

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ

FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA



PONTIFICIA
UNIVERSIDAD
CATÓLICA
DEL PERÚ

CONTROL DE DILUCIÓN OPTIMIZANDO LOS PROCESOS UNITARIOS DE PERFORACIÓN, VOLADURA Y ACARREO: Caso práctico; una mina subterránea del norte

Tesis para optar el Título **de Ingeniero de Minas**, que presenta el bachiller:

Celedonio Calixto Sotelo

ASESOR: Ing. Edgar Vilela Acosta

Lima, Setiembre del 2015

RESUMEN DE TESIS

La mina subterránea del norte actualmente cumple con el tonelaje de producción planeada, el cual es de 1,500 t/día, la problemática surge porque se está obteniendo leyes de cabeza muy por debajo de lo planeado, tal como lo muestran los reportes de la planta concentradora mediante los balances metalúrgicos, por lo tanto esto está comprometiendo seriamente en la producción de finos estimada para este año.

El presente trabajo demuestra que tanto la dilución estimada y la sobre dilución son factores principales que originan la disminución en la ley de cabeza, para el cálculo de la sobre dilución, se tuvo en cuenta la diferencia entre dilución operativa real y la dilución operativa de diseño, para lo cual se realizó un seguimiento puntual en campo durante un periodo de tres meses, de tres labores de explotación cuyo método es el de corte y relleno ascendente. Al realizar el cálculo de las leyes y tonelajes tanto de lo planeado y lo ejecutado se nota una gran diferencia entre las leyes de cabeza y tonelaje, esto debido principalmente a la sobre dilución, la cual ha sido medida en campo.

Con el objetivo de lograr una mejor ley de cabeza sin alterar el ritmo de producción actual de 1,500 t /día, surge la necesidad de elaborar el presente proyecto, el cual presenta algunas alternativas de mejora puntuales pero muy significativas como realizar un ajuste en la sección de diseño, se propone la sección de 3.5x3.5m con lo cual la explotación sería más selectiva, esto lleva a un nuevo análisis en los equipos de producción, ciclo de minado, estimación de reservas, inversiones y análisis económico del cual se obtendrá un nuevo Valor Presente Neto que corrobore esta alternativa de mejora que se está proponiendo.

Finalmente, se realizó una evaluación (trade off) de productividad actual vs selectividad (propuesta), poniendo en práctica lo descrito en el proyecto. El resultado de ambos análisis económicos nos ayudó a poder determinar la mejor alternativa y tomar una decisión.



DEPARTAMENTO
DE INGENIERÍA
SECCIÓN INGENIERÍA DE MINAS



PUCP

TEMA DE TESIS

PARA OPTAR : Título de Ingeniero de Minas
 ALUMNO : Celedonio Calixto Sotelo
 CÓDIGO : 20069016
 PROPUESTO POR : Ing. Adolfo Pillihuaman Zambrano
 ASESOR : Ing. Edgar Vilela Acosta
 TEMA : Control de la dilución optimizando los procesos unitarios de perforación, voladura y acarreo: Caso Práctico; una mina subterránea del norte
 No. TEMA : # 126
 FECHA : San Miguel, 15 de mayo del 2015.



OBJETIVOS

Objetivo principal

- Optimizar el factor de dilución de los tajeos a través de las mejoras en las operaciones unitarias de perforación, voladura y acarreo.

Objetivos secundarios

- Mejorar el ciclo de minado corrigiendo los errores en estos procesos para obtener mejores resultados económicos y operacionales.
- Aumentar los ingresos debido a la reducción de la dilución.
- Como parte de la mejora continua añadir sugerencias en los procedimientos ya existentes de los procesos unitarios de perforación, voladura y acarreo.

DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO:

El presente proyecto tiene como propósito demostrar que el control de dilución ayuda en la mejor obtención en la ley de cabeza y el ciclo de minado. Para ello se debe realizar controles operativos con el propósito de disminuir este parámetro teniendo como partida la dilución planeada con el cual la compañía realiza el plan de minado anual y el flujo de caja.

pe

EW

ES

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ
 Av. Universitaria 1801, San Miguel
 Lima 32 - Perú
 T: 626 2000 anexos 5000, 5001
 F: 626 2852

www.pucp.edu.pe/secc/minas

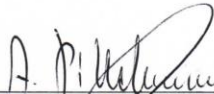
1

DEPARTAMENTO
DE INGENIERÍA
SECCIÓN INGENIERÍA DE MINAS

**PUCP****PLAN DE TRABAJO:**

- Identificar las principales zonas de explotación.
- Recopilar información geológica, geomecánica, diseño de las secciones de los tajos de explotación, dilución planeada, recuperación de mina y recuperación de planta concentradora.
- Supervisión en campo a los procesos de perforación, voladura y acarreo para verificar si el trabajo se está realizando de la manera adecuada.
- Proponer mejoras y acciones correctivas para las zonas de explotación identificadas.
- Proponer sugerencias en los procedimientos para los procesos antes mencionados.
- Hacer una nueva estimación de reservas con los nuevos factores de dilución obtenidos
- Análisis económico con el nuevo plan de minado en función de las nuevas reservas estimadas
- Conclusiones y recomendaciones.

Máximo 100 páginas.



Ing. Adolfo Pillahuamán Zambrano
Coordinador
Especialidad de Ingeniería de Minas



Ing. Edgar Viteja Acosta
Asesor

Pontificia Universidad
Católica del Perú
Sección Ingeniería de Minas



PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ
Av. Universitaria 1801, San Miguel
Lima 32 - Perú
T: 626 2000 anexos 5000, 5001
F: 626 2852

www.pucp.edu.pe/secc/minas

2

AGRADECIMIENTOS

A mis padres y hermanos que me apoyaron de manera incondicional a largo de la carrera tanto con sus lecciones de vida debido a las experiencias que tienen por desarrollar sus actividades en el ámbito de la minería. Además agradezco infinitamente al ing. Oscar Morales Salvador y al ing. Raymundo del Carpio quienes siempre estuvieron prestos a absolver mis dudas cuando lo requería.

Un agradecimiento especial a los profesores que contribuyeron en mi formación profesional en especial al profesor Luis Tume Zapata quien fue motivador constante para que me supere.



DEDICATORIA

A mis padres y hermanos, por su apoyo
y consejos que contribuyeron en mi formación.



ÍNDICE

INTRODUCCIÓN.....	1
OBJETIVO DEL PROYECTO	2
Objetivo General.	2
Objetivos Específicos.....	2
DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO.....	2
PLAN DE TRABAJO.....	4
CAPITULO I: INFORMACIÓN GENERAL DE LA MINA.....	5
1.1 Antecedentes	5
1.2 Ubicación y accesibilidad.....	5
1.3 Ciclo de producción.....	7
1.4 Recursos de la mina.....	7
1.4.1 Recursos Inferidos.....	7
1.4.2 Recursos Indicados.....	7
1.4.3 Recursos Medidos.....	8
1.5 Reservas de la mina.....	9
1.5.1 Probables.....	10
1.5.2 Probadas.....	10
1.6 Explotación.....	12
1.7 Beneficio de mineral.....	12
1.7.1 Chancado.....	12
1.7.2 Molienda.....	13
1.7.3 Flotación.....	13
1.7.4 Espesamiento y filtrado.....	13
1.7.5 Espesamiento y bombeo de relave.....	14
1.8 Drenaje.....	14
1.9 Transporte de concentrados.....	15
1.10 Recurso Humanos.....	15
CAPITULO II: GEOLOGÍA.....	17
2.1 Geología Local.....	17
2.2 Geología Regional.....	19
2.3 Mineralización.....	20
2.4 Geología Estructural.....	20
CAPÍTULO III: RECOPIACIÓN DE INFORMACIÓN EXISTENTE.....	22

3.1	Reporte de planta concentradora.....	22
3.2	Levantamiento topográfico de los tajos.....	23
3.3	Información de las vetas.....	24
3.4	Información geomecánica de los tajos.....	25
3.5	Método de explotación.....	26
3.6	Sección de diseño.....	28
3.7	Equipos de producción.....	28
a.	Perforación.....	28
b.	Voladura.....	29
c.	Limpieza.....	29
d.	Sostenimiento.....	30
e.	Relleno.....	31
3.8	Costo de producción.....	32
CAPÍTULO IV: ANÁLISIS DE DATOS.....		33
4.1	Análisis de las leyes de cabeza.....	33
4.2	Dilución operativa de diseño.....	34
4.3	Dilución operativa real.....	35
4.4	Sobre dilución.....	35
4.5	Comparación de leyes y tonelajes tanto del diseño como el del real.....	39
4.6	Factores observados en campo.....	41
4.7	Estimación de las reservas actuales de la mina del norte.....	42
CAPÍTULO V: PROPUESTA DE AJUSTE EN LA SECCIÓN DE DISEÑO.....		44
5.1	Nueva sección de diseño.....	44
5.2	Análisis de equipos de producción.....	44
a.	Perforación.....	45
b.	Voladura.....	45
c.	Sostenimiento.....	45
d.	Limpieza.....	45
5.3	Cálculo del ciclo de minado.....	46
5.4	Nuevo costo de producción.....	49
5.5	Nueva estimación de reservas.....	49
CAPITULO VI: COMPARACIÓN DE LA PRODUCTIVIDAD VS LA SELECTIVIDAD.....		51
6.1	Cálculo del VPN con las condiciones actuales.....	51
a.	Consideraciones.....	51
6.2	Cálculo del VPN con las condiciones del proyecto.....	51

6.3 Comparación del VPN de ambos casos.....	54
CAPÍTULO VII: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	55
BIBLIOGRAFÍA.....	57
GLOSARIO DE TÉRMINOS MINEROS Y GEOLÓGICOS.....	58



LISTA DE TABLAS

Tabla 1: Recursos de la mina del norte.....	9
Tabla 2: Valores punto de los metales	10
Tabla 3: Reservas de la mina del norte.....	11
Tabla 4: Número de trabajadores de la minera del norte	16
Tabla 5: Reporte de leyes de cabeza - Enero	22
Tabla 6: Reporte de leyes de cabeza - Febrero	23
Tabla 7: reporte de leyes de cabeza - Marzo	23
Tabla 8: Datos y leyes de las vetas.....	25
Tabla 9: Calidad de la masa rocosa de los tajos.....	25
Tabla 10: Relación de equipos de sostenimiento	31
Tabla 11: Costo de producción actual.....	32
Tabla 12: Variación de ley de cabeza-Enero.....	33
Tabla 13: Variación de ley de cabeza-Febrero.....	33
Tabla 14: Variación de ley de cabeza-Marzo	33
Tabla 15: Datos proyectos y reales de las labores.....	37
Tabla 16: Dilución de los tajos	38
Tabla 17: Dilución de diseño actual	40
Tabla 18: Dilución de diseño actual	42
Tabla 19: Reservas actuales de la mina del norte.....	43
Tabla 20: Especificaciones del Scooptram ST3.5	45
Tabla 21: Característica de los tajos	46
Tabla 22: Horas efectivas por día	46
Tabla 23: Cálculo del ciclo de minado actual y propuesto.....	47
Tabla 24: Resumen del ciclo de minado actual y propuesto	48
Tabla 25: Número de equipos de producción.....	48
Tabla 26: Nuevo costo de producción.....	49
Tabla 27: Dilución de diseño del proyecto	49
Tabla 28: Nuevas reservas del proyecto.....	50
Tabla 29: Flujo de caja actual	51
Tabla 30: Flujo de caja del proyecto	54
Tabla 31: Cuadro comparativo del VPN.....	54

LISTA DE FIGURAS

Figura 1: Ubicación de la mina del norte	6
Figura 2: Ciclo de producción - mina del norte	7
Figura 3: Resultados de exploraciones	8
Figura 4: Diagrama del ciclo de operación de la mina del norte	12
Figura 5: Ciclo de tratamiento en planta concentradora	14
Figura 6: Planta de tratamiento de aguas ácidas	15
Figura 7: Columna estratigráfica del yacimiento	17
Figura 8: Formaciones del yacimiento	19
Figura 9: Levantamiento topográfico del tajo G-1250 V4 86 AM	23
Figura 10: Levantamiento topográfico del tajo G-1100 V3T 169 AZ	24
Figura 11: Levantamiento topográfico de la labor G-1100 V2P 134 AZ	24
Figura 12: Cartilla de geomecánica de la mina del norte	26
Figura 13: Ciclo de minado corte y relleno ascendente	27
Figura 14: Sección de diseño de 4x4m	28
Figura 15: Equipo de perforación- jumbo DD310	29
Figura 16: Equipo de carguío de explosivos- Anfo truck	29
Figura 17: Equipo de limpieza – CAT R1600G	30
Figura 18: Equipo de sostenimiento- Rockbolt	31
Figura 19: Equipo de limpieza – CAT R1600G	32
Figura 20: Cálculo del porcentaje de dilución operativa de diseño	34
Figura 21: Fórmula para el cálculo de la dilución	35
Figura 22: Cálculo del porcentaje de dilución operativa real	35
Figura 23: Calculo del porcentaje de sobre dilución	36
Figura 24: Distribución del tiempo del ciclo de minado propuesto	48
Figura 25: Infraestructura de mina del norte	53

INTRODUCCIÓN

La mina del norte constantemente busca la mejora continua de todos sus procesos, para lograr obtener concentrados que sean rentables en la comercialización optimizando su costo de producción.

El método de explotación de la mina del norte es de corte y relleno ascendente cuya sección de minado es el de 4x4m, el cual es ideal para equipos de acarreo de 6 yd³ el cual posee la mina. La producción planeada de 1500 t/día se cumple, pero con leyes de cabeza muy por debajo de lo estipulado tal como muestran los reportes de la planta concentradora. El problema se debe a la sobre dilución el cual se analizó tres labores, durante un periodo de tres meses, para ello se tuvieron en cuenta la sección de diseño, levantamiento topográfico de zona mineralizada, y levantamiento topográfico de labores de extracción. En el presente proyecto se propone un ajuste en la sección de diseño de 3.5x3.5m, el cual es una solución para poder obtener una mejor ley de cabeza manteniendo la producción de 1500 t/día, este ajuste llevará a un análisis de los equipos de producción, ciclo de minado, inversión, nueva estimación de reservas y análisis del flujo de caja.

Para la viabilidad o descarte del presente proyecto se hará una comparación de la productividad manteniendo las condiciones actuales versus la selectividad teniendo en cuenta las nuevas condiciones, para ello se tendrá en cuenta el Valor Presente Neto de ambos escenarios.

