

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN  
CRISTÓBAL DE HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y  
CIVIL**

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE  
MINAS**



**TESIS**

**“OPTIMIZACIÓN DEL CARGUÍO Y ACARREO EN EL  
TAJO ABIERTO CAPILLA DE LA U.E.A. PATIBAL”**

**PARA OPTAR TITULO DE INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR: Bach. EDWIN YURI AMAO YUCRA**

**AYACUCHO – PERÚ  
2014**

**“OPTIMIZACIÓN DEL CARGUÍO Y ACARREO EN EL TAJO ABIERTO CAPILLA DE LA U.E.A. PATIBAL”**

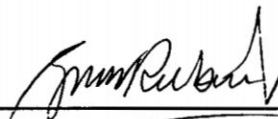
**RECOMENDADO : 02 DE DICIEMBRE DEL 2014**

**APROBADO : 17 DE DICIEMBRE DEL 2014**



**MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO**

**(Presidente)**



**Ing. Grover RUBINA SALAZAR**

**(Miembro)**



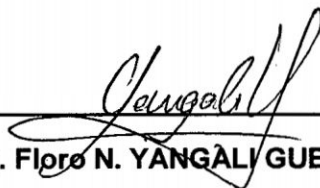
**Ing. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO**

**(Miembro)**



**Ing. Miguel PRADO ARONÉS**

**(Miembro)**



**Ing. Flore N. YANGALI GUERRA**

**(Secretario Docente)**

Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 17 de Diciembre del 2014, en la Sustentación de Tesis profesional, Presentado por el bachiller en ciencias de la Ingeniería de Minas Sr. Edwin Yuri AMAO YUCRA, con Tesis Titulado "OPTIMIZACIÓN DEL CARGUÍO Y ACARREO EN EL TAJO ABIERTO CAPILLA DE LA U.E.A. PATIBAL", fue calificado con la nota de QUINCE (15) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.



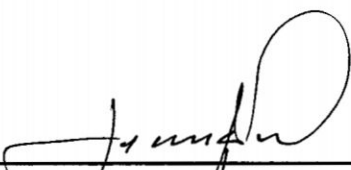
**MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO**

**(Presidente)**



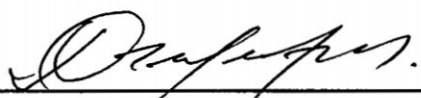
**Ing. Grover RUBINA SALAZAR**

**(Miembro)**



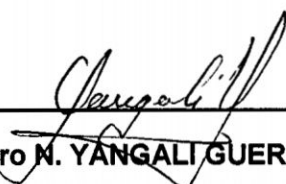
**Ing. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO**

**(Miembro)**



**Ing. Miguel PRADO ARONÉS**

**(Miembro)**



**Ing. Floro N. YANGALI GUERRA**

**(Secretario Docente)**

## DEDICATORIA

A mis amados padres; Juan y Felicitas, en gratitud a su enorme sacrificio, además de enseñarme a luchar por lo que más quiero, lograr mis objetivos y metas trazadas.

A quien es mi pareja y compañera Elena y mi hermosa hija Gianella, por brindarme su apoyo incondicional en todo momento.

A mi hermana Inés, porque supo decir las palabras exactas en los momentos precisos para seguir adelante sin flaquear.

A mis muy buenos y entrañables amigos Edmundo Campos y José Aronés.

## **AGRADECIMIENTO**

Expreso mi sincero agradecimiento a Dios, por permitirme llegar a tener una familia y amigos tan maravillosos, gracias a ellos y su apoyo incondicional puedo dar un paso más en mi desarrollo personal y profesional.

A la Universidad Nacional De San Cristóbal De Huamanga por acogerme en sus aulas durante los años que duró mi formación como profesional en el campo de la Ingeniería de Minas.

Un agradecimiento especial a la Empresa Minera EL ROSARIO DE BELÉN S.M.R.L. en la persona del Ing. Alvino , Gerente de Operaciones Mina, Ing. Fernando Cotera, Superintendente de Mina, Ing. Antonio Rado, Jefe de Mina, así mismo a los Ing. Alejo Pumacayo, Ing. Virgilio Solís, Ing. Ricardo Verástegui, Ing. Teófilo Sedano, Ing. Germán Vilca, entrañables amigos y colegas de trabajo.

A todos aquellos amigos y familiares, que siempre estuvieron junto a mí, brindándome su apoyo y sus consejos en todo momento. Un sincero y profundo agradecimiento.

Edwin Yuri Amao Yucra.

## INTRODUCCIÓN

En el último año la Unidad Minera "Patibal" de la Empresa El Rosario de Belén S.M.R.L. Al igual que toda la minería Peruana, enfrenta condiciones de mercado cada vez más exigentes, enfrentando una época altamente competitiva en que las innovaciones son importantes e imprescindibles, conscientes de esta realidad, en la Unidad Minera Patibal, se viene trabajando con maquinaria actual en las operaciones unitarias a fin de optimizar estos índices de productividad, disminuir costos, maximizar los beneficios de la empresa, mejorar la seguridad y el confort de sus trabajadores.

Como parte principal, de esta Tesis se verá el desarrollo de como son las Operaciones en Patibal, haciendo énfasis en las etapas de carguío y acarreo. Además de proponerse la implementación del sistema Dispatch para la mejor optimización de los trabajos en Mina.

## **RESUMEN**

El presente trabajo muestra todo el resumen de las principales operaciones que se realizan en la Unidad Minera Patibal

El trabajo se ha dividido en seis capítulos, el primero detalla las generalidades de yacimiento minero y del presente trabajo.

Capítulo II contiene la Geología Local y Regional demostrando que existen reservas suficientes para realizar operaciones mineras y posibilidades geológicas de continuidad de mineralización

Capítulo III, Minería, se resume e integra las principales operaciones que se desarrollan en la Unidad Minera Patibal, desde las actividades de desarrollos, preparaciones y explotación propiamente dichos.

En este mismo capítulo se ha descrito la parte de voladura enfocándose directamente a la parte operativa que se aplica en la unidad.

Capítulo IV, este capítulo es la parte central del Trabajo Profesional se aboca a mejoras realizadas para poder optimizar el carguío y acarreo de mineral y desmonte, realizando análisis de costos y comparaciones entre ambas casos (acarreo sin realizar mejoras en las vías y acarreo una vez realizado dichas mejoras en las vías),

Capítulo V, Se aboca a la recomendación de una optimización con técnicas ya modernas como es el sistema Dispatch.

Capítulo VI, Se habla sobre la seguridad y la salud ocupacional que se tiene en la Unidad Minera Patibal.

## ÍNDICE

	Pag.
DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
INTRODUCCIÓN	iii
RESUMEN	iv

### CAPITULO I GENERALIDADES

1.1 Metodología de trabajo.	1
1.2 Objetivos.	1
1.3 Organización.	1
1.4 Problema del Estudio	2
1.5 Justificación	2
1.6 Antecedentes	2
1.7 Concesiones	3
1.8 Ubicación	3
1.9 Accesibilidad	4
1.10 Clima, Flora y Fauna.	7
1.11 Topografía y Fisiografía.	7

### CAPITULO II GEOLOGÍA

2.1 Geología Regional	9
2.1.1 Estratigrafía	10
2.2 Geología Estructural.	12
2.3 Geología Local.	13
2.4 Geología Económica.	17
2.4.1 Génesis y Paragénesis del Yacimiento:	17
2.4.2 Mineralización y Alteración.	18
a. Mineralización.	18
b. Alteración.	19
2.4.3 Reservas Minerales.	20
2.4.3.1 Estimación de recursos.	20

2.4.3.2 Polígonos mineralizados	21
---------------------------------	----

### CAPITULO III

#### MINERÍA

3.1 Planeamiento de Minado	32
3.1.1 Cut Off	32
3.1.2 Reservas	33
3.1.3 Costos de operación	33
3.1.4 Producción mensual Tajo Capilla	35
3.1.5 Relación Desmote Mineral (D/M)	36
3.1.6 Talud Final	36
3.2 Método de Explotación a Cielo Abierto	37
3.2.1 Geometría del Tajo	37
3.2.2 Ley de corte	38
3.3 Operaciones Unitarias	38
3.3.1 Perforación	39
3.3.1.1 Factores que Influyen en la Perforación	39
3.3.1.2 Parámetros de Perforación	40
3.3.1.3 Calculo del burden y espaciamiento para mineral y desmote	42
3.3.1.4 Diseño de la malla de perforación para mineral y desmote Para perforadora Schramm T450 ws y la DM-45E	43
3.3.2 Voladura	45
3.3.2.1 Detalle de los explosivos y accesorios de voladura	48
3.3.2.2 Calculo de fragmentación (Método Kuz-ram)	51
3.3.2.3 Equipo utilizado para el monitoreo de vibraciones	52
3.3.2.4 Proceso del disparo	53
3.3.2.5 Proceso de mejoramiento continuo en voladura empleado en el tajo capilla	54
3.3.3 Carguío	54
3.3.3.1 Equipos empleados para el carguío en el tajo capilla	54
3.3.3.2 Especificaciones de los equipos de carguío	55
3.3.4 Acarreo	60
3.3.4.1 Características de volquete para acarreo	61
3.3.4.2 Recorrido de los volquetes	62
3.4 Diseño de botaderos.	64

3.4.1	Estabilidad Física	64
3.4.2	Método de Banquetas	65

## CAPITULO IV

### OPTIMIZACIÓN DEL CARGUÍO Y ACARREO

4.1	Marco teórico	66
4.2	Variables que determinan de flota de carguío y acarreo	68
4.2.1	Factores principales	68
4.2.2	<i>Factor de Eficiencia de trabajo</i>	68
4.2.3	Producción actual de tajo capilla	69
4.2.4	Análisis técnico económico del carguío y acarreo	70
4.2.4.1	Análisis en carguío y acarreo de Mineral del tajo capilla al pad capilla sin realizar mejoras.	70
4.2.4.2	Análisis en carguío y acarreo de Desmonte del tajo capilla en el Nv. 3402 al Botadero Nv. 3342 sin realizar mejoras.	80
4.2.4.3	Áreas a mejorar para una buena fluidez de acarreo.	90
4.2.4.4	Análisis en carguío y acarreo de Mineral del tajo capilla al pad capilla con los cambios realizados (mejoras)	97
4.2.4.5	Análisis en carguío y acarreo de Desmonte del tajo capilla al Botadero Nv. 3342 con los cambios realizados (Mejoras)	105
4.2.4.6	Resumen del análisis técnico económico de carguío y acarreo	114
4.2.5	Demoras en equipo de carguío.	114
4.2.6	Numero de volquetes para la flota de acarreo y equipo de carguío.	116
4.2.7	Factor de acoplamiento entre la flota de transporte y equipos de carga	115
4.2.8	Demoras fijas.	116
4.2.9	Reparación mecánica	116
4.2.10	Demoras operativas	116
4.3	Consideraciones Económicas de la Optimización de carguío y acarreo	118
4.3.1	Análisis económico antes de las mejoras en el carguío y acarreo	118
4.3.2	Análisis económico después de las mejoras en el carguío y acarreo	122

## **CAPITULO V**

### **OPTIMIZACIÓN DEL CARGUÍO – ACARREO MEDIANTE EL SISTEMA DISPATCH**

<b>5.1 Descripción</b>	<b>129</b>
<b>5.2 Objetivos</b>	<b>129</b>
<b>5.3 Definiciones</b>	<b>130</b>
<b>5.4 Componentes</b>	<b>130</b>
<b>5.5 Funcionamiento del sistema Dispatch</b>	<b>131</b>
<b>5.6 Procedimiento.</b>	<b>131</b>
<b>5.7 Resumen del Control del Dispatch</b>	<b>134</b>

## **CAPITULO VI**

### **SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL**

<b>6.1 Definición</b>	<b>135</b>
<b>6.2 Política de Seguridad, Salud Ocupacional, Medio Ambiente y Calidad</b>	<b>135</b>
<b>6.2.1 Sistema Integrado</b>	<b>136</b>
<b>6.3 Identificación de peligros , evaluación y control de de riesgos</b>	<b>138</b>
 <b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b>	 <b>140</b>
 <b>BIBLIOGRAFÍA</b>	 <b>141</b>
<b>ANEXOS</b>	<b>142</b>

## **CAPITULO I**

### **GENERALIDADES**

#### **1.1 Metodología de trabajo.**

El método de investigación será descriptivo, analítico y experimental (Práctico).

Para la evaluación respectiva, se realizará un análisis de los factores que afectan el rendimiento del carguío y acarreo en función a la producción y los reportes diarios, luego se analizan los puntos críticos para plantear las posibles soluciones o cambios a realizar. Luego, se propone la ejecución del proyecto a cargo de operaciones mina. Finalmente, se evaluará los gastos financieros; no dejando de tocar temas de seguridad, medio ambiente y responsabilidad social.

#### **1.2 Objetivos.**

##### **1.2.1 Objetivo general**

Mejorar el rendimiento del carguío y acarreo de mineral y desmonte para de esta forma aumentar la producción reduciendo los costos de operación.

##### **1.2.2 Objetivos Específicos**

- Reducir el ciclo de carguío y acarreo de mineral en un promedio de 15%.
- Reducir costos operativos de 2.960 \$/Tn promedio a 2.474 \$/En.
- Incremento de producción en un promedio de 20% haciendo las mejoras en el acarreo.
- Continuar la mejora de diferentes tipos de labores, según la ampliación de la mina.

#### **1.3 Organización.**

Es el conjunto de coordinación, jerarquía y comunicación que requiere una Empresa para relacionar sus factores de producción. En la Empresa El Rosario de Belén

S.M.R.L., el tipo de organización que se da es el lineal, como se muestra en la Figura N° 01.

#### **1.4 Problema del Estudio**

La Empresa El Rosario de Belén SMRL, en la UEA Patibal, contempla dentro de sus planes a corto plazo incrementar su producción, en vista que el precio del Oro tienden a la baja, por ende se busca una optimización en operaciones mina, para lo cual se realizara un análisis en las etapas de carguío y acarreo en el Tajo Capilla, ya que es el punto más crítico que se observó en cuanto a rendimiento, eficiencia, eficacia y productividad.

##### **Preguntas**

- ¿Se cuenta con un sistema eficiente de transporte de mineral de cabeza al pad de Lixiviación Capilla?
- ¿Existirá una forma de Optimizar el carguío y acarreo para el incremento de la producción y preparación de Tajo Capilla?
- ¿Es importante proporcionar un ambiente adecuado para el trabajador a través de un mejor diseño en cuanto a rampas de desarrollo del tajo capilla?
- ¿El incremento de producción y optimización en el carguío y acarreo significara una reducción en cuanto a costos se refiere?

#### **1.5 Justificación**

- En vista que la Empresa El Rosario de Belén SMRL, es una mina a cielo abierto a pequeña escala, es necesario optimizar las etapas de carguío y acarreo en vista que son las etapas que presentas deficiencia.
- Necesidad de mejorar el rendimiento y la eficiencia en el carguío y acarreo del pool de maquinarias y su consecuente incremento de la producción.
- Necesidad de preparar el tajo capilla para incrementar varios puntos de la extracción de mineral.
- Necesidad de mejorar el diseño de las vías en el Tajo capilla para una mejor circulación de las unidades de acarreo.
- Incrementar la productividad de los trabajadores mejorando las condiciones de trabajo para un mejor confort.

#### **1.6 Antecedentes**

El proyecto de explotación minera Patibal, forma parte de un distrito minero que contiene varios yacimientos de oro en roca medianamente compacta, tales como los

cuerpos mineralizados de Alto Chicama, Santa Rosa, La Virgen, La Arena y Algamarca.

La propiedad minera evaluada se centró principalmente en la concesión de Rosario de Belén complementado con las concesiones Luisa Fernanda al Oeste, Anely I al Noroste y el Obillo tres al Nor-Noreste que en conjunto totalizan aproximadamente 145 Has de área detalladamente estudiada.

El conglomerado de concesiones mineras arriba mencionados son de propiedad de SMRL Rosario de Belén

El proyecto propuesto Patibal contempla el desarrollo de una nueva mina con cuatro tajos abiertos conocidos como tajo Coluvial, tajo Patibal Este, tajo Gentiles y tajo Capilla, esta última recientemente entrando en producción, la implementación de cuatro depósitos de desmonte y dos pads de lixiviación las cuales son el pad recargable y pad capilla. El tratamiento de la solución proveniente del proceso de lixiviación se llevará a cabo en la planta de proceso instalado para tal fin propia de la Empresa.

### 1.7 Concesiones

El Proyecto "Patibal" se encuentra comprendido entre 4 concesiones mineras, estas concesiones abarca un área total de 1,684.61 hectáreas. El Titular de las concesiones Obillo tres, Luisa Fernanda, Anely –I y Rosario de Belén es la empresa SMRL El Rosario de Belén.

**Cuadro N° 01: Derechos Mineros del Proyecto Patibal**

<b>CONCESIONES</b>	<b>SUPERFICIE (Has)</b>
Luisa Fernanda	300.00
El Rosario de Belén	239.32
El Obillo Tres	745.29
Anely – 1	400.00
<b>TOTAL</b>	<b>1,684.61</b>

### 1.8 Ubicación

La Unidad Minera Patibal se localiza en el caserío de Quillupampa, Distrito de Angasmarca, Provincia de Santiago de Chuco, Departamento de La Libertad, al SSW de la comunidad de Angasmarca y al Este del caserío de Patibal, a una altura promedio de 3 450 m.s.n.m. (ver Fig.02)

Las coordenadas UTM son las siguientes: E: 830209.28  
N: 9092654.12

Fuente: Sistema de Coordenadas UTM, Datum PSAD56, Zona 17

### 1.9 Accesibilidad

Es accesible desde Lima:

**Cuadro N° 02: Cuadro de accesibilidad**

<b>Tramo</b>	<b>Distancia (km)</b>	<b>Tiempo</b>	<b>Condición</b>
Lima – Trujillo	561	8.0 h	Asfaltado
Trujillo – Santiago de Chuco	168	5.0 h 15 Min	Afirmado
Santiago de Chuco – Angamarca	47	1.0 h 45 Min	Afirmado
Angamarca – Quillupampa	21	0.0 h 55 Min	Carrozable
Quillupampa – Proyecto Patibal	6	0.0 h 15 Min	Carrozable
<b>TOTAL</b>	<b>803</b>	<b>16 H 10 Min</b>	





## **1.10 Clima, Flora y Fauna.**

### **1.10.1 Clima.**

El emplazamiento del proyecto se caracteriza por un clima frío y húmedo, con periodos secos, lluviosos muy diferenciados. La estación de lluvias se presenta habitualmente desde Octubre hasta abril y la estación seca desde mayo hasta setiembre. La evaporación es mayor durante los meses con precipitación mínima y vientos altos.

Las temperaturas en la estación generalmente fluctúan entre un máximo de 13°C y un mínimo de 4°C.

### **1.10.2 Flora.**

Las plantas de altura son, típicamente, de crecimiento lento, están restringidas en nutrientes y usan varias estrategias fisiológicas para sobrevivir a condiciones extremas de crecimiento. Ciertas especies pueden limitar la producción de biomasa por encima de la tierra y favorecer estructuras de crecimiento subterráneo a fin de sobrevivir a las condiciones inherentemente difíciles del ambiente.

Las zonas de vida en el área del proyecto, se identifican como una zona de vida Bosque húmedo Montano tropical (bh-MT); también altiplano lluvioso, tropical y subalpino. Estas zonas de vida natural son, en general, pobres en especie y restringidas en cuanto a nutrientes.

### **1.10.3 Fauna.**

En general la población de animales están generalmente distribuidas en áreas restringidas y agrupadas en áreas centralizadas donde la adaptación ha sido permitida. La ocupación humana por un largo periodo de tiempo en la región, virtualmente ha eliminado cualquier tipo de especie de gran tamaño, como venados y cabras de monte. En vez de ellos, aves de presa y mamíferos pequeños, como zorrinos y ratones; representan a los habitantes dominantes del área.

La investigación biológica, identificó a cuatro clases primarias de fauna en el área del proyecto, incluyendo anfibios, reptiles, aves y mamíferos.

## **1.11 Topografía y Fisiografía.**

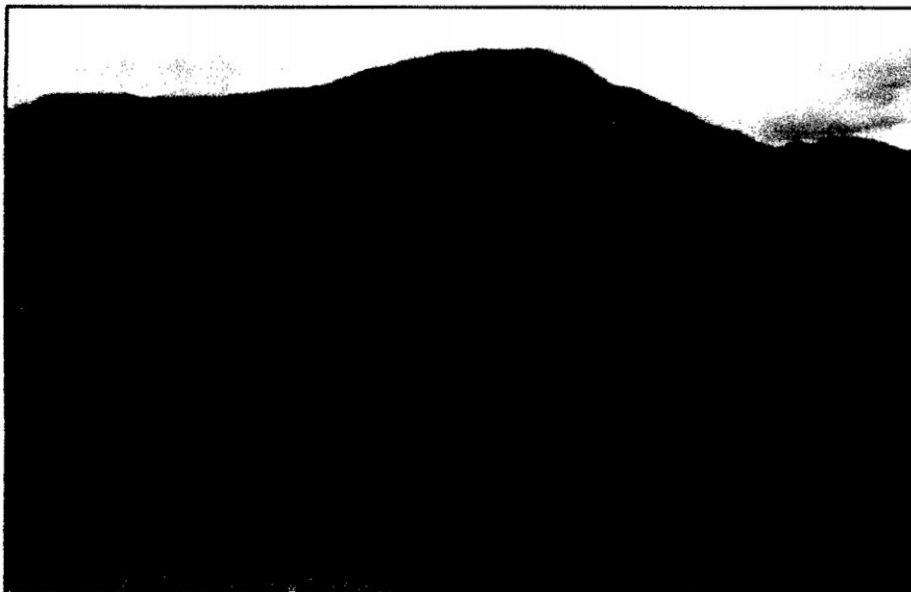
El Proyecto Patibal, está ubicado en la región intermontañosa del norte de los Andes del Perú. La topografía regional se caracteriza por tener montaña altas y

empinadas, colinas ondulantes, valles y quebradas entre montañas, con pendientes que van desde suaves a pronunciadas, donde se ubican lagunas pequeñas. La elevación del lugar es variada, pero en promedio se encuentra a aproximadamente 3,300 m.s.n.m. Éste lugar incluye la zona agroecológica conocida como "suni", que se caracteriza por fuertes lluvias, temperaturas bajas y una vegetación que consiste principalmente en pastos y arbustos. La divisoria continental, que sigue una tendencia de noreste a sudoeste a través del área del proyecto, separa la cabecera de las cuencas de los ríos Pampas y Tablachaca.

Parihuanca forma una montaña prominente que se ubica en el extremo occidental de la propiedad de S.M.R.L. ERB, aproximadamente 2 km al sudoeste de Patibal. La cima de Parihuanca tiene una altura aproximadamente de 3,435 m.s.n.m. Hay una zona de mineralización que se localiza en el extremo oriental (Cerro Parihuanca).

La geomorfología del área está determinada por la presencia de circos glaciales que se observan en la parte central del área de estudio en los Cerros Sombrero, Pagras Chico y Amarro. También se puede apreciar valles glaciales generando topografías de valle tipo U de mediana longitud con presencia de morrenas laterales y terminales de carga mediana.

**Figura 03: Morfología de la unidad minera Patibal**



**Fuente:** Ing. ANTONIO MENDOZA, Jefe del Departamento de Geología - Exploraciones en la Unidad Minera Patibal, Cia. Minera "EL ROSARIO DE BELÉN SMRL"

## CAPITULO II

### GEOLOGÍA

#### 2.1 Geología Regional

La región de Angasmarca, que alberga la zona estudiada, se ubica en el flanco occidental de la cordillera occidental del los andes del Norte del Perú, constituido por una franja de sedimentos mesozoicos fuertemente plegados, limitado por el Oeste por el batolito de la Costa y al Este por las rocas metamórficas paleozoicas del Complejo Basal del Marañón.

Durante el terciario la región fue afectada por un intenso volcanismo andesítico, acompañado por el emplazamiento de pulsos de intrusivos hipabisales asociados en varios casos con procesos de alteración y de mineralización hidrotermal, como son las ocurrencias de depósitos de mineral de Cu-Pb-Ag al SW de la zona evaluada dentro de rocas volcánicas de la Formación Calipuy.

Estos volcánicos constituyen el 70% del total de cuadrángulo del IGN, hoja 17-g y son de edad Cretáceo Superior-Terciario inferior que descansan en disconformidad sobre todas las unidades sedimentarias arriba mencionadas del Cretáceo inferior-Cretáceo superior.

En la parte alta y Sur, así como en las zonas aledañas al área de trabajo, aflora principalmente el grupo Goyarizquisga, con sus diferentes miembros, sobresaliendo los paquetes silíceos de la Formación Chimú, todas ellas supra yaciendo a la formación Chicama y que en conjunto han sido intruidos por rocas hipidiomórficas e hipabisales de variable composición petrográfica asociadas localmente con mineralización económica de metales preciosos y básicos, conformando fisiográficamente desde la distancia "domos", en un inicio, y que posteriormente con la fuerte erosión/ denudación/intemperismo fueron gradual y fácilmente nivelados en

tiempo cubiertas discordantemente por un extenso y potente paquete de unidades de rocas volcánicas de la formación Calipuy.

Al Norte del recurso de Patibal se encuentra la Unidad Minera Aurífera Santa Rosa, constituida en gran parte por la formación Chimú y más al Norte, unidades litológicas pertenecientes a las formaciones Inca y Chulec; hacia el Sur afloran las formaciones Chicama, así como las Cuarcitas de la formación Chimú, las cuales yacen en contacto con la formación reductora a lo largo de una falla inversa que corre aproximadamente 30km en dirección NNE; por el lado Este presenta una gruesa secuencia de la formación Chicama y el grupo Goyarisquizga fuertemente plegado, y finalmente por el lado Oeste, el extenso afloramiento de los volcánicos Calipuy. (Consultar Carta Geológica Nacional 17-g).

### 2.1.1 Estratigrafía

Regionalmente los afloramientos de las rocas sedimentarias tienen edades desde el Jurásico superior al Cretáceo inferior y los intrusivos hipabisales del Terciario inferior. La secuencia lito-estratigráfica regional se describe a continuación desde las unidades más antiguas a las más modernas:

- a. **Formación Chicama ( $\pm$  1050m).**- Esta unidad es una secuencia gruesa de pizarras y rutitas fosilíferas de edad Tironiana, del Jurásico Superior, con presencia de horizontes medianos de calizas muy próximo a la Formación Chimú; se presenta al sur de los tajos Tentadora, al NE de Seductora, en los Ríos Pisco chaca, Tablachaca, Pampa marca, Tulpa, Molle bamba; originalmente fueron estudiadas por Stappenbeck (1926) en la parte superior del valle Chicama.
- b. **Formación Chimú ( $\pm$  850m).**- Esta unidad está compuesta de cuarcitas y areniscas gris blanquecinas de grano medio y grueso, ligeramente compactas y en algunos casos friables, con intercalaciones de rutitas pardas grises y muy negras; contiene niveles de mantos de carbón mayormente en la base de ocurrencia puntual dentro de la secuencia sedimentaria; afloran en todos los tajos de la Mina Santa Rosa, en el C° Rosaganda, en el pueblo Angasmarca, C° El Calvario, en la parte alta y al Sur del C° Parihuanca; la Formación Chimú tiene una edad del Valanginiano inferior del Cretáceo inferior.

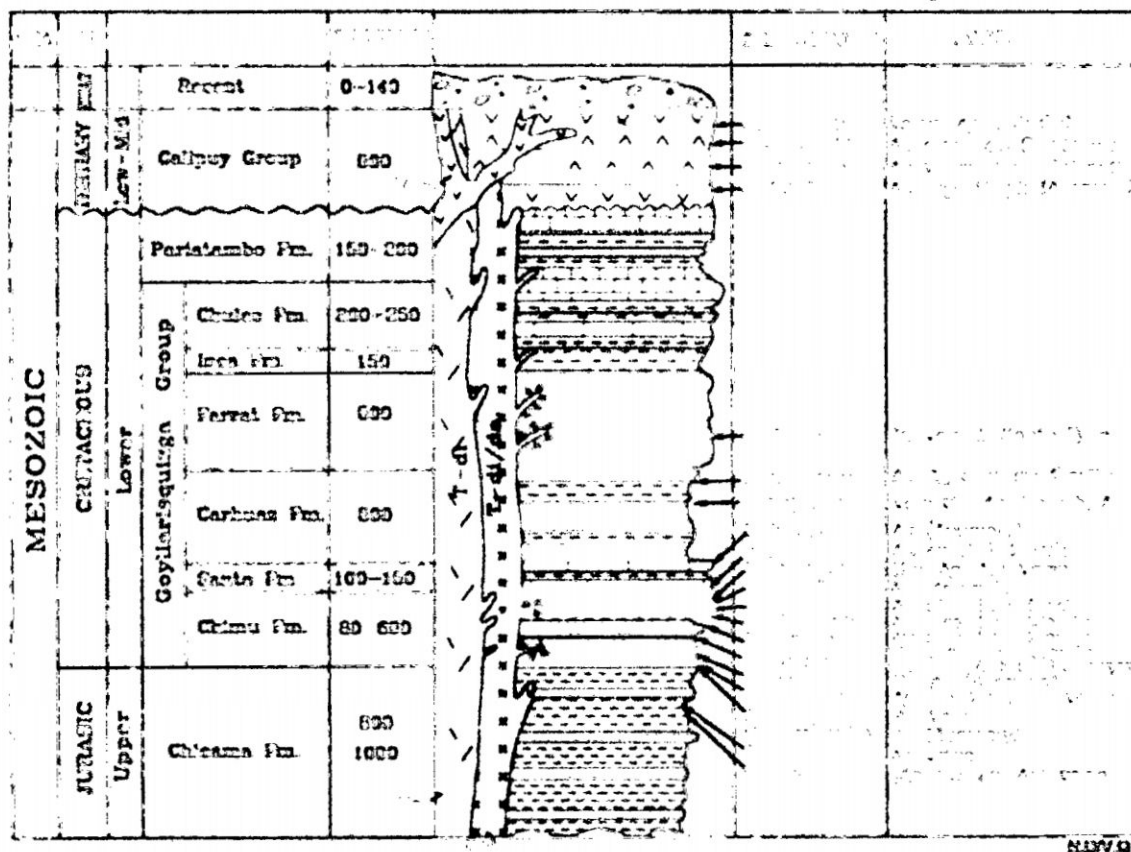
- c. Formación Santa ( $\pm 150\text{m}$ ).**- Son calizas grises fosilíferas con rutitas gris oscuras verdosas y limonitas; afloran al Norte del C° Callayda y Sur-Este de Angasmarca, pertenecen al Cretáceo inferior y es de edad Valanginiano medio al superior.
- d. Formación Carhuaz ( $\pm 900\text{m}$ ).**- Esta compuesta por rutitas abigarradas con calizas fosilíferas en la parte superior; areniscas limosas gris verdosa, rojizas, blanquecinas y con bancos de yeso en la parte inferior; esta unidad aflora al NE del C° Callayda, así como en la margen derecha de los ríos Angasmarca y Quillupampa; pertenece al Cretáceo inferior de edad Valanginiano Superior al Aptiano.
- e. Formación Farrat ( $\pm 250\text{m}$ )** Son areniscas y cuarcitas blanquecinas a cremas, intercaladas con areniscas conglomeráticas y horizontes delgados de rutitas negras, pertenecen al Cretáceo inferior de edad Aptiano
- f. Formación Inca ( $\pm 100\text{m}$ ).**- Conformada por rutitas pardas con calizas oolíticas gris oscuras y calizas arenosas gris oscuras a pardas; afloran en la margen izquierda de la quebrada Inchame; pertenecen al sistema del Cretáceo Inferior de edad Albiano inferior.
- g. Formación Chulec ( $\pm 450\text{m}$ ).**- Unidad compuesta de calizas arenosas, margas de colores oscuros, con intercalaciones de rutitas negras fosilíferas, horizontes delgados de calizas nodulares y arenosas de color pardo claro que afloran en la margen izquierda de la quebrada Inchame concordante con la Formación Inca; es del Cretáceo inferior de edad Albiano medio.
- h. Volcánicos Calipuy ( $\pm 2000$ ).**- Son rocas volcánicas de variable composición aunque mayormente andesítica que afloran al Oeste del río Angasmarca, en las partes altas, así como en el poblado de Cachicadán; esta unidad está conformada por derrames piroclásticos principalmente andesíticos, riódacíticos y riolíticos, y contiene aisladas intercalaciones de rutitas en la parte inferior. Cronológicamente los volcánicos Calipuy se ubican dentro del Cretáceo superior-Terciario inferior.

Figura N° 04 Columna estratigráfica regional

CAMBIO

GAJANANDA - HUAYACAYUSO - ANCAHUALTA INTORON

Ante la necesidad de actualizar el estudio de la zona de exploración y explotación



**LITOLOGY**

[Pattern]	Alluvial & Glacier Deposits	[Pattern]	Diorite, Dacite
[Pattern]	Andesitic Subvolcanic	[Pattern]	Sandstone, Quartzite
[Pattern]	Andesitic Lavas & Tuffs	[Pattern]	Shale, Limolite
[Pattern]	Diorite	[Pattern]	Limestone

Fuente: Cia minera COMARSA, área de Geología exploraciones.

2.2 Geología Estructural.

La geología estructural de la zona está dada por lineamientos normales mayormente con tendencia andina de orientación promedio N30° W, falla inversa N10°- 50° W cortadas por lineamientos de rumbo N 35° E de alto ángulo; las formaciones Jurásicas y Cretácicas están fuertemente plegadas y falladas producto de la orogénesis andina a fines del Cretáceo y los subsiguientes emplazamientos del

batolito y movimientos epirogenéticos que afectaron en general a la Cordillera de los Andes.

### 2.3 Geología Local.

El área esta mayormente cubierta por suelo de cultivo, debajo presenta una cobertura de material heterogéneo de color blanquecino, rojizo, amarillento y gris oscuro con una potencia promedio de 6 m; esta capa está depositada en forma ondulada aparentemente concordante al parecer a una topografía antigua, según se observa en los cortes de carretera. Ciertas zonas presentan mayormente fragmentos de cuarcitas silicificada y pátina de jarosita, goethita, hematita y escorodita que reportan valores eventualmente expectaticios en contenido de oro.

Todo el material arriba indicado sobre yace a rocas subvolcánicas de composición andesita, afanítica, melanócrata, microporfirítica, que en ciertos lugares se les observa gris verdosa a verde clara y en otros gris violáceos; notorios afloramientos se observan argilizados moderadamente a fuerte de color blanquecino y también localmente silicificado débil a moderado y, débilmente oxidada, pero con pobre mineralización de oro (ver foto 01).



Asimismo, se observa un vetilleo milimétrico de calcita y vetillas centimétricas de cuarzo lechoso fracturado, con relleno de óxidos goethíticos en box works. En ciertos tramos engloban fragmentos de cuarzo lechoso fracturado y remanentes de bloques de cuarcitas silicificadas con box works tapizado por óxidos de jarosita y goethita (ver foto 02); localmente se ha observado vetas de cuarzo lechoso intruyendo el sub volcánico andesítico, donde es notorio el desarrollo de enjambres tabulares de cuarzo pseudomorfo después de baritina (ver foto 03); la presencia de algunos sulfuros de galena, argentita y pátinas de escorodita es localmente distribuida dentro de ésta unidad subvolcánica, la cual se toma fuertemente fracturada en las cercanías de los contactos con la unidad silícea del Chimú.

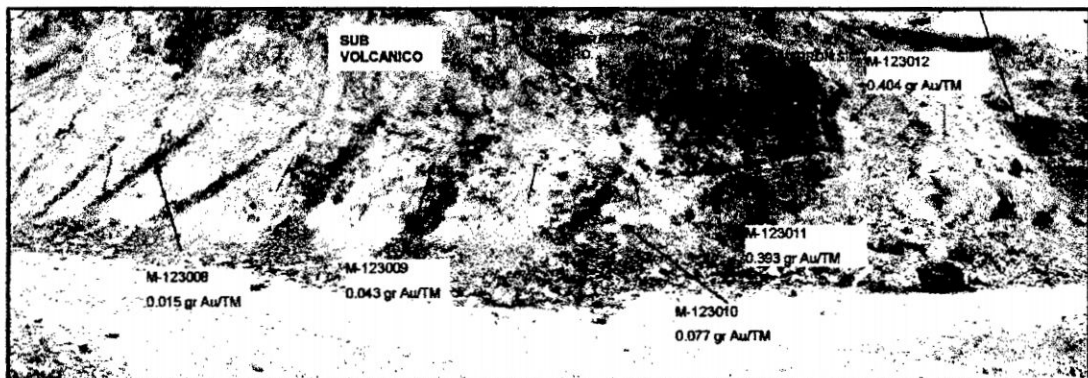


Foto 02.- Roca Sulvolcánica débilmente argilizada y oxidada englobando roca cuarcita silicificada y fuertemente fracturada con venillas de cuarzo. Zona sur de Patibal.

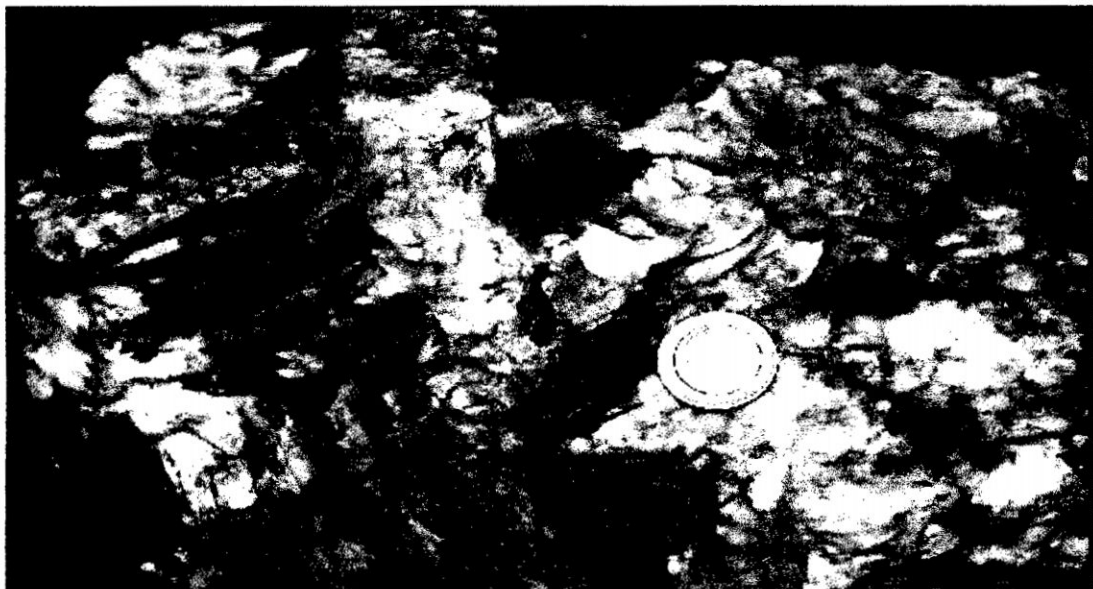


Foto 03.- Veta de cuarzo lechoso masivo intruyendo subvolcánico de la Zona Central, adoptando localmente agrupaciones tabulares pseudomorfas después de baritina.

