerales de ganga: Cuarzo, calcita, clorita, pirita. Minerales de mena: Calcopirita, Bornita, tetraedrita, galena argentífera, esfalerita.

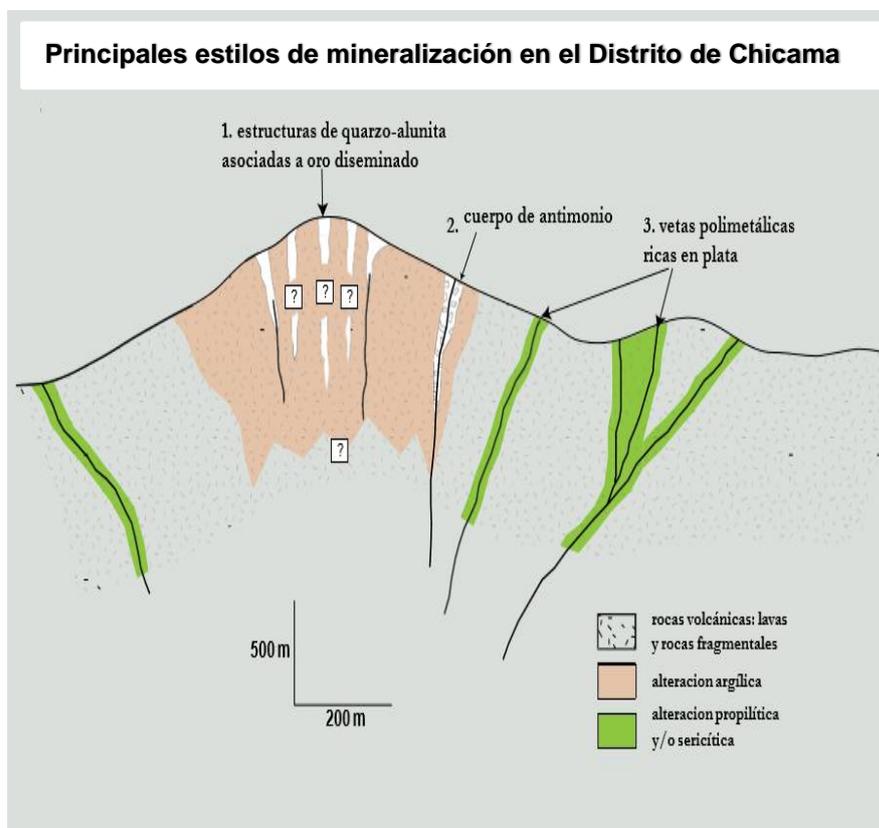
Los minerales de la zona se han formado dentro volcanismo neógeno existente, representado por tobas, andesitas, aglomerados, brechas, etc. conforman grandes domos (dome centres) y/o conos volcánicos, donde se puede observar las vetas mineralizadas y focos de alteración Hidrotermal (epitermal alteración cores) están alineados siguiendo un patrón estructural dominante Nor - Esta seguida del sistema Sur - Este de alineación Andina y menor proporción los del sistema Nor - Oeste.

En el lado Oeste del distrito minero de Río Chicama, hay dos zonas argentíferas bien diferenciadas, Candelaria con tetraedrita y Reliquias con platas rojas, la proustita-pirargirita, predominan en los niveles altos de Chicama, aproximadamente desde el afloramiento hasta el nivel 832, esta mineralización está acompañada de tetraedrita en menor proporción.

Por debajo del nivel 790 hay un incremento de tetraedrita, este cambio mineralógico hacia las profundidades es similar al observado en la mina San Genaro, en donde las platas rojas van desapareciendo también en los niveles inferiores.

En general la mineralización conocida de las vetas polimetálicas es considerada del tipo LS (Low sulfuración) de baja sulfuración con notable presencia de minerales de Ag, Au, Pb, Zn, Sb, As, Fe, Cu; plata nativa, pirargirita, proustita, esfalerita, galena, pirita y calcopirita, estando presentes en menor cantidad minerales como argentita, tetraedrita y enargita, los minerales de ganga son cuarzo-estibina principalmente, presentándose en menores cantidades rodocrosita y arcillas (caolinita, sericita-smectita, otros).

Figura n.º 2.21. Principales estilos de mineralización en el Distrito de Chicama referencial a la beta Bumerang.



Fuente: Informes internos de la Compañía Minera Río Chicama.

2.2.3.1. Zoneamiento.

En el Proyecto Bumerang actualmente, se puede afirmar el sector noroeste es el que ofrece mejores posibilidades prospectivas por su mayor contenido de plata y oro; en Segundo lugar, se ubica el sector noreste V con menores posibilidades se menciona el sector La Encantada.

Bumerang es un yacimiento de alcance epitermal, con mineralización en vetas de cuarzo, sulfuros de fierro - arsénico y sulfonales de plata - antimonio con valores de oro. Este yacimiento cuya explotación fue reiniciada recientemente por la compañía minera Río Chicama, fue trabajado intensamente por otras compañías décadas anteriores sobre el sistema de vetas Rosicler - La Virgen.

La presencia de estructuras mineralizadas y alteración hidrotermal esté estrechamente ligada a la ocurrencia de roca intrusiva hipo abisal y se presentan emplazadas tanto en roca Intrusiva previa, como en sedimentos de la formación Chicama adyacentes a la presencia de estos cuerpos intrusivos. Así mismo en base a las características estructurales, mineralógicas y de contenido metálico observadas se determina un orden de prioridades exploratorias en los diferentes sectores revisados:

Prioridad 1.- Sector Noroeste por su mayor presencia de mineralización de Antimonio, plata y oro en relación a los otros sectores.

Prioridad 2.- Sector Noreste, en el cual existen evidencias de la posible continuidad en dirección noreste de la estructura principal (Rosicler-la Virgen) en actual explotación.

Prioridad 3.- Sector La Encantada, en la cual las estructuras presentes son de reducida extensión y la veta principal de orientación sureste - noroeste ha sido intensamente explotada.

Además, las relaciones espaciales entre todos los parámetros estructurales ameritan un estudio estructural interpretativo para mejorar del control de las mineralizaciones y el zonamiento distrital existente,

estudios que todavía faltan realizar. (Actualmente se está realizando un mapeo estructural interpretativo a escala 1:5000, localmente en la zona de la mina Río Chicama).

2.2.3.2. Alteraciones Hidrotermales.

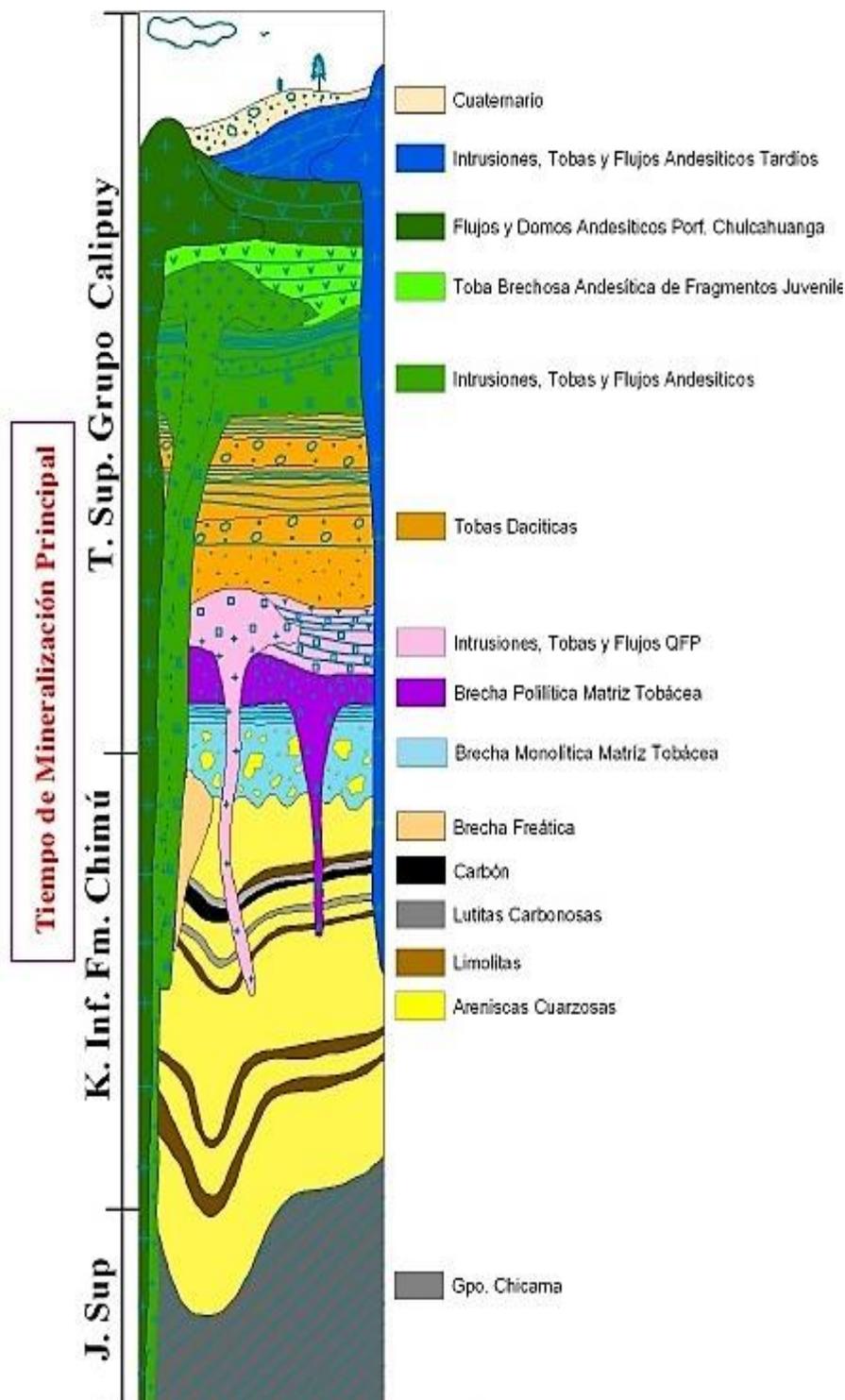
Las estructuras mineralizadas consisten de sistemas de vetas polimetálicas de orientación preferencial suroeste-noreste con buzamiento al noroeste y sectores con presencia de vetillas de cuarzo y óxidos de hierro asociadas con alteración argílica originada por la presencia de cuerpos intrusivos hipos abisales.

Como es de la alteración hidrotermal esté estrechamente ligada a la ocurrencia de roca intrusiva hipo abisal y se presentan emplazadas tanto en roca Intrusiva previa, como en sedimentos de la formación Chicama adyacentes a la presencia de estos cuerpos intrusivos.

Así mismo en base a las características estructurales, mineralógicas y de contenido metálico observadas, se determina un orden de prioridades exploratorias en los diferentes sectores revisados.

La veta principal del área es la veta Rosicler - La Virgen de orientación suroeste noreste y buzamiento de +- 600 al noroeste, con una extensión reconocida de aproximadamente 600 m. y potencias de 1.70 m. a 3m y mineralizada con cuarzo, pirita estibina, tetraedrita, arsenopirita, emplazada en rocas de la formación Chicama, cerca de un stock intrusivo de composición granodiorítica; los niveles de temperatura de emplazamiento serían de un alcance epitermal inferior a meso termal superior

Figura n.º 2.22. Principales estilos de mineralización en el Distrito de Chicama referencial a la beta Bumerang.



Fuente: Informes internos de la Compañía Minera Río Chicama.

2.2.4. Método de exploración en minería subterránea.

Estudios Mineros del Perú S.A.C. (2011), indica que el método de explotación a considerarse debe ser el más económico y eficiente. Para ello, se utilizan los siguientes criterios básicos de selección:

- a) Forma, tamaño y posición espacial del cuerpo mineralizado.
- b) Contenido y distribución de los valores metálicos.
- c) Propiedades físicas, químicas del mineral y las rocas encajonantes.
- d) Factores económicos y facilidad de transporte.
- e) Condiciones de seguridad, de medio ambiente y disposiciones gubernamentales
- f) Efectos de las operaciones subsidiarias.
- g) Consideraciones especiales.

Por otro lado, López, C.y Aduvire, O. (2017)., Los factores que influyen en la selección de un método de explotación son:

- a) Geología del yacimiento.
- b) Geometría del Yacimiento y distribución de leyes.
- c) Características geo-mecánicas del estéril y del mineral.
- d) Procedimiento numérico de selección.
- e) Otros factores a considerar (ritmo de producción, disponibilidad de mano de obra especializada, las limitaciones ambientales, la hidrogeología y otros aspectos de índole económica).

Según los autores Clemente, T., Clemente J, (2009) el objetivo básico en la selección de un método de minado para un depósito en particular, es diseñar un sistema de extracción del mineral que sea lo más apropiado bajo las condiciones actuales. Considerando los siguientes factores:

- a) Condiciones Geológicas (buzamiento, Resistencia de la roca).
- b) Reservas de mineral y leyes.
- c) Evaluaciones de Mineral.
- d) Costo de Minado y Valores del Mineral.
- e) Productividad y Mecanización.
- f) Consideraciones de las Maquinas.
- g) Consideraciones de la mina.

- h) Consideraciones de la eficiencia.
- i) Equipo Minero y productividad (equipo de perforación, equipo de carga y transporte).

Por otro lado, los autores Vásquez, C., Tumialán, J., Román, C. (2013), indican que, en el diseño de explotación, para la selección del método de explotación, se han tomado en cuenta las condiciones naturales del yacimiento:

- a) Condiciones Morfológicas (forma, tamaño, buzamiento, profundidad).
- b) Las reservas y distribución de leyes.
- c) Condiciones geo-mecánicas del mineral y de las rocas encajonantes, tomando en cuenta las premisas siguientes: Alta selectividad y máxima recuperación de los recursos minerales explotables. Y el grado de mecanización de la operación que permita una alta productividad y eficiencia a bajos costos y que sea rentable.

2.2.4.1. Clasificación de Métodos de Minado.

La importancia de las características del macizo rocoso en la posibilidad de la aplicación de un método de minado y su influencia en el dimensionamiento de las explotaciones, pueden servir como criterios para realizar una clasificación de los mismos, basada en la resistencia del citado macizo rocoso, comprendiendo en él, no solo las rocas en la que se arma el bloque a ser explotado, sino también las que constituyen el mismo y son objeto del laboreo de la mina.

Las características de un bloque para explotación pueden hacerlo favorable o no, para el control del terreno y la estabilidad de las aberturas que correspondan a un método de minado determinado.

En toda labor minera se crea una abertura, la roca que lo limita avanza poco a poco hasta un límite de rotura, al llegar a este límite hay que adaptar el método y con frecuencia el método evoluciona.

El control del terreno o de las aberturas una vez extraído el mineral, es una de las consideraciones más importantes que interviene en la forma de explotar un bloque, puede variar desde la aplicación de un sostenimiento firme, con pilares o macizos rígidos, pasando por un descenso controlado

del techo, con convergencia gradual de la abertura, hasta el hundimiento total del mismo y del terreno superior.

Se puede considerar con Le Chatelier, los tres principios fundamentales o tres maneras de controlar la abertura:

- Sostenimiento firme con pilares o macizos rígidos.
- Sostenimientos flexibles o relleno que controla y mejora el hundimiento.
- Hundimiento total.

Entre los métodos integrados en el segundo grupo, hay algunos mixtos con los grupos primero y tercero.

Los factores de potencia de estructura y buzamiento determinan subdivisiones más o menos claras dentro de cada grupo.

En el primer grupo, en el que los pilares se dimensionan mediante cálculo o por métodos empíricos, la acumulación de energía tensional se controla y vigila por completo.

En los métodos de transición entre los grupos primero y segundo hay algunos en los que aumenta la carga por la profundidad o por la ampliación de la abertura al recuperar los pilares, y por la consiguiente rebaja de la sección de los mismos.

Por todo esto, aumenta el costo de conservación de las aberturas y, al final se produce la destrucción gradual o instantánea del pilar.

La zona en la que se encuentran estos métodos es conocida por ello como “de acumulación de energía tensional”, que puede provocar, con rocas resistentes, fenómenos peligrosos como: desplomes instantáneos e incluso estallidos de roca.

En los métodos del grupo segundo, intermedios entre el segundo y el tercero y, finalmente, en los del grupo tercero, el hundimiento progresa

cada vez en mayor grado, a causa de los propios métodos y, por ello, salvo en el caso de accidentes fortuitos, si el hundimiento sigue el curso normal previsto, la energía tensional acumulada se descarga con el mismo, y esta acumulación no pasa de un cierto límite.

Teniendo en cuenta todo ello, se puede seguir un criterio de clasificación que consiste en ordenar los métodos de minado en relación con las resistencias de los macizos rocosos, su estabilidad y demás características geométricas.

La clasificación que se sigue es la siguiente:

2.2.4.1.1 Explotaciones con sostenimiento natural

Son los métodos en los cuales la apertura creada por la explotación de mineral se conserva sin relleno ni hundimiento, es decir, sin ninguna fortificación artificial o natural, con fortificaciones sistemáticas, o con fortificaciones naturales de madera. Se aplican estos métodos cuando las características mecánicas del yacimiento como las de la roca caja son muy buenas.

Al crecer la profundidad de las estructuras, crecen la tensión y la sección de pilares hasta que llega el momento de pasar a los métodos de transición, entre los grupos primero y segundo y, finalmente, a los del grupo tercero.

Se considera los siguientes métodos, dentro de este grupo:

- Cámaras y pilares (con pilares ocasionales o sistemáticos)
- Open stope (con pilares ocasionales o sistemáticos)
- Sublevel stoping (con pilares en el rumbo y/o el buzamiento)
- Blast hole stoping (con pilares prediseñados)
- Vertical cráter retreat (con pilares prediseñados)

2.2.4.1.2 Explotaciones con sostenimiento artificial

Son métodos en los cuales la abertura creada por la explotación con un material tiene el objetivo de afirmar las cajas. Se aplican a vetas o mantos de fuerte pendiente con malas características de la roca caja. Son métodos muy costosos y relativamente selectivos.

Es básico el control de la abertura que se basa en posibilitar el hundimiento, pero frenándolo, suavizándolo y llevándolo en todo momento vigilado. Esto se puede conseguir con un verdadero hundimiento inducido y progresivo, o bien, atenuándolo con relleno en la abertura. Para ello es preciso que se pueda sostener la roca que rodea la abertura por debajo de su límite de rotura el tiempo suficiente para asegurar el trabajo del personal en el frente de explotación.

En una primera fase se trabajan o disminuyen los pilares, que se completan con sostenimiento o relleno y, en otros casos, se sustituye por relleno completo.

Se consideran en este grupo los siguientes métodos:

- REBAJES POR CONTRACCIÓN (Con pilares o sin pilares).
- CORTE Y RELLENO (en todas sus variedades).
- ACUCHILLADO Y RELLENO.
- REBAJE POR ESCUADRA DE MADERA (en todas sus variaciones).
- REBAJE POR APOYOS DE MADERA (con todas sus variaciones).

2.2.4.1.3 Explotaciones por hundimiento.

En este caso el mineral o el estéril o ambos se van hundiendo. Entre los métodos propios de este grupo se pueden distinguir claramente dos variables:

- La primera comprende aquellos en que el hundimiento final se produce en etapas controladas para atenuar las alteraciones

superficiales, de modo que las zonas de fractura, compresión y descenso se compensen todo lo posible.

- La segunda agrupa aquellos métodos en que, por el tamaño de las aberturas o las características del bloque, el hundimiento no es controlable en superficie y destruye el equilibrio original del macizo rocoso. En este caso, al terminar la carga del mineral, se presentan en los puntos de carga las rocas estériles de los hastiales y recubrimiento.

En consecuencia, la filosofía de los métodos comprendidos en este grupo es diametralmente opuesta a la de los del grupo primero.

Se consideran los siguientes métodos:

- Block caving
- Panel caving
- Sublevel caving
- Top slicing

2.2.4.1.4 Explotaciones especiales

En este grupo se incluyen los métodos empleados en la recuperación de macizos y pilares abandonados en los métodos anteriores y que tienen características particulares.

2.2.5. Método de explotación proyecto Bumerang - Minera Rio Chicama.

En la etapa de explotación de la Empresa Rio Chicama es imprescindible la Preparación y Desarrollo de las labores, antes de efectuar el método de minado.

El Método de explotación realizado en la mina Río Chicama es Open Stopping, dado a que, la forma del yacimiento del lugar es en VETA (filones) y que normalmente están buzando con un ángulo de 53° aproximadamente a más.

El proceso Open Stopping (TAJEO ABIERTO), el cual consiste básicamente en la preparación del minado mediante la ejecución de galerías sobre el mineral, conjuntamente se ejecutan ventanas o cámaras abiertas (vacías) sin empleo de relleno de extracción cada 6m; las cuales una vez hechas, son libremente AUTO-SOSTENIDAS naturalmente, con puntales en las zonas mineralizadas, y en otros casos sostenidas con pilares naturales en las zonas estériles, a partir de éstas, se preparan inclinados (shafts) hasta interceptar la estructura mineralizada a un ángulo de 45°.

Así se empieza a arrancar por franjas horizontales, empezando desde la parte inferior del cuerpo y avanzando hacia arriba. Todo el mineral disparado se recupera por los Box-Hole, para ser transportados en convoy hacia los ore pass, previamente al jale, se hace una plataforma de madera que servirá de trabajo con la distancia apropiada para continuar con el próximo corte. Y así sucesivamente hasta llegar a explotar todo el tajeo.

A esto hay que sumarle las complicaciones asociadas a una menor capacidad de extracción del mineral económico y mayores riesgos laborales. Se recurre a la explotación subterránea cuando la sobrecarga de estéril sobre la masa mineralizada es tal que su remoción hace inviable un proyecto minero. Desde el punto de vista ambientalista, la minería subterránea suele crear un impacto menor que una mina a cielo abierto. Por ello para obtener una mayor rotura de mineral, se hace una variación, trabajando con dos Plataformas una de trabajo y la otra de descarga de mineral en exceso, y que permita darle altura de corte, con esto se logra obtener mayor cantidad de cortes.

Las Condiciones necesarias para realizar este método de explotación es de que:

- Tipo de roca sea I y II
- Buzamiento entre 60 – 90°.

Preparación de la labor:

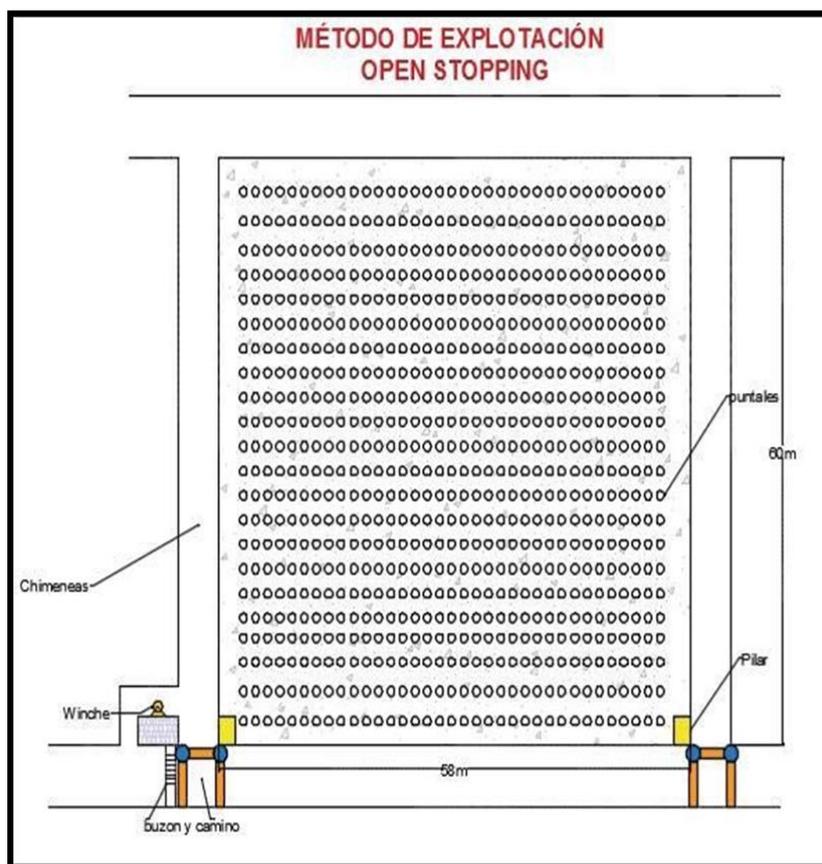
La preparación para el minado se realiza mediante la ejecución de galerías sobre el mineral y conjuntamente se ejecutan ventanas de extracción cada 6m. Una vez hechas las ventanas, a partir de éstas, se preparan inclinados (shafts) hasta interceptar la estructura mineralizada a un ángulo de 45°.

- Preparamos el buzón camino
- Tener instalado el winche
- Se forma el subnivel de chimenea a chimenea, luego tengo listo para perforar.
- Se perfora de manera ascendente. La perforación puede durar de 1 a 2 guardias.

Explotación a realizar:

- Dejando un pilar voy disparando. Se deja para seguir colocando el camino y de la mano se va limpiando el mineral.
- Colocar puntales y enganchar, sobre ellos colocar tablas para tenerlo como piso y luego perforar.

Figura n.º 2.23. Método de explotación OPEN STOPPING, aplicado en la COMPAÑÍA MINERA RIO CHICAMA



Fuente: Métodos de explotación Subterránea (Jiménez Reyes, 2017)

2.2.5.1. Perforación y Voladura.

Perforación.

Al entrar a mina encontramos que en el nivel 872 estaban a punto de hacer voladura en un frente de 2.1 x 2.3 metros y que el macizo rocoso era competente de roca ígnea tipo plutónico (granito), por lo que procedimos a calcular y verificar el número de taladros para el frente de la siguiente manera:

a. Número de taladros = $10 \times \sqrt{A \times H}$... Fórmula de EXSA.

Dónde:

A: ancho del túnel = 2.1 m H: altura del túnel = 2.3 m Entonces:

Número de taladros = $10 \times \sqrt{2.1 \times 2.3}$

Número de taladros = 22 taladros

b. Número de taladros = $P/dt + C \times S$... Fórmula de Holmberg.

Dónde:

S: sección del túnel = 4.36 m² P: perímetro del túnel = 8.35 m

C: factor de roca (granito) = 2 (1/m²) Dt: distancia entre taladros = 0.55 m.

Entonces:

Número de Taladros: = $8.5 / 0.55 + 2 \times 4.36$

Número de Taladros = 24 Taladros.

Sin embargo, hay un detalle, que, en la práctica, o sea, en la mina emplearon 31 taladros, por lo que el Ingeniero a cargo nos explicó que no solo debemos tomar en cuenta el factor de la roca (dureza de la roca), sino también, otros tales como: el tipo de explosivo a usar, y la fragmentación o granulometría deseada que les pide la planta de chancado.

Por otro lado, es necesario saber que emplean un diámetro de broca de 2" y que el diámetro del barreno es algo menos para que enganche la broca.

Ahora respecto a su longitud de avance por cada disparo, procedemos a calcular por el método de Holmberg, obteniendo lo siguiente:

$$H = 0.15 + 34.1 \times D - 39.4 \times D^2$$

Donde:

H: longitud de avance

D: diámetro del taladro

Entonces:

$$H = 0.15 + 34.1 (2 \times 2.54/100) - 39.4 (2 \times 2.54^2 /100)$$

$$H = 1.8 \text{ metros.}$$

Por lo cual, ese avance por disparo tiene una variación respecto a la longitud de avance que el personal de mina emplea empíricamente, la cual es de 1.7 metros.

Voladura.

Respecto a voladura, la cantidad de carga para los taladros depende de la tenacidad de la roca y de la dimensión del frente de voladura. Influyen factores tales como:

- Número de Taladros
- Diámetro de Taladros
- Profundidad de Taladros
- Tipo de explosivo
- También Iniciadores a emplear

Se debe tener en cuenta que la cantidad de explosivo por m² a volar disminuye cuanto más grande sea la sección del túnel, y también que aumenta cuanto más dura sea la roca.

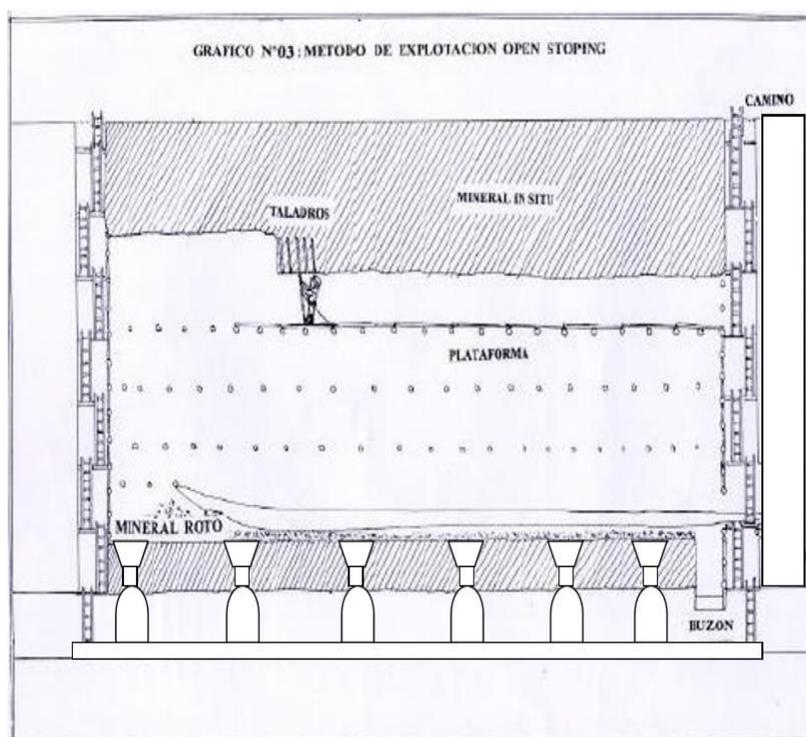
En términos generales puede considerarse los siguientes factores en Kg de explosivos por cada m³ de roca. Según datos dados en mina, sabemos que el factor de carga empleado es de 1.5 kg/m³ dado a que es un tipo de roca difícil de romper.

Procedimiento:

Una vez que se llega a la estructura, se empieza el minado en forma horizontal de ventana a ventana, llegando a conectar éstas para una mejor ventilación. El sostenimiento se realiza con puntales de 6" transversales a la labor, de tal manera, que acondicionando tablas de

madera sobre éstas formen una plataforma de trabajo para continuar minando en forma ascendente hasta llegar al nivel superior. La distancia vertical entre niveles que forman los bloques es de 40m.

Figura n.º 2.24. Método de explotación OPEN STOPPING, aplicado en la COMPAÑÍA MINERA RIO CHICAMA



Fuente: Métodos de explotación Subterránea (Jiménez Reyes, 2017)

2.2.5.1.1 Sostenimiento.

Se observó que el sostenimiento para las labores era poco, es decir, dado que se trabaja en roca competente, entonces no requiere mucho sostenimiento, es por ello, que logramos ver, como soporte a los cuadros de madera cada 25 metros aproximadamente. Y en algunas zonas muchos más inestables se les colocaban pernos Splitset.

Respecto del momento que se realiza la perforación y voladura, se realiza el desatado de rocas, y por seguridad se pone una plataforma sobre el personal en caso de caída de rocas.

2.2.5.1.2 Labores mineras.

En el año 1970 aproximadamente, se inició labores en ciertos niveles de la mina. Ahora, la Minera Río Chicama, labora en la mina, buscando expandirse, explotando más y aumentar la producción del día es por ello que, se trabaja en diferentes niveles como es el caso del nivel 710 que está en expansión.

Otras de las labores mineras que se realiza es chimeneas, para la comunicación entre niveles y también para el pasó de las mangas de aire y de agua (fluidos). Por otro lado, no se está empleando relleno en mina por ahora.

2.2.5.1.3 Extracción y transporte de mineral.

Consorcio Minero Río Chicama inició sus operaciones en mayo del año pasado (2017). En la visita realizada el martes 9 de enero del 2018, se recibió el dato numérico de qué la producción asciende a 200TM/día.

La Opción más adecuada para continuar el proyecto es la del Sistema por Rampa; se tiene planeado ejecutar la continuación de la rampa negativa utilizando el mismo Sistema desde el Nv. 710 que conecte el Nv. 590; una vez que se llegue a este punto de realización se procederá a evacuar todo el mineral y desmonte generado para las labores de desarrollo, preparación y explotación de este nivel. Esta Rampa conectará el Nv. 710 con el Nv. 670; el Nv. 670 con el Nv. 630; y el Nv. 630 con el Nv. 590; en los niveles se optará por emplear el sistema tendido circuito de rieles, llamados específicamente estaciones de Rampa, en donde se trabajará mediante el manipuleo de 4 a 5 carros U35 Convoy, para recepción y evacuación. Mientas en niveles específicos se trabajará por un sistema de buzones (en V) es decir, si en un nivel se está trabajando, el mineral a acarrear se transporta a una zona donde se descarga para llegar a un nivel inferior y transportarlo a través de convoy.

Este método facilita continuar la profundización, debido a la experiencia y conocimiento en la aplicación del sistema del trabajo durante la extracción como la operación de transporte.

Que sí bien es cierto requiere mayor gasto operativo debido al recorrido por niveles que realizar, así mismo ya se cuenta con los principales gastos capital cubiertos, como el de los equipos de extracción.

Mientras que optar por un Sistema de Pique independientemente de la inversión de construcción, que desde un punto de vista inicial es menor en comparación con la mencionada, tiene la desventaja de aumentar el gasto capital, porque se tendría que adquirir todos los Equipos para el sistema de izaje.

2.2.5.1.4 Planta de Chancado, Planta Concentradora y Producto Final

Hasta la fecha aún se está implementando e instalando la planta concentradora de la Mina Rio Chicama que tendrá una capacidad de 750 Toneladas/día la cual se estima que empezará sus labores en la planta a finales del presente año, por ahora se está almacenando el mineral en bóvedas. (Fuente: Ingeniero Prado).

2.2.6. Métodos de Extracción en el Proyecto de Profundización Bumerang

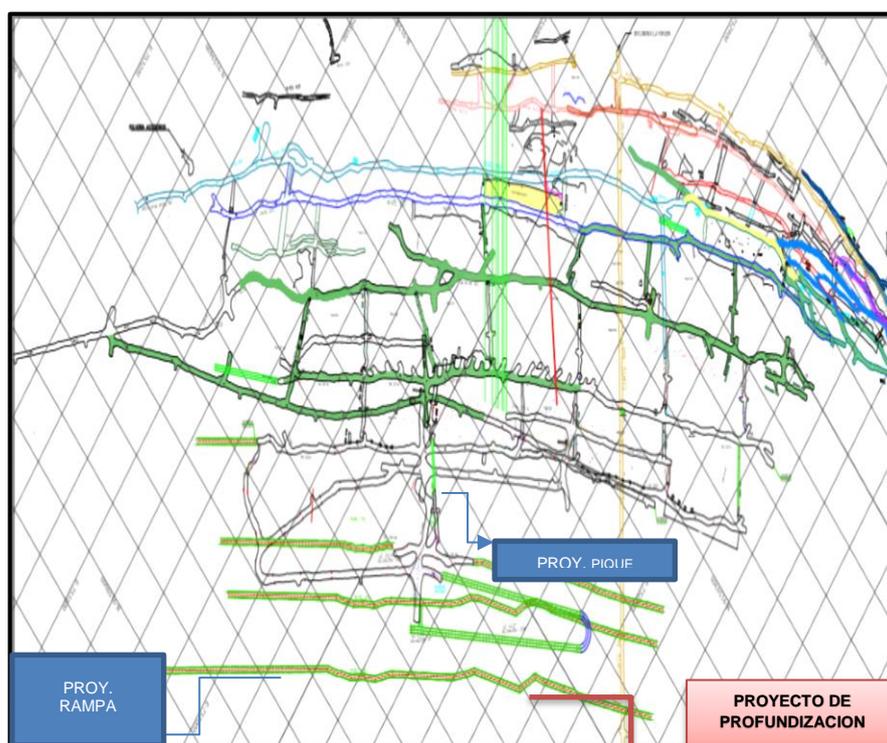
El presente proyecto realizar el planeamiento y diseño del sistema de extracción del proyecto de profundización de la Compañía Minera Rio Chicama – Unidad Bumerang.

Comprende el transporte del material hacia superficie, esto incluye determinar los equipos óptimos, ciclos de trabajo, costos de capital, costos operativos y de transporte.

El objetivo es profundizar hacia el Nv. 590, con la finalidad de extraer los bloques de mineral que se encuentran desde dicho nivel hacia el Nv. 710 de las diferentes vetas. Para lograr esto, en primer lugar, se tiene planeado ejecutar la continuación de la rampa negativa desde el Nv. 710 que conecte el Nv. 590; una vez que se llegue a este punto, se procederá a realizar la construcción del sistema de extracción, para evacuar todo el mineral y desmonte generado para las labores de desarrollo, preparación y explotación de cada nivel.

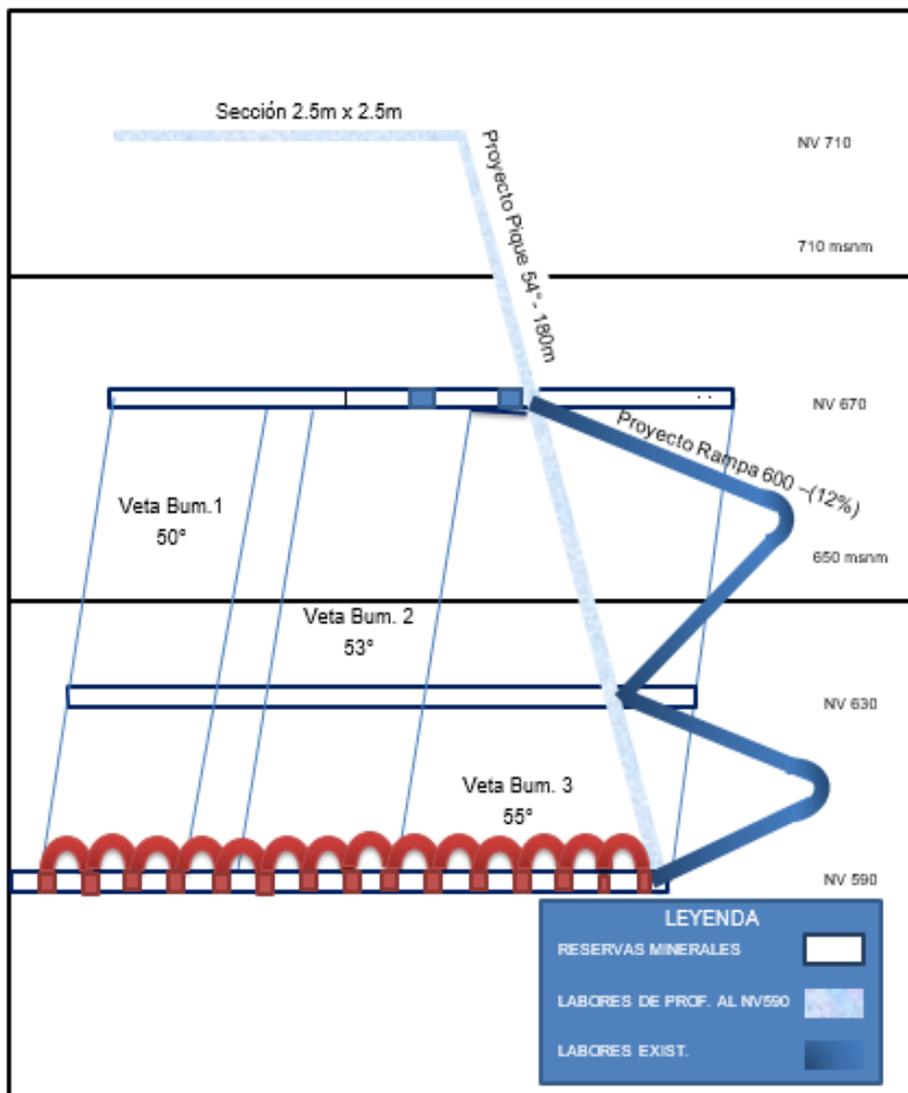
Teniendo la zona mineralizada se procede a evaluar el método de extracción de los minerales de la veta:

Figura n.º 2.25. Método de explotación OPEN STOPPING, aplicado en la COMPAÑÍA MINERA RIO CHICAMA



Fuente: Planos topográficos en CAD minera Bumerang.

Figura n.º 2.26. Diagrama esquemático geológico del pique y de la rampa
 Proyecto de Profundización Bumerang.



Fuente: Elaboración propia.

Así mismo la empresa continuar produciendo 200 TMPD de mineral, por lo que, si se considera una duración de 30 días por mes, esto conlleva a una meta de producción de 6000 TM mensuales de mineral. Además, se tendrá que extraer 200 TMPD de desmonte, producto de la ejecución de las labores de preparación programados para el nivel 590.

El Proyecto de profundización presenta dos opciones económicas para continuar la extracción mineral:

- Pique Inclinado
- Rampa Zigzag

Para determinar la Rentabilidad del proyecto se han realizado fases de evaluación siguiendo los pasos que se muestran a continuación:

1. Análisis y evaluación del sistema actual, identificación de las oportunidades de mejora en el trabajo a pulso de los carros mineros en el nivel de recepción y evacuación actual de material, así como del trabajo de la locomotora al interactuar en el ciclo de izaje. Obtención de rendimientos operacionales de extracción.
2. Determinación de todas las características del sistema de rampa de acuerdo a los requerimientos de producción. Diseño e infraestructura de la labor en zigzag.
3. Determinación de todas las características del sistema de izaje, de acuerdo a los requerimientos de producción. Diseño e infraestructura del pique inclinado, así como cálculo de la potencia óptima del winche eléctrico de izaje y su cable.
4. Selección de los equipos a usar en el transporte involucrado en el sistema de extracción de cada método, es decir, de las locomotoras y carros mineros.
5. Diseño de los circuitos de transporte (estaciones de la rampa) en los dos niveles que involucra el sistema.
6. Diseño de los circuitos de transporte (estaciones del pique) en los dos niveles que involucra el sistema de izaje.
7. Planeamiento de los ciclos y secuencias de trabajo en los dos sistemas y transporte.
8. Planeamiento de la ejecución de las tareas para la infraestructura necesaria del sistema de extracción del proyecto y elaboración de un cronograma de



Fuente: Registro fotográfico minera Río Chicama.

Su uso debe ser planificado como vías de producción si el mineral va a ser transportado, lo cual se puede ejecutar de dos formas diferentes:

El mineral es descargado por un ore pass (Hechadero, rampa de traspaso o traspaso de mineral) donde se mueve por gravedad, siendo descargado en el nivel más bajo mediante vehículos por una rampa o inclinado.

Figura n.º 2.29. Ore-pass o también llamado Echadero o pique de traspaso.



Fuente: Registro fotográfico minera Río Chicama.

La desventaja del uso de combinado de rampas y ore pass radica en que hay pérdidas de tiempo de carguío y recargué. Los factores que favorecen el uso de “ore-pass”:

- No hay pérdida de tiempo.
- Menos peligro para el operador.
- Menos costo de mantenimiento y operación para vehículos de transporte.
- Disponibilidad de chutes automáticos para cargar camiones y fajas.
- Alta productividad, los alimentadores pueden cargar camiones en 1 o 2 minutos.

2.2.6.2. Piques

Los piques son labores verticales que sirven de comunicación entre la mina subterránea y la superficie exterior con la finalidad de subir o bajar al personal, material, equipos y el mineral.

La construcción se hace normalmente de arriba para abajo, por método de bancos de tal manera que se perfora y dispara la mitad de la superficie del fondo del pique y esta operación se hace en forma alternada hasta su terminación. Las paredes del pique se disparan con Smooth Blasting (voladura controlada) para conseguir una pared lisa o superficie plana.

La sección puede ser circular o rectangular, dependiendo del diseño. Puede tener dos o más compartimentos, los que dependen de la capacidad y de las instalaciones con que cuenta la operación, por lo que cada sección puede ser:

- Para la jaula y su contrapeso.
- Para los baldes o Skips.
- Para tuberías de agua, aire, relleno.
- Para cables eléctricos.
- Para caminos.

2.2.6.2.1 Tipos de piques.

Piques verticales.

Es una labor que tiene una inclinación superior a 45°, y que puede usarse para la extracción de personal y mineral.

Posición del pique respecto a la veta.

Se pueden presentar las siguientes alternativas:

- Al pendiente
- Interceptando la veta
- Al yacente

Pique en el pendiente

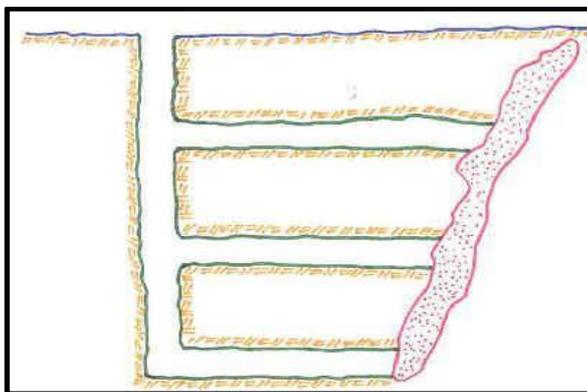
Ventajas

- Desarrollo ordenado, buenos pilares de protección.
- Permite encontrar vetas paralelas.

Desventajas

- Costo excesivo, debido al desarrollo en estéril.
- Deslizamiento, al encontrar la veta. Se pierde estabilidad y el control del terreno.
- Se puede llegar a perder el pique.

Figura n.º 2.30. Pique en el pendiente.



Fuente: Piques vs Rampa (Joel Vargas, febr. 2013)

Pique interceptado

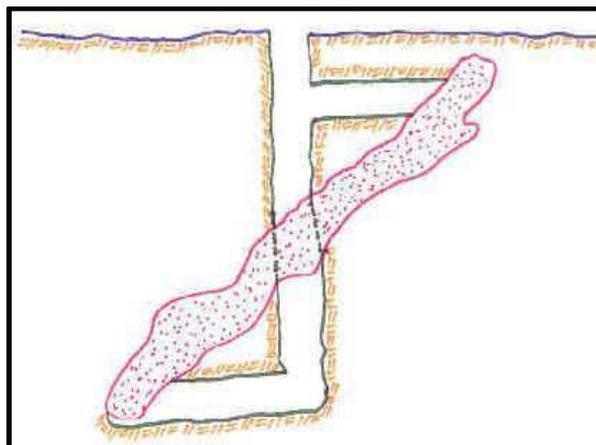
Ventajas.

- Fácil acceso al yacimiento. Genera rápido el flujo de caja.
- El costo de desarrollo inicial es menor.
- El desarrollo es más armónico en los niveles.

Desventajas.

- Problema de control del terreno.
- Pilares de protección en mineral.
- Alto costo de mantención.

Figura n.º 2.31. Pique interceptado.



Fuente: Piques vs Rampa (Joel Vargas, febr. 2013)

Pique al Yacente

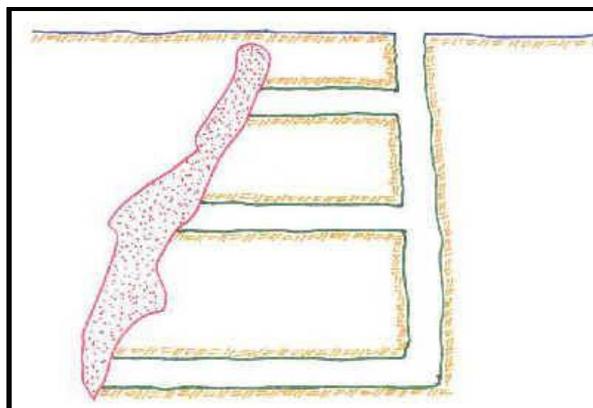
Ventajas.

- Tiene mayor preferencia.
- Seguridad y extracción más fácil aprovechando la gravedad.
- Más económico con respecto a los anteriores.

Desventajas.

- Mayor profundidad, mayor será el avance por estéril.

Figura n.º 2.32. Pique al Yacente.



Fuente: Piques vs Rampa (Joel Vargas, febr. 2013)

Piques inclinados.:

Posición con respecto a la veta.

Se pueden presentar las siguientes alternativas:

Pique inclinado por la veta.

Pique inclinado por la yacente.

Pique inclinado por la veta.

- Es caro por su construcción y poco eficiente.
- Su inclinación puede ser uniforme, lo que nos dice que puede tener una mayor capacidad de extracción.
- Las Irregularidades de la veta entorpece el transporte, cambios bruscos aumentan los costos de extracción y disminuye su capacidad por una velocidad de arrastre menor.
- Requiere dejar pilares de protección para el pique.

Pique inclinado por la yacente.

- El manto variable hace imposible la inclinación uniforme por el yacimiento y debe ubicarse en el yacente por estéril.
- Carguío directo, poca mantención (poca fortificación), ya que, si es por mineral, en las cajas de mineral hay un mayor peligro de derrumbes.

- Es caro, requiere estocadas estaciones en la roca.
- No entrega informaciones del yacimiento, por correrse en estéril.

2.2.6.2.2 Diseño de piques.

Parámetros iniciales.

Primero se realiza una campaña de exploración para evaluar las reservas del yacimiento. A continuación, se interpretaron los mismos y se hizo un estudio geológico detallado y un modelo del yacimiento con las zonas susceptibles de ser explotados.

Una vez definido el yacimiento, se procedieron a estudiar los diferentes sistemas de extracción posibles, analizando sus ventajas, inconvenientes y posibles inversiones.

En cuanto al personal y materiales, iban a ser introducidos y extraídos por jaula a través de un pique vertical desde la zona mineralizada.

Ahora que se tiene la zona mineralizada se procede a evaluar el método de extracción más óptimo analizando costos de operación. Se dan tres métodos de extracción rampa y camiones, pique vertical o un pique inclinado.

Para extraer el mineral de mina subterránea en yacimientos que no tiene encampane, se tendrá que construir un pique, el que va a variar en longitud y la capacidad del tonelaje de extracción.

Sistema de izaje

Para el diseño del pique inclinado es necesario hacer el cálculo del cable y del winche eléctrico de izaje óptimo a utilizar, todo esto de acuerdo con el requerimiento de producción. Todos estos parámetros tienen como objetivo final establecer el ciclo de trabajo del sistema de izaje de forma global.

El diseño del sistema de izaje y transporte está supeditado a los requerimientos de producción y trabajos de preparación y desarrollo de

labores establecidos en las metas físicas de acuerdo al plan anual de trabajo del año 2017.

El objetivo de la empresa es continuar produciendo 200 TMPD de mineral, por lo que, si se considera una duración de 30 días por mes, esto conlleva a una meta de producción de 6000 TM mensuales de mineral. Además, se tendrá que extraer 200 TMPD de desmonte, producto de la ejecución de las labores de preparación programados para el nivel 590.

Definición de la metodología de trabajo para el sistema de extracción: izaje y transporte

El sistema de izaje y transporte consistirá de la siguiente manera:

Se izarán 4 carros mineros a la vez, modelo U35, mediante el uso de un winche de izaje de un solo tambor y un cable de acero, enganchados con estrobos y movilizados mediante un circuito de rieles tanto en el nivel superior, inferior y en la trayectoria del mismo pique. Los ciclos de trabajo serán iguales que en el caso del sistema de extracción actual, es decir, serán los siguientes

a. Descenso de carros vacíos: Se engancharán dos carros mineros mediante un estrobo hecho de un cable de las mismas características del cable del winche de izaje, luego se posicionarán a pulso por delante del winche de izaje para luego enganchar el más cercano con un pin al cable del winche. Una vez que se encuentre bien enganchado, se quitará el taco de seguridad, ubicado justo antes de que empiece el pique, y luego se tocará el timbre dos veces (señal de que va a descender los carros) y el equipo de abajo responderá con dos toques también en señal de que están preparados para recibir los carros vacíos.

El operador del winche procederá a encenderlo para que los carros descendan por el pique. Mientras los carros se encuentran bajando, el

equipo de extracción del Nv. Inferior deberá bloquear el acceso de cualquier persona hacia el pique.

b. Recepción de carros vacíos: Al llegar los carros vacíos al nivel inferior, estos se desenganchan del pin que sostiene al cable del winche, para luego empujarlos hacia el tramo especialmente diseñado para almacenar los carros vacíos.

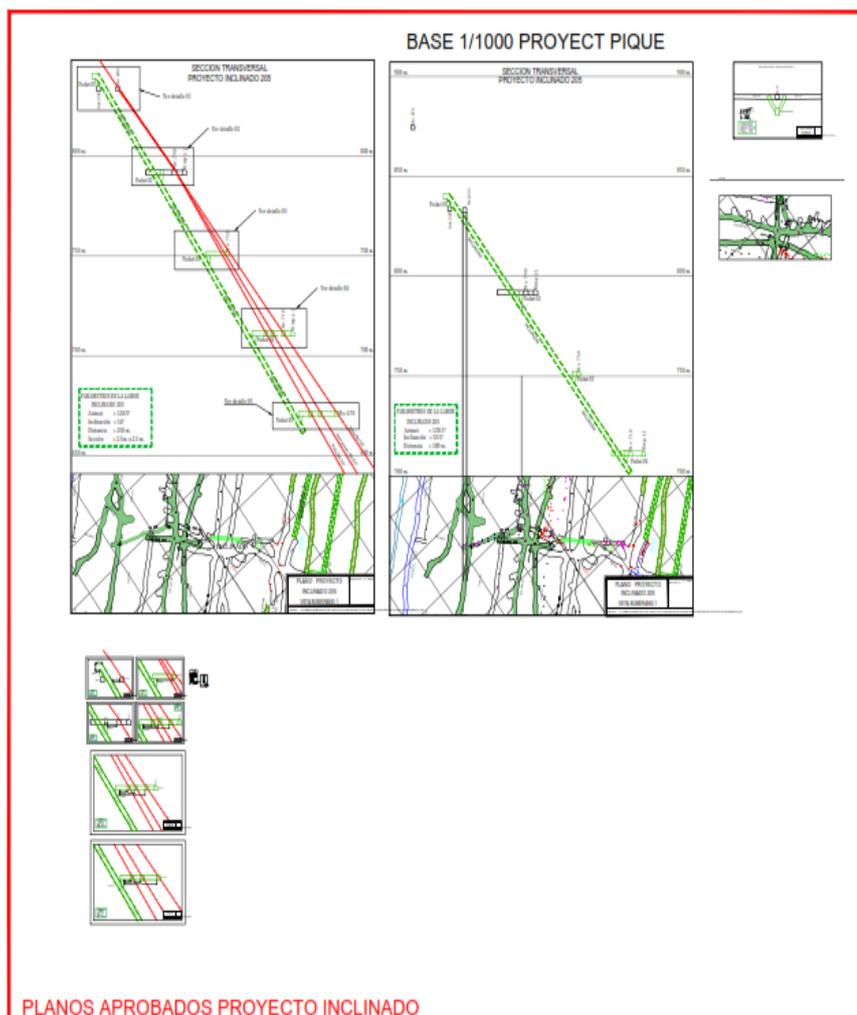
Una vez que los carros vacíos fueron posicionados en el tramo diseñado para estos, se procede a izar los carros llenos, que previamente han sido unidos con los estrobos y pines respectivos.

c. Izaje de carros llenos: Se engancha al cable del winche mediante un pin al primer carro minero a ser izado, luego se tocará tres veces el timbre y el equipo de extracción del Nv. Superior debe contestar con el mismo número de toques para que confirme que está preparado. Hecho esto, el operador del winche procede a izar los dos carros llenos.

d. Recepción de carros llenos: En este caso, el diseño del tramo horizontal que sirve para que los carros que lleguen al Nv. Superior se estabilicen será de 8m, justamente para que los dos carros que lleguen lo hagan de una manera segura, seguidamente se pondrá el taco de seguridad y se empujarán los carros llenos hacia la parte posterior del winche donde se almacenará los carros llenos. Mientras que dos personas hacen esto (el operador de la locomotora y su ayudante) y luego cambian el estrobo de cable por la cadena, el timbrero empuja dos carros vacíos previamente enganchados y se sigue el mismo procedimiento que en el punto a).

En este caso, el diseño del circuito en el Nv. Superior será de tal manera que se simplifiquen los esfuerzos al empujar los carros mineros por parte de los colaboradores, el cual se detallará más adelante en el diseño de los circuitos.

Figura n.º 2.33. Planos aprobados para el proyecto inclinado.



Fuente: Proyecto de profundización Bumerang Minera Rio Chicama.

2.2.7. Clasificación de los equipos de carguío y transporte en minería subterránea.

Los equipos se clasifican según la función que pueden satisfacer. Es así como se distingue entre equipos de carguío, equipos de transporte y equipos mixtos.

Los primeros realizan principalmente la labor de carga del material desde la frente de trabajo hacia un equipo de transporte que llevará el material a un determinado destino (planta, botadero, stock).

Alternativamente, estos equipos de carguío pueden depositar directamente el material removido en un punto definido. Este es el caso de las dragadoras en minería de carbón, donde

el equipo remueve la sobrecarga y la utiliza para construir la superficie sobre la cual se emplazará en un futuro cercano.

Los equipos de carguío pueden separarse a su vez en unidades discretas de carguío, como es el caso de palas y cargadores, o bien, como equipos de carguío de flujo continuo, como es el caso de excavadores de balde que realizan una operación continua de extracción de material.

Otra forma de diferenciar los equipos de carguío considera si éstos se desplazan o no, por lo que se distingue entre equipos sin acarreo (en general su base no se desplaza en cada operación de carguío) y equipos con acarreo mínimo (pueden desplazarse cortas distancias).

Los equipos de transporte tienen por principal función desplazar el material extraído por el equipo de carguío hacia un punto de destino definido por el plan minero. Pueden tener un camino fijo como es el caso de trenes que requieren el tendido de líneas férreas, o bien pueden desplazarse libremente por cualquier camino, como es el caso de los camiones.

Además, se pueden dividir en unidades discretas, como es el caso de camiones y trenes, o equipos de transporte de flujo continuo. En esta última categoría califican las correas transportadoras, las que pueden trasladar material de granulometría bastante gruesa dentro de la mina.

Finalmente, se pueden definir los equipos mixtos, que pueden realizar en una sola operación el carguío y transporte del material.

El equipo de mayor interés en esta categoría corresponde al LHD, que es una pala de bajo perfil para minería subterránea, que tiene autonomía para realizar eficientemente traslados de hasta 300 metros de material.

:

2.2.7.1. Clasificación de los equipos de carguío.

Estos equipos se clasifican según si consideran o no acarreo del material. Entre los equipos de este tipo están: palas mineras, retroexcavadoras, excavadoras hidráulicas y pequeñas palas neumáticas.

La clasificación de equipos de carguío se presenta en la Tabla 3.1.

Tabla n.º 2.6. Principales equipos de carguío y su clasificación.

	Sin acarreo	Acarreo mínimo
Unidad Discreta	<ul style="list-style-type: none"> • Pala eléctrica • Retroexcavadora • Pala hidráulica • Pala neumática 	<ul style="list-style-type: none"> • Cargador frontal • LHD
Flujo Continuo	<ul style="list-style-type: none"> • Excavador de baldes • Dragadora 	

Fuente: Ortiz J. (2014)

Palas (eléctricas o de cables)

Se utilizan principalmente en mediana y gran minería a cielo abierto. Tienen un bajo costo por unidad de producción y pueden manejar grandes volúmenes.

Cada modelo puede combinarse con varios modelos de camiones, lo que les otorga cierta flexibilidad. Son equipos caros y críticos en la producción que requieren de mantenimiento preventivo para evitar interrupciones en la producción. Tienen poca movilidad para trabajar en varios frentes al mismo tiempo.

Para una misma producción, la energía eléctrica que consumen estos equipos resulta más económica que el consumo de combustible de una pala hidráulica. Sin embargo, el costo de inversión requerido es considerablemente mayor en el caso de una pala eléctrica.

Algunos modelos de palas P&H y los pesos máximos que pueden manejar se presentan en la Figura 2.1.

Figura n.º 2.34. Modelos y capacidades de palas eléctricas. Se incluye, además, el número de pases necesarios para cargar ciertos modelos de camiones.

				
2300XPB	2800XPB	4100A	4100BOSS	4100XPB
50T/45 mt	70T/64 mt	90T/82 mt	100T/91 mt	100T/91 mt
4 passes	3 passes	3 passes	3-4 passes	3-4 passes
200T/182 mt	210T/191 mt	270T/245 mt	320T/291 mt	320T/291 mt
			360T/327 mt	360T/327 mt
				

Fuente: Ortiz, J. (2014)

Retroexcavadoras.

Se utilizan principalmente en canteras y en algunos casos en pequeña y mediana minería no metálica. Permiten el manejo de producciones pequeñas.

Pueden estar montadas sobre neumáticos u orugas. Las capacidades de los baldes alcanzan 4 yd³, con motores de hasta 400 HP.

Figura n.º 2.35. Retroexcavadora cargando camión.



Fuente: Informe Fotográfico, Minera Rio Chicama 2018

Pala hidráulica.

Estas palas presentan una mejor movilidad que las palas de cable, aunque no están diseñadas para cambiar de posición de manera frecuente. Con una menor inversión

y un costo operacional levemente más alto que en el caso de las palas eléctricas, las palas hidráulicas poseen un rango de capacidades de balde menores (hasta 30 yd³).

La cuchara de la pala puede estar instalada de manera frontal o inversa (como una retroexcavadora). El alcance del brazo de la pala durante su operación se muestra en la Figura 6. Además, se especifican algunos otros modelos de palas Demag en la Tabla 2.2.

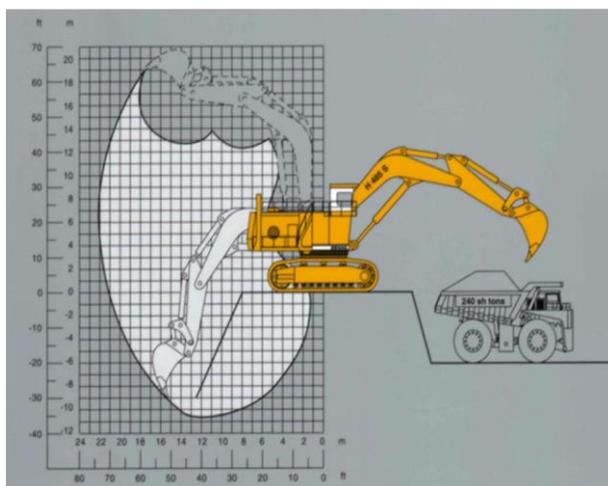
Tabla n.º 2.7. Principales equipos de carguío y su clasificación.

Modelo	Capacidad m ³ /yd ³	Ancho	Peso ton/lbs	Densidad de material ton/m ³ / lbs/yd ³
H 485 S	33 / 44	5.5 m / 18'	50 / 110000	1.8 / 3050
H 285 S	19 / 25	4.5 m / 14' 9"	30 / 66000	1.8 / 3050
H 185 S	14 / 18.5	4.1 m / 13' 5"	19.1 / 42100	1.8 / 3050
H 135 S	10.4 / 13.6	3.6 m / 11' 2"	12.71 / 28025	1.8 / 3050

Fuente: Ortiz, J. (2014)

Como se mencionaba anteriormente, estos equipos también pueden trabajar como una retroexcavadora (Figura 2.3). El balde, con un diseño diferente, se monta en el brazo. Se produce un leve cambio en las capacidades de carga.

Figura n.º 2.36 Operación de pala hidráulica como retroexcavadora



Fuente: Excavación Subterránea (Anuar Ánchelia, 2015)

Pala neumática

Las palas autocargadoras son pequeños equipos montados sobre llantas metálicas o neumáticas que permiten el carguío de material en vagones de tren que se ubican inmediatamente tras la pala. La pala recoge el material de la frente de trabajo y lo vuelca hacia atrás del mismo, tras pasarlo por sobre el equipo. Estos equipos suelen ser alimentados por energía neumática y han ido cayendo en la obsolescencia. El sistema de transporte que naturalmente está asociado a este equipo de carguío es el tren.

Descripción de equipos de carguío con acarreo mínimo.

Cargador frontal.

Los cargadores frontales ofrecen una alternativa al uso de palas eléctricas o hidráulicas. Presentan grandes ventajas, tales como su movilidad y la posibilidad de manejar grandes volúmenes de material (los más grandes superan las 40 yd³). Estos equipos deben maniobrar para descargar en el camión y para acceder a la frente de trabajo, a diferencia de las palas con base fija, que rotan en torno a la misma. Los cargadores permiten mayor flexibilidad en la producción pues pueden desplazarse con relativa facilidad y rapidez de una frente de trabajo a otra. Óptimamente, sin embargo, el acarreo debe ser mínimo. Se utilizan en mediana y gran minería, tanto para minerales industriales como metálicos.

LHD.

Los LHD (load-haul-dump) corresponden a palas de bajo perfil que pueden clasificarse tanto como equipos de carguío con acarreo mínimo o como equipo combinado de carguío y transporte. Estos equipos poseen una alta eficiencia para distancias de acarreo de no más de 300 m. Tienen la particularidad de poseer un balde (o cuchara, de ahí que también se denominen scoops) de gran tamaño, el cual puede ser elevado para cargar un equipo de transporte, tal como un camión de bajo perfil o un camión convencional. Poseen una gran versatilidad y por ende son equipos de alta productividad a un bajo costo operacional. El balde puede tener desde 1.0 a 13.0 yd³.

Figura n.º 2.37 LHD transportando mineral en mina subterránea.



Fuente: Wagner Co.

Tabla n.º 2.8. Modelos y especificaciones de LHD Wagner.

Modelo	Motor	Capacidad kg/lbs	Ancho del Balde mm/pulg
Wagner HST-05	Diesel	700 / 1500	1016 / 40
Wagner HST-1A	Diesel	1360 / 3000	1219 / 48
Wagner ST-1.5	Diesel	2040 / 4500	1270 / 50
Wagner ST-2	Diesel	3000 / 6600	1473 / 58
Wagner ST-2D	Diesel	3630 / 8000	1651 / 65
Wagner ST-3.5	Diesel	6000 / 13200	1956 / 77
Wagner ST-6C	Diesel	9530 / 21000	2438 / 96
Wagner ST-7.5Z	Diesel	12250 / 27000	2566 / 101
Wagner ST-8B	Diesel	13640 / 30000	2794 / 110
Wagner ST-15Z	Diesel	20410 / 45000	---
Wagner EHST-05	Eléctrico	700 / 1500	1016 / 40
Wagner EST-1A	Eléctrico	1360 / 3000	1219 / 48
Wagner ST-2D	Eléctrico	3630 / 8000	1651 / 65
Wagner ST-3.5	Eléctrico	6000 / 13200	1956 / 77
Wagner ST-6C	Eléctrico	9530 / 21000	2438 / 96
Wagner ST-8B	Eléctrico	13640 / 30000	2794 / 110

Fuente: Wagner Co.

La Figura 2.5 muestra algunos modelos de cargadores LHD, lo que se complementan con la información en la tabla anterior.

Figura n.º 2.38 LHD transportando mineral en mina subterránea.



Fuente: Informe fotográfico, Minera Rio Chicama 2018

CARGADORES LHD	
TORO	EJC
 TORO 151 (D/E) Capacidad 2700 kg Balde Estándar 1.5 m ³ (2 yd ³)	 EJC 61 (D/E) Capacidad 2700 kg Balde Estándar 1.2 m ³ (1.5 yd ³)
 TORO 301 (D) Capacidad 6200 kg Balde Estándar 3.0 m ³ (4 yd ³)	 EJC 100 (D/E) Capacidad 4500 kg Balde Estándar 2.3 m ³ (3.0 yd ³)
 TORO 400 (D/DS/E) Capacidad 9600 kg Balde Estándar 4.6 m ³ (6.0 yd ³)	 EJC 130 (D/E) Capacidad 5900 kg Balde Estándar 2.7 m ³ (3.5 yd ³)
 TORO 450 (D) Capacidad 12000 kg Balde Estándar 5.4 m ³ (7.0 yd ³)	 EJC 180 (D/E) Capacidad 8200 kg Balde Estándar 3.8 m ³ (5.0 yd ³)
 TORO 650 (D/DL/E) Capacidad 14000 kg Balde Estándar 6.0 m ³ (8.0 yd ³)	 EJC 210 (D/E) Capacidad 9600 kg Balde Estándar 4.6 m ³ (6.0 yd ³)
	 EJC 400 (D) Capacidad 18200 kg Balde Estándar 12.2 m ³ (16.0 yd ³)

2.2.7.2. Clasificación de los equipos de transporte.

En la siguiente tabla 2.4, se presenta la clasificación de equipos de transporte de minerales desde el frente hasta la planta:

Tabla n.º 2.9. Clasificación de equipos de transporte.

	Sin camino fijo	Con camino fijo
Unidad Discreta	<ul style="list-style-type: none"> • Camión • Camión de bajo perfil • Camión articulado 	<ul style="list-style-type: none"> • Tren • Skip • Tranvía
	Transporte de sólidos	
Flujo Continuo	<ul style="list-style-type: none"> • Cinta transportadora 	

Fuente: Maquinaria en la minería, (Ortega2014)

Descripción de equipos de transporte sin camino fijo

Dentro de los equipos de este tipo están: camiones, camiones de bajo perfil, y camiones articulados.

Camión

El camión corresponde a la unidad de transporte más comúnmente utilizada en explotación de minas. Camiones convencionales se utilizan tanto en minería a cielo abierto, como en minería subterránea. Éstos aceptan tonelajes moderadamente bajos por ciclo (hasta 40 t). Los camiones fuera de carretera (o camiones mineros) están especialmente diseñados para acarrear tonelajes mayores.

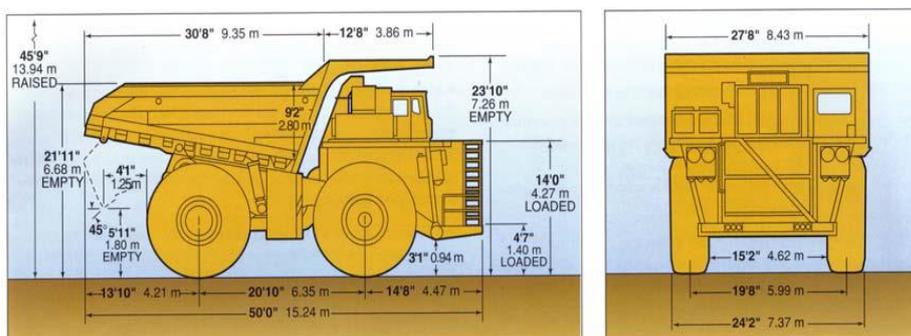
Figura n.º 2.39 Camión minero cargado.



Fuente: Informe fotográfico, Minera Río Chicama 2018

Además, poseen características de diseño especiales para su utilización en minería. Pueden acarrear sobre 300 ton de material en cada ciclo, lo que genera un bajo costo de operación. Las dimensiones de estos equipos se muestran en la Figura 2.

Figura n.º 2.40 Dimensiones de camión minero



Fuente: Maquinaria en la minería, (Ortega2014)

Estos camiones poseen motores diesel de gran potencia y tienen capacidades que van desde las 35 t a más de 320 t. Alcanzan velocidades de desplazamiento sobre 50 km/h

Figura n.º 2.41 Especificaciones de camiones Caterpillar.



Model	Flywheel HP	Capacity ton	Top Speed mph
769C	450	35-40	46.7
771C	450	44	25
773B	650	50-58	38.4
775B	650	65	28
777C	870	85-95	37.3
785B	1,380	150	35
789B	1,800	195	33.8
793B	2,160	240	33.3

Fuente: Maquinaria en la minería, (Ortega2014)

Camión de bajo perfil

Para minería subterránea, existen los camiones de bajo perfil, que permiten su acceso y operación en galerías de sección reducida. El material es descargado de la tolva hacia atrás. Sus capacidades van de 8 a sobre 30 toneladas.

Tabla n.º 2.10. Especificaciones de modelos de LHD Wagner

Modelo	Tipo de Motor	Capacidad ton (tc)	Ancho mm (pulg)
MT406	Diesel	6 (6.6)	1651 (65)
MT408	Diesel	8 (8.8)	1879 (74)
MT413	Diesel	11.8 (13.0)	1905 (75)
MT416	Diesel	14.5 (16.0)	2133 (84)
MT420	Diesel	18.2 (20.0)	2159 (85)
MT425	Diesel	23.6 (26.0)	2832 (111.5)
MT431	Diesel	28.1 (31.0)	---
MT433	Diesel	30 (33.0)	3150 (124)
MT439	Diesel	35.5 (39.0)	3353 (132)
MT444	Diesel	40 (44.0)	3480 (137)
Electroliner	Eléctrico	40 – 70 (44.0 – 77.0)	---
EMT-426	Eléctrico	23.6 (26.0)	2832 (111.5)
EMT-439	Eléctrico	35.5 (39.0)	3353 (132)

Fuente: Maquinaria en la minería, (Ortega2014)

2.2.7.3. Equipos de transporte winche o skip.

Estos equipos se utilizan principalmente para la extracción de la producción a través de un pique, desde los niveles de producción de la mina. El sistema puede consistir en dos contenedores (Skips) contrabalanceados o por un solo balde balanceado o no por un contrapeso. Existen varios sistemas para controlar el movimiento del skip.

2.2.8. Métodos financieros de valoración de inversiones.

Al decidir realizar una inversión en la empresa se debe contar con la mayor cantidad de información para poder hacerlo minimizando los riesgos. Para decidir realizar una inversión, casi siempre pensamos en términos de análisis de la rentabilidad de las inversiones. Así, se tocan técnicas financieras como las distintas medidas de riesgos y rentabilidad, el cálculo de los flujos de caja, la tasa de descuento, e inclusive técnicas más sofisticadas como los árboles de decisión, la simulación o la aplicación de la teoría de las opciones.

En las empresas, decidir si se realiza una inversión no es una decisión que se tome todos los días, no es algo tan cotidiano como facturar o comprar. Por eso, muchas empresas medianas suelen carecer de procedimientos evaluatorios de las inversiones, lo que queda reservado para grandes empresas.

Los dos más utilizados para evaluar la viabilidad de una inversión son: el V.A.N. (Valor Neto Contable) y el T.I.R. (Tasa Interna de Rentabilidad). En los análisis de viabilidad también se incorporan otros indicadores como:

I.R. (Índice de Rentabilidad). También llamado ratio ganancia coste que es el cociente entre el valor actualizado de los flujos netos de caja y la inversión realizada. Payback (Plazo de Recuperación). Que es el tiempo que tarda en recuperarse la inversión realizada.

V.A.N. (Valor Neto Contable)

Es el rendimiento actualizado de los flujos positivos y negativos originados por la inversión. Es decir, por todos los rendimientos que esperamos obtener de la misma.

Para una tasa de actualización (r) constante, y una inversión a (n) años, siendo C el valor de la inversión y F los distintos flujos anuales se pueden escribir así:

$$+ - VAN = \frac{F_1}{(1+r)} + \frac{F_2}{(1+r)^2} + \dots + \frac{F_n}{(1+r)^n} - C$$

Para restablecer los signos en términos de igualdad, consideraremos que los desembolsos que señalan una salida de capital les aplicamos el signo negativo y los que constituyen ingresos o entradas tendrán signo positivo.

Si obtenemos un VAN positivo el análisis nos indicará que el valor actualizado de las entradas y salidas de la inversión proporciona beneficio, expresado por dicho importe a la fecha inicial por encima del que obtendríamos considerando esa inversión a un coste o rendimiento mínimo exigido (coste de oportunidad).

Sin embargo, si el VAN resulta negativo, indicará que a esa tasa de actualización se produce una pérdida de la cuantía que exprese el VAN. Es decir, las inversiones con

VAN positivo serían interesantes y aquellas en las que el valor fuera negativo serían rechazables, Además, será útil para clasificar las interesantes en función del mayor o menor valor neto, lo que nos proporcionaría su grado de interés.

La tasa de descuento aplicado para el cálculo del VAN tiene su importancia, ya que aumentará el valor del VAN si reducimos el tipo de descuento y lo disminuirá si lo aumentamos, aunque estas tendencias también dependerán de los vencimientos y los signos de los flujos de caja. Por ejemplo, una inversión que requiera un fuerte desembolso inicial y beneficios tardíos tendrá una estructura inversa a otra que obtenga beneficios en los primeros ejercicios y desembolsos posteriores.

Algunos autores, consideran que una misma tasa de descuento para todos los ejercicios provoca un alejamiento de la realidad. Para evitar este aspecto se puede introducir en el modelo una tasa de descuento diferente para remunerar los saldos positivos y otro tipo para los saldos negativos.

T.I.R. (Tasa Rentabilidad Interna)

Es la tasa de retorno o tipo de rendimiento interno de una inversión; es decir, es aquel tipo de actualización que hace igual a cero el valor del capital. El VAN nos informa del beneficio absoluto que se va a obtener del proyecto de inversión. Así, entre varias opciones escogeremos aquella cuyo VAN sea más alto, porque será la que nos proporcionará un beneficio más elevado.

En cambio, el T.I.R. nos informa de la rentabilidad de la inversión, por lo tanto, es un indicador relativo al capital invertido. Al escoger, lo haremos de aquella opción que nos producirá mayor beneficio por euro invertido.

CAPÍTULO 3. METODOLOGÍA

3.1. Hipótesis

La extracción a través del uso de rampas es el método más económicamente factible para el proyecto de profundización de la Compañía Minera Río Chicama - Unidad Minera Bumerang, La Libertad 2018.

3.2. Variables.

3.1 Variable Independiente

Métodos para la extracción de mineral en el proyecto de profundización de la Compañía Minera Río Chicama – Unidad Bumerang, La Libertad 2018.

3.2 Variable Dependiente

Sistema de extracción de mineral más económicamente factible para desarrollar el Proyecto de profundización de la Unidad Minera Bumerang, La Libertad 2018.

3.3. Operacionalización de variables

Tabla n.º 3.1. Operacionalización de variables

VARIABLE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DIMENSIONES	INDICADORES
Variable independiente			
		Costo de inversión utilizando como sistema de extracción rampas	UDS
Métodos para la extracción de mineral en el proyecto de profundización de la Compañía Minera Río Chicama – Unidad Bumerang, La Libertad 2018.	Diferentes métodos mineros que son utilizados para la extracción de minerales desde socavones	Costo de operación utilizando como sistema de extracción de mineral una rampa.	USD/t
		Costo de inversión utilizando como sistema de extracción un pique	UDS
		Costo de operación utilizando como sistema de extracción de mineral un pique	USD/t
Variable dependiente			
Sistema de extracción de mineral más económicamente factible para desarrollar el Proyecto de profundización de la Unidad Minera Bumerang, La Libertad 2018.	Sistema de extracción que sea la mejor alternativa en términos económicos, es decir que sea la inversión más adecuada utilizando los indicadores económicos como el VAN y TIR	VAN	UDS
		TIR	%

Fuente elaboración propia

3.4. Diseño de investigación.

El tipo de investigación según el propósito es descriptiva, debido a que la investigación es un método científico que implica observar y describir el comportamiento de un sujeto especificando en este caso, una realidad en particular (se tiene definidas las 2 variables independientes rampas o pique), que no se generaliza en su totalidad para otras realidades, además se realiza en función a la demostración de la hipótesis, al ser un proceso sistemático donde se manipula las medidas y controles de la variable independiente, para llegar a estudiar su influencia sobre la variable dependiente, mediante la recolección de datos y así poder justificar el por qué es factible este proyecto.

3.5. Unidad de estudio.

Como unidad de estudio se considera desde el nivel 710 al nivel 590 de la Unidad Minera Bumerang.

3.6. Población.

La población será todos los yacimientos de minería subterránea del Perú.

3.7. Muestra.

La muestra que se toma es el proyecto de 120m de profundización de la Rampa negativa -12% en la Unidad Minera Bumerang.

3.8. Técnicas, instrumentos y procedimientos de recolección de datos.

Inicialmente la recolección de datos se realizará de los históricos de la geología regional, geología local y geología económica, los cuales nos podrán dar respuestas técnicas sobre las características del yacimiento, posteriormente se requieren revisar los informes geológicos de la compañía Río Chicama, con énfasis en conseguir información de las reservas e información de planeamiento de mediano y largo plazo.

Posteriormente se realizará un análisis del sistema actual de minado con el objetivo de conocer las características operativas, las cuales serán base para analizar el método de minado y poder proponer sistemas de extracción de mineral.

Se utilizará la información topográfica para poder estimar los recorridos de la rampa y pique según sea el caso.

Es importante realizar cotizaciones y consultas con empresas de servicios mineros y se solicitará cotizaciones a proveedores locales de acuerdo con la estrategia de relacionamiento.

Por otro lado, es importante la utilización de herramientas informáticas para estimar los costos de inversión y operación y hacer las respectivas simulaciones.

Tabla n.º 3.2. Técnicas de recolección de información.

TECNICA	JUSTIFICACION	INSTRUMENTOS	APLICADO EN
Observación directa	Se requiere tomar información de campo para conocer los ratios de consumo y producción.	<ul style="list-style-type: none"> • Guías de observación. • Lapiceros • Cámara fotográfica. 	A todo el sistema de actual de mina, con énfasis en la extracción de mineral.
Análisis de documentos	Para obtener la información del diseño de mina e información histórica.	<ul style="list-style-type: none"> • Ficha de recolección de datos. 	Sistema de control de producción y ratios
Revisión de bases de datos	Para obtener la información histórica de producción	<ul style="list-style-type: none"> • Ficha de recolección de datos. • Procesadores de datos como Excel 	Sistema de control de y reportes de piso.

Fuente elaboración propia

3.8.1. Observación directa

Objetivo

Reconocer los principales procedimientos, equipos y controles.

Procedimiento:

Preparación de la observación

- Se realizará la observación durante un mes, primero se dedicará a observar las operaciones de minado, perforación, voladura, posteriormente se observará y documentará las operaciones de extracción.

Secuencia de la Observación

- Elaboración. - Diseño de la ficha de observación.
- Documentación. - Escribir los resultados
- Documentación. - Archivar los resultados de la ficha de observación para referencia y análisis posteriores.

Instrumentos

- Cámara fotográfica
- Papel – Guía de observación
- Lapiceros

3.8.2. Análisis de documentos

Objetivo

Se requiere analizar documentos para obtener la información del diseño de minado y operativo de Minera Rio Chicama.

Procedimiento:

Preparación de los análisis de documentos

- Obtener todos los manuales existentes del sistema de minado y extracción.
 - Manuales de los equipos.
 - Manuales de operación

Se digitalizará y analizará toda la información.

Instrumentos

- Registros
- Computadora

3.8.3. Revisión de bases de datos.

Objetivo

Se requiere analizar la información histórica de la producción y analizar los planes de producción y lo ejecutado.

Procedimiento:

Preparación de los historiales de datos

- Obtener todos los datos históricos existentes de producción.
 - Información existente en registros físicos.
 - Información en históricos en Excel.

Instrumentos

- Computadora.
- Calculadora.

3.9. Métodos, instrumentos y procedimientos de análisis de datos

Los datos acopiados, se procesarán, analizarán y se presentarán de acuerdo a la estadística descriptiva, donde se evaluará el promedio, media, entre otros en MS EXCEL.

Medidas de Tendencia Centrales

Media o Promedio: Sumatoria de un conjunto de datos numéricos, divididos por el número total de los mismos.

Herramientas informáticas

- **AutoCAD.**

- **Microsoft Office 2010:**

Microsoft Office Word

Esta herramienta permite elaborar el formato de la presente investigación, detallando todo el contenido que se ha desarrollado durante todo el proceso de elaboración del proyecto.

Microsoft Office Excel

Esta herramienta permite ingresar datos y representarlos en forma gráfica para un mejor análisis de los resultados obtenidos por la encuesta aplicada.

Microsoft Office Power Point

Esta herramienta permite plasmar el proyecto en una presentación en diapositivas para un mejor entendimiento del tema expuesto.

CAPÍTULO 4. RESULTADOS

4.1. Revisar la información geológica y de planeamiento para determinar cuáles son las reservas y horizonte del proyecto de profundización en Compañía Minera Río Chicama -Unidad Bumerang.

Tal como pudimos ver en el desarrollo de la geología económica del proyecto de profundización Bumerang, ubicado en el distrito minero de la Libertad, en general la mineralización conocida de las vetas polimetálicas es considerada del tipo LS (Low sulfidación) de baja sulfuración con notable presencia de minerales de Ag, Au, Pb, Zn, Sb, As, Fe, Cu.

EL proyecto Bumerang es un yacimiento de alcance epitermal, con mineralización en vetas de cuarzo, sulfuros de fierro - arsénico y sulfonales de plata - antimonio con valores de oro, este yacimiento cuya explotación fue reiniciada recientemente por la compañía minera Río Chicama, fue trabajado intensamente por otras compañías décadas anteriores sobre el sistema de vetas Rosicler - La Virgen.

Tabla n.º 4.1. Zoneamiento mineralógico.

ZONEAMIENTO MINERALOGICO – COCIENTES METALICOS COMPAÑÍA MINERA RÍO CHICAMA		
COCIENTE	INTERPRETACION	VETAS
Sb/Ag	Muestran un aumento de Estibina hacia la parte superficial del socavón con respecto al antimonio.	Huancay Noroeste - Suroeste, Perseguida Este - Oeste, con vetas de estibina y bandeamiento de cuarzo lechoso.
Ag/Au	Aumento de la plata en la parte intermedia Noroeste con respecto a sulfuros de fierro - arsénico, los cuales aumentan en las profundidades.	Chimú, santa y Carhuaz norte-oeste, perseguida este y oeste, machete.
Au/Cu	Aumento de Plata e incremento de las leyes de Oro hacia las profundidades	Santa Carhuaz Norte, Perseguida Sur - Este, al sinclinal Marmot.

Fuente: Reporte geológico 2017.

Las vetas que se observan en afloramiento están emplazadas en fracturas de rumbo NW y NE. Se tiene 4 estructuras principales que tienen un rumbo promedio entre las orientaciones (rumbo: N53°W; Buz:37°SW; azimut:307°) – (rumbo: S55°E; buz:35SW; azimut:305°).

Para la cubicación de sus reservas de mena a diciembre del 2017, primeramente, se rehabilitó las galerías de las vetas Bumerang 2 y Bumerang 3, en el Nivel 645, posteriormente se procedió a muestrear sistemáticamente cada 2 metros, dichas muestras fueron analizadas en el laboratorio de la mina.

Las reservas para el proyecto de profundización son las siguientes:

Tabla n.º 4.2.. Reporte de reservas: probadas y probables

Block	Veta	Nivel	Probado	Probable
A	Bumerang 1	670	130,125	50,150
B	Bumerang 2	645	71,125	40,190
C	Bumerang 3	590	87,385	11,025
TOTAL			288,635	101,365
Ley Sb (%)			3.39	3.52

Fuente: Reporte geológico del departamento de geología 2017.

Como se comentó en capítulos anteriores, la mina extrae mineral de antimonio mediante un sistema open stoping. Su producción actual es de 200 TMPD y en el futuro se pretende ejecutar una producción sostenida similar.

4.1.1. Horizonte de producción en proyecto de profundización Unidad Bumerang.

Según el Departamento de Geología, estiman una producción anual para los siguientes 4 años, como se muestra en la siguiente tabla.

Tabla n.º 4.3. Plan de producción mina para los próximos cuatro años

Año	Toneladas (t)
2018	63000
2019	71125
2020	82300
2021	72210
Total	288635

Fuente: Reporte geológico del departamento de geología 2017.

4.2. Estimar los costos de inversión y operación de un sistema de extracción de mineral utilizando rampas.

4.2.1. Estimación del costo de inversión para desarrollar el proyecto de profundización utilizando un sistema de rampas en el proyecto Bumerang.

4.2.1.1. Costos de Capital (CAPEX) – Rampa.

Para poder calcular la inversión total de proyecto de profundización, la dividiremos en los siguientes ítems:

- a) Inversión en equipamiento y accesorios.
- b) Inversión en maquinaria y equipos
- c) Infraestructura mina para el sistema de extracción
- d) Preparación mina en la profundización

A continuación, se detallará cada uno de estos:

- a) Inversión en equipamiento y accesorios.

En la tabla 4.4, podemos ver los costos de inversión de capital referentes al equipamiento y accesorios, el proyecto requiere 6 carros mineros, de los cuales ya cantamos con 4 y solo se requiere comprar 2.

Tabla n.º 4.4. Inversión de costos capital en equipos y accesorios

Descripción	Cantidad	P.U (\$/und)	Total (\$)
Carros mineros U35	2	1,500	3,000
Locomotora de 2t(bat+carg)	1	36,000	36,000
Grupo Electrónico 100KW (125KVA)	1	23,000	23,000
Ventilador 10,000 CFM	1	10,000	10,000
Electrobomba sumergible 12 kw(arrancador directo)	1	7,500	7,500
Subtotal			79,500

Fuente: Elaboración Propia.

b) Inversión en maquinaria y equipos.

En la tabla 4.5, observamos que debido a la distancia que conforma la rampa requiere mayor inversión de costo por metro, ya que necesita la adquisición de nuevas herramientas y equipos.

Tabla n.º 4.5. Inversión de costos capital en maquinaria y equipos

Materiales y herramientas			
Descripción	Cantidad	P.U (\$/und)	Total (\$)
Manga de ventilación 18" (tramo30)	540	42	22,680
Rollo malla electro soldada	250	12	3,000
Pernos Split set de 5 pies (incluye placa)	210	6	1,260
Tuberías de agua de 2"	600	3	1,800
Tuberías de aire 2"	600	3	1,800
Tuberías para bombeo de agua (2")	600	3	1,800
Cable eléctrico de 220V	600	1	480
Cable eléctrico para bombeo	600	1	480
Cáncamos, alcayatas, varios	1,000	1	1,000
Subtotal			34,300

Fuente: Elaboración propia

c) Infraestructura mina para el sistema de extracción

En la tabla 4.6, se ve que en el sistema de extracción se harán más gastos, debido al recorrido que se tienen que preparar para que los equipos puedan viajar transportando el mineral.

Tabla n.º 4.6. Inversión de costos capital en el sistema de extracción

Infraestructura mina para el sistema de extracción			
Descripción	Cantidad	P.U (\$/und)	Total (\$)
Rampa negativa – 12%. Sección 2.4 x 2.4m	600	535	321,102
Subtotal			321,102

Fuente: Elaboración propia

d) Preparación mina en la profundización

En la tabla 4.7, Las actividades de preparación mina (Preparación de Labores), se considerarán como costo de inversión en el proyecto de profundización, en la tabla 4.7 se observa el costo de todas las labores que se requieren preparar la profundización de la mina.

Tabla n.º 4.7. Inversión de costos capital en la preparación de profundización mina

Descripción	Cantidad	P.U (\$/und)	Total (\$)
Labores preparación	585	225	131,650
Subtotal			131,650

Fuente: Elaboración propia

En la siguiente tabla, podemos ver el resumen de costos de inversión para los cuatro ítems descritos anteriormente; necesitamos un total de USD 566,552 para ejecutar el proyecto de profundización usando rampas.

Tabla n.º 4.8. Inversión de los costos capital

Inversión	USD	USD/t
Inversión de costos capital	79,500	13
Materiales y herramientas	34,300	6
Infraestructura mina para el sistema de extracción	321,102	54
Preparación mina en la profundización	131,650	22
Total	566,552	94.43

Fuente: Elaboración propia

4.2.2. Estimación del costo de operación al desarrollar el proyecto de profundización utilizando un sistema de rampas en el proyecto Bumerang.

4.2.2.1. Costos de Operaciones (OPEX) – Rampa.

Los costos operacionales se estimaron tomando en cuenta cuatro ítems principales, costos mina, costos de planta, costos de transporte y costos fijos y administrativos. En la siguiente tabla podemos ver los costos unitarios y los costos por mes fueron calculados al multiplicar por el tonelaje que se estima tratar por mes.

Tabla n.º 4.9. Estimación de costos de operación

Costos de mina	USD/t	t	Total
Costo de explotación	40.0	6,000	240,000
Costo de extracción	6.4	9,600	61,440
Costo de transporte	15.6	9,600	149,760
Sub total			451,200
Costos de planta			
Costo de tratamiento	38.0	6,000	228,000
Sub total			228,000
Costos de transporte			
Transporte hasta planta	12.0	6,000	72,000
Sub total			72,000
Costos fijos			
Gastos administrativos y de servicio	6.0	6,000	36,000
Sub total			36,000
Total			787,200

Fuente: Elaboración propia

En la siguiente tabla, podemos ver el resumen Tomando en cuenta que los costos operativos suman: 787,200\$mensuales que al producir 6000tn mensuales. Se estima un costo de 131\$/tn.

Tabla n.º 4.10. Estimación de costos de operación

Nro	Inversión	USD	USD/t
1	Costos de mina	451,200	75
2	Costos de planta	228,000	38
3	Costos de transporte	72,000	12
4	Costos fijos	36,000	6
	Total	787,200	131

Fuente: Elaboración propia.

4.2.3. Estimación de ganancias por venta de concentrado al desarrollar el proyecto de profundización utilizando un sistema de rampas en el proyecto Bumerang.

4.2.3.1. Ventas de Concentrado – Rampa.

Para poder calcular la inversión total de proyecto de profundización, la dividiremos en los siguientes ítems:

- a) Balance metalúrgico.
- b) Costos de transporte de fundición de concentrado de Sb.
- c) Valorización de concentrado.

A continuación, se detallará cada uno de estos:

a) Balance Metalúrgico

En la siguiente tabla 4.13, podemos ver un balance de metalúrgico, considerando una producción de 6,000 t por mes (200 t/d) y una ley promedio de antimonio (Sb) de 3.4% (Según datos geológicos visto anteriormente). Considerando una recuperación promedio de planta del 90%, se pudo calcular que se obtendría 677 t de concentrado al tratar las 6000 t/mes, y 5,323 t de relave.

Tabla n.º 4.11. Estimación de ganancias por venta de concentrado.

Producto	TMS	%Sb	Peso (t)	%R
Cabeza	6,000	3.4	203	100%
Concentrado de Sb	677	27.0	183	90%
Relave de Sb	5,323	0.4	20	10%

Fuente: Elaboración propia

b) Costos de transporte de fundición de concentrado de Sb.

En la siguiente tabla 4.14, se ve qué tomando en cuenta los siguientes costos, se gasta un total de 242,971\$ para transportar el concentrado a desde las operaciones hasta el puerto.

Tabla n.º 4.12. Estimación de ganancias por venta de concentrado

	USD/t	t	Total
Flete a puerto	40	677	27,072
Seguro transporte terrestre (2%)	22	677	14,890
Flete marítimo	40	677	27,072
Seguro Flete marítimo (2%)	22	677	14,890
Maquila por fundición	180	677	121,824
Maquila por refinación de Sb	55	677	37,224
Total			242,971

Fuente: Elaboración propia.

c) Valorización de concentrado.

En la siguiente tabla 4.15, se observa que al vender 183t de concentrado de Antimonio a 6,800 \$/tn (se obtiene una ganancia de 1,244,808 \$ mensuales), gastando en transporte y refinación 1,327\$/tn (haciendo un total de 242,971\$).

Se obtendría en ingresos por ventas de concentrado de Antimonio de: 1,001,837\$/mes.

Tabla n.º 4.13. Estimación de ganancias por venta de concentrado

Concentrado	Sb t	USD/t Sb	Total
Ventas	183	6,800	1,244,808
Gastos transporte y refinación	183	1,327	242,971
Ingresos			1,001,837

Fuente: Elaboración propia

4.3. Estimar los costos de inversión y operación de un sistema de extracción de mineral utilizando un pique.

4.3.1. Estimación del costo de inversión para desarrollar el proyecto de profundización utilizando un pique en el proyecto Bumerang.

Para poder calcular la inversión total de proyecto de profundización utilizando un pique inclinado, la dividiremos en los siguientes ítems:

a) Inversión en equipamiento y accesorios.

- b) Inversión en maquinaria y equipos
- c) Infraestructura mina para el sistema de extracción
- d) Preparación mina en la profundización

A continuación, se detallará cada uno de estos:

- a) Inversión en equipamiento y accesorios.

En la siguiente tabla podemos ver los costos de inversión de capital referentes al equipamiento y accesorios que se requerirían si se decide por la construcción de un pique inclinado, el proyecto requiere inversión en ingeniería, locomotoras, winche eléctrico y otras inversiones similares como el proyecto rampa; el costo total en equipamiento accesorios es de USD280,500.

Tabla n.º 4.14. Inversión de costos capital en equipos y accesorios

Descripción	Cantidad	P.U (\$/und)	Total (\$)
Proyecto de Ingeniería	1	32,000	32,000
Carros mineros U35	4	1,500	6,000
Locomotora de 2t(bat +carg)	2	30,000	60,000
Winche eléctrico de izaje 45 kW	2	36,500	73,000
Grupo Electrónico 200KW (125KVA)	2	46,000	92,000
Ventilador 10,000 CFM	1	10,000	10,000
Electrobomba sumergible 4.4 kw(arrancador directo)	1	7,500	7,500
Subtotal			280,500

Fuente: Elaboración Propia.

- b) Inversión en maquinaria y equipos.

En la tabla que se muestra a continuación vemos la inversión que se debería realizar si se ejecuta el proyecto pique en maquinaria y herramientas.

Tabla n.º 4.15. Inversión en maquinaria y herramientas pique.

Descripción	Cantidad	P.U (\$/und)	Total (\$)
Manga de ventilación 18" (tramo30)	400	42	16,800
Rollo malla electro soldada	190	12	2,280
Pernos Split set de 5 pies (incluye placa)	210	6	1,260
Tuberías de agua de 2"	400	3	1,200
Tuberías de aire 2"	400	3	1,200
Tuberías para bombeo de agua (2")	400	3	1,200
Cable eléctrico de 220V	400	1	320
Cable eléctrico para bombeo	400	1	320
Cáncamos, alcayatas, varios	1,000	1	1,000
Subtotal			25,580

Fuente: Elaboración propia

c) Infraestructura mina para el sistema de extracción pique.

En la tabla que encontramos a continuación, se detalla la inversión en infraestructura mina que se requiere para ejecutar el proyecto pique, el total de inversión asciende a USD 145,024.

Tabla n.º 4.16. Inversión en infraestructura mina para el sistema de extracción proyecto pique.

Descripción	Cantidad	P.U (\$/und)	Total (\$)
Ejecución del pique inclinado (54°). Sección 2.5 x 2.5m	135	720	97,200
Tendido de rieles a lo largo de la chimenea (m3)	135	55	7,425
Sistema de transporte para izaje	400	41	16,440
Desquinches y cuadrados para estación superior	300	63	18,987
Desquinches y cuadrados para estación inferior	75	27	2,050
Tendido de riele en la estación superior	55	27	1,503
Armado de plataforma para winche de izaje	1	1,419	1,419
Sub total			145,024

Fuente: Elaboración propia

d) Preparación mina en la profundización

En la tabla que vemos a continuación, encontramos las actividades de preparación mina (Preparación de Labores), si tomamos como decisión ejecutar el pique inclinado.

Tabla n.º 4.17. Inversión de costos capital en la preparación de profundización mina

Descripción	Cantidad	P.U (\$/und)	Total (\$)
Labores de preparación	562	225	126,450
Sub total			126,450

Fuente: Elaboración propia

En la siguiente tabla, podemos ver el resumen de costos de inversión para los cuatro ítems descritos anteriormente; necesitamos un total de USD 582,754 para ejecutar el proyecto de profundización usando un pique inclinado.

Tabla n.º 4.18. Inversión de los costos capital

Inversión	USD
Inversión de costo capital	280,500
Materiales y herramientas	25,580
Infraestructura mina para el sistema de extracción	145,024
Inversión en preparación mina en la profundización	126,450
Total	577,554

Fuente: Elaboración propia

4.3.2. Estimación de ganancias por venta de concentrado al desarrollar el proyecto de profundización utilizando un sistema de piques en el proyecto Bumerang.

4.3.2.1. Ventas de Concentrado – Pique.

Para poder calcular la inversión total de proyecto de profundización utilizando un pique inclinado, la dividiremos en los siguientes ítems y se seguirá una mecánica similar al cálculo del proyecto rampa:

- a) Balance metalúrgico.
- b) Costos de transporte de fundición de concentrado de Sb.
- c) Valorización de concentrado.

A continuación, se detallará cada uno de estos:

a) Balance Metalúrgico

En la siguiente que vemos a continuación, podemos ver el mismo balance de metalúrgico, considerando una producción de 6,000 t por mes (200 t/d) y una ley promedio de antimonio (Sb) de 3.4% (Según datos geológicos visto anteriormente). Considerando una recuperación promedio de planta del 90%, se pudo calcular que se obtendría 677 t de concentrado al tratar las 6000 t/mes, y 5,323 t de relave.

Tabla n.º 4.19. Estimación de ganancias por venta de concentrado.

Producto	TMS	%Sb	Peso (t)	%R
Cabeza	6,000	3.4	203	100%
Concentrado de Sb	677	27.0	183	90%
Relave de Sb	5,323	0.4	20	10%

Fuente: Elaboración propia

b) Costos de transporte de fundición de concentrado de Sb.

En la siguiente tabla se ve qué tomando en cuenta los siguientes costos, se gasta un total de 242,971\$ para transportar el concentrado desde las operaciones hasta la fundición, además de las maquilas por fundición y refinación.

Tabla n.º 4.20. Estimación de ganancias por venta de concentrado

	USD/t	t	Total
Flete a puerto	40	677	27,072
Seguro transporte terrestre (2%)	22	677	14,890
Flete marítimo	40	677	27,072
Seguro Flete marítimo (2%)	22	677	14,890
Maquila por fundición	180	677	121,824
Maquila por refinación de Sb	55	677	37,224
Total			242,971

Fuente: Elaboración propia.

c) Valorización de concentrado.

En la siguiente tabla 4.15, se observa que al vender 183t de concentrado de Antimonio a 6,800 \$/tn (se obtiene una ganancia de 1,244,808 \$ mensuales), gastando en transporte y refinación 1,327\$/tn (haciendo un total de 242,971\$).

Se obtendría en ingresos por ventas de concentrado de Antimonio de: 1,001,837\$/mes.

Tabla n.º 4.21. Estimación de ganancias por venta de concentrado

Concentrado	Sb t	USD/t Sb	Total
Ventas	183	6,800	1,244,808
Gastos transporte y refinación	183	1,327	242,971
Ingresos			1,001,837

Fuente: Elaboración propia

4.3.3. Estimación del costo de operación al desarrollar el proyecto de profundización utilizando un pique en el proyecto Bumerang.

4.3.3.1. Costos de Operaciones (OPEX) – Rampa.

Los costos operacionales se estimaron tomando en cuenta cuatro ítems principales, costos mina, costos de planta, costos de transporte y costos fijos y administrativos. En la siguiente tabla podemos ver los costos unitarios, los costos por mes fueron calculados al multiplicar por el tonelaje que se estima tratar por mes.

Tabla n.º 4.22. Estimación de costos de operación

Costos de mina	USD/t	t	Total
Costo de explotación	40	6,000	240,000
Costo de extracción	5	9,600	45,120
Costo de transporte	14	9,600	129,600
Sub total			414,720
Costos de planta			
Costo de tratamiento	38	6,000	228,000
Sub total			228,000
Costos de transporte			
Transporte hasta planta	20	6,000	120,000
Sub total			120,000
Costos fijos			
Gastos administrativos y de servicio	6	6,000	36,000
Sub total			36,000
Total			798,720

Fuente: Elaboración propia

En la siguiente tabla, podemos ver el resumen Tomando en cuenta que los costos operativos suman: 798,720\$ mensuales que al producir 6000tn mensuales. Se estima un costo de 133\$/tn.

Tabla n.º 4.23. Estimación de costos de operación

Nro	Inversión	USD	USD/t
1	Costos de mina	414,720	69
2	Costos de planta	228,000	38
3	Costos de transporte	120,000	20
4	Costos fijos	36,000	6
	Total	798,720	133

Fuente: Elaboración propia.

4.4. Evaluación utilizando indicadores financieros (VAN, TIR), para la selección entre los sistemas de extracción de mineral utilizando rampas o un pique.

4.4.1. Flujo de caja de los proyectos rampa y pique.

Tabla n.º 4.24. Flujos de caja para el proyecto de profundización utilizando rampas.

Periodo	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
CAPEX													
Inversión de costos capital	(79,500)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Materiales y herramientas	(34,300)												
Infraestructura mina para el sistema de extracción	(321,102)	-											
Preparación mina en la profundización	(131,650)												
Imprevistos	(56,655)												
OPEX													
Costos de mina	-	(451,200)	(451,200)	(451,200)	(451,200)	(451,200)	(451,200)	(451,200)	(451,200)	(451,200)	(451,200)	(451,200)	(451,200)
Costos de planta	-	(228,000)	(228,000)	(228,000)	(228,000)	(228,000)	(228,000)	(228,000)	(228,000)	(228,000)	(228,000)	(228,000)	(228,000)
Costos de transporte	-	(72,000)	(72,000)	(72,000)	(72,000)	(72,000)	(72,000)	(72,000)	(72,000)	(72,000)	(72,000)	(72,000)	(72,000)
Costos fijos	-	(36,000)	(36,000)	(36,000)	(36,000)	(36,000)	(36,000)	(36,000)	(36,000)	(36,000)	(36,000)	(36,000)	(36,000)
INGRESOS													
Venta de concentrados	-	1,001,837	1,001,837	1,001,837	1,001,837	1,001,837	1,001,837	1,001,837	1,001,837	1,001,837	1,001,837	1,001,837	1,001,837
EGRESOS													
	(623,207)	(787,200)	(787,200)	(787,200)	(787,200)	(787,200)	(787,200)	(787,200)	(787,200)	(787,200)	(787,200)	(787,200)	(787,200)
Flujo de Caja	(623,207)	214,637											
Tasa de descuento	12%												
VAN	706,333.46												
TIR	33%												
Periodo de retorno	3												

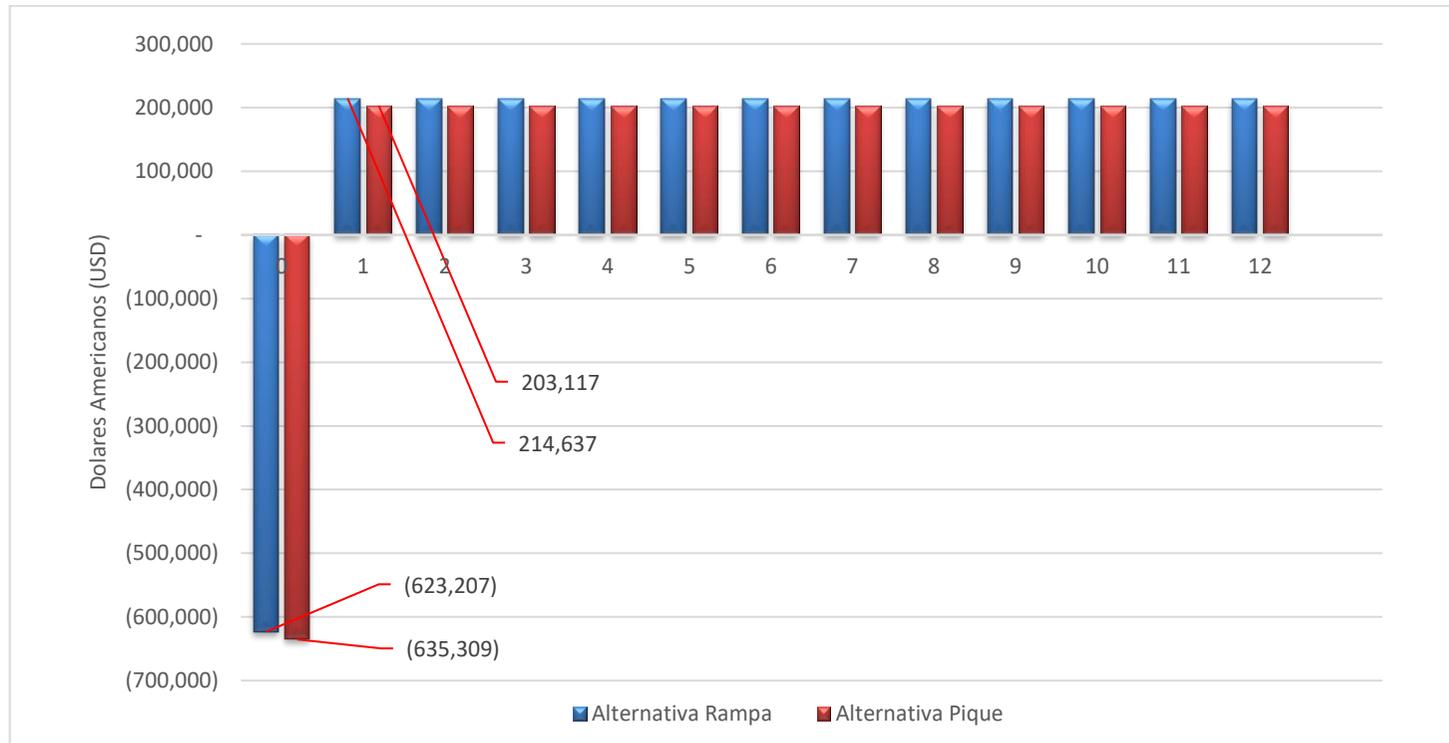
Fuente elaboración propia

Tabla n.º 4.25. Flujos de caja para los proyectos de profundización utilizando rampas y piques.

Periodo	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
CAPEX													
Inversión de costo capital	(280,500)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Materiales y herramientas	(25,580)												
Infraestructura mina para el sistema de extraccion	(145,024)	-											
Inversion en preparacion mina en la profundizacion	(126,450)												
Imprevistos(10%)	(57,755)												
OPEX													
Costos de mina	-	(414,720)	(414,720)	(414,720)	(414,720)	(414,720)	(414,720)	(414,720)	(414,720)	(414,720)	(414,720)	(414,720)	(414,720)
Costos de planta	-	(228,000)	(228,000)	(228,000)	(228,000)	(228,000)	(228,000)	(228,000)	(228,000)	(228,000)	(228,000)	(228,000)	(228,000)
Costos de transporte	-	(120,000)	(120,000)	(120,000)	(120,000)	(120,000)	(120,000)	(120,000)	(120,000)	(120,000)	(120,000)	(120,000)	(120,000)
Costos fijos	-	(36,000)	(36,000)	(36,000)	(36,000)	(36,000)	(36,000)	(36,000)	(36,000)	(36,000)	(36,000)	(36,000)	(36,000)
INGRESOS													
Venta de concentrados	-	1,001,837	1,001,837	1,001,837	1,001,837	1,001,837	1,001,837	1,001,837	1,001,837	1,001,837	1,001,837	1,001,837	1,001,837
EGRESOS													
	(635,309)	(798,720)	(798,720)	(798,720)	(798,720)	(798,720)	(798,720)	(798,720)	(798,720)	(798,720)	(798,720)	(798,720)	(798,720)
Flujo de Caja	(635,309)	203,117											
Tasa de descuento	12%												
VAN	622,872.18												
TIR	31%												
Periodo de retorno	4												

Fuente elaboración propia

Tabla n.º 4.26. Flujos de caja para los proyectos de profundización utilizando rampas y piques.



Fuente elaboración propia

4.4.1. Resultado de los indicadores económicos VAN y TIR.

En la siguiente tabla podemos apreciar un resumen de los indicadores económicos VAN, TIR, y periodo de retorno, para ambos proyectos “Uso de Rampas” y “Uso de Pique”. Inicialmente se realizó el ejercicio considerando los 4 años del proyecto, sin embargo, para ambos casos los resultados de los indicadores económicos eran similares (Por ejemplo, en payback era en el primer año para ambos proyectos), debido a lo anterior se procedió a hacer la evaluación económica para los primeros doce meses.

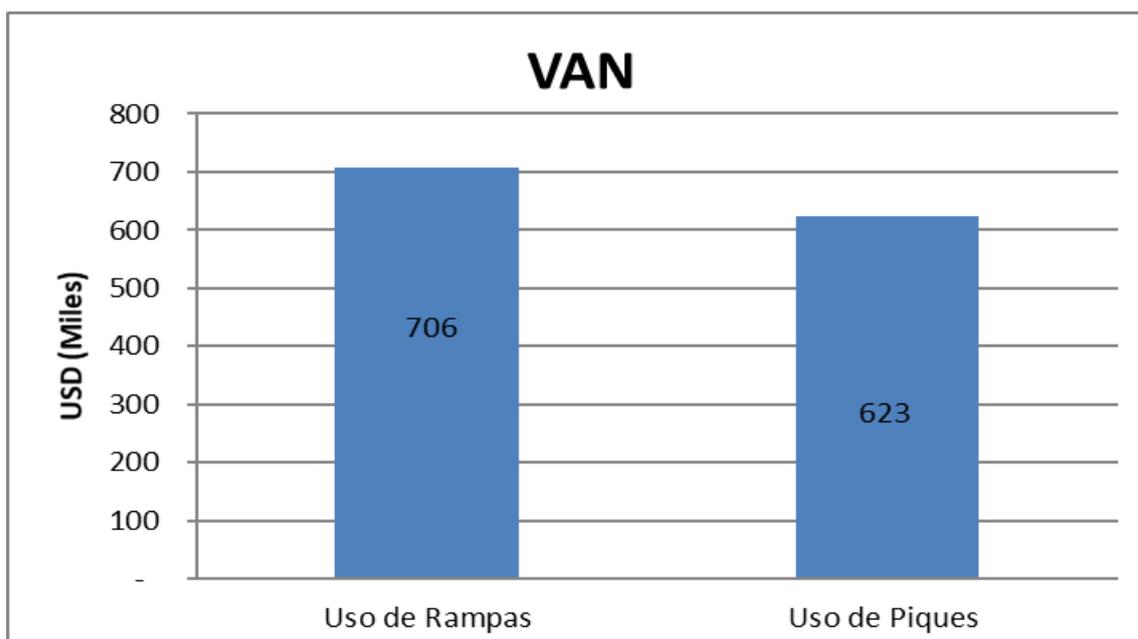
Podemos notar que todos los indicadores favorecen a que la mejor alternativa para ejecutar la profundización sea a través del uso de rampas.

Tabla n.º 4.27. Flujos de caja para los proyectos de profundización utilizando rampas y piques.

Item	Uso de Rampas	Uso de Piques
VAN	706	623
TIR	33%	31%
Periodo de retorno	3	4

Fuente: Elaboración propia.

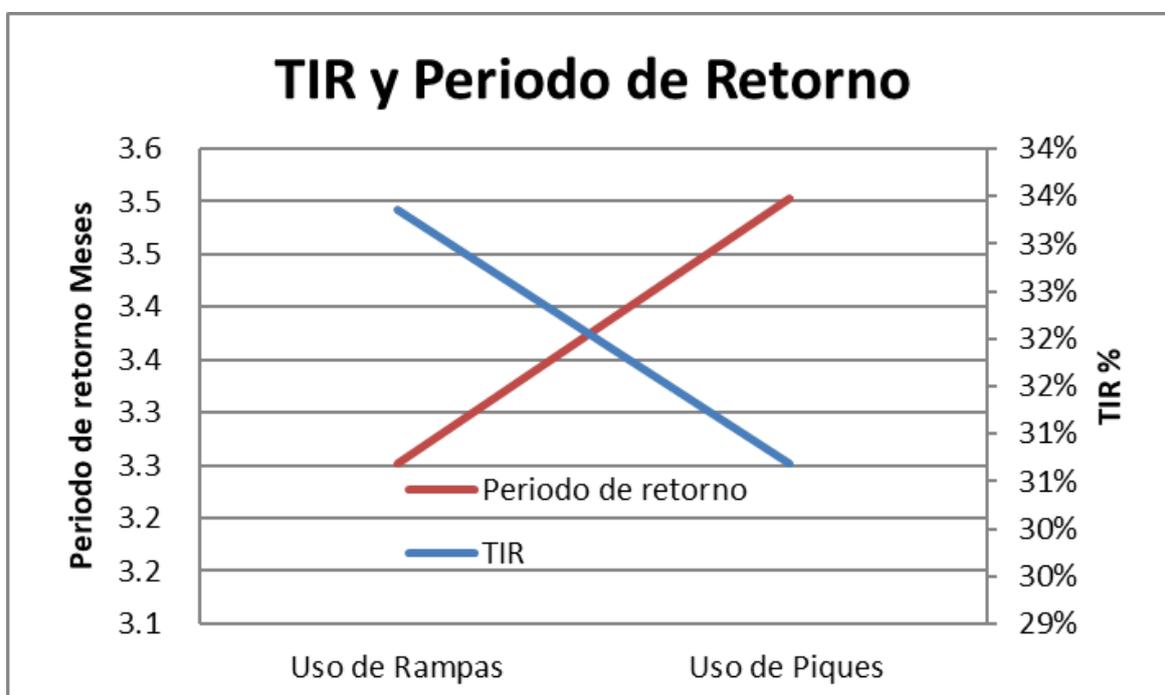
Figura n.º 4.1 Valor actual neto para los proyectos de profundización.



Fuente: Elaboración propia.

En la siguiente figura presentamos los resultados de los valores de la tasa interna de retorno (TIR) y el periodo de recuperación de la inversión más conocido como Payback. Dicha información también favorece al proyecto de utilización de rampas, debido a que el resultado para el uso de rampas fue 33% en cambio para el uso de un pique fue de 31%; con respecto al periodo de retorno, la inversión si ejecutamos las rampas la podremos recuperar en menor tiempo (3 meses), en cambio si ejecutamos el pique se estima que la inversión podrá ser recuperada en 4 meses.

Figura n.º 4.2 Comparación de la tasa interna de retorno (TIR) y el periodo de retorno de la inversión (Pay back).



Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO 5. DISCUSIÓN

Tal como se pudo ver en los antecedentes, en la pequeña y mediana minería existe el uso de piques y rampas para la extracción del mineral, cada aplicación muy específica debido a las características del yacimiento, tipo de explotación, niveles de inversión, tecnologías, etc.

Las decisiones para tomar uno u otro proyecto se toman en base a criterios técnicos y evaluaciones económicas, las soluciones particulares solo pueden ser aplicadas para cada proyecto y la información resultado de las evaluaciones solo puede ser tomada como referencia para cada proyecto específico; debido a lo anterior en los antecedentes el uso de rampas o piques no tiene una regla general.

Las variables técnicas y económicas y la evaluación de proyectos nos ayudan a tomar una decisión sobre qué proyecto o no ejecutar, sin embargo, podemos indicar que también existen variables importantes que definirán el método de extracción de mineral:

- Profundidad desde la superficie hasta el yacimiento mineral, es decir la distancia vertical desde la superficie hasta el yacimiento mineral.
- Distancia lineal de las rampas, desde el yacimiento hasta la superficie.
- Requerimientos de producción mina, es decir la escala de minería en que se trabaja.
- Nivel del avance tecnológico.
- Etc.

En la presente investigación, aún resulta factible el uso de rampas según la evaluación económica, decimos “aún” porque esta evaluación solo sirve en estas condiciones de operación y nivel de profundización, es relevante y se requiere continuar haciendo evaluaciones técnicas-económicas para futuras profundizaciones, debido a que en el futuro se requerirá ejecutar la extracción a través de un pique.

Mostramos la siguiente tabla, para hacer un análisis de los costos de inversión al usar rampas o un pique. Podemos ver que en los costos de inversión de capital para el proyecto rampa (USD 79,500) son menores en relación al costo de inversión del proyecto pique (USD280,500), expresado en porcentaje, más del 70% menor que la alternativa pique; esa reducción en inversión de capital favorece la alternativa rampa. La alternativa rampa se ve favorecida porque no se requiere hacer

gastos en ingeniería ni comprar mucha maquinaria adicional, en cambio para hacer un pique si se requiere hacer esos gastos.

Tabla n.º 5.1. Flujos de caja para los proyectos de profundización utilizando rampas y piques.

Inversión	RAMPA		PIQUE	
	USD	USD/t	USD	USD/t
Inversión de costos capital	79,500	13.3	280,500	46.8
Materiales y herramientas	34,300	5.7	25,580	4.3
Infraestructura mina para el sistema de extracción	321,102	53.5	145,024	24.2
Preparación mina en la profundización	131,650	21.9	126,450	21.1

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 5.2, se presentan los costos totales de operación al usar rampas o un pique. Podemos notar que el costo operativo al utilizar rampas es mayor que al usar un pique, tal así que al utilizar rampas es 75.2 y al utilizar pique es 69.1 USD/t respectivamente.

Tabla n.º 5.2. Flujos de caja para los proyectos de profundización utilizando rampas y piques.

Inversión	RAMPA		PIQUE	
	USD	USD/t	USD	USD/t
Costos de mina	451,200	75.2	414,720	69.1
Costos de planta	228,000	38.0	228,000	38.0
Costos de transporte	72,000	12.0	120,000	20.0
Costos fijos	36,000	6.0	36,000	6.0

Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO 6. CONCLUSIONES

- A este nivel de profundización y con las características específicas de los proyectos de profundización, rampa y pique; los indicadores económicos inclinan la balanza para continuar utilizando rampas para la profundización. En el futuro se requiere continuar haciendo evaluaciones técnico-económicas para definir proyectos profundización.
- Después de revisar la información geológica, pudimos encontrar que las reservas probadas para el proyecto Bumerang son 288,635 t de mineral, con una ley promedio de 3.39% de antimonio, y las reservas probables son 101,365 t de mineral con una ley de 3.52% de antimonio. En relación al horizonte de producción se estima producir desde el presente año hasta el 2021 al ritmo de producción que se mostró en la tabla 4.3.

Tabla n.º 4.3. Plan de producción mina para los próximos cuatro años

Año	Toneladas (t)
2018	63000
2019	71125
2020	82300
2021	72210
Total	288635

Fuente: Reporte del Departamento de Geología 2017.

- Se estimaron los costos de inversión y operación para el uso de rampas, la inversión total para ejecutar la profundización haciendo uso de rampas fue USD 566,552 y el costo operativo es de 131 USD/t.
- Se estimaron los costos de inversión y operación para el uso de un pique, la inversión total para ejecutar la profundización haciendo uso de un pique fue USD 577,554 y el costo operativo es de 133 USD/t.
- Los resultados de los indicadores económicos VAN, TIR, PAYBACK, recomiendan que la ejecución del proyecto de profundización sea a través de rampas. LA información se presenta en la siguiente tabla 4.27.

Tabla n.º 4.27. Flujos de caja para los proyectos de profundización utilizando rampas y piques.

Item	Uso de Rampas	Uso de Piques
VAN	706	623
TIR	33%	31%
Periodo de retorno	3	4

Fuente: Elaboración propia.

RECOMENDACIONES

- Para el análisis de costos y evaluación económica, se debe tener conocimientos o nociones de todos los procesos de la empresa, desde la exploración, pasando por la explotación y procesamiento de minerales (metalurgia), hasta la comercialización.
- La puesta en marcha del proyecto se debe realizar estrictamente de acuerdo a lo diseñado y planeado, para garantizar esto se deben de establecer controles en la operación y establecer indicadores que nos ayuden a evaluar las desviaciones al diseño y planeamiento.
- La planificación de minado masivo, orientado a labores en las vetas Bumerang, se debe contar con la presencia de una empresa contratista con alto rendimiento en cuanto a avances y producción, con equipos de alta disponibilidad mecánica es un tema urgente e inmediato, para poder cumplir este planeamiento en los tiempos.
- El control diario de los costos por área, de acuerdo al programa (Flujos Económicos), llevará al éxito de la empresa, para ello se recomienda implementar un área de costos independiente en la Compañía Rio Chicama, el cual controlará los mismos de acuerdo al planeamiento.
- La implementación de algunas herramientas informáticas (software) serán muy importantes en el modelamiento de las vetas encontradas.
- Continuar investigando en proyectos técnico-económicos para futuras profundizaciones.

REFERENCIAS

- Arias Calla L. D. (2013). Planeamiento y Diseño del Sistema de Extracción del Proyecto de Profundización de la U.O San Braulio Uno. Tesis. Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Clemente J. (2009), Selección de un método de minado, para diseñar el sistema de extracción del mineral más apropiado bajo las condiciones actuales.
- Elevli B., Demirci A., and Dayi O., (2016). Underground haulage selection: Shaft or ramp for a small-scale underground mine, South African Institute of Mining and Metallurgy.
- Estudios Mineros del Perú S.A.C. (2011), Métodos de explotación de minas a considerarse debe ser el más económico y eficiente.
- Fernández R, (2016) Optimización del Proceso de Revestimiento con Concreto Mediante el Uso del Sistema Slick Line Para el Transporte de Concreto en la Construcción del Pique Principal Marsa. Universidad de Trujillo – Perú.
- Jiménez Reyes, (2017) Métodos de explotación Subterránea (Open Stopping).
- López C. y Aduvire O. (2017), Factores que influyen en la selección de un método de explotación.
- Medina, A. (2014), Sistema de extracción de mineral del pique 718 con winche de izaje e incremento de la producción en mina Calpa Arequipa – Perú.
- Morales C. (2013), Costos de Planeamiento y Diseño del Sistema de Extracción del Proyecto de Profundización de la Unidad Operativa San Braulio I.
- Ortiz J. (2014), Apuntes del curso explotación de minas, Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento de Ingeniería de Minas.
- Ponce, B. (2015), Proyecto Pique Principal Marsa (Marsa Master Shaft), Instituto de Ingenieros de Minas del Perú.
- Vásquez C, Tumialán J, Román C. (2013), Métodos de explotación en minería subterránea.

ANEXOS

ANEXO N° 1 TASA DE INTERÉS PROMEDIO DEL SISTEMA BANCARIO AGOSTO 2017 SBS.

TASA DE INTERÉS PROMEDIO DEL SISTEMA BANCARIO																	
Tasas Activas Anuales de las Operaciones en Moneda Nacional Realizadas en los Últimos 30 Días Útiles Por Tipo de Crédito al 15/08/2017																	
Tasa Anual (%)	Continental	Comercio	Crédito	Financiero	BIF	Scotiabank	Citibank	Interbank	Mibanco	GNB	Falabella	Santander	Ripley	Azteca	Cencosud	ICBC	Promedio
Corporativos	6.29	-	4.23	8.17	5.78	4.40	6.03	5.83	-	6.54	-	6.20	-	-	-	5.60	4.94
Descuentos	6.02	-	4.45	-	6.29	5.38	-	8.10	-	-	-	8.11	-	-	-	-	6.46
Préstamos hasta 30 días	7.43	-	4.85	-	-	4.63	7.78	5.05	-	5.79	-	5.29	-	-	-	-	6.38
Préstamos de 31 a 90 días	4.52	-	4.85	-	5.30	4.02	6.38	4.60	-	7.45	-	5.10	-	-	-	-	4.63
Préstamos de 91 a 180 días	5.03	-	3.96	-	8.55	4.42	5.43	4.93	-	-	-	5.51	-	-	-	5.60	4.21
Préstamos de 181 a 360 días	5.89	-	3.52	8.17	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3.93
Préstamos a más de 360 días	8.18	-	6.11	-	-	5.22	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	5.68
Grandes Empresas	7.44	9.80	6.87	7.99	7.06	6.61	5.90	6.72	-	8.65	-	8.20	-	-	-	-	7.03
Descuentos	10.01	8.40	5.79	7.97	7.57	6.16	-	7.38	-	10.15	-	8.99	-	-	-	-	7.27
Préstamos hasta 30 días	5.59	-	7.09	11.00	6.19	5.58	5.33	4.75	-	9.00	-	8.63	-	-	-	-	6.30
Préstamos de 31 a 90 días	7.32	10.05	7.52	8.13	6.71	6.48	6.43	6.89	-	9.40	-	7.91	-	-	-	-	7.23
Préstamos de 91 a 180 días	6.81	10.00	6.36	7.76	6.81	6.51	5.80	6.29	-	8.06	-	8.06	-	-	-	-	6.56
Préstamos de 181 a 360 días	7.52	-	7.76	9.86	7.71	5.69	-	-	-	9.74	-	8.51	-	-	-	-	7.65
Préstamos a más de 360 días	7.09	-	7.97	-	7.95	7.58	-	7.30	-	8.26	-	8.02	-	-	-	-	7.70
Medianas Empresas	11.15	10.22	10.37	9.09	8.46	10.74	6.12	9.49	17.47	12.78	-	11.26	-	-	-	-	10.42
Descuentos	13.40	10.76	7.23	9.87	8.48	9.66	-	8.75	-	16.28	-	8.18	-	-	-	-	9.14
Préstamos hasta 30 días	11.44	14.00	11.31	13.53	6.05	11.74	6.40	10.11	-	-	-	-	-	-	-	-	10.91
Préstamos de 31 a 90 días	10.97	11.66	10.72	9.34	8.15	9.88	5.86	10.16	-	10.90	-	-	-	-	-	-	10.31
Préstamos de 91 a 180 días	11.71	6.70	10.05	7.98	9.24	10.35	-	9.45	20.18	11.35	-	8.92	-	-	-	-	10.33
Préstamos de 181 a 360 días	11.05	-	15.07	7.49	8.07	11.75	-	7.05	17.23	12.05	-	-	-	-	-	-	12.15
Préstamos a más de 360 días	9.38	-	11.02	11.68	9.57	12.63	-	10.23	17.35	16.12	-	12.00	-	-	-	-	10.86
Pequeñas Empresas	15.26	-	18.15	23.25	12.26	18.29	-	19.19	24.75	16.76	-	-	-	-	-	-	20.91
Descuentos	15.88	-	6.40	14.03	12.14	12.52	-	10.58	-	13.98	-	-	-	-	-	-	10.60
Préstamos hasta 30 días	14.80	-	13.20	-	-	12.13	-	-	42.48	-	-	-	-	-	-	-	13.68
Préstamos de 31 a 90 días	16.47	-	18.26	26.95	12.36	17.05	-	17.87	31.12	13.33	-	-	-	-	-	-	18.19
Préstamos de 91 a 180 días	16.29	-	18.08	24.85	14.00	15.41	-	19.49	31.48	15.35	-	-	-	-	-	-	19.66
Préstamos de 181 a 360 días	18.28	-	22.99	25.74	11.29	18.24	-	18.31	27.71	18.44	-	-	-	-	-	-	24.85
Préstamos a más de 360 días	11.97	-	16.73	22.92	12.00	18.81	-	19.79	23.59	16.88	-	-	-	-	-	-	20.64
Microempresas	27.11	-	23.83	35.90	12.00	20.89	-	18.47	40.10	22.69	-	-	-	-	-	-	36.84
Tarjetas de Crédito	36.60	-	26.84	47.67	-	30.62	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	28.03
Descuentos	15.78	-	9.57	-	12.00	15.75	-	9.37	-	-	-	-	-	-	-	-	12.11
Préstamos Revolventes	-	-	-	-	-	-	-	22.20	-	-	-	-	-	-	-	-	22.20
Préstamos a cuota fija hasta 30 días	-	-	-	-	-	6.10	-	-	54.76	-	-	-	-	-	-	-	24.40
Préstamos a cuota fija de 31 a 90 días	17.89	-	20.98	40.06	-	22.10	-	-	59.23	-	-	-	-	-	-	-	46.86
Préstamos a cuota fija de 91 a 180 días	21.77	-	21.75	42.48	-	11.50	-	22.33	56.30	-	-	-	-	-	-	-	52.07
Préstamos a cuota fija de 181 a 360 días	21.05	-	23.28	46.36	-	24.97	-	15.00	46.81	-	-	-	-	-	-	-	46.08
Préstamos a cuota fija a más de 360 días	10.78	-	16.15	34.38	-	18.82	-	21.19	33.56	22.69	-	-	-	-	-	-	31.78
Consumo	47.63	19.17	32.27	45.09	18.81	27.97	-	47.23	55.88	33.03	66.78	-	64.24	134.36	75.67	-	48.30
Tarjetas de Crédito	60.55	22.94	36.84	66.16	30.00	30.62	-	50.38	-	37.02	66.89	-	70.57	148.87	75.67	-	53.54
Préstamos Revolventes	18.04	-	-	-	-	-	-	22.20	-	-	-	-	-	-	-	-	18.37
Préstamos no Revolventes para automóviles	11.14	-	12.49	9.57	11.22	10.81	-	10.70	-	10.61	10.80	-	-	-	-	-	11.60
Préstamos no Revolventes para libre disponibilidad hasta 360 días	6.58	13.25	16.72	41.80	17.03	9.56	-	23.16	67.83	21.50	38.84	-	47.95	135.15	-	-	55.96
Préstamos no Revolventes para libre disponibilidad a más de 360 días	16.61	19.16	15.70	37.29	14.97	19.69	-	22.47	44.77	11.61	18.16	-	30.54	128.42	-	-	22.96
Créditos pignoratícios	-	-	61.71	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	61.71
Hipotecarios	7.65	9.73	8.20	9.70	9.26	8.21	-	8.40	15.90	8.27	-	-	-	-	-	-	8.33
Préstamos hipotecarios para vivienda	7.65	9.73	8.20	9.70	9.26	8.21	-	8.40	15.90	8.27	-	-	-	-	-	-	8.33

Nota: Cuadro elaborado sobre la base de la información remitida diariamente por las Empresas Bancarias a través del Reporte N°6. Las tasas de interés tienen carácter referencial. Las definiciones de los tipos de crédito se encuentran en el Reglamento para la Evaluación y Clasificación del Deudor y la Exigencia de Provisiones, aprobado mediante Resolución SBS N° 11356-2008 (Ver definiciones).

Fuente SBS (7.97% de BCP)