Cabe mencionar, como parte de la mejora continua lo propuesto aún se puede mejorar, teniendo en cuenta que siempre se debe buscar la optimización, **más** no el ahorro.

OBJETIVO DEL PROYECTO

Objetivo General.

Optimizar el porcentaje (%) de dilución de los tajos teniendo en cuenta el ajuste en la sección de diseño, mejorando en los **procesos** de perforación, voladura y acarreo.

Objetivos Específicos.

- ✓ Mejorar la ley de cabeza sin afectar la producción.
- ✓ Mejorar el procedimiento de los procesos operativos, teniendo como referencia de lo observado en campo para obtener mejores resultados en el ciclo de minado.
- ✓ Evaluar productividad vs selectividad teniendo en cuenta los resultados del flujo de caja de ambos escenarios.

DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO

La mina del norte se encuentra frente a una problemática debido a que las leyes de cabeza ejecutadas están muy por debajo de lo estimado tal como lo muestran los reportes del balance metalúrgico.

Los resultados del plan de minado tanto de lo programado como ejecutado dan leyes de cabeza que difieren mucho, por lo general, las leyes de lo ejecutado están muy por debajo de lo programado, muestra de ello son los resultados de las variaciones porcentuales de los reportes de las leyes de cabeza, para ello el presente proyecto consiste en hacer un análisis del porcentaje de dilución operativa de diseño, el cual involucra dilución de diseño, voladura, geomecánica, piso y shotcrete para lo cual la División de Geología estima un ancho de veta promedio y buzamiento lo cual permitirá calcular la dilución operativa de diseño. Posteriormente, se procederá al cálculo de la dilución operativa real luego de realizar la extracción, para ello se tendrá en cuenta el levantamiento topográfico de las labores ya explotadas tanto de las secciones, como la potencia real de la veta con los cuales ya se podría calcular el porcentaje real de dilución provenientes de diseño, voladura, geomecánica, piso y shotcrete. Luego de obtener los valores del porcentaje de dilución operativa de diseño y dilución operativa real se procederá al

cálculo de la sobre dilución, el cual se analizará y se planteara una solución ya que esto afecta en gran medida en los valores de ley de cabeza y tonelaje que se envía a la planta concentradora, muestra de ello es la diferencia en los resultados de las leyes de cabeza y tonelaje de ambos casos durante el periodo de tres meses.

Ante el problema existente de la disminución de las leyes de cabeza de lo programado y ejecutado en la mayoría de los casos se plantea hacer un ajuste en la sección de diseño, en este caso se plantea llevar la sección de los tajos a 3.5x3.5m el cual implica una nueva selección equipos de producción, dichos equipos tienen que adecuarse a las nuevas dimensiones del tajo, tal es el caso del equipo de acarreo que se tendrá que migrar a uno de menor capacidad. Por otro lado, con la nueva sección de diseño se tendrá que realizar una nueva estimación de reservas para determinar una nueva ley equivalente de Zn en porcentaje con el cual se calculará los ingresos anuales, además, se realizará un nuevo cálculo de ciclo de minado teniendo en cuenta los rendimientos de los equipos elegidos con el objetivo de determinar la cantidad de tajos que se requieren para seguir cumpliendo con la producción de 1500 t/día.

Tomando en cuenta las reservas actuales y las que se obtendrán de la nueva evaluación se procederá a realizar el cálculo de los ingresos anuales para cada escenario, para ello se tomara en cuenta la ley equivalente de Zn en porcentaje esto porque tiene mayor Valor Por Tonelada por ende se le considera el elemento principal y el tiempo de vida de la mina a un ritmo de producción de 1500 t/día. Por otro lado, los egresos encontramos a las inversiones, costo producción y gastos generales.

Para realizar el flujo se incluirán los ingresos, egresos, tasa de descuento que será de 12% y tiempo de vida de la mina. Del resultado del flujo de caja, de ambos escenarios, se obtendrá el Valor Presente Neto cuyo valor será un buen indicador para tomar la decisión la viabilidad del presente proyecto.

PLAN DE TRABAJO

La metodología de esta tesis siguió el siguiente procedimiento:

- Descripción de importancia de esta tesis y el impacto de esta en nueva estimación de las reservas y elaboración del plan de minado.
- Explicación del objetivo de la tesis.
- Identificar las principales labores de explotación.
- Recopilar información geológica del yacimiento, levantamiento topográfico, condiciones geomecánicas, diseño de las secciones de los tajos de explotación, ciclo de minado, dilución de diseño operativa, balances metalúrgicos para los periodos en análisis, método de explotación y costo de producción.
- Supervisión en campo de los procesos unitarios de perforación, voladura y acarreo para verificar si el trabajo se realiza de la manera adecuada, cumpliendo con los procedimientos de la mina del norte.
- Analizar los resultados del balance metalúrgico, tanto las leyes de cabeza como los tonelajes tanto de lo programado y ejecutado.
- Cálculo del factor de dilución operativa de diseño y dilución operativa real
- Cálculo de la sobre dilución.
- Realizar una nueva estimación de reservas teniendo en cuenta el ajuste de la sección de diseño, el cual mostrara un nuevo porcentaje de dilución más acorde a lo obtenido en mina.
- Análisis económico con el nuevo plan de minado en función de las nuevas reservas estimadas.
- Conclusiones y recomendaciones.
- Índice analítico de la tesis. Elaboración del índice de esta tesis que da una visión general a cerca de la tesis.
- Bibliografía.
- Glosario de términos mineros y geológicos

CAPITULO I: INFORMACIÓN GENERAL DE LA MINA

1.1 Antecedentes

En el año 1,964 se formó la Compañía Minera del norte que posteriormente prosiguió las exploraciones en forma sistemática.

En 1968 se inicia la primera explotación de la mina con una producción de 500 tpd de mineral bruto polimetálico (Pb, Zn, Cu, Ag) que luego en forma progresiva fue en aumento, hasta la producción actual que alcanza 1500 tpd.

1.2 Ubicación y accesibilidad

La mina proyecto, propiedad de una compañía minera multinacional, se encuentra ubicada en el distrito de Huallanca, provincia de Bolognesi, departamento de Ancash, a una distancia de 8 km en línea recta al NW del pueblo de Huallanca. La mina se halla entre la prolongación de la cordillera Blanca y la cordillera de Huayhuash, al Sur del cerro de la mina proyecto y al NE de un valle glacial por donde discurre el río Torres, a una altitud.

Comprendida entre 3,800 y 4,300 msnm. Las coordenadas geográficas del campamento son: 76° 59' 50" Longitud Oeste y 09° 52' 04" Latitud Sur.

El acceso a la mina proyecto desde Lima es a través de la carretera Panamericana Norte, hasta Paramonga (209 km), para luego ascender hacia el NE hasta el poblado de Conococha (122 km), desde donde se toma el desvío al E por la carretera a mina Antamina, recorriendo 89 km para llegar a la mina proyecto. Desde Lima hasta la mina proyecto hay 420 km y toda la ruta está asfaltada.

A continuación se muestra el mapa con la ubicación de la mina del norte.



Figura 1: Ubicación de la mina del norte

1.3 Ciclo de producción

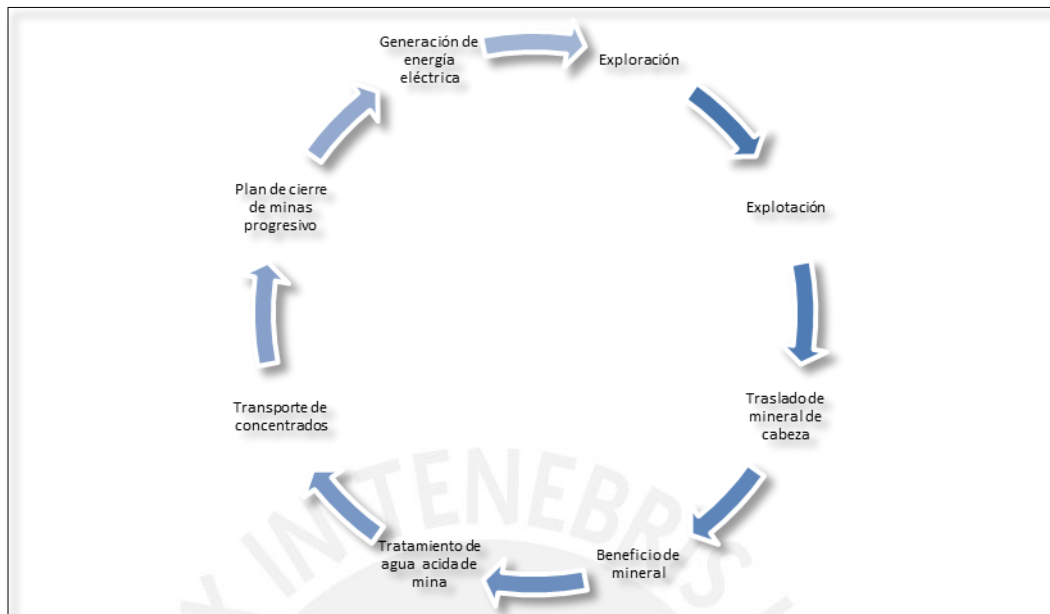


Figura 2: Ciclo de producción - mina del norte

1.4 Recursos de la mina

El yacimiento de la mina es polimetálico cuyos elementos principales son el Zn, Cu, Pb Y Ag por ello en el siguiente cuadro muestra las leyes y tonelajes respectivos de cada zona de explotación que son diferenciados en categoría de recursos medidos, indicados e inferidos esto dependiendo del nivel de confianza.

1.4.1 Recursos Inferidos

Es aquella parte de un yacimiento mineral para la cual se puede estimar el tonelaje y contenido metálico con un bajo nivel de confianza. Se le infiere por la evidencia geológica y se le asume, pero no se verifica la continuidad geológica y/o contenido metálico.

1.4.2 Recursos Indicados

Es aquella parte del yacimiento mineral para la cual se puede estimar el tonelaje, peso específico, características físicas y contenido metálico con un razonable nivel de confianza, sobre la base de información recogida en el campo y de muestreo proveniente de afloramientos, cateos, trincheras, etc., pero de puntos alejados entre si o no adecuadamente espaciados.

Tabla 1: Recursos de la mina del norte

MEDIDOS					
ZONA	(t)	L E Y E S			
		Cu %	Pb %	Zn %	Ag oz/t
		A	B	C	D
CARLOS ALBERTO	512,432	0.37	8.8	15.3	4.86
RECUERDO	72,198	0.10	7.3	16.5	9.09
ZONA SUPERIOR	14,202	1.26	8.3	18.7	9.32
ZONA PRINCIPAL	571,592	2.05	8.1	18.5	4.64
TOTAL	1,170,424	1.18	8.34	16.98	5.06
INDICADOS					
ZONA	(t)	L E Y E S			
		Cu %	Pb %	Zn %	Ag oz/t
		A	B	C	D
CARLOS ALBERTO	299,592	0.23	5.8	11.6	4.28
RECUERDO	305,098	0.42	5.5	12.7	7.36
ZONA SUPERIOR	195,905	1.47	7.4	14.4	6.09
ZONA PRINCIPAL	857,572	1.28	6.2	15.6	4.77
TOTAL	1,658,167	0.95	6.14	14.18	5.31
INFERIDOS					
ZONA	(t)	L E Y E S			
		Cu %	Pb %	Zn %	Ag oz/t
		A	B	C	D
CARLOS ALBERTO	525,640	3.04	3.9	8.0	5.52
RECUERDO	218,084	0.72	4.8	10.7	5.79
ZONA SUPERIOR	631,223	1.92	6.5	12.4	7.45
ZONA PRINCIPAL	955,936	1.74	5.6	13.9	4.47
TOTAL	2,330,883	1.99	5.39	11.85	5.64
TOTAL GENERAL	5,159,474	1.47	6.3	13.8	5.40

1.5 Reservas de la mina

Al 31-12-2014 se tienen estimadas 2' 163 040 toneladas con 0.73% Cu, 4.94% Pb, 10.74 % Zn y 3.65 Oz-Ag. Confirmadas como reservas y minables con lo cual se garantiza la vida de la mina hasta el 2018. Se tiene en cuenta que la mina proyectó una capacidad de producción de 1500 t/día.

Una reserva de mineral es la parte económicamente explotable de un RECURSO MEDIDO O INDICADO. Incluye los factores de dilución, tolerancias por pérdidas que pueden ocurrir cuando se explote (recuperación del yacimiento). Debe tomar en cuenta factores mineros, metalúrgicos, económicos, de mercado, legales, ambientales, sociales y gubernamentales.

1.5.1 Probables

Aquella porción del recurso mineral indicado que por las características que reúne, puede ser clasificado como reserva mineral probadas o probables.

1.5.2 Probadas

Aquella porción del recurso mineral medido que por las características que reúne, puede ser clasificado como reserva mineral.

Cabe mencionar que en el cuadro de reservas que se mostrará a continuación se visualizará el tonelaje y leyes de las zonas en explotación **ya diluidas en un 30%**, el cual es la dilución planeada donde solo toma en cuenta el ancho de la sección de diseño que es de 4m y el ancho de veta promedio el cual 2.8m.

$$\%dilucion = (1 - 2.8/4) * 100\% = 30\%$$

Para valorizar el mineral la compañía tomo en cuenta las siguientes formula:

$$Valor\ Punto = (Precio - Deducciones) * RE * RM$$

$$Valor\ del\ mineral = Ley\ Diluida * Valor\ Punto$$

RE: Recuperación Económica

La recuperación económica se define como % del bloque o tajo que será minable descontando los puentes y pilares establecidos La recuperación minera dependerá del método de explotación a utilizar.

RM: Recuperación Metalúrgica

***valor punto es igual a valor por unidad de metal

De la formula anterior la compañía obtuvo los siguientes resultados de valor punto para cada metal

Tabla 2: Valores punto de los metales

	Zn	Pb	Cu	Ag
Precios	2640.53 \$/t	1888.64 \$/t	4406.47 \$/t	15.77 \$/oz
Deducciones	15%	25%	45%	25%
RE	0.94	0.94	0.94	0.94
RM	0.92	0.91	0.91	0.82
Valor punto	19.41 \$/t%	12.05 \$/t%	20.64 \$/t%	9.14 \$/oz

Tabla 3: Reservas de la mina del norte

PROBADOS										
ZONA	Reserva (t)	LEYES DILUIDAS				V P T (\$/t)				TOTAL VPT(\$/t)
		Cu %	Pb %	Zn %	Ag oz/t	Cu	Pb	Zn	Ag	
		A	B	C	D	1	2	3	4	
CARLOS ALBERTO	391,860	0.26	6.15	10.74	3.40	5.37	74.18	208.42	31.09	319.06
RECUERDO	55,210	0.07	5.08	11.57	6.36	1.45	61.22	224.51	58.17	345.36
ZONA SUPERIOR	10,860	0.88	5.80	13.07	6.53	18.23	69.92	253.65	59.69	401.49
ZONA PRINCIPAL	437,100	1.43	5.65	12.93	3.25	29.61	68.13	250.89	29.68	378.31
TOTAL	895,030	0.83	5.84	11.89	3.55	54.65	273.45	937.49	178.63	
PROBABLE										
ZONA	Reserva (t)	LEYES DILUIDAS				V P T (\$/t)				TOTAL VPT(\$/t)
		Cu %	Pb %	Zn %	Ag oz/t	Cu	Pb	Zn	Ag	
		A	B	C	D	1.00	2.00	3.00	4.00	
CARLOS ALBERTO	229,100	0.16	4.08	8.09	3.00	3.26	49.21	156.93	27.39	236.79
RECUERDO	233,310	0.30	3.86	8.92	5.15	6.12	46.54	173.08	47.12	272.87
ZONA SUPERIOR	149,810	1.03	5.15	10.07	4.26	21.30	62.04	195.46	38.99	317.79
ZONA PRINCIPAL	655,790	0.89	4.33	10.90	3.34	18.44	52.24	211.48	30.52	312.67
TOTAL	1,268,010	0.67	4.30	9.93	3.72	49.12	210.02	736.94	144.03	
TOTAL RESERVAS	2,163,040	0.73	4.94	10.74	3.65					
LEY EQUIVALENTE Zn	16.30%									

1.6 Explotación

El método de explotación que se aplica en la Minera del norte es el Corte y Relleno Ascendente con Perforación Horizontal (tipo breasting), en los tajeos y accesos. El ciclo de explotación comprende seis procesos principales: Sostenimiento, Perforación, Voladura, Limpieza, transporte y Relleno



Figura 4: Diagrama del ciclo de operación de la mina del norte

1.7 Beneficio de mineral

El beneficio de mineral se realiza a través de la Planta Concentradora y comprende los procesos: chancado, molienda, flotación, espesamiento y filtrado, secado y bombeo de relave.

1.7.1 Chancado

El proceso se inicia con la alimentación del mineral, procedente de las diferentes zonas de explotación de mina, a través de los medios de transporte: vagones y volquetes de 6 a 20 toneladas de capacidad, respectivamente, para luego ser almacenado en tolva de gruesos de 500 toneladas de capacidad. El mineral chancado se almacena en cinco tolvas de finos. Dichas tolvas alimentan a los 4 molinos primarios.

1.7.2 Molienda

La Sección Molienda se inicia con la descarga del mineral chancado hacia los molinos. Las tolvas N°1 y N°2, alimentan a los Molinos. Todos los molinos operan en circuito cerrado con hidrociclones.

1.7.3 Flotación

a. Circuito de flotación de plomo

El proceso de flotación plomo se realiza en tres etapas bien definidas, rougher, scavenger y cleaner. Este circuito nos permite obtener un concentrado de plomo de 60.3% de ley de este elemento el cual es enviado a la sección espesadores y filtros. La cola o relave de este circuito que contiene aprox. 0.5% de plomo es enviada al circuito de flotación Zinc.

b. Circuito de flotación de zinc

La cola del circuito de flotación plomo pasa a una etapa de acondicionamiento en dos acondicionadores de 10' x 10', y luego se tiene las etapas de rougher, scavenger y cleaner. Adicionalmente se tiene un circuito de remolienda de mixtos de zinc, que es alimentado por las colas de la etapa de limpieza o cleaner, El circuito de flotación zinc nos permite obtener un concentrado de zinc de 48.5% de ley de este elemento. El cual es enviado a la sección espesamiento y filtrado. La cola o relave de este circuito que contiene aprox. 0.9% de zinc es enviada hacia el espesador de relave.

1.7.4 Espesamiento y filtrado

El espesamiento y filtrado son procesos comunes para ambos circuitos de flotación de plomo y zinc. El concentrado de plomo es enviado por gravedad a un espesador de 50 pies de diámetro, para eliminar parte del agua que contiene. El agua de rebose del espesador se recicla al circuito de plomo. El concentrado de Zn, es enviado también por gravedad a un espesador de 70 pies de diámetro, El agua de rebose del espesador se recicla al proceso.

El concentrado de plomo con 60 % de sólidos se alimenta a dos filtros cerámicos CC-6 para eliminar el agua y obtener un producto con humedad de 9%. El agua filtrada retorna al espesador para cerrar el circuito. El concentrado de zinc es alimentado al filtro cerámico CC-30 para eliminar el agua y obtener un producto con humedad de 10 %.

1.7.5 Espesamiento y bombeo de relave

El relave obtenido del proceso de concentración es conducido a través de una tubería de 6" hacia la sección de espesamiento y bombeo. El relave es bombeado mediante tres bombas Mars modelo L-180, con tubería de 6" de diámetro. El relave es enviado directamente hacia el depósito de relaves.

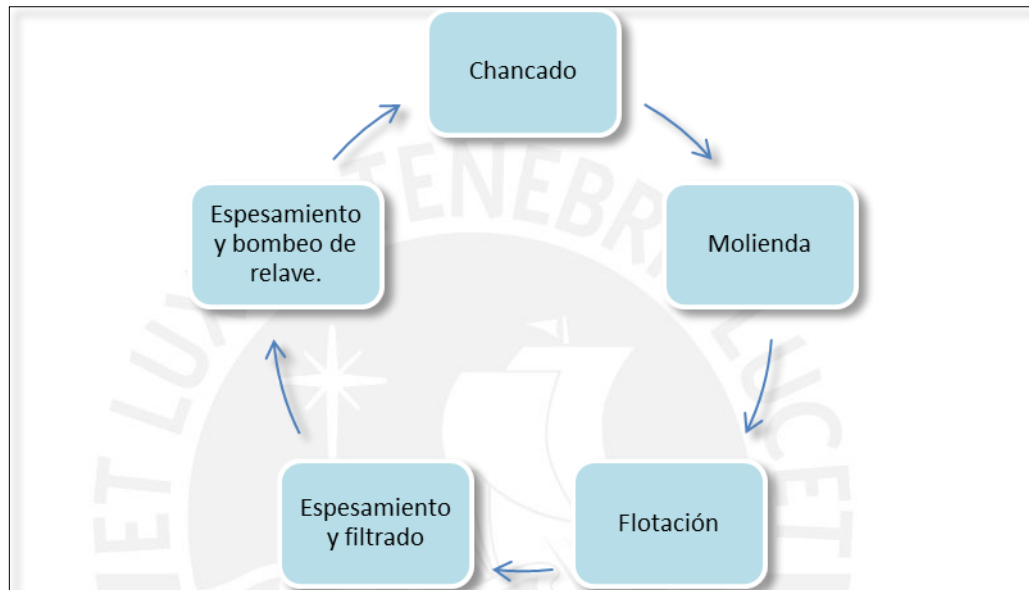


Figura 5: Ciclo de tratamiento en planta concentradora

1.8 Drenaje

El agua acida que se genera en interior mina es llevada hacia las cámaras de bombeo que están cercana a las labores de explotación, posteriormente, ello es trasladado hacia el exterior en el cual se encuentra el circuito de tratamiento de aguas acidas. El proceso de tratamiento del agua ácida, consiste en la neutralización y sedimentación de los lodos producidos a través de:

- Adición de cal.
- Adición de floculantes.

Después del tratamiento el agua será descargada al Río Torres. El lodo producido será bombeado hacia la Cancha de Relaves, mediante las bombas de relaves.



Figura 6: Planta de tratamiento de aguas ácidas

1.9 Transporte de concentrados

El transporte de concentrados se realiza mediante camiones equipados con compuertas hidráulicas que hermetizan toda la tolva para evitar la contaminación del medio ambiente durante el traslado de concentrados. La capacidad de carga de estos equipos es de 30 t en promedio. El destino donde se trasladan los concentrados es el puerto Callao y la refinería Cajamarquilla.

1.10 Recurso Humanos

En la actualidad la compañía minera cuenta con una fuerza laboral aproximada de 751 Trabajadores que laboran en las diferentes áreas y divisiones que conforman el organigrama de la mina.

- División mina.
- División de geología.
- División planta concentradora.
- División ingeniería.
- División administración.
- División de mantenimiento.
- División de seguridad y salud ocupacional
- División de asuntos ambientales.
- Área de unidad médica y laboratorio químico
- Área de logística y sistemas.
- Área de relaciones comunitarias.

Cabe mencionar que la gran mayoría de los trabajadores son provenientes de la zona de la provincia Dos de Mayo - Huánuco y de la provincia de Bolognesi – Ancash esto porque la compañía minera tiene por objetivo de ayudar en el desarrollo y crecimiento de las zonas de influencia a las operaciones.

Tabla 4: Número de trabajadores de la minera del norte

Personal en la mina	Cantidad
Obreros Estables	24
Obreros Contratos	181
Asesor	10
Practicante	18
Empleados	44
Staff	77
Contratas	397
Total	751



CAPITULO II: GEOLOGÍA

2.1 Geología Local

En la Mina del norte sobreyacen concordantemente las Formaciones Chimú , Santa Carhuaz , Farrat y Pariahuanca del Jurásico Superior-Cretáceo Inferior (Grupo Goyllarisquizga) principalmente las 3 primeras formaciones se ubican en el flanco invertido de un sinclinal volcado , de tal manera que dichas formaciones suprayacen de la más reciente a la más antigua , intruidas luego por un Porfido Cuarcífero como una manifestación extrusiva de una Granodiorita (Ígnea) en profundidad datada del Pleistoceno

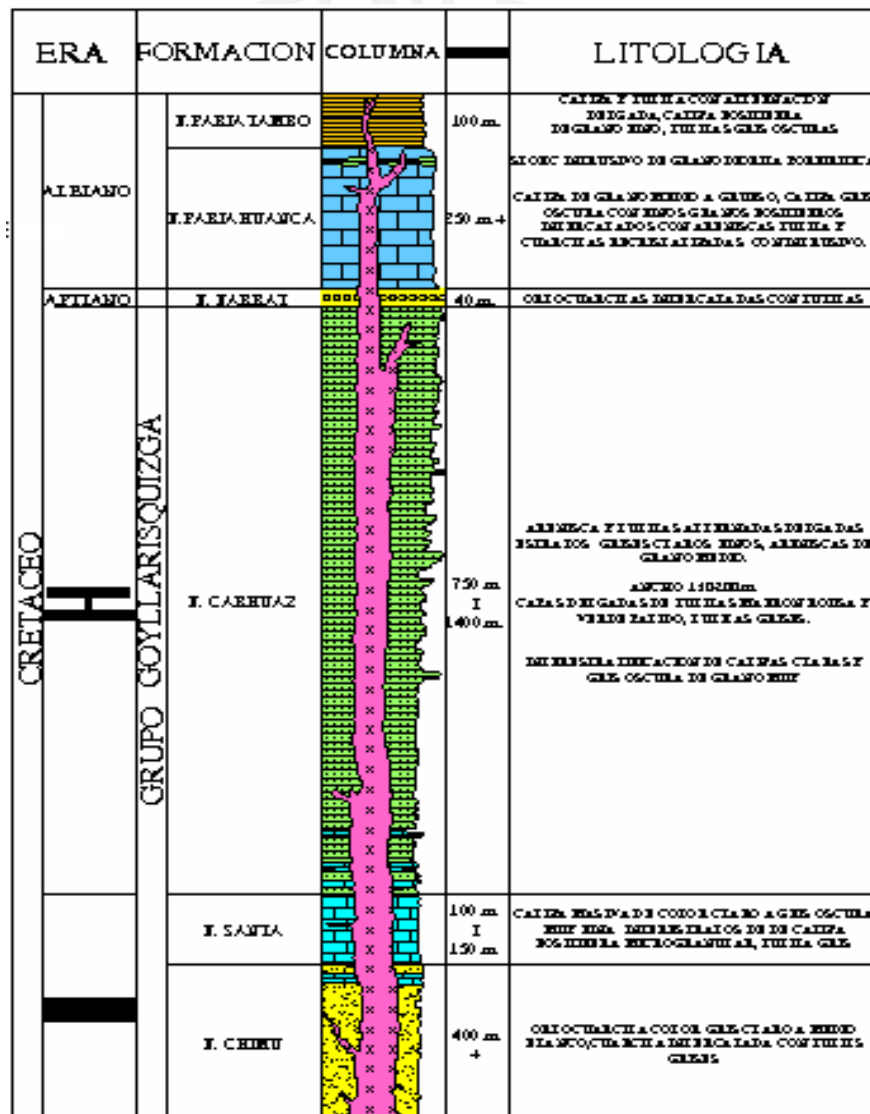


Figura 7: Columna estratigráfica del yacimiento

El Pórfido Cuarcifero al parecer intruye a la Formación Chimú a manera de un Lacolito y en la Formación Santa está presente a manera de Diques y Sills relativamente paralelos a la estratificación.

El Stock tiene una forma elipsoidal con aproximadamente 2 Kms. de longitud y 200 m. de ancho , los Diques y Sills tienen anchos variables que oscilan entre 2 m. y 50 m. con una exposición total de aproximadamente 6 Km (epigenético).

Formación Chimú, formada básicamente por rocas metamórficas, cuarcitas. Representa los horizontes inferiores del cretácico inferior, se expone en el sector Sur Oeste (flanco Occidental) y Nor Oeste (flanco Este) de la cordillera negra. Regionalmente la región chimú, está constituido por paquetes de arenisca y cuarcitas blancas grises de grano fino y grueso y formas sub. redondeadas, con intercalaciones de lutitas, pizarras con estratigrafía delgada y colores generalmente oscuras o negras.

Formación Santa, Secuencia marina compuesta por Calizas oscuras con intercalaciones de lutitas negras que suprayace a las cuarcitas chimú e infrayace a la formación Carhuaz. La formación Santa se compone en la parte inferior de una serie estratigráfica de lutitas negras a gris Oscuras y calizas arcillosas Negras, que pasan hacia la parte superior a lutitas oscuras con intercalaciones de limonitas y capas de calizas. La potencia de la formación es variable, las afloraciones tienen entre 100 m a 150 m. La formación Santa tiene interés económico por cuanto en sus niveles calcáreos se ubican algunos depósitos de mineral de plomo, Plata y Zinc. En el yacimiento, la Formación Santa está constituida de 2 miembros: El miembro superior de un espesor de 120m compuesta de calizas con intercalaciones de lutitas y el miembro inferior con un espesor de 40m compuesto de areniscas, lutitas, calcarenitas y capas delgadas de calizas, la estratificación presenta un rumbo de N 30°-50° W y un buzamiento de 50° a 70° NE con la presencia de ritmitas (sin genético).

Formación Carhuaz, Litológicamente la formación Carhuaz está constituido por una gruesa secuencia de lutitas arenosas pardo rojiza estratificada en lechos delgados, contienen intercalaciones de limonita marrón Rojiza en capas, gruesas y medianas en lechos de cuarcita pardo grisáceo con tonos rojizos por intemperismo, en los niveles inferiores se presentan ocasionalmente capas delgadas con calizas negras de grano fino.

La formación Carhuaz yace concordantemente sobre las lutitas y calizas de la formación Santa, e infrayace en concordancia a la cuarcitas Farrat.

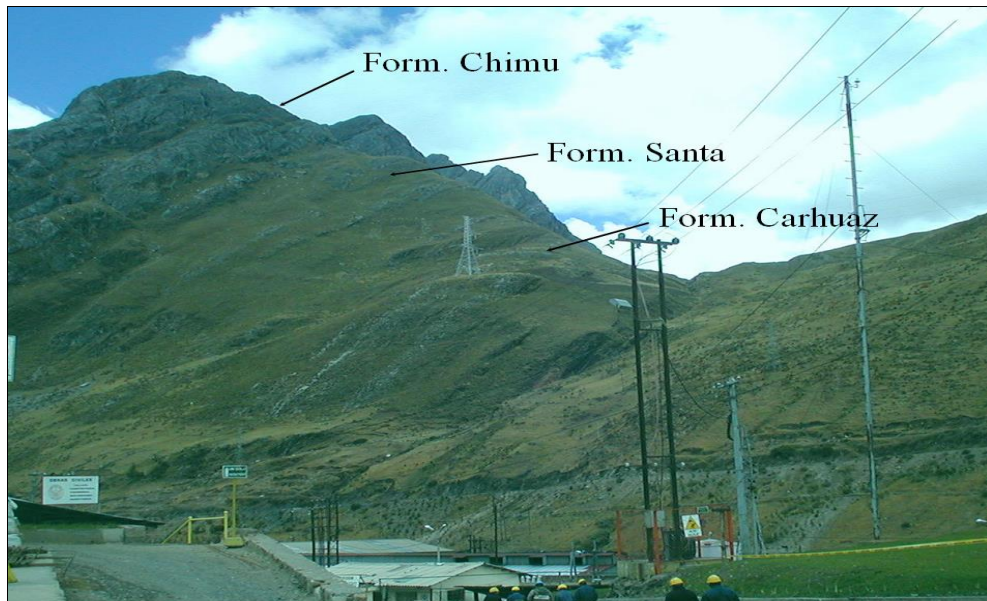


Figura 8: Formaciones del yacimiento

2.2 Geología Regional

En la mina sobreyacen concordantemente las formaciones Chimú, Santa, Carhuaz, Farrat y Parianca del Jurásico Superior – Cretáceo Inferior (Grupo Goyllarisguizga) principalmente las 3 primeras formaciones se ubican en el flanco invertido de un sinclinal volcado, de tal manera que dichas formaciones suprayacen de las más recientes a la más antigua, interrumpidas luego por un Pórfido Cuarzífero como una manifestación estrusiva de una Granodiorita (Ignea) en profundidad datada del Pleistoceno (Stewart y otros 1974).

Los cuerpos de mineral de Zn, Pb, Ag, y Cu se presentan en forma estratiforme, lenticular interdigitada y masiva irregular en las 5 vetas (Veta 1, 2, 3 y 4 en la formación Santa) y la Veta 5 en la Formación Carhuaz de rumbo N 30° - 50° W y buzamiento entre 50° a 70° NE, con anchos variables entre 2 m. y 20 m. (Vetas 5 y V1T respectivamente) con longitudes de hasta 300 metros.

Se tienen 3 zonas de operación, de NW a SE, la zona de Carlos Alberto (A), luego la de Recuerdo y Zona Superior (B) y finalmente la de Zona Principal – Zona Sur (C) apreciándose cavidades de disolución en caliza (Karst/Paleo Karst y Neo Karst) con áreas de Enriquecimiento Superior génico (lixiviación de aguas meteóricas en

descenso y aguas magmáticas en ascenso – combinación fe las mismas - convección).

Sobre esta base la concurrencia de los minerales de Pb y Zn, se han dividido en tres tipos:

- Minerales de Pb y Zn en Pirita.
- Minerales de Pb y Zn en Skarn.
- Minerales de Pb y Zn en Shiroji (alteración Argilica).

El mineral de tipo Shiroji es un producto de alteración hidrotermal de minerales de pirita y skarn

2.3 Mineralización

La mineralización se emplaza en una longitud reconocida de 6.2. Km. En las calizas de la formación Santa (Superior inferior) de aproximadamente de 160 m. de potencia y en la base de las limo arcillas y areniscas de la formación Cachuas con un encampane de 560 m. distribuida en 12 niveles con intervalos de 40 a 60 m. Y un nivel inferior a 60 m. por debajo del nivel del Río Torres (Niv. “R”). La Piritización casi simultánea de la intrusión del pórfido Cuarcífero. Skarnización y mineralización de esfalerita roja. Mineralización de galena, seguido por minerales de Cu. (Calcopirita). Alteración de tipo Shiroji y mineralización de esfalerita negra. Mineralización de Bornita con Calcopirita. Mineralización de tennantita.

Aunque el modelo no es muy simple la distribución zonal de los elementos y minerales están relacionados a una secuencia paragenética la cual se manifiesta claramente en el yacimiento.

2.4 Geología Estructural

Existen 2 sistemas de fallas de desplazamiento de rumbo de N 10° a 20° E y otro de N 70° a 80 ° E.

Se tiene una falla de empuje conocida como la “Lawer Fault” inversa, con otras fallas paralelas menores de Zona Sur disminuyendo hacia Recuerdo las que tienen una buena influencia en la concentración de la mineralización económica ya que han servido de conductos y a la vez de entrampe de la misma.

El pórfido Cuarcífero al parecer intruye a la Formación Chimú a manera de un Lacolito y en la formación Santa está presente a manera de Diques y Sills relativamente o paralelos a la estratificación.

El stock tiene una formación elipsoidal con aproximadamente 2 Kms de longitud y 200 m. de ancho, los diques Sills tienen anchos variables que oscilan entre 2 m. y 50 m., con una exposición total de aproximadamente 6 Km. (Epigenético).

Al parecer Pórfido Cuarcífero es posterior al callamiento habiendo cortado y/o instruido sobre las fallas.

Se considera para la Génesis del yacimiento de la mina proyecto que fue producto de una piritización y skarnización con un proceso de reemplazamiento hidrotermal ocasionando una reemovilización con un posterior substitución de iones metálicos con el consecuente reemplazamiento en horizontes calcáreos favorables (Formación Santa) relacionado a una Granodiorita en profundidad cuya manifestación extrusiva en el Pórfido Cuarcífero relacionado a diques y Sills del mismo (no se incluyen el carácter sin genético con el epigenético).



CAPÍTULO III: RECOPIACIÓN DE INFORMACIÓN EXISTENTE

Es muy importante recopilar información proveniente de los reportes de la planta concentradora ya que en esta se muestra las leyes y tonelajes de cabeza, programado y ejecutado, de ello se analizará en qué medida se está cumpliendo con lo programado. Si al observar una variación notable en las leyes de cabeza se procederá a calcular el porcentaje de variación. Se tomara en cuenta la información del levantamiento topográfico de tanto de las vetas como del ancho de las labores reales esto con el objetivo de calcular el % de dilución operativa de diseño como también el % de dilución operativa real.

Por otro lado, se tomará en cuenta la información del proceso de extracción tales como rendimiento y dimensión de los equipos, cuyos datos serán usados en el cálculo del ciclo de minado actual y propuesto. Además, se tomara en cuenta el costo operativo de la mina para realizar análisis de flujo de caja.

3.1 Reporte de planta concentradora

En la planta concentradora, los fragmentos de mineral son reducidos de tamaño haciendo uso de chancadoras, posteriormente se procede a la molienda para obtener la pulpa y esta luego será llevada a las celdas de flotación para obtener concentrados de plomo, cobre y zinc con subproducto la plata el cual irá en los tres concentrados.

En las siguientes tablas se muestra el reporte de leyes de cabeza de la mina del norte para el periodo de enero a marzo del año 2015, tiempo en el que tomaron los datos.

Tabla 5: Reporte de leyes de cabeza - Enero

ESPECIFICACIÓN	peso(t)	Cu%	Pb%	Zn%	Ag oz/t
PROYECTO	43500	0.73	1.96	6.15	1.89
EJECUTADO	44000	0.51	1.44	5.94	1.6
DIFERENCIA	500	-0.22	-0.52	-0.21	-0.29

Tabla 6: Reporte de leyes de cabeza - Febrero

ESPECIFICACIÓN	peso(t)	Cu%	Pb%	Zn%	Ag oz/t
PROYECTO	40500	0.73	1.96	6.15	1.89
EJECUTADO	34950	0.51	1.16	5.91	1.49
DIFERENCIA	-5550	-0.22	-0.8	-0.24	-0.4

Tabla 7: Reporte de leyes de cabeza - Marzo

ESPECIFICACIÓN	peso(t)	Cu%	Pb%	Zn%	Ag oz/t
PROYECTO	43500	0.73	1.96	6.15	1.89
EJECUTADO	40650	0.58	1.29	5.63	1.66
DIFERENCIA	-2850	-0.15	-0.67	-0.52	-0.23

3.2 Levantamiento topográfico de los tajos

El área de topografía se encarga de realizar levantamientos de la zona mineralizada y también de labores luego del disparo, esto sirve para el control de dilución y para indicar la dirección por donde debe seguir la extracción en las labores teniendo como referencia los mapeos geológicos.

Para el presente trabajo se tomó en cuenta el levantamiento de información de las labores con la cual se obtuvieron datos del ancho de veta promedio mensual y ancho promedio real de la labor durante el mismo periodo. Estos datos servirán para el cálculo del % de dilución operativa de diseño y % de dilución operativa real.



Figura 9: Levantamiento topográfico del tajo G-1250 V4 86 AM

Tabla 8: Datos y leyes de las vetas

TAJO	ANCHO DE VETA DE DISEÑO m	BUZAMIENTO	LEYES			
			Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	Ag oz/t
G-1250 V4 86 AM	2.4	70°	0.82	5.3	11.4	2.57
G-1100 V3T 169 AZ	2.8	60°	1.49	2.1	6.1	2.07
G-1100 V2P 134 AZ	3	70°	0.43	2.3	11.3	1.62

3.4 Información geomecánica de los tajos

La clasificación del macizo rocoso de las labores es muy importante porque nos permite conocer el tiempo de auto-soporte, además, ayuda a determinar el tipo de sostenimiento que se realizará en las labores de producción tales como perno helicoidal o adicionado con el lanzado de shotcrete.

**Tabla 9: Calidad de la masa rocosa de los tajos
(Fuente: Geomecánica – Mina del norte)**

TAJO G-1250 V4 86 AM				
Litología	Formación	Rango RMR	calidad de la masa	Calidad
			rocosa	
Caliza (caja piso)	Carhuaz	53 -59	III A	regular
Mineral en skarn	Santa Superior	45-55	III A, III B	regular
Caliza (caja techo)	Santa Superior	43-55	III A, III B	regular
TAJO G-1100 V3T 169 AZ				
Litología	Formación	Rango RMR	calidad de la masa	Calidad
			rocosa	
Caliza (caja piso)	Santa Superior	35 -45	IV A, III B	regular/mala
Mineral pirítico	Santa Superior	45-55	III A, III B	regular
Lutita (caja techo)	Chimú	45-50	III B	regular
TAJO G-1100 V2P 134 AZ				
Litología	Formación	Rango RMR	calidad de la masa	Calidad
			rocosa	
Caliza (caja piso)	Santa Superior	55 -59	III A	regular
Mineral en skarn	Santa Superior	45-60	III A, III B	regular
Arenisca (caja techo)	santa inferior	45-50	III B	regular

DESCRIPCIÓN CUALITATIVA DE LA CALIDAD GEOMECÁNICA DE LA MASA ROCOSA, SEGÚN GSI Y RMR (MODIFICADOS)				CONDICIÓN SUPERFICIAL											
TIPO	RANGO RMR	CALIDAD	LITOLÓGIA												
II	II	61 - 80	BUENA	BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) FRACTURAS RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. SE ROMPRE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA.											
III	III-A	51 - 60	REGULAR - A -					REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) FRACTURAS LISAS LEVEMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS (< 1 mm). SE ROMPE CON MAS DE UN GOLPE DE PICOTA.							
	III-B	41 - 50	REGULAR - B -												
IV	IV-A	31 - 40	MALA - A -									POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE Y ALTERADA) FRACTURAS LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, ABIERTAS (1 A 5 mm) CON RELLENO SUAVE. SE ROMPRE CON UN GOLPE DE PICOTA.			
	IV-B	21 - 30	MALA - B -												
V	V	0 - 20	MUY MALA	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) FRACTURAS PULIDAS, MUY ABIERTAS (> 5 mm), CON RELLENOS DE ARCILLAS BLANDAS. SE INDENTA PROFUNDAMENTE CON GOLPES DE											

CONDICIÓN ESTRUCTURAL	LEVEMENTE FRACTURADA TRES O MENOS SISTEMAS DE FRACTURAMIENTO, MUY ESPACIADOS ENTRE SI. 2 A 5 FRACTURAS POR METRO CUADRADO.	II LF/B	III-A LF/R	III-B LF/P	IV-A LF/MP
	MODERADAMENTE FRACTURADA BLOQUES TRABADOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. DE 6 A 11 FRACTURAS POR METRO CUADRADO.	II F/B	III-A F/R	III-B F/P	IV-A F/MP
	MUY FRACTURADA BLOQUES PARCIALMENTE TRABADOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE FRACTURAMIENTO. DE 12 A 20 FRACTURAS POR METRO CUADRADO.	III-A MF/B	III-B MF/R	IV-A MF/P	IV-B MF/MP
	TRITURADA BLOQUES LIGERAMENTE TRABADOS, FRAGMENTO ANGULOSOS Y REDONDEADOS FACILMENTE DISGREGABLES.	---	---	IV-B T/P	V T/MP

Figura 12: Cartilla de geomecánica de la mina del norte

3.5 Método de explotación

El método de explotación de la mina del norte es el de corte y relleno ascendente con algunas variantes tal es el caso de cámaras y pilares combinado con breasting esto aplican cuando la veta no tiene mucho buzamiento, pero goza de gran potencia mayor a 8m. Para la selección de este método se tuvo en cuenta las siguientes consideraciones típicas:

- Maximizar la seguridad.
- Minimizar los costos.
- Minimizar el tiempo requerido para lograr la producción (optimizar la secuencia de tajeado).
- Optimizar la recuperación.

- Minimizar la dilución.
- Minimizar los ciclos de las operaciones unitarias (tiempo de perforación, voladura, limpieza, sostenimiento y relleno).
- Minimizar el sostenimiento natural.

El minado por este método es un modo particularmente flexible de operar y se adapta a los yacimientos irregulares. El minado es dinámico y se puede abastecer mineral de tajos simultáneos en explotación. Las rebanadas ascendentes rellenas con relleno detrítico se deben ajustar a distancia de las aberturas máximas permisibles, el mineral pobre es posible dejar en forma de pilares.

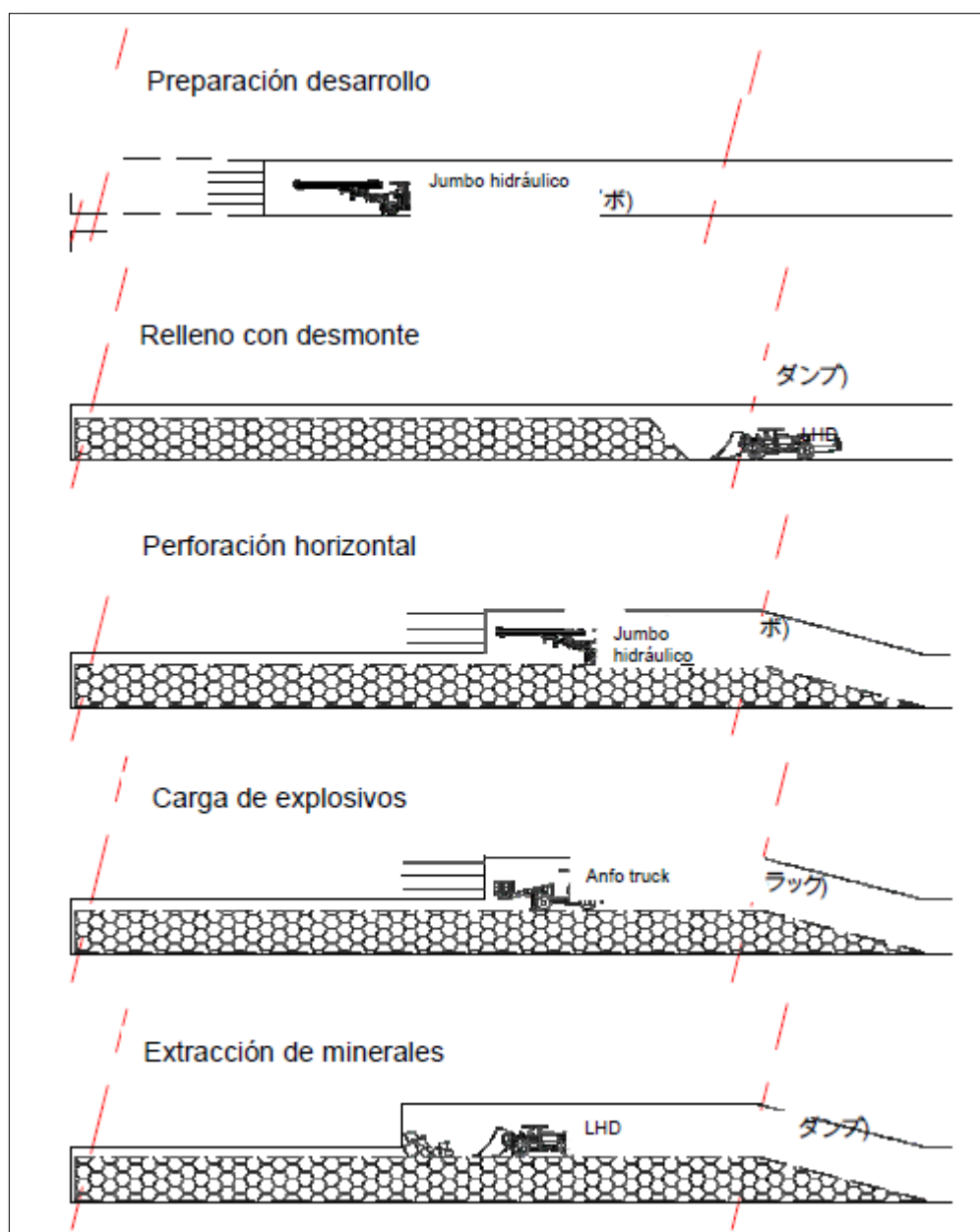


Figura 13: Ciclo de minado corte y relleno ascendente

3.6 Sección de diseño

La sección de diseño para producción es de 4x4m y para ello se tuvo en cuenta al equipo de limpieza CAT LHD R1600 cuya capacidad es de 6 Yds³, la sección mínima de trabajo del equipo de acarreo es 3.8x3.5m.

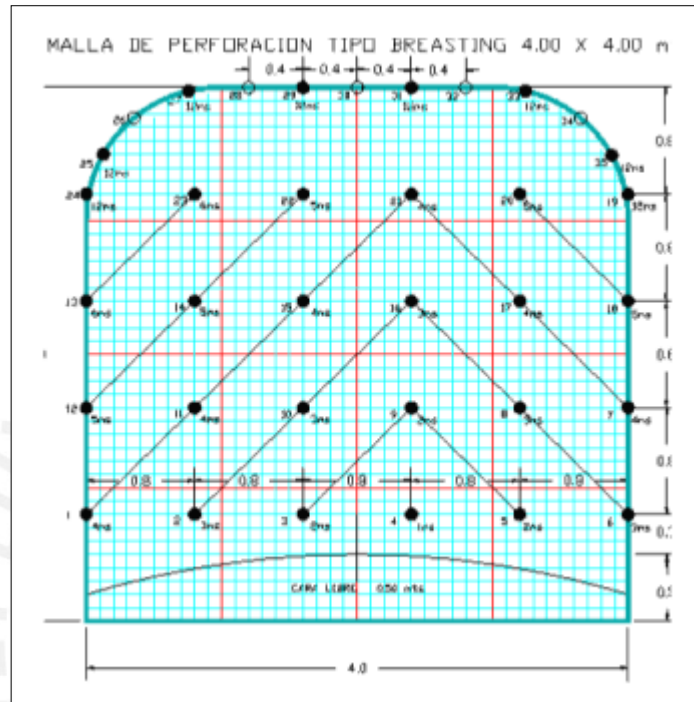


Figura 14: Sección de diseño de 4x4m

3.7 Equipos de producción

a. Perforación

La perforación de las labores mineras se realiza mediante Jumbos electrohidráulicos mecanizados. La perforación es horizontal para lo cual se usan barras de perforación de longitudes de 14 pies y brocas de perforación de 45 mm de diámetro.

Por política de la empresa se busca que los equipos sean de la misma denominación para cada proceso operativo que en este caso han optado por la denominación sandvik DD310 el cual tiene que realizar 35 taladros en promedio por cada frente, cabe mencionar que el equipo requiere una sección mínima de 3x3m para poder desarrollar su trabajo de manera adecuada; la unidad minera cuenta con **tres unidades** de este equipo destinado a producción.



Figura 15: Equipo de perforación- jumbo DD310

b. Voladura

La voladura en la mina se realiza con el explosivo Anfo como carga primaria y como cebo se usa el explosivo Emulsión y fulminante, además, los accesorios utilizados son el pentacord y guía. Para la instalación de estos explosivos se usa el equipo mecanizado llamado de Anfo truck de la denominación Normet. Las dimensiones del equipo son de alto 2.4m y ancho 2.2, la cantidad que posee la empresa son **tres unidades** destinadas a producción.



Figura 16: Equipo de carguío de explosivos- Anfo truck

c. Limpieza

Para la limpieza tanto en labores de producción como en preparación se emplea el equipo LHD R1600 G, de la denominación CAT, cuya capacidad es de 6 Yds³ el cual es idóneo para secciones mínimas de 3.8m x3.5m. Cabe mencionar que en las zonas de explotación el equipo de limpieza se encarga de llevar el material fragmentado hacia los echaderos esto si en caso el material es considerado mineral

caso contrario dicho material será llevado hacia las cámaras de acumulación de desmonte. El mineral es transportado de los ore passes o echaderos a la planta concentradora mediante volquetes de 15 m³ de capacidad y locomotoras con carros mineros de 7 ton de capacidad.



Figura 17: Equipo de limpieza – CAT R1600G

d. Sostenimiento

En general, la función principal del sostenimiento con perno helicoidal es estabilizar los bloques rocosos y/o las deformaciones de la superficie de la excavación, restringiendo los desplazamientos relativos de los bloques de roca adyacentes. Caso particular, con el mencionado sostenimiento se logra, se logra controlar las cuñas rocosas potencialmente inestables al cual se le conoce como efecto cuña

Para realizar el sostenimiento de las labores se utiliza el equipo Rockbolt y los accesorios que se utilizan son: barra de perforación de 7 pies, brocas de 38 mm, perno helicoidal, agua y cemento que por lo general la mezcla tiene la relación que por cada bolsa de cemento se suministra 11 litros de agua a esta mezcla se le conoce como lechada de cemento.

La malla que se tiene en cuenta para el sostenimiento es de 1.5m x 1.5m tanto para los hastiales y el techo.

Adicional al sostenimiento con el perno helicoidal las labores son sostenidas con shotcrete el cual utiliza como accesorios cemento, arena, agua, gramix y

acelerantes. En promedio en las labores el espesor del lanzado de shotcrete alcanza las 2 pulgadas con lo cual provee la resistencia de 30 Mp. Este tipo de sostenimiento solo lo hacen en labores muy puntuales.

Tabla 10: Relación de equipos de sostenimiento

EQUIPO	ALTO m	ANCHO m	LARGO m	UNIDADES
Spraymec 6050 WPC	2.5	2	10	1
Mixer Normet tornado s2	2.7	2.2	7.1	2
Rockbolt DS310DE	Sección mínima de trabajo 3x3m			3



Figura 18: Equipo de sostenimiento- Rockbolt

e. Relleno

El material utilizado para rellenar los tajos es detrítico producto de la preparación de la mina y del plan de cierre. El relleno es transportado hacia la bocamina mediante volquetes, desde la bocamina hacia las cámaras de desmonte mediante Dumpers (camiones de bajo perfil) y desde la cámara de desmonte hacia los tajos mediante el Scoop R1600G caterpillar de 6 yd³.



Figura 19: Equipo de limpieza – CAT R1600G

3.8 Costo de producción

La mina del norte tiene una capacidad de producción de 1,500 t/día y como resultado de ello se obtienen concentrados de plomo, zinc, cobre y plata va como subproducto en los tres concentrados. Para llevar a cabo la producción y comercialización de dichos concentrados la compañía incurre en los siguientes costos operativos:

Tabla 11: Costo de producción actual

Actividades	Costo Total(\$/t)
Costo mina	36.50
Costo planta	17.20
Gastos GG	11.40
Gastos AA	8.40
Venta concentrados	12.50
Total	86.00

Cabe mencionar que el costo operativo mostrado en el cuadro anterior no incluye inversiones.

CAPÍTULO IV: ANÁLISIS DE DATOS

Los datos recopilados serán analizados en el presente capítulo con la finalidad de determinar cuál es problema y poder identificar sus principales causas teniendo en cuenta los reportes de la planta concentradora, levantamiento topográfico y lo observado en campo del proceso de extracción. Se realizará el cálculo de dilución operativa de diseño y dilución operativa real para poder determinar verdadero factor de dilución y como esto afecta en el tonelaje y las leyes.

4.1 Análisis de las leyes de cabeza

De los resultados del balance metalúrgico se pudo observar que las leyes de cabeza estimadas para el mes difieren mucho de los resultados obtenidos por planta porque lo ejecutado, por lo general, está por **debajo** del proyecto tal como se muestra en las siguientes tablas.

Tabla 12: Variación de ley de cabeza-Enero

	PERIODO	ENERO
VARIACIÓN	CU %	-30.14
	Pb %	-26.53
	Zn %	-3.41
	Ag %	-15.34

Tabla 13: Variación de ley de cabeza-Febrero

	PERIODO	FEBRERO
VARIACIÓN	CU %	-30.14
	Pb %	-40.82
	Zn %	3.90
	Ag %	21.16

Tabla 14: Variación de ley de cabeza-Marzo

	PERIODO	MARZO
VARIACIÓN	CU %	-20.55
	Pb %	-34.18
	Zn %	-8.46
	Ag %	-12.17

4.2 Dilución operativa de diseño

Es aquella que se estima como parte de las cajas (techo y piso) las cuales colapsaran producto de la minería. Por ende la dilución planeada contempla la dilución de diseño que este caso se tendrá en cuenta la sección de minado el cual es 4m x 4m adicional a ello se tendrá en cuenta la dilución proveniente de voladura, shotcrete, geomecánica y limpieza (dilución de piso). La suma de todo lo mencionado anteriormente da como resultado porcentaje de dilución operativa de diseño.

En la actualidad, en la mina del norte la dilución operativa de diseño se calcula teniendo en cuenta el ancho de veta promedio de diseño y el ancho de la sección de minado que es de 4m y la dilución operativa real se calcula en cuenta el ancho de la veta real y el ancho de la labor luego de efectuado el disparo.

$$\% \text{ Dilución operativa de diseño} = (1 - (\text{Ancho de veta de diseño} / \text{Ancho de sección})) * 100\%$$

$$\% \text{ Dilución operativa real} = (1 - (\text{Ancho de veta real} / \text{Ancho de la labor})) * 100\%$$

a. Consideraciones:

- Densidad del mineral: 3.4 t/m³
- Densidad del desmante: 2.7 t/m³

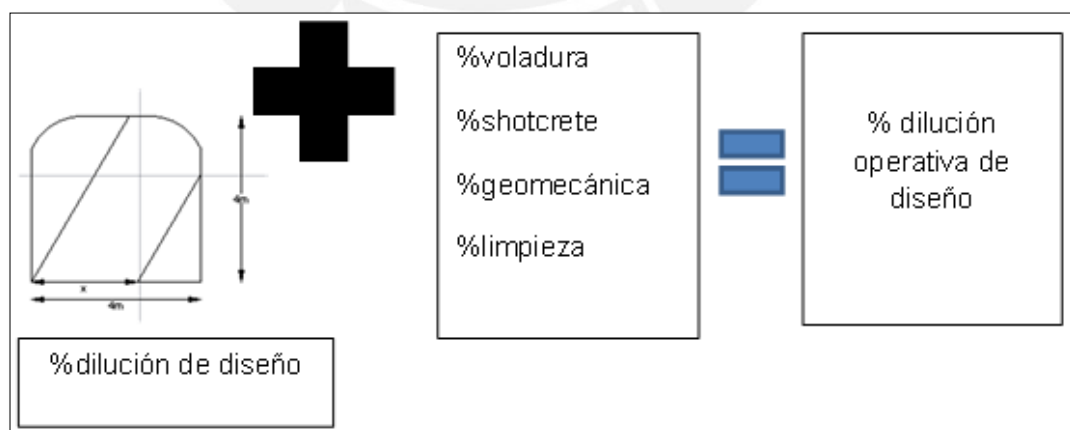


Figura 20: Cálculo del porcentaje de dilución operativa de diseño

Para realizar el cálculo de la dilución se tomó en cuenta la segunda fórmula de la siguiente tabla.

Table 1. Definition of Dilutions (Pakalnis, 1986)
EQ 1 Dilution $= (\text{Tonnes waste mined}) / (\text{Tonnes ore mined})$
EQ 2 Dilution $= (\text{Tonnes waste mined}) / (\text{Tonnes ore mined} + \text{Tonnes waste mined})$
EQ 3 Dilution $= (\text{Undiluted in-situ grade as derived from drill holes}) / (\text{Sample assay grade at drawpoint})$
EQ 4 Dilution $= (\text{Undiluted in-situ grade reserves}) / (\text{Mill head grades obtained for same tonnage})$
EQ 5 Dilution $= (\text{Tonnage mucked} - \text{Tonnage blasted}) / (\text{Tonnage blasted})$

Figura 21: Fórmula para el cálculo de la dilución

4.3 Dilución operativa real

Se considera dilución operativa real al verdadero factor de dilución para el cual se tendrá en cuenta las reales dimensiones de las vetas y anchos de minado para con ello proceder a calcular la dilución real de diseño para ello se toma en cuenta las dimensiones reales de la veta y la sección de minado 4m x 4m adicionalmente se tomará en cuenta la dilución proveniente de la voladura, shotcrete, geomecánica y limpieza (dilución de piso). La suma de todo lo mencionado anteriormente dará como resultado el porcentaje de dilución operativa real para calcular todos los factores anteriormente mencionados se tomaran en cuenta la información del levantamiento topográfico.

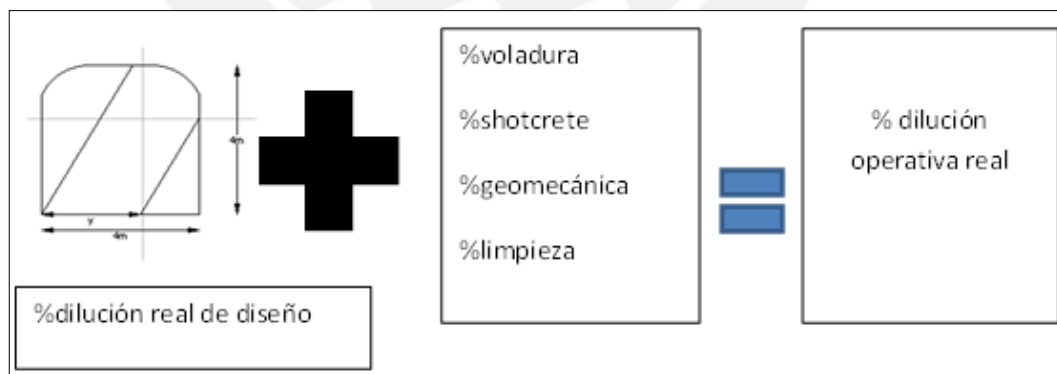


Figura 22: Cálculo del porcentaje de dilución operativa real

4.4 Sobre dilución

Es la diferencia entre el porcentaje de dilución real operativa y el porcentaje de dilución operativa de diseño esto nos sirve para observar en qué medida se está

cumpliendo lo planeado con lo ejecutado y determinar porque factores se está dando ello.

$\% \text{dilución operativa real} - \% \text{dilución operativa de diseño} = \text{SOBRE DILUCIÓN}$

Figura 23: Calculo del porcentaje de sobre dilución

Aplicando los conceptos de dilución, anteriormente mencionados, obtendremos los siguientes resultados de las tres labores de explotación al cual se hizo seguimiento en campo.



Tabla 15: Datos proyectos y reales de las labores

ENERO							
TAJO	ANCHO DE VETA DE DISEÑO m	ANCHO DE VETA REAL m	ANCHO DE MINADO PROGRAMADO m	ANCHO DE MINADO REAL m	ALTO DE MINADO PROGRAMADO m	ALTO DE MINADO REAL m	LONGITUD DE DISPARO m
G-1250 V4 86 AM	2.4	2.2	4.4	4.6	4.1	4.2	15
G-1100 V3T 169 AZ	2.8	2.4	4.4	4.8	4.1	4.3	20
G-1100 V2P 134 AZ	3	2.6	4.4	4.8	4.1	4.2	20

FEBRERO							
TAJO	ANCHO DE VETA DE DISEÑO m	ANCHO DE VETA REAL m	ANCHO DE MINADO PROGRAMADO m	ANCHO DE MINADO REAL m	ANCHO DE MINADO PROGRAMADO m	ALTO DE MINADO REAL m	LONGITUD DE DISPARO m
G-1250 V4 86 AM	2.4	2.6	4.4	4.9	4.1	4.2	23
G-1100 V3T 169 AZ	2.8	3.9	4.4	4.9	4.1	4.3	23
G-1100 V2P 134 AZ	3	2.7	4.4	4.4	4.1	4.2	15

MARZO							
TAJO	ANCHO DE VETA DE DISEÑO m	ANCHO DE VETA REAL m	ANCHO DE MINADO PROGRAMADO m	ANCHO DE MINADO REAL m	ANCHO DE MINADO PROGRAMADO m	ALTO DE MINADO REAL m	LONGITUD DE DISPARO m
G-1250 V4 86 AM	2.4	2.3	4.4	4.7	4.1	4.2	18
G-1100 V3T 169 AZ	2.8	3.8	4.4	5.1	4.1	4.3	28
G-1100 V2P 134 AZ	3	3.9	4.4	4.9	4.1	4.2	23

Tabla 16: Dilución de los tajos

TAJO G-1250 V4 86 AM	
PERIODO	TRIMESTRAL
DILUCIÓN DE DISEÑO %	29
DILUCIÓN POR VOLADURA %	9
DILUCIÓN POR GEOMECANICA %	1
DILUCIÓN POR PISO %	3
DILUCIÓN POR SHOTCRETE %	1
DILUCIÓN OPERATIVA DE DISEÑO %	43

TAJO G-1100 V3T 169 AZ	
PERIODO	TRIMESTRAL
DILUCIÓN DE DISEÑO %	30
DILUCIÓN POR VOLADURA %	9
DILUCIÓN POR GEOMECANICA %	1
DILUCIÓN POR PISO %	3
DILUCIÓN POR SHOTCRETE %	1
DILUCIÓN OPERATIVA DE DISEÑO %	44

TAJO G-1100 V2P 134 AZ	
PERIODO	TRIMESTRAL
DILUCIÓN DE DISEÑO %	19
DILUCIÓN POR VOLADURA %	8
DILUCIÓN POR GEOMECANICA %	1
DILUCIÓN POR PISO %	3
DILUCIÓN POR SHOTCRETE %	1
DILUCIÓN OPERATIVA DE DISEÑO %	32

TAJO G-1250 V4 86 AM			
PERIODO	ENERO	FEBRERO	MARZO
DILUCIÓN DE DISEÑO REAL %	32	23	29
DILUCIÓN POR VOLADURA %	11	16	13
DILUCIÓN POR GEOMECANICA %	1	1	1
DILUCIÓN DE PISO %	3	3	3
DILUCIÓN POR SHOTCRETE %	1	1	1
DILUCIÓN OPERATIVA REAL %	48	44	47
SOBRE DILUCIÓN %	5	1	4

TAJO G-1100 V3T 169 AZ			
PERIODO	ENERO	FEBRERO	MARZO
DILUCIÓN DE DISEÑO REAL %	30	19	18
DILUCIÓN POR VOLADURA %	14	15	18
DILUCIÓN POR GEOMECANICA %	1	2	2
DILUCIÓN DE PISO %	3	3	3
DILUCIÓN POR SHOTCRETE %	1	1	1
DILUCIÓN OPERATIVA REAL %	49	40	42
SOBRE DILUCIÓN %	5	0	0

TAJO G-1100 V2P 134 AZ			
PERIODO	ENERO	FEBRERO	MARZO
DILUCIÓN DE DISEÑO REAL %	24	24	11
DILUCIÓN POR VOLADURA %	14	8	16
DILUCIÓN POR GEOMECANICA %	1	2	2
DILUCIÓN DE PISO %	3	3	3
DILUCIÓN POR SHOTCRETE %	1	1	1
DILUCIÓN OPERATIVA REAL %	43	38	33
SOBRE DILUCIÓN %	11	6	1

4.5 Comparación de leyes y tonelajes tanto del diseño como el del real

Se va a analizar cómo afecta la sobre dilución en las leyes como en los tonelajes en las vetas analizadas en campo. La variación se da por factores de la diferencia que existe entre ancho de veta promedio estimado y el ancho de veta real. Por otro lado, la voladura también es otro factor importante porque se proyecta que el ancho de minado luego del disparo será como máximo de 4.4m pero como observamos en los cuadros anteriores el ancho de minado luego del disparo en mayoría de los casos está por encima de los 4.4m por ello el factor de voladura influye fuertemente en la dilución.

El % de dilución de piso, geomecánica (desprendimiento) y shotcrete en mayoría de los son una constante los valores por ende estos afectan en menor medida a la dilución total.

- ✓ Del I tajo G-1250 V4 86 AM las leyes de lo ejecutado son inferiores con respecto a lo planeado, mientras que el tonelaje de ejecutado es superior con respecto a lo planeado esto muestra de la sobre dilución obtenido en los tres meses.
- ✓ Del tajo G-1110 V3T 169 AZ las leyes de lo ejecutado son superiores con respecto de lo planeado ,en los periodos de Febrero y Marzo, esto porque no existe sobre dilución y el tonelaje de lo ejecutado es superior, en todos los casos, a lo planeado
- ✓ Del tajo G-1100 V2P 134 AZ las leyes de lo ejecutado son inferiores con respecto a lo planeado, mientras que el tonelaje de ejecutado es superior con respecto a lo planeado esto muestra de la sobre dilución obtenido en los tres meses.

Tabla 17: Dilución de diseño actual

PLANEADO						EJECUTADO					
TAJO G-1250 V4 86 AM	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	Ag oz/t	Tonelaje	TAJO G-1250 V4 86 AM	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	Ag oz/t	Tonelaje
ENERO	0.47	3.02	6.50	1.46	846	ENERO	0.43	2.76	5.93	1.34	855
FEBRERO	0.47	3.02	6.50	1.46	1296	FEBRERO	0.46	2.97	6.38	1.44	1417
MARZO	0.47	3.02	6.50	1.46	1015	MARZO	0.43	2.81	6.04	1.36	1048
TAJO G-1100 V3T 169 AZ						TAJO G-1100 V3T 169 AZ					
ENERO	0.83	1.18	3.42	1.16	1116	ENERO	0.76	1.07	3.11	1.06	1184
FEBRERO	0.83	1.18	3.42	1.16	1283	FEBRERO	0.89	1.26	3.66	1.24	1444
MARZO	0.83	1.18	3.42	1.16	1562	MARZO	0.86	1.22	3.54	1.20	1815
TAJO G-1100 V2P 134 AZ						TAJO G-1100 V2P 134 AZ					
ENERO	0.29	1.56	7.68	1.10	1147	ENERO	0.25	1.31	6.44	0.92	1212
FEBRERO	0.29	1.56	7.68	1.10	860	FEBRERO	0.27	1.43	7.01	1.00	863
MARZO	0.29	1.56	7.68	1.10	1319	MARZO	0.29	1.54	7.57	1.09	1493

Del cuadro anterior se puede observar que existe un gran diferencia en la ley de cabeza y tonelaje entre planeado y lo ejecutado a excepción de la labor G-1100 V3T 169 AZ que en los periodos de febrero y marzo se muestra leyes y tonelajes mayores a lo planeado esto se debió a la gran variación del ancho de veta de 2.8m de diseño 3.9m en el mes febrero y 3.8m en el mes de marzo.

En el resto de los casos se observa que las leyes están por debajo de lo planeado y con el tonelaje mayor a lo planeado muestra de que la dilución de diseño y dilución por voladura se han incrementado.

4.6 Factores observados en campo

- ✓ En la perforación, en los taladros de techo se aplica el Smooth Blasting, esto está dando buenos resultados, porque se nota en las labores, el alto programado es similar al alto real. Por otro lado, los operadores de jumbo, por lo general, no trazan la línea gradiente y dirección para dibujar su malla de perforación, argumentando que hacen mucho tiempo lo mismo y que eso les da la autoridad para que procedan de esa manera.
- ✓ En la cuanto a la limpieza, al finalizar este proceso se observa que la distancia que existe entre la línea gradiente y el piso es de 1.2 a 1.3m, esto debido a que al efectuar el trabajo se está cogiendo material estéril el cual es el detrito. Este material que se incorpora, también influye en la dilución planeada.
- ✓ En cuanto carguío de explosivos, se observó que en mayoría de los casos los taladros de los hastiales son cargados más de 2/3 de la columna del taladro esto influye en sobre rotura con lo cual se desprende más material de las cajas que es considerado estéril el cual influye en la dilución.
- ✓ En cuanto al sostenimiento, los operadores antes de realizar su trabajo proceden a realizar el percutado de la labor esto para hacer caer las rocas que se encuentran sueltas producto del disparo, esto no se ha logrado desprender durante el desate porque ofrecían mucha resistencia. Este material desprendido afecta a la dilución porque, por lo general, es material estéril.

4.7 Estimación de las reservas actuales de la mina del norte

En la empresa del norte realizan la estimación de reservas, utilizando el factor de dilución del 30%, dicha estimación no es la correcta porque solo toman en cuenta el ancho de minado y el ancho de veta promedio, además, no se toma en cuenta la dilución de piso.

Para la correcta estimación de reservas se debe de tomar en cuenta la sección de diseño el cual es 4x4m y la dilución de piso el cual se observó en campo y este valor por lo general está en 3% ,además , se debe tener en cuenta el ancho de veta promedio que es de 2.8m y buzamiento de 60°.

Tabla 18: Dilución de diseño actual

DILUCIÓN ACTUAL	
DILUCIÓN DE DISEÑO %	34
DILUCIÓN DE PISO %	3
DILUCIÓN TOTAL %	37

Tabla 19: Reservas actuales de la mina del norte

PROBADOS										
ZONA	Reserva(t)	LEYES DILUIDAS				V P T (\$/t)				TOTAL VPT(\$/T)
		Cu %	Pb %	Zn %	Ag oz/t	Cu	Pb	Zn	Ag	
		A	B	C	D	1.00	2.00	3.00	4.00	
CARLOS ALBERTO	412,960	0.23	5.54	9.67	3.06	4.83	66.76	187.58	27.98	287.16
RECUERDO	58,183	0.06	4.57	10.41	5.73	1.30	55.10	202.06	52.35	310.82
ZONA SUPERIOR	11,445	0.79	5.22	11.76	5.87	16.41	62.92	228.29	53.72	361.34
ZONA PRINCIPAL	460,636	1.29	5.09	11.63	2.92	26.65	61.32	225.80	26.71	340.48
TOTAL	943,224	0.75	5.26	10.70	3.19	49.19	246.11	843.74	160.76	
PROBABLE										
ZONA	Reserva (t)	LEYES DILUIDAS				V P T (\$/t)				TOTAL VPT(\$/t)
		Cu %	Pb %	Zn %	Ag oz/t	Cu	Pb	Zn	Ag	
		A	B	C	D	1.00	2.00	3.00	4.00	
CARLOS ALBERTO	241,436	0.14	3.67	7.28	2.70	2.93	44.29	141.23	24.65	213.11
RECUERDO	245,873	0.27	3.48	8.03	4.64	5.51	41.89	155.77	42.41	245.58
ZONA SUPERIOR	157,877	0.93	4.63	9.06	3.84	19.17	55.83	175.91	35.09	286.01
ZONA PRINCIPAL	691,102	0.80	3.90	9.81	3.00	16.59	47.01	190.33	27.47	281.41
TOTAL	1,336,287	0.60	3.87	8.93	3.35	44.21	189.02	663.25	129.62	
TOTAL RESERVAS	2,279,511	0.66	4.44	9.66	3.28					
LEY EQUIVALENTE Zn	14.67 %									

CAPÍTULO V: PROPUESTA DE AJUSTE EN LA SECCIÓN DE DISEÑO

De la comparación anteriormente observado, podemos deducir que un problema constante es la sobre dilución por lo que ello influye en gran medida en la diferencia de leyes de cabeza tanto de lo estimado versus lo ejecutado, por lo que uno de las propuestas que se plantea es el ajuste en la sección de diseño el cual será menor a la sección actual de 4x4m.

El objetivo de realizar el ajuste en la sección de diseño es comparar los resultados (VPN) de **selectividad vs productividad** sin afectar el ritmo de producción diaria el cual es de 1,500 t/día. La selectividad incluirá nuevos cálculos de: factor de dilución, reservas y costo operativo mientras que la productividad va contemplar todas las condiciones actuales.

5.1 Nueva sección de diseño

La nueva sección de diseño sería de 3.5x3.5 teniendo en cuenta de no afectar mucho a la flota de equipos de mina y a la vez ser más selectivo. El cambio de sección de minado trae como consecuencia el de migrar a equipos de menor capacidad tal es el caso del equipo de limpieza que en este caso sería el scooptram ST3.5 al elegir este nuevo equipo modificaríamos el ciclo de minado porque tendría un rendimiento menor al equipo de limpieza que se emplea actualmente (6 yd³), además, se tendrá en cuenta la inversión requerida para proceder con la modificación.

5.2 Análisis de equipos de producción

Como se ha modificado la sección de diseño es conveniente analizar si los equipos con los que cuenta la mina pueden adaptarse a este nuevo sección de minado esto con la finalidad de ver la posibilidad de mantener los equipos o cambiarlos por otros y de darse este último se requeriría una inversión la cual será representada en el flujo de caja.

a. Perforación

El equipo de perforación DD310 de la denominación Sandvik puede, sin mayor inconveniente, adaptarse a nuestra sección de diseño porque este equipo puede laborar en secciones mínimas de 3x3m.

b. Voladura

Los equipos de carguío de explosivos anfo truck también pueden acondicionarse a la nueva sección de diseño dado las dimensiones de altura 2.4m y ancho 2.2m.

c. Sostenimiento

Los equipos que se utilizan para realizar el sostenimiento tanto el mixer, spraymec y el rockbolt pueden trabajar sin ningún inconveniente dadas las dimensiones mencionadas anteriormente.

d. Limpieza

Como la nueva sección de diseño es de 3.5 x3.5m es por ello que seleccionamos al equipo de bajo perfil el cual es Scooptram ST3.5. Este equipo requiere de secciones mínimas de 3.5x3m el cual es ideal para nueva sección de diseño

Tabla 20: Especificaciones del Scooptram ST3.5

SCOOPTRAM ST3.5	
Capacidad de cuchara	4 yd ³
Capacidad de cuchara	3.1m ³
Longitud	8.45m
Altura cubeta/cabina	2.12m
Altura cubeta ,máxima	3.94m
Ancho	1.91m
Esponjamiento	30%
Densidad del mineral roto	2.7 t/m ³
Factor de llenado	80%
Tonelaje movido	6.7 t
Rendimiento	68 t/h

5.3 Cálculo del ciclo de minado

Para proceder con el cálculo del ciclo de minado es importante conocer las dimensiones y características del tajo porque esto nos permitirá calcular el tonelaje a romper, limpiar y rellenar teniendo las características del material tanto del mineral como el desmonte.

Tabla 21: Característica de los tajos

Largo	40 m
Ancho	3.5 m
Alto	30 m
Densidad mineral	2.7 t/m ³
Densidad desmonte	2.2 t/m ³

Por otro lado, es indispensable calcular las horas efectivas por día porque todo el turno no se labora completamente, hay actividades complementarias que se requieren realizar necesariamente ya sea por cumplir procedimiento, necesidad fisiológica entre otros.

Tabla 22: Horas efectivas por día

Horas de trabajo efectiva/turnos 10.5 h x 2	12 h
Reparto de gda/ingreso a labor	0.75 h
Revisión equipo/check list	0.25 h
Instalaciones/agua/energía	0.5 h
Traslado a comedor	0.25 h
Almuerzo	1 h
Traslado a labor	0.25 h
Imprevistos	1 h
Traslado a superficie	0.5 h
Total horas improductivas	4.5 h

Tabla 24: Resumen del ciclo de minado actual y propuesto

ACTUAL		PROPUESTO	
días x ciclo	2.05 días	días x ciclo	2.72 días
producción x ciclo	843.80 t/día	producción x ciclo	556.59 t/día
producción a planta	1500 t/día	producción a planta	1500 t/día
tajos requeridos	1.78 (2tajos)	tajos requeridos	2.70 (3tajos)

Tabla 25: Número de equipos de producción

ACTUAL		PROPUESTO	
número de jumbos	1	número de jumbos	2
número de scoop	2	número de scoop	2
número de Robolt	1	número de Robolt	1
número de Anfo truck	1	número de Anfo truck	1

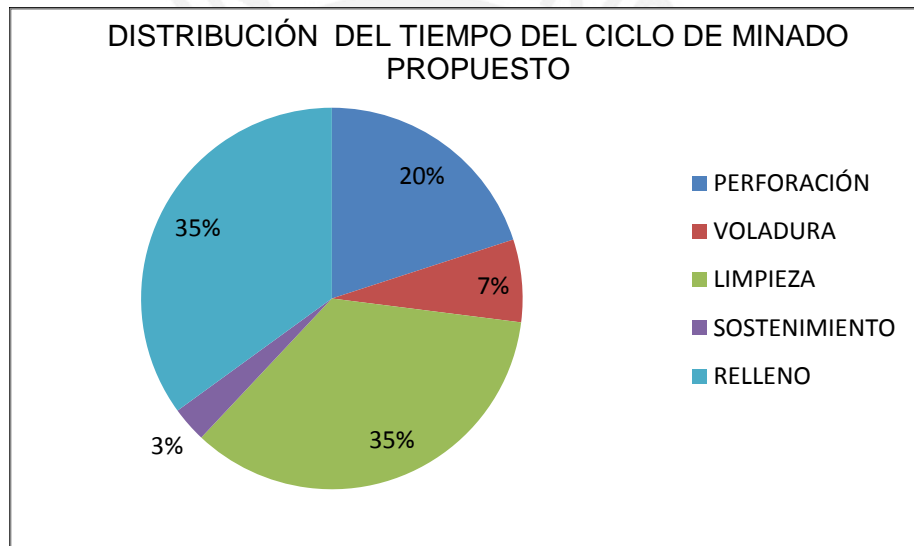


Figura 24: Distribución del tiempo del ciclo de minado propuesto

Como observamos del cálculo del ciclo de minado es necesario tener tres tajos en actividad para cumplir con la producción de 1,500 t/día por lo que es necesario habilitar un tajo más porque la mina cuenta con dos tajos en producción dadas las condiciones actuales. De otro lado, la cantidad de equipos que posee la mina en la actualidad para continuar con la producción actual es suficiente, por ende solo se deberá adquirir los equipos de limpieza.

5.4 Nuevo costo de producción

Para el cálculo de costo de producción solo se tendrá en cuenta el incremental del costo de mina porque se ha incrementado un tajo de para mantener el ritmo de producción.

Tabla 26: Nuevo costo de producción

Actividades	Costo Total(\$/t)
Costo mina	41.50
Costo planta	17.20
Gastos GG	11.40
Gastos AA	8.40
Venta concentrados	12.50
Total	91.00

5.5 Nueva estimación de reservas

Es necesario hacer un flujo de caja comparando ambos escenarios la sección de minado de 4x4m vs la selectividad, que contempla la sección de minado 3.5x3.5m.

En primer lugar, al hacer la variación de la sección de minado esto traerá como consecuencia un cambio en las reservas tanto en tonelaje y leyes el cual influirá en los ingresos anuales de la compañía, además, cabe mencionar que se va mantener el ritmo de producción de 1500 t/día.

Tabla 27: Dilución de diseño del proyecto

DILUCIÓN DEL PROYECTO	
DILUCIÓN DE DISEÑO %	26
DILUCIÓN DE PISO %	3
DILUCIÓN TOTAL %	29

Tabla 28: Nuevas reservas del proyecto

PROBADOS										
ZONA	Reserva (t)	LEYES DILUIDAS				V P T (\$/t)				TOTAL VPT(\$/t)
		Cu %	Pb %	Zn %	Ag oz/t	Cu	Pb	Zn	Ag	
		A	B	C	D	1	2	3	4	
CARLOS ALBERTO	388,846	0.26	6.24	10.89	3.45	5.44	75.24	211.40	31.53	323.62
RECUERDO	54,785	0.07	5.15	11.73	6.45	1.47	62.10	227.72	59.00	350.29
ZONA SUPERIOR	10,776	0.90	5.88	13.26	6.62	18.49	70.91	257.28	60.54	407.22
ZONA PRINCIPAL	433,738	1.45	5.73	13.11	3.29	30.03	69.10	254.48	30.10	383.72
TOTAL	888,145	0.84	5.92	12.06	3.60	55.44	277.36	950.88	181.18	
PROBABLE										
ZONA	Reserva (t)	LEYES DILUIDAS				V P T (\$/t)				TOTAL VPT(\$/t)
		Cu %	Pb %	Zn %	Ag oz/t	Cu	Pb	Zn	Ag	
		A	B	C	D	1.00	2.00	3.00	4.00	
CARLOS ALBERTO	227,338	0.16	4.14	8.20	3.04	3.31	49.91	159.17	27.78	240.17
RECUERDO	231,515	0.30	3.92	9.05	5.23	6.21	47.21	175.55	47.79	276.77
ZONA SUPERIOR	148,658	1.05	5.22	10.21	4.32	21.61	62.92	198.25	39.55	322.33
ZONA PRINCIPAL	650,745	0.91	4.40	11.05	3.39	18.70	52.98	214.50	30.96	317.14
TOTAL	1,258,256	0.68	4.36	10.07	3.77	49.82	213.02	747.47	146.08	
TOTAL RESERVAS	2,146,401	0.74	5.01	10.89	3.70					
LEY EQUIVALENTE Zn	16.53 %									

CAPITULO VI: COMPARACIÓN DE LA PRODUCTIVIDAD VS LA SELECTIVIDAD

6.1 Cálculo del VPN con las condiciones actuales

Para el cálculo del VPN actual se tuvo en consideración tanto las reservas y ritmo de producción. Cabe mencionar que el tonelaje de las reservas y las leyes ya fueron diluidas con el valor de 37%. Además se tuvo en cuenta que el costo de producción de la unidad es de 86 \$/t y días laborados durante el año será de 360.

a. Consideraciones

- Inversiones de capital de sostenimiento se consideró 10 \$/t esto lo emplea para compra de equipos, infraestructura, etc. Este presupuesto ayuda a tener una respuesta de inmediata ante un problema que requeriría un presupuesto alto y no habría necesidad de solicitar dicho presupuesto a los accionistas.
- Los gastos generales incluyen gastos de oficina lima, asesoría, seguridad, indemnizaciones entre otros.

Tabla 29: Flujo de caja actual

PERIODO/AÑO	0	1	2	3	4
Ingresos					
Ventas		153,764,988.78	153,764,988.78	153,764,988.78	153,764,988.78
Total Ingresos		153,764,988.78	153,764,988.78	153,764,988.78	153,764,988.78
Egresos					
Inversiones		5,400,000.00	5,400,000.00	5,400,000.00	5,400,000.00
Costos		49,536,000.00	49,536,000.00	49,536,000.00	49,536,000.00
Gastos		4,953,600.00	4,953,600.00	4,953,600.00	4,953,600.00
Total Egresos		59,889,600.00	59,889,600.00	59,889,600.00	59,889,600.00
SALDO CAJA		93,875,388.78	93,875,388.78	93,875,388.78	93,875,388.78
VPN (12%) \$	285,132,350.76				

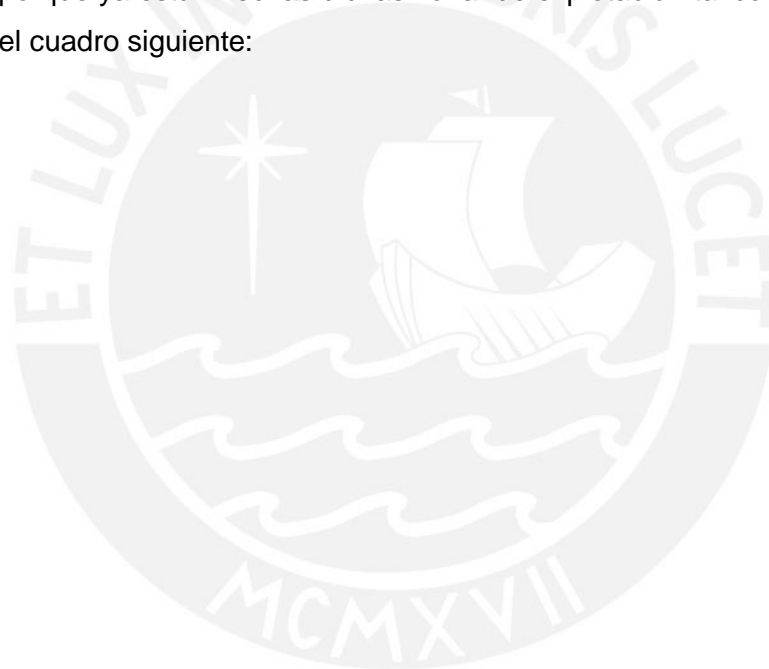
6.2 Cálculo del VPN con las condiciones del proyecto

Para el cálculo del VPN propuesto (selectividad) se tuvo en cuenta las nuevas reservas y el ritmo de producción actual con lo cual obtendríamos el tiempo de vida de la mina. Cabe mencionar que el tonelaje de las reservas y las leyes ya fueron

diluidas con el valor de 29%. Además se tuvo en cuenta que el costo de producción de la unidad es de 91 \$/t y días laborados durante el año será de 360.

a. Consideraciones:

- Inversiones de capital de sostenimiento se seguirá considerando 10 \$/t
- Los gastos generales incluyen gastos de oficina lima, asesoría, seguridad, indemnizaciones entre otros.
- En la inversión se está considerando el costo de la adquisición de dos equipo de limpieza de la denominación Scooptram ST3.5 cuyo valor por cada unidad es de \$ 450 000.00
- No se considera inversión en infraestructura porque las labores están muy cercanas por lo que no se deben realizar rampas, chimeneas, entre otros porque ya están hechas dichas zona de explotación tal como se muestra en el cuadro siguiente:



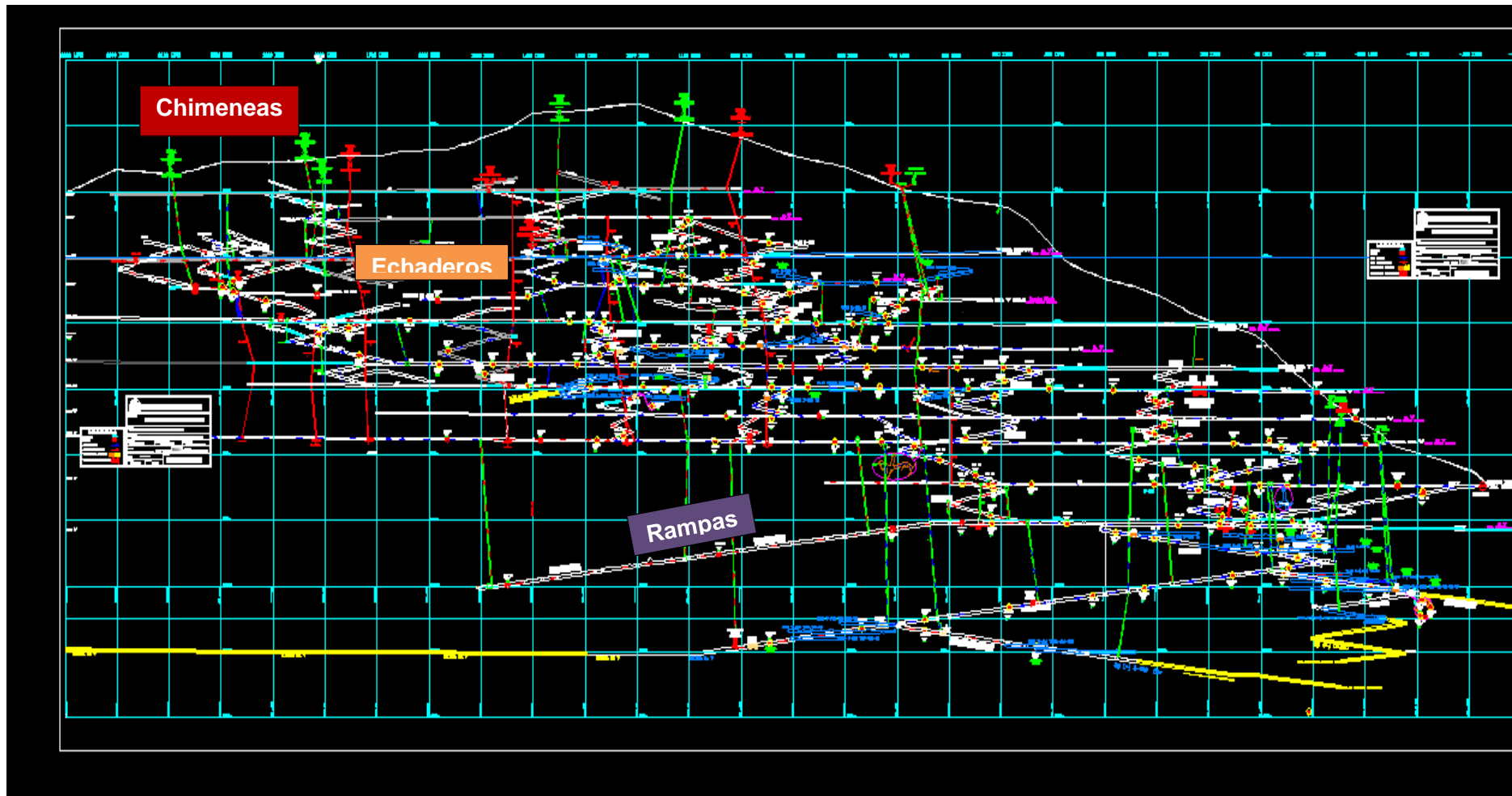


Figura 25: Infraestructura de mina del norte

Tabla 30: Flujo de caja del proyecto

PERIODO/AÑO	0	1	2	3	4
Ingresos					
Ventas		173,290,701.64	173,290,701.64	173,290,701.64	173,290,701.64
Total Ingresos		173,290,701.64	173,290,701.64	173,290,701.64	173,290,701.64
Egresos					
Inversiones	900,000.00	5,400,000.00	5,400,000.00	5,400,000.00	5,400,000.00
Costos		52,416,000.00	52,416,000.00	52,416,000.00	52,416,000.00
Gastos		4,953,600.00	4,953,600.00	4,953,600.00	4,953,600.00
Total Egresos	900,000.00	62,769,600.00	62,769,600.00	62,769,600.00	62,769,600.00
SALDO CAJA	-900,000.00	110,521,101.64	110,521,101.64	110,521,101.64	110,521,101.64
VPN(12%) \$	334,791,195.85				

6.3 Comparación del VPN de ambos casos

Un indicador de la viabilidad del proyecto es el incremento del VPN del proyecto con respecto al VPN actual a pesar de que para el proyecto se toma en cuenta el incremento del costo de producción y la inversión por la adquisición de equipos de limpieza

Tabla 31: Cuadro comparativo del VPN

RESUMEN	
VPN ACTUAL \$	285,132,350.76
VPN DEL PROYECTO \$	334,791,195.85
DIFERENCIA \$	49,658,845.08
INCREMENTO %	17.42

Por lo que observamos del cuadro anterior se evidencia una mejora notable del VPN por ende se puede asegurar la viabilidad del proyecto y más aún nos sería necesario la modificación de la flota de equipos de producción salvo de los equipos de limpieza.

CAPÍTULO VII: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

Las conclusiones que se dependen del presente trabajo son las siguientes:

- En conclusión la sección de diseño de 3.5x3.5 m, ayudó a mejorar la ley de cabeza, muestra de ello es el incremento en la ley equivalente de Zn en las reservas por lo tanto los márgenes operativos aumentaron.
- Se debe habilitar un tajo adicional para continuar con el ritmo de producción de 1,500 tpd, teniendo en cuenta la selectividad que contempla la sección 3.5x3.5m.
- Económicamente se demostró que la selectividad es viable, porque se notó un incremento significativo de 17.42 % del VPN.
- La aplicación del método de explotación de corte y relleno ascendente es el más adecuado, porque se tiene una veta no muy potente, el promedio es de 2.8 m y no tiene mucho buzamiento 60°. Además es más seguro y selectivo.
- Se concluye que se debe realizar el cálculo del % de dilución para cada método de explotación que se emplea en la mina y no tomar un valor de determinado para generalizarlo en todas las zonas de explotación de la mina.

Recomendaciones

El presente trabajo sugiere el cambio de sección para poder ser más selectivo, además, se debe tener en cuenta las siguientes recomendaciones para que la nueva propuesta sea muy beneficiosa:

- Se recomienda que los cargadores de explosivos tengan señalado en los tubos de carguío los $\frac{2}{3}$ de la longitud del taladro para evitar la sobrecarga en los taladros y con ello se atenuaría la dilución por voladura.
- Se recomienda centralizar la explotación, esto ayudaría a disminuir los tiempos muertos y reducción de costo de producción.
- Se recomienda ubicar los puntos de dirección y gradiente a 20 m como máximo de un frente, para que los operadores de jumbo puedan guiarse en el pintado de la malla de perforación, para dicha perforación deben utilizar tubos de arrastre que le permita lograr el paralelismo, además, la gradiente servirá a los operadores de equipos de acarreo coger menos detritos del “piso” con lo cual se disminuirá la dilución por piso.
- Se recomienda suministrar agua con debida presión para que los equipos tanto de perforación y sostenimiento no tengan problemas en el barrido de no darse esto dificultaría su trabajo o peor de los casos no trabajarían y esto afectaría al ciclo de minado.
- Se recomienda continuar con la práctica de la responsabilidad social sostenible que comprende el aspecto económico, social y ambiental. Esta práctica beneficia a todos los componentes que la integran y permite que la mina desarrolle su trabajo sin ningún inconveniente.

BIBLIOGRAFÍA

- Acosta, E. V. (2014). Apuntes del curso Minería Subterránea. Lima, Perú.
- Aquino, O. J. (2009). Tesis: Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura.
- atlascope. (s.f.). <http://www.atlascope.com.pe>.
- Exchange, L. M. (2015). <https://www.lme.com>.
- Exsa. (s.f.). Manual práctico de voladura.
- Fernández, C. Q. (2013). Apuntes del curso Ingeniería Económica. Lima, Perú.
- Góngora Pérez, V. R., & Cabello Robles, O. (2013). Tesis: Diseño geomecánico de una mina subterránea.
- González de Vallejo, L., Ferrer, M., Ortuño, L., & Oteo, C. (2002). *INGENIERIA GEOLOGICA*. Madrid: PEARSON PRENTICE HALL.
- Lassus, M. C. (2011). Apuntes del curso perforación y voladura. Lima, Perú.
- Lizárraga, S. R. (2010). Apuntes del curso Geología de minas. Lima, Perú.
- R. Pakalnis, M. R. (2010). *Ground Support Methodology Employing Shotcrete for Underground Mines*.
- sandvik. (s.f.). <http://www.sandvik.com>.
- Sociedad nacional de minería, p. y. (s.f.). Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída rocas en minería subterránea. Lima, Perú.
- Soldevilla, F. G. (2014). Apuntes del curso Valorización Minera. Lima, Perú.

GLOSARIO DE TÉRMINOS MINEROS Y GEOLÓGICOS

- **Formación chimú:** Consiste principalmente de estratos comunes de areniscas blancas y macizas en capas de 1 a 3 m de espesor y en total la secuencia completa de la unidad puede variar entre 600 y 100 m de (sur a norte)
- **Formación santa:** Su litología está constituida por calizas de color azul grisáceo, sus estratos tienen espesor de 0.10 a 1 m , no es unidad fosilífera.
- **Formación carhuaz:** En algunas zonas calizas y areniscas ferruginosas
- **Yacimiento:** Concentración u ocurrencia natural de uno o más minerales
- **Perforación breasting:** Perforación horizontal de producción con la cara libre en la parte inferior de la malla de perforación esto porque al relleno del corte anterior se le utiliza como piso
- **Dilución:** ES la mezcla de mineral con roca estéril y rellenos productos de voladura. Tiene consecuencia directa en la menor recuperación de mineral en los procesos de beneficio
- **Smooth Blasting:** Es un tipo de voladura de contorno o voladura suave, en el caso de túneles también se le conoce como voladura periférica.
- **Tajo:** Son las labores temporales destinadas a la extracción de mineral.
- **Geomecánica:** Se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos. Básicamente este comportamiento geomecánico depende de los siguientes factores: resistencia de la roca, grado de fracturación del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades.
- **Shotcrete:** Es hormigón proyectado, se utiliza principalmente para fines de soporte de rocas y suelos, y es considerada una de las tecnologías más adaptables de fortificación en construcción de túneles y minería.

- **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.