En la parte alta y Sur del área evaluada aflora un paquete de la Formación Chimú, algo elongado de cuarcita de color gris claro silicificado masivo fuertemente disturbado, de estratificación mediana a gruesa, con vetilleo de cuarzo hialino tardío de aproximadamente 200m por 300m, cuyas capas tienen un rumbo de N5°E y N20°E, y buzan 30° y 40° al NW respectivamente (ver foto 04); este block levantado de cuarcitas se asume que es un techo colgante (roof pendant), dentro del subvolcánico infra yacente; el contacto de estas dos unidades hacia el Norte, el subvolcánico adopta una configuración interdigitada dentro de algunos tramos de cuarcita, propia de una intrusión en profundidad, mientras que al Sureste limitan con las cuarcitas con falla de contacto N45°E de alto ángulo (ver foto 05). En ambos casos existe mineralización aurífera interesante a lo largo de éste contacto, asumiendo que todo este contexto geológico de mineralización de Au, Ag, Pb, As y otros, sea el foco mineralizante (epigenético) de toda la mineralización dispersa en la parte baja del talud con la posterior formación de remanentes de deposición de mineral coluvial (singenético) que globalmente suprayacen a rocas subvolcánicas andesíticas asociadas a una actividad magmática.

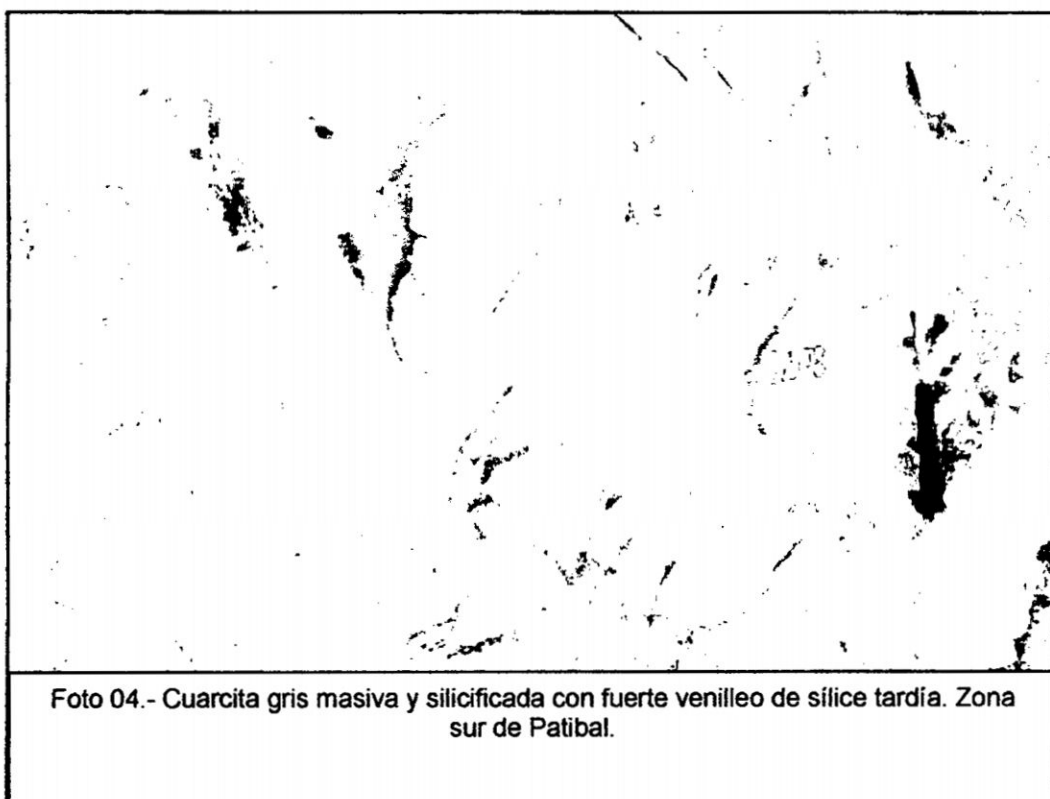
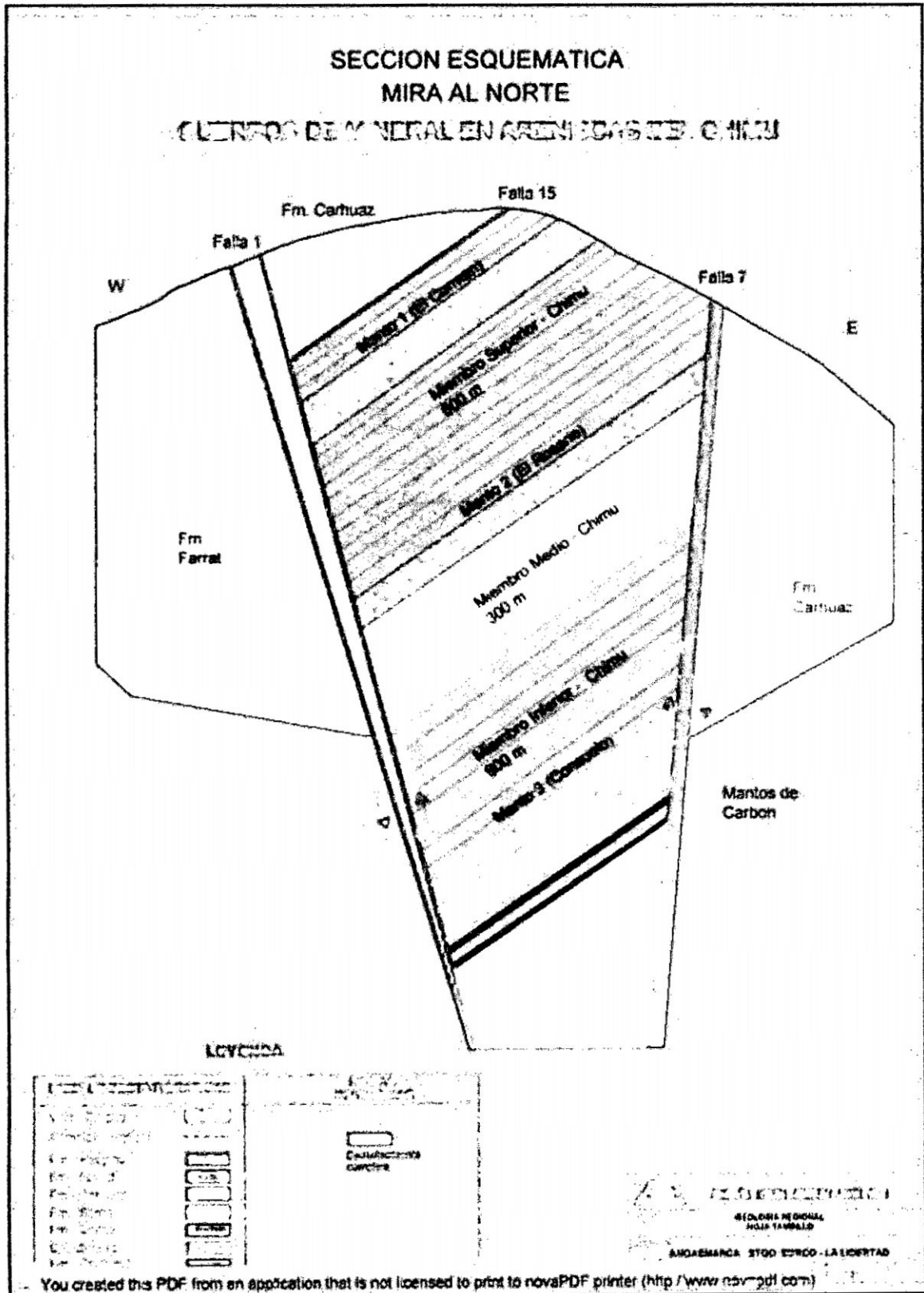


Figura N° 05: Columna estratigráfica de la geología local



Fuente: Dpto. de geología – exploraciones, Ing. Antonio Mendoza

## **2.4 Geología Económica:**

### **2.4.1 Génesis y Paragénesis del Yacimiento:**

El recurso aurífero de Patibal tiene características geológicas bastante similares a depósitos asociados a rocas sedimentarias del Cretácico, ubicados en la extensa y bien reconocida faja metalogenética aurífera septentrional de la cordillera occidental. Esta similitud se da por la fuerte alteración del block de cuarcitas que afloran de la Formación Chimú ubicada al sur y en la parte alta del recurso evaluado y su ensamble mineralógico de alteración hidrotermal típico de este ambiente de depositación de minerales preciosos, y polimetálicos, estos últimos exponiéndose ahora como minas inactivas aproximadamente a 16 Km. al SW del recurso Patibal dentro de rocas volcánicas, posiblemente de la Formación Calipuy.

Esta deducción tiene argumentos geológicos sólidos y convincentes en la relación tiempo y espacio en el recurso Patibal, entre la mineralización y la actividad ígnea que se manifiesta por la presencia de roca andesítica microporfirítica hipabisal/subvolcánica que engloba y levanta a la roca silíceo de la Formación Chimú a manera de un techo colgante. La alteración hidrotermal de la roca subvolcánica es mayormente sericitica con débil silicificación en superficie, tornándose gris verdosa por la propilitización, pero cercana a la superficie y más al Norte de ella, donde existe minerales asociados como vetas de cuarzo lechoso con restos de baritina, calcita, pirita y magnetita, estos dos últimos finamente diseminados.

El intenso fracturamiento de las dos unidades litológicas sugieren fuerte tectonismo durante el Cretáceo tardío y Terciario temprano que han debilitado esta zona de contacto y constituyendo el foco/feeder mineralizante, produciendo fuerte liberación explosiva de fluidos hidrotermales de un sistema magmático principal subyacente.

Elementos geoquímicos trazas indican la existencia de pulsos mineralizantes asociados con metales preciosos dentro de rocas de la Formación Chimú, como es el caso de la correlación evidente de Au-Ag-As y ensambles de alteración hidrotermal relacionados, semejando a depósitos diseminados auríferos de alta sulfidación y 2) polimetálicos dentro de roca mayormente subvolcánica andesítica que presenta la correlación geoquímica evidente de Pb-Ag-As-Bi, que sugiere fuertemente mineralización vetiforme, comúnmente. Por lo tanto, se postula ante los argumentos arriba mencionados que la mineralización del Recurso Patibal desde el punto de vista genético está

relacionado a un sistema hidrotermal, producto de varios pulsos de rocas andesíticas /félsicas, eventos casi coetanos en tiempo, cuya liberación de la fase volátil se direccionó en zonas estructuralmente débiles con formación mayormente de estructuras mineralizadas según se observa en la superficie del actual nivel de erosión de la zona Sur, por lo que se sostiene que la mineralización en general, corresponde a la base de un sistema hidrotermal cuyos fluidos mineralizantes igual o de mejor ley originalmente, se han emplazado en niveles superiores conformando rellenos de fisuras de mineral polimetálico y de vetas de oro en fisuras y/o pequeños cuerpos acompañados de cuarzo lechoso, ahora, totalmente erosionados.

#### **2.4.2 Mineralización y Alteración.**

##### **a. Mineralización.**

La mineralización de metales preciosos de Patibal es Epitermal de Alta Sulfidación caracterizado por el ensamble mineralógico de cuarzo-sericita, pirofilita y titanita, similar al patrón geoquímico de depósitos auríferos de la faja metalogenética septentrional del Perú; sin embargo, a diferencia de estos últimos, la mineralización aurífera tiende a concentrarse principalmente en las zonas de contacto/falla entre las unidades litológicas subvolcánicas y cuarcitas y en venillas, asociados con óxidos dentro de rocas encajonantes silíceas del remanente de la Formación Chimú, y también por la presencia considerable de Pb, Ag y Ba cuyas especies mineralógicas rellenan vetillas que sugieren fuertemente otro ambiente de depositación del tipo vetiforme, como se exponen dentro de rocas subvolcánicas andesíticas.

La destrucción/desintegración de la fuente mineralógica de la zona sur y alta del recurso Patibal, como consecuencia natural del ciclo geoquímico que soporta la litósfera del planeta, comprende procesos superficiales de intemperismo, formación del suelo, erosión, transporte, deposición y redeposición de material, conformado íntegramente por fragmentos de composición similar de la roca madre y su mineralización asociada, en la base de los taludes, adoptando cobertura discontinua en forma de abanico en las partes más bajas. En el actual nivel de erosión se han identificado pequeñas terrazas a las que se le denomina coluvial, material singenético/secundario, que también ha sido evaluado y que constituye

el ambiente más importante de mineralización económica en el recurso de Patibal.

El rasgo más obvio dentro de la mineralización de Patibal es la presencia de óxidos de hierro de goethita y jarosita en cantidades regularmente notorias, como lo corrobora el contenido de hierro reportado por el laboratorio S.G.S. , razón por la cual el color de las muestras asociadas con tramos/intervalos de oro, son de color pardo rojizo a pardo claro; el arsénico comúnmente con alto contenido se deriva probablemente de la arsenopirita y otros minerales sulfoantimoniuros y arsenicales que conjuntamente con el plomo de la galena formaron arsenatos de hierro y sulfatos que se exhiben en los remanentes del material coluvial (escorodita, anglesita); la plata se encuentra asociada íntimamente con la argentojarosita ampliamente distribuida en el depósito. El oro es libre y visible, ocurre en finísimas laminillas entre 5-10 micras de diámetro y con una pureza de aproximadamente 850 basado en la comparación visual microscópica de color con muestras de conocida pureza; también debe existir oro libre no visible.

**b. Alteración**

La silicificación se manifiesta en la parte alta y Sur del recurso y es notoria en las cuarcitas gris clara de la Formación Chimú, tornándose totalmente masiva; en menor cantidad se observa dentro de la roca subvolcánica como vetillas, pero mayormente blanco lechoso y ocasionalmente gris claro.

La argilización es débil a moderada, asociada principalmente en las zonas de contacto desarrollándose principalmente en la roca subvolcánica asignándole una coloración blanquecina.

La sericitización es débil en las rocas silíceas y está localizada en intersticios y esporádicas fracturas; sin embargo, en las rocas subvolcánicas se manifiestan mayormente en fracturas y en menor proporción en intersticios y en los microfenocristales de plagioclasas.

La propilitización es extensa, típica de la alteración hidrotermal de la roca subvolcánica, muy cercana a superficie y extensa en todo el recurso de color verdoso, acompañado por venillas de calcita, clorita, epidota y pirita fina diseminada.

En conclusión, se puede afirmar con alto nivel de certeza que cantidades adicionales de cuarzo hidrotermal ha sido depositado en el foco epigenético y halos de mineralización, produciendo un ambiente favorable/positivo principalmente a lo largo de la falla/ contacto cuarcita Chimú y subvolcánico para la deposición tardía de los metales preciosos íntimamente asociados con fases de sílice.

### **2.4.3 Reservas Minerales:**

#### **2.4.3.1 Estimación de recursos.**

La identificación de los blancos exploratorios con mineralización económica de metales preciosos conllevó agruparlos en áreas poligonales irregulares a las cuales se les calculó sus volúmenes utilizando los siguientes criterios:

(1) leyes de muestreo sistemáticamente muestreadas y reportadas por el laboratorio de COMARSA de canales, en los cortes de las carreteras/accesos, para la obtención de la ley promedio y su porcentaje de solubilidad.

(2) Utilización de la densidad aparente teniendo en cuenta valores usados por otras minas, tanto para el material aurífero primario (epigenético) y el secundario (coluvial).

Calculada el área de superficie mineralizada, se aplicó el criterio de profundidad promedio para configurar el sólido económico de mineralización de acuerdo a la proyección de la ocurrencia de la mineralización en función al grado de influencia, la dispersión de polígonos contiguos y experiencia del geólogo de campo; obviamente, consideración sine qua non para la estimación de los recursos fue la identificación de la unidad litológica que alberga la mineralización económica.

La malla de muestreo en cada polígono tiene una equidistancia de 5m. Las que han sido ploteadas en planos legibles y atractivos para su uso práctico con rangos de color en contenido aurífero determinando para cada polígono una cifra de ley promedio de oro, plata y su tonelaje. El recurso de Patibal tiene un total de 17 polígonos económicos.

Para la estimación de estos recursos de mineral categorizados como, Medido, Indicado e Inferido, el trabajo de campo consistió

básicamente en el reconocimiento y mapeo de las diferentes unidades litoestratigráficas económicas del área estudiada y delimitación detallada de los mismos, utilizando equipo de topografía moderna; por otro lado, el trabajo de gabinete consistió en el cálculo de los sólidos volumétricos/tonelaje y ley de Au y Ag de las zonas Sur, Centro y Norte del recurso Patibal.

#### **2.4.3.2 Polígonos mineralizados:**

La identificación de áreas anómalas de Au y Ag, conllevó a configurar áreas económicas dentro de polígonos con formas caprichosas, los cuales por razones prácticas se han agrupado en 03 zonas: 1) Sur, 2) Central y 3) Norte; que se ubican desde la parte más alta hasta la más baja, del recurso de mineral en Patibal.

Las anomalías geoquímicas apuntan al modelo singenético o secundarios, como el material económico que muestran los polígonos ubicados en la zona Norte y Centro, así como las anomalías geoquímicas del modelo epigenético o primario de la zona Sur, aunque en menor cantidad que el singenético, han sido identificados, clasificados y cuantificados, en su contenido de Au-Ag.

##### **a. Zona Sur**

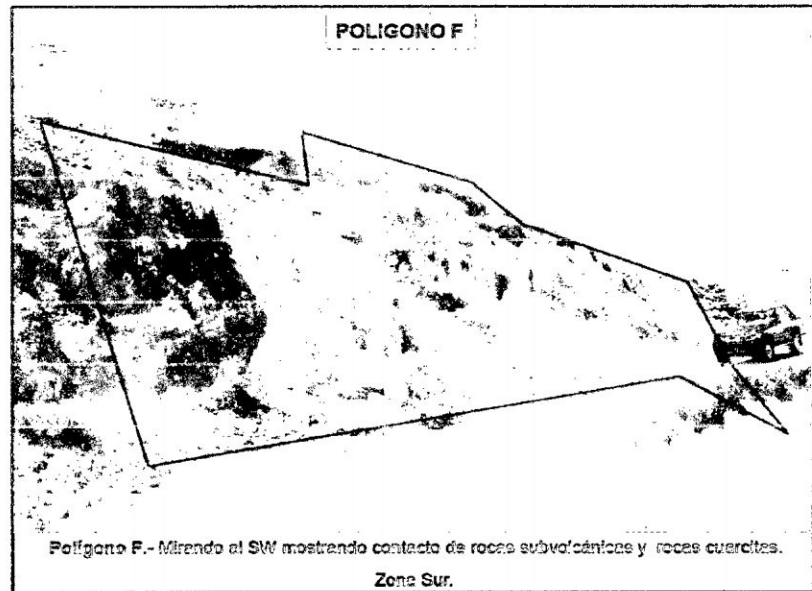
Esta es la zona más elevada en cota del recurso mineral de Patibal donde se delimitan los polígonos con contenido aurífero del tipo epigenético dispuestos de la siguiente manera:

- 1) En el contacto de las unidades litológicas de las cuarcitas silicificadas de la Formación Chimú con los subvolcánicos andesíticos y,
- 2) En rocas subvolcánica andesítica insitu, fuertemente argilizadas como producto de la influencia de la actividad hidrotermal desarrollada en esta zona.

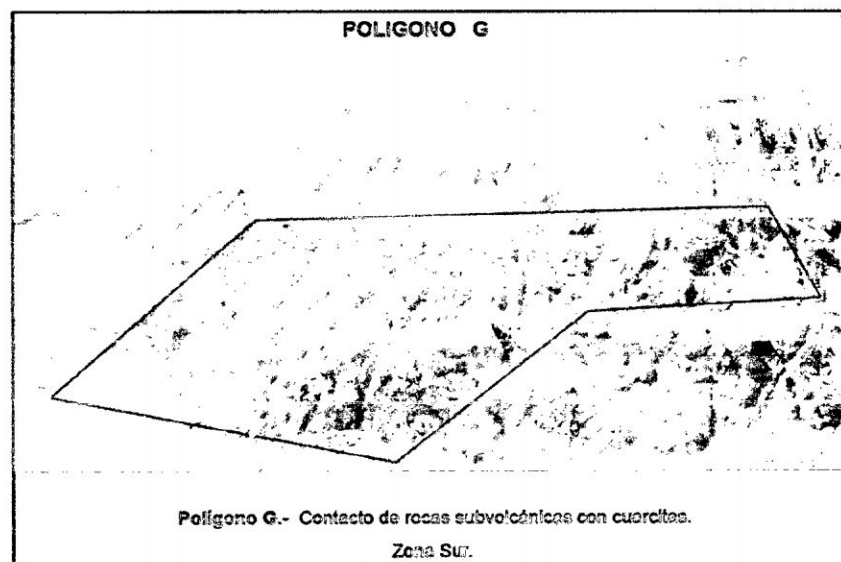
Es típico encontrar muy altos valores pero erráticos de oro que varían entre 65 g Au/TM a 110 gAu/TM en o las inmediaciones del contacto de las dos unidades litológicas arriba mencionadas con

tendencias de mayor ocurrencia en las cuarcitas masivas silicificadas y en menor escala dentro de las rocas subvolcánicas andesíticas; el ensamble mineralógico de alteración hidrotermal de pirofilita y escorodita es un buen indicador en la búsqueda de metales preciosos principalmente cuando la roca huésped es cuarcita; los polígonos que conforman esta zona son F, G, H e I.

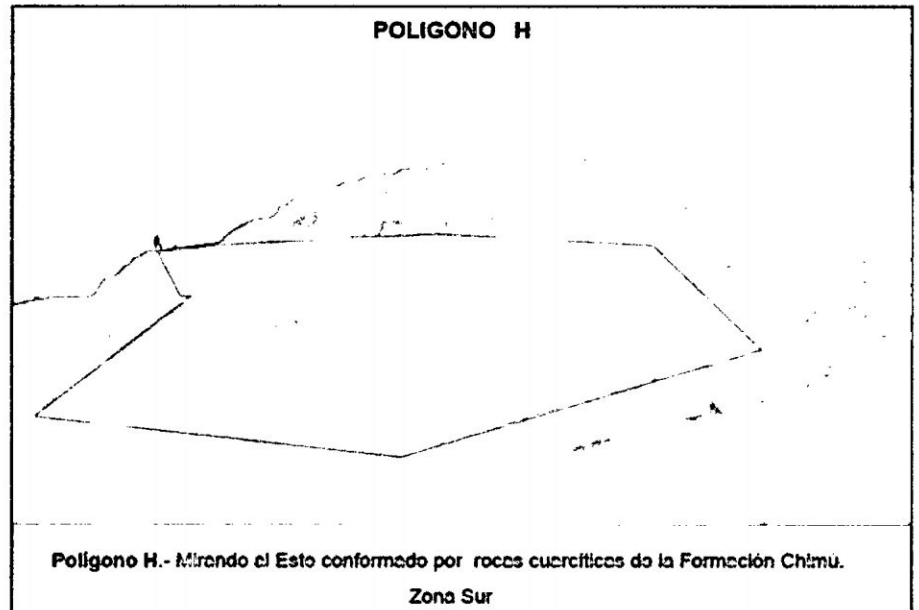
**Figura N° 06: Polígono F**



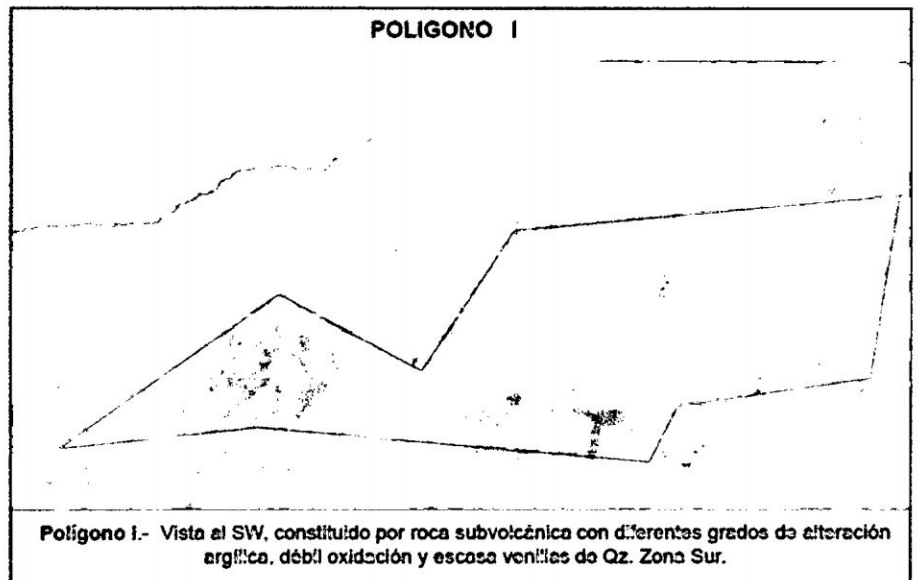
**Figura N° 07: Polígono G**



**Figura N° 08: Polígono H**



**Figura N° 09: Polígono I**



En esta zona se ha estimado 359 450.23TM, con una ley promedio de oro de 0.428 g/TM y 11.071 g/TM de plata.

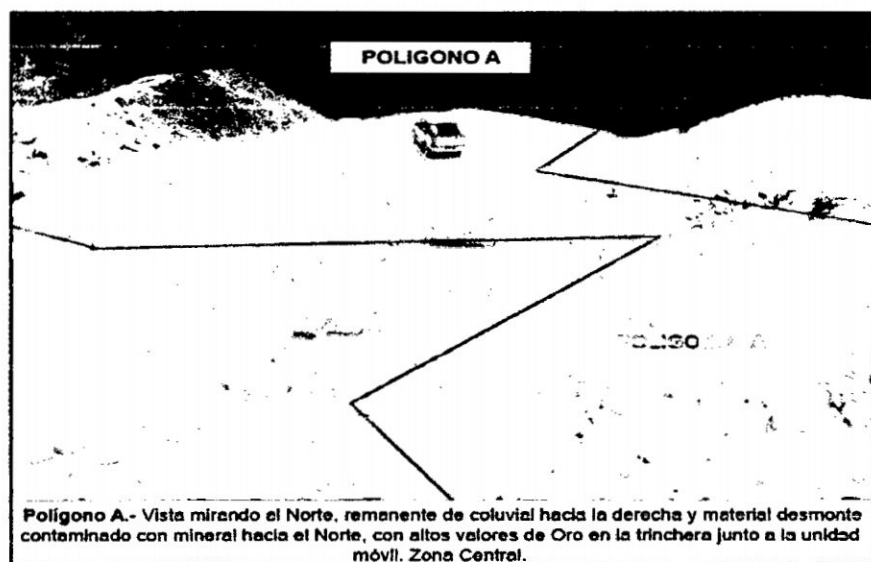
**b. Zona Central**

Es la zona intermedia en cota del recurso de mineral de Patibal que contiene un conglomerado de polígonos económicos del tipo singenético (coluvial), terminología empleada para incluir todos

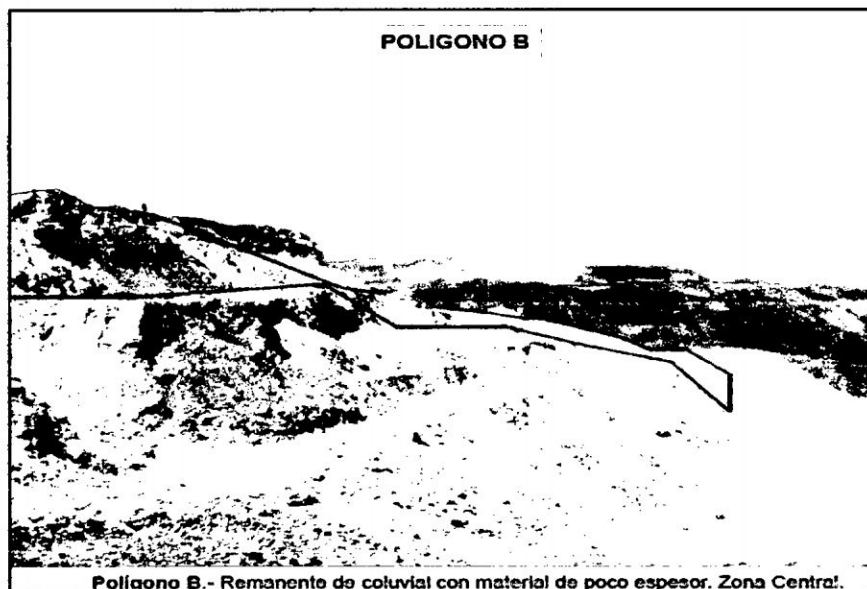
aquellos depósitos de origen local ubicados en las plataformas de descanso de los taludes como consecuencia de procesos superficiales como intemperismo, formación de suelo, erosión, transporte y deposición/redeposición por movimientos gravitacionales, procedentes de algún foco mineralizado en niveles superiores; esta zona ha expuesto aparentemente las mejores plataformas mineralizadas que las otras dos zonas, en vista del trabajo extractivo visible llevado a cabo años atrás.

Los polígonos en esta zona encierran mineral económico de material remanente de coluvial, blanquecino constituido por fragmentos de cuarcita y cuarzo lechoso, a los cuales se le ha denominado material de desmonte contaminado con mineral (A y E), como consecuencia de una informalidad operativa por la administración anterior; se ha enviado material al laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas para sus respectivas pruebas de lixiviación; también dos polígonos de material no contaminado pero de delgado espesor (B y D), un polígono aislado con cobertura de material cuaternario (J) con ley alta de oro (1,63 g Au/TM) muy similar en color, composición litológica y ley de oro al polígono C, este último actualmente preparado para su acarreo al pad de lixiviación; este material también ha sido enviado al laboratorio metalúrgico para pruebas de lixiviación

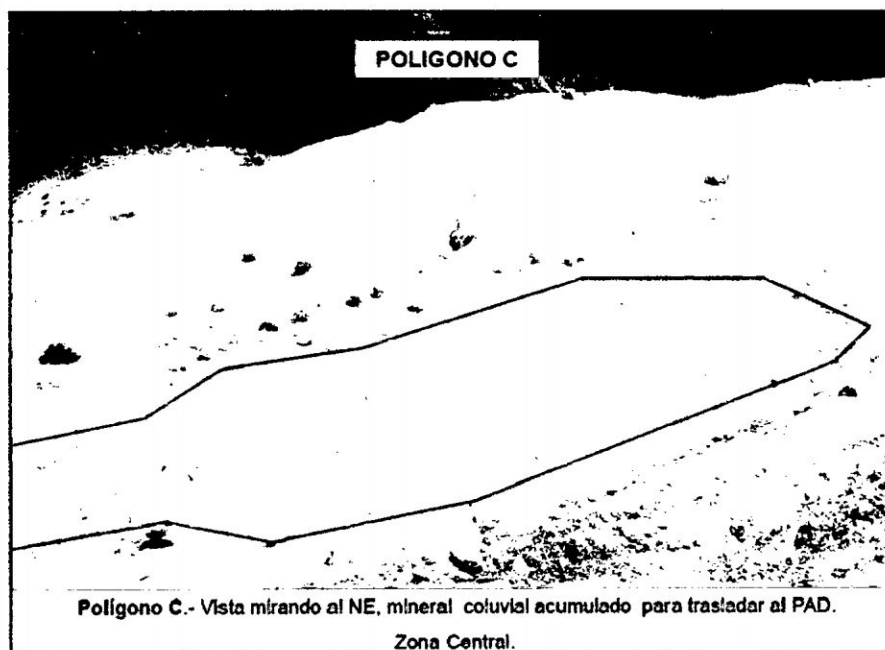
**Figura N° 10: Polígono A**



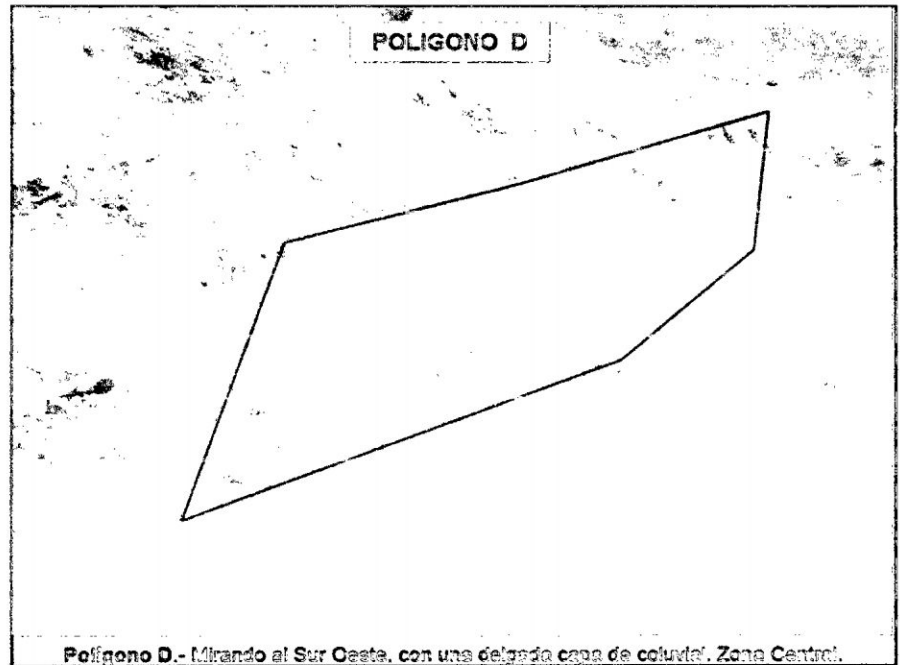
**Figura N° 11: Polígono B**



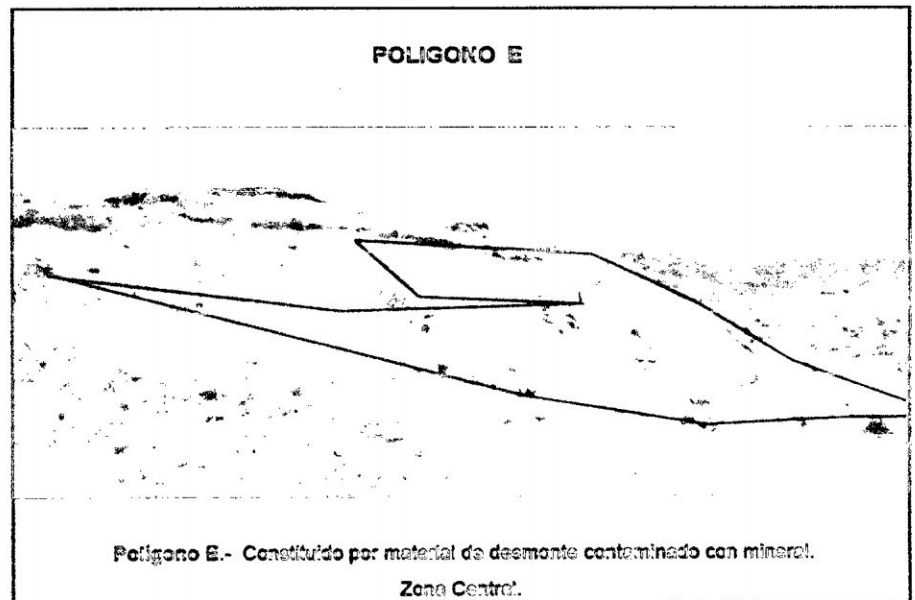
**Figura N° 12: Polígono C**



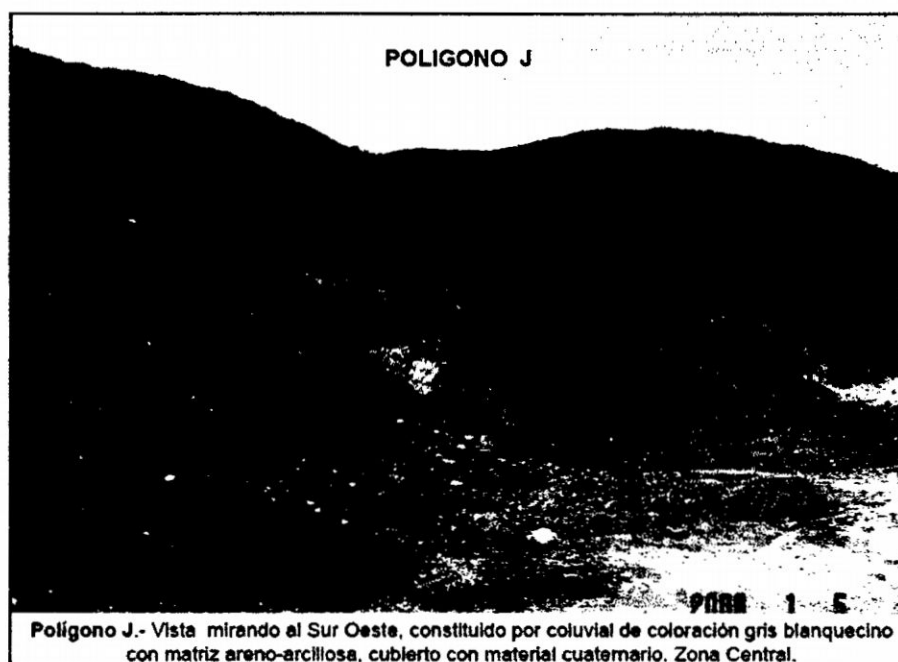
**Figura N° 13: Polígono D**



**Figura N° 14: Polígono D**



**Figura N° 15: Polígono J**



En esta zona se ha estimado 373, 270.230TM, con una ley promedio de oro de 0.634 g/Tm y 24.497 g/Tm de plata.

**c. Zona Norte**

La zona Norte y más baja del recurso de Patibal tiene en general una base de talud de más alta gradiente que las zonas Sur y Centrales, debidas a que poco material superficial ha sido removido básicamente para la limpieza de cobertura cuaternaria y algunos accesos hacia el Este.

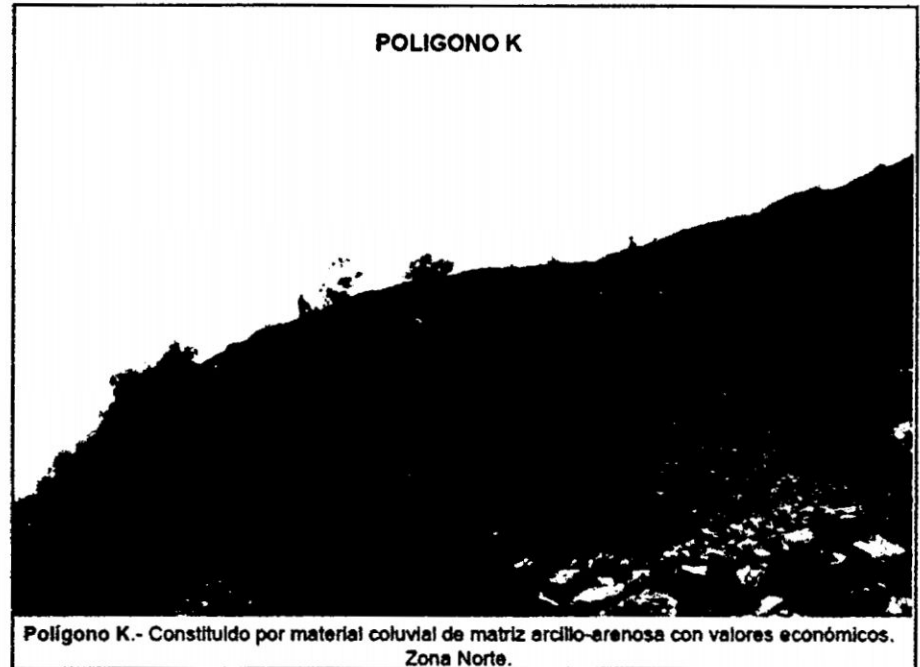
Esta zona está constituida por tres polígonos (K, L y LL) que delimitan material coluvial económico, constituido principalmente por material subvolcánico gris verdoso que contiene valores de oro uniforme de 0.6 g Au/TM que hacen la zona muy interesante, por otro lado, se ha configurado el polígono (M) que contiene material de desmonte contaminado con mineral de menor ley 0.37 g Au/TM y otro N aunque aislado al sur del conglomerado de polígonos ya descritos.

No menos importante, se ha reconocido un solidó en la parte más septentrional de esta zona, al cual se le ha categorizado como Recurso Inferido con altas posibilidades de incrementar los

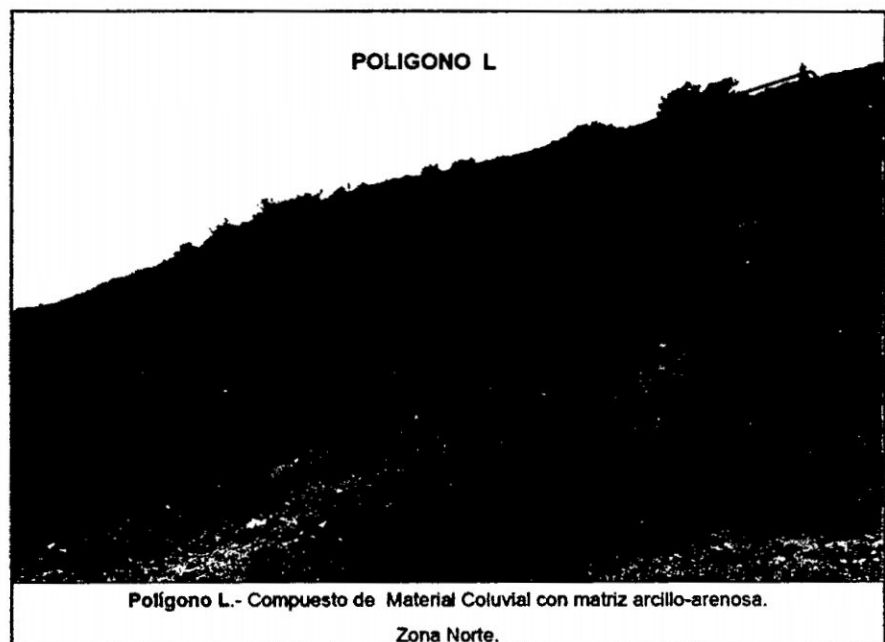
recursos auríferos de Patibal por su firme correlación aurífera superficial con polígonos económicos adyacentes.

En esta zona se ha estimado 768 610.60Tm, con una ley promedio de oro de 0.610 g/TM y 40.549 g/TM de plata.

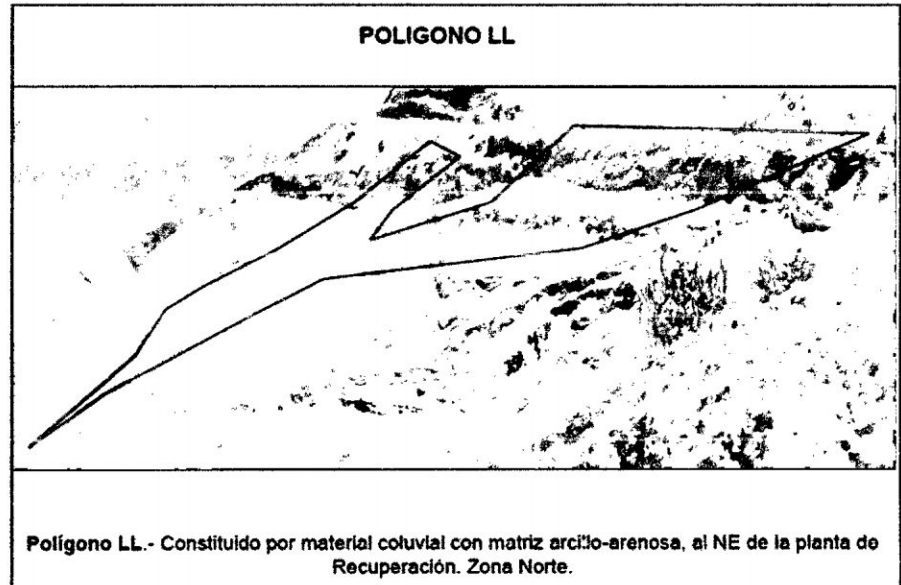
**Figura N° 15: Polígono k**



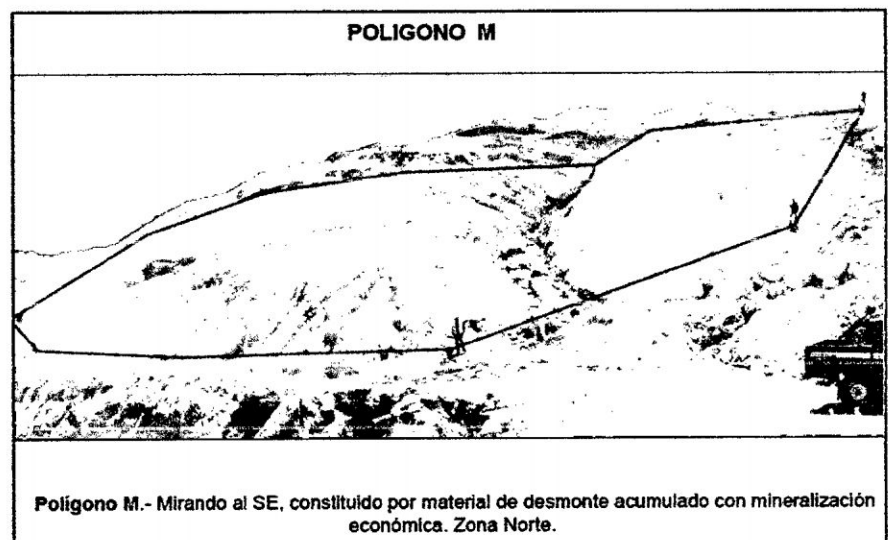
**Figura N° 16: Polígono L**



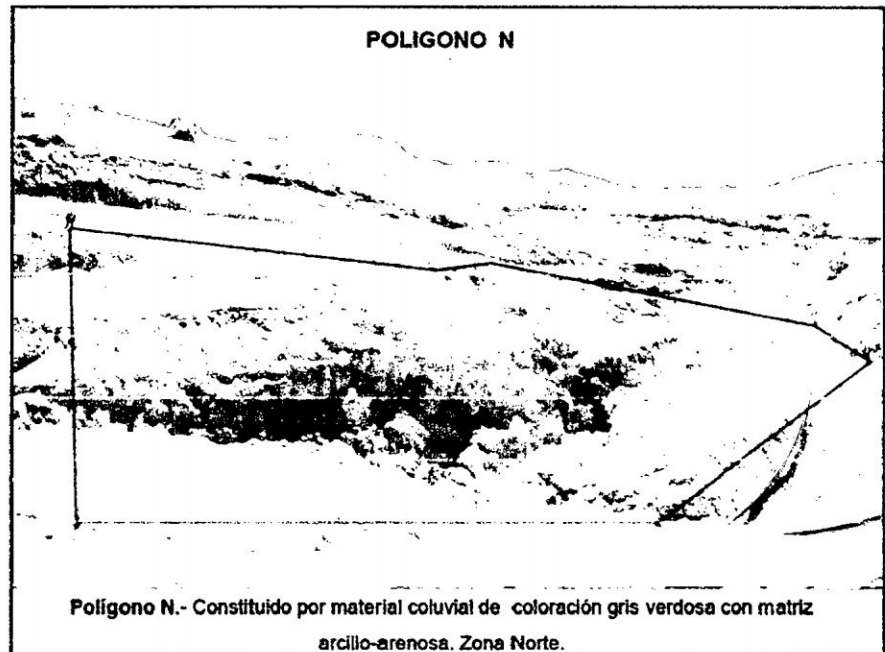
**Figura N° 17: Polígono LL**



**Figura N° 18: Polígono M**



**Figura N° 19: Polígono N**



Se ha identificado un blanco de mineralización con categoría de inferido, toda vez que polígonos adyacentes contienen mineral económico y el área tiene una cobertura regolítica aproximada entre 6m a 10m de espesor. La profundidad de este recurso se ha considerado 20m como promedio para su estimación.

En esta zona se ha inferido 360 670.07TM, con una ley promedio de oro de 0.45 g/TM y 29.93 g/TM de plata.

En conclusión, se ha estimado en el recurso se Patibal, un total de 1' 877 501.427 TM con una ley promedio de oro de 0.57g Au/TM, equivalente a 34, 764.059 Oz Au; asimismo se ha estimado mineral de la categoría inferida de 360 670 TM con un promedio de 0.45 g Au/TM, equivalente a 5, 235.533 Oz, que haría un total conservadoramente de 39, 709.494 Oz Au.

Cuadro N° 03 Estimación de Reservas Unidad Minera Patibal

<b>Estimación de Recursos en el Proyecto Rosario de Belén</b>				
<b>Categoría Recurso</b>	<b>Au g/TM</b>	<b>AG g/TM</b>	<b>Au Oz</b>	<b>TM</b>
<b>Medido</b>	0.574	29.93	27, 798.840	1' 501 331.060
<b>Indicado</b>	0.574	29.93	6, 965.219	376 170.367
<b>Sub total</b>	<b>0.574</b>	<b>29.93</b>	<b>34, 764.059</b>	<b>1' 877 501.427</b>
<b>Inferido</b>	0.450	29.93	5, 235.533	360 670.075
<b>TOTAL</b>	<b>0.512</b>	<b>29.93</b>	<b>39, 709.494</b>	<b>2' 238, 171.502</b>

## CAPITULO III

### MINERÍA

#### 3.1 Planeamiento de Minado

El diseño del Tajo se realiza con el Software GEMCOM con apoyo de consultores externos, lo que permite una mayor adaptación ante cambios en las variables de precios, recursos, etc.

##### 3.1.1 Cut Off

Cuadro de datos

Descripción	Ag/Tn	Au/Tn
Ley de mineral (gr/TM)	29.93	0.29
Ley de mineral (Oz/TM)	0.9654	0.0094
Recuperación metalúrgica (%)	40	65
Oz de mineral recuperado	0.3862	0.00611
Cotización mineral \$/Oz	26	1350
Valor de mineral \$/TM	10.041	8.2485
	18.289	
Costo Operacional (\$/TM)	5.59	

#### Calculo de Cut Off para Oro

Si para 0.0094 Oz de ley de Au hay 8.2485 valor recuperable

$$X \text{ Oz} \text{ ----- } 5.59 \$$$

$$X = (5.59 \times 0.0094) / 8.2485$$

$$X = 0.0064 \text{ Oz Au (multiplicando a 31 gr)}$$

$$X = 0.1984 \text{ gr Au/Tm}$$

### Calculo de Cut Off para plata

Si para 0.9645 Oz de ley de Ag hay 10.041 valor recuperable

$$X \text{ Oz} \text{ ----- } 5.59 \$$$

$$X = (5.59 \times 0.9645) / 10.041$$

$$X = 0.5375 \text{ Oz Ag (multiplicando a 31 gr)}$$

$$X = 16.66 \text{ gr Ag/Tm}$$

### 3.1.2 Reservas

Cuadro N° 04: reservas probadas y probables

<b>Estimación de Recursos en el Proyecto Rosario de Belén</b>				
<b>Categoría Recurso</b>	<b>Au g/TM</b>	<b>Ag g/TM</b>	<b>Au Oz</b>	<b>TM</b>
Probado	0.574	29.93	27, 798.840	1' 501 331.060
Probables	0.574	29.93	6, 965.219	376 170.367
<b>Sub total</b>	<b>0.574</b>	<b>29.93</b>	<b>34, 764.059</b>	<b>1' 877 501.427</b>
Inferido	0.45	29.93	5, 235.533	360 670.075
<b>TOTAL</b>	<b>0.55</b>	<b>29.93</b>	<b>39, 709.494</b>	<b>2' 238, 171.502</b>

### 3.1.3 Costos de operación

Para el proyecto CA-12-129, Baco 3390 NW

<b>PERFORACIÓN:</b>	
Numero de taladros	90
Malla perforación	3.5 x 3.5 m.
Metros /taladro	06 m.
Total metros perforados	540 m
Performance Equipo	57.15 m/hr
M3 rotos (3.5 x 3.5 x 6 x 90)	6, 615 m3
Densidad de material	2.55 gr/cm3

Tonelaje disparado	187.43 Ton/tal
Total Toneladas rotas	16, 868.25 Ton
Costo perforadora	11.40 \$/m
Horas trabajadas	9.45 hr
<b>Costo de Perforación</b>	<b>0.364 \$/ton</b>

<b>Voladura</b>	<b>Cantidad</b>	<b>P.U.</b>
Booster	90 Pzas	3.44 \$/Pzas
Fanel Dual	90 Pzas	3.41 \$/Pzas
Retardos CDT	07 Pzas	1.77 \$/Pzas
Mecha de Seguridad	03 m.	0.13 \$/m
Fulminantes	02 Pzas	0.24 \$/Pzas
Nitrato de Amonio	5000 Kg	0.71 \$/Kg
Diesel	100 Gal	4.64 \$/Gal
<b>Costo de Voladura</b>	<b>0.28 \$/ton</b>	

<b>Factor de carga</b>	0.76 Kg/m <sup>3</sup>
<b>Factor de potencia</b>	0.30 Tn/m <sup>3</sup>

<b>Acarreo</b>	
Nro. volquetes	8 Volquetes
Distancia transcurrir.	920 m.
Ciclo de acarreo	16 min
Costo de Volquete Volvo FMX – 22 ton	44 \$/hr
Producción/hr Volquete Volvo FMX	82.50 Ton/hr
Producción/hr a transportar	660.00 Ton/hr
Tonelaje a transportar	16, 868.25 ton
Horas trabajadas	25.56 Horas
Factor de trabajo	0.9
<b>Costo de acarreo</b>	<b>0.533 \$/ton</b>

<b>Carguío:</b>	<b>Excavadora EC360-4</b>
Capacidad	2.5 m <sup>3</sup>
Factor de llenado	90 %
Producción	660.0 ton/hr
Nro. Volquetes	8 volquetes
Tonelaje a mover	16, 868.25 ton
Costo de excavadora	93 \$/hr
Factor de trabajo	0.9
Horas trabajadas	25.56 Horas.
<b>Costo de Carguío</b>	<b>0.141 \$/ton</b>

<b>Servicios</b>	
Costo Cargador Frontal Volvo L150G	80.50 \$/hr
Horas trabajadas	25.56 horas
Toneladas a empujar	16, 868.25 Ton
<b>Costos de Servicios</b>	<b>0.122 \$/ton</b>

COSTO DE OPERACIÓN = Cost. Perforación + cost. volad. + cost. carguío + cost. acarreo + costo serv. Auxil.

$$\text{COSTO DE OPERACIÓN} = 0.364 + 0.280 + 0.141 + 0.533 + 0.122$$

$$\text{COSTO DE OPERACIÓN} = 1.44$$

**COSTO TOTAL DE OPERACIONES POR DISPARO PARA MINERAL = 1.440 \$/ton**

#### 3.1.4 Producción mensual Tajo Capilla

**El Cálculo de Reserva:** El 15 de octubre del 2011 se realizó el cálculo de reservas, donde se calculo 1' 435, 400 TM con 0.27 gr/TM-Au y 28.974 gr/TM-Ag, lo cual representa 12, 501.871 onzas de Oro y 415, 0525.148 onzas de Plata.

El cálculo de reservas se hizo con toda la información disponible que se pudo encontrar, sin embargo falta información antigua, así como leyes de muestreo de taludes y taladros cortos.

**Mineral Transportado al PAD:** Hasta el 28/03/2012 se transportó 218 691TM de mineral con leyes promedio de 0.299 gr/TM-Au y 30.03 gr/TM-Ag.

**Reservas al 28/03/2012:** A la fecha queda como reserva 1' 435, 400 TM con 0.27 gr/TM-Au y 30.249 gr/TM-Ag.

La ley de plata presenta diferencia con respecto a lo transportado y lo que queda como reserva, esto debido a que la zona con mayor ley de plata aún no se está trabajando (Parte inferior).

Todo lo anterior se resume en el cuadro siguiente:

Tabla N° 05: Cuadro de cálculo de reservas para el año 2012

Descripción	TM	Gr-Au/TM	Gr-Ag/TM	Oz-Au	Oz-Ag
Reserva calculada al 15/10/2011	1' 435, 400	0.270	28.974	12, 501. 871	415, 525.148
Producción Total del 01/01/12al 28/03/12	218, 691	0.269	27.249	1 897.62	192 229.39
Reserva restante al 28/03/2012	<b>1' 216, 709</b>	<b>0.270</b>	<b>28.974</b>	<b>10, 597.143</b>	<b>352, 217.631</b>
Reserva probables por minar	475 170	0.270	28.974	4, 138.58	444 115.34

Fuente: Departamento de Geología – Exploraciones Resp. Ing. Antonio Mendoza

### 3.1.5 Relación Desmonte Mineral (D/M)

Tabla N° 06: Cuadro de relación de desmonte/mineral para el año 2012

Numero de Push back	Mineral (Ton)	Desmonte (Ton)	Ratio (D/M)
Push back 05	521,100	817,100	1.57
Push back 06	242,200	974,300	4.02
Push back 07	268,500	1'095,100	2.97
Push back 09	307,800	1'308,400	4.25
<b>Total</b>	<b>1'435,400</b>	<b>5'350,000</b>	<b>3.73</b>

Fuente: Departamento de Geología – Exploraciones Resp. Ing. Antonio Mendoza

### 3.1.6 Talud Final

Según el planeamiento de minado detallado por el Área de Planeamiento de Minado de la minera y teniendo en cuenta las propiedades de la roca existentes en el área, definidas por la valoración geomecánica ha quedado establecido los siguientes parámetros:

- Angulo de talud final 45°
- Altura de bancos 6 m
- Angulo del banco In-situ 65°
- Ancho de plataforma en niveles activos 25 – 30 m
- Ancho de plataforma en niveles inactivos 3.5 m

### 3.2 Método de Explotación a Cielo Abierto

La minería a cielo abierto se caracteriza por los grandes volúmenes de materiales que se deben de mover. La disposición del yacimiento y el recubrimiento e intercalaciones de material estéril/mineral con que se debe de extraer este ultimo comúnmente llamado ratio puede ser muy variable de unos depósitos a otros, pero en todas condiciona la viabilidad económica de las explotaciones y, consecuentemente, la profundidad que es posible alcanzar por minería de superficie. Para la elección de la explotación a cielo abierto se debe tener en cuenta las siguientes características del yacimiento:

- La mineralización se presenta en un cuerpo diseminado de dimensiones apreciables.
- El yacimiento aflora a superficie y el material de cobertura es de pocos metros.
- El cuerpo mineralizado se halla en posición sub horizontal.
- Es un método que permite una alta mecanización de las fases de minado.
- El método es de alto rendimiento y de bajo costo.
- El avance es en forma vertical.

#### 3.2.1 Geometría del Tajo

##### a. Altura de Banco

Por las dimensiones de los equipos de perforación, carguío y tipo de roca. Actualmente se trabajan bancos de 6.0 m de altura.

##### b. Angulo de Talud de Banco

El ángulo está en función de las características geomecánicas de la roca y la altura de banco. El ángulo de talud de banco está entre 60° a 65°, con un Angulo final de 40°

##### c. Banquetas o Bermas de Banco

Las banquetas o bermas se utilizan como áreas de protección, para detener y almacenar los materiales que se desprenden de los bancos superiores,

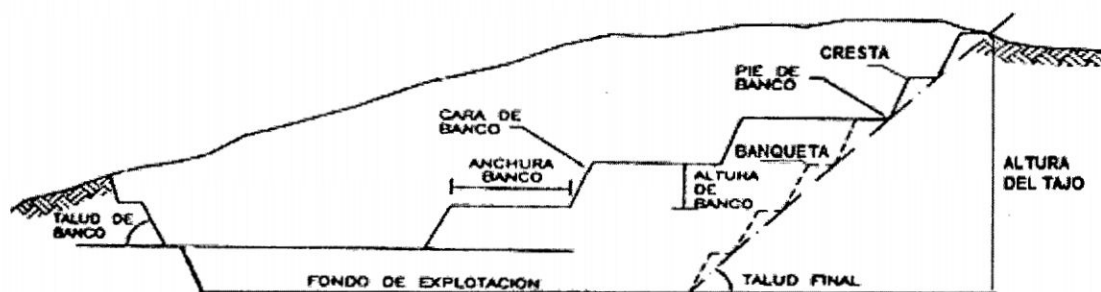
también como plataformas de acceso y transporte en algunos casos. Las bermas están en función de las características geomecánicas de la roca, que en conjunto con los otros parámetros que intervienen en el diseño del Tajo conducen a la obtención de un factor de seguridad que garantiza la estabilidad del Talud final y la seguridad al realizar trabajos.

Las banquetas o bermas de banco se mantienen entre 2.5 m y 3.0 m dependiendo del tipo de roca con que se cuenta

#### d. Banco de operación.

Es el ancho de los bancos de trabajo, donde pueden operar los equipos en condiciones de seguridad. El ancho de operación mínimo requerido es de 25.0 a 30.0 m

Figura N° 20: Geometría de diseño de un tajo Abierto



Terminología empleada en una mina a cielo abierto.

### 3.2.2 Ley de corte

Tabla N° 07: Cuadro de reservas y ley de corte para el año 2012 por Push Back

Numero de Push back	Mineral (Ton)	Ley de corte (Gr/Ton)
Push back 05	521,100	0.25
Push back 06	242,200	0.32
Push back 07	268,500	0.25
Push back 08	95,800	0.34
Push back 09	307,800	0.29
<b>Total</b>	<b>1'435,400</b>	<b>0.29</b>

### 3.3 Operaciones Unitarias

Los trabajos de explotación se realizan mediante una secuencia de minado cíclico:

Perforación  
Voladura  
Carguío  
Acarreo

### 3.3.1 Perforación

Es el proceso empleado para lograr la penetración a una roca mediante aberturas o taladros perforados, los cuales han debido de ser previamente diseñados para poder ser cargados con mezclas explosivas, las cuales serán detonadas para lograr la fragmentación de las rocas.

#### 3.3.1.1 Factores que Influyen en la Perforación

##### a) Perforadora.

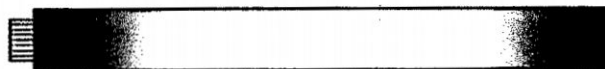
La Perforación se realiza mediante una perforadora DM45E de 5 1/8 de diámetro de broca y una Schramm T450ws de 4 1/2 de diámetro de broca. La sobreperforación los taladros es del 10 % y 15% adicional de la altura de banco (6 m) dependiendo del tipo de roca y con las siguientes mallas de perforación en promedio es de 6.5 metros para cualquiera de las perforadoras

Los equipos de perforación que cuenta la Unidad Minera Patibal son:

- ✓ Una perforadora DM-45E
- ✓ Una Perforadora Schramm t 450sw

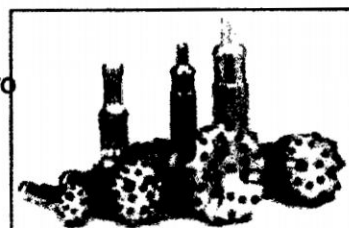
##### b) Barreno.

- ✓ Longitud : 6.0 m.
- ✓ Tipo : Macho - Hembra



##### c) Broca.

- ✓ Marca : Sandvik
- ✓ Tipo : Botones 5 1/8 " diámetro
- ✓ Vida Útil : 280 m (roca dura)  
: 350 m. (Roca Medio)



: 520 m. (Roca Suave)

Tiene insertos de carburo de tungsteno con soldadura de metal duro para la resistencia al desgaste.

**d) Dimensiones del Taladro**

- ✓ Longitud de taladro : 6 m.
- ✓ Diámetros del taladro : 5 1/8 "

**e) Roca.**

Existe una gran variedad de tipos de roca que se diferencian principalmente por su composición, alteración y dureza las cuales reaccionan diferente a la perforación y voladura por lo que resulta importante tenerlas debidamente clasificadas.

Cuadro N° 08 Propiedades de las rocas

PROPIEDADES GEOTÉCNICAS DE ROCAS DE LOS TAJOS EN EL PROYECTO PATIBAL				
ROCA	Densidad Seca (g/cm <sup>3</sup> )	Compresión Simple (MPa)	Corte Directo	
			Cohesión (KPa)	Angulo de Fricción Residual Ø
M REPRESENTATIVA (Macizo Rocoso)	2.60	80.0	80	28°
M REPRESENTATIVA (Coluvial)	2.00	0.70	51	31°

Fuente: Dpto. de Exploraciones Geología - unidad Patibal

**3.3.1.2 Parámetros de Perforación**

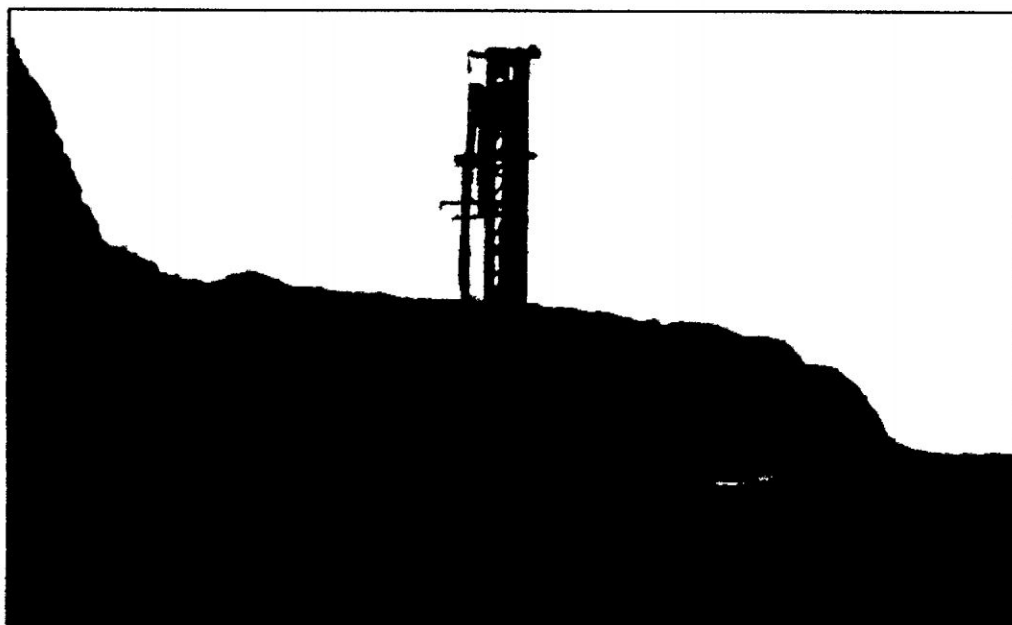
Existen una serie de parámetros de perforación entre los cuales enumeramos los siguientes:

- a. **Burden:** Espacio que existe entre la primera línea de taladros y la cresta del nivel o es la separación que existe entre las filas de los taladros.
- b. **Espaciamiento:** Es el espacio que existe entre taladro y taladro.
- c. **Sub Drilling:** Es la perforación que excede a la altura del banco.
- d. **Velocidad de Perforación:** Es el tiempo que la perforadora se demora en perforar un metro.

- e. **Longitud del taladro:** Es la longitud total que la perforadora alcanza en cada taladro perforado.
- f. **Diámetro del taladro:** Es la circunferencia total que la perforadora obtiene cuando se perfora un taladro.
- g. **Pull Down:** Es el empuje o peso que le pone la perforadora al perforar un taladro.
- h. **Detritus de Perforación:** Es el material que se extrae de la perforación y se acumula al borde del taladro formando un cono.

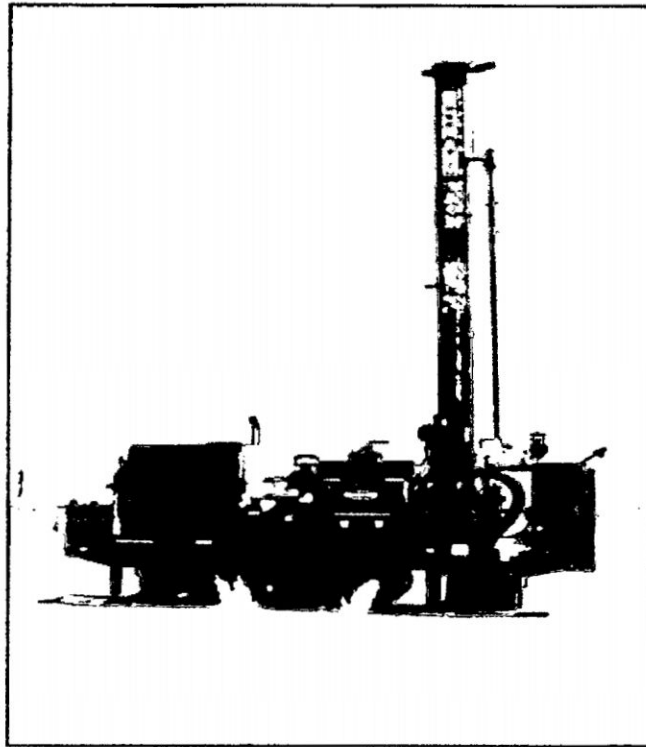
### Especificaciones Técnicas del Equipo de Perforación

Figura N° 21: Perforadora DM-45E en campo



<b>Método de perforación</b>	Rotativa y martillo en fondo – Multi Pass
<b>Diámetro del barreno</b>	149 - 229 mm
<b>Empuje hidráulico</b>	200 kN
<b>Tracción hidráulica</b>	98 kN
<b>Peso sobre la broca</b>	20400 kg
<b>Profundidad en una pasada</b>	8.5 m
<b>Profundidad máxima de barreno</b>	53.3 m
<b>Peso estimado</b>	35 - 41 t

Figura N° 22: Perforadora Schramm T450 ws



Método de perforación	Rotativa y martillo en fondo
Diámetro del barreno	165 mm
Empuje hidráulico	133 kN
Tracción hidráulica	25.8 kN
Peso sobre la broca	9072 kg
Profundidad en una pasada	7.6 m
Profundidad máxima de barreno	21.3 m
Peso estimado	22 t

### 3.3.1.3 Cálculo del burden y espaciamiento para mineral y desmonte

#### a. Cálculo del Burden (Konya)

$$B = 3.15 \times d \times \left( \frac{\rho_e}{\rho_r} \right)^{0.33}$$

Donde:

$B$  = Burden (Pulg)

$d$  = Diámetro del explosivo (Pulg)

$\rho_e$  = densidad del explosivo

$\rho_r$  = densidad de la roca

**Para perforadora Schramm T450 ws**

$$B = 3.15 \times \left(4^{1/2}\right) \times \left(\frac{0.89}{1.80}\right)^{0.33}$$

$$B = 11.2353 \text{ Pulg}$$

$$B = 11.2353 \times 0.3048$$

$$B = 3.43 \approx 3.50 \text{ m.}$$

$$B = 3.50 \text{ m}$$

**Para perforadora DM-45E**

$$B = 3.15 \times d \times \left(\frac{\rho_e}{\rho_r}\right)^{0.33}$$

$$B = 3.15 \times \left(5^{1/8}\right) \times \left(\frac{0.89}{1.80}\right)^{0.33}$$

$$B = 12.7957 \text{ Pulg}$$

$$B = 12.7957 \times 0.3048$$

$$B = 3.90 \approx 4.0 \text{ m.}$$

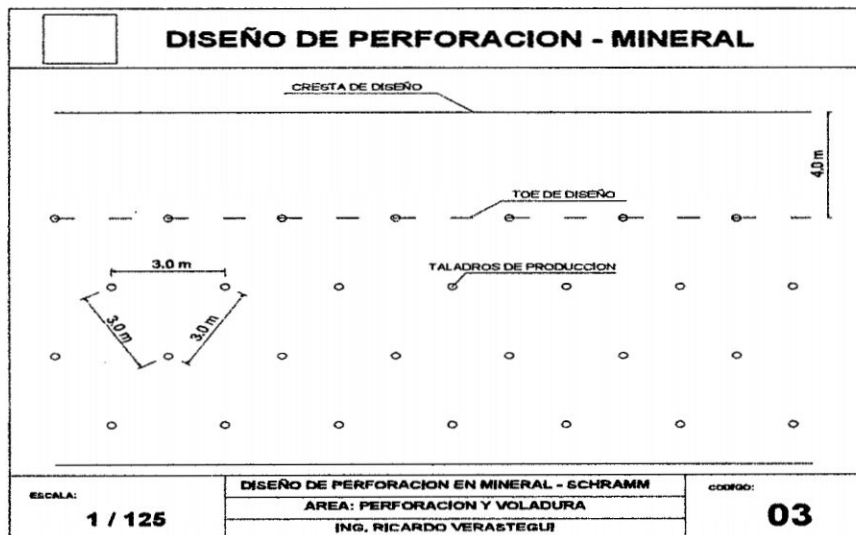
$$B = 4.0 \text{ m}$$

**b. Calculo del Espaciamiento.**

En vista que la malla de perforación es triangular equilátera, el burden y el espaciamiento son iguales.

**3.3.1.4 Diseño de la malla de perforación para mineral y desmonte Para perforadora Schramm T450 ws la DM-45 E**

Figura N° 23: diseño de malla de perforación para perforadora Schramm T450 ws



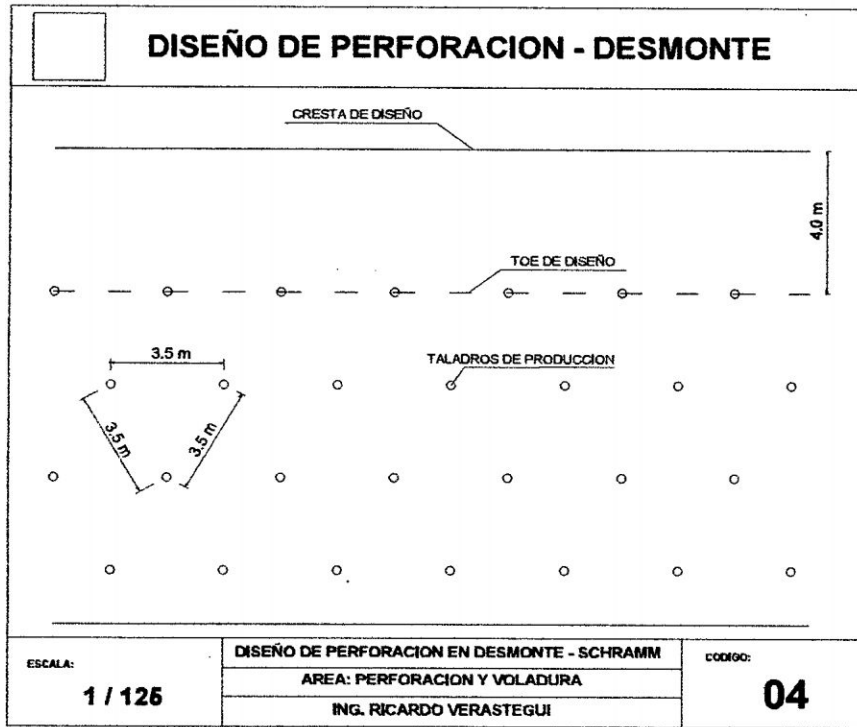
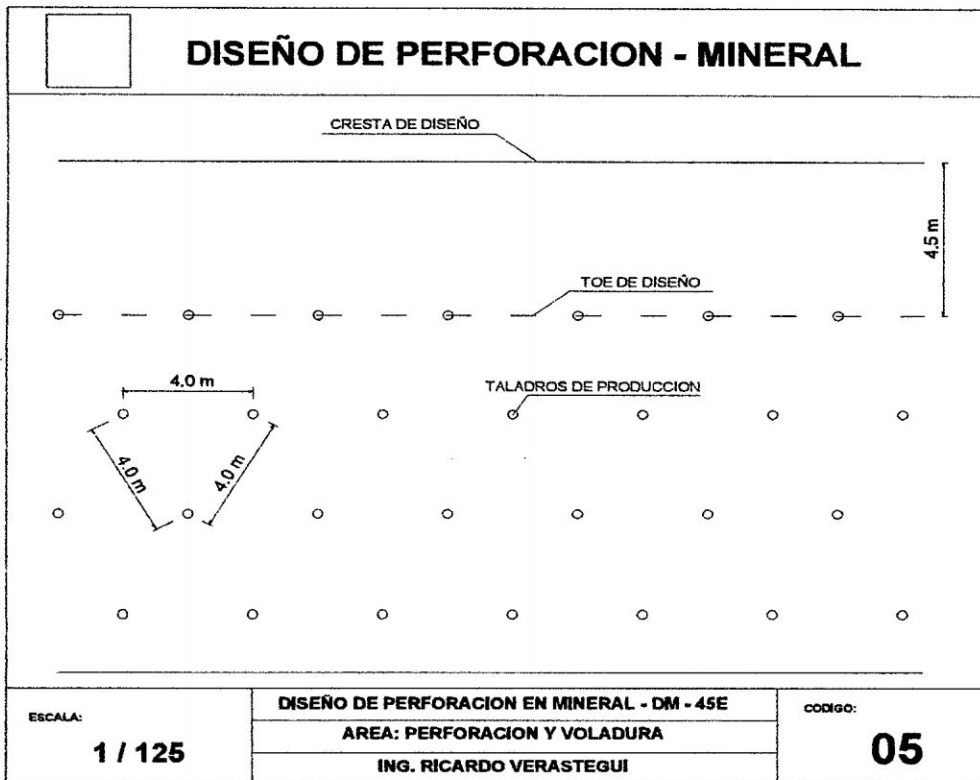
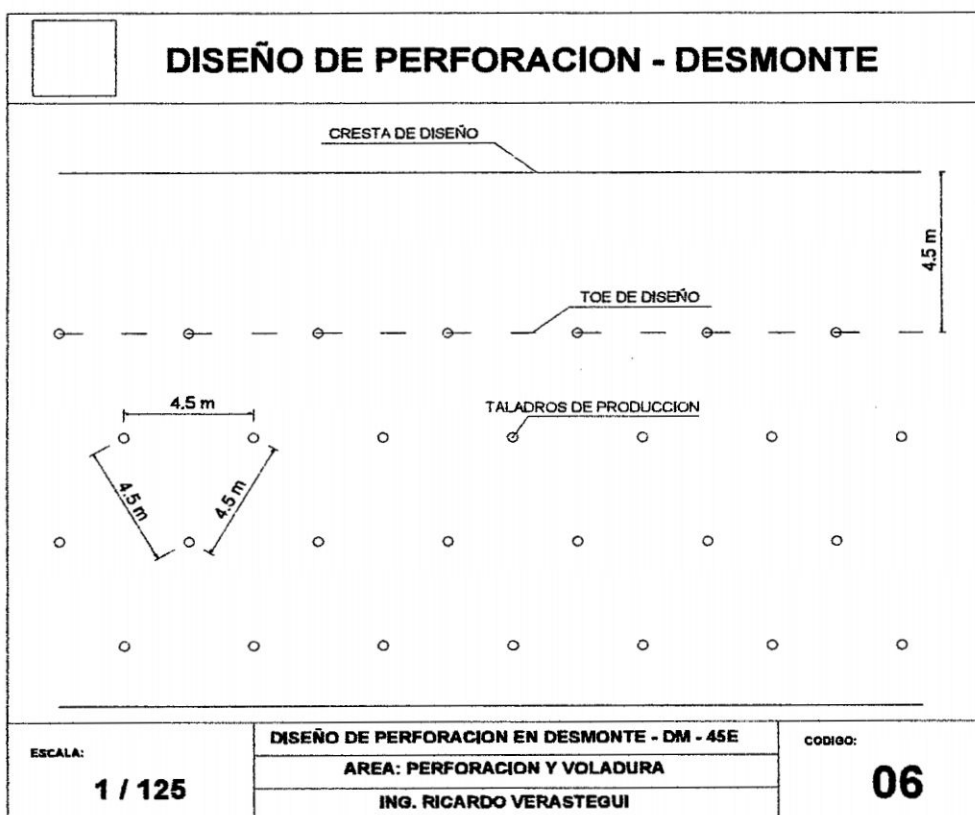


Figura N° 24: diseño de malla de perforación para perforadora DM – 45E





Cuadro N° 09 Parámetros de Perforación

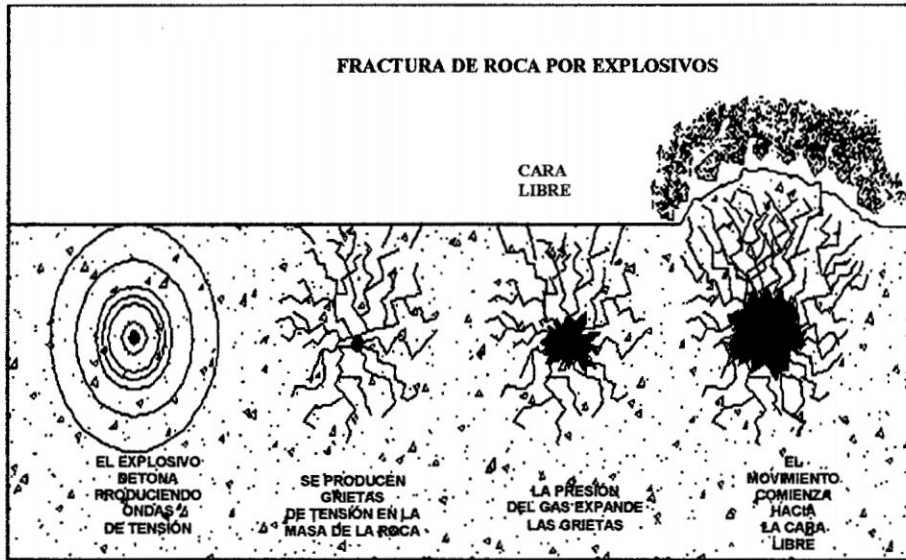
Perforadora	Ø de taladro	Malla (m)	Material
DM45E-3	5 1/8"	4.0 x 4.0 4.5 x 4.5	mineral desmonte
SCHRAMM T450	4 1/2"	3.0 x 3.0 3.5 x 3.5	mineral desmonte

### 3.3.2 Voladura

La voladura se realiza con el fin de fragmentar la roca, en la cual las presiones generadas por los explosivos confinados dentro de los taladros perforados originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos de fragmentación y desplazamiento.

Se sabe que la perforación y voladura tiene una influencia predominante en la secuencia de las operaciones unitarias.

Figura 25. Secuencia de fractura por efectos de voladura



La voladura en el Tajo se efectúa teniendo en cuenta las siguientes limitaciones:

**a. Las Fallas geológicas que se encuentran en el tajo.**

Limita la realización de una voladura mayor ya que de producirse ésta se generaría mayor vibración en el terreno activando las fallas y por ende el desprendimiento del terreno.

**b. Temperatura de los taladros.**

Es necesario tener en cuenta ya que la sensibilidad de los explosivos depende de la temperatura de la roca con la que este en contacto.

Por tales motivos los disparos se hacen taladro a taladro utilizando sistemas de retardo en los mismos taladros combinado con retardos en la superficie (Faneles), el agente explosivo utilizado en la voladura es el Anfo.

**c. Calculo de carga explosiva.**

$$Cl = 0.078539 \times d \times De^2$$

**Donde:**

Cl = Carga lineal (Kg para 1 m)

d = densidad del explosivo (gr/cm<sup>3</sup>)

De = Diámetro de taladro (cm)

**Para perforadora Schramm T450 ws**

$$Cl = 0.078539 \times d \times De^2$$

$$Cl = 0.078539 \times 0.89 \times (4.5")^2$$

$$Cl = 0.078539 \times 0.89 \times (11.43)^2$$

$$Cl = 0.078539 \times 0.89 \times (11.43)^2$$

$$Cl = 9.13 \frac{Kg}{m}$$

Calculo de carga explosiva por taladro

$$Ct = Cl \times Lc$$

Donde:

Ct= Carga de taladro (Kg)

Cl = carga lineal ((Kg/m)

Lc = longitud de carga (m)

$$Ct = Cl \times Lc$$

$$Ct = 9.13 \times 5$$

$$Ct = 45.65 Kg$$

**Para perforadora DM-45E**

$$Cl = 0.078539 \times d \times De^2$$

$$Cl = 0.078539 \times 0.89 \times (5 \frac{1}{8})^2$$

$$Cl = 0.078539 \times 0.89 \times (13.01496)^2$$

$$Cl = 0.078539 \times 0.89 \times (13.01496)^2$$

$$Cl = 12.086 \frac{Kg}{m}$$

Calculo de carga explosiva por taladro

$$Ct = Cl \times Lc$$

Donde:

Ct= Carga de taladro (Kg)

Cl = carga lineal ((Kg/m)

Lc = longitud de carga (m)

$$Ct = Cl \times Lc$$

$$Ct = 12.086 \times 5$$

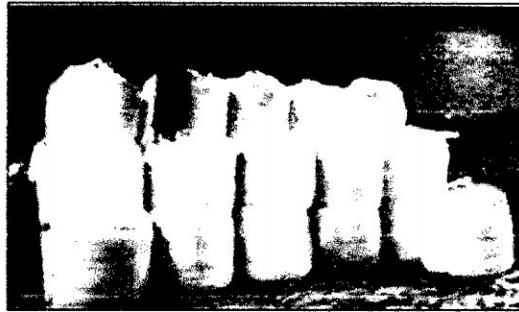
$$Ct = 60.43 \text{ Kg}$$

### 3.3.2.1 Detalle de los explosivos y accesorios de voladura

#### Nitrato de Amonio

En el tajo Capilla se utiliza los explosivos basados en nitrato de amonio (AN). El nitrato de amonio es un ingrediente esencial en la mayoría de los explosivos comerciales, como en las dinamitas, emulsiones, etc.

El nitrato de amonio en la forma química, está compuesto de 60 % de oxígeno, 33 % de nitrógeno, 7 % de hidrógeno en peso.



#### Anfo

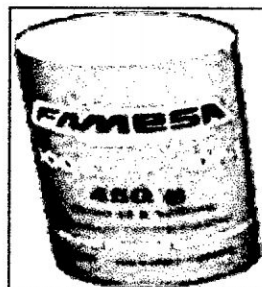
Este agente explosivo es una mezcla entre el nitrato de amonio con petróleo, esta mezcla genera una presión de detonación, combinada con una buena presión de taladro da mayormente como resultado un buen lanzamiento del burden.

El balance de oxígeno adecuado es cuando la mezcla contiene 5.5 % de petróleo y 94.5 % de AN por peso. Cualquier desviación del balance de oxígeno en el ANFO dará como resultado una pérdida de energía en la voladura.

Las mezclas explosivas que contienen menos del 5.5 % de petróleo, pierden mayor energía por la formación de gases nitrosos.

#### Booster

El Booster es un explosivo potente de alta densidad, velocidad y presión de detonación, por lo que la columna explosiva que será activada con éste, maximizará su desarrollo energético, lo cual redundará favorablemente en el resultado de la voladura.



### **Fanel Dual**

El Fanel dual es un sistema de iniciación no eléctrico que fue desarrollado para minería subterránea, superficial y obras civiles. Su principal característica radica en eliminar la necesidad de mantener y almacenar varios tiempos de retardo, lo cual permite al usuario reducir costos.

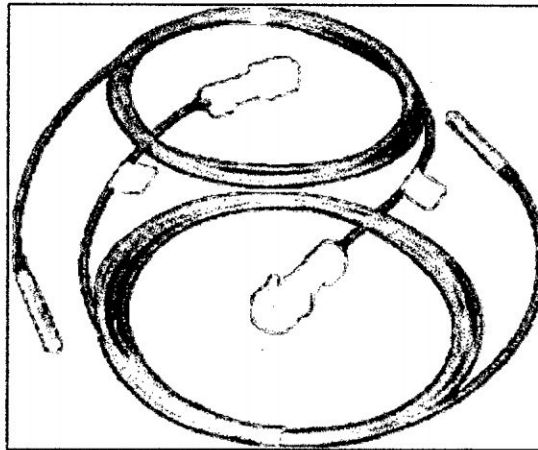
El Fanel dual está compuesto de los siguientes elementos:

- **Fulminante de superficie:** Se encuentra ensamblado en uno de los extremos de la Manguera Fanel, lleva un bloque plástico tipo hongo y posee un elemento de retardo en un Fulminante N° 3.
- **Fulminante de profundidad:** Este se encuentra ensamblado en el otro extremo de la Manguera Fanel y posee un elemento de retardo en un Fulminante N° 12.
- **Manguera Fanel o tubo de choque:** Está fabricada con un material termoplástico de alta resistencia mecánica e interiormente está uniformemente cubierto por una sustancia reactiva que al ser activada conduce una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar al Fulminante.
- **Etiqueta:** Indica el tiempo de retardo en milisegundos, primero se encuentra el tiempo de retardo del Fulminante de profundidad, seguido por el de superficie.
- **Conector plástico tipo "Hongo":** Es un bloque plástico especialmente diseñado para facilitar la conexión y asegurar el

contacto entre la Manguera Fanel y el Fulminante de Superficie.  
Permitiendo ensamblar hasta 6 mangueras.

El Fanel dual se utiliza preferentemente en minería superficial y sus ventajas son:

- Fácil y rápido amarre de la malla de detonación.
- Reducción del costo de los inventarios.
- Bajo nivel de ruido durante su detonación.



#### **Fulminante no eléctrico conector troncal dual**

El Fanel CDT es un sistema de iniciación que se usa para retardar taladros y está compuesto por un fulminante de retardo ensamblado a la manguera Fanel e insertado dentro de un bloque plástico, similar al usado por el Fanel dual, donde se puede alojar hasta seis (6) Mangueras Fanel.

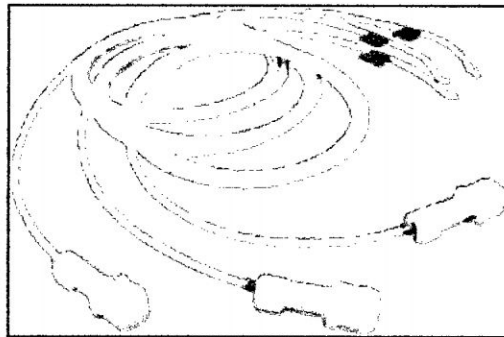
El Fanel CTD está formado por los siguientes componentes:

- **Fulminante de retardo:** Es un Fulminante N° 3 que contiene en su interior un explosivo primario muy sensible, uno secundario de alto poder explosivo y un elemento de retardo de acuerdo a su número. Finalmente, se encuentra ensamblado en uno de los extremos de la manguera Fanel y lleva insertado dentro de un bloque plástico tipo "Hongo".
- **Manguera Fanel o tubo de choque:** Está fabricada con un material termoplástico de alta resistencia mecánica e interiormente

recubierta por una sustancia reactiva que al ser activada conduce una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar al fulminante de retardo. Uno de sus extremos se encuentra sellado por ultrasonido y el otro extremo está ensamblado al fulminante de retardo.

- **Etiqueta:** Se encuentra ubicada en el extremo de la manguera e indica el tiempo de retardo en milisegundos.
- **Conector plástico tipo "Hongo":** Es un bloque plástico especialmente diseñado para facilitar la conexión y asegurar el contacto entre el fulminante de retardo y las mangueras Fanel. Este elemento permite ensamblar varios tubos de choque.

El Fanel CTD es un sistema de iniciación no eléctrico que ha sido desarrollado para ser usado en diversas aplicaciones en voladuras superficiales y subterráneas. El sistema de retardo del Fanel CTD sirve para conectar líneas descendentes y troncales, proporcionando el tiempo de retardo requerido en los disparos.



### 3.3.2.2 Calculo de fragmentación (Método Kuz-ram)

$$\bar{X} = A \times \left( \frac{V_o}{Q_T} \right)^{0.8} \times Q_T^{0.167}$$

Donde:

$\bar{X}$  = tamaño de la fragmentacion (cm)

$V_o$  = Volumen de roca m<sup>3</sup> (BxExH)

$Q_T$  = Kg de exoplosivo por taladro

A = Indice de volabilidad

A = 7 roca media

$A = 10$  roca dura altamente fracturada

$A = 13$  roca dura debilmente fracturada

**Para perforadora Schramm T450 ws**

$$\bar{X} = A x \left( \frac{V_o}{Q_T} \right)^{0.8} x Q_T^{0.167}$$

$$\bar{X} = 7 x \left( \frac{3 x 3 x 6}{9.13 x 5} \right)^{0.8} x (45.65)^{0.167}$$

$$\bar{X} = 7 x \left( \frac{54}{45.65} \right)^{0.8} x (45.65)^{0.167}$$

$$\bar{X} = 15.16 \text{ cm}$$

$$\bar{X} = 6.0 \text{ pulg}$$

**Para perforadora DM-45E**

$$\bar{X} = A x \left( \frac{V_o}{Q_T} \right)^{0.8} x Q_T^{0.167}$$

$$\bar{X} = 7 x \left( \frac{3.5 x 3.5 x 6}{12.09 x 5} \right)^{0.8} x (60.45)^{0.167}$$

$$\bar{X} = 7 x \left( \frac{73.5}{60.45} \right)^{0.8} x (60.45)^{0.167}$$

$$\bar{X} = 16.24 \text{ cm}$$

$$\bar{X} = 6.3 \text{ pulg}$$

**3.3.2.3 Equipo utilizado para el monitoreo de vibraciones**

Uno captador electrodinámico o piezoeléctricos (geófonos), son equipos que amplifica las señales que vienen de los captadores, generalmente acoplado a un sistema de registro que permiten visualizar y tratar los datos para su interpretación, denominados sismógrafos para voladuras.

Para medir la vibración se hace uso del equipo sismógrafo: INSTANTEL DS-077 Minimate de propiedad de la empresa FAMESA.

Figura.26: Sismógrafo instalado para monitoreo de vibraciones.



voladura lo realiza el mismo personal de la Empresa, con asistencia técnica de personal de FAMESA,

El traslado de los explosivos, accesorios y agentes de voladura como el ANFO, se realiza mediante la camioneta designada al área de Voladura. Los disparos, sean primarios o secundarios, se realizan durante la guardia, en un horario establecido de 12:00 M - 01:00 PM.

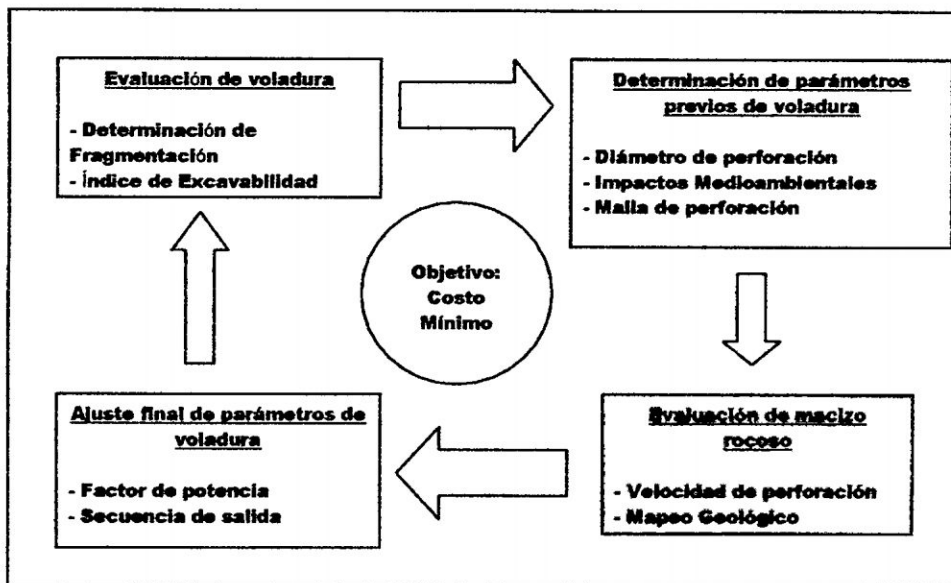
#### **3.3.2.4 Proceso del disparo**

- Primeramente se debe reconocer el tipo de terreno en el que se está trabajando, para poder saber que malla de perforación se va utilizar
- Se mide la profundidad de los taladros con una cinta y se toma nota de los niveles de agua en caso los hubiere, con el fin de saber qué cantidad de explosivos y retacado va entrar en el taladro.
- Se realiza el cálculo de los explosivos tomando en cuenta los datos recogidos después de la perforación, propiedades geomecánicas

de la roca, propiedades termodinámicas del explosivo, geología estructural y litología.

- La mezcla del nitrato de amonio con el petróleo y el carguío de los taladras se realizan de forma convencional (a pulso), con ayuda de palas y sacos.
- Una vez preparada la mezcla del Anfo, se procederá a primar los taladros (booster y Faneles), posteriormente se va agregando la cantidad de Anfo necesario a cada taladro ya primado.
- Para el taqueado se utiliza el detrito de barrenación, de igual modo y con cuidado de no ingresar pequeñas rocas que puedan romper el Fanel.
- Luego se realiza la revisión de la distribución de tiempos, se verifica que todo el personal ajeno al proceso de voladura este en resguardo, al igual que las maquinarias y equipos estén fuera de rango de alcance, y se procede al chispeo.

### 3.3.2.5 Proceso de mejoramiento continuo en voladura empleado en el tajo capilla



### 3.3.3 Carguío

Efectuada la voladura, el personal de topografía en coordinación con Ore Control (Control de calidad), ingresan a señalar las zonas mineralizadas y

las zonas del desmonte; de tal forma que el Geología asigne los polígonos respectivos para proceder con el carguío.

### 3.3.3.1 Equipos empleados para el carguío en el tajo capilla

El carguío se realiza mayormente con excavadoras, salvo en casos excepcionales se realiza el carguío con cargador frontal, este último se utiliza mayormente para el empuje del mineral en el pad de lixiviación.

Como se puede apreciar en el cuadro siguiente, se cuenta con un total de 05 excavadoras y 04 cargadores frontales, de los cuales 03 excavadoras van al tajo capilla (EC360 - 3, EC360 - 4, Doosan 500); y 02 cargadores frontales (L150G-0, L150G-1).

El resto de los equipos se encuentra en los demás tajos de la unidad Patibal.

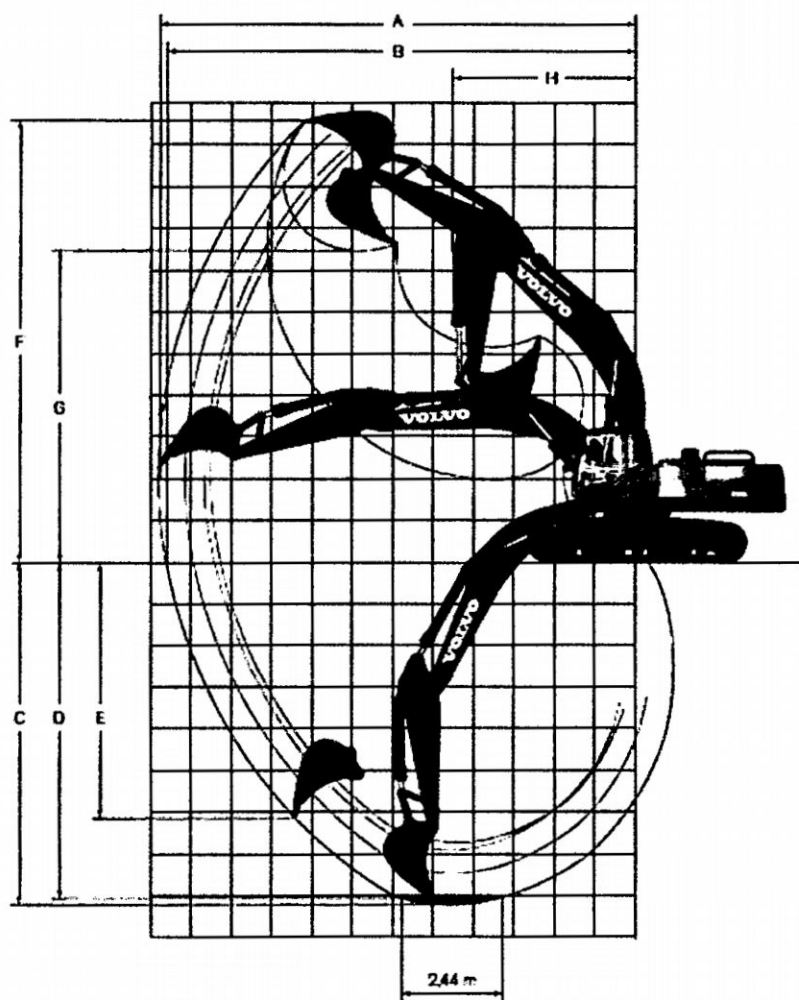
Tabla N°11: Equipos empleados en la Unidad Minera Patibal

TIPO EQUIPO	SERIE	MODELO	MARCA	CAPA (m)
Excavadora	EC360 - 3	Ec-360	VOLVO	2.5
	EC360 - 4	Ec-360	VOLVO	2.5
	DOOSAN - 500	500 - LCV	DOOSAN	3.6
	DO - 02	EC -480	VOLVO	3.5
	CAT-349	EC-349D	CAT	3.2
Cargado Frontal	L150G - 0	L150G	VOLVO	3.5
	L150G - 1	L150G	VOLVO	3.5
	WA - 470	WA - 470	KOMATZU	4.0
	CAT - 966H	966 - H	CAT	4.0

### 3.3.3.2 Especificaciones de los equipos de carguío

Tabla N° 12: Excavadora Volvo - EC360

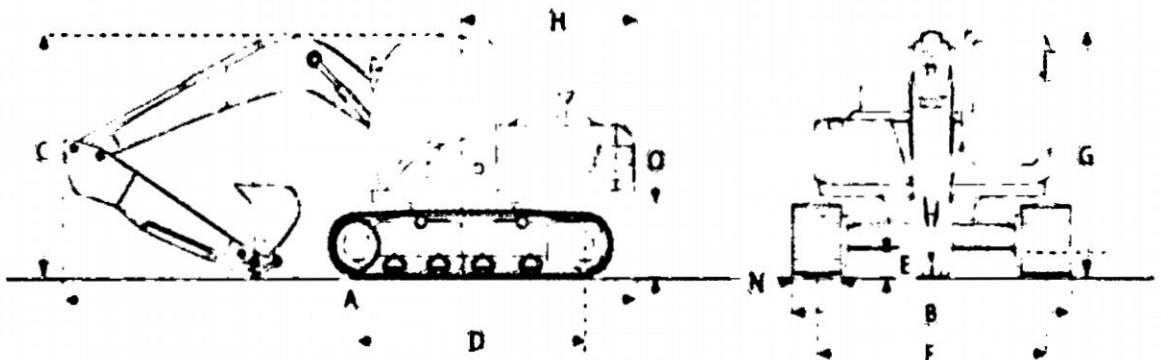
<b>Peso operativo</b>	38,3 t
<b>Fabricante del motor</b>	Volvo
<b>Dimensiones de equipos .largo/ancho/ancho</b>	10.91 x 3.34 x 3.197 m
<b>Energía del motor</b>	184 KW
<b>Capacidad del balde</b>	2.5 m3
<b>Anchura de la zapata</b>	600 mm
<b>Chasis</b>	LC
<b>Pluma</b>	12.1
<b>Revoluciones al máximo torque</b>	1700 min-1
<b>Alcance horizontal</b>	11,2 m
<b>Profundidad de dragado</b>	7,5 m
<b>Fuerza de desgarre</b>	209 kN



Máquina con caso de espejo directo	Unidad	Plano de 6,2 m		Plano de 6,45 m	
		Brazo de 2,6 m	Brazo de 2,6 m	Brazo de 3,2 m	Brazo de 3,9 m
A. Alcance máximo de excavación	mm	10 430	10 550	11 070	11 720
B. Alcance máximo de excavación sobre el suelo	mm	10 210	10 330	10 860	11 520
C. Profundidad máxima de excavación	mm	6 740	6 850	7 450	8 150
D. Profundidad máxima de excavación (nivel de 2,44 m)	mm	6 560	6 640	7 270	8 000
E. Profundidad máxima de excavación en pared vertical	mm	4 970	5 350	5 790	6 410
F. Altura de corte máxima	mm	10 070	10 170	10 340	10 600
G. Altura máxima de descarga	mm	6 820	7 090	7 290	7 560
H. Radio máximo de giro frontal	mm	4 120	4 320	4 280	4 310

Tabla N° 13: Excavadora Doosan 500CLV

Selected Dimensions		
<b>Brazo Opción</b>	<b>Boom/Stick Option (MEX) 2 -</b>	
A. LONGITUD DE EMBARQUE DE LA UNIDAD	37.4 ft in	11390 mm
C. ALTURA DE EMBARQUE DE LA UNIDAD	13.9 ft in	4250 mm
I. ALTURA MÁXIMA DE CORTE	31.3 ft in	9540 mm
J. ALTURA MÁXIMA DE LA CARGA	21.9 ft in	6680 mm
K. ALCANCE MÁXIMO SOBRE EL SUELO	34.2 ft in	10430 mm
L. MÁXIMA PROFUNDIDAD VERTICAL DE EXCAVACIÓN LATERAL	3.6 ft in	1090 mm
M. PROFUNDIDAD MÁXIMA DE LA EXCAVACIÓN	22.2 ft in	6780 mm
<b>Dimensiones</b>		
B. ANCHURA DE LA PARTE EXTERIOR DE LAS ZAPATAS	12.8 ft in	3900 mm
D. LONGITUD DE LA ZAPATA EN TIERRA	14.7 ft in	4470 mm
E. DESPEJE DESDE EL SUELO	2.5 ft in	760 mm
G. ALTURA HASTA LA PARTE SUPERIOR DE LA CABINA	11 ft in	3350 mm
H. RADIO DEL OSCILACIÓN DE LA COLA	12 ft in	3665 mm
O. DESPEJE DEL CONTRAPESO	4 ft in	1220 mm
<b>Tren de rodamiento</b>		
F. DISTANCIA ENTRE LOS EXTREMOS DE LA ZAPATA	10.8 ft in	3300 mm
N. TAMAÑO DE LA ZAPATA	23.6 in	600 mm



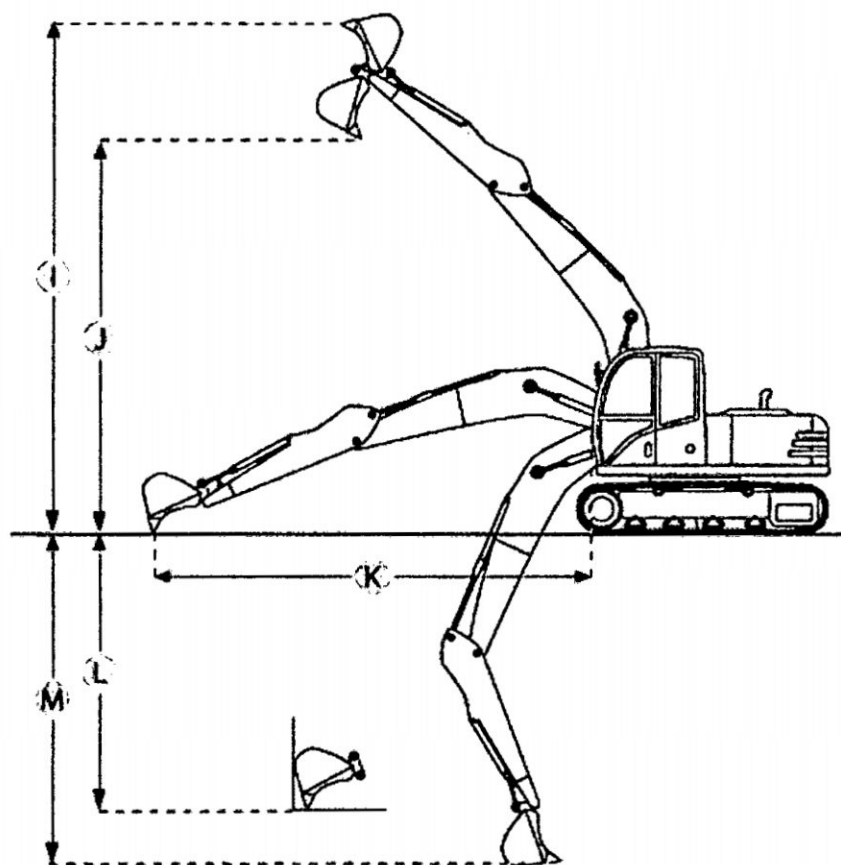


Tabla N° 14: Cargador Frontal Volvo L150G

<i>Volvo L 150 G - Fichas técnicas</i>	
<b>Peso de trabajo</b>	23,4 t
<b>Fabr. del motor</b>	Volvo
<b>Neum. estándar</b>	26.5-R25
<b>Rendim. motor</b>	209 KW
<b>ancho pala</b>	3,0 m
<b>Capacidad pala</b>	3.5 m <sup>3</sup>
<b>Tipo de dirección</b>	KL
<b>dimensiones l x a x x</b>	8.67 x 2.95 x 3.58 m
<b>Revoluciones</b>	12,13 l
<b>Velocidad</b>	1400 min <sup>-1</sup>
<b>Velocidad</b>	40 km/h
<b>Altura de vertido máx.</b>	2,97 m
<b>Radio de viraje</b>	7,3 m
<b>Potencia elevac.</b>	176,2 kN

Figura N° 27: Partes principales de un cargador frontal

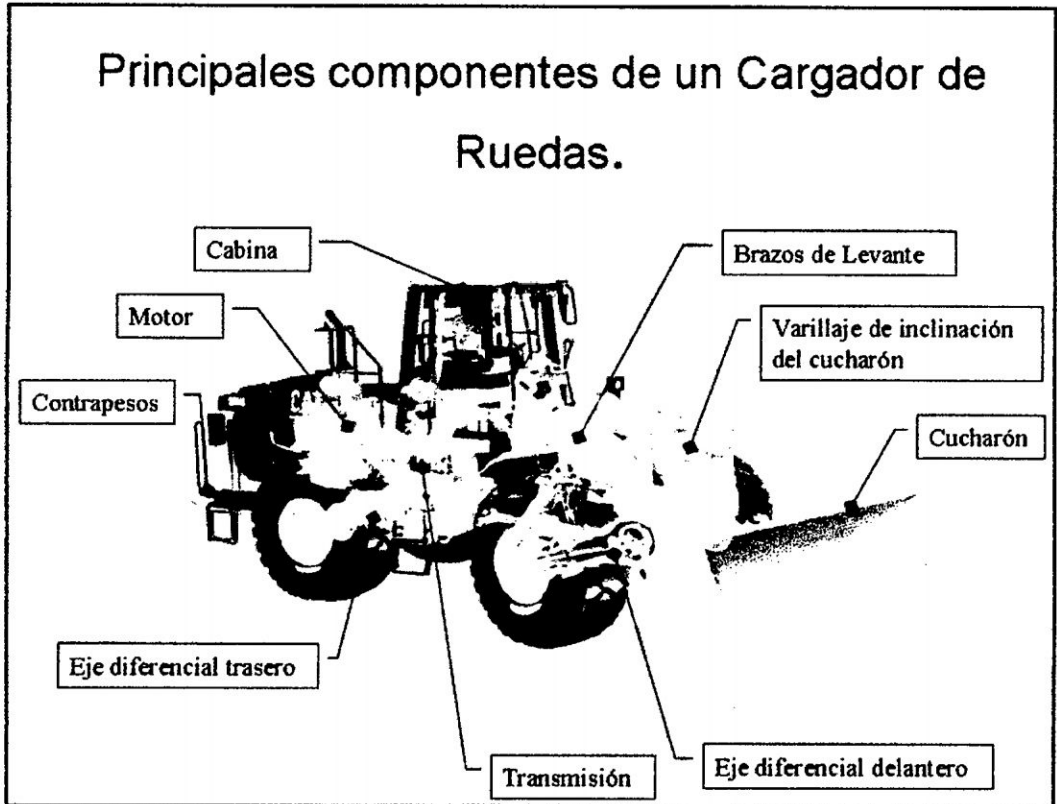
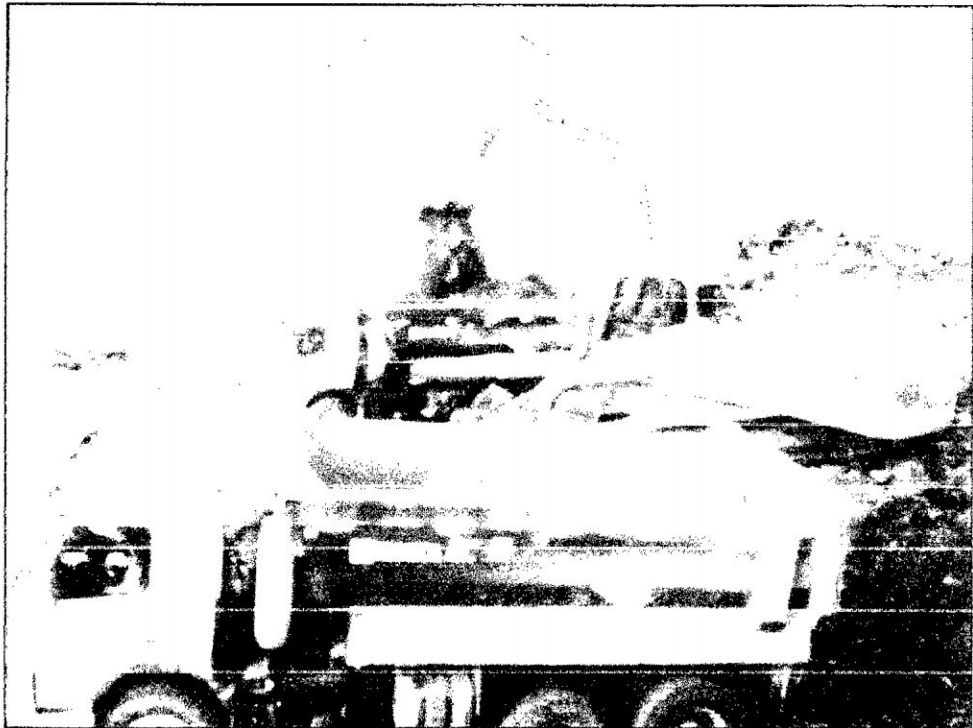


Figura N° 28: Carguío de la excavadora Doosan 500 LCV al Volquete FMX – 83 de 15 m3 de capacidad.



Figura N° 29: Carguío de la excavadora Volvo EC-480 al Volquete FMX – 82 de 15 m3 de capacidad.



Las Excavadoras son en realidad el equipo principal de carguío, ya que son de menor costo y además con mayores rendimientos; los cargadores frontales son usados primordialmente cuando las excavadoras ingresan a un mantenimiento preventivo y/o correctivo, en frentes generalmente de desmonte ya que los polígonos de mineral son pequeños y poder evitar la dilución del mineral.

#### **3.3.4 Acarreo**

El acarreo se realiza por medio de volquetes, estos se encargaran de transportar el material hasta los puntos de acopio como son el pad de lixiviación en el caso de mineral y a los botaderos en caso de desmonte.

Es muy importante la gradiente de los rampas, para una buen rendimiento de estos equipos es recomendable solamente 10% a 12 %.

En la unidad minera Patibal se cuenta con 23 volquetes FMX con capacidad de 15 m3 (capacidad nominal de 22 Tn).

### 3.3.4.1 Características de volquete para acarreo

**Unidad:** volquetes FM 6 x 4 15 m<sup>3</sup> de 440hp

**Marca:** volvo

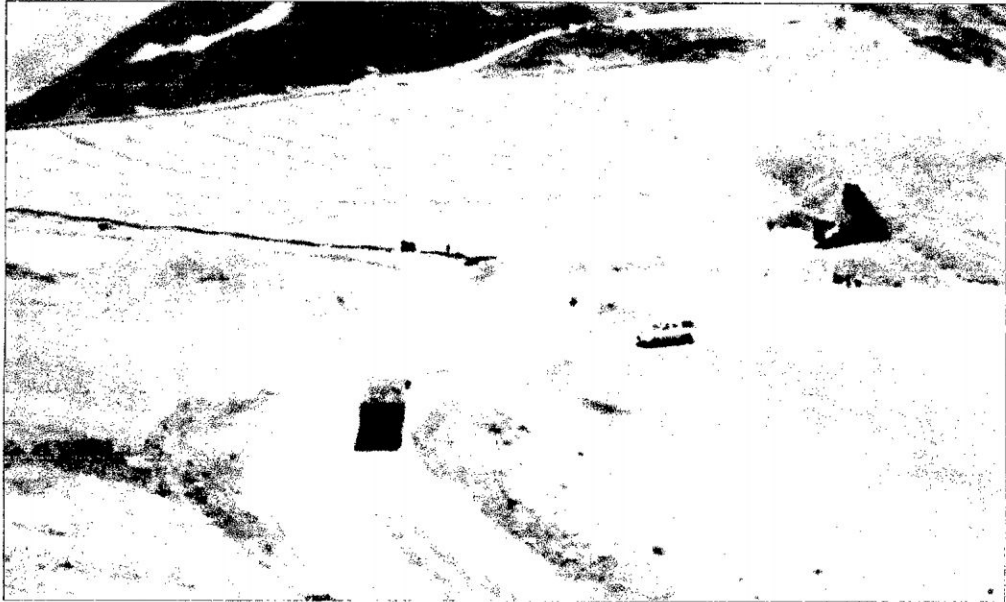
**Modelo:** FM 6 x 4 15 m<sup>3</sup>

**Motor:** Diesel, ciclo de 4 tiempos, turboalimentado con intercooler de 06 cilindros en línea, tapa de válvulas de una sola pieza, 4 válvulas por cilindro, árbol de levas a la cabeza refrigerado por agua, con separador de agua en el sistema de combustible, compresor de aire, sistema de combustible de inyección electrónica, unidades de inyección dispuestas verticalmente en el centro de los cilindros, con potencia de 440HP, según norma SAE J 1349 y/o ISO 1585 con un torque de 2,200Nm, con un consumo específico de combustible máximo de 191gr/Km/Hr, con cilindrada de 12,800cc.

#### **Características:**

- ✓ Freno de motor a las válvulas Volvo Engine Brake (VEB)
- ✓ Control electrónico de las funciones del motor EMS, con avanzadas funciones de diagnóstico y localización de averías.
- ✓ Inyección electrónica con inyectores bomba verticales.
- ✓ Potencia máxima 440 HP @ 1400 – 1800 rpm
- ✓ Según norma SAE J 1349 y/o ISO 1585
- ✓ Torque máximo 2200 Nm @ 1050 – 1400 rpm
- ✓ Régimen económico 1050 – 1600 rpm
- ✓ Cilindrada 12.8 Ltr
- ✓ Diámetro de cilindros 131 mm
- ✓ Carrera 158 mm
- ✓ Relación de compresión 18.1 : 1
- ✓ Volumen de aceite 33 L
- ✓ Volumen de refrigerante 38 L

Figura N° 30: Volquete acarreando mineral al pad de lixiviación - Capilla



### 3.3.4.2 Recorrido de los volquetes

La distancia de recorrido es muy importante para realizar una optimización en el acarreo y transporte, los planes operativos son:

Figura N° 31 Distancia recorrida al del tajo capilla al pad capilla (mineral)

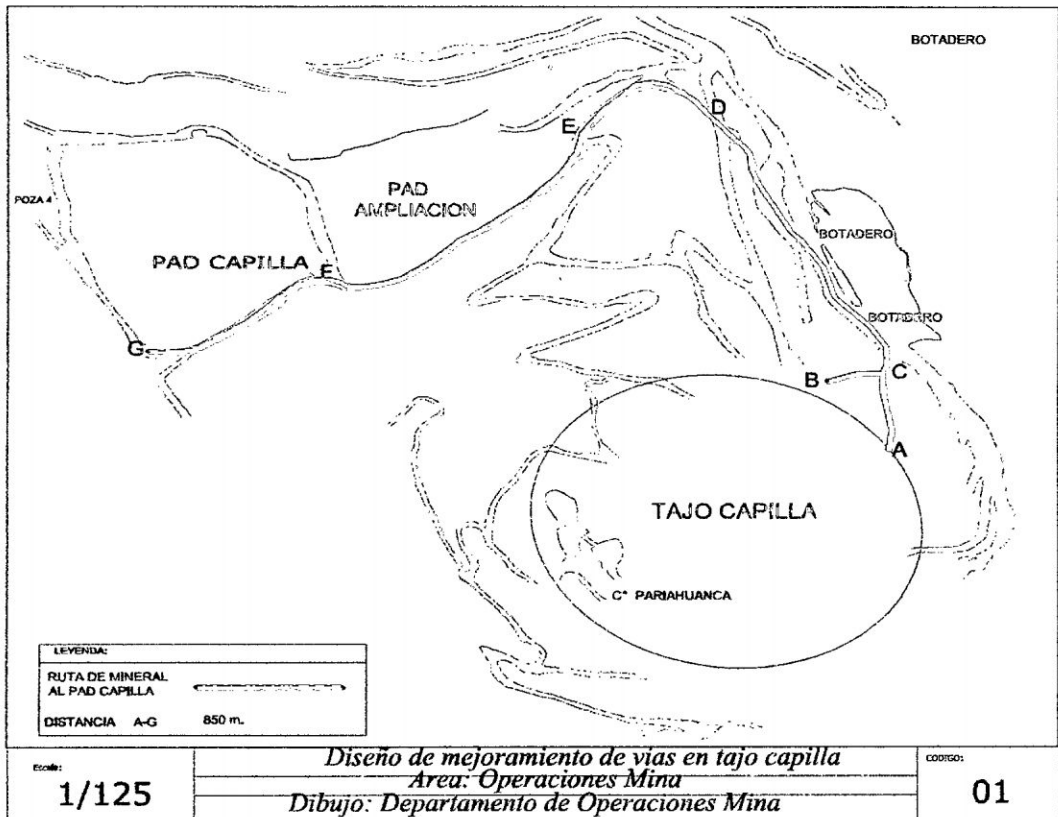


Tabla N° 15: Distancia que hay de los puntos de mineral al pad capilla

Plan Operativo	Tramo	Pad Capilla
Mineral	A - C - D - E - F - G	920.94 m
	B - C - D - E - F - G	905.84 m

Figura N° 32: Distancias recorridas hacia el Botadero Nv. 3342

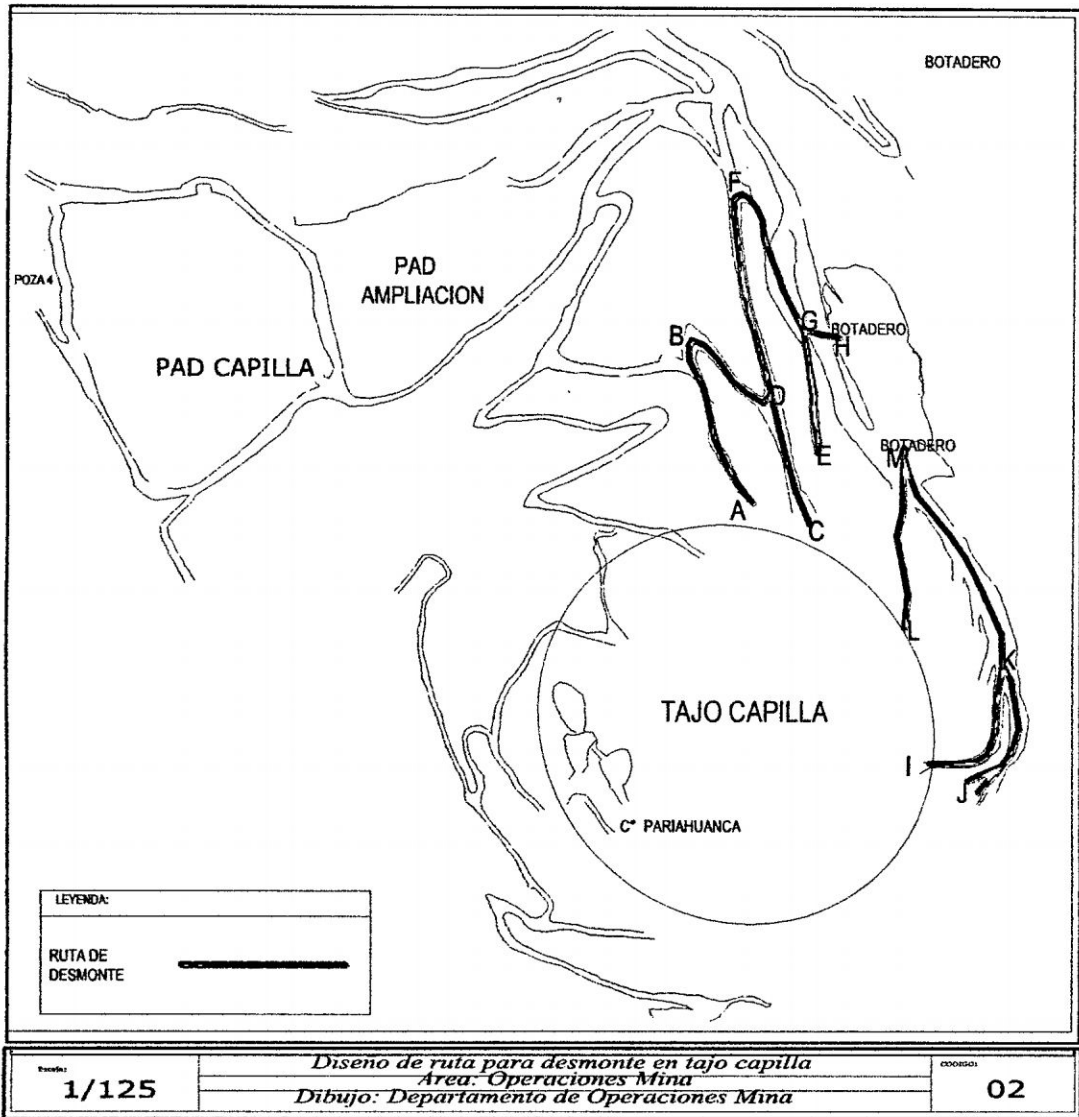


Tabla N° 16: Distancia que hay de los puntos de desmonte al botadero

Plan Operativo	Tramo	Botadero Nv. 3342
Desmonte	A - B - D - F - G - H	589.95 m
	C - D - F - G - H	460.17 m
	E - G - H	138.32 m
	L - M	106.17 m

	I – K – M	331.60 m
	J – K – M	324.62 m

Las distancias varían según el avance del proyecto como se muestra en los cuadros.

### 3.4 Diseño de botaderos.

#### 3.4.1 Estabilidad Física

Los criterios utilizados en el diseño se basan en la aplicación de metodologías de análisis y diseño, para obras de ingeniería geotécnica. Las pruebas y ensayos para la obtención de la información de sitio y de los materiales existentes cumplen procedimientos estandarizados internacionalmente. Los criterios de diseño se basan en la aplicación de modelos, procedimientos de análisis y diseño que son actualizados permanentemente a la luz de los resultados obtenidos en proyectos similares.

En los análisis de estabilidad de taludes se considera un valor mínimo de Factor de Seguridad FS. de 1.5 en la condición estática, sin sismo. Para la condición pseudo-estática se considera un coeficiente sísmico equivalente a  $\frac{1}{2}$  de la aceleración sísmica de diseño. El período de exposición sísmica es de 500 años. El valor del Factor de Seguridad mínimo para la condición Pseudo-estático es de FS.=1.0.

Los criterios de estabilidad mencionados, aseguran un adecuado comportamiento de los taludes desde el punto de vista de la resistencia de los suelos y materiales involucrados, así como el nivel de deformación de los taludes ante un evento sísmico, condiciones recomendables para el extenso período de exposición sísmica. Deformaciones no controladas pueden poner en riesgo los elementos de cobertura, encapsulamiento o revegetación.

Los análisis de estabilidad asumen superficies de falla tipo circular, planar o fallas del tipo bloque. Se utiliza los métodos de equilibrio límite de Bishop Simplificado y de Janbu. Para la realización de los análisis de estabilidad se utiliza el programa de cómputo STABL versión 5.0 de la Universidad de Purdue, EE.UU y el programa MAC.ST.A.R.S 2000-Rel 2.1 de Maccaferri Stability Analisis of Reinforced Soils

Los análisis de estabilidad consideran el comportamiento drenado mediante el uso de los parámetros de resistencia efectivos de suelos, materiales granulares y drenantes, que conforman los botaderos de desmontes.

La evaluación con MAC.ST.A.R.S 2000-Rel 2.1 incluye estabilidad interna, estabilidad global, análisis de deslizamiento, verificación de estabilidad de muro y cálculo de asentamientos.

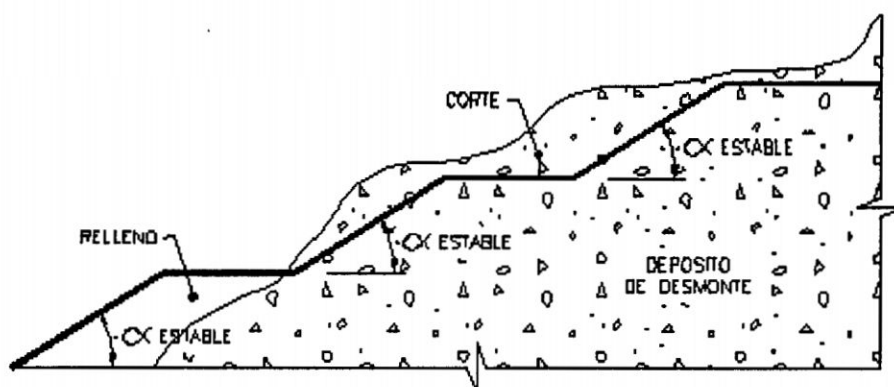
Si el botadero de desmonte es físicamente estable, siguiendo los criterios anteriores, entonces solo se hará trabajos de perfilado para poder colocar una cobertura adecuada, y si las condiciones lo permiten se revegetará.

Si el botadero de desmonte no es físicamente estable se proponen tres métodos de cierre:

### 3.4.2 Método de Banquetas

Es un método en el que se usa el mismo material del botadero de desmonte, material de corte como relleno; se llega a estabilizar físicamente, pues se quita la sobrecarga que genera un gran volumen de masa en la parte superior. Para poder usar el método del banqueteo, muchas veces se necesita tener una topografía de pendiente baja en la parte del pie de talud. Éste es el método más económico, pero a veces no se puede utilizar por las condiciones del entorno.

Figura N° 33: diseño de botadero mina Patibal tajo capilla



## CAPITULO IV

### OPTIMIZACIÓN DEL CARGUÍO Y ACARREO

#### 4.1 Marco teórico

##### a. Análisis.

Cuando se habla de análisis, se hace mención a nivel cuantitativo y cualitativo de determinados componentes de un proceso.

La distinción entre análisis cualitativo y análisis cuantitativo refiere al tipo de datos con los que se trabajan. Mientras que el análisis cuantitativo busca conocer cantidades, el análisis cualitativo se centra en características que no pueden cuantificarse.

##### b. Optimización.

La Optimización busca adaptar los mejores métodos o técnicas para que realicen las tareas de la forma más eficiente posible. Es decir, lograr el mejor rendimiento posible en las etapas de miniado. La optimización puede realizarse en diversos ámbitos, pero siempre con el mismo objetivo que es mejorar el funcionamiento de las etapas de minado.

##### c. Eficiencia.

Es la capacidad de disponer de alguien o algo con el fin de lograr un objetivo, empleando los mejores medios posibles y mínimos recursos para lograr dicho objetivo.

**d. Eficacia.**

Es la capacidad de lograr el efecto que se desea o se espera, sin que priven para ello los recursos o los medios empleados.

**e. Rendimiento.**

El rendimiento, está asociado al trabajo realizado por las maquinarias, se sabe que obtener un buen rendimiento supone obtener buenos resultados con poco trabajo.

**f. Labores de Desarrollo.**

Se entiende como labores de desarrollo, a todo el conjunto de labores que permiten, preparar y dividir el yacimiento mineral, para su explotación (vías de acceso, preparación, explotación y serv. Auxiliares)

**g. Botadero de desmonte.**

Es la Acumulación de material estéril de granulometría heterogénea en la ladera de una montaña rocosa. El desmonte heterogéneo conteniendo padrones, rocas y material fino, al ser vaciado por los camiones en la pendiente del botadero, se segrega por gravedad reteniendo los finos en la cresta o borde y los más gruesos se deslizan al pié de talud del botadero.

**h. Pads de lixiviación.**

Es el lugar donde se deposita el mineral que va a ser tratado para la obtención del metal valioso, deberá estar dotada de una base impermeable de geomembrana doble con tubo de control, diseñada en forma aislada del suelo original del terreno que lo sustenta. De esta manera el mineral dispuesto en la pila o pad podrá ser bañado con la solución cianurada para la extracción del oro.

**i. *Densidad in situ (de banco).***- La masa (peso) por unidad de volumen de material. Entre más denso el material, más peso existe por igual unidad de volumen la densidad del material minado varía mucho.

**j. *Esponjamiento (Densidad suelta).***- El esponjamiento resulta de la baja densidad del material minado (suelto). El esponjamiento es siempre menor a la densidad in situ. El esponjamiento depende del material y del tamaño (qué tan roto está).

- k. **Sobrecarga y ángulo de reposo.-** La propiedad del material suelto que se relaciona con su cohesión, se define como el ángulo natural de apilamiento que se da cuando se carga los volquetes, también es el ángulo de pendiente de botaderos y pilas (*stockpile*).
- l. **Distribución de tamaño y fluidez.-** Raramente se carga el equipo a su capacidad nominal. El factor de llenado necesita ser definido para cada trabajo y para cada material.

## 4.2 Variables que determinan de flota de carguío y acarreo

### 4.2.1 Factores principales

- **Factores relacionados con material minado.-** Densidad, fragmentación, ángulo de reposo y carga (*surcharge*).
- **Factores relacionados con equipos.-** Tipo, tamaño, velocidad, frenado, carga útil y máxima, controles, otros
- **Factores relacionados con la gente, con la ingeniería y con la supervisión**

### 4.2.2 Factor de Eficiencia de trabajo

#### a. Condiciones de Trabajo Favorables.

- ✓ *En excavado y transporte de material.-* Suelo fértil, Mezcla de tierra y arcilla con baja humedad, Carbón compacto, Tierra compactada (no roca).
- ✓ *Área de carga (cortar o borrow pita).-* No restringida en largo ni ancho, Lisa (natural o mantenida por motoniveladora), carga en pendiente hacia abajo (Para *scrapers*).
- ✓ *La resistencia total a rodar es bajo el 4%.*
- ✓ *Supervisión constante en las áreas de carga y descarga*

#### b. Condiciones de trabajo desfavorables.

- ✓ *En excavado y transporte de material.-* Arcilla densa o húmeda, Arena suelta seca esparcida, Grava gruesa (sin grava fina), Caliche or unripped shale, Frecuentes piedras y peñascos grandes.

- ✓ Área de carga (cortar o *borrow pita*).- Restringida en largo o ancho, Húmeda, resbalosa y/o suave (no mantenida), carga en pendiente hacia arriba o el lado (Para *scrapers* - *raspadores*).
- ✓ La resistencia total a rodar es sobre el 7%.
- ✓ No hay supervisión en las áreas de carga y descarga.
- ✓ Estado de vía en tiempo de lluvia.

#### 4.2.3 Producción actual de tajo capilla

Cabe recalcar que en el mes de Agosto se cumplió con el programa de producción mensual básicamente por el incremento de la disponibilidad mecánica de los equipos tanto de perforación, carguío con algunas deficiencias en cuanto a equipos de remoción, empuje y número de volquetes que son muy importantes para mejorar nuestra producción en cuanto a tonelaje y también poder realizar el desbroce oportuno. Así mismo con algunas mejoras en lo referente a vías de tránsito, carguío y acarreo, cabe señalar que nuestra operación se realizó únicamente en el tajo la capilla en el mes de agosto con una ley de mineral ponderado de 0.338gr Au/TM y 15.256 gr Ag/TM.

Tabla N° 17: Cuadro de producción del mes de Julio 2012

PRODUCCION MINERAL / DESMONTE		RATIO STRIPPING	UNIDAD	MINADO	PATIBAL CAPILLA	TOTAL
PRODUCCION DE MINERAL		PAD	TMS	Acarreo	164,368	164,368
PRODUCCION DE DESMONTE		BOTADEROS	TMS	Acarreo	345,694	345,694
PRODUCCION DE RIPIOS 01		PAD	TMS	Acarreo	181,484	181,484
PRODUCCION DE RIPIOS 02		PAD	TMS	Acarreo	0.00	0
TOTAL ACARREO AGOSTO 2012		D / M			2.10	691,546
PATIBAL CAPILLA	Stripping	0.00	TMS	Acarreo	345,694	346,944
	100 % AL BOTADERO		TMS	Tractor	1,250	
RATIO STRIPPING OPERACIONAL Agosto - 2,012		0.00	TMS	Total desmonte a botadero		346,944
MOVIMIENTO DE TIERRA TOTAL DE TAJOS AGOSTO 2,012			TMS	acarreo	510,062	691,546
			TMS	tractor	1,250	1,250
						692,796

Produccion de Mineral a Pads	MODULOS	TMS	acarreo	164,368	Ley Acumulado Agosto - 12
Produccion Desmonte	BOTADEROS	TMS	acarreo	345,694	Ley ( grs Au / tn) 0.338
Produccion Desmonte	BOTADEROS	TMS	tractor	1,250	Ley ( grs Ag / tn) 15.256

Tabla N° 18: Cuadro de producción acumulativo hasta agosto 2012

PRODUCCION DE MINERAL - WASTE - RATIO STRIPPING 2012 (ACUMULADO)

PRODUCCION MINERAL			CAPILLA		RESULTADOS	
AÑO 2012	MINERAL TMS	PATIBAL CAPILLA	RATIO STRIPPING		TOTAL TMS BOTADERO	TOTAL TMS MOVIMIENTO DE TIERRA MINERAL DESMONTE acarreo / tractor
			2.12			
			Tractor TMS	al botadero por acarreo		
ENE	146,476	146,476.0	4,820.00	305,118.00	310,246.00	456,722.00
FEB.	132,066	132,066.0	17,500.00	305,118.00	322,618.00	460,866.00
MAR.	130,570	130,570.0	3,588.78	446,314.000	449,902.78	580,472.78
ABRIL	96,382.0	96,382.0	33,800.00	527,120.00	585,624.00	682,006.00
MAYO	70,950.0	0.0	7,500.00	583,506.00	618,352.00	770,636.00
JUNIO	113,850.0	113,850.0	17,250.00	328,372.00	345,622.00	595,938.00
JULIO	184,602.0	184,602.0	16,250.00	331,166.00	347,416.00	701,880.00
AGOS	184,368.0	184,368.0	1,250.00	345,694	346,944.00	692,796.00
SEPT.						
OCT.						
NOV.						
DIC.						
<b>TOTAL</b>	<b>1,039,264</b>	<b>968,314.0</b>	<b>101,758.8</b>	<b>3,172,408.0</b>	<b>3,326,724.8</b>	<b>4,941,316.8</b>

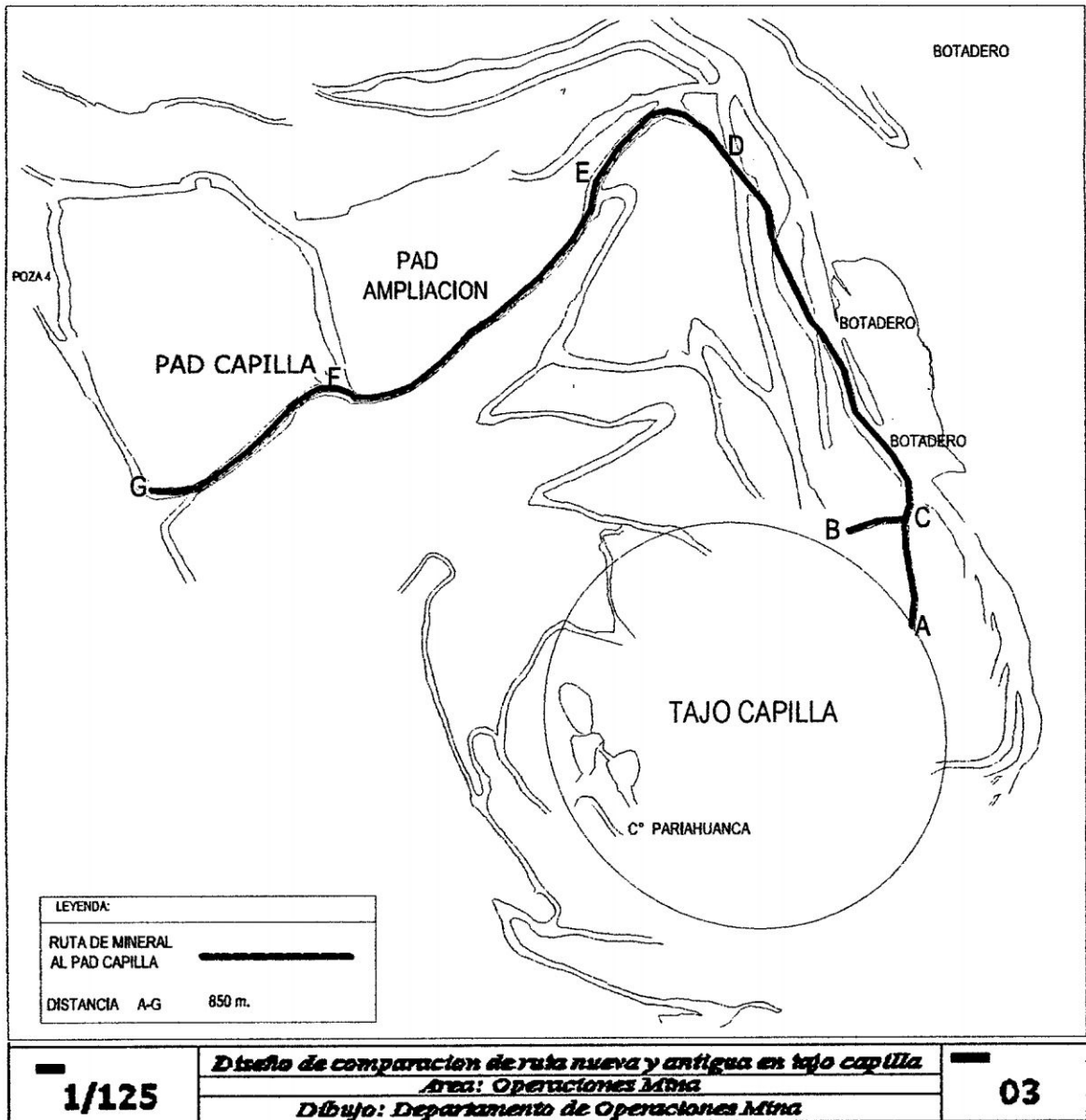
Como se puede apreciar en la tabla de producción acumulativo, desde el mes de enero hasta junio no se logro cumplir con el programa de producción (160,000 toneladas), sin embargo en los meses de Julio y agosto si se llevo a la meta programada.

#### 4.2.4 Análisis técnico económico del carguío y acarreo

##### 4.2.4.1 Análisis en carguío y acarreo de Mineral del tajo capilla al pad capilla sin realizar mejoras.

La distancia de acarreo de mineral desde el tajo capilla que es el centro de operaciones al pad capilla se detalla en el siguiente cuadro.

**Figura N° 34 Distancia del tajo capilla al pad capilla.**



**Cuadro N° 19: Distancia del tajo capilla al pad capilla.**

Plan Operativo	Tramo	Pad Capilla
Mineral	A - C - D - E - F - G	920.94 m
	B - C - D - E - F - G	905.84

**Análisis del acarreo de mineral del banco 3360 al pad capilla sin hacer mejoras**

REPORTE DE ACARREO UNIDAD PATIBAL																	
	Tajo		Capilla		Equipo carguío: Excavadora Ec 360 - 04								Fecha		12/08/12		
	Banco		3360		Controlador: Esteban Velásquez								Ciclo		16 min		
	Turno		Noche		Jefe de Guardia : Ing. Amao Yucra								Destino		Pad capilla		
Nº	Ctta. SM		Ctta. DO		Ctta. SM		Ctta. DO		Ctta. SA		Ctta. SM		Ctta. DO		Ctta. SA		
	Nº : 63		Nº : 83		Nº : 62		Nº : 80		Nº : 33		Nº : 60		Nº : 81		Nº : 31		
01	07:05	M	07:08	M	07:10	M	07:12	M	07:15	M	07:17	M	07:20	M	07:22	M	M
02	07:24	M	07:26	M	07:29		07:31		07:33		07:36		07:38		07:41		
03	07:43	M	07:45	m	07:48		07:51		07:53		07:55		07:58		08:01		
04	08:03		08:05		08:07		08:09		08:12		08:14		08:17		08:19		
05	08:21		08:24		08:26		08:28		08:31		08:33		08:35		08:37		
06	08:40		08:42		08:45		08:47		08:50		08:53		08:55		08:57		
07	09:00		09:03		09:07		09:10		09:13		09:16		09:20		09:22		
08	09:24		09:26		09:28		09:31		09:33		09:36		09:38		09:40		
09	09:41		09:44		09:46		09:49		09:52		09:54		09:57		09:59		
10	10:01		10:03		10:06		10:08		10:10		10:12		10:15		10:17		
11	10:19		10:21		10:23		10:25		10:28		10:31		10:34		10:36		
12	10:39		10:41		10:44		10:46		10:48		10:50		10:52		10:55		
13	10:58		11:01		11:04		11:06		11:09		11:12		11:14		11:16		
14	11:18		11:21		11:23		11:25		11:28		11:30		11:32		11:34		
15	11:37		11:39		11:42		11:44		11:47		11:49		11:51		11:53		
16	11:55		11:57		12:00		12:02		12:04		12:06		12:09		12:11		
17	12:13		12:15		12:17		12:20		12:23		12:25		12:28		12:30		
18	12:33		12:36		12:39		12:41		12:44		12:46		12:48		12:50		
19	12:52		12:54		12:56		12:58		01:01		01:03		01:05		01:07		
20	01:10		01:12		01:15		01:17		01:19		01:20		01:22		01:25		
21	01:28		01:30		01:32		01:35		01:37		01:40		01:42		01:44		
22	01:46		01:48		01:51		01:53		01:55		01:57		01:59		02:01		
23	03:04		03:06		03:08		03:10		03:12		03:15		03:17		03:19		
24	03:21		03:24		03:26		03:28		03:30		03:32		03:34		03:37		
25	03:40		03:42		03:45		03:47		03:49		03:51		03:52		03:55		
26	03:57		03:59		04:02		04:04		04:07		04:09		04:11		04:13		
27	04:15		04:18		04:20		04:22		04:25		04:27		04:29		04:31		
28	04:33		04:35		04:38		04:40		04:43		04:45		04:47		04:49		
29	04:51		04:53		04:56		04:58		05:01		05:03		05:06		05:08		
30	05:11		05:13		05:15		05:18		05:20		05:22		05:24		05:26		
31	05:28		05:30		05:31		05:34		05:37		05:40		05:42		05:46		
32	05:49		05:51		05:54		05:57		05:59		06:01		06:03		06:05		
33	06:07		06:10		06:12		06:14		06:16		06:18		06:21		06:23		
34	06:25		06:27		06:30		06:32		06:34		06:36		06:39		06:41		
35																	
36																	
37																	
38																	
39																	
40																	
41																	
42																	
43																	
44																	
45																	
46																	
47																	
48																	
49																	
50																	

Observaciones: Se hizo mantenimiento de vías con cargador L150G-1, se requiere motoniveladora para mantenimiento

REPORTE DE TRABAJO DE EQUIPOS				
Tajo	Capilla	Equipo : Excavadora Ec 360 - 04	Fecha	12/08/12
Banco	3360	Controlador: Esteban Velasquez		
Turno	Noche	Jefe de Guardia : Ing. Amao Yucra	Destino	Pad capilla
Nº	DESCRIPCIÓN	ÁREA	INICIO	TERMINO
01	Cambio de guardia	----	07:00	07:05
02	Carguío de mineral Bco. 3360	Mina	07:05	02:01
03	Rancho	----	02:00	03:00
04	Carguío de mineral Bco. 3360	Mina	03:00	06:45
05	Cambio de guardia	----	06:45	07:00
06				
07				
08				
09				
10				
11				
12				
13				
14				
15				
16				
17				
18				
19				
20				

Observaciones: Los volquetes demoran mucho en volver, las vías en mal estado (encalaminadas),

REPORTE DE TRABAJO DE EQUIPOS				
Tajo	Capilla	Equipo : Cargador Frontal L150G-1	Fecha	12/08/12
Banco	3342	Controlador: Raúl Marcos		
Turno	Noche	Jefe de Guardia : Ing. Amao Yucra	Destino	Pad capilla
Nº	DESCRIPCIÓN	ÁREA	INICIO	TERMINO
01	Cambio de guardia	----	07:00	07:08
02	Empuje de desmonte botadero Nv. 3342	Mina	07:10	09:08
03	Arreglo de la vía mineral	Mina	09:08	09:28
04	Empuje de desmonte botadero Nv. 3342	Mina	09:30	10:20
05	Arreglo de la vía Desmonte	Mina	10:25	10:45
06	Empuje de desmonte botadero Nv. 3342	Mina	10:50	12:20
07	Arreglo de la vía mineral	Mina	12:25	12:45
08	Empuje de desmonte botadero Nv. 3342	Mina	12:50	01:45
09	Arreglo de la vía desmonte	Mina	01:50	02:10
10	Rancho	----	02:10	03:10
11	Empuje de desmonte botadero Nv. 3342	Mina	03:20	05:15
12	Arreglo de la vía mineral	Mina	05:20	05:45
13	Empuje de desmonte botadero Nv. 3342	Mina	05:50	06:45
14	Cambio de guardia	----	06:45	07:00
15	<b>Nota:</b>			
16	Riego de vía desmonte: 02:20.00 horas			
17	Riego de vía mineral: : 02:55.00 horas			
18	Horas arreglo vía desmonte : 00:40.00 horas			
19	Horas arreglo vía mineral : 01:05.00 horas			
20	Horas Empuje de desmonte: 08:05.00 horas			

Observaciones: Se brindo mantenimiento con cargador las vías de mineral al pad capilla y vías de desmonte al botadero Nv. 3342

**Análisis del tiempo total de acarreo (T. carguío + T. ida + T. descarga + T. regreso).**

Del reporte de acarreo se tiene los siguientes datos

1	07:06	00:19	07:08	00:18	07:10	00:19	07:12	00:19	07:15	00:18	07:17	00:19	07:20	00:18	07:22	00:19
2	07:24	00:19	07:26	00:19	07:29	00:19	07:31	00:20	07:33	00:20	07:36	00:19	07:38	00:20	07:41	00:20
3	07:43	00:20	07:45	00:20	07:48	00:19	07:51	00:18	07:53	00:19	07:56	00:19	07:58	00:19	08:01	00:18
4	08:03	00:18	08:05	00:19	08:07	00:19	08:09	00:19	08:12	00:19	08:14	00:19	08:17	00:18	08:19	00:18
5	08:21	00:19	08:24	00:18	08:26	00:19	08:28	00:19	08:31	00:19	08:33	00:20	08:35	00:20	08:37	00:20
6	08:40	00:20	08:42	00:21	08:46	00:22	08:47	00:23	08:50	00:23	08:53	00:23	08:56	00:25	08:57	00:25
7	08:00	00:24	08:03	00:23	08:07	00:21	08:10	00:21	08:13	00:20	08:16	00:20	08:20	00:18	08:22	00:18
8	08:24	00:17	08:26	00:18	08:28	00:18	08:31	00:18	08:33	00:19	08:36	00:18	08:38	00:19	08:40	00:19
9	08:41	00:20	08:44	00:19	08:46	00:20	08:49	00:19	08:52	00:18	08:54	00:18	08:57	00:18	08:59	00:18
10	10:01	00:18	10:03	00:18	10:06	00:17	10:08	00:17	10:10	00:18	10:12	00:19	10:15	00:19	10:17	00:19
11	10:19	00:20	10:21	00:20	10:23	00:21	10:25	00:21	10:28	00:20	10:31	00:19	10:34	00:18	10:36	00:19
12	10:39	00:19	10:41	00:20	10:44	00:20	10:46	00:20	10:48	00:21	10:50	00:22	10:52	00:22	10:55	00:21
13	10:50	00:20	11:01	00:20	11:04	00:19	11:06	00:19	11:09	00:19	11:12	00:18	11:14	00:18	11:16	00:18
14	11:18	00:19	11:21	00:18	11:23	00:19	11:25	00:19	11:28	00:19	11:30	00:19	11:32	00:19	11:34	00:19
15	11:37	00:18	11:39	00:18	11:42	00:18	11:44	00:18	11:47	00:17	11:49	00:17	11:51	00:18	11:53	00:18
16	11:55	00:18	11:57	00:18	12:00	00:17	12:02	00:18	12:04	00:19	12:06	00:19	12:09	00:19	12:11	00:19
17	12:13	00:20	12:15	00:21	12:17	00:22	12:20	00:21	12:23	00:21	12:26	00:21	12:28	00:20	12:30	00:20
18	12:33	00:19	12:36	00:18	12:39	00:17	12:41	00:17	12:44	00:17	12:46	00:17	12:48	00:17	12:50	00:17
19	12:52	00:18	12:54	00:18	12:56	00:19	12:59	00:19	01:01	00:18	01:03	00:17	01:06	00:17	01:07	00:18
20	01:10	00:18	01:12	00:18	01:15	00:17	01:17	00:18	01:19	00:18	01:20	00:20	01:22	00:20	01:26	00:19
21	01:28	00:18	01:30	00:18	01:32	00:19	01:36	00:18	01:37	00:18	01:40	00:17	01:42	00:17	01:44	00:17
22	01:46	01:18	01:48	01:18	01:51	01:17	01:53	01:17	01:56	01:17	01:57	01:18	01:59	01:18	02:01	01:18
23	03:04	00:17	03:06	00:18	03:08	00:18	03:10	00:18	03:12	00:18	03:16	00:17	03:17	00:17	03:19	00:18
24	03:21	00:19	03:24	00:18	03:26	00:19	03:28	00:19	03:30	00:19	03:32	00:19	03:34	00:18	03:37	00:18
25	03:40	00:17	03:42	00:17	03:46	00:17	03:47	00:17	03:49	00:18	03:51	00:18	03:52	00:19	03:55	00:18
26	03:57	00:18	03:59	00:19	04:02	00:18	04:04	00:18	04:07	00:18	04:09	00:18	04:11	00:18	04:13	00:18
27	04:15	00:18	04:18	00:17	04:20	00:18	04:22	00:18	04:25	00:18	04:27	00:18	04:29	00:18	04:31	00:18
28	04:33	00:18	04:36	00:18	04:38	00:18	04:40	00:18	04:43	00:18	04:46	00:18	04:47	00:19	04:49	00:19
29	04:51	00:20	04:53	00:20	04:56	00:19	04:58	00:20	05:01	00:19	05:03	00:19	05:06	00:18	05:08	00:18
30	05:11	00:17	05:13	00:17	05:15	00:16	05:18	00:16	05:20	00:17	05:22	00:18	05:24	00:18	05:26	00:20
31	05:28	00:21	05:30	00:21	05:31	00:23	05:34	00:23	05:37	00:22	05:40	00:21	05:42	00:21	05:46	00:19
32	05:49	00:18	05:51	00:19	05:54	00:18	05:57	00:17	05:59	00:17	06:01	00:17	06:03	00:18	06:05	00:18
33	06:07	00:18	06:10	00:17	06:12	00:18	06:14	00:18	06:16	00:18	06:18	00:18	06:21	00:18	06:23	00:18
34	06:25		06:27		06:30		06:32		06:34		06:36		06:39		06:41	

Como se puede apreciar el tiempo promedio del ciclo total (CT) de acarreo es de 20 minutos.

**Cálculo de horas trabajadas de la excavadora EC 360 – 4**

Del reporte de trabajo de equipos se puede obtener las horas trabajadas.

Descripción	Equipo	Hora inicio	Hora Final	H. Total
Carguío de mineral Bco. 3360	EC 360 – 04	07:05 p.m.	02:01 a.m.	06 : 46
Carguío de mineral Bco. 3360	EC 360 – 04	03:00 a.m.	06:45 a.m.	03 : 45
Total de horas trabajadas en la guardia				10 : 31

Como se observa, las horas de carguío fueron 10:31 horas  
 Por tanto el ciclo de carguío es:

**Calculando el ciclo de carguío real:**

$$C_{carguio} = 60 / \left( \frac{\text{Numero de viajes}}{\text{Horas trabajadas}} \right)$$

$$C_{carguio} = 60 / \left( \frac{(8 \times 34) \text{ viajes}}{10.5 \text{ horas}} \right)$$

$$C_{carguio} = 60 / \left( \frac{(272 \text{ viajes})}{10.5 \text{ horas}} \right)$$

$$C_{carguio} = 60 / (25.90)$$

$$C_{carguio} = 2.316 \text{ min}$$

$$C_{carguio} = 2.32 \text{ min}$$

**Calculando el ciclo de carguío optimo**

$$C_{carguio \text{ optimo}} = N^{\circ} \text{ de pases} \times \text{Tiempo de cada pase}$$

$$N^{\circ} \text{ de pases} = \frac{\text{Cap. de volquete}}{\text{Cap Cucharon}}$$

$$N^{\circ} \text{ de pases} = \frac{15 \text{ m}^3}{2.5 \text{ m}^3}$$

$$N^{\circ} \text{ de pases} = 6 \text{ pases}$$

Entonces:

$$C_{carguio \text{ optimo}} = 6 \times 21 \text{ seg.}$$

$$C_{carguio \text{ optimo}} = 126 \text{ seg.}$$

$$C_{carguio \text{ optimo}} = 2.1 \text{ min}$$

**Calculando la eficiencia del carguío:**

Se tiene:

$$Eff = \frac{C_{carguio \text{ optimo}}}{C_{carguio}} \times 100$$

$$Eff = \frac{2.1 \text{ min}}{2.32 \text{ min}} \times 100$$

$$Eff = 90.5 \%$$

Luego se obtiene una eficiencia de 90.5% la cuales buena.

### Calculando el costo de carguío:

Se tiene:

$$C_{carguio} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

$$C_{carguio} = 10.31 \text{ horas} \times 93.0 \text{ \$/Hr}$$

$$C_{carguio} = 958.83 \text{ dolares}$$

Calculando el costo de carguío por tonelada de desmonte

$$C_{Tn \text{ de Mineral}} = \frac{\text{costo de carguio de Mineral}}{\text{produc. diaria de Mineral}}$$

Por tanto:

$$C_{Tn \text{ de mineral}} = \frac{958.83 \$}{(8 \times 34 \times 22 \text{ tn})}$$

$$C_{Tn \text{ de mineral}} = \frac{958.83 \$}{(8 \times 34 \times 22 \text{ tn})}$$

$$C_{Tn \text{ de mineral}} = \frac{958.83 \$}{5,984 \text{ tn}}$$

$$C_{Tn \text{ de mineral}} = 0.160 \text{ \$/Tn}$$

### Calculando el ciclo de acarreo

El ciclo de acarreo comprende la sumatoria de los tiempos de ida + tiempo de descarga + tiempo de retorno.

En este caso el ciclo de acarreo la obtendremos de la diferencia del ciclo total (CT) de acarreo menos el ciclo de carguío.

$$C_{acarreo} = CT - C_{carguio}$$

$$C_{acarreo} = 20 \text{ min} - 2.32 \text{ min}$$

$$C_{\text{acarreo}} = 17.68 \text{ min}$$

### Calculando el ciclo de acarreo optimo

$$C_{\text{acarreo optimo}} = T_{\text{ida}} + T_{\text{descarga}} + T_{\text{retorno}}$$

### Calculando tiempo de ida

$$T_{\text{ida}} = \frac{\text{distancia de ida (km)}}{\text{Velocidad de ida } \left(\frac{\text{Km}}{\text{h}}\right)} \times 60$$

$$T_{\text{ida}} = \frac{0.921 \text{ km}}{7 \text{ Km/h}} \times 60 \text{ min}$$

$$T_{\text{ida}} = 7.89 \text{ min}$$

### Calculando tiempo de retorno

$$T_{\text{retorno}} = \frac{\text{distancia de retorno (km)}}{\text{Velocidad de retorno } \left(\frac{\text{Km}}{\text{h}}\right)} \times 60$$

$$T_{\text{ida}} = \frac{0.921 \text{ km}}{10 \text{ Km/h}} \times 60 \text{ min}$$

$$T_{\text{ida}} = 5.53 \text{ min}$$

### Calculando tiempo de descarga

El tiempo de descarga se toma entre 1.0 a 1.5 min

$$T_{\text{descarga}} = 1.5 \text{ min}$$

Entonces:

$$C_{\text{acarreo optimo}} = T_{\text{ida}} + T_{\text{descarga}} + T_{\text{retorno}}$$

$$C_{\text{acarreo optimo}} = 7.89 + 1.5 + 5.53$$

$$C_{\text{acarreo optimo}} = 14.92 \approx 15 \text{ min}$$

$$C_{\text{acarreo optimo}} = 15 \text{ min}$$

### Calculando la eficiencia del acarreo:

Se tiene:

$$Eff = \frac{C_{\text{acarreo optimo}}}{C_{\text{acarreo}}} \times 100$$

$$Eff = \frac{15 \text{ min}}{17.68 \text{ min}} \times 100$$

$$Eff = 84.84 \%$$

Luego se obtiene una eficiencia de 84.84 % la cual se puede considerar como de bajo rendimiento, cuando lo aceptable seria un 90 %.

### Calculando Costo de acarreo para mineral

Se tiene:

$$C_{\text{acarreo}} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

Calculando las horas trabajadas para un volquete:

$$H_{\text{trabajadas}} = \text{Numero de viajes} \times \text{ciclo acarreo real}$$

$$H_{\text{trabajadas}} = 34 \text{ viajes} \times 17.68 \text{ min/viaje}$$

$$H_{\text{trabajadas}} = 601.12 \text{ min}$$

$$H_{\text{trabajadas}} = 10 \text{ horas } 011 \text{ minuto}$$

Entonces se tiene:

$$C_{\text{acarreo unitario}} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

$$C_{\text{acarreo unitario}} = 10.02 \text{ Horas trabajadas} \times 44 \text{ \$/Hr}$$

$$C_{\text{carguio unitario}} = 440.88 \text{ dolares/volquete}$$

Por tanto se tiene para toda la flota de acarreo:

$$C_{Flota\ acarreo} = \text{Numero de volquetes} \times C_{acarreo\ unitario}$$

$$C_{Flota\ acarreo} = 8 \text{ volquetes} \times 440.88 \text{ dolares/volquete}$$

$$C_{Flota\ acarreo} = 8 \times 440.88$$

$$C_{Flota\ acarreo} = 3,527.04 \text{ dolares}$$

Calculando el costo de acarreo por tonelada de mineral

$$C_{Tn\ de\ mineral} = \frac{\text{costo de acarreo de mineral}}{\text{produc. diaria de mineral}}$$

Por tanto:

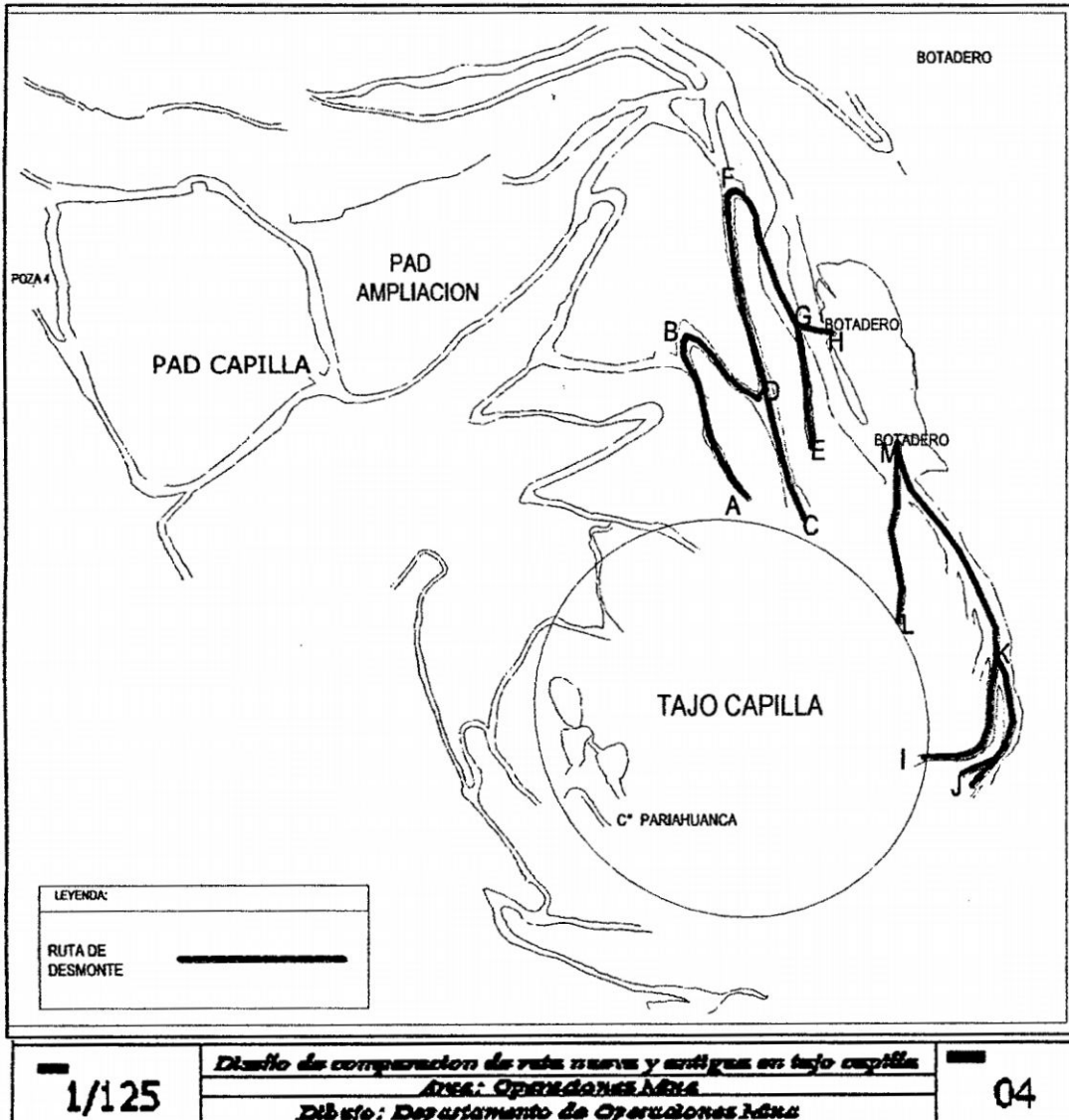
$$C_{Tn\ de\ mineral} = \frac{3,527.88 \$}{5,984 Tn}$$

$$C_{acarreo\ Tn\ de\ mineral} = 0.589 \$/Tn$$

**4.2.4.2 Análisis en carguío y acarreo de Desmonte del tajo capilla en el Nv. 3402 al Botadero Nv. 3342 sin realizar mejoras.**

La distancia de acarreo de mineral del tajo capilla que es el centro de operaciones hasta el Botadero Nv. 3342 se detalla en el siguiente cuadro.

**Figura N°35: Distancia de acarreo de desmonte sin realizar mejoras**



1/125

*Diseño de comparación de ruta nueva y antigua en tajo capilla*  
*Área: Operaciones Mina*  
*Diseño: Departamento de Operaciones Mina*

04

**Cuadro N° 20: Distancia del tajo capilla al Botadero Nv. 3342**

Plan operativo	Tramo	Distancia
DESMONTE	A-B-D-F-G-H	589.95 m.
	C-D-F-G-H	460.17 m
	E-G-H	138.32 m.
	L-M	157.48 m.
	I-K-M	331.60 m.
	J-K-M	324.62 .

**Análisis del acarreo de desmonte del Nv. 3402 al botadero Nv. 3342 sin hacer mejoras.**

REPORTE DE ACARREO UNIDAD PATIBAL														
	Tajo	Capilla	Equipo carguío: Excavadora Doosan 500										Fecha	12/08/12
	Banco	3402	Controlador: Augusto Velásquez										Ciclo	12 min
	Turno	Noche	Jefe de Guardia : Ing. Amao Yucra										Destino	Bot. Nv 3342
Nº	Ctta. SM Nº : 61	Ctta. DO Nº : 82	Ctta. SM Nº : 30	Ctta. DO Nº : 64	Ctta. SA Nº : 84	Ctta. SM Nº : 32	Ctta. SM Nº : 65							
01	07:04	D	07:06	D	07:08	D	07:10	D	07:11	D	07:13	D	07:15	D
02	07:17	D	07:19	D	07:21	D	07:22	D	07:24	D	07:26	D	07:27	D
03	07:29		07:31		07:32		07:34		07:36		07:38		07:39	
04	07:41		07:42		07:44		07:46		07:47		07:49		07:51	
05	07:52		07:54		07:56		07:58		07:59		08:01		08:03	
06	08:05		08:06		08:06		08:09		08:11		08:13		08:14	
07	08:16		08:18		08:19		08:21		08:23		08:24		08:26	
08	08:27		08:29		08:30		08:32		08:34		08:35		08:37	
09	08:39		08:41		08:42		08:44		08:46		08:48		08:49	
10	08:51		08:53		08:54		08:56		08:57		08:59		09:00	
11	09:02		09:03		09:05		09:07		09:08		09:10		09:12	
12	09:13		09:15		09:17		09:18		09:20		09:21		09:22	
13	09:24		09:25		09:26		09:28		09:29		09:31		09:33	
14	09:36		09:38		09:40		09:41		09:43		09:45		09:46	
15	09:48		09:50		09:51		09:53		09:55		09:56		09:58	
16	09:59		10:01		10:02		10:04		10:06		10:07		10:09	
17	10:11		10:13		10:14		10:16		10:17		10:19		10:21	
18	10:24		10:26		10:28		10:29		10:31		10:32		10:35	
19	10:37		10:39		10:40		10:42		10:43		10:45		10:47	
20	10:48		10:50		10:51		10:53		10:55		10:57		10:59	
21	11:01		11:02		11:04		11:05		11:07		11:08		11:10	
22	11:12		11:13		11:15		11:17		11:19		11:21		11:23	
23	11:25		11:26		11:28		11:30		11:31		11:33		11:35	
24	11:37		11:39		11:40		11:42		11:44		11:45		11:46	
25	11:48		11:49		11:51		11:53		11:54		11:56		11:58	
26	11:57		11:59		12:00		12:02		12:03		12:05		12:07	
27	12:09		12:10		12:12		12:13		12:15		12:17		12:18	
28	12:20		12:22		12:24		12:25		12:27		12:29		12:31	
29	12:32		12:34		12:35		12:37		12:39		12:40		12:42	
30	12:43		12:45		12:46		12:48		12:50		12:51		12:53	
31	12:54		12:56		12:57		12:59		01:01		01:03		01:04	
32	01:05		01:07		01:08		01:10		01:12		01:15		01:17	
33	01:08		01:10		01:12		01:14		01:15		01:17		01:20	
34	01:22		01:21		01:23		01:25		01:26		01:28		01:29	
35	01:31		01:34		01:36		01:37		01:39		01:41		01:43	
36	01:45		01:46		01:48		01:50		01:51		01:53		01:52	
37	01:53		01:53		01:55		01:56		01:58		01:59		02:01	
38	03:05		03:06		03:08		03:10		03:11		03:13		03:14	
39	03:16		03:17		03:18		03:20		03:22		03:24		03:26	
40	03:28		03:29		03:31		03:32		03:34		03:36		03:38	
41	03:42		03:43		03:45		03:47		03:49		03:50		03:52	
42	03:54		03:55		03:57		03:59		04:01		04:02		04:04	
43	04:06		04:07		04:09		04:10		04:12		04:14		04:15	
44	04:17		04:19		04:21		04:23		04:25		04:27		05:28	
45	04:30		04:31		04:33		04:35		04:37		04:38		04:40	
46	04:41		04:43		04:45		04:47		04:48		04:50		04:52	
47	04:54		04:55		04:57		04:59		05:01		05:03		05:05	
48	05:07		05:08		05:10		05:12		05:13		05:15		05:17	
49	05:19		05:21		05:23		05:24		05:26		05:28		05:29	
50	05:31		05:33		05:34		05:46		05:38		05:40		05:41	

Observaciones: Se hizo mantenimiento de vías con cargador L150G-1, se requiere motoniveladora para mantenimiento

**REPORTE DE ACARREO UNIDAD PATIBAL**

Tajo		Capilla	Equipo cargulo: Excavadora Doosan 500					Fecha	12/08/12
Banco		3402	Controlador: Augusto Velásquez					Ciclo	12 min
Turno		Noche	Jefe de Guardia : Ing. Amao Yucra					Destino	Bot. Nv 3342
N°	Ctta. SM	Ctta. DO	Ctta. SM	Ctta. DO	Ctta. SA	Ctta. SM	Ctta. SM		
	N° : 61	N° : 82	N° : 30	N° : 64	N° : 84	N° : 32	N° : 61		
01	05:43	05:44	05:46	05:48	05:49	05:50	05:52		
02	05:54	05:55	05:57	05:58	06:00	06:02	06:03		
03	06:05	06:07	06:08	06:10	06:12	06:13	06:15		
04	06:17	06:19	06:20	06:22	06:24	06:25	06:27		
05	06:29	06:30	06:32	06:34	06:35	06:37	06:39		
06									
07									
08									
09									
10									
11									
12									
13									
14									
15									
16									
17									
18									
19									
20									
21									
22									
23									
24									
25									
26									
27									
28									
29									
30									
31									
32									
33									
34									
35									
36									
37									
38									
39									
40									
41									
42									
43									
44									
45									
46									
47									
48									
49									
50									

Observaciones: Se hizo mantenimiento de vías con cargador L150G-1, se requiere motoniveladora para mantenimiento

REPORTE DE TRABAJO DE EQUIPOS					
Tajo	Capilla	Equipo : Excavadora Dossan 500	Fecha	12/08/12	
Banco	3402	Controlador: Augusto Velasquez			
Turno	Noche	Jefe de Guardia : Ing. Amao Yucra	Destino	Pad capilla	
Nº	DESCRIPCIÓN		AREA	INICIO	TERMINO
01	Cambio de guardia		----	07:00	07:05
02	Cargulo de desmonte al botadero Nv. 3342		Mina	07:05	11:45
03	Perfilando el talud y arreglo del piso.		Mina	11:45	12:08
04	Cargulo de desmonte al botadero Nv. 3342		Mina	12:10	02:00
05	Rancho		----	02:00	03:00
06	Cargulo de desmonte al botadero Nv. 3342		Mina	03:00	03:45
07	Perfilando el talud y arreglo del piso.		Mina	03:45	04:05
08	Cargulo de desmonte al botadero Nv. 3342		Mina	04:05	06:45
09	Cambio de guardia		Mina	06:45	07:00
10					
11	<b>Nota</b>				
12	Arreglando talud y piso: 00:48 minutos				
13					
14					
15					
16					
17					
18					
19					
20					

Observaciones: Los volquetes demoran mucho en volver, las vías en mal estado (encalaminadas).

REPORTE DE TRABAJO DE EQUIPOS					
Tajo	Capilla	Equipo : Cargador Frontal L150G-1	Fecha	12/08/12	
Banco	3342	Controlador: Raúl Marcos			
Turno	Noche	Jefe de Guardia : Ing. Amao Yucra	Destino	Bot. Nv 3342	
Nº	DESCRIPCIÓN		AREA	INICIO	TERMINO
01	Cambio de guardia		----	07:00	07:08
02	Empuje de desmonte botadero Nv. 3342		Mina	07:10	09:08
03	Arreglo de la vía mineral		Mina	09:08	09:28
04	Empuje de desmonte botadero Nv. 3342		Mina	09:30	10:20
05	Arreglo de la vía Desmonte		Mina	10:25	10:45
06	Empuje de desmonte botadero Nv. 3342		Mina	10:50	12:20
07	Arreglo de la vía mineral		Mina	12:25	12:45
08	Empuje de desmonte botadero Nv. 3342		Mina	12:50	01:45
09	Arreglo de la vía desmonte		Mina	01:50	02:10
10	Rancho		----	02:10	03:10
11	Empuje de desmonte botadero Nv. 3342		Mina	03:20	05:15
12	Arreglo de la vía mineral		Mina	05:20	05:45
13	Empuje de desmonte botadero Nv. 3342		Mina	05:50	06:45
14	Cambio de guardia		----	06:45	07:00
15	<b>Nota:</b>				
16	Riego de vía desmonte: 02:20.00 horas				
17	Riego de vía mineral: : 02:55.00 horas				
18	Horas arreglo vía desmonte : 00:40.00 horas				
19	Horas arreglo vía mineral : 01:05.00 horas				
20	Horas Empuje de desmonte: 08:05.00 horas				

Observaciones: Se brindo mantenimiento con cargador las vías de mineral al pad capilla y vías de desmonte al botadero Nv. 3342

**Análisis del tiempo total de acarreo (T. carguío + T. ida + T. descarga + T. regreso).**

Del reporte de acarreo se tiene los siguientes datos:

NP	Hora Inicio	CT	Hora Inicio	CT	Hora Inicio	CT	Hora Inicio	CT	Hora Inicio	CT	Hora Inicio	CT	Hora Inicio	CT
1	07:04	00:13	07:06	00:13	07:08	00:13	07:10	00:12	07:11	00:13	07:13	00:13	07:15	00:12
2	07:17	00:12	07:19	00:12	07:21	00:11	07:22	00:12	07:24	00:12	07:26	00:12	07:27	00:12
3	07:29	00:12	07:31	00:11	07:32	00:12	07:34	00:12	07:36	00:11	07:36	00:11	07:39	00:12
4	07:41	00:11	07:42	00:12	07:44	00:12	07:46	00:12	07:47	00:12	07:49	00:12	07:51	00:12
5	07:52	00:13	07:54	00:12	07:56	00:10	07:58	00:11	07:59	00:12	08:01	00:12	08:03	00:11
6	08:05	00:11	08:06	00:12	08:06	00:13	08:09	00:12	08:11	00:12	08:13	00:11	08:14	00:12
7	08:16	00:11	08:16	00:11	08:19	00:11	08:21	00:11	08:23	00:11	08:24	00:11	08:26	00:11
8	08:27	00:12	08:29	00:12	08:30	00:12	08:32	00:12	08:34	00:12	08:35	00:13	08:37	00:12
9	08:39	00:12	08:41	00:12	08:42	00:12	08:44	00:12	08:46	00:11	08:48	00:11	08:49	00:11
10	08:51	00:11	08:53	00:10	08:54	00:11	08:56	00:11	08:57	00:11	08:59	00:11	09:00	00:12
11	09:02	00:11	09:03	00:12	09:05	00:12	09:07	00:11	09:08	00:12	09:10	00:11	09:12	00:10
12	09:13	00:11	09:15	00:10	09:17	00:09	09:18	00:10	09:20	00:09	09:21	00:10	09:22	00:11
13	09:24	00:12	09:25	00:13	09:26	00:14	09:28	00:13	09:29	00:14	09:31	00:14	09:33	00:13
14	09:36	00:12	09:38	00:12	09:40	00:11	09:41	00:12	09:43	00:12	09:45	00:11	09:46	00:12
15	09:48	00:11	09:50	00:11	09:51	00:11	09:53	00:11	09:55	00:11	09:56	00:11	09:58	00:11
16	09:59	00:12	10:01	00:12	10:02	00:12	10:04	00:12	10:06	00:11	10:07	00:12	10:09	00:12
17	10:11	00:13	10:13	00:13	10:14	00:14	10:16	00:13	10:17	00:14	10:19	00:13	10:21	00:14
18	10:24	00:13	10:26	00:13	10:28	00:12	10:29	00:13	10:31	00:12	10:32	00:13	10:35	00:12
19	10:37	00:11	10:39	00:11	10:40	00:11	10:42	00:11	10:43	00:12	10:45	00:12	10:47	00:12
20	10:48	00:13	10:50	00:12	10:51	00:13	10:53	00:12	10:55	00:12	10:57	00:11	10:59	00:11
21	11:01	00:11	11:02	00:11	11:04	00:11	11:05	00:12	11:07	00:12	11:08	00:13	11:10	00:13
22	11:12	00:13	11:13	00:13	11:15	00:13	11:17	00:13	11:19	00:12	11:21	00:12	11:23	00:12
23	11:25	00:12	11:26	00:13	11:28	00:12	11:30	00:12	11:31	00:13	11:33	00:12	11:35	00:11
24	11:37	00:11	11:39	00:10	11:40	00:11	11:42	00:11	11:44	00:10	11:45	00:11	11:46	00:12
25	11:48	00:09	11:49	00:10	11:51	00:09	11:53	00:09	11:54	00:09	11:56	00:09	11:58	00:09
26	11:57	00:12	11:59	00:11	12:00	00:12	12:02	00:11	12:03	00:12	12:05	00:12	12:07	00:11
27	12:09	00:11	12:10	00:12	12:12	00:12	12:13	00:12	12:15	00:12	12:17	00:12	12:18	00:13
28	12:20	00:12	12:22	00:12	12:24	00:11	12:25	00:12	12:27	00:12	12:29	00:11	12:31	00:11
29	12:32	00:11	12:34	00:11	12:35	00:11	12:37	00:11	12:39	00:11	12:40	00:11	12:42	00:11
30	12:43	00:11	12:45	00:11	12:46	00:11	12:48	00:11	12:50	00:11	12:51	00:12	12:53	00:11
31	12:54	00:11	12:56	00:11	12:57	00:11	12:59	00:11	01:01	00:11	01:03	00:12	01:04	00:13
32	01:05	00:03	01:07	00:03	01:08	00:04	01:10	00:04	01:12	00:03	01:15	00:02	01:17	00:03
33	01:08	00:14	01:10	00:11	01:12	00:11	01:14	00:11	01:15	00:11	01:17	00:11	01:20	00:09
34	01:22	00:09	01:21	00:13	01:23	00:13	01:25	00:12	01:26	00:13	01:28	00:13	01:29	00:14
35	01:31	00:14	01:34	00:12	01:36	00:12	01:37	00:13	01:39	00:12	01:41	00:12	01:43	00:09
36	01:45	00:08	01:46	00:07	01:48	00:07	01:50	00:06	01:51	00:07	01:53	00:06	01:52	00:09
37	01:53	01:12	01:53	01:13	01:55	01:13	01:56	01:14	01:58	01:13	01:59	01:14	02:01	01:13
38	03:05	00:11	03:06	00:11	03:06	00:10	03:10	00:10	03:11	00:11	03:13	00:11	03:14	00:12
39	03:16	00:12	03:17	00:12	03:18	00:13	03:20	00:12	03:22	00:12	03:24	00:12	03:26	00:12
40	03:28	00:14	03:29	00:14	03:31	00:14	03:32	00:15	03:34	00:15	03:36	00:14	03:38	00:14
41	03:42	00:12	03:43	00:12	03:45	00:12	03:47	00:12	03:49	00:12	03:50	00:12	03:52	00:12
42	03:54	00:12	03:55	00:12	03:57	00:12	03:59	00:11	04:01	00:11	04:02	00:12	04:04	00:11
43	04:06	00:11	04:07	00:12	04:09	00:12	04:10	00:13	04:12	00:13	04:14	00:13	04:15	01:13
44	04:17	00:13	04:19	00:12	04:21	00:12	04:23	00:12	04:25	00:12	04:27	00:11	05:28	00:12
45	04:30	00:11	04:31	00:12	04:33	00:12	04:35	00:12	04:37	00:11	04:38	00:12	04:40	00:12
46	04:41	00:13	04:43	00:12	04:45	00:12	04:47	00:12	04:48	00:13	04:50	00:13	04:52	00:13
47	04:54	00:13	04:55	00:13	04:57	00:13	04:59	00:13	05:01	00:12	05:03	00:12	05:05	00:12
48	05:07	00:12	05:08	00:13	05:10	00:13	05:12	00:12	05:13	00:13	05:15	00:13	05:17	00:12
49	05:19	00:12	05:21	00:12	05:23	00:11	05:24	00:22	05:26	00:12	05:28	00:12	05:29	00:12
50	05:31	00:12	05:33	00:11	05:34	00:12	05:46	00:02	05:36	00:11	05:40	00:10	05:41	00:11
51	05:43	00:11	05:44	00:11	05:46	00:11	05:48	00:10	05:49	00:11	05:50	00:12	05:52	00:11
52	05:54	00:11	05:55	00:12	05:57	00:11	05:58	00:12	06:00	00:12	06:02	00:11	06:03	00:12
53	06:05	00:12	06:07	00:12	06:08	00:12	06:10	00:12	06:12	00:12	06:13	00:12	06:15	00:12
54	06:17	00:12	06:19	00:11	06:20	00:12	06:22	00:12	06:24	00:11	06:25	00:12	06:27	00:12
55	06:29		06:30		06:32		06:34		06:35		06:37		06:39	
Promedio		00:12		00:12		00:12		00:12		00:12		00:12		00:13

Como se puede apreciar el tiempo promedio del ciclo total (CT) de acarreo es de 12 minutos.

### Cálculo de horas trabajadas de la excavadora DOOSAN 500

Del reporte de trabajo de equipos se puede obtener las horas trabajadas.

Descripción	Equipo	Hora inicio	Hora Final	H. Total
Carguío de desmonte	Doosan – 500	07:05 p.m.	11:45 p.m.	04:40
Carguío de Desmonte	Doosan – 500	12:10 a.m.	02:00 a.m.	01:50
Carguío de desmonte	Doosan – 500	03:00 a.m.	03:45 a.m.	00:45
Carguío de Desmonte	Doosan – 500	04:05 a.m.	06:45 a.m.	02:40
Total de horas trabajadas en la guardia				09 : 45

Como se observa, las horas de carguío fueron 09:45 horas

Por tanto el ciclo de carguío es:

#### Calculando el ciclo de carguío real:

$$C_{carguio} = 60 / \left( \frac{\text{Numero de viajes}}{\text{Horas trabajadas}} \right)$$

$$C_{carguio} = 60 / \left( \frac{(7 \times 55) \text{ viajes}}{09.75 \text{ horas}} \right)$$

$$C_{carguio} = 60 / \left( \frac{(385 \text{ viajes})}{(09.75 \text{ horas})} \right)$$

$$C_{carguio} = 60 / (39.49)$$

$$C_{carguio} = 1.519 \text{ min}$$

$$C_{carguio} = 1.52 \text{ min}$$

#### Calculando el ciclo de carguío optimo

$$C_{carguio \text{ optimo}} = N^{\circ} \text{ de pases} \times \text{Tiempo de cada pase}$$

$$N^{\circ} \text{ de pases} = \frac{\text{Cap. de volquete}}{\text{Cap Cucharon}}$$

$$N^{\circ} \text{ de pases} = \frac{15 \text{ m}^3}{3.6 \text{ m}^3}$$

$$N^{\circ} \text{ de pases} = 4.17 \text{ pases}$$

$$N^{\circ} \text{ de pases} = 4 \text{ pases}$$

Entonces:

$$C_{\text{carguio optimo}} = 4 \times 19 \text{ seg.}$$

$$C_{\text{carguio optimo}} = 76 \text{ seg.}$$

$$C_{\text{carguio optimo}} = 1.27 \text{ min}$$

#### Calculando la eficiencia del carguío:

Se tiene:

$$Eff = \frac{C_{\text{carguio optimo}}}{C_{\text{carguio}}} \times 100$$

$$Eff = \frac{1.27 \text{ min}}{1.52 \text{ min}} \times 100$$

$$Eff = 83.55 \%$$

Luego se obtiene una eficiencia de 83.55 % la cuales baja, debiendo ser aceptable como mínimo un 90% de eficiencia.

#### Calculando el costo de carguío:

Se tiene:

$$C_{\text{carguio}} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

$$C_{\text{carguio}} = 09.75 \text{ horas} \times 131 \text{ \$/Hr}$$

$$C_{\text{carguio}} = 1,277.25 \text{ dolares}$$

#### Calculando el costo de carguío por tonelada de desmonte

$$C_{Tn \text{ de desmonte}} = \frac{\text{costo de carguio de desmonte}}{\text{produc. diaria de desmonte}}$$

Por tanto:

$$C_{Tn \text{ dedesmonte}} = \frac{1,277.25 \$}{8470 Tn}$$

$$C_{\text{carguio Tn de desmonte}} = 0.151 \text{ \$/Tn}$$

### Calculando el ciclo de acarreo

El ciclo de acarreo comprende la sumatoria de los tiempos de ida + tiempo de descarga + tiempo de retorno.

En este caso el ciclo de acarreo la obtendremos de la diferencia del ciclo total (CT) de acarreo menos el ciclo de carguío.

$$C_{acarreo} = CT - C_{carguio}$$

$$C_{acarreo} = 12 \text{ min} - 1.52 \text{ min}$$

$$C_{acarreo} = 10.48 \text{ min}$$

### Calculando el ciclo de acarreo optimo

$$C_{acarreo \text{ optimo}} = T_{ida} + T_{descarga} + T_{retorno}$$

### Calculando tiempo de ida

$$T_{ida} = \frac{\text{distancia de ida (km)}}{\text{Velocidad de ida } (\frac{Km}{h})} \times 60$$

$$T_{ida} = \frac{0.589 \text{ km}}{8 \text{ Km/h}} \times 60 \text{ min}$$

$$T_{ida} = 4.425 \text{ min}$$

### Calculando tiempo de retorno

$$T_{retorno} = \frac{\text{distancia de retorno (km)}}{\text{Velocidad de retorno } (\frac{Km}{h})} \times 60$$

$$T_{retorno} = \frac{0.589 \text{ km}}{12 \text{ Km/h}} \times 60 \text{ min}$$

$$T_{retorno} = 2.95 \text{ min}$$

### Calculando tiempo de descarga

El tiempo de descarga se toma entre 1.0 a 1.5 min

$$T_{descarga} = 1.5 \text{ min}$$

Entonces:

$$C_{acarreo \text{ optimo}} = T_{ida} + T_{descarga} + T_{retorno}$$

$$C_{acarreo \text{ optimo}} = 4.425 + 1.5 + 2.950$$

$$C_{acarreo \text{ optimo}} = 8.875 \text{ min}$$

### Calculando la eficiencia del acarreo:

Se tiene:

$$Eff = \frac{C_{acarreo \text{ optimo}}}{C_{acarreo}} \times 100$$

$$Eff = \frac{8.875 \text{ min}}{10.48 \text{ min}} \times 100$$

$$Eff = 85.17 \%$$

Luego se obtiene una eficiencia de 85.17 % la cual se puede considerar como de bajo rendimiento, cuando lo aceptable seria un 90 %.

### Calculando Costo de acarreo para Desmante

Se tiene:

$$C_{acarreo} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

Calculando las horas trabajadas para un volquete:

$$H_{trabajadas} = \text{Numero de viajes} \times \text{ciclo acarreo real}$$

$$H_{trabajadas} = 55 \text{ viajes} \times 10.73 \text{ min/viaje}$$

$$H_{trabajadas} = 590.15 \text{ min}$$

$$H_{trabajadas} = 09 \text{ horas } 51 \text{ minutos}$$

Entonces se tiene:

$$C_{\text{acarreo unitario}} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

$$C_{\text{acarreo unitario}} = 09.84 \text{ Horas trabajadas} \times 44 \text{ \$/Hr}$$

$$C_{\text{carguo unitario}} = 432.96 \text{ dolares/volquete}$$

Por tanto se tiene para toda la flota de acarreo:

$$C_{\text{Flota acarreo}} = \text{Numero de volquetes} \times C_{\text{acarreo unitario}}$$

$$C_{\text{Flota acarreo}} = 7 \text{ volquetes} \times 432.96 \text{ dolares/volquete}$$

$$C_{\text{Flota acarreo}} = 7 \times 432.96$$

$$C_{\text{Flota acarreo}} = 3,030.72 \text{ dolares}$$

Calculando el costo de acarreo por tonelada de desmonte

$$C_{\text{Tn de desmonte}} = \frac{\text{costo de acarreo de desmonte}}{\text{produc. diaria de desmonte}}$$

Por tanto:

$$C_{\text{Tn dedesmonte}} = \frac{3,030.72 \$}{8,470 \text{ Tn}}$$

$$C_{\text{acarreo Tn de desmonte}} = 0.358 \text{ \$/Tn}$$

Viendo este resultado y buscando el porqué del bajo rendimiento en el acarreo, se puede notar en el campo varias deficiencias, entre ellos los más resaltantes:

- Las vías de acarreo tienen demasiadas curvas.
- Las vías de acarreo son un poco reducidas para circular a una velocidad apropiada.
  
- La falta de una motoniveladora constante en mina que realice el mantenimiento de las vías, si bien es cierto que se viene apoyando con el mantenimiento de las vías con cargador frontal que se encuentre cerca, generalmente el que se encuentra en el botadero del Nv 3342 (arreglando los encalaminados, limpiando las vías cuando caen material en el acarreo), no es el equipo adecuado para realizar estos trabajos.

#### 4.2.4.3 Áreas a mejorar para una buena fluidez de acarreo.

Figura N° 36: Plano con las Áreas a mejorar para una buena fluidez de acarreo con volquetes

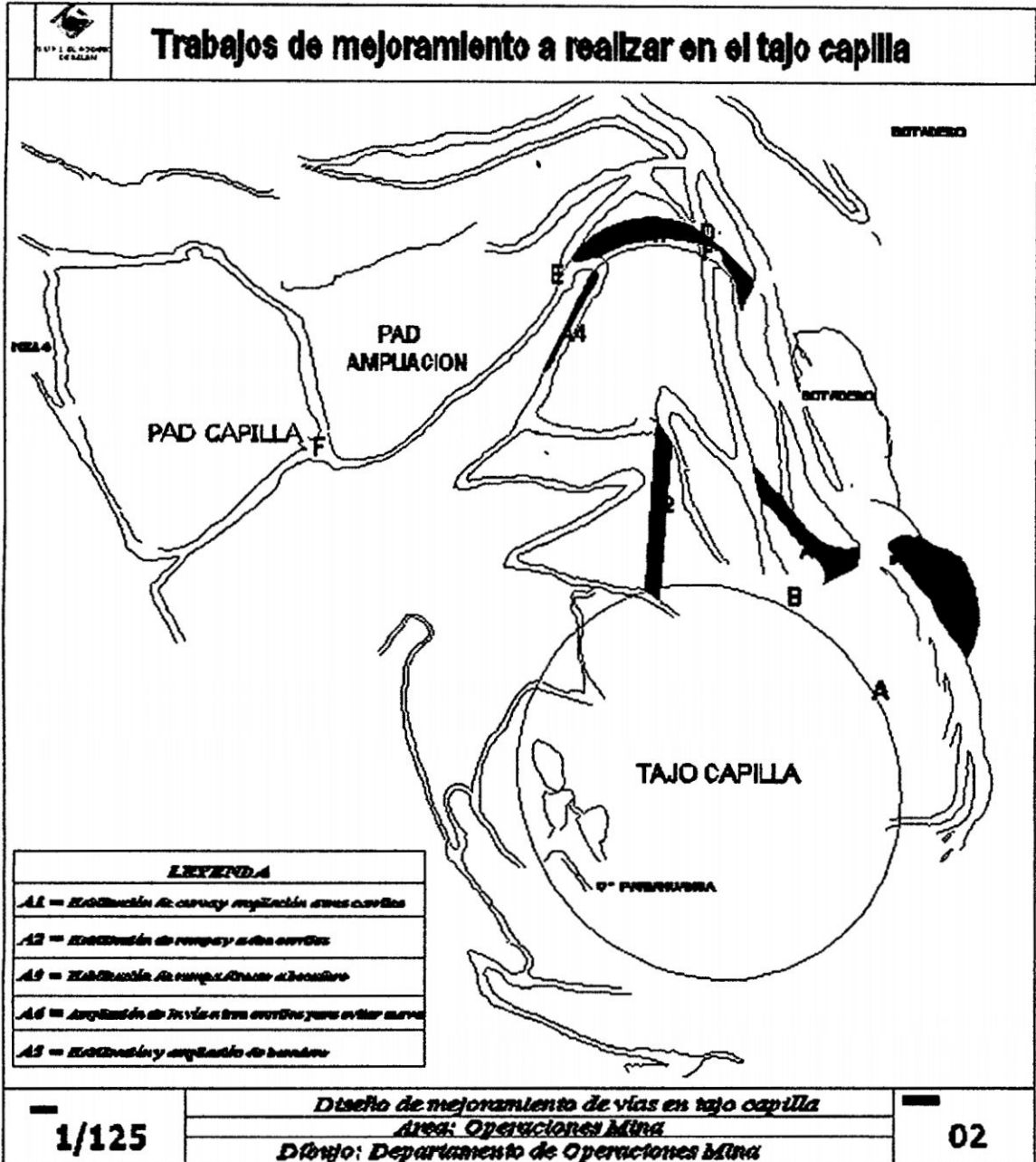


Tabla N° 21: Cuadro resume de la cantidad de material necesario para realizar las mejoras

Estación	Área	Volumen	Tiempo	Equipos a usar
A1	1880.40 m <sup>2</sup>	17, 863.8 m <sup>3</sup>	02 guardias	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Excavadora</li> <li>• Volquetes</li> <li>• Cargador</li> <li>• Tractor</li> </ul>
A2	1834.76 m <sup>2</sup>	14, 678.08 m <sup>3</sup>	02 guardias	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Excavadora</li> <li>• Volquetes</li> <li>• Cargador</li> </ul>
A3	1706.74 m <sup>2</sup>	3, 413.48 m <sup>3</sup>	9 horas	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Tractor</li> <li>• Cargador</li> </ul>
A4	352.65 m <sup>2</sup>	2, 821.2 m <sup>3</sup>	0.5 guardia	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Excavadora</li> <li>• Volquetes</li> <li>• Cargador</li> </ul>
A5	3753.37 m <sup>2</sup>	7, 506.74 m <sup>3</sup>	04 horas	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Tractor</li> <li>• cargador</li> </ul>

**Calculando el costo de los trabajos a realizar.**

**Para la estación A1.**

En la estación A1, se va ampliar la curva y las vías de acceso, adicional a ello se adecuaran el camino con tractor la parte de la unión que falta cortar.

Los equipos a usar son:

Excavadora doosan 500: ciclo de carguío 1.27 min. Costo 131 \$/Hr  
 07 volquetes FMX de 15 m<sup>3</sup> capacidad, costo 44 \$/Hr cada volquete  
 Ciclo de acarreo 8 min.  
 01 cargador frontal: cat L150L-G, costo 80.50 \$/Hr

**Calculando Producción por hora de trabajo para sección A1.**

Se tiene:

$$Produccion\ por\ hora = \frac{60}{Ciclo\ de\ carg + ciclo\ de\ acar.} \times 15\ m^3 \times N^o\ de\ Volquetes$$

$$Produccion\ por\ hora = \frac{60}{8 + 1.27} \times 15\ m^3 \times 7\ volquetes$$

$$Produccion\ por\ hora = \frac{60}{9.27} \times 15\ m^3 \times 7\ volquetes$$

$$\text{Produccion por hora} = 679.61 \frac{\text{m}^3}{\text{hr}}$$

**Calculando el tiempo necesario para llenar la sección A1**

$$\text{Tiempo} = \frac{\text{volumen requerido}}{\text{produccion por hora}}$$

$$\text{Tiempo} = \frac{17,863.80 \text{ m}^3}{679.61 \frac{\text{m}^3}{\text{Hr}}}$$

$$\text{Tiempo} = 26.285 \text{ horas}$$

Entonces se tiene que la excavadora, los volquetes y el cargador van a trabajar 26.285 horas.

Por tanto:

**Costo de carguío será:**

$$\text{Costo carguío} = \text{Horas trabajadas} \times \text{precio alquiler}$$

$$\text{Costo carguío} = 26.285 \text{ Hr.} \times 131 \text{ \$/Hr}$$

$$\text{Costo carguío} = 3,443.335 \text{ \$}$$

**Costo de acarreo será:**

$$\text{Costo acarreo} = \text{Horas trabajadas} \times \text{precio alquiler} \times \text{N}^\circ \text{ de volquetes}$$

$$\text{Costo acarreo} = 26.285 \text{ Hr.} \times 44 \frac{\text{\$}}{\text{Hr}} \times 07 \text{ volquetes}$$

$$\text{Costo acarreo} = 8,095.78 \text{ \$}$$

**Costo de cargador será:**

$$\text{Costo cargador} = \text{Horas trabajadas} \times \text{precio alquiler}$$

$$\text{Costo cargador} = 26.284 \text{ Hr.} \times 80.50 \text{ \$/Hr}$$

$$\text{Costo cargador} = 2,102.80 \text{ \$}$$

**Costo de tractor: 01 hora**

$$\text{Costo tractor} = \text{Horas trabajadas} \times \text{precio alquiler}$$

$$\text{Costo tractor} = 01 \text{ Hr.} \times 107 \text{ \$/Hr}$$

$$\text{Costo tractor} = 107 \text{ \$}$$

**Costo total de Sección A1:**

$$\text{Costo total} = \text{C carguío} + \text{costos de acarreo} + \text{costo cargador} + \text{costo tractor.}$$

$$\text{Costo total} = 3,443.335 + 8095.78 + 2,102.80 + 107 \text{ \$}$$

$$\text{Costo tota} = 13,641.92 \text{ \$l}$$

**Para la estación A2.**

Los equipos a usar son:

Excavadora doosan 500: ciclo de carguío 1.27 min. Costo 131 \$/Hr

05 volquetes FMX de 15 m<sup>3</sup> capacidad, costo 44 \$/Hr cada volquete

Ciclo de acarreo 6 min.

01 cargador frontal: cat L150L-G, costo 80.50 \$/Hr

**Calculando tiempo de trabajo para sección A2.**

Se tiene:

$$\text{Produccion por hora} = \frac{60}{\text{Ciclo de carg} + \text{ciclo de acar}} \times 15 \text{ m}^3 \times N^{\circ} \text{ de Volquetes}$$

$$\text{Produccion por hora} = \frac{60}{6 + 1.27} \times 15 \text{ m}^3 \times 5 \text{ volquetes}$$

$$\text{Produccion por hora} = \frac{60}{7.27} \times 15 \text{ m}^3 \times 5 \text{ volquetes}$$

$$\text{Produccion por hora} = 618.98 \frac{\text{m}^3}{\text{hr}}$$

**Calculando el tiempo necesario para llenar la sección A2**

$$\text{Tiempo} = \frac{\text{volumen requerido}}{\text{produccion por hora}}$$

$$\text{Tiempo} = \frac{14,678.08 \text{ m}^3}{618.98 \frac{\text{m}^3}{\text{Hr}}}$$

$$\text{Tiempo} = 23.71 \text{ horas}$$

Entonces se tiene que la excavadora, los volquetes y el cargador van a trabajar 6.82 horas.

Por tanto:

**Costo de carguío será:**

$$\text{Costo carguío} = \text{Horas trabajadas} \times \text{precio alquiler}$$

$$\text{Costo carguío} = 23.71 \text{ Hr.} \times 131 \text{ $/Hr}$$

$$\text{Costo carguío} = 3,106.01 \text{ \$}$$

**Costo de acarreo será:**

$$\text{Costo acarreo} = \text{Horas trabajadas} \times \text{precio alquiler} \times N^{\circ} \text{ de volquetes}$$

$$\text{Costo acarreo} = 23.71 \text{ Hr.} \times 44 \frac{\text{\$}}{\text{Hr}} \times 05 \text{ volquetes}$$

$$\text{Costo acarreo} = 5,216.20 \$$$

**Costo de cargador será:**

$$\text{Costo carguio} = \text{Horas trabajadas} \times \text{precio alquiler}$$

$$\text{Costo carguio} = 23.71 \text{ Hr.} \times 80.50 \$/\text{Hr}$$

$$\text{Costo carguio} = 1,908.66 \$$$

**Costo total de Sección A2:**

$$\text{Costo total} = \text{C carguio} + \text{costos de acarreo} + \text{costo cargador.}$$

$$\text{Costo total} = 3,106.01 + 5,216.20 + 1,908.66 \$$$

$$\text{Costo total} = 10,230.87 \$$$

**Para la estación A3.**

La construcción de la sección A3, se realizara con tractor, el trabajo tendrá una duración de 09 horas a un costo de alquiler de 107 \$/Hr y 30 minutos cargador.

$$\text{Costo tractor} = \text{Horas trabajadas} \times \text{precio alquiler}$$

$$\text{Costo tractor} = 09 \text{ Hr.} \times 107 \$/\text{Hr}$$

$$\text{Costo tractor} = 963 \$$$

$$\text{Costo cargador} = \text{Horas trabajadas} \times \text{precio alquiler}$$

$$\text{Costo cargador} = 1.0 \text{ Hr.} \times 80.50 \$/\text{Hr}$$

$$\text{Costo cargador} = 80.50 \$$$

**Costo total de sección A3:**

$$\text{Costo total} = \text{Costo tractor} + \text{costo cargador.}$$

$$\text{Costo total} = 963.00 + 80.50$$

$$\text{Costo total} = 1,043.50 \$$$

**Para la estación A4.**

Los equipos a usar son:

Excavadora doosan 500: ciclo de carguío 1.27 min. Costo 131 \$/Hr

05 volquetes FMX de 15 m3 capacidad, costo 44 \$/Hr cada volquete

Ciclo de acarreo: 7 min.

01 cargador frontal: cat L150L-G, costo 80.50 \$/Hr

#### Calculando tiempo de trabajo para sección A4.

Se tiene:

$$\text{Produc. por hora} = \frac{60}{\text{Ciclo de carg} + \text{ciclo de acar}} \times 15 \text{ m}^3 \times \text{N}^\circ \text{ de Volquetes}$$

$$\text{Produccion por hora} = \frac{60}{7 + 1.27} \times 15 \text{ m}^3 \times 6 \text{ volquetes}$$

$$\text{Produccion por hora} = \frac{60}{8.27} \times 15 \text{ m}^3 \times 6 \text{ volquetes}$$

$$\text{Produccion por hora} = 652.96 \frac{\text{m}^3}{\text{hr}}$$

#### Calculando el tiempo necesario para llenar la sección A4

$$\text{Tiempo} = \frac{\text{volumen requerido}}{\text{produccion por hora}}$$

$$\text{Tiempo} = \frac{2,821 \text{ m}^3}{652.96 \frac{\text{m}^3}{\text{Hr}}}$$

$$\text{Tiempo} = 4.32 \text{ horas}$$

Entonces se tiene que la excavadora, los volquetes y el cargador van a trabajar 4.32 horas.

Por tanto:

#### Costo de carguío será:

$$\text{Costo carguio} = \text{Horas trabajadas} \times \text{precio alquiler}$$

$$\text{Costo carguio} = 4.32 \text{ Hr.} \times 131 \text{ \$/Hr}$$

$$\text{Costo carguio} = 565.92 \$$$

#### Costo de acarreo será:

$$\text{Costo acarreo} = \text{Horas trabajadas} \times \text{precio alquiler} \times \text{N}^\circ \text{ de volquetes}$$

$$\text{Costo acarreo} = 4.32 \text{ Hr.} \times 44 \frac{\$}{\text{Hr}} \times 06 \text{ volquetes}$$

$$\text{Costo acarreo} = 1,140.48 \$$$

**Costo de cargador será:**

$$\text{Costo carguio} = \text{Horas trabajadas} \times \text{precio alquiler}$$

$$\text{Costo carguio} = 4.32 \text{ Hr.} \times 80.50 \text{ \$/Hr}$$

$$\text{Costo carguio} = 347.76 \text{ \$}$$

**Costo total de Sección A4:**

$$\text{Costo total} = \text{C carguio} + \text{costos de acarreo} + \text{costo cargador.}$$

$$\text{Costo total} = 565.92 + 1,140.48 + 347.76 \text{ \$}$$

$$\text{Costo total} = 2,054.16 \text{ \$}$$

**Para la estación A5.**

La construcción de la sección A5 (botadero), se realizara con tractor, el trabajo tendrá una duración de 04 horas a un costo de alquiler de 107 \\$/Hr.

$$\text{Costo tractor} = \text{Horas trabajadas} \times \text{precio alquiler}$$

$$\text{Costo tractor} = 04 \text{ Hr.} \times 107 \text{ \$/Hr}$$

$$\text{Costo tractor} = 428.00 \text{ \$}$$

**Costo total de Sección A5:**

$$\text{Costo total} = \text{Costo tractor.}$$

$$\text{Costo total} = 428.00 \text{ \$}$$

**Por tanto se tiene el costo total de las mejoras a realizarse:**

$$\text{Costo total} = \text{costo Sec. A1} + \text{costo Sec. A2} + \text{costo Sec. A3} + \text{costo Sec. A4} \\ + \text{costo Sec. A5}$$

$$\text{Costo total} = 13,641.92 + 10,230.87 + 1,043.50 + 2,054.16 + 428.00$$

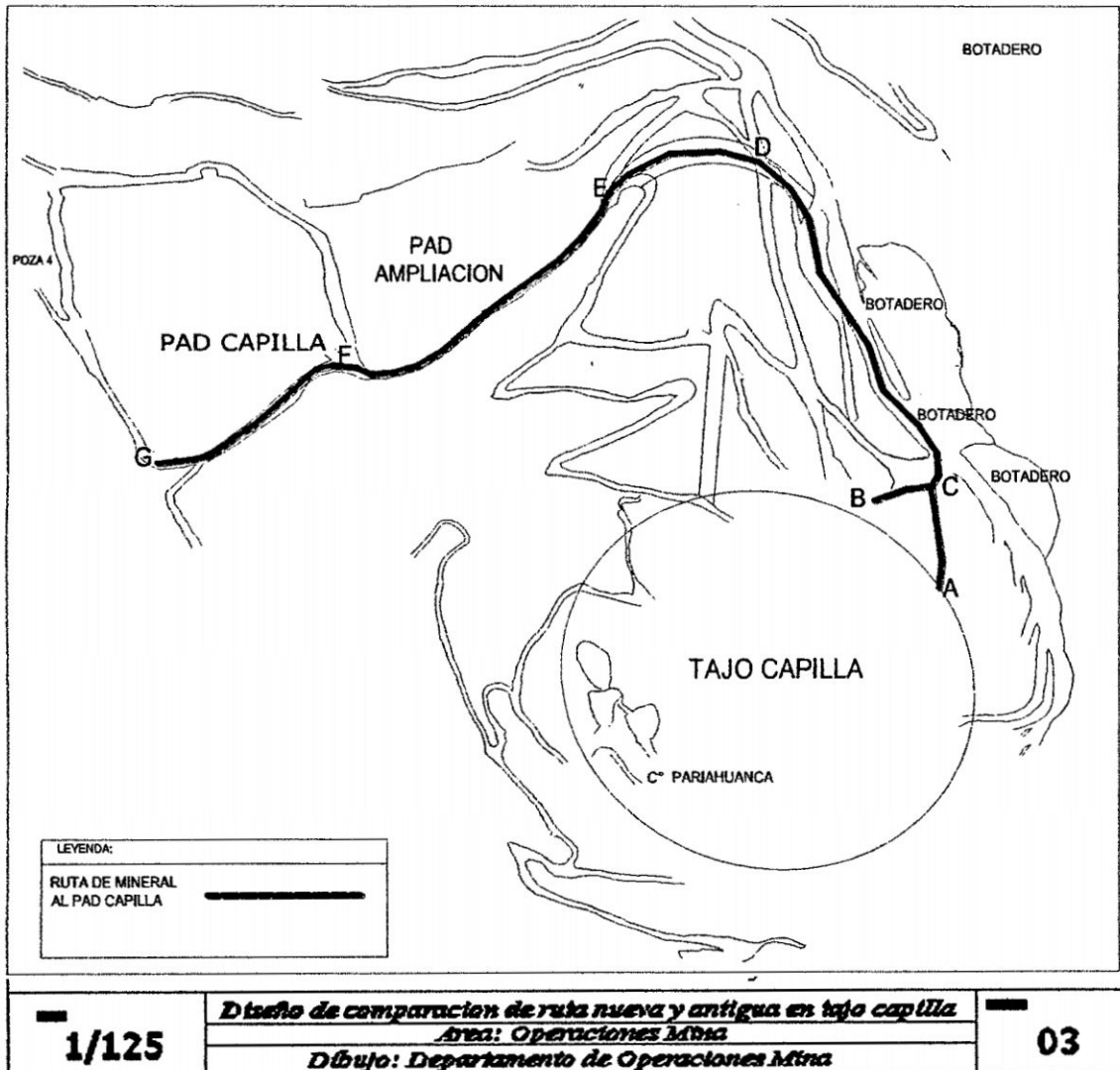
$$\text{Costo total} = 27,398.45 \text{ \$}$$

#### 4.2.4.4 Análisis en carguío y acarreo de Mineral del tajo capilla al pad capilla con los cambios realizados (mejoras)

La distancia de acarreo de mineral desde el tajo capilla que es el centro de operaciones al pad capilla se detalla en el siguiente cuadro.

**Análisis de acarreo de mineral con mejoras realizadas (distancia A – G = 871 m)**

Figura N° 37: Plano del nuevo recorrido de mineral del tajo al pad capilla



### Análisis del acarreo de mineral del banco 3360 al pad capilla con mejoras

REPORTE DE ACARREO UNIDAD PATIBAL																
	Tajo		Capilla		Equipo carguío: Excavadora Ec 360 - 04								Fecha		20/08/12	
	Banco		3354		Controlador: Werner Contreras								Ciclo		15 min	
	Turno		Noche		Jefe de Guardia : Ing. Amao Yuca								Destino		Pad capilla	
N°	Ctta. SM		Ctta. DO		Ctta. SM		Ctta. DO		Ctta. SA		Ctta. SM		Ctta. DO		Ctta. SA	
	N° : 60		N° : 84		N° : 61		N° : 86		N° : 30		N° : 65		N° : 81		N° : 328:	
01	07:03	M	07:05	M	07:07	M	07:09	M	07:11	M	07:13	M	07:15	M	07:17	M
02	07:18	M	07:20	M	07:22	M	07:25	M	07:27	M	07:29	M	07:31	M	07:32	M
03	07:34	M	07:36	m	07:39		07:41		07:43		07:45		07:47		07:49	
04	07:51		07:53		07:54		07:56		07:59		08:01		08:03		08:04	
05	08:06		08:08		08:09		08:11		08:13		08:16		08:18		08:20	
06	08:21		08:23		08:25		08:26		08:28		08:31		08:33		08:34	
07	08:56		08:39		08:41		08:43		08:45		08:47		08:49		05:52	
08	08:54		08:53		08:55		08:57		09:00		09:02		09:04		09:06	
09	09:08		09:11		09:13		09:14		09:16		09:18		09:20		09:22	
10	09:24		09:27		09:29		09:31		09:33		09:35		09:37		09:38	
11	09:41		09:43		09:45		09:47		09:50		09:52		09:54		09:55	
12	09:57		09:59		10:02		10:04		10:06		10:08		10:09		10:11	
13	10:13		10:14		10:17		10:19		10:21		10:23		10:25		10:27	
14	10:29		10:31		10:33		10:36		10:38		10:40		10:42		10:44	
15	10:47		10:49		10:51		10:53		10:55		10:57		10:59		11:02	
16	11:04		11:06		11:07		11:09		11:11		11:13		11:15		11:17	
17	11:19		11:22		11:24		11:27		11:29		11:31		11:33		11:35	
18	11:37		11:41		11:42		11:44		11:46		11:48		11:50		11:52	
19	11:54		11:56		11:58		11:59		12:01		12:03		12:05		12:07	
20	12:09		12:11		12:14		12:16		12:18		12:19		12:20		12:22	
21	12:23		12:27		12:29		12:31		12:33		12:35		12:37		12:40	
22	12:41		12:44		12:46		12:48		12:50		12:52		12:55		12:57	
23	12:58		01:00		01:02		01:04		01:06		01:08		01:11		01:13	
24	01:15		01:17		01:19		01:21		01:23		01:25		01:28		01:30	
25	01:31		01:33		01:35		01:37		01:40		01:41		01:43		01:45	
26	01:47		01:50		01:52		01:53		01:57		01:59		02:01		02:03	
27	03:06		03:08		03:10		03:12		03:14		03:16		03:18		03:20	
28	03:22		03:25		03:27		03:29		03:30		03:32		03:34		03:37	
29	03:39		03:41		03:43		03:45		03:47		03:49		03:51		03:53	
30	03:55		03:58		04:00		04:02		04:05		04:07		04:09		04:11	
31	04:13		04:15		04:17		04:19		04:21		04:23		04:25		04:27	
32	04:29		04:32		04:33		04:35		04:37		04:39		04:41		04:43	
33	04:46		04:47		04:49		04:51		04:53		04:55		04:57		05:00	
34	05:01		05:03		05:05		05:08		05:10		05:12		05:14		05:16	
35	05:18		05:20		05:21		05:23		05:24		05:27		05:29		05:31	
36	05:33		05:35		05:37		05:39		05:41		05:43		05:45		05:48	
37	05:50		05:52		05:53		05:55		05:57		05:59		06:02		06:04	
38	06:06		06:08		06:09		06:11		06:15		06:17		06:21		06:23	
39	06:25		06:28		06:30		06:32		06:35		06:37		06:40		06:42	
40																
41																
42																
43																
44																
45																
46																
47																
48																
49																
50																

Observaciones: Las vías de acarreo sin novedad, la motoniveladora trabajando con normalidad.

REPORTE DE TRABAJO DE EQUIPOS					
Tajo	Capilla	Equipo : Excavadora Ec 360 - 04	Fecha	20/08/12	
Banco	3354	Controlador: Werner contreras			
Turno	Noche	Jefe de Guardia : Ing. Amao Yucra	Destino	Pad capilla	
Nº	DESCRIPCIÓN		ÁREA	INICIO	TERMINO
01	Cambio de guardia		----	07:00	07:02
02	Carguío de mineral Bco. 3360		Mina	07:03	02:03
03	Rancho		----	02:00	03:00
04	Carguío de mineral Bco. 3360		Mina	03:00	06:45
05	Cambio de guardia		----	06:45	07:00
06					
07					
08					
09					
10					
11					
12					
13					
14					
15					
16					
17					
18					
19					
20					
Observaciones: No hubo novedades					

REPORTE DE TRABAJO DE EQUIPOS					
Tajo	Capilla	Equipo : Cargador Frontal L150G	Fecha	20/08/12	
Banco	3342	Controlador: Ronald Marcos			
Turno	Noche	Jefe de Guardia : Ing. William	Destino	Pad Capilla	
Nº	DESCRIPCIÓN		ÁREA	INICIO	TERMINO
01	Cambio de guardia		----	07:00	07:08
02	Empuje de mineral		Planta	07:10	02:00
03	Rancho		----	02:00	03:00
04	Empuje de Mineral		planta	03:10	0645
05	Cambio de guardia		----	06:45	07:00
06					
07					
08					
09					
10					
11					
12					
13					
14					
15					
16					
17					
18					
19					
20					
Observaciones: No hubo novedades e n el empuje de Mineral en pad capilla					

**Análisis del tiempo total de acarreo (T. carguío + T. ida + T. descarga + T. regreso).**

Del reporte de acarreo se tiene los siguientes datos

1	07:03	00:15	07:05	00:15	07:07	00:15	07:09	00:16	07:11	00:16	07:13	00:16	07:15	00:18	07:17	00:15
2	07:18	00:16	07:20	00:16	07:22	00:17	07:25	00:16	07:27	00:16	07:29	00:16	07:31	00:16	07:32	00:17
3	07:34	00:17	07:36	00:17	07:39	00:15	07:41	00:15	07:43	00:16	07:45	00:16	07:47	00:16	07:49	00:15
4	07:51	00:15	07:53	00:15	07:54	00:15	07:56	00:15	07:59	00:14	08:01	00:15	08:03	00:15	08:04	00:16
5	08:06	00:15	08:06	00:15	08:09	00:16	08:11	00:15	08:13	00:15	08:16	00:15	08:18	00:15	08:20	00:14
6	08:21	00:15	08:23	00:16	08:25	00:16	08:26	00:17	08:28	00:17	08:31	00:16	08:33	00:16	08:34	00:18
7	08:36	00:18	08:39	00:14	08:41	00:14	08:43	00:14	08:45	00:15	08:47	00:15	08:49	00:15	08:52	00:14
8	08:54	00:14	08:53	00:18	08:55	00:18	08:57	00:17	09:00	00:16	09:02	00:16	09:04	00:16	09:06	00:16
9	09:08	00:16	09:11	00:16	09:13	00:16	09:14	00:17	09:16	00:17	09:18	00:17	09:20	00:17	09:22	00:16
10	09:24	00:17	09:27	00:16	09:29	00:16	09:31	00:16	09:33	00:17	09:35	00:17	09:37	00:17	09:38	00:17
11	09:41	00:16	09:43	00:16	09:45	00:17	09:47	00:17	09:50	00:16	09:52	00:16	09:54	00:15	09:55	00:16
12	09:57	00:16	09:59	00:15	10:02	00:15	10:04	00:15	10:06	00:15	10:08	00:15	10:09	00:16	10:11	00:16
13	10:13	00:16	10:14	00:17	10:17	00:16	10:19	00:17	10:21	00:17	10:23	00:17	10:25	00:17	10:27	00:17
14	10:29	00:18	10:31	00:18	10:33	00:18	10:36	00:17	10:38	00:17	10:40	00:17	10:42	00:17	10:44	00:18
15	10:47	00:17	10:49	00:17	10:51	00:16	10:53	00:16	10:55	00:16	10:57	00:16	10:59	00:16	11:02	00:15
16	11:04	00:15	11:06	00:16	11:07	00:17	11:09	00:18	11:11	00:18	11:13	00:18	11:15	00:18	11:17	00:18
17	11:19	00:18	11:22	00:19	11:24	00:18	11:27	00:17	11:29	00:17	11:31	00:17	11:33	00:17	11:36	00:17
18	11:37	00:17	11:41	00:18	11:42	00:16	11:44	00:15	11:46	00:15	11:48	00:15	11:50	00:15	11:52	00:15
19	11:54	00:15	11:56	00:15	11:58	00:16	11:59	00:17	12:01	00:17	12:03	00:16	12:05	00:15	12:07	00:15
20	12:09	00:14	12:11	00:16	12:14	00:15	12:16	00:15	12:18	00:15	12:19	00:16	12:20	00:17	12:22	00:18
21	12:23	00:18	12:27	00:17	12:29	00:17	12:31	00:17	12:33	00:17	12:36	00:17	12:37	00:18	12:40	00:17
22	12:41	00:17	12:44	00:16	12:46	00:16	12:48	00:16	12:50	00:16	12:52	00:16	12:56	00:16	12:57	00:16
23	12:58	00:17	01:00	00:17	01:02	00:17	01:04	00:17	01:06	00:17	01:08	00:17	01:11	00:17	01:13	00:17
24	01:15	00:16	01:17	00:16	01:19	00:16	01:21	00:16	01:23	00:17	01:25	00:16	01:28	00:15	01:30	00:15
25	01:31	00:16	01:33	00:17	01:36	00:17	01:37	00:16	01:40	00:17	01:41	00:18	01:43	00:18	01:45	00:18
26	01:47	01:19	01:50	01:18	01:52	01:18	01:53	01:19	01:57	01:17	01:59	01:17	02:01	01:17	02:03	01:17
27	03:06	00:16	03:08	00:17	03:10	00:17	03:12	00:17	03:14	00:16	03:16	00:16	03:18	00:16	03:20	00:17
28	03:22	00:17	03:25	00:16	03:27	00:16	03:29	00:16	03:30	00:17	03:32	00:17	03:34	00:17	03:37	00:16
29	03:39	00:16	03:41	00:17	03:43	00:17	03:46	00:17	03:47	00:18	03:49	00:18	03:51	00:18	03:53	00:18
30	03:55	00:18	03:58	00:17	04:00	00:17	04:02	00:17	04:05	00:16	04:07	00:16	04:09	00:16	04:11	00:16
31	04:13	00:16	04:15	00:17	04:17	00:16	04:19	00:16	04:21	00:16	04:23	00:16	04:25	00:16	04:27	00:16
32	04:29	00:17	04:32	00:15	04:33	00:16	04:36	00:16	04:37	00:16	04:39	00:16	04:41	00:16	04:43	00:17
33	04:46	00:15	04:47	00:16	04:49	00:16	04:51	00:17	04:53	00:17	04:55	00:17	04:57	00:17	05:00	00:16
34	05:01	00:17	05:03	00:17	05:05	00:16	05:08	00:15	05:10	00:14	05:12	00:15	05:14	00:15	05:16	00:15
35	05:18	00:15	05:20	00:15	05:21	00:16	05:23	00:16	05:24	00:17	05:27	00:16	05:29	00:16	05:31	00:17
36	05:33	00:17	05:35	00:17	05:37	00:16	05:39	00:16	05:41	00:16	05:43	00:16	05:45	00:17	05:48	00:16
37	05:50	00:16	05:52	00:16	05:53	00:16	05:55	00:16	05:57	00:18	05:59	00:18	06:02	00:19	06:04	00:19
38	06:06	00:19	06:08	00:20	06:09	00:21	06:11	00:21	06:15	00:20	06:17	00:20	06:21	00:19	06:23	00:19
39	06:25		06:28		06:30		06:32		06:35		06:37		06:40		06:42	

Como se puede apreciar el tiempo promedio del ciclo total (CT) de acarreo es de 17 minutos.

#### Calculo de ciclo de carguío real:

Del reporte de trabajo de equipos se puede obtener las horas trabajadas de la excavadora EC 360 – 04.

Descripción	Equipo	Hora inicio	Hora Final	H. Total
Carguío de mineral Bco. 3360	EC 360 – 04	07:03 p.m.	02:03 a.m.	07 : 00
Carguío de mineral Bco. 3360	EC 360 – 04	03:00 a.m.	06:45 a.m.	03 : 45
Total de horas trabajadas en la guardia				10 : 45

Como se observa, las horas de carguío fueron 10:45 horas

Por tanto el ciclo de carguío es:

**Calculando el ciclo de carguío:**

$$C_{\text{carguio}} = 60 / \left( \frac{\text{Numero de viajes}}{\text{Horas trabajadas}} \right)$$

$$C_{\text{carguio}} = 60 / \left( \frac{(8 \times 39) \text{ viajes}}{10.75 \text{ horas}} \right)$$

$$C_{\text{carguio}} = 60 / \left( \frac{(310 \text{ viajes})}{(10.75 \text{ horas})} \right)$$

$$C_{\text{carguio}} = 60 / (28.02)$$

$$C_{\text{carguio}} = 2.15 \text{ min}$$

**El ciclo de carguío óptimo es el siguiente:**

$$C_{\text{carguio optimo}} = N^{\circ} \text{ de pases} \times \text{Tiempo de cada pase}$$

$$N^{\circ} \text{ de pases} = \frac{\text{Cap. de volquete}}{\text{Cap Cucharon}}$$

$$N^{\circ} \text{ de } ^{\circ}\text{pases} = \frac{15 \text{ m}^3}{2.5 \text{ m}^3}$$

$$N^{\circ} \text{ de pases} = 6 \text{ pases}$$

Entonces:

$$C_{\text{carguio optimo}} = 6 \times 21 \text{ seg.}$$

$$C_{\text{carguio optimo}} = 126 \text{ seg.}$$

$$C_{\text{carguio optimo}} = 2.1 \text{ min}$$

**Calculando la eficiencia del carguío:**

Se tiene:

$$Eff = \frac{C_{\text{carguio optimo}}}{C_{\text{carguio}}} \times 100$$

$$Eff = \frac{2.1 \text{ min}}{2.15 \text{ min}} \times 100$$

$$Eff = 97.6 \%$$

Luego se obtiene una eficiencia de 97.6% la cual es excelente

### Calculando el costo de carguío:

Se tiene:

$$C_{carguio} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

$$C_{carguio} = 10.45 \text{ horas} \times 93.00 \text{ \$/Hr}$$

$$C_{carguio} = 971.85 \text{ dolares}$$

Calculando el costo de carguío por tonelada de Mineral

$$C_{Tn \text{ de mineral}} = \frac{\text{costo de carguio de mineral}}{\text{produc. diaria de Mineral}}$$

$$C_{Tn \text{ de mineral}} = \frac{971.85 \text{ \$}}{(8 \times 39 \times 22 \text{ tn})}$$

Por tanto:

$$C_{Tn \text{ dedesmonte}} = \frac{971.85 \text{ \$}}{6864 \text{ Tn}}$$

$$C_{carguio \text{ Tn de desmonte}} = 0.141 \text{ \$/Tn}$$

### Calculando el ciclo de acarreo de mineral

El ciclo de acarreo comprende:

Sumatoria de los tiempos de ida + tiempo de descarga + tiempo de retorno.

### Calculando el ciclo de acarreo real:

En este caso el ciclo de acarreo la obtendremos de la diferencia del ciclo total (CT) de acarreo menos el ciclo de carguío.

$$C_{acarreo} = CT - C_{carguio}$$

$$C_{acarreo} = 17 \text{ min} - 2.15 \text{ min}$$

$$C_{acarreo} = 14.85 \text{ min}$$

### Calculando el ciclo de acarreo optimo mineral

$$C_{\text{acarreo optimo}} = T_{\text{ida}} + T_{\text{descarga}} + T_{\text{retorno}}$$

**Calculando tiempo de ida**

$$T_{\text{ida}} = \frac{\text{distancia de ida (km)}}{\text{Velocidad de ida } \left(\frac{\text{Km}}{\text{h}}\right)} \times 60$$

$$T_{\text{ida}} = \frac{0.870 \text{ km}}{7 \text{ Km/h}} \times 60 \text{ min}$$

$$T_{\text{ida}} = 7.46 \text{ min}$$

**Calculando tiempo de retorno**

$$T_{\text{retorno}} = \frac{\text{distancia de retorno (km)}}{\text{Velocidad de retorno } \left(\frac{\text{Km}}{\text{h}}\right)} \times 60$$

$$T_{\text{ida}} = \frac{0.870 \text{ km}}{10 \text{ Km/h}} \times 60 \text{ min}$$

$$T_{\text{ida}} = 5.22 \text{ min}$$

**Calculando tiempo de descarga**

El tiempo de descarga se toma entre 1.0 a 1.5 min

$$T_{\text{descarga}} = 1.5 \text{ min}$$

Entonces:

$$C_{\text{acarreo optimo}} = T_{\text{ida}} + T_{\text{descarga}} + T_{\text{retorno}}$$

$$C_{\text{acarreo optimo}} = 7.46 + 1.5 + 5.22$$

$$C_{\text{acarreo optimo}} = 14.18 \approx 14.2 \text{ min}$$

$$C_{\text{acarreo optimo}} = 14.2 \text{ min}$$

**Calculando la eficiencia del acarreo:**

Se tiene:

$$Eff = \frac{C_{\text{acarreo optimo}}}{C_{\text{acarreo}}} \times 100$$

$$Eff = \frac{14.2 \text{ min}}{14.85 \text{ min}} \times 100$$

$$Eff = 95.62 \%$$

Luego se obtiene una eficiencia de 95.62 % la cual se excelente.

### Costo de acarreo para mineral

Se tiene:

$$C_{\text{acarreo}} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

Calculando las horas trabajadas para un volquete:

$$H_{\text{trabajadas}} = \text{Numero de viajes} \times \text{ciclo acarreo real}$$

$$H_{\text{trabajadas}} = 39 \text{ viajes} \times 14.85 \text{ min/viaje}$$

$$H_{\text{trabajadas}} = 579.15 \text{ min}$$

$$H_{\text{trabajadas}} = 9 \text{ horas } 39 \text{ minutos}$$

Entonces se tiene:

$$C_{\text{acarreo unitario}} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

$$C_{\text{acarreo unitario}} = 9.6525 \text{ Horas trabajadas} \times 44 \text{ \$/Hr}$$

$$C_{\text{carguio unitario}} = 424.71 \text{ dolares/volquete}$$

Por tanto se tiene para toda la flota de acarreo:

$$C_{\text{Flota acarreo}} = \text{Numero de volquetes} \times C_{\text{acarreo unitario}}$$

$$C_{\text{Flota acarreo}} = 8 \text{ volquetes} \times 424.71 \text{ dolares/volquete}$$

$$C_{\text{Flota acarreo}} = 8 \times 424.71$$

$$C_{\text{Flota acarreo}} = 3,397.68 \text{ dolares}$$

Calculando el costo de acarreo por tonelada de mineral

$$C_{\text{Tn de mineral}} = \frac{\text{costo de acarreo de mineral}}{\text{produc. diaria de mineral}}$$

$$C_{\text{Tn de mineral}} = \frac{3,397.68 \$}{(8 \times 39 \times 22 \text{ tn})}$$

Por tanto:

$$C_{\text{Tn dedesmonte}} = \frac{3,397.68 \$}{6864 \text{ Tn}}$$

$$C_{\text{acarreo Tn de desmonte}} = 0.495 \text{ \$/Tn}$$

**4.2.4.5 Análisis en carguío y acarreo de Desmonte del tajo capilla al Botadero Nv. 3342 con los cambios realizados (Mejoras)**

La distancia de acarreo de mineral del tajo capilla que es el centro de operaciones hasta el Botadero Nv. 3342 se detalla en el siguiente cuadro.

Figura N° 38: Plano de acarreo de desmonte con mejoras en las vías

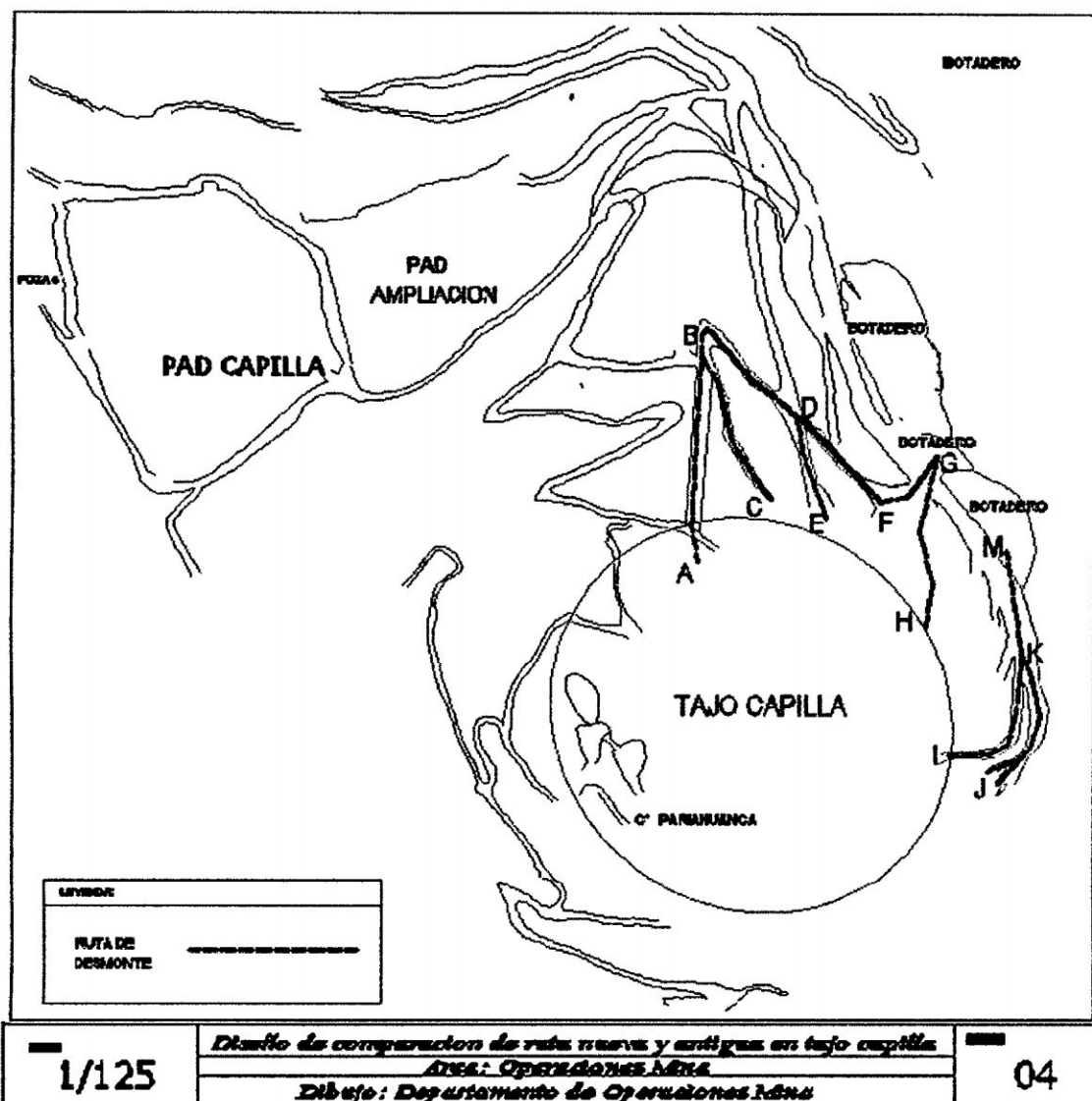


Tabla N° 22: cuadro de las distancias luego de hacer mejoras en vía de acceso

Plan operativo	Tramo	Distancia
DESMONTE	A-B-D-F-G	479.27 m
	C-B-D-F-G	440.19 m
	E-D-F-G	257.37 m

	H - G	151.31 m
	I - K - M	222.92 m
	J - K - M	217.73 m

REPORTE DE ACARREO UNIDAD PATIBAL										
	Tajo	Capilla	Equipo carguío: Excavadora Doosan 500				Fecha	20/08/12		
	Banco	3402	Controlador: Augusto Velásquez				Ciclo	09 min		
	Turno	Noche	Jefe de Guardia : Ing. Amao Yucra				Destino	Bot. Nv 3342		
Nº	Ctta. SM	Ctta. DO	Ctta. SA	Ctta. SM	Ctta. DO	Ctta. SA				
	Nº : 62	Nº : 82	Nº : 31	Nº : 63	Nº : 80	Nº : 34				
01	07:05	07:06	07:07	07:08	07:09	07:11				
02	07:13	07:15	07:16	07:17	07:19	07:20				
03	07:21	07:22	07:24	07:25	07:27	07:28				
04	07:29	07:30	07:32	07:33	07:34	07:36				
05	07:37	07:38	07:39	07:41	07:43	07:44				
06	07:45	07:46	07:47	07:49	07:50	07:51				
07	07:53	07:54	07:55	07:57	07:58	07:59				
08	08:00	08:01	08:03	08:04	08:05	08:07				
09	08:09	08:10	08:11	08:12	08:14	08:15				
10	08:16	08:18	08:19	08:20	08:21	08:23				
11	08:24	08:26	08:27	08:28	08:30	08:31				
12	08:32	08:34	08:35	08:37	08:38	08:39				
13	08:41	08:42	08:44	08:45	08:46	08:47				
14	08:49	08:51	08:52	08:53	08:54	08:55				
15	08:56	08:58	08:59	09:01	09:02	09:03				
16	09:05	09:06	09:07	09:08	09:10	09:11				
17	09:12	09:13	09:15	09:16	09:18	09:19				
18	09:20	09:22	09:23	09:24	09:26	09:27				
19	09:28	09:30	09:31	09:33	09:34	09:35				
20	09:37	09:38	09:40	09:41	09:42	09:43				
21	09:45	09:46	09:48	09:50	09:51	09:52				
22	09:53	09:55	09:56	09:57	09:58	10:00				
23	10:01	10:02	10:04	10:05	10:06	10:08				
24	10:09	10:11	10:12	10:13	10:14	10:16				
25	10:17	10:18	10:20	10:21	10:22	10:24				
26	10:25	10:27	10:28	10:29	10:31	10:32				
27	10:33	10:34	10:36	10:38	10:39	10:40				
28	10:42	10:43	10:44	10:45	10:57	10:48				
29	10:49	10:51	10:52	10:43	10:55	10:56				
30	10:57	10:59	11:00	11:01	11:03	11:04				
31	11:05	11:07	11:08	11:09	11:10	11:12				
32	11:13	11:14	11:16	11:17	11:18	11:20				
33	11:22	11:23	11:24	11:26	11:27	11:28				
34	11:29	11:30	11:31	11:33	11:34	11:36				
35	11:37	11:29	11:40	11:41	11:42	11:43				
36	11:44	11:45	11:47	11:48	11:50	11:51				
37	11:52	11:54	11:55	11:56	11:57	11:58				
38	12:00	12:01	12:02	12:04	12:05	12:06				
39	12:07	12:09	12:10	12:11	12:12	12:13				
40	12:15	12:16	12:18	12:19	12:20	12:22				
41	12:23	12:25	12:26	12:28	12:29	12:31				
42	12:33	12:34	12:35	12:37	12:39	12:40				
43	12:41	12:43	12:45	12:46	12:47	12:49				
44	12:51	12:52	12:53	12:55	12:56	12:58				
45	12:59	01:01	01:02	01:04	01:05	01:06				
46	01:08	01:09	01:11	01:12	01:13	01:15				
47	01:16	01:18	01:20	01:22	01:23	01:24				
48	01:25	01:27	01:28	01:30	01:32	01:35				
49	01:37	01:38	01:40	01:42	01:43	01:45				
50	01:46	01:47	01:49	01:50	01:52	01:54				

Observaciones: Sin Novedad



01	Cambio de guardia	----	07:00	07:05
02	Carguío de desmonte al botadero Nv. 3342	Mina	07:05	12:35
03	Perfilando el talud y arreglo del piso.	Mina	12:35	12:55
04	Carguío de desmonte al botadero Nv. 3342	Mina	12:55	02:00
05	Rancho	----	02:00	03:00
06	Carguío de desmonte al botadero Nv. 3342	Mina	03:05	04:15
07	Perfilando el talud y arreglo del piso.	Mina	04:15	04:35
08	Carguío de desmonte al botadero Nv. 3342	Mina	04:35	06:38
09	Cambio de guardia	Mina	06:38	07:00
10				
11	<b>Nota</b>			
12	Arreglando talud y piso: 00:40 minutos			
13				
14				
15				
16				
17				
18				
19				
20				

Observaciones: Los volquetes demoran mucho en volver, las vías en mal estado (encalaminadas),

REPORTE DE TRABAJO DE EQUIPOS					
Tajo	Capilla	Equipo : Cargador Frontal L150G-1	Fecha	20/08/12	
Banco	3342	Controlador: Ever paredes			
Turno	Noche	Jefe de Guardia : Ing. Amao Yucra	Destino	Botadero Nv. 3342	
Nº	DESCRIPCIÓN		ÁREA	INICIO	TERMINO
01	Cambio de guardia		----	07:00	07:08
02	Empuje de desmonte botadero Nv. 3342		Mina	07:10	08:00
03	Esperando material		---	08:00	08:40
04	Empuje de desmonte botadero Nv. 3342		Mina	08:40	09:32
05	Esperando material		---	09:33	10:14
06	Empuje de desmonte botadero Nv. 3342		Mina	10:15	11:10
07	Esperando material		---	11:11	12:00
08	Empuje de desmonte botadero Nv. 3342		Mina	12:01	12:45
09	Esperando material		---	12:46	01:10
10	Empuje de desmonte botadero Nv. 3342		Mina	01:11	02:00
11	Rancho		----	02:00	03:00
12	Empuje de desmonte botadero Nv. 3342		Mina	03:40	04:29
13	Esperando material		---	04:30	05:15
14	Empuje de desmonte botadero Nv. 3342		Mina	05:16	06:00
15	Esperando material		----	06:01	06:25
16	Empujando desmonte		Mina	06:26	06:45
17	Cambio de guardia		----	06:45	07:00
18					
19	<b>Nota:</b>				
20	Horas Empuje de desmonte: 06:02.00 horas				

Observaciones: No hubo novedades e n el empuje de desmonte en el botadero Nv. 3342

**Análisis del tiempo total de acarreo (T. carguío + T. ida + T. descarga + T. regreso).**

Del reporte de acarreo se tiene los siguientes datos

07:05	00:08	07:06	00:09	07:07	00:09	07:08	00:09	07:09	00:10	07:11	00:09
07:13	00:08	07:15	00:07	07:16	00:08	07:17	00:08	07:19	00:08	07:20	00:08
07:21	00:08	07:22	00:08	07:24	00:08	07:25	00:08	07:27	00:07	07:28	00:08
07:29	00:08	07:30	00:08	07:32	00:07	07:33	00:08	07:34	00:09	07:36	00:08
07:37	00:08	07:38	00:08	07:39	00:08	07:41	00:08	07:43	00:07	07:44	00:07
07:45	00:08	07:46	00:08	07:47	00:08	07:49	00:08	07:50	00:08	07:51	00:08
07:53	00:07	07:54	00:07	07:55	00:08	07:57	00:07	07:58	00:07	07:59	00:08
08:00	00:09	08:01	00:09	08:03	00:08	08:04	00:08	08:05	00:09	08:07	00:08
08:09	00:07	08:10	00:08	08:11	00:08	08:12	00:08	08:14	00:07	08:15	00:08
08:16	00:08	08:18	00:08	08:19	00:08	08:20	00:08	08:21	00:09	08:23	00:08
08:24	00:08	08:26	00:08	08:27	00:08	08:28	00:09	08:30	00:08	08:31	00:08
08:32	00:09	08:34	00:08	08:35	00:09	08:37	00:08	08:38	00:08	08:39	00:08
08:41	00:08	08:42	00:09	08:44	00:08	08:45	00:08	08:46	00:08	08:47	00:08
08:49	00:07	08:51	00:07	08:52	00:07	08:53	00:08	08:54	00:08	08:55	00:08
08:56	00:09	08:58	00:08	08:59	00:08	09:01	00:07	09:02	00:08	09:03	00:08
09:05	00:07	09:06	00:07	09:07	00:08	09:08	00:08	09:10	00:08	09:11	00:08
09:12	00:08	09:13	00:09	09:15	00:08	09:16	00:08	09:18	00:08	09:19	00:08
09:20	00:08	09:22	00:08	09:23	00:08	09:24	00:09	09:26	00:08	09:27	00:08
09:28	00:09	09:30	00:08	09:31	00:09	09:33	00:08	09:34	00:08	09:35	00:08
09:37	00:08	09:38	00:08	09:40	00:08	09:41	00:09	09:42	00:09	09:43	00:09
09:45	00:08	09:46	00:09	09:48	00:08	09:50	00:07	09:51	00:07	09:52	00:08
09:53	00:08	09:55	00:07	09:56	00:08	09:57	00:08	09:58	00:08	10:00	00:08
10:01	00:08	10:02	00:09	10:04	00:08	10:05	00:08	10:06	00:08	10:08	00:08
10:09	00:08	10:11	00:07	10:12	00:08	10:13	00:08	10:14	00:08	10:16	00:08
10:17	00:08	10:18	00:09	10:20	00:08	10:21	00:08	10:22	00:09	10:24	00:08
10:25	00:08	10:27	00:07	10:28	00:08	10:29	00:09	10:31	00:08	10:32	00:08
10:33	00:09	10:34	00:09	10:36	00:08	10:38	00:07	10:39	00:08	10:40	00:08
10:42	00:07	10:43	00:08	10:44	00:08	10:45	00:08	10:47	00:08	10:48	00:08
10:49	00:08	10:51	00:08	10:52	00:08	10:53	00:08	10:55	00:08	10:56	00:08
10:57	00:08	10:59	00:08	11:00	00:08	11:01	00:08	11:03	00:07	11:04	00:08
11:05	00:08	11:07	00:07	11:08	00:08	11:09	00:08	11:10	00:08	11:12	00:08
11:13	00:09	11:14	00:09	11:16	00:08	11:17	00:09	11:18	00:09	11:20	00:08
11:22	00:07	11:23	00:07	11:24	00:07	11:26	00:07	11:27	00:07	11:28	00:08
11:29	00:08	11:30	00:09	11:31	00:09	11:33	00:08	11:34	00:08	11:36	00:07
11:37	00:07	11:39	00:08	11:40	00:07	11:41	00:07	11:42	00:08	11:43	00:08
11:44	00:08	11:45	00:09	11:47	00:08	11:48	00:08	11:50	00:07	11:51	00:07
11:52	00:08	11:54	00:07	11:55	00:07	11:56	00:08	11:57	00:08	11:58	00:08
12:00	00:07	12:01	00:08	12:02	00:08	12:04	00:07	12:05	00:07	12:08	00:07
12:07	00:08	12:09	00:07	12:10	00:08	12:11	00:08	12:12	00:08	12:13	00:09
12:15	00:08	12:16	00:09	12:18	00:08	12:19	00:09	12:20	00:09	12:22	00:09
12:23	00:10	12:25	00:09	12:26	00:09	12:28	00:09	12:29	00:10	12:31	00:09
12:33	00:08	12:34	00:09	12:35	00:10	12:37	00:09	12:39	00:08	12:40	00:09
12:41	00:10	12:43	00:09	12:45	00:08	12:46	00:09	12:47	00:09	12:49	00:09
12:51	00:08	12:52	00:09	12:53	00:09	12:55	00:09	12:56	00:09	12:58	00:08
12:59	00:09	01:01	00:08	01:02	00:09	01:04	00:08	01:05	00:08	01:06	00:09
01:08	00:08	01:09	00:09	01:11	00:09	01:12	00:10	01:13	00:10	01:15	00:09
01:16	00:09	01:18	00:09	01:20	00:08	01:22	00:08	01:23	00:09	01:24	00:11
01:25	00:12	01:27	00:11	01:28	00:12	01:30	00:12	01:32	00:11	01:35	00:10
01:37	00:09	01:38	00:09	01:40	00:09	01:42	00:08	01:43	00:09	01:45	00:09
01:46	00:09	01:47	00:09	01:49	00:09	01:50	00:09	01:52	00:09	01:54	00:08
01:55	01:09	01:56	01:09	01:58	01:09	01:59	01:10	02:01	01:10	02:02	01:10
03:04	00:10	03:05	00:10	03:07	00:10	03:09	00:09	03:11	00:09	03:12	00:09
03:14	00:08	03:15	00:09	03:17	00:09	03:18	00:10	03:20	00:09	03:21	00:10
03:22	00:10	03:24	00:09	03:26	00:09	03:28	00:08	03:29	00:08	03:31	00:08
03:32	00:09	03:33	00:09	03:35	00:10	03:36	00:11	03:37	00:11	03:39	00:11
03:41	00:10	03:42	00:10	03:45	00:09	03:47	00:09	03:48	00:09	03:50	00:08
03:51	00:09	03:52	00:10	03:54	00:09	03:56	00:08	03:57	00:09	03:58	00:10
04:00	00:09	04:02	00:08	04:03	00:08	04:04	00:09	04:06	00:09	04:08	00:08
04:09	00:09	04:10	00:10	04:11	00:10	04:13	00:09	04:15	00:09	04:16	00:09

Como se puede apreciar el tiempo promedio del ciclo total (CT) de acarreo es de 09.27 minutos.

### Cálculo de horas trabajadas de la excavadora DOOSAN 500

Del reporte de trabajo de equipos se puede obtener las horas trabajadas.

Descripción	Equipo	Hora inicio	Hora Final	H. Total
Carguío de desmonte	Doosan – 500	07:05 p.m.	12:35 a.m.	05:30
Carguío de Desmonte	Doosan – 500	12:55 a.m.	02:00 a.m.	01:05
Carguío de desmonte	Doosan – 500	03:00 a.m.	04:15 a.m.	01:15
Carguío de Desmonte	Doosan – 500	04:35 a.m.	06:38 a.m.	02:03
Total de horas trabajadas en la guardia				09 : 53

Como se observa, las horas de carguío fueron 09.88 horas

Por tanto el ciclo de carguío es:

#### Calculando el ciclo de carguío real:

$$C_{\text{carguío}} = 60 / \left( \frac{\text{Numero de viajes}}{\text{Horas trabajadas}} \right)$$

$$C_{\text{carguío}} = 60 / \left( \frac{(6 \times 75) \text{ viajes}}{09.88 \text{ horas}} \right)$$

$$C_{\text{carguío}} = 60 / \left( \frac{450 \text{ viajes}}{09.88 \text{ horas}} \right)$$

$$C_{\text{carguío}} = 60 / (45.55)$$

$$C_{\text{carguío}} = 1.317 \text{ min}$$

$$C_{\text{carguío}} = 1.32 \text{ min}$$

#### Calculando el ciclo de carguío optimo

$$C_{\text{carguío optimo}} = N^{\circ} \text{ de pases} \times \text{Tiempo de cada pase}$$

$$N^{\circ} \text{ de pases} = \frac{\text{Cap. de volquete}}{\text{Cap Cucharon}}$$

$$N^{\circ} \text{ de pases} = \frac{15 \text{ m}^3}{3.6 \text{ m}^3}$$

$$N^{\circ} \text{ de pases} = 4.17 \text{ pases}$$

$$N^{\circ} \text{ de pases} = 4 \text{ pases}$$

Entonces:

$$C_{\text{carguio optimo}} = 4 \times 19 \text{ seg.}$$

$$C_{\text{carguio optimo}} = 76 \text{ seg.}$$

$$C_{\text{carguio optimo}} = 1.27 \text{ min}$$

### Calculando la eficiencia del carguío:

Se tiene:

$$Eff = \frac{C_{\text{carguio optimo}}}{C_{\text{carguio}}} \times 100$$

$$Eff = \frac{1.27 \text{ min}}{1.32 \text{ min}} \times 100$$

$$Eff = 96.21 \%$$

Luego se obtiene una eficiencia de 96.21 % la cual es excelente

### Calculando el costo de carguío:

Se tiene:

$$C_{\text{carguio}} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

$$C_{\text{carguio}} = 09.88 \text{ horas} \times 131 \text{ \$/Hr}$$

$$C_{\text{carguio}} = 1,294.28 \text{ dolares}$$

Calculando el costo de carguío por tonelada de desmonte

$$C_{Tn \text{ de desmonte}} = \frac{\text{costo de carguio de desmonte}}{\text{produc. diaria de desmonte}}$$

$$C_{Tn \text{ de desmonte}} = \frac{1,294.28}{(6 \times 75 \times 22 \text{ tn})}$$

Por tanto:

$$C_{Tn \text{ dedesmonte}} = \frac{1,294.28 \text{ \$}}{9900 \text{ Tn}}$$

$$C_{\text{carguio Tn de desmonte}} = 0.131 \text{ \$/Tn}$$

### Calculando el ciclo de acarreo

El ciclo de acarreo comprende la sumatoria de los tiempos de ida + tiempo de descarga + tiempo de retorno.

En este caso el ciclo de acarreo la obtendremos de la diferencia del ciclo total (CT) de acarreo menos el ciclo de carguío.

$$C_{acarreo} = CT - C_{carguío}$$

$$C_{acarreo} = 09.27 \text{ min} - 1.27 \text{ min}$$

$$C_{acarreo} = 08.00 \text{ min}$$

### Calculando el ciclo de acarreo optimo

$$C_{acarreo \text{ optimo}} = T_{ida} + T_{descarga} + T_{retorno}$$

### Calculando tiempo de ida

$$T_{ida} = \frac{\text{distancia de ida (km)}}{\text{Velocidad de ida } \left(\frac{\text{Km}}{\text{h}}\right)} \times 60$$

$$T_{ida} = \frac{0.47927 \text{ km}}{8 \text{ Km/h}} \times 60 \text{ min}$$

$$T_{ida} = 3.595 \text{ min}$$

### Calculando tiempo de retorno

$$T_{retorno} = \frac{\text{distancia de retorno (km)}}{\text{Velocidad de retorno } \left(\frac{\text{Km}}{\text{h}}\right)} \times 60$$

$$T_{ida} = \frac{0.47927 \text{ km}}{12 \text{ Km/h}} \times 60 \text{ min}$$

$$T_{ida} = 2.396 \text{ min}$$

### Calculando tiempo de descarga

El tiempo de descarga se toma entre 1.0 a 1.5 min

$$T_{descarga} = 1.5 \text{ min}$$

Entonces:

$$C_{acarreo \text{ optimo}} = T_{ida} + T_{descarga} + T_{retorno}$$

$$C_{acarreo \text{ optimo}} = 3.595 + 1.5 + 2.396$$

$$C_{acarreo \text{ optimo}} = 7.491 \text{ min}$$

**Calculando la eficiencia del acarreo:**

Se tiene:

$$Eff = \frac{C_{acarreo \text{ optimo}}}{C_{acarreo}} \times 100$$

$$Eff = \frac{7.491 \text{ min}}{08.00 \text{ min}} \times 100$$

$$Eff = 93.64 \%$$

Luego se obtiene una eficiencia de 93.64 % la cual es buena.

**Costo de acarreo para mineral**

Se tiene:

$$C_{acarreo} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

Calculando las horas trabajadas para un volquete:

$$H_{trabajadas} = \text{Numero de viajes} \times \text{ciclo acarreo real}$$

$$H_{trabajadas} = 75 \text{ viajes} \times 08.00 \text{ min/viaje}$$

$$H_{trabajadas} = 600.00 \text{ min}$$

$$H_{trabajadas} = 10 \text{ horas } 00 \text{ minutos}$$

Entonces se tiene:

$$C_{acarreo \text{ unitario}} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

$$C_{acarreo \text{ unitario}} = 10 \text{ Horas trabajadas} \times 44 \text{ \$/Hr}$$

$$C_{carguio \text{ unitario}} = 440.00 \text{ dolares/volquete}$$

Por tanto se tiene para toda la flota de acarreo:

$$C_{Flota\ acarreo} = \text{Numero de volquetes} \times C_{acarreo\ unitario}$$

$$C_{Flota\ acarreo} = 6 \text{ volquetes} \times 440.00 \text{ dolares/volquete}$$

$$C_{Flota\ acarreo} = 6 \times 440.00$$

$$C_{Flota\ acarreo} = 2,640.00 \text{ dolares}$$

Calculando el costo de acarreo por tonelada de mineral

$$C_{Tn\ de\ mineral} = \frac{\text{costo de acarreo de mineral}}{\text{produc. diaria de mineral}}$$

$$C_{Tn\ de\ mineral} = \frac{2,640.00 \$}{(6 \times 75 \times 22 \text{ tn})}$$

Por tanto:

$$C_{Tn\ dedesmonte} = \frac{2,640.00 \$}{9,900Tn}$$

$$C_{acarreo\ Tn\ de\ desmonte} = 0.267 \$/Tn$$

#### 4.2.4.6 Resumen del análisis técnico económico de carguío y acarreo.

Tabla N° 23: Resumen de los ciclos carguío, acarreo y producción

Descripción	Ciclo carguío			Ciclo acarreo			Producción (Tn/día)		
	Antes	Después	Var. %	Antes	Después	Var. %	Antes	Después	Var. %
<b>Mineral</b>	2.32 min	2.15 min	7.33	17.68 min	14.85 min	16.00	5,984.00	6,864.00	12.82
<b>Desmonte</b>	1.52 min	1.27 min	16.45	10.73 min	08.00 min	25.44	8,470.00	9,900.00	14.44

Descripción	\$/Tn de carguío			\$/Tn de acarreo			\$/Tn total mov. Tierra		
	Antes	Después	Var. %	Antes	Después	Var. %	Antes	Después	Var. %
<b>Mineral</b>	0.16	0.141	11.87	0.589	0.495	15.96	0.749	0.636	15.087
<b>Desmonte</b>	0.151	0.131	13.25	0.358	0.267	25.42	0.509	0.398	21.807

#### 4.2.5 Demoras en equipo de carguío.

Las únicas demoras en los equipos de carguío con mayor frecuencia son:

Al momento de perfilar el talud.

Una de las formas para poder minimizar estas demoras es con el factor de acoplamiento, nos ayudara a calcular cuántos volquetes se requiere para cada equipo de carguío cuando se tiene en un mismo nivel dos flotas de acarreo.

#### 4.2.6 Numero de volquetes para la flota de acarreo y equipo de carguío.

Determina el número de volquetes para cada equipo de carguío es importante, de esta forma se puede distribuir mejor los equipos y evitar los tiempos muertos.

Se tiene el número de volquetes necesarios para el caso anterior.

$$N^{\circ} \text{ Volquetes} = \frac{C_{\text{carguío optimo}} + C_{\text{acarreo optimo}}}{C_{\text{carguío optimo}}} + 1$$

$$N^{\circ} \text{ Volquetes} = \frac{2.1 + 13.9}{2.1} + 1$$

$$N^{\circ} \text{ Volquetes} = \frac{16}{2.1} + 1$$

$$N^{\circ} \text{ Volquetes} = 8.6$$

$$N^{\circ} \text{ Volquetes} = 9 \text{ volquetes}$$

#### 4.2.7 Factor de acoplamiento entre la flota de transporte y equipos de carga

El factor de acoplamiento (FA) se toma en cuenta cuando se tiene dos o más equipos de carguío en un solo banco o nivel de minado para evitar que los equipos de carguío tengan tiempos muertos.

Para calcular este facto se tiene la siguiente ecuación, dando lo ideal cuando el factor de acoplamiento resulta igual a la unidad.

$$FA = \frac{N \times p \times t}{n \times T}$$

Donde:

$N$  = numero de volquetes

$p$  = numero de pases de carguio

$t$  = tiempo por cada pase (min)

$n$  = numero de equipo de carguio

$T$  = Ciclo total acarreo (min)

Si  $FA < 1$ ; Falta de volquetes

Si  $FA = 1$ ; ideal

Si  $FA > 1$ ; sobre cargado de volquetes

#### 4.2.8 Demoras fijas.

Dentro de estas demoras se consideran dos que son bien marcados dentro de las operaciones en mina:

- ✓ **Demora planificada.**- se ha considerado producción cero, lo que son cambio de guardia, rancho y servicio de engrase.
- ✓ **Demoras de preparación.**- Se considera al servicio diario del equipo al inicio de guardia y servicio de combustible (pool)

#### 4.2.9 Reparación mecánica

- ✓ **Tiempo de parada.**- Es considerado cualquier falla del equipo que no planificada o contemplado como pueden ser; mecánico, eléctrico, enllante y soldadura.
- ✓ **Tiempo perdido.**- Se les considera a los equipos en reserva (Stand by)
- ✓ **Tiempo por defecto.**- Son los tiempos perdidos, ya sea por un trabajo no planificado o de baja calidad y correcciones en la que se realizan en las operación.

#### 4.2.10 Demoras operativas

##### a. Indirectas a la producción.

Son los tiempos planificados que no afectan a la producción.

Tabla N° 24: Demoras por partida planificada durante la guardia noche

Acciones	Tiempo planificado	Rango	Promedio	Ocurrencia
Refrigerio	02:00 am – 03:00 am. 60 minutos	55 a 65 minutos	60 minutos	Siempre
Cambio de guardia	06:45 pm (depende del lugar de cambio)	05 a 15 minutos	10 minutos	Siempre
Reparación programada	Faltando 20 a 30 minutos del fin de guardia	Teniendo su rol de mantenimiento.		Eventual
Horas de calistenia	10 minutos de revisión	Depende del tiempo del operador		Eventual

Tabla N° 25: Demoras por preparación durante la guardia noche

Acciones	Tiempo promedio	Ocurrencia
Traslado del equipo	Dependiendo del lugar (25 a 30 min.)	Eventual
Falta de lubricantes o aceite	06 a 15 min. por camión, a partir de las 03 a 06 de la mañana.	Eventual
Chequeo del equipo a inicio de guardia	05 a 10 min. dependiendo del reporte del operario saliente.	Siempre

Tabla N° 26: Demoras por partida planificada durante la guardia día

Acciones	Tiempo planificado	Rango	Promedio	Ocurrencia
Almuerzo	12:00 m – 01:00 pm. 60 minutos	50 a 55 minutos	52.5 minutos	Siempre
Cambio de guardia	06:45 am (depende del lugar de cambio)	05 a 15 minutos	10 minutos	Siempre
Mantenimiento y engrase	06:45 pm a 07:00 pm	Dependiendo del tipo de engrase		Eventual

Tabla N° 27: Demoras por preparación durante la guardia día

Acciones	Tiempo promedio	Ocurrencia
Traslado del equipo	Dependiendo del lugar (25 a 30 min.)	Siempre
Falta de lubricantes o aceite	06 a 15 min. por camión, a partir de las 04 a 06 de la tarde.	Eventual
Chequeo del equipo a inicio de guardia	05 a 10 min. dependiendo del reporte del operario saliente.	Siempre

**b. Directas a la producción**

Son tiempos no planificados y afectan a la producción.

**Para las 2 guardias**

Tabla N° 28: Tiempo de parada en base a promedio de guardias

Acciones	Tiempo promedio	Ocurrencia
Reparación mecánica	Dependiendo del problema de 05 min a permanente	Eventual
Condiciones	Dependiendo del % de la	Raro, (se da

de clima	condición climatológica, de 10 a 60 minutos	en época de lluvia)
----------	---	---------------------

Tabla N° 29: Tiempo perdido en base a promedio de guardias

Acciones	Tiempo promedio	Ocurrencia
Equipo en reparación	De los 24 volquetes operativos, la mayoría de veces se trabaja con 20 volquetes	Eventual

### 4.3 Consideraciones Económicas de la Optimización de carguío y acarreo

#### 4.3.1 Análisis económico antes de las mejoras en el carguío y acarreo

##### Calculando producción diaria de mineral:

*produc. diaria de mineral = N° de viajes de mineral x capacidad de volquete (22 tn)*

$$i\text{produc. diaria de mineral} = 272 \text{ viajes de mineral} \times 22 \text{ tn}$$

$$i\text{produc. diaria de mineral} = 5,984 \text{ TMD}$$

##### Calculando producción mensual de mineral

*produc. mensual de mineral = Produccion diaria x 30 dias*

$$i\text{produc. mensual de mineral} = 5,984 \times 30$$

$$i\text{produc. mensual de mineral} = 179,520 \text{ Tn/mes}$$

##### Calculando Costo de carguío por Tn de mineral:

Se tiene:

$$C_{Tn \text{ de ineral}} = \frac{\text{costo de carguío de mineral}}{\text{produc. diaria de mineral}}$$

Se tiene:

$$C_{\text{carguío}} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

$$C_{\text{carguío}} = 10.31 \text{ horas} \times 93.0 \text{ \$/Hr}$$

$$C_{\text{carguío}} = 958.83 \text{ dolares}$$

Por tanto:

$$C_{Tn \text{ de ineral}} = \frac{958.83 \$}{5,984 Tn}$$

$$C_{Tn \text{ de ineral}} = 0.160 \$/Tn$$

### Calculando Costo de acarreo por Tn de mineral

Se tiene:

$$C_{Tn \text{ de ineral}} = \frac{\text{costo de acarreo de mineral}}{\text{produc. diaria de mineral}}$$

Se tiene:

$$C_{\text{acarreo}} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

Calculando las horas trabajadas para un volquete:

$$H_{\text{trabajadas}} = \text{Numero de viajes} \times \text{ciclo acarreo real}$$

$$H_{\text{trabajadas}} = 34 \text{ viajes} \times 17.68 \text{ min/viaje}$$

$$H_{\text{trabajadas}} = 601.12 \text{ min}$$

$$H_{\text{trabajadas}} = 10 \text{ horas } 01 \text{ minuto}$$

Entonces se tiene:

$$C_{\text{acarreo unitario}} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

$$C_{\text{acarreo unitario}} = 10.02 \text{ Horas trabajadas} \times 44 \$/Hr$$

$$C_{\text{carguio unitario}} = 440.88 \text{ dolares/volquete}$$

Por tanto se tiene para toda la flota de acarreo:

$$C_{\text{Flota acarreo}} = \text{Numero de volquetes} \times C_{\text{acarreo unitario}}$$

$$C_{\text{Flota acarreo}} = 8 \text{ volquetes} \times 440.88 \text{ dolares/volquete}$$

$$C_{\text{Flota acarreo}} = 8 \times 424.71$$

$$C_{\text{Flota acarreo}} = 3,527.04 \text{ dolares}$$

Calculando el costo de acarreo por tonelada de mineral

$$C_{Tn \text{ de ineral}} = \frac{\text{costo de acarreo de mineral}}{\text{produc. diaria de mineral}}$$

Por tanto:

$$C_{Tn \text{ de ineral}} = \frac{3,527.04 \$}{5,984 Tn}$$

$$C_{\text{acarreo } Tn \text{ de ineral}} = 0.589 \$/Tn$$

#### **Calculo de Costo de servicios auxiliares por Tn de Mineral:**

$$C_{\text{Serv. Auxil.}} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

Nota: en vista que la Unidad Patibal no cuenta con una motoniveladora constante, los trabajos de mantenimiento de vías se realizan con cargador frontal, únicamente en puntos puntuales donde es necesario realizar el arreglo (encalaminados, limpieza de material que cae a la vía)

Entonces se tiene de reporte de trabajo de equipos:

#### **Para cargador frontal L150G-1**

$$C_{\text{Cargador frontal.}} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

$$C_{\text{Cargador frontal.}} = 1.08 \text{ horas} \times 80.50 \$/Hr$$

$$C_{\text{Cargador frontal.}} = 86.94 \text{ dolares}$$

#### **Para cisterna de riego de vías:**

$$C_{\text{Cisterna.}} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

$$C_{\text{Cisterna.}} = 2.92 \text{ Horas} \times 36 \$/Hr$$

$$C_{\text{Cisterna.}} = 105.12 \$/Hr$$

Por tanto el costo por Tn es:

$$C_{\text{costo de Serv. Auxil.}} = \frac{C_{\text{Cisterna.}} + C_{\text{Cargador frontal.}}}{\text{Produccion diaria}}$$

$$C_{\text{costo de Serv. Auxil.}} = \frac{(86.94 + 105.12) \$}{5,984 Tn}$$

$$C_{\text{costo de Serv. Auxil.}} = \frac{192.06 \$}{5,984 Tn}$$

$$C_{\text{costo de Serv. Auxil.}} = 0.0321 \$/Tn$$

### Calculando el costo total de operaciones mina para Tn de mineral

$$C_{Operac.Mina.} = C_{acarreo Tn} + C_{perfor Tn} + C_{Vol Tn} + C_{Carguio Tn} + C_{costo de Serv. Auxil.}$$

$$C_{Operac.Mina.} = 0.589 + 0.364 + 0.28 + 0.160 + 0.0321$$

$$C_{Operac.Mina.} = 1.4251 \$/Tn$$

### Costo de movimiento de mineral por día:

$$Cost.mov.mineral = Produccion mineral \times C_{Operac.Mina.}$$

$$Cost.mov.mineral = 5984 Tn \times 1.4251 \frac{\$}{Tn}$$

$$Cost.mov.mineral = 8,527.80 \$$$

### Calculando el costo total de operaciones mina para Tn de desmonte

$$C_{Operac.Mina.} = C_{acarreo Tn} + C_{perfor Tn} + C_{Vol Tn} + C_{Carguio Tn} + C_{costo de Serv. Auxil.}$$

$$C_{Operac.Mina.} = 0.358 + 0.364 + 0.28 + 0.151 + 0.0321$$

$$C_{Operac.Mina.} = 1.1851 \$/Tn$$

### Costo de movimiento de desmonte por día:

$$Cost.mov.desmonte = movi.de desmonte \times C_{Operac.Mina.}$$

$$Cost.mov.desmonte = (8,470 + 4,620) \times 1.1851 \frac{\$}{Tn}$$

$$Cost.mov.desmonte = (13,090 Tn) \times 1.1851 \$/Tn$$

$$Cost.mov.desmonte = 15,512.96 \$$$

### Costo de operaciones mina por día:

$$C_{Operac.Mina diario.} = Cost.mov.mineral + Cost.mov.desmonte$$

$$C_{Operac.Mina diario.} = 8,527.80 + 15,512.96$$

$$C_{Operac.Mina diario.} = 24,040.76 \$$$

### Calculando el costo de tratamiento de planta concentradora

Según los reportes mensuales que presenta el área de planta a la gerencia general se tiene que el costo de tratamiento por Tn de mineral se muestra en la siguiente tabla:

Tabla N° 30: Cuadro presupuesto para recuperación en planta tratamiento

CONCEPTO	Unidad	Presup
Mineral Tratado	TMS	340,000
Ley de Au	g/Tm	0.280
Au Fino	Oz.	3,061
% Recuperación Au	%	65.00%
Au Recuperable	Oz.	1,989
Ley de Ag	g/Tm	10.000
Ag Fino	Oz.	109,312
% Recuperación Ag	%	40.00%
Ag Recuperable	Oz.	43,725
Desmonte Extraído	Tm	1,020,000
Relación Desbroce	DM	3.000
Oro Fino	Oz.	1,989
Plata Fino	Oz.	43,725
Metros Perforados	m	42,104
Toneladas Rotas	Tm	1,360,000
Costo Producción Mineral	US\$	1,899,702
Costo Producción Mineral	US\$/TM	5.59
Total de Material Movido	TSM	1,360,000

#### 4.3.2 Análisis económico después de las mejoras en el carguío y acarreo

##### Calculando producción diaria de mineral:

$$\text{produc. diaria de mineral} = \text{N}^{\circ} \text{ de viajes de mineral} \times \text{capacidad de volquete (22 tn)}$$

$$\text{produc. diaria de mineral} = 312 \text{ viajes de mineral} \times 22 \text{ tn}$$

$$\text{produc. diaria de mineral} = 6,864 \text{ TMD}$$

##### Calculando producción mensual de mineral

$$\text{produc. mensual de mineral} = \text{Produccion diaria} \times 30 \text{ dias}$$

$$\text{produc. mensual de mineral} = 5,984 \times 30$$

$$\text{produc. mensual de mineral} = 205,920 \text{ Tn/mes}$$

##### Calculando costo de carguío por Tn de mineral:

Se tiene:

$$C_{Tn \text{ de ineral}} = \frac{\text{costo de carguio de mineral}}{\text{produc. diaria de mineral}}$$

Se tiene:

$$C_{\text{carguio}} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

$$C_{\text{carguio}} = 10.45 \text{ horas} \times 93.0 \text{ \$/Hr}$$

$$C_{\text{carguio}} = 971.85 \text{ dolares}$$

Por tanto:

$$C_{Tn \text{ de mineral}} = \frac{999.75 \text{ \$}}{6,864 \text{ Tn}}$$

$$C_{Tn \text{ de mineral}} = 0.141 \text{ \$/Tn}$$

### Calculando Costo de acarreo por Tn de mineral:

Se tiene:

$$C_{Tn \text{ de ineral}} = \frac{\text{costo de acarreo de mineral}}{\text{produc. diaria de mineral}}$$

Se tiene:

$$C_{\text{acarreo}} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

Calculando las horas trabajadas para un volquete:

$$H_{\text{trabajadas}} = \text{Numero de viajes} \times \text{ciclo acarreo real}$$

$$H_{\text{trabajadas}} = 39 \text{ viajes} \times 14.85 \text{ min/viaