

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS



T E S I S

**Diseño minero y servicios auxiliares para los aportes por niveles y
secuencia de producción en la unidad Mallay – Compañía de Minas
Buenaventura**

**Para optar el título profesional de:
Ingeniero de Minas**

Autor:
Bach. Luis Miguel TORRES ROJAS
Asesor:
Mg. Silvestre Fabian BENAVIDES CHAGUA

Cerro de Pasco – Perú - 2025

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS



T E S I S

**Diseño minero y servicios auxiliares para los aportes por niveles y secuencia de producción en la unidad Mallay – Compañía de Minas
Buenaventura**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

**Mg. Vicente César DÁVILA CÓRDOVA
PRESIDENTE**

**Ing. Julio César SANTIAGO RIVERA
MIEMBRO**

**Mg. Wenceslao Julio LEDESMA VELITA
MIEMBRO**



Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión
Facultad de Ingeniería de Minas
Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas



INFORME DE ORIGINALIDAD N° 062-2024

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Originality, que a continuación se detalla:

Presentado por:
Bach. Luis Miguel TORRES ROJAS

Escuela de Formación Profesional
Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:
Tesis

Título del trabajo

“Diseño Minero y Servicios Auxiliares para los Aportes por Niveles y Secuencia de Producción en la Unidad Mallay – Compañía de Minas Buenaventura”

Asesor:
Mg. Silvestre Fabian BENAVIDES CHAGUA

Índice de Similitud: **12 %**

Calificativo
APROBADO

Se adjunta al presente el informe y el reporte de evaluación del software similitud.

Cerro de Pasco, 27 de noviembre de 2024.

Sello y Firma del responsable
de la Unidad de Investigación

DEDICATORIA

A mis padres Juan de Dios Torres Usuriaga
y Olga Rojas Huaranga, por haberme
forjado como profesional, a mis hermanas
Sonia, Rocy, Yudith y Clanda por sus
consejos y apoyo incondicional; y a todos
los trabajadores del sector minero por su
ardua labor.

AGRADECIMIENTO

Nuestro agradecimiento, a mis padres, hermanos y distinguidos Docentes de la Facultad de Ingeniería de Minas, de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, quienes han contribuido a mi formación academia.

Se agradece al asesor de tesis Mg. Silvestre F. BENAVIDES CHAGUA, por su dirección y ayuda continua y a los distinguidos miembros del Jurado Calificador, por su disposición y confianza.

RESUMEN

Compañía de Minas Buenaventura S.A. viene estableciendo mejoras en todas sus Unidades, por lo que requiere gestionar nuevas estrategias para lograr este objetivo. Es así que requiere formalizar el Diseño Minero y Servicios Auxiliares para lograr los Aportes por Niveles y Secuencia de Producción en la Unidad Mallay.

El presente trabajo de investigación se origina en el afán de tener una estrategia para tener los aportes de todos los niveles manteniendo una eficiente secuencia en su producción, logrando incrementar la producción diaria en la Unidad Minera Mallay. El objetivo es realizar el planeamiento de minado subterráneo para lograr obtener los aportes de todos los niveles con un adecuado ciclo de minado, para mantener la secuencia de la producción de la unidad minera Mallay Compañía de Minas Buenaventura. La presente investigación se justifica porque el planeamiento de minado tiene como objetivo el de incrementar la producción y mantener su sostenibilidad en el tiempo, prediciendo con anticipación todas las fases operativas para lograr una producción efectiva y eficiente. Se concluyó que el planeamiento de minado aplicado para este proyecto es de lograr una explotación de 600 t/. El control y su optimización serán relevantes en los resultados económicos de la operación proyectada de tal forma que las estimaciones de los costos sean más representativas y los resultados o indicadores de rentabilidad más ajustados a la realidad.

Palabras claves: Diseño Minero, Servicios Auxiliares, Secuencia de Producción.

ABSTRACT

Buenaventura Mines Company S.A. It has been establishing improvements in all its Units, which is why it requires managing new strategies to achieve this objective. Thus, it is necessary to formalize the Mining Design and Auxiliary Services to achieve the Contributions by Levels and Production Sequence in the Mallay Unit.

The present research work originates from the desire to have a strategy to have contributions from all levels, maintaining an efficient sequence in their production, managing to increase daily production at the Mallay Mining Unit. The objective is to carry out underground mining planning to obtain contributions from all levels with an adequate mining cycle, to maintain the production sequence of the Mallay Compañía de Minas Buenaventura mining unit. This research is justified because mining planning aims to increase production and maintain its sustainability over time, predicting in advance all operational phases to achieve effective and efficient production. It was concluded that the mining planning applied for this project is to achieve an exploitation of 600 t/. Control and its optimization will be relevant to the economic results of the projected operation in such a way that the cost estimates are more representative and the results or profitability indicators are more adjusted to reality.

Keywords: Mining Design, Auxiliary Services, Production Sequence.

INTRODUCCION

Compañía de Minas Buenaventura S.A. a través del Área de Planeamiento ha realizado el estudio para el Diseño de Mina y los Servicios Auxiliares de la Unidad Minera Mallay. Esto implica una evaluación geomecánica y reconocimiento de todas las zonas de la mina para determinar entre otros aspectos el aporte por niveles para tener una secuencia en las operaciones, por lo tanto se debe efectuar una planeamiento de mina, analizando todos los parámetros a tener en consideración para lograr una eficiente explotación que permita lograr el rendimiento económico requerido en la Unidad Minera Mallay.

Cabe resaltar que los Servicios Auxiliares en la mina son tan importantes para las operaciones de la mina, un solo elemento faltante en este proceso no permitirá cumplir con los objetivos de la explotación, por lo tanto, se debe tener cuidado con este servicio para cumplir con las metas programadas en cada ciclo de minado, en el proceso de explotación de la mina.

El método de explotación por Banqueo con perforación de taladros largos descendentes y relleno posterior, “Bench And Fill Stoping”, consiste en dividir la estructura mineralizada en sectores estables debidamente espaciados, de tal manera que se puedan ejecutar y controlar las operaciones de perforación de producción, de extracción del mineral y relleno, simultáneamente con fluidez y seguridad en un mismo tajo. Este método además de adecuarse a la geometría de la estructura mineralizada, permite un alto grado de mecanización, con alta productividad y bajo costo. Detalles requeridos para llevara acabo el trabajo de Investigacion.

ÍNDICE

	Página.
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCION	
ÍNDICE	
ÍNDICE DE ILUSTRACIONES	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE ANEXOS	
CAPITULO I	
PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN	
1.1. Identificación y determinación del problema	1
1.2. Delimitación de la investigación	2
1.3. Formulación del problema.....	4
1.3.1. Problema general	4
1.3.2. Problemas específicos	4
1.4. Formulación de objetivos	5
1.4.1. Objetivo general	5
1.4.2. Objetivos específicos.....	5
1.5. Justificación de la investigación.....	5
1.6. Limitaciones de la investigación	6
CAPITULO II	
MARCO TEÓRICO	
2.1. Antecedentes de estudio	7
2.2. Bases teóricas - científicas.....	11
2.3. Definición de términos básicos	24
2.4. Formulación de hipótesis.....	27
2.4.1. Hipótesis general	27
2.4.2. Hipótesis específicas	27
2.5. Identificación de las variables	28

2.6.	Definición operacional de variables e indicadores	28
------	---	----

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACION

3.1.	Tipo de investigación	29
3.2.	Nivel de investigación.....	29
3.3.	Métodos de la investigación	30
3.4.	Diseño de investigación.....	30
3.5.	Población y muestras.....	30
	3.5.1. Población.....	30
	3.5.2. Muestra	31
3.6.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	31
3.7.	Técnicas de procesamiento y análisis de datos.....	32
3.8.	Tratamiento estadístico.....	32
3.9.	Orientación ética filosófica y epistémica	32

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSION

4.1.	Descripción del trabajo de campo	34
4.2.	Presentación, análisis e interpretación de resultados.....	47
4.3.	Prueba de hipótesis	59
4.4.	Discusión de resultados	59

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ANEXOS

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

	Página.
Ilustración 1. Ubicación de la Mina Orcopampa.....	2
Ilustración 2. Esquema de Uso de Agua en el Sector Minero.....	12
Ilustración 3. Aire Comprimido para Shotcrete	16
Ilustración 4. Metodología de Diseño de Excavaciones Subterráneas en Minería.....	35
Ilustración 5. Sección Típica – Sector Clavo 3	36
Ilustración 6. Sección Tipica – Sector Clavo 2	36
Ilustración 7. Sección Típica – Sector Clavo 6	37
Ilustración 8. Factor de Esfuerzo en la Roca, A	39
Ilustración 9. Factor de Esfuerzo en la Roca, B	39
Ilustración 10. Factor de Ajuste Gravitatorio, C	40
Ilustración 11. Sección Tipica de Sostenimiento Estandar - < 3m.....	41
Ilustración 12. Sección Tipica de Sostenimiento Estandar – 3m A 6m	41
Ilustración 13. Sección Tipica de Sostenimiento Estandar - > 6m.....	42
Ilustración 14. Sección Tipica de Sostenimiento de Cable Bolting para Incrementar la Longitud de Tajeo.....	42
Ilustración 15. Unidad Basic de Explotacion (UBE).....	46
Ilustración 16. Esquema de Desarrollo y Preparación Veta Isguiz	54
Ilustración 17. Esquema de Desarrollo y Preparación Veta María	55
Ilustración 18. Labores de Desarrollo y Preparación de Las Vetas Isguiz y María	56
Ilustración 19. Circuito del Sistema de Drenaje	57
Ilustración 20. Circuito del Sistema de Ventilacion	59
Ilustración 21. Esquema de Explotacion – Bench And Fill Stoping	61
Ilustración 22. Secuencia de Minado – Bench And Fill Stoping	62

ÍNDICE DE TABLAS

	Página.
Tabla 1. Operacionalización de Variables.....	28
Tabla 2. Geometría de las Estructuras Mineralizadas	37
Tabla 3. Parámetro de Diseño	46
Tabla 4. Rampa de Acceso	52
Tabla 5. Aporte por Niveles Recursos Minables.....	60
Tabla 6. Recurso Minable Sector Isguiz y María	60
Tabla 7. Factores Tecnológicos.....	63
Tabla 8. Capacidad de Producción por UBE.....	64
Tabla 9. Capacidad Máxima de Producción 600 t/d.....	65

ÍNDICE DE ANEXOS

	Página.
Anexo 1. Matriz de Consistencia	
Anexo 2. Hidrología e Hidrogeología – Unidad Mallay.	
Anexo 3. Panel Fotográfico	

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

Se analiza el método de explotación actual (Corte y Relleno ascendente con relleno detrítico) y su performance. Proyectando el uso de este método en las formas geométricas de los recursos minerales, bajo el NV 4090. Se identifica que no habría suficientes frentes, para producir a ritmo de 600 t/d, en forma sostenida. Adicionalmente a esta limitación, el intenso uso de mano de obra generaría costos más elevados de los que actualmente tiene Mallay, debido a los costos incrementales por la mayor distancia del transporte de mineral y desmonte, también por los costos adicionales que se tendrán que incorporar, por las necesidades de bombeo y ventilación.

Para contrarrestar esta condición desfavorable, la alternativa que se consideró necesaria estudiar, corresponde al uso de métodos de explotación mecanizados que no requieran de muchos tajeos para producir 600 t/d y que a la vez ofrezcan condiciones de seguridad con alta productividad, con costos de

producción más bajos a los actualmente obtenidos.

1.2. Delimitación de la investigación

Ubicación

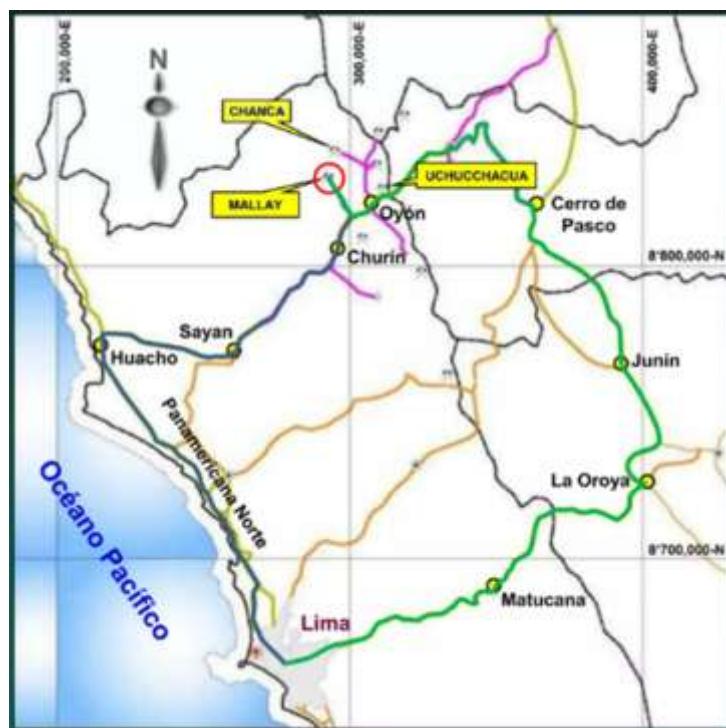
La Unidad Mallay se encuentra ubicado el paraje de Mallay distrito de Oyón, provincia de Oyón, departamento de Lima a una elevación comprendida entre 4,090 y 4,470 msnm, en la vertiente occidental de la Cordillera de los Andes, en la cuenca del río Huaura al Suroeste de la ciudad del mismo nombre.

Accesibilidad.

Lima – Huacho – Sayan – Churin – Mallay: 307 Km

Lima – La Oroya – C. Pasco – Oyón – Mallay: 372 Km

Ilustración 1. Ubicación de la Mina Orcopampa



Fuente: Departamento de Ingeniería

Geología

El yacimiento está ubicado dentro de plegamientos orientados al NW-SE, con pequeñas inflexiones N-S que alteran su rumbo general, buzando al W con ángulos de 30° a 60°, con una exposición de la mineralización (Veta Isguiz) en una longitud de 1.4 km, con un espesor de 30 a 100 m y una profundidad hasta ahora conocida, desde la superficie de 500 m. Los cuerpos definidos están controlados estructuralmente por un anticlinal que tiene un rumbo de eje de Norte a Sur.

La Unidad Minera Mallay tiene como principales unidades litoestratigráficas a: Cuarcitas que corresponden a la Formación Chimú, que es considerada la más antigua, sobre esta suprayacen las capas calcáreas y clásticas de las Formaciones Geológicas Santa y Carhuaz, dentro de esta última descansa concordantemente las areniscas Farrat, y sobre ellas en forma discordante, la serie calcárea y lutacea de las formaciones Parahuana, Chulec-Pariatambo y las calizas Jumasha. Y culminando la secuencia rocosa, se asientan los Volcánicos Calipuy, constituidas de lavas andesíticas y piroclastos. Todo este sistema de formaciones corresponde al Cretáceo, Terciario y Cuaternario. (Ingemmet, 1996).

La tectónica regional tiene un dominio de esfuerzos compresivos, manifestados en pliegues y sobreescrismientos de alcance kilométrico, que presentan un alineamiento entre los ejes de los primeros y el plano de desplazamiento de los segundos con dirección NW-SE, correspondiente a la dirección de la cordillera de los andes, y un sistema principal de fallamientos inversos NE-SW.

Geología Estructural

Estructuralmente la zona se encuentra fuertemente plegada y disturbada con un lineamiento NW-SE con la presencia de anticlinales y sinclinales, fallas normales e inversas de carácter regional y local, con algunas inflexiones pequeñas de N-S que no alteran su rumbo, como resultado de un fuerte tectonismo e intrusiones. Metalogeneticamente el yacimiento de Mallay, presenta una fuerte alteración hidrotermal que ha generado piritización y silicificación en las rocas encajonantes. Dentro de la formación Jumasha se tiene la presencia de diques dacíticos que generan una alteración argilica.

Las estructuras presentan rumbos con tendencia NW-SE, E-W y NE-SW, con ángulos de buzamiento elevado.

El Anticlinal Isguiz, con dirección predominante N30°W. Ubicado en el área Isguiz, dentro de su estructura en el flanco derecho se ubica una gran falla-contacto Isguiz, donde se emplaza la mineralización Zn-Pb-Ag deslizándose sobre el contacto de las formaciones Farrat y la Caliza Pariahuanca.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿Como realizar el Diseño Minero y Servicios Auxiliares para los Aportes por Niveles y Secuencia de Producción de la Unidad Mallay en la Compañía de Minas Buenaventura?

1.3.2. Problemas específicos

- a) ¿Cuáles son las opciones del Diseño Minero para obtener un adecuado aporte en los Niveles de la Unidad Mallay?
- b) ¿Cómo precisar los Servicios Auxiliares y determinar la Secuencia de la Producción de la Unidad Mallay?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

Realizar el Diseño Minero y Servicios Auxiliares para los Aportes por Niveles y Secuencia de Producción de la Unidad Mallay en la Compañía de Minas Buenaventura.

1.4.2. Objetivos específicos

- a) Determinar las opciones del Diseño Minero para obtener un adecuado aporte en los Niveles de la Unidad Mallay.
- b) Precisar los Servicios Auxiliares para determinar la Secuencia de la Producción de la Unidad Mallay.

1.5. Justificación de la investigación

El alcance encomendado para la Profundización de la mina, ha comprendido el desarrollo de las siguientes actividades:

- Identificar el medio de accesibilidad y sistema de extracción más conveniente para desarrollar el Proyecto de Profundización.
- Analizar, evaluar e identificar el método de explotación más adecuado para la explotación de los recursos minerales bajo el NV 4090.
- Elaborar el Plan de minado hasta el agotamiento de los recursos estimados.
- Elaborar el modelo económico de evaluación, que permita fijar los parámetros de la operación que se deben programar para asegurar la rentabilidad de la inversión, mostrando finalmente los indicadores de rentabilidad e identificando los factores críticos o de riesgo.

El desarrollo del proyecto se realizó en coordinación con el área de Planeamiento de la Unidad Mallay y los avances fueron discutidos en las diversas reuniones de seguimiento y control llevadas a cabo en las oficinas de

Planeamiento. Los comentarios analizados en el desarrollo de las actividades, fueron enriquecidos con los aportes del personal técnico de Compañía de Minas Buenaventura y se dieron durante la revisión de la información y las múltiples reuniones de trabajo sostenidas.

Se inicia el estudio con la vista a la mina y el reconocimiento de terreno, también con la revisión de la información proporcionada por la Unidad Mallay. Habiendo identificado de primera instancia, que la reserva mineral cubicada debajo del NV 4090, resulta insuficiente para justificar inversiones en la Profundización de Mina. No obstante, a esta limitación, Mallay asume el riesgo de incorporar en el Diseño de mina, en la elaboración del Programa de Producción y en la Evaluación económica del proyecto, la sumatoria de la Reserva, el Recurso y el Potencial.

1.6. Limitaciones de la investigación

Las limitaciones fueron en referencia al mapeo geomecánico del Nv. 4090, que fue proporcionado por Mallay. Esta información fue revisada en terreno y luego se realizaron mapeos in-situ para validarlas. En el recorrido de las labores, físicamente se pudo observar, que el sector (NV 4090) muestra condiciones geomecánicas de calidad de roca que podrían clasificarse entre regular a buena, estos detalles de la clasificación se tuvieron que comprobar para los distintos “Clavos”.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

a) Antecedentes nacionales.

- (**Bautista J., 2020**), de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno Nacional, desarrolla su tesis “Diseño y Planeamiento de Minado Subterráneo para Incrementar la Producción diaria de la Unidad Operativa Pallancata – Proyecto Pablo – Compañía Minera Ares S.A.C.”, Surgen de la necesidad de resolver problemas relacionados, para mejorar e incrementar el nivel de producción diaria y tener un mejor criterio en la toma de decisiones de la mina. Este diseño y planeamiento de minado nos demostró que, si es económicamente factible seguir minando, tomando como caso práctico la unidad Operativa Pallancata el Proyecto Pablo propiedad de la Compañía Minera Ares S.A.C. Se realizó con el objetivo principal de desarrollar el diseño y planeamiento de minado subterráneo del Proyecto Pablo a mediano plazo, que requiere

atender las tres áreas principales: Ingeniería, Geología y Mina. Cada una de las cuales obedecen al comportamiento de sus variables o datos, los cuales una vez procesados nos permitieron una información adecuada y oportuna para tomar decisiones con respecto a mejorar los procesos de trabajo, sistema de extracción, control y evaluaciones, para mejorar el nivel producción diaria. Según el programa de trabajo del 2016 y habiendo visto conveniente desarrollar el nuevo proyecto, para incrementar la producción diaria y mensual paulatinamente, con el objetivo de cubrir el tonelaje diario de producción. Se determinó el incremento de producción diaria de la mina Pallancata con la contribución del Proyecto Pablo de 320 toneladas en promedio por día, con respecto a los tajos convencionales y avances de preparación conjuntamente sumando un total de 948 TM/día en promedio. Asimismo, se presentó una evaluación económica global del proyecto de profundización, en donde, el costo unitario asciende a US\$/TM 106.15, los ingresos por ventas realizadas en forma integral de toda la mina Pallancata que asciende a US\$ 51, 787, y el VAN está a una de tasa de 10%; el VAN del proyecto es US\$ 20' 660, 664 son indicadores económicos que contemplen la evaluación integral del Proyecto.

- (**Gaimes D., 2019**), de la Universidad Tecnológica del Perú, presenta su tesis “Optimización del ciclo de minado para incrementar la productividad diaria en la Cooperativa Minera Limata Ltda.”. El presente trabajo de investigación toma importancia con su objetivo general de optimizar el Ciclo de Minado con la finalidad de incrementar a los 3000 metros cúbicos por día con la misma cantidad de equipos que cuenta la

COOPERATIVA MINERA LIMATA LTDA., cuya meta alcanzar se basa en la ley 27651 “Ley de Formalización y Promoción de la Pequeña Minería y la Minería Artesanal en el artículo 91”, trabajando bajo la metodología de un tipo de tesis descriptivo y aplicativo con un diseño experimental, nivel de investigación aplicativo, cuya población constituida por todos los bienes de la COOPERATIVA MINERA LIMATA LTDA., usando las técnicas de recolección de datos con registros de apuntes y cálculos de gabinetes con una ley de corte de 76%, un factor de recuperación del oro de 60% se llega a la siguiente conclusión: En la COOPERATIVA MINERA LIMATA LTDA., se propone un incremento de producción de 512 m³/día con una ley de explotación 0.09 g Au/m³, obteniendo 224.3 g Au/día, teniendo una diferencia de 46.1 gramos más de la producción real, lo cual calculado en años se propone obtener una utilidad de 13.28 kilos de oro anuales. Para alcanzar los 2492 m³ /día, se requiere una disponibilidad de equipos que consta de 2 excavadoras de 2.3 m³ capacidad de cuchara, 9 volquetes de 15 m³ de capacidad de tolva, 3 cargadores frontales de 3 m³ de capacidad de cuchara, 18 motobombas y un tractor a oruga modelo D6, existen equipos con fallas mecánicas y se propone un plan de mantenimiento, cuyo costo asciende a 22550 soles y finalmente se optimiza el trabajo, de las 5.5 horas efectivas de trabajo a 6.9 horas efectivas disminuyendo los tiempos innecesarios, los cuales incrementan una eficiencia de trabajo de 69% a 86.5%.

b) Antecedentes internacionales

- (**Moyano M., 2017**), de la Universidad de Chile, presenta su tesis “Elaboración de una Metodología de Evaluación de Planes Mineros a Través de un Plan de Desarrollo de Recursos”, El objetivo de este trabajo de tesis es proponer una metodología para un plan de desarrollo de recursos. El plan de desarrollo de recursos se define como una herramienta que se inserta en los procesos organizacionales de una empresa minera y cuyo objetivo principal es generar iniciativas, y posteriormente proyectos que mejoren la valorización de una operación minera o extiendan su duración en el tiempo. Existe una falta de metodología formal en las empresas mineras para extender la vida de las operaciones más allá de la planificación a largo plazo de cada faena y las deficiencias de la utilización de técnicas de evaluación tradicionales. El primer alcance de este trabajo se define como una revisión de los criterios de evaluación económica vigentes en distintas industrias. Un segundo alcance es la revisión del estado del arte en la planificación de desarrollo de recursos en distintas empresas mineras y las metodologías de evaluación que están utilizando estas organizaciones. El tercer alcance del trabajo de tesis es realizar una propuesta para una metodología de un plan de desarrollo de recursos aplicable a una empresa minera. Se proponen las etapas del proceso y las metodologías de evaluación para cada tipo de proyecto a evaluar. En una etapa siguiente se realiza una prueba de la metodología propuesta a través de la evaluación de un caso de negocio histórico (LOM 2012) para probar la aplicabilidad y correcta selección del método de evaluación propuesto para planes mineros a

largo plazo. Se logra a través de la metodología propuesta contar con un procedimiento que elabora iniciativas que maduren desde ser ideas propuestas a proyectos evaluados bajo criterios probados, con el objetivo de mejorar la valorización del negocio.

2.2. Bases teóricas - científicas

Agua de Mina

El consumo del agua en el sector minero es muy diverso y tiene características propias de acuerdo a la magnitud de la operación: artesanal, mediana y grande; así como al tipo de mineral en extracción, proceso y nivel de procesado. En la etapa de exploración normalmente el uso es mínimo o menor y puede variar de 2 a 40 m³/dia dependiendo de la faena, esto es un equivalente a 0.02 L/s a 1.0 L/s además de ser un uso temporal. En la etapa de explotación el agua en minería interviene tanto en la fase de extracción del mineral: riego de accesos en mina, limpieza de equipos de carguío y transporte, así como en la molienda seca para el control de polvos y en la molienda húmeda del material mineralizado extraído de mina y que se procesa en las plantas concentradoras. También en el proceso de lixiviación, esto es en el riego del material lixiviadible, extracción por solventes del PLS (Pregnant Leach Solution) y en la electro-depositación del metal, así como además en la parte de proceso de filtración. Finalmente, el agua también es parte importante en el proceso de fusión y electro-refinación para la refrigeración. Una parte del consumo de agua minera es la poblacional que corresponde a uso doméstico de campamentos, talleres, oficinas y el riego de jardines o vías. En varios de estos procesos se utiliza agua recuperada y agua recuperada combinada con agua fresca según sea el caso, siendo la tendencia actual el utilizar el agua recuperada en mayor proporción donde las características de esta agua no tengan un efecto negativo sobre el producto y sobre el medio ambiente de trabajo. El agua utilizada es tratada antes de ser entregada

al cuerpo receptos según lo establecido por los Límites máximos permisibles (LMP) definidos en el D.S 014-2010.MINAM esto es se trata para evitar el efecto hacia el medio ambiente. Los ECA (Estándares de Calidad Ambiental) de agua se establecieron en el año 2008 con el D.S. 02-2008-MINAM y se modificaron luego el 19 de diciembre del año 2015 con el D.S. 015-2015- MINAM. La idea es detectar la calidad ambiental natural de los cursos de agua y monitorear su variación en el tiempo así como evaluar el efecto de las emisiones líquidas vertidas aguas arriba del punto de control y también controlar la calidad del agua que se utilice en agricultura y uso poblacional. Mucha gente sobre todo los usuarios agrarios 8 confunden los conceptos de LMP con los ECA al momento de efectuar el control de la calidad del agua de las fuentes y efluentes líquidos. Según las estadísticas del año 2009 de ANA se estarían registrado como consumo de agua minero nacional del orden de 401 MM3 lo que equivale a 12,730 L/s mientras que según A. Chaparro (2004).

Ilustración 2. Esquema de Uso de Agua en el Sector Minero.



Esquema de uso de agua en el sector minero. El Mayor uso se ubica en la parte del proceso de flotación, luego de desarrollado este en la etapa de celdas y separadores, el material que queda es llevado a lo que se conoce como espesadores para lograr un mayor nivel de sólidos en la mezcla o pulpa, normalmente se manejan entre 40 y 60% de sólidos en este flujo para ser llevado a las presas o depósitos de relave. En algunos casos esto se complementa con el filtrado para llevar la pasta a solo 10% de contenido de humedad a fin de extraer la mayor cantidad de agua posible de los relaves (tailings). El material que se envía a los depósitos de relaves normalmente es el material más fino ya que el material grueso se utiliza para ir construyendo el dique de retención de los mismos, de esta forma se recupera el material y se aprovecha en la construcción de los mismos. El agua que queda en los finos se decanta o recupera para llevarla nuevamente a la flotación buscando como objetivo reemplazar el uso de agua fresca. En la planta el uso de agua recuperada permite manejar “rates” de consumo de agua fresca por debajo de los 0.5 m³/ton molida, los valores ideales se deberían mover hacia 0.25 ó 0.30 m³/ton molida, pero se pueden presentar también valores sobre 1.0 m³/ton molido cuando no es posible recuperar agua para el proceso, principalmente cuando la presa de reales se encuentra alejada y en una cota aguas debajo de los concentrados. Cuando se dan grandes movimientos de material (50,000 Tn/día a 200,000 Tn/día) en la planta concentradora la cantidad de agua retenida en los depósitos de relaves es muy grande si se manejan humedades de material de entre 25 y 35%, esta agua retenida ya no es utilizable más. Otros medios importantes de pérdida de agua son la evaporación a partir de la superficie libre del agua decantada, así como del relave saturado y la filtración desde el depósito del embalse de relaves originado en parte

por la compactación que experimenta el material y que también influye en una disminución de la permeabilidad en él depósito. En relación a la producción de cobre según MINEM (2010) existirían 43 empresas que lo producen, pero de estas solo 5% producen el 88,5% del total anual.

Aire Comprimido

Para llegar a desarrollar el tema de aire comprimido en el interior de una mina o simplemente en una empresa minera que desarrolla las actividades de explotación minera , definiremos algunos conceptos.

- Aire Libre: Es el aire atmosférico incoloro, insípido e inodoro, que toma el compresor del ambiente donde funciona. Está compuesto por Nitrógeno en un 78.08%, oxígeno 20.95% y otros gases en un 0.97%. El aire atmosférico no solo contiene estos gases, sino también humedad y partículas sólidas como polvos, arena, hollín y cristales salinos, etc.
- Aire comprimido: Es el aire libre a quien se ha suministrado presión superior a la atmósfera y también reducido de volumen; que al expandirse produce trabajo.

El aire comprimido es ampliamente usado en la minería como elemento de trabajo y seguridad. Su utilización esta sometida a ciertas limitaciones de fuerza y velocidad, es decir, con ella se obtiene grandes velocidades para fuerzas pequeñas. Una de las fuentes de energía más utilizadas es el aire comprimido, sobre todo en aquellas máquinas en las que es necesaria una energía gradual y segura, y en las que existe el peligro de frecuentes accidentes derivados de contactos involuntarios con las líneas de alimentación eléctrica.

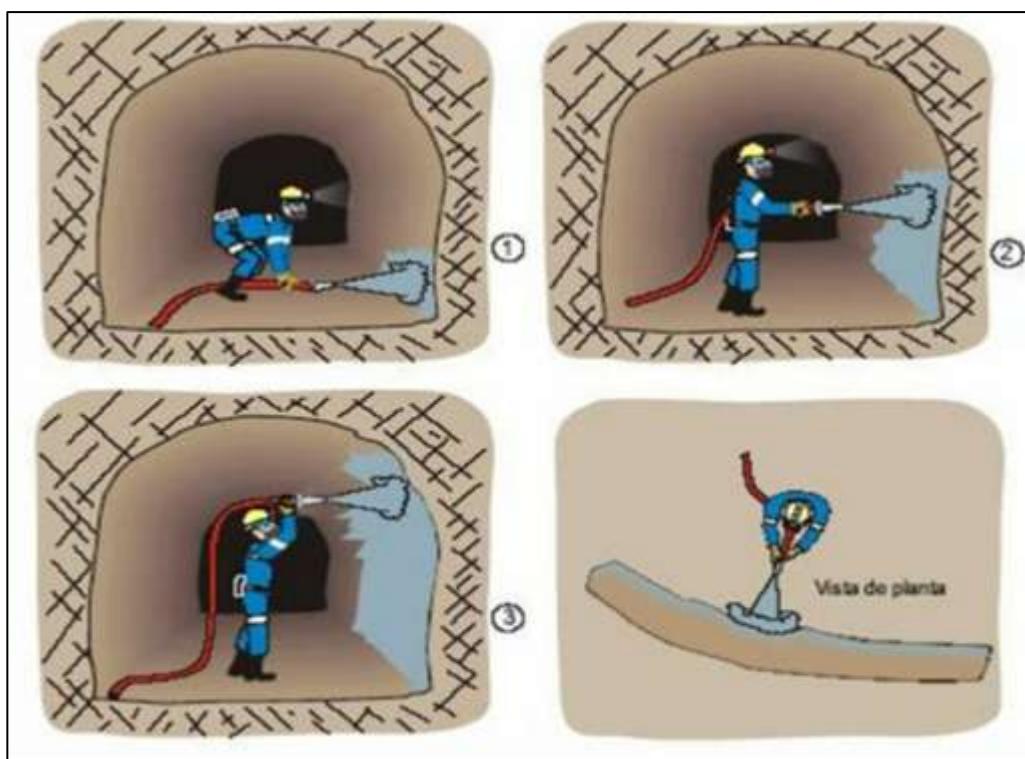
El aire comprimido también es usado para efectuar la ventilación en las labores mineras donde la ventilación natural ya no es eficiente.

La compresión se efectúa mediante un equipo denominado compresor.

El aire comprimido en el sector Minero y obra civil tiene los siguientes usos:

- Para el funcionamiento de las herramientas manuales.
- Para perforación de túneles, labores de desarrollo y explotación.
- Para mezclar y atomizar en el lanzamiento de partículas finas como el caso de “Shotcrete”.
- Para el funcionamiento de las tolvas neumáticas
- Para el funcionamiento de ventiladores, winches, bombas, etc.
- En la instalación de aire comprimido de trabajo hay que considerar lo siguiente:
 - El generador del aire comprimido (compresor)
 - La instalación de conducción
 - El elemento que emplea la energía acumulada en forma de aire comprimido (martillos, cabrestantes, motores, etc.)
 - El reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería D.S. 0023-2017. EM menciona en sus artículos 369 al 370 lo correspondiente al aire comprimido.
 - El aire comprimido constituye una fuente de energía que ofrece muchas ventajas como la seguridad, flexibilidad y simplicidad, etc.; sin embargo, el aire aspirado por una compresora contiene ciertos componentes indeseables por razones diversas, tales como: humedad, contenido de aceite, contenido de polvo, entre otros agentes más.

Ilustración 3. Aire Comprimido para Shotcrete



Sistemas de Ventilación

Un sistema de ventilación mal instalado o inapropiado a las condiciones de una mina tiene serias repercusiones en la salud de sus trabajadores y, además, conlleva unos costes económicos considerables; sin olvidar que puede originar un problema de seguridad laboral. Todos estos son motivos suficientes para prestarle la máxima atención a las decisiones que tengan que ver con la ventilación en la minería. Y, ¿qué puede considerarse como una correcta ventilación en la minería? Básicamente es aquel sistema que garantiza un paso del flujo de aire suficiente y necesario para asegurar a los trabajadores una atmósfera limpia y libre de gases tóxicos. Es decir, la ventilación en la minería debe:

- **Asegurar un porcentaje mínimo de oxígeno**, que se debe calcular teniendo en cuenta el número de personas que está ocupando un mismo espacio y sus dimensiones.

- **Ser capaz de diluir los gases tóxicos**, explosivos o asfixiantes hasta un nivel inferior al marcado por la normativa vigente.
- **Incluir un sistema de climatización**, ya que a medida que se desciende la temperatura aumenta. Además, los equipos con los que trabajan los mineros contribuyen a aumentar más la temperatura.

Las condiciones ambientales específicas de una mina subterránea

La atmósfera que se respira en una mina, como hemos señalado, no tiene nada que ver con la de otros espacios laborales, ni mucho menos con la de un entorno al aire libre. Son distintas las condiciones de temperatura, humedad y composición del aire. De forma genérica (porque en cada mina se dan unas circunstancias distintas), se puede establecer esta tabla de condiciones deseables:

1. Conseguir una composición del aire con estas proporciones: 20 % de oxígeno; 78 % de nitrógeno; 0,20 % de CO₂; 0,9 % de argón, y el 0,01 % restante de otros gases.
2. Disminuir al máximo las impurezas del aire específicas que provienen de los gases de voladuras, de los que emanan las propias formaciones geológicas y del polvo producido por las tareas propias de la minería.
3. Disminuir al máximo el grupo de contaminantes más frecuentes: monóxido de carbono, metano, gases nitrosos, ácido sulfhídrico, anhídrido sulfuroso y polvos de roca.

Finalmente, en el interior de una mina, se está expuesto a tres tipos de gases de distinta naturaleza que afectan de distinta forma a la salud:

- Los gases asfixiantes, que disminuyen la proporción de oxígeno en la atmósfera porque ocupan su espacio al tener mayor volumen.

- Los tóxicos, que provocan una disminución de oxígeno porque penetran directamente en los pulmones y, desde allí, se expanden al resto del organismo.
- Los gases explosivos, que producen distinta sintomatología, desde el envenenamiento a la destrucción de tejidos. Además, suponen un riesgo añadido, porque si entran en contacto con un iniciador, generan una explosión.

Sistemas de ventilación en la minería

Una vez descritas las condiciones propias que caracterizan una mina subterránea, analicemos cuáles son las distintas opciones de ventilación en la minería y cuáles son sus aplicaciones concretas. Los sistemas de ventilación se dividen en tres modalidades:

- Ventilación manual, no utiliza ningún equipo mecánico o eléctrico de apoyo. Necesita de dos accesos, uno de entrada y otro de salida del aire para que pueda renovarse. Suele usarse en las instalaciones mineras ubicadas en montañas, porque en ellas se produce el desnivel necesario para mantener un flujo de aire constante circulando; pero se ve afectada por los cambios de temperatura y de presión, es demasiado cambiante como para garantizar la eficacia deseada en la calidad del aire en todo momento.
- Ventilación auxiliar, cuenta con un apoyo mecánico (ventilador) para mantener la circulación del flujo de aire. Es el tipo de ventilación en la minería que se suele usar en galerías cortas y horizontales.
- Ventilación principal, la que recorre todas las labores mineras (huecos excavados) mediante un circuito que trabaja con ventilación forzada. Hay que asegurarse de que se calcula bien el caudal de aire que fluye por ese circuito

de ventilación. Para hacerlo, se debe tener en cuenta el número de personas que hay en la mina, las dimensiones y la sección de las labores. Pero también, el tipo de maquinaria que se esté usando y las emanaciones de gases propias de esa mina.

Este es un primer acercamiento a este asunto tan complejo sobre lo que representa la ventilación en la minería. Porque la planificación y decisiones sobre qué modelo o modelos de sistemas de ventilación escoger deben basarse en un detallado y preciso análisis de distintos factores. Finalmente, para garantizar que la ventilación está funcionando como debe en una mina, es preciso realizar constante y periódicamente mediciones de la presencia de gases, humedad y temperatura.

Bombeo

La variedad y complejidad de los métodos usados para extraer y procesar minerales plantean los servicios de bombeo más exigentes en la industria. El bombeo de reactivos químicos para los lixiviados insitu, en vertedero y en pilas exige elevadas presiones y elevados caudales junto con la máxima resistencia química.

Tipos de Bombas.

A. Bombas de Tratamiento de Agua.

- Motor sumergible para pozos profundos.

Este tipo de motores se usa principalmente en desaguado, recuperación de tierras y suministro de agua

- Motores refrigerados por agua o aceite
- Certificación MSHA

Parámetros operativos

- Caudales de hasta 6000 m³/h (26.415 gpm)
- Alturas de hasta 800 m (2625 pies)• Dimensiones de motor de hasta 5000 kW (6700 hp)
- Bombas verticales tipo turbina
 - Multietapas, con diseño de descarga superior o inferior a la base, para el desaguado, la recuperación de tierras y suministro de agua
 - Parámetros operativos
 - Caudales de hasta 13.600 m³/h (60.000 gpm)
 - Alturas de hasta 700 m (2300 pies)
 - Tamaños desde 150 mm (6 pulgadas) hasta 1375 mm (54 pulgadas)
 - Longitudes/Profundidades hasta 365 m (1200 pies)
- Bombas de doble succión, verticales, de pozo húmedo
 - Reciclaje de agua y suministro de agua dulce
 - Parámetros operativos
 - Caudales de hasta 25.000 m³/h (110.000 gpm)
 - Alturas de hasta 500 m (1640 pies)
 - Tamaños de hasta 1500 mm (60 pulgadas)
- Bombas de servicio general montadas en la carcasa o de acoplamiento directo
 - Proceso del suministro de agua
 - Parámetros operativos
 - Caudales de hasta 800 m³/h (3520 gpm)
 - Alturas de hasta 140 m (450 pies) Bombas de una sola etapa entre rodamientos

- Axialmente partida, de doble succión, para suministro de agua dulce y de procesos
- Parámetros operativos
- Caudales de hasta 30.000 m³/h (132.000 gpm)
- Alturas de hasta 300 m (985 pies) Bombas multietapa entre rodamientos
- Diseños de sección en anillo y axialmente partida para desagote de agua de las minas, suministro de agua dulce y de procesos, e inyección en pozos
- Caudales de hasta 2950 m³/h (13.000 gpm)
- Alturas de hasta 2130 m (7000 pies)
- Bombas Recíprocantes. Diseños de émbolo para el servicio de sagote.
- Caudales de hasta 1140 m³/h (5000 gpm)
- Presiones hasta 2070 bar (30.000 psi)

B. Bombas de Trituración y Proceso.

- Bombas para lodos abrasivos recubiertas de goma y de metales duros
Alimentación primaria de ciclones, residuos, pulpas químicas y abrasivas (finas y gruesas)
 - Materiales especiales y diseños específicos para el proceso de la alúmina y del ácido fosfórico.
 - Diseños especiales de impulsor para el aire atrapado.
 - Caudales de hasta 10.000 m³/h (44.000 gpm)
 - Alturas de hasta 90 m (300 pies)
- Bombas de pulpas químicas

Proceso de la alúmina y de materiales especiales

Parámetros operativos

- Caudales de hasta 8000 m³/h (35.200 gpm)
- Alturas de hasta 90 m (300 pies)
- Bombas para pulpas abrasivas en voladizo vertical
 - Diseños de metal duro y recubiertos de goma o de uretano para la transferencia de pulpas minerales y de pulpa de flotación

Parámetros operativos

- Caudales de hasta 3200 m³/h (14.000 gpm)
- Alturas de hasta 60 m (200 pies)

C. Bombas para Extracción de Solventes y Extracción Electrolítica

- Bombas Verticales tipo turbina

Materiales resistentes a la corrosión para la recogida de lixiviados

Parámetros operativos

- Caudales de hasta 13.600 m³/h (60.000 gpm)
- Alturas de hasta 700 m (2300 pies)
- Tamaños desde 150 mm (6 pulgadas) hasta 1375 mm (54 pulgadas)
- Longitudes/Profundidades hasta 365 m (1200 pies)

- Bombas para procesos químicos conforme a las normas ANSI e ISO

- Diseños horizontales metálicos y no metálicos para servicios de gran corrosión, incluida la pulverización de ácidos del lixiviado, disolventes, servicio de refinados y de electrolitos.
- Extremos húmedos de acero con elevado contenido en cromo para el servicio de abrasivos.

Parámetros operativos

- Caudales de hasta 4540 m³/h (20.000 gpm)
- Alturas de hasta 300 m (985 pies)
- Bombas verticales de proceso en fosa húmeda
 - Diseños metálicos y poliméricos reforzados con fibra, versátiles, para servicios de gran corrosión.

Parámetros operativos

- Caudales de hasta 1400 m³/h (6160 gpm)
- Alturas de hasta 250 m (820 pies)
- Bombas de proceso para servicios pesados
 - Diseños horizontales y verticales para aplicaciones con lixiviados
 - Parámetros operativos
 - Caudales de hasta 9085 m³/h (40.000 gpm)
 - Alturas de hasta 100 m (330 pies)

Bombeo Mecánico

El bombeo mecánico es un procedimiento de succión y transferencia casi continua del petróleo hasta la superficie.

La unidad de superficie imparte el movimiento de sube y baja a la sarta de varillas de succión que mueve el pistón de la bomba, colocada en la sarta de producción, acierta profundidad del fondo del pozo.

Este método consiste fundamentalmente en una bomba de subsuelo, abastecida con energía suministrada a través de una sarta de varillas. La energía proviene de un motor eléctrico o de combustión interna, la cual moviliza una unidad de superficie mediante un sistema de engranajes y correas.

El método de levantamiento artificial más común y antiguo del mundo es el bombeo mecánico. Debido a su simplicidad y robustez, es posible su aplicación

en casi todos los tipos de pozos que requieren levantamiento.

Sin embargo, existen límites físicos para la aplicación en cuanto profundidad y caudales a levantar.

2.3. Definición de términos básicos

- **Apertura:** Es la separación entre las paredes rocosas de una discontinuidad o el grado de abierto que ésta presenta. A menor apertura, las condiciones de la masa rocosa serán mejores ya mayor apertura, las condiciones serán más desfavorables.
- **Burden:** Es la distancia entre un taladro cargado con explosivos a la cara libre de una malla de perforación. El burden depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca y las características del explosivo a emplear.
- **Contactos litológicos:** Que comúnmente forman, por ejemplo, la caja techo y caja piso de una veta.
- **Costos Directos:** Conocidos como costos variables, son los costos primarios en una operación minera en los procesos productivos de perforación, voladura, carguío y acarreo y actividades auxiliares mina, definiéndose esto en los costos de personal de producción, materiales e insumos, equipos.
- **Costos Indirectos:** Conocidos como costos fijos, son gastos que se consideran independiente de la producción. Este tipo de costos puede variar en función del nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida.
- **Costos Operativos o de Producción Mina:** Los costos de operación se definen como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación minera y están directamente ligados a la

producción, pudiéndose categorizarse en costos directos e indirectos. Debido que la detonación es sostenida mediante una pequeña cantidad de material reactivo, el sistema es absolutamente compatible con todos los tipos de explosivos comerciales, incluyendo las dinamitas más sensivas.

- **Desarrollo:** Desarrollo significa crecimiento, progreso, evolución, mejoría. Como tal, designa la acción y efecto de desarrollar o desarrollarse. El concepto de desarrollo puede hacer referencia a una tarea, una persona, un país o cualquier otra cosa.
- **Espaciado:** Es la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes. Éste determina el tamaño de los bloques de roca intacta. Cuanto menos espaciado tengan, los bloques serán más pequeños y cuanto más espaciado tengan, los bloques serán más grandes.
- **Estrategia:** En un proceso regulable, conjunto de las reglas que aseguran una decisión optima en cada momento. Real academia española (2016).
- **Estratificación:** Es una superficie característica de rocas sedimentarias que separa capas de igual o diferente litología. Estas rocas también pueden estar presentes en rocas que hayan originado por metamorfismo de rocas sedimentarios.
- **Fallas:** Son fracturas que han tenido desplazamiento. Estas son fracturas menores que representan en áreas locales de la mina o estructuras muy importantes que pueden atravesar toda la mina.
- **Investigaciones Geotécnicas:** Es un programa de investigaciones geotécnicas por medio de perforaciones diamantinas, a fin de obtener parámetros y características hidrogeológicas de los materiales presentes en la zona de estudio.

- **Matriz rocosa:** Material rocoso sin discontinuidades o bloques de roca intacta entre discontinuidades (muestra de mano o mayor). A pesar de considerarse continua es heterogénea y anisótropa, ligada a la fábrica, textura y estructura, mineral.
- **Perfil geotectónico:** Es el conjunto de actividades que comprende la investigación del subsuelo los análisis y recomendaciones para el diseño y construcción en el subsuelo.
- **Perfil litológico:** Es la parte de la geología que estudia la composición y estructura de las rocas, como su tamaño de grano, características físicas y químicas, estructuras metamórficas, etc. Incluye también su composición, su textura, tipo de transporte, así como su composición mineralógica, distribución espacial y material cementante.
- **Perforación:** es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es abrir en la roca huecos cilíndricos denominados taladros y están destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores.
- **Persistencia:** Es la extensión en área o tamaño de una discontinuidad. Cuanto menor sea la persistencia, la masa rocosa será más estable y cuanto mayor sea ésta, será menos estable.
- **Pliegues:** Son estructuras en las cuales los estratos se presentan curvados., son intrusiones de roca ígnea de forma tabular, que se presentan generalmente empinadas o verticales.
- **Productividad:** Es la relación entre la cantidad de bienes y servicios producidos y la cantidad de recursos utilizados.

- **Profundización:** es el proceso y el resultado de profundizar. Este verbo, por su parte, refiere a analizar algo con detalle o desarrollar una reflexión aguda sobre un cierto asunto.
- **Rendimiento:** En un contexto empresarial, el concepto de rendimiento hace referencia al resultado deseado efectivamente obtenido por cada unidad que realiza la actividad, donde el término unidad puede referirse a un individuo, un equipo, un departamento o una sección de una organización.
- **Rugosidad:** Es la aspereza o irregularidad de la superficie de la discontinuidad. Cuanta menor rugosidad tenga una discontinuidad, la masa rocosa será menos competente y cuanto mayor sea ésta, la masa rocosa será más competente.
- **Zonas de corte:** Son bandas de material que pueden ser de varios metros de espesor, en donde ha ocurrido fallamiento de la roca.
- **Zonificación geomecánica:** Proceso de delimitación de zonas en donde la masa rocosa tiene condiciones geomecánicas similares y por lo tanto también comportamiento similar.

2.4. Formulación de hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

Si realizar el Diseño Minero y Servicios Auxiliares lograremos los Aportes por Niveles y Secuencia de Producción en la Unidad Mallay de la Compañía de Minas Buenaventura.

2.4.2. Hipótesis específicas

- a) Si tenemos las opciones de los Servicios Auxiliares obtendremos un adecuado aporte en los Niveles de la Unidad Mallay de la Compañía de Minas Buenaventura.

b) Si realizar el Diseño Minero determinaremos la Secuencia de la Producción de la Unidad Mallay de la Compañía de Minas Buenaventura.

2.5. Identificación de las variables

Variable Independiente:

X: Diseño Minero y Servicios Auxiliares en la Unidad Mallay.

Variable Dependiente:

Y: Aportes por Niveles y Secuencia de Producción en la Unidad Mallay.

2.6. Definición operacional de variables e indicadores

Tabla 1. Operacionalización de Variables

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
VARIABLE INDEPENDIENTE	X: Diseño Minero y Servicios Auxiliares en la Unidad Mallay.	Se analiza el método de explotación actual (Corte y Relleno ascendente con relleno detrítico) y su performance. Proyectando el uso de este método en las formas geométricas de los recursos minerales, bajo el NV 4090. Se identifica que no habría suficientes frentes, para producir a ritmo de 600 t/d, en forma sostenida. Adicionalmente a esta limitación, el intenso uso de mano de obra generaría costos más elevados de los que actualmente tiene Mallay, debido a los costos incrementales por la mayor distancia del transporte de mineral y desmonte, también por los costos adicionales que se tendrán que incorporar, por las necesidades de bombeo y ventilación.	Planeamiento Minero Diseño de Mina Metodo de Explotacion	Secuencia de MINADO Parametros Mineros Secuencia de Produccion
VARIABLE DEPENDIENTE	Y: Aportes por Niveles y Secuencia de Producción en la Unidad Mallay.	En todo Trabajo Minero se presenta condiciones desfavorables, para contrarrestar esta condición desfavorable, la alternativa que se consideró necesaria estudiar, corresponde al uso de métodos de explotación mecanizados, ademas los servicios auxiliares que requieran en muchos tajeos para producir 600 t/d y que a la vez ofrezcan condiciones de seguridad con alta productividad, con costos de producción más bajos a los actualmente obtenidos.	Unidad Mallay	Requerimiento por Niveles Plan de Servicios Auxiliares Tipo de Voladura

Fuente: Elaboración Propia

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACION

3.1. Tipo de investigación

La presente investigación es de tipo aplicada, es aquella que tiene relación causal; no sólo persigue describir o acercarse a un problema, sino que intenta encontrar las causas del mismo. Existen diseños experimentales y NO experimentales.

3.2. Nivel de investigación

La presente investigación corresponde a un nivel descriptivo – aplicado, debido a que describe y analiza las condiciones técnicas actuales del diseño minero y de los servicios auxiliares en la Unidad Minera Mallay, así como propone soluciones técnicas orientadas a mejorar los aportes por niveles y la secuencia de producción.

El nivel descriptivo permite caracterizar el diseño minero existente, los métodos de explotación, los servicios auxiliares (ventilación, drenaje, sostenimiento, bombeo y relleno), y su influencia en el desempeño operativo de la unidad minera, identificando las principales limitaciones que afectan la

producción.

Asimismo, la investigación es de nivel aplicado, ya que utiliza principios, criterios y herramientas de la ingeniería de minas para desarrollar un diseño minero y una planificación operativa que puedan ser implementados en una situación real, con el objetivo de optimizar la producción hasta alcanzar 600 toneladas por día, manteniendo condiciones adecuadas de seguridad, eficiencia y rentabilidad en la Unidad Minera Mallay de la Compañía de Minas Buenaventura.

3.3. Métodos de la investigación

Para el presente trabajo de investigación, se puso en consideración el:

Método cuantitativo, ya que la investigación cuantitativa es aquella que reclama la intervención de datos cuantificables o numéricos (cantidades, magnitudes), por lo que trabajan con universos muy grandes (sobre los cuales toman muestras representativas como criterio de validación).

Método cualitativo, ya que investigación cualitativa tiende a buscar las causas de los fenómenos en la profundidad de las interpretaciones que los sujetos hacen sobre aquellos, por lo que trabajan con porciones de sujetos o materiales a veces muy pequeños (echando mano, en ocasiones, de la llamada “saturación de una muestra”).

3.4. Diseño de investigación

El diseño de la investigación será de tipo Aplicado: Cuando estudia las relaciones causa-efecto, pero no en condiciones de control riguroso de las variables.

3.5. Población y muestras

3.5.1. Población

La población de determina por el diseño minero y el personal responsable e la ejecución del proyecto en la Unidad Mallay.

3.5.2. Muestra

Las muestras fueron tomadas en los tajeos ya que mediante estos datos se pudo determinar las deficiencias en los servicios auxiliares de mina y la adecuación del diseño de la mina.

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Técnicas

Descripción de las técnicas empleadas

Para sustentar el presente trabajo utilizaremos la técnica:

- Documental, ya que se recopilará información técnica relacionado al proyecto, publicados en artículos, libros, tesis de grados, revistas, informes especializados, páginas web, etc.
- Recopilación y análisis de data. Consiste en la recopilación de planos, número de personas, número de equipos y características, así como toda la información correspondiente.
- Observación directa y toma de datos.
- Búsqueda de información bibliográfica

Instrumentos de Recolección de Datos

Materiales

- Acceso a archivos técnicos.
- Cuestionario de información y ficha de campo.
- La observación y evaluación.
- Notas de campo, fichas o guías de observación.
- Elaboración de tablas y gráficos para la apreciación de los resultados comparativos.
- Registro de evaluación.

- Análisis de datos

3.7. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

Es la técnica que consiste en la recolección de los datos manuales, copias, planos de ubicación, localización de la zona, geológica del yacimiento minero, procesos topográficos, AutoCAD – Diseños de mina en rampas.

3.8. Tratamiento estadístico

El tratamiento estadístico consiste en una secuencia de procedimientos para el manejo de los datos cualitativos y cuantitativos de nuestra investigación.

Considerando las siguientes etapas del método estadístico: recolección, recuento, presentación, síntesis y análisis.

- Definición del tipo de investigación.
- Selección adecuada de la muestra del proceso, que fueron los trabajos realizados con anterioridad.
- Detalle de la información recolectada y los datos obtenidos de forma metodología y organizados adecuadamente, mediante una evaluación pertinente.
- Detallando los resultados e interpretando los datos obtenidos para encontrar la respuesta adecuada a lo planteado en nuestras variables.

3.9. Orientación ética filosófica y epistémica

El Código de Ética y Buena Conducta (en adelante, el "Código") describe cómo debemos trabajar y contiene los principios y pautas de conducta a ser respetados por todos aquellos bajo su alcance. Este Código y sus anexos están diseñados para ayudarnos a evaluar y enfrentar diferentes tipos de situaciones con las que podemos encontrarnos.

Los Empleados y Obreros, Permanentes o Temporales, Practicantes,

funcionarios, directores y/o Ejecutivos de la compañía y sus subsidiarias adheridas, así como los adheridos contractualmente (en adelante, las “personas sujetas a este Código”) deberán aplicar las reglas de este Código y los principios y objetivos del mismo, así como, de ser pertinente, las disposiciones legales aplicables.

Es obligación y responsabilidad individual de cada persona sujeta a este Código conocerlo y cumplir sus políticas, reglas y normas de conducta. Aquellas personas sujetas a este Código que violen este documento, estarán sujetas a sanciones y medidas disciplinarias que pueden incluir su separación de la Compañía, dentro del marco legal existente.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSION

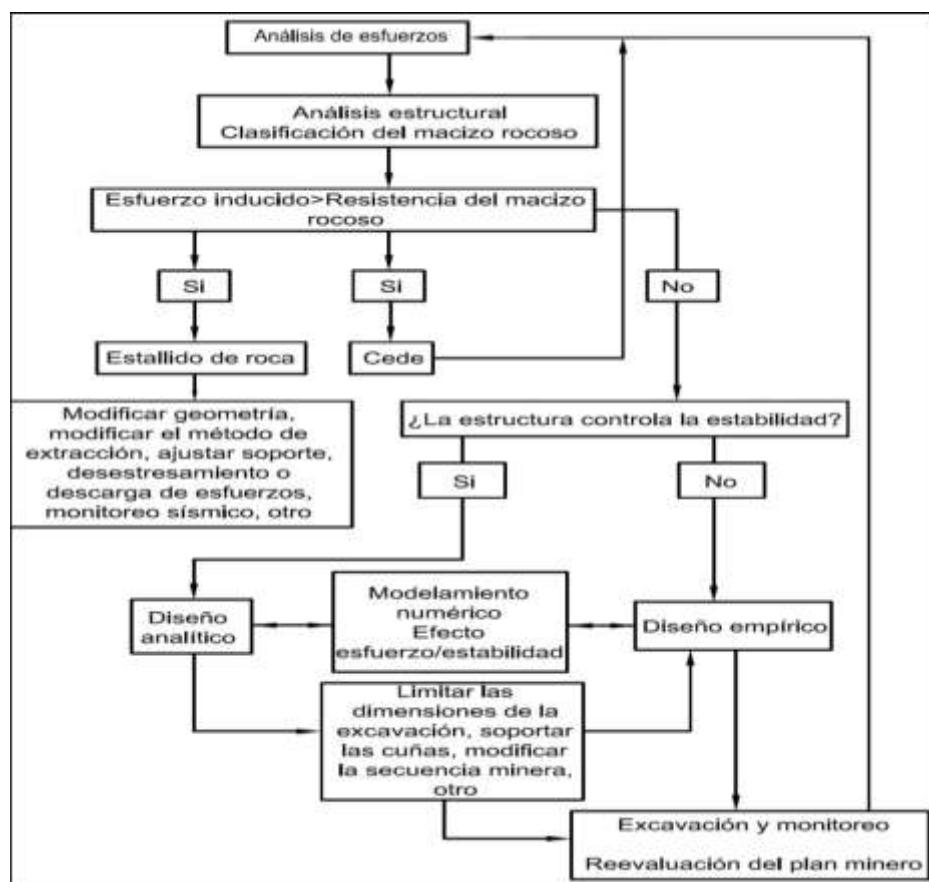
4.1. Descripción del trabajo de campo

Diseño de los Tajeos de Explotación

La metodología de diseño de las aberturas de explotación y otros se realizaron de acuerdo al criterio de evaluación global descrito en el gráfico de la Ilustracion 4, el mismo que fue desarrollado por Rimas Pakalnis (2008). Este criterio incorpora todas las variables que inciden en la estabilidad de las excavaciones mineras donde se considera los esfuerzos preexistentes e inducidos, la presencia de potenciales cuñas debido a la intersección de estructuras geológicas y por la calidad del macizo rocoso.

Los parámetros geométricos del cuerpo mineralizado (buzamiento, ancho y potencia), así como el comportamiento estructural de las cajas, con los trabajos de campo y resultados de laboratorio, permiten establecer los parámetros para fines de diseño. La secuencia se muestra en la siguiente figura.

Ilustración 4. Metodología de Diseño de Excavaciones Subterráneas en Minería



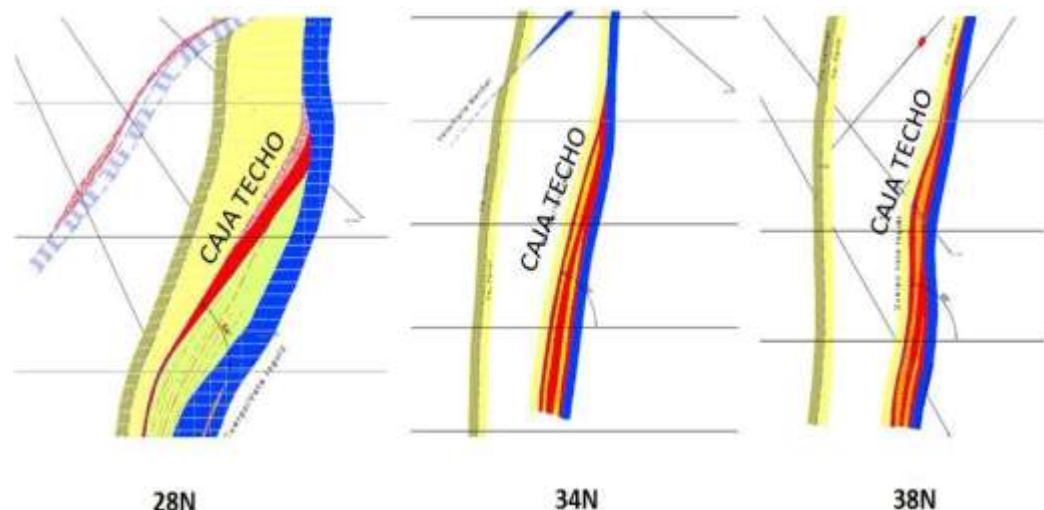
Fuente: Rimas Pakalnis (2008).

Geometría de las Estructuras Mineralizadas

Para determinar la variabilidad de las formas geométricas de los cuerpos mineralizados, se tomaron medidas del buzamiento y del ancho de los sólidos de recursos, en las diferentes zonas mineralizadas de la mina Mallay.

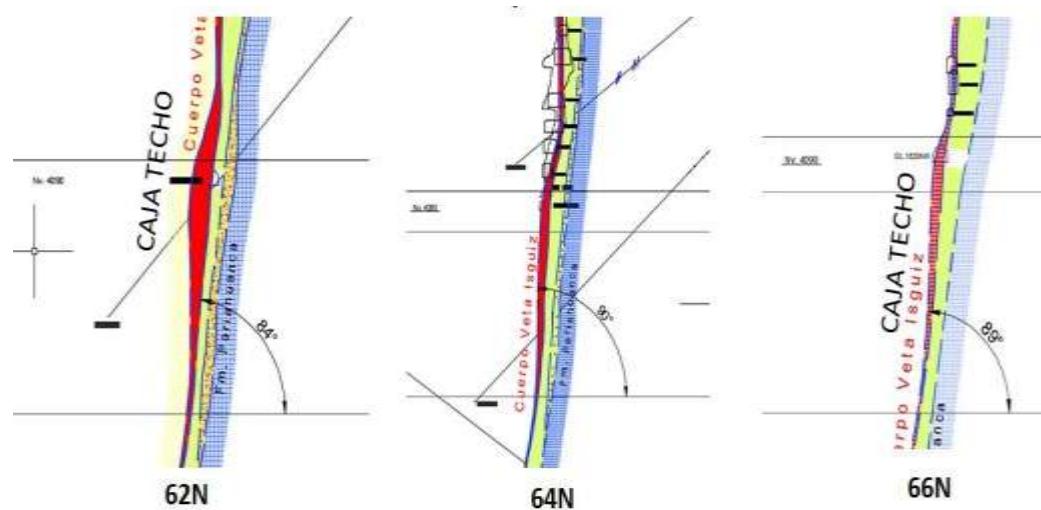
En las siguientes figuras se muestran dos secciones representativas de los sectores mineralizados y en el cuadro siguiente se muestra el resumen de los parámetros geométricos de las estructuras mineralizadas.

Ilustración 5. Sección Típica – Sector Clavo 3



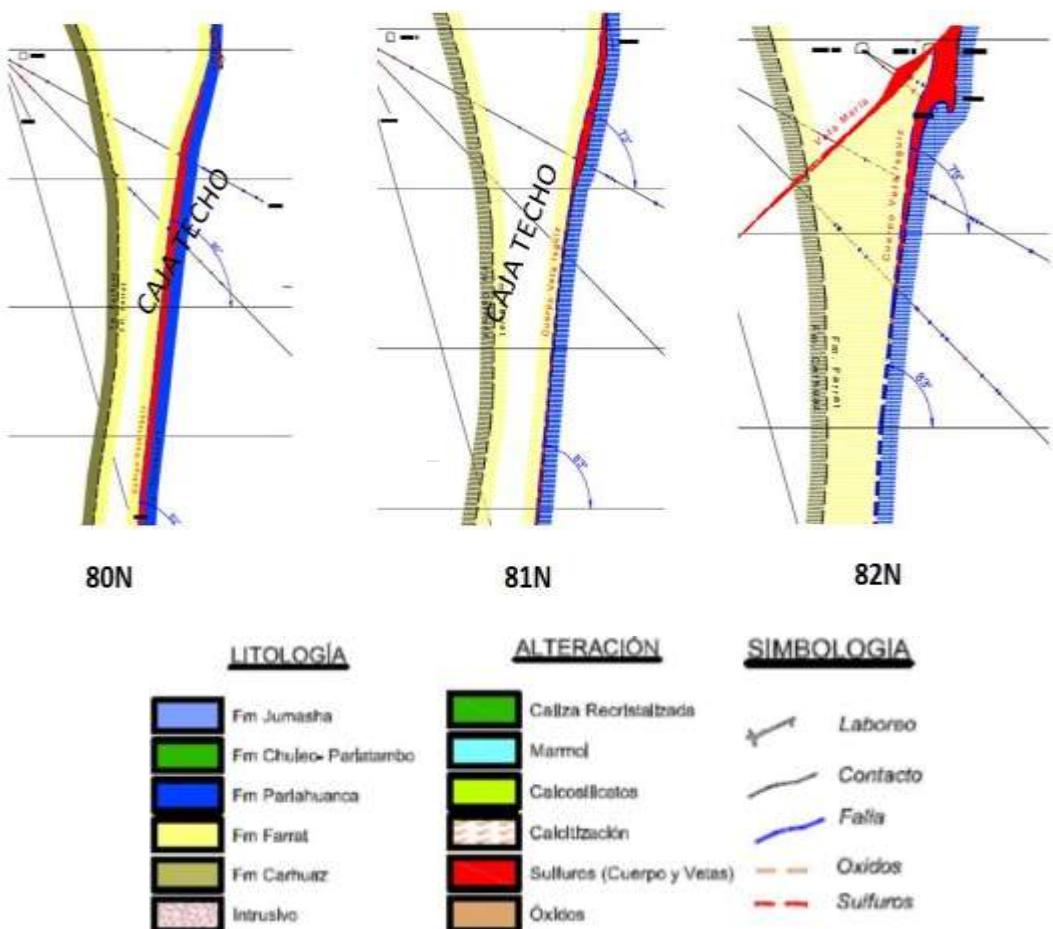
Fuente: Dpto. de Geología

Ilustración 6. Sección Tipica – Sector Clavo 2



LITOLOGÍA	ALTERACIÓN	SÍMBOLOGIA
Fm Jumesha	Caliza Recristalizada	Laboreo
Fm Chuleo- Paratambo	Marmol	Contacto
Fm Parahuanc	Calcosilicatos	Falla
Fm Farat	Calditzación	Oxidos
Fm Cerhuez	Sulfuros (Cuerpo y Veas)	Sulfuros
Intrusivo	Óxidos	

Ilustración 7. Sección Típica – Sector Clavo 6



Fuente: Dpto. de Geología

Tabla 2. Geometría de las Estructuras Mineralizadas

Subnivel	Ancho de Estructura (m)	Buzamiento
Veta Isguiz – Clavo 3	1 a 8	50 a 60° y 70 a 90°
Veta Isguiz – Clavo 2	1 a 8	80 a 90°
Veta Isguiz – Clavo 6	1 a 8	70 a 90°
Veta María	< 1.5	50 a 60

Fuente: Dpto. de Geología.

Metodología de Dimensionamiento de Tajeos

Con el fin de dimensionar los tajeos de explotación, se utilizaron todas las variables que influyen en la estabilidad, entre estos se consideró dos gráficos de diseño empíricos como: la gráfica de estabilidad modificada (N'), que analiza la estabilidad del tajo y el Equivalente Lineal de Sobre-rotura de las paredes laterales del tajo (ELOS).

Número de Estabilidad Modificado y Radio Hidráulico

El “número de estabilidad (N')”, se obtiene de la siguiente ecuación:

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Dónde:

Q' = Índice de calidad de roca de Barton (1974), con $J_w = 1$ y $SRF=1$

A = Factor de condición de esfuerzos

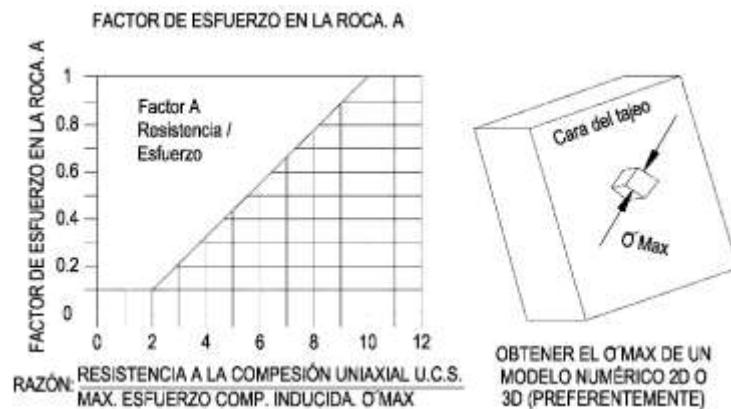
B = Factor de orientación de estructuras

C = Factor de componente gravitacional

El factor “A” es generalmente igual a 1 para las paredes laterales de los tajos debido a que ésta se encuentra en un estado de relajamiento debido a la excavación y por tanto el mecanismo de falla observado es el desprendimiento de las paredes laterales más no el de la falla por esfuerzos.

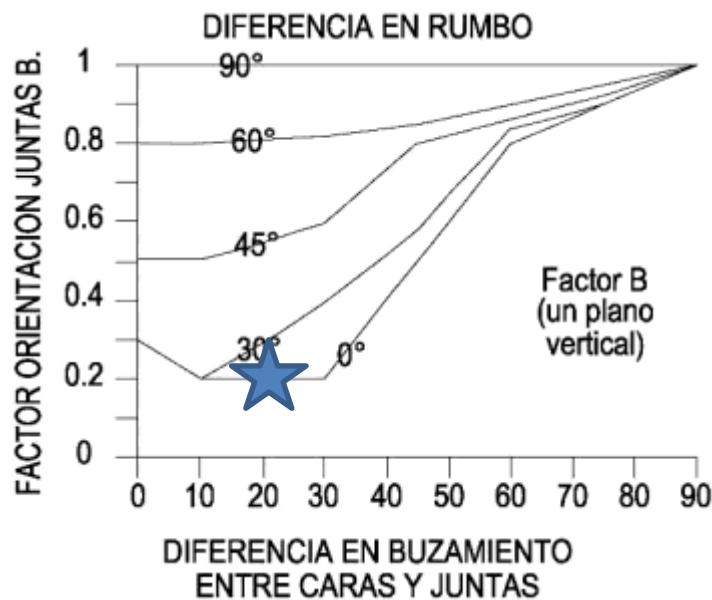
El parámetro SRF es generalmente omitido desde que los esfuerzos en la geometría de la mina están analizados separadamente empleando un código numérico. El factor “A” reemplaza el factor de reducción de esfuerzos (SRF). El factor de agua J_w está dado como 1.

Ilustración 8. Factor de Esfuerzo en la Roca, A



El factor “B” es una medida de la orientación relativa de las estructuras dominantes con respecto a la superficie de excavación.

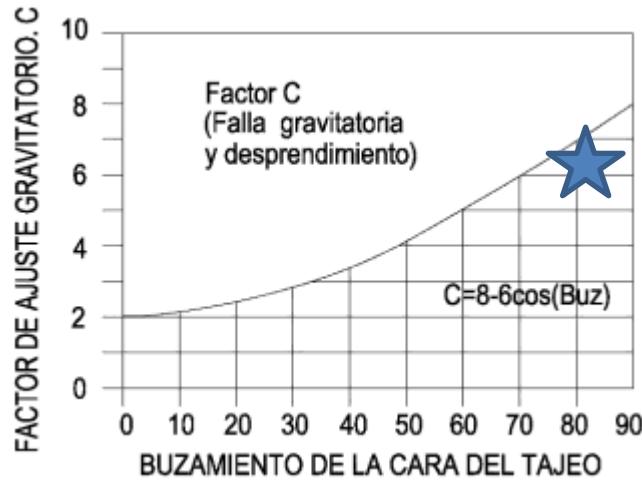
Ilustración 9. Factor de Esfuerzo en la Roca, B



Sé consideró un valor de diseño de $B = 0.2$ debido a la existencia de un sistema principal de discontinuidades paralelo a la caja techo de la veta Isguiz y María.

El factor “C” es una medida de la influencia gravitatoria sobre la estabilidad de las superficies de excavación a ser consideradas.

Ilustración 10. Factor de Ajuste Gravitatorio, C



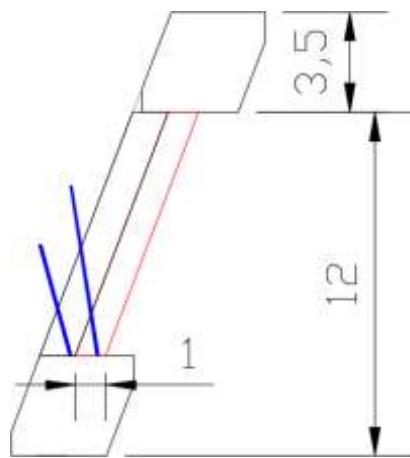
Diseño de Sostenimiento de los Tajeos

Considerando los resultados del dimensionamiento de los tajeos de explotación, se ha elaborado para estas condiciones un diseño conceptual de sostenimiento, mediante el uso de cable bolting para diferentes labores como se muestra a continuación.

El sostenimiento recomendado para los tajeos de explotación están orientado a:

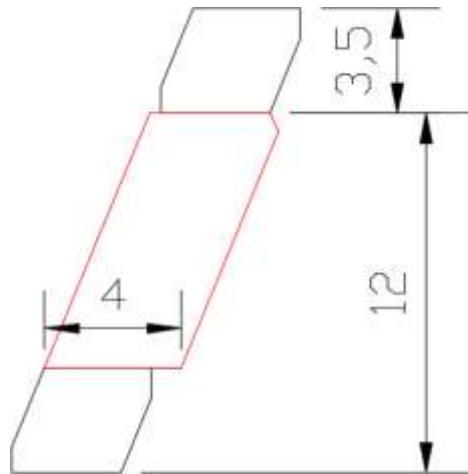
- Evitar la caída de los bloques o cuñas de rocas formadas entre la caja techo y el piso de los subniveles o por el descaje entre subniveles. Esta situación se presentará principalmente donde la potencia de la veta es (< 1.5 m) y a su vez menor al ancho de la galería (3.5m). En esta condición de operación, se requerirá la instalación de cable bolting con longitudes de 3 a 5 m y con espaciamiento entre filas de 1.5 m. La dirección y cantidad de cables por filas dependerán del volumen de cuña colgada presentes en cada sector.

Ilustración 11. Sección Tipica de Sostenimiento Estandar - < 3m



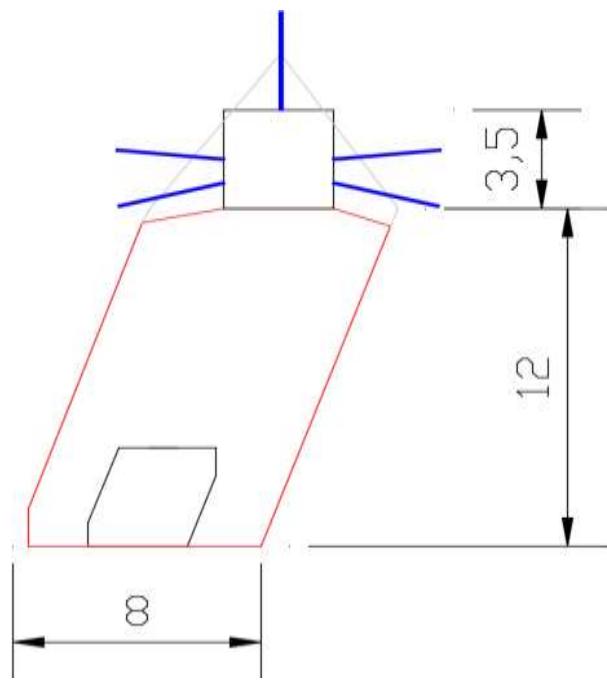
- El sostenimiento para vetas de 3 a 6 m de ancho de minado, sólo requiere sostenimiento estándar de los subniveles.

Ilustración 12. Sección Tipica de Sostenimiento Estandar – 3m A 6m



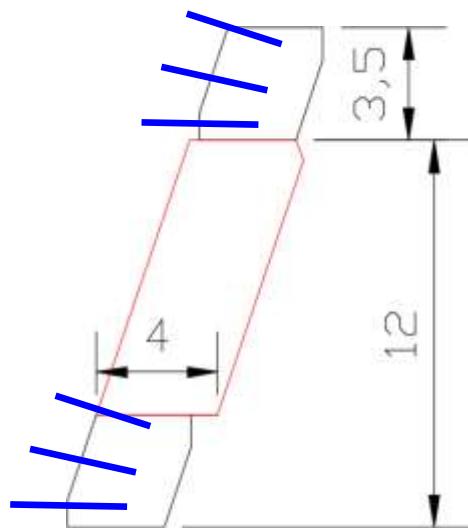
- El sostenimiento para vetas de > 6 m de ancho de minado, requerirán el sostenimiento tipo abanico en el techo del tajo, mediante el uso de cable bolting de 3.5 m de longitud, que deben ser instalados con espaciamiento entre filas de 1.5 m, adicionalmente al sostenimiento estándar de los subniveles.

Ilustración 13. Sección Tipica de Sostenimiento Estandar - > 6m



- Para maximizar la longitud de los tajeos, se recomienda por sección la instalación de 3 filas de cable bolting de 3.5 m de longitud, con espaciamiento entre filas de 1.5 m.

Ilustración 14. Sección Tipica de Sostenimiento de Cable Bolting para Incrementar la Longitud de Tajeo



El sostenimiento estándar debe estar conformado, con pernos friccionantes, malla, shotcrete etc.

Relleno Detrítico

Considerando el ancho de la estructura mineralizada, buzamiento y las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, será necesario llenar los tajos con material detrítico que servirá para el confinamiento de las cajas y estabilización de los siguientes subniveles de explotación.

Para ello el relleno podrá ser distribuido de la siguiente manera:

- Relleno detrítico cuando la explotación es continua, su distribución en el tajo se hará también de manera continua y por el lado opuesto a la superficie de perforación y voladura, respetando las longitudes de las unidades básicas de explotación, recomendadas por el diseño. Esta metodología no requiere de pilares costilla.
- Relleno detrítico cuando la explotación no es continua, debido a la presencia de zonas pobres o con estrangulamiento de la estructura. En esta condición de operación, en los sectores pobres o estrangulados, se pueden dejar pilares costilla de 3 m de ancho; para el caso de vetas angostas (< 3m.). Para el caso de vetas con anchos 5 a 8 m. se pueden dejar pilares costilla de y 5 m. de ancho. Posteriormente a la extracción del mineral, se podrá llenar la cavidad vacía dejada entre pilares. Estos pilares en la etapa de abandono pueden ser parcialmente recuperados, o en definitiva abandonados.

Diseño Minero

Opciones de Explotación

Se analizó el método de explotación actual (Corte y Relleno ascendente con relleno detrítico) y su performance. Proyectando el uso de este método en las formas geométricas de los recursos minerales, bajo el Nv 4090. Se identifica que no habría suficientes frentes, para producir a ritmo de 600 t/d, en forma sostenida.

Adicionalmente a esta limitación, el intenso uso de mano de obra generaría costos más elevados de los que actualmente tiene Mallay, debido a los costos incrementales por la mayor distancia del transporte de mineral y desmonte, también por los costos adicionales que se tendrán que incorporar, por las necesidades de bombeo y ventilación.

Para contrarrestar esta condición desfavorable, la alternativa que se consideró necesaria estudiar, corresponde al uso de métodos de explotación mecanizados que no requieran de muchos tajeos para producir 600 t/d y que a la vez ofrezcan condiciones de seguridad con alta productividad, con costos de producción más bajos a los actualmente obtenidos.

Elección del Método de Explotación

Tomando en consideración los aspectos antes mencionados. Entre las opciones de explotación más conocidas y que se adecuan a las formas geométricas de las estructuras mineralizadas, a los aspectos geológicos y geotécnicos del yacimiento, tenemos entre otros al Sub Level Stoping y al Bench And Fill Stoping. Se desestima la aplicación del Sub Level Stoping, básicamente por el hecho de que es un método para condiciones de competencia de roca más favorables y que en su concepción inicial ha sido diseñado para la explotación sin relleno, en estructuras mineralizadas continuas de buzamiento uniforme sin mayores inflexiones, lo que le ha permitido proyectar separaciones de niveles de mayor longitud y por tanto proyectar también longitudes de perforación de más de 20m. El empleo de este método por las inflexiones de las estructuras mineralizadas de Mallay, no ayudarían a controlar la dilución desde la etapa de perforación.

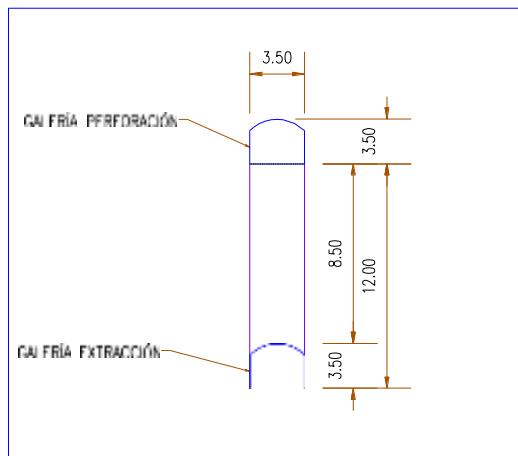
Priorizando el control de la dilución desde la elección el método de

explotación, para las condiciones geológicas y geotécnicas de las estructuras mineralizadas de Mallay. Se considera más conveniente la aplicación del Bench And Fill Stoping. Debido a las bondades que ofrece, para el control de las inflexiones de las estructuras mineralizadas en vetas angostas, mediante las separaciones entre sub niveles a distas más cortas, de tal forma que las inflexiones de las vetas serán mejor controladas al momento de la perforación long hole. Adicionalmente a esta condición de operación, bajo el esquema de preparación del Bench and Fill Stoping, con tres accesos al mismo tajo, se obtendrá un ciclo de minado dinámico sin interrupciones, con tres operaciones simultaneas (Perforación – Voladura, Acarreo y Relleno) en un mismo tajo. Esta condición permitiría el aporte continuo de mineral, evitando interrupciones en la extracción del mineral, por tener que llenar el tajo, previamente para el siguiente corte. Por tanto, para la producción requerida, aplicando el Bench Stoping, serían más que suficientes disponer de solo 2 Tajes con dos alas cada uno.

Unidad Básica de Explotación (UBE) y Descripción del Método

Para dimensionar la Unidad Básica de Explotación (UBE), se tomó las recomendaciones del estudio del informe Geomecanico, descrito líneas arriba. La UBE está constituida de (01) galería de perforación y (01) galería de extracción más slot. Este método además de adecuarse a la geometría de la estructura mineralizada, permite un alto grado de mecanización, con alta productividad a un costo competitivo.

Ilustración 15. Unidad Basic de Explotacion (UBE)



Parámetros del Diseño

Los parámetros de diseño establecidos para el proyecto se muestran en la tabla siguiente.

Tabla 3. Parámetro de Diseño

Parámetro Diseño	Unidad	Valor
REQUERIMIENTO PRODUCCION		
Día	t/d	600
Mes	t/mes	18,000
Año	t/año	216,000
MODULO BASICO DE EXPLOTACION (MBE)		
Longitud de Tajeo (Promedio)	m	100
Altura de Banco	m	8.5
Ancho (Potencia promedio) María	m	1.00
Ancho (Potencia promedio) Isguiz	m	3.68
Densidad del desmonte	t/m ³	2.6
Densidad de Mineral	t/m ³	3.6
UNIDAD BASICA DE EXPLOTACION (UBE)		
Longitud de Tajeo	m	25
Altura de Banco	m	8.5
Ancho (Potencia promedio) María	m	1.00
Ancho (Potencia promedio) Isguiz	m	3.68
Densidad del desmonte	t/m ³	2.6
Densidad de Mineral	t/m ³	3.6
INFRAESTRUCTURA		
Rampa de Accesibilidad y Extracción	m ²	4.5x4.5
Rampa de Operación (Reserva)	m ²	3.5x3.5
Rampa de Operación (Potencial)	m ²	3.5x3.5
CX-Ventilación	m ²	3.5x3.5
Chimeneas Ventilación	m ²	1.5X2.4
DESARROLLO		
Labores de Acceso (Reserva)	m ²	3.5x3.5
Labores de Acceso (Potencial)	m ²	3.5x3.5
CX-Ventilación - Desmonte	m ²	3.5x3.5
Chimenea-Ventilación-Desmonte	m ²	1.5X2.4
PREPARACION		
Sub Niveles de Perforación (Reserva)	m ²	3.5x3.5
Sub Niveles de Perforación (Potencial)	m ²	3.5x3.5
RENDIMIENTOS DE AVANCE		
Rampa de Accesibilidad y Extracción -8% y -12% (*)	m/mes	140
Rampa de Operación +/-12% (*)	m/mes	100

Labores de Acceso +/- 15% (*)	m/mes	100
Chimenea-Ventilación-Desmonte 85% (*)	m/mes	25
SISTEMA LABORAL		
Sistema de trabajo	d x d	14 x 7
Turnos por día	turno	2
Total de Guardias (A-B-C)		3
Días por año	d	360
Horas por turno (Ley Laboral)	h/turno	10.5
Tiempos muertos y otros	%	0.65
Horas efectivas de trabajo (Personal)	h/turno	6.83
DISTANCIAS PROMEDIOS		
Distancia de Acarreo LHD (Isguiz)	m	100
Distancia de Acarreo LHD (María)	m	150
Distancia de Acarreo Frente de Avance a Cámara Carguío	m	150
Distancia de Acarreo para Relleno Detritico	m	300
Distancia de transporte de Mineral interior Mina - Bocamina	m	2,307
Distancia de transporte Superficie al Botadero de Desmonte	m	4,220
Distancia de transporte Bocamina - TOLVA (Planta)	m	1,700
VELOCIDADES		
Equipo LHD vacío	km/h	12
Equipo LHD cargado	km/h	10
Camiones vacío interior mina	km/h	20
Camiones cargado interior mina	km/h	15
Mixer Vacío	km/h	12
Mixer Cargado	km/h	10

4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

Plan de Minado Unidad Mallay

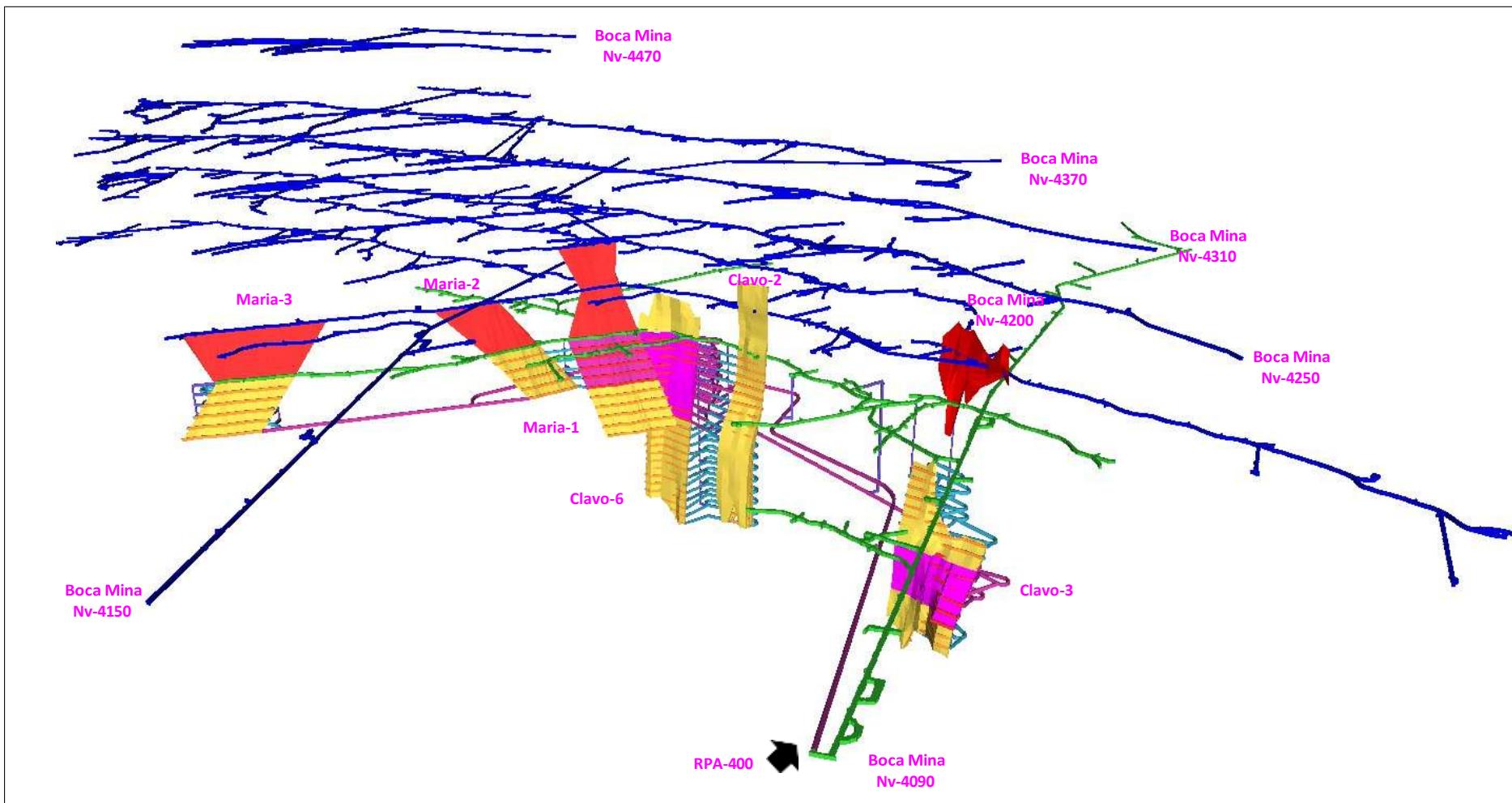
Para elaborar el Plan de Minado se tomó en consideración la capacidad instalada de la Planta Concentrador y la ubicación de los componentes principales de la unidad (Botadero de desmonte y tolva de gruesos), con sus respectivas labores de accesibilidad. Así también la ubicación del nivel base o de inicio de la Rampa 4090.

La infraestructura principal de la profundización de mina, está compuesto por las siguientes labores principales

Rampa de acceso y extracción 400 con una sección de 4.5m x 4.5m, el portal de inicio se encuentra ubicado al costado de la bocamina actual del NV-4090. Esta labor ha sido diseñada con una pendiente inicial de 8%, hasta la cota del primer nivel de producción Nivel: 4030, haciendo una longitud de 950m entre el clavo 3 y el clavo 2 en Isguiz. Luego continúa hacia los niveles inferiores con una gradiente de 12%, hasta llegar al nivel base, haciendo en su recorrido total una longitud de 2,513m (Nivel: 3790).

Chimeneas de ventilación, servicios y echaderos se construirán convencionalmente, aprovechando la facilidad de accesibilidad podrán ser construidas simultáneamente de distintos niveles.

Tabla 4. Rampa de Acceso



Fuente: Dpto. de Ingeniería.

Labores de Desarrollo

Para acceder a las estructuras mineralizadas de Isguiz y Veta María, se ha diseñado la Rpa 400, esta rampa parte de superficie con dirección al Clavo 3 por la caja techo, para facilitar su exploración con sondajes en profundidad. Luego sigue su recorrido en las areniscas, hasta ingresar a las calizas cortando el contacto con la veta Isguiz en forma perpendicular, posteriormente gira para seguir el rumbo de Isguiz por la caja piso, hasta llegar a la intersección con la veta María en donde la rampa hace un giro para seguir el contacto piso de la veta María. De esta rampa principal de extracción se desarrollaran rampas (12%) secundarias de operación o accesibilidad a cada uno de los sub niveles de perforación. Esta forma de desarrollo permitirá interceptar e identificar la estructura mineralizada que posteriormente será reconocida mediante el desarrollo de los sub niveles siguiendo su rumbo, acción que más adelante ayudará a delimitar los futuros tajos de explotación.

El plan de desarrollo establecido para el proyecto obedece al siguiente objetivo:

- Acceder en forma simultánea a los bloques mineralizados en el menor tiempo posible, mediante la construcción simultanea de las rampas de operación o accesibilidad, esta secuencia permitirá el desarrollo y la extracción de mineral simultáneamente de varios frentes.
- Agrupar sectores con su propia infraestructura, como fuentes de aporte simultáneo a la producción.
- Obtener los mayores rendimientos de los equipos LHD, por las distancias de acarreo apropiadas a las dimensiones de la labor y equipo, minimizando en lo posible el uso de volquetes.

- Aprovechar la gravedad para el traspaso de mineral por los ore pass, de los niveles superiores al nivel de extracción.

Cada una de estas labores, se pueden apreciar en el siguiente detalle e Ilustración.

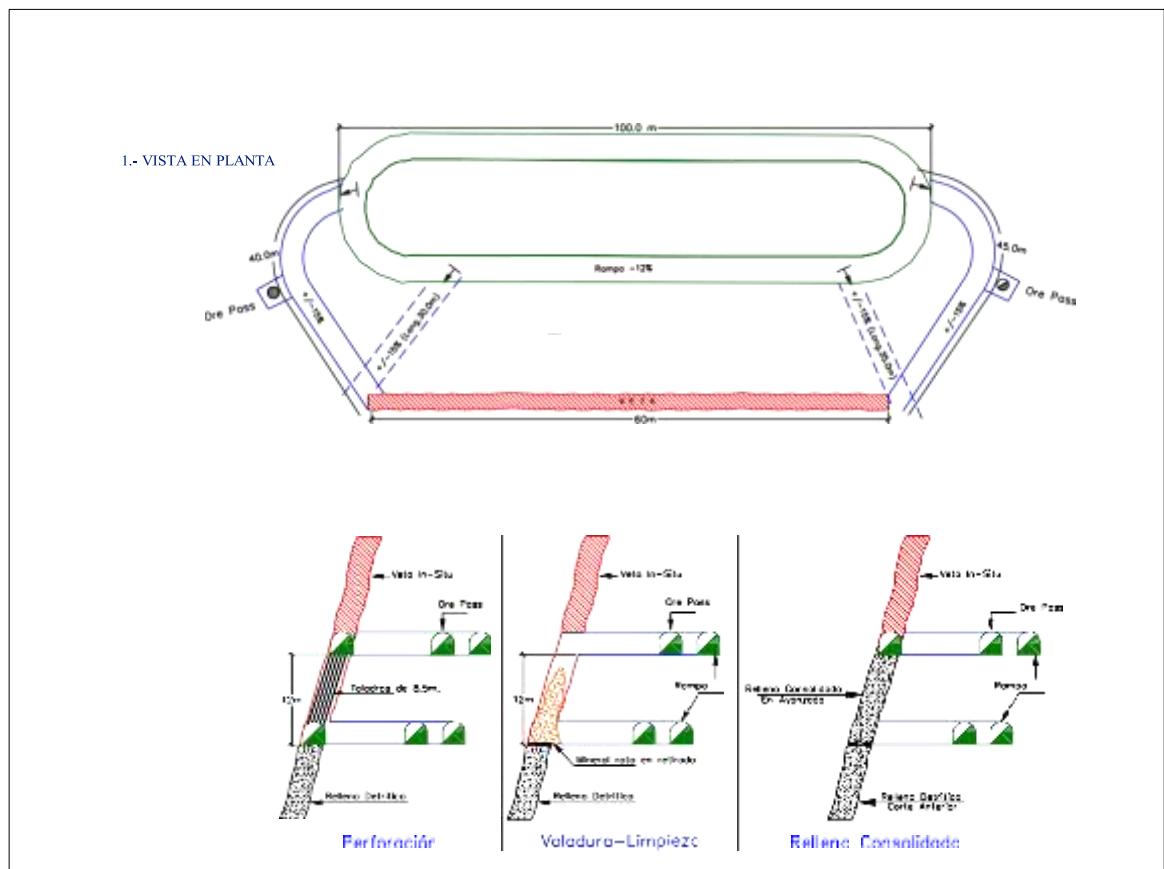
Labores de Preparación

Están conformadas por los subniveles de perforación Long Hole, estas labores podrán ser usadas también, como labores de extracción del mineral e ingreso de relleno. También se tienen a los Slots, que estarán ubicados a los extremos de los tajeos y servirán como cara libre de los taladros de producción.

Las labores de preparación se deben iniciar en los niveles inferiores y deben progresar en sentido ascendente.

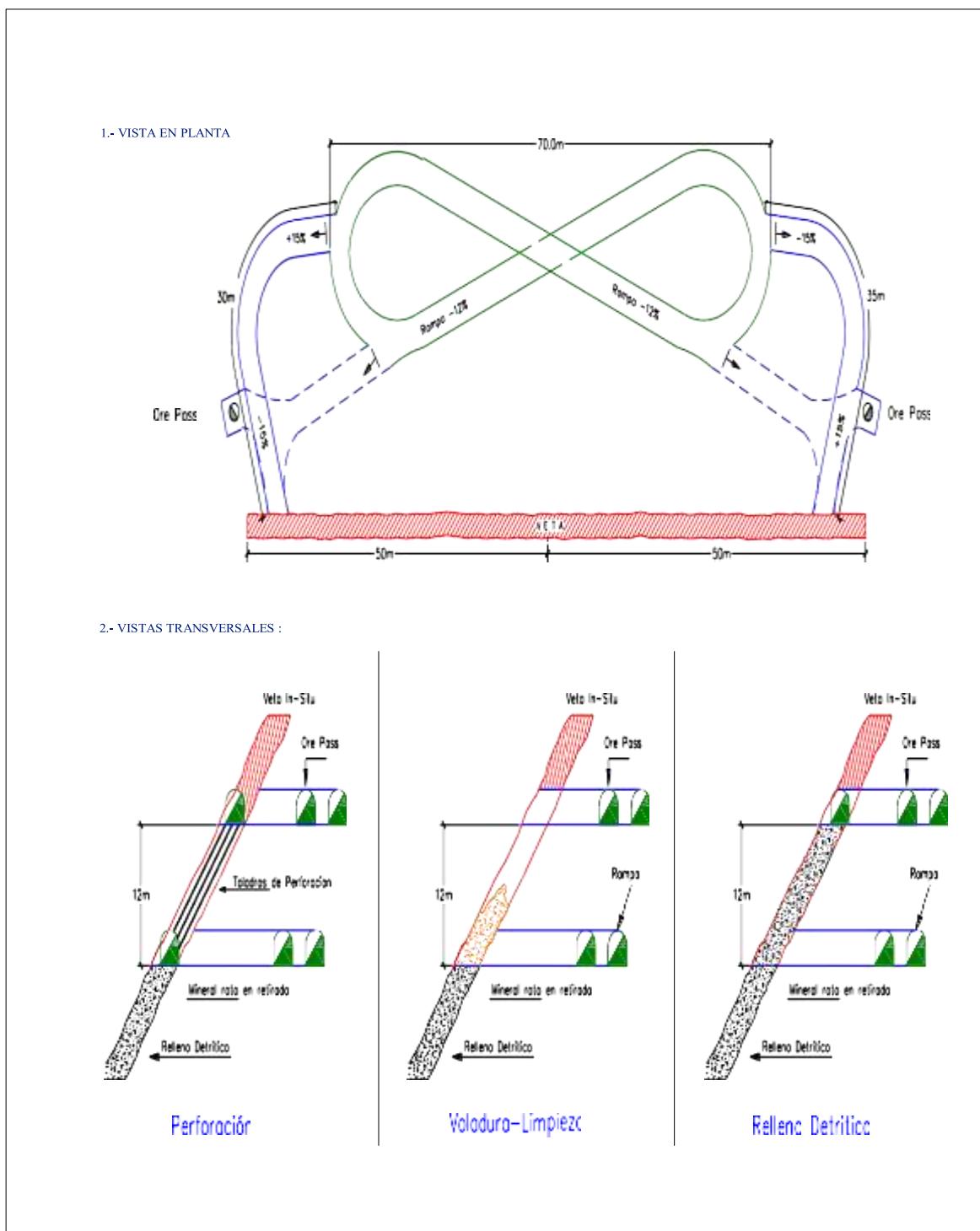
A continuación, se muestran cada uno de ellas.

Ilustración 16. Esquema de Desarrollo y Preparación Veta Isguiz



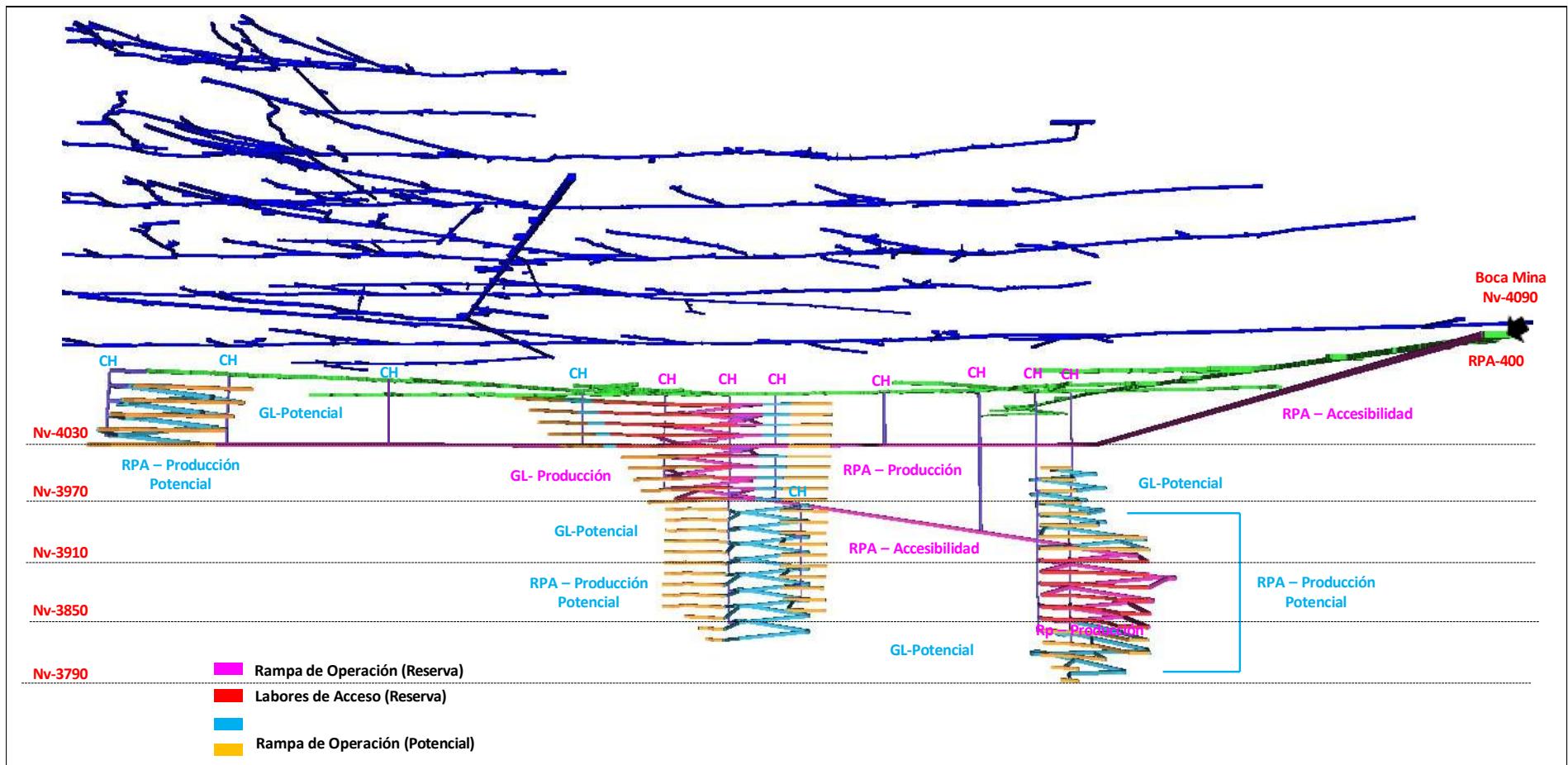
Fuente: Of. de Planeamiento.

Ilustración 17. Esquema de Desarrollo y Preparación Veta María



Fuente: Of. de Planeamiento.

Ilustración 18. Labores de Desarrollo y Preparación de Las Vetas Isguiz y María



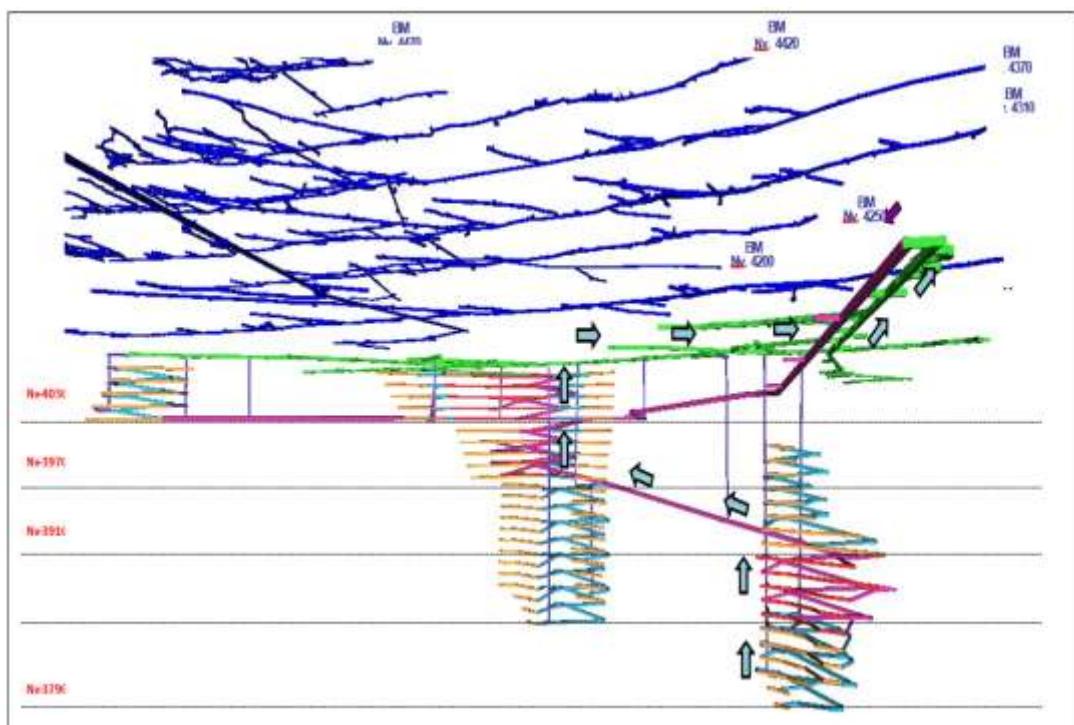
Fuente: Of. de Planeamiento.

Servicios Auxiliares

En la etapa de producción, de acuerdo al plan de minado se bombeará el agua de los niveles inferiores en la medida de ir progresando con las labores de acceso. Se considera que será necesario disponer de la estación principal de bombeo en el nivel base es decir NV 3790, desde donde será evacuada el agua mediante tuberías que estarán instaladas, tanto en las chimeneas de servicios y en la propia rampa. El tratamiento de estas aguas finalmente se hará en las pozas actualmente construidas y en funcionamiento las que ubicadas en superficie.

El circuito de la red de drenaje para evacuar el agua de mina, se muestra en la Ilustración siguiente:

Ilustración 19. Circuito del Sistema de Drenaje



Fuente: Of. de Planeamiento.

Relleno

En interior mina en el sector de la veta Isguiz, se recomienda el uso de volquetes de bajo perfil tipo “Teletram” con pistón de eyección, Básicamente por

sus dimensiones y diseño, El empleo de este equipo no requiere levantar el techo de la labor para la descarga del desmonte, que bien podrá efectuarse bajo las condiciones de diseño, sección de 3.5 x 3.5.

Los parámetros para esta operación son:

Equipo en interior mina : Teletram M3

Longitud de Transporte : 700 m. – 2,400 m.

Gradiente : Variable (horizontal, +/- 12%)

Rendimiento estimado: 30 T/Hr.

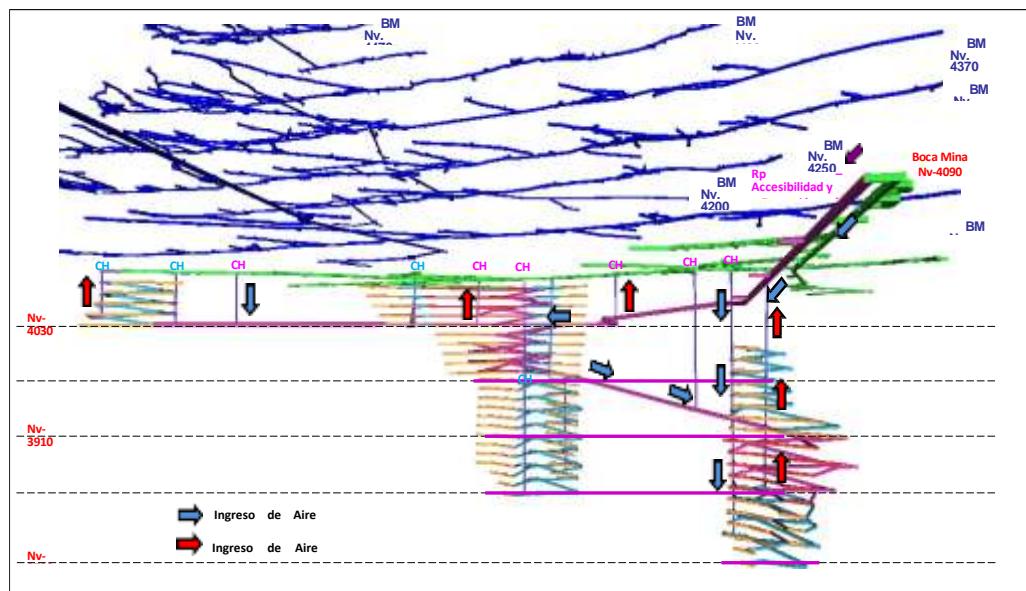
Sistema de Ventilación

Para la ventilación de la mina el flujo de aire limpio ingresará por la bocamina de la Rampa 4090 y el aire viciado saldrá por las chimeneas de ventilación a los niveles superiores.

El aire limpio ingresará por la parte alta hacia los niveles inferiores hasta llegar al nivel más profundo de explotación NV 3790, para luego subir por los tajeos y ser captado por una chimenea y un ventilador extractor principal ubicado en el nivel 4090 para luego derivarlos al sistema actualmente en funcionamiento a superficie.

El aire fresco bajará por todas las rampas para que en caso de emergencia (un incendio) el personal pueda evacuar en dirección del flujo de ingreso de aire limpio. En la ilustración siguiente se muestran los sentidos de los flujos que ingresarán y saldrán de mina.

Ilustración 20. Circuito del Sistema de Ventilacion



Fuente: Of. de Planeamiento.

4.3. Prueba de hipótesis

La Hipótesis realizada manifiesta la posibilidad de rechazar la H_0 siendo esta verdadera; en ningún caso prueba que la hipótesis alternativa, de que, si hay efecto o diferencia, sea verdadera.

La Variables Independiente y la variable dependiente, las cuales fueron obtenidas y con lo cual se acepta o rechaza la hipótesis: Si realizar el Diseño Minero y Servicios Auxiliares lograremos los Aportes por Niveles y Secuencia de Producción en la Unidad Mallay de la Compañía de Minas Buenaventura.

- **H0:** Diseño Minero y Servicios Auxiliares en la Unidad Mallay.
- **H1:** Aportes por Niveles y Secuencia de Producción en la Unidad Mallay.

4.4. Discusión de resultados

Aportes por Niveles y Secuencia de Producción.

Para elaborar el programa de producción y la secuencia de minado, se ha ordenado y distribuido los recursos por niveles de la siguiente manera.

Tabla 5. Aporte por Niveles Recursos Minables

SECTOR ISGUIZ - MARIA						
Nivel	t	Ancho	g/t Au	oz/t Ag	%Pb	%Zn
4030	57,874	1.97	0.33	8.60	3.01	9.32
3970	32,755	4.00	0.88	9.62	4.73	7.90
3910	78,820	4.98	0.39	11.40	8.27	7.69
3850	75,170	3.03	0.21	9.04	4.07	5.38
3790	100,445	3.08	0.08	5.77	5.01	9.57
TOTAL	345,064	3.40	0.29	8.61	5.19	8.03

Fuente: Dpto. de Geología.

Recurso Minables

Para la estimación del “Recurso Minable” se han considerado los siguientes factores:

- Recuperación 90%
- Dilución 10%

Tabla 6. Recurso Minable Sector Isguiz y María

RECURSO MINABLE SECTOR ISGUIZ - MARIA						
Nivel	t	Ancho	g/t Au	oz/t Ag	%Pb	%Zn
4030	57,873.62	1.97	0.30	7.74	2.71	8.39
3970	32,754.73	4.00	0.79	8.66	4.26	7.11
3910	78,820.36	4.98	0.35	10.26	7.44	6.92
3850	75,170.47	3.03	0.19	8.13	3.66	4.85
3790	100,444.80	3.08	0.07	5.20	4.51	8.61
TOTAL	345,063.98	3.40	0.27	7.75	4.67	7.23

Fuente: Dpto. de Geología.

Método de Explotación

Labores de explotación y Secuencia de Minado, Sectores: Veta Isguiz, veta María.

El método de explotación por Banqueo con perforación de taladros largos descendentes y relleno posterior, “Bench And Fill Stoping”, consiste en dividir la estructura mineralizada en sectores estables debidamente espaciados, de tal manera que se puedan ejecutar y controlar las operaciones de perforación de

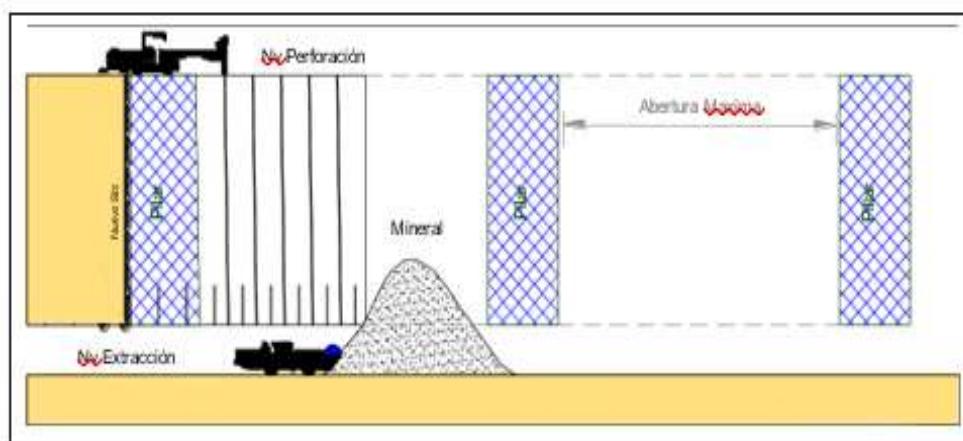
producción, de extracción del mineral y relleno, simultáneamente con fluidez y seguridad en un mismo tajo. Este método además de adecuarse a la geometría de la estructura mineralizada, permite un alto grado de mecanización, con alta productividad y bajo costo.

Para llegar a los sectores de producción, se diseñó una rampa negativa de operación, que ha sido proyectada para interceptar en sus extremos a la estructura mineralizada en profundidad, a cada 12 metros de altura. Así se podrá accesar, desarrollar y preparar a diferentes cotas los sub niveles de perforación y acarreo del mineral.

El mineral será derribado a partir de los subniveles de perforación, mediante el disparo de los taladros descendentes en forma de ~~BORRADOR~~ años verticales.

El Bench and Fill Stoping diseñado para las vetas de Isguiz y María, contaran con 3 accesos independientes para una operación simultánea. Usando uno de los niveles superiores, como nivel de perforación, el segundo nivel inferior como labor de acarreo y extracción del mineral derribado y el tercer nivel superior al extremo del primero para el ingreso del relleno detrítico.

Ilustración 21. Esquema de Explotacion – Bench And Fill Stoping



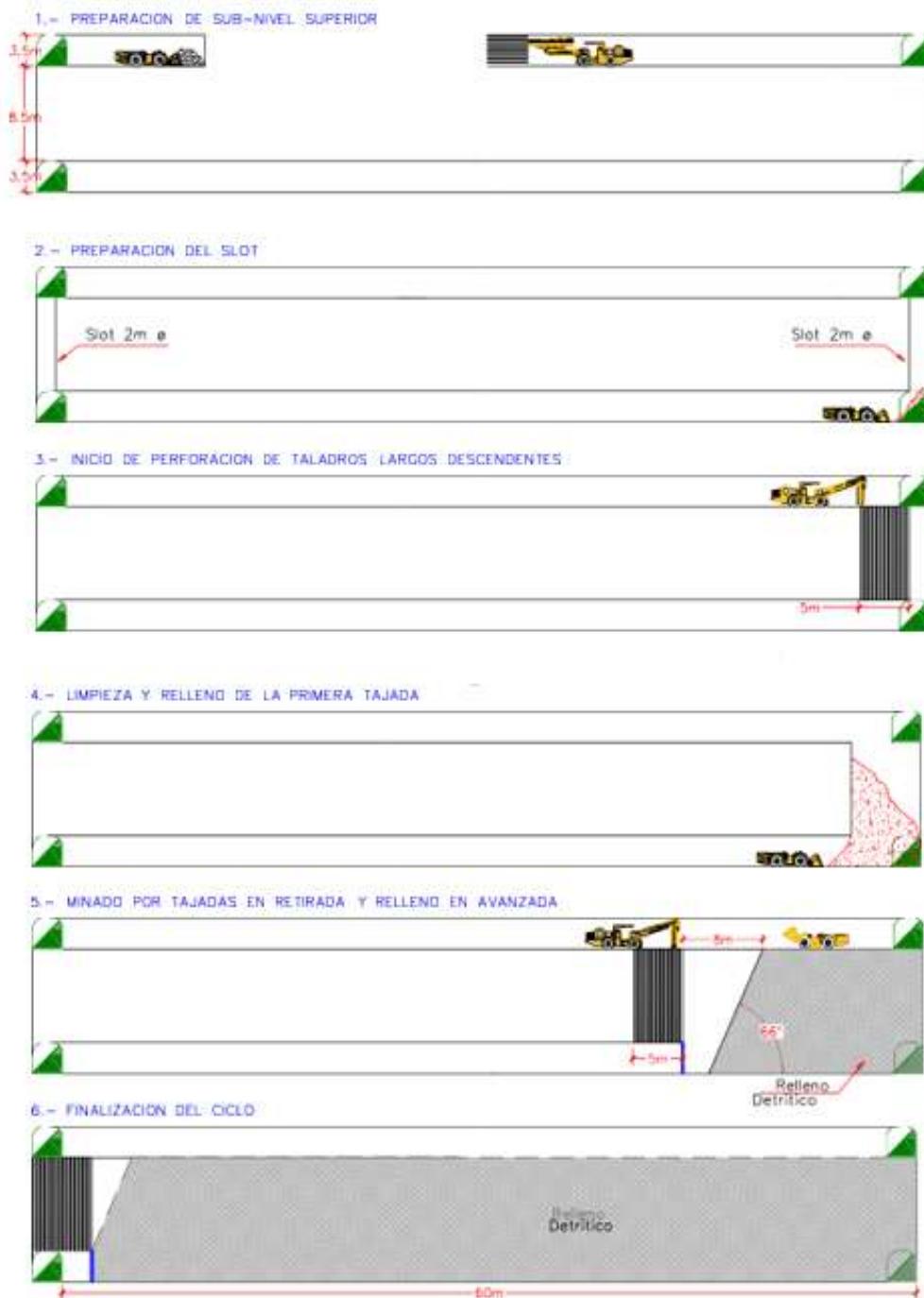
Fuente: Of. de Planeamiento.

Secuencia de Minado.

De los niveles inferiores a los niveles superiores en orden ascendente.

(Ver Ilustración siguiente)

Ilustración 22. Secuencia de Minado – Bench And Fill Stoping



Fuente: Of. de Planeamiento

Factores Tecnológicos

Los factores tecnológicos asociados a la unidad básica de explotación se muestran en la tabla siguiente:

Tabla 7. Factores Tecnológicos

FACTORES TECNOLOGICOS	UNIDAD	VALOR
Petróleo	US\$/GI	4.6
Energía Eléctrica	US\$/Kw-hr	0.08
Reservas	t	345,064
Toneladas por día	t/d	600
CARACTERISTICAS DE MATERIALES		
Peso específico de mineral	t/m3	3.6
Peso específico de Estéril	t/m3	2.6
Esponjamiento	%	54%
Porcentaje de Humedad	%	4%
Densidad Húmeda	t/m3	3.74
Densidad Esponjada	t/m3	2.43
PERFORACION DE (PRODUCCION)		
Burden	m	1.00
Espaciamiento	m	1.20
Diámetro de taladros	mm	63.5
Longitud de Tiro Promedio	m	8.50
Perforación Específica (*)	t/m	4
Factor de Potencia	kg/t	0.49
RENDIMIENTOS EQUIPOS PRODUCCION		
Jumbo Long Hole	m/hr	8.72
Scoptram (4.1Yd3)	t/hr	60
Camion 20m3	t/hr	29
COSTO HORARIO DE EQUIPOS PRODUCCION		
Jumbo Long Hole	US\$/hr	79
Scoptram (4.1Yd3)	US\$/hr	95
Camion 20m3	US\$/hr	45

Fuente: Of. de Planeamiento.

Capacidad de Producción de la UBE

La capacidad de producción de las UBE, se obtuvo en base a la simulación del ciclo productivo para cada método de explotacion, tomando en consideración las dimensiones de los tajos, las distancias de acarreo y transporte, así también los rendimientos de las actividades de Perforación, voladura, saneamiento y

servicios.

Los detalles resumidos de estas simulaciones se encuentran en la siguiente tabla.

Tabla 8. Capacidad de Producción por UBE.

CAPACIDAD DE PRODUCCION UBE		
ELEMENTOS	UNIDAD	Bench and Fill (Con Relleno)
PERFORACION		
Metros Perforados por UBE	m	1,275.00
Total Taladros por UBE	tal	150.00
Longitud Taladro (promedio)	m/tal	8.50
Tiempo de Perforación	h	146
Perforación específica	t/m	4
VOLADURA		
Detonador no eléctrico de 12 m	unid	225.00
Emulsión	unid	450.00
Anfo	kg	2,261.19
Cordón detonante 3P	m	1,125.00
Fulminante Nº 8	unid	100.00
Mecha Rápida	m	150.00
Tiempo de Voladura	h	25.00
Factor de carga	kg/t	0.49
SANEAMIENTO _ SERVICIOS		
Total Tiempo:	h	25.69
Tiempo de Saneamiento	h	25.69
ACARREO		
Producción horaria	t/h	60.44
Tiempo de Acarreo	h	93
RELLENO_DETITICO		
Tiempo de Relleno	h	140
RESULTADOS		
Horas x UBE	h	429.88
Imprevistos	%	64.48
Total Horas por UBE	hr	494.36
Total Días por UBE	d	36
Tiempo en Explotar UBE	meses	1.46
Producción Mensual	t/mes	8,200
Producción Dia por UBE	t/d	273

Fuente: Of. de Planeamiento.

Seguidamente se calculó la cantidad de tajos en explotación simultánea, que debe cumplir el régimen de producción de 600 t/d, el resumen se muestra en el siguiente cuadro:

Tabla 9. Capacidad Máxima de Producción 600 t/d.

CAPACIDAD MAXIMA DE PRODUCCION MINA		
ELEMENTOS	UNIDAD	Bench and Fill (Con Relleno)
Producción de UBE por día	t/d	273
Capacidad máxima de producción	t/d	600
Producción Mensual	t/mes	18,000
Tajeos en Producción simultanea (*)	unid	3

(*) Los tajeos en producción simultánea son de las estructuras de Isguiz y María.

Fuente: Of. de Planeamiento.

CONCLUSIONES

- El modelo geomecánico fue realizado en base a los mapeos geomecánicos del Nv. 4090 y logueo geomecánico de 6 perforaciones diamantinas de la profundización. Asimismo, se han tomado en consideración los ensayos de laboratorio existentes, realizados en estudios anteriores.
- La clasificación geomecánica de los diferentes tipos de rocas presentes a lo largo de los “Clavos mineralizados” de las Vetas Isguiz y María, ha identificado los siguientes valores de RMR. (Ver cuadros adjuntos).

Clasificación Geomecánica RMR por Dominio Veta Isguiz

Descripción	Nº Datos	Mínimo	Promedio	Máximo
CLAVO 2	55	45	59	60
CPC	16	45	58	60
CTC	24	60	60	60
VT	15	45	58	60
CLAVO 3	457	37	53	79
CP	85	42	48	66
CPC	94	42	57	60
CT	75	37	48	79
CTC	93	39	57	60
VT	110	39	55	74
CLAVO 6	222	37	54	82
CP	48	37	65	82
CPC	40	37	54	60
CT	75	37	48	79
CTC	34	37	52	60
VT	25	37	51	60
Total, general	734	37	54	82

Clasificación Geomecánica RMR por Dominio Veta María

Descripción	Nº Datos	Mínimo	Promedio	Máximo
MARÍA	132	45	54	60
CTC	52	45	54	60
VT	26	55	56	60
CPC	54	45	54	60

- La secuencia de minado recomendada para el método de minado propuesto, debe ser ejecutada mediante la explotación de un subnivel a la vez, de abajo hacia arriba y en retirada desde los extremos hacia el centro o del centro hacia los extremos. Considerando los bajos niveles de esfuerzos, se espera que no habrá un efecto en el sentido de avance o en la secuencia de minado.
- El análisis económico ha identificado a las variables críticas, que tienen mayor impacto en la rentabilidad del proyecto y son en orden de importancia las siguientes: El costo operativo, el precio del zinc, el precio de la plata y el precio del plomo, y controlar la variable del costo de producción, control del Centro de Costos correspondiente a los Gastos Administrativos de la unidad, debido al importe elevado que representa para una operación de 600 t/día. El control y su optimización serán relevantes en los resultados económicos de la operación proyectada.

RECOMENDACIONES

- El estudio establece la necesidad de confirmar y recategorizar los recursos identificados debajo del NV 4090. Mediante las campañas de exploración que correspondan.
- Se recomienda continuar con el logueo geotécnico de los nuevos testigos de exploración, antes de que estos sean cortados para el muestreo, también efectuar los respectivos ensayos de laboratorio.
- Para la siguiente etapa de estudio, se recomienda la ejecución de un modelo geomecánico de la vetas Isguiz y María, poniendo énfasis en la caja techo cercana, caja piso cercana y la calidad de la estructura mineralizada.
- En los tajeos se requiere la implementación sistemática del sostenimiento empleando cables de acero “cable bolting” cementado, esto para garantizar la estabilidad del descaje y para sostener el techo de los tajeos especialmente cuando el ancho de minado sea mayor a 6 m. Bajo este esquema de sostenimiento se podrá maximizar las dimensiones de los tajeos.
- Se recomienda la utilización de relleno detrítico como material de confinamiento de los espacios vacíos y así mejorar las condiciones de estabilidad de los siguientes niveles de explotación. El relleno se recomienda que debe ser empleado simultáneamente al avance de la excavación, sin embargo en los sectores donde haya estrangulamiento con empobrecimiento de la estructura, se pueden dejar pilares costilla, siguiendo la secuencia de explotación.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ALEJANDRO NOVITZKY. Métodos de explotación subterránea y planificación de minas.Caldas J., Sauri J. y Farfán C. “Levantamiento geológico de la Región Asrilhant, B., Meadows, M. Dyson, R. (2006). Techniques to support successful strategic project management in the UK upstream oil and gas sector. European management journal, vol. 24, 807-817. 5.
- ATLAS COPCO “Mining Methods” Recommendation for Equipment. Lima, Perú, 1984.
- AVILA ACOSTA, Roberto. “Introducción a la metodología de la investigación. La Tesis Profesional”. 2da Edición Lima – Perú. Estudios y Ediciones R. A. 1997.
- Brady B.H.G. & Brown E.T. “Rock Mechanics for Underground Mining” George Allen & Unwin – London – 1985.
- CAMAC C. C “Algunos aspectos en la selección de Métodos de Minado Subterráneo”, Cía. Corporación Minera Castro Virreyna – Volumen I, 1984.
- Carazo, A. Gómez, T. Moina, J. Hernández-Díaz, A. Guerrero, F. Caballero, R. (2010). Solving a comprehensive model for multiobjective project portfolio selection. Computers & Operations Research 37, 630-639. 6.
- Chapman, C.B. (1997) Project risk analysis and management. International Journal of Project Management 15, 273–281.
- COMPAÑÍA MINERA CONDESTABLE - Mejoras en el Proceso de Minado, SIPERVOR 2001.
- Contreras, E. Fernandez, V. (2003). Una nueva metodología para la evaluación de proyectos de inversión: Las opciones reales. Revista ingeniería de sistemas, Volumen XVII, 55-79. 7.
- Cooper, R.G., Edgett, S.J., Kleinschmidt, E., 2004. Benchmarking: best NPD Practices — I. Research Technology Management 47 (1), 31–43. 8.
- Díaz Córdova Máximo E. (2011), tesis de investigación: “Estudio de rentabilidad de Proyecto”.
- HERNANDEZ, R, FERNANDEZ, C. “Metodología De la Investigación 4ta Edición México DF Editorial Mc Graw Hill Interamericana. 2003.
- Hoek E. “Practical rock engineering” Rocscience, 2002.
- Hoek E., Kaiser P., Bawden W. “Support of Underground Excavations in Hard Rock” A.A. Balkema 1995.

Krzyszton, Danuta. 2007. Susceptibility of rocks bumps. Fundacja Nauta I traducie Górnicze. 102p

MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA Y PLANIFICACIÓN DE MINAS / ALEJANDRO NOVITZKY.

MUNDO MINERO. LIMA, "NÚMEROS ENERO A OCTUBRE 2009".

NOVITZKY, Alejandro "Métodos de Explotación Subterráneo y Planificación de Minas", Buenos Aires Argentina, 1975, 730 pp.

PEELE, Robert "Mining Engineer's Handbook", Edit. John Wiley &c Sans INI, New York. Tercera Edición, Vol., 1963.

STOCES B. "Elección y Crítica de los Métodos de Explotación en Minería", Edit. Omega S. Barcelona. 475 pp. 1963.

ANEXOS

Anexo 1. Matriz de Consistencia

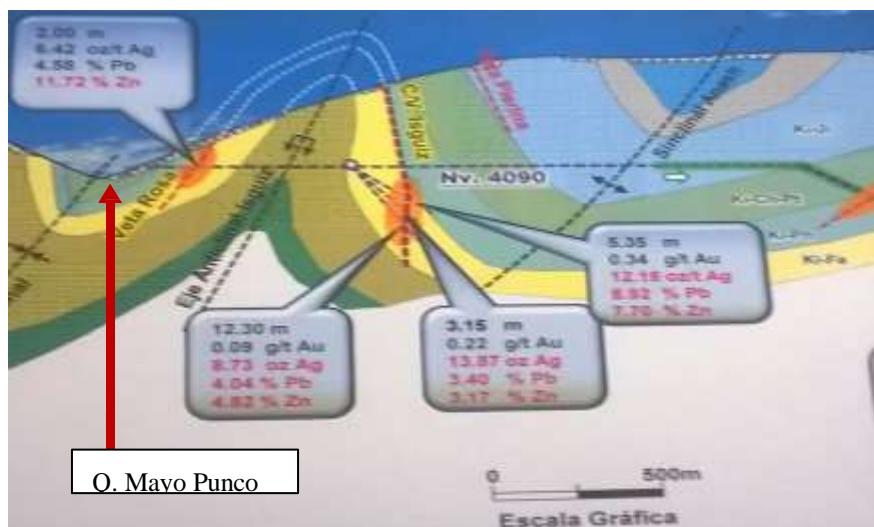
TÍTULO: Diseño Minero y Servicios Auxiliares para los Aportes por Niveles y Secuencia de Producción en la Unidad Mallay – Compañía de Minas Buenaventura.						
Tesista: Bach. NN.						
PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	DIMENSIÓN S	INDICADORES	TIPO Y NIVEL DE INVEST
GENERAL: ¿Como realizar el Diseño Minero y Servicios Auxiliares para los Aportes por Niveles y Secuencia de Producción de la Unidad Mallay en la Compañía de Minas Buenaventura?	GENERAL: Realizar el Diseño Minero y Servicios Auxiliares para los Aportes por Niveles y Secuencia de Producción de la Unidad Mallay en la Compañía de Minas Buenaventura.	GENERAL Si realizar el Diseño Minero y Servicios Auxiliares lograremos los Aportes por Niveles y Secuencia de Producción en la Unidad Mallay de la Compañía de Minas Buenaventura.	INDEPENDIENTE X: Diseño Minero y Servicios Auxiliares DEPENDIENTES Y: Aportes por Niveles y Secuencia de Producción en la Unidad Mallay.	Planeamiento Minero Diseño de Mina Metodo de Explotacion	Secuencia de Minado Parametros Mineros Secuencia de Produccion Requerimiento por Niveles Plan de Servicios Auxiliares Tipo de Voladura	TIPO: Aplicada. NIVEL: Evaluativa.

Anexo 2. Hidrología e Hidrogeología – Unidad Mallay.

Hidrográficamente, el área de la mina está influenciada por la red hídrica de la microcuenca de la quebrada Mayo Punco, desde su naciente en los cerros más elevados (5 025 msnm) hasta la desembocadura al río Huaura (2 725 msnm). La microcuenca de la quebrada Mayo Punco, abarca la totalidad de la distribución espacial de los componentes de la Mina Mallay.

La quebrada Mayo Punco a medida que va descendiendo, va recibiendo aportes de diversas quebradas pequeñas, consecuentemente su caudal o descarga se va incrementando, siendo más notorio en la época de máximas avenidas que se presentan entre los meses de enero, febrero y marzo. En su recorrido estas aguas que discurren por la quebrada, pasan muy próximos a la bocamina del NV 4090. Por lo que para determinar la influencia de estas y otras aguas en el proyecto y sus necesidades de manejo (Bombeo), es necesario elaborar el estudio hidrogeológico correspondiente.

SECCION TRANSVERSAL



El área total de la microcuenca de la quebrada Mayo Punco, asciende a 49,2 km² hasta la desembocadura en el río Huaura, con una descarga media anual de 739.6 L/s (generada por el método de zonas de escurrimiento superficial) y un rendimiento hídrico de 15,0 L/s * km2.

Anexo 3. Panel Fotográfico

Foto 001: Puente de Acceso a la Unidad Mallay



Foto 002: Carretera de Acceso a la Unidad Mallay



Foto 003: Relavera Unidad Mallay



Foto 040: Vista Panorámica Unidad Mallay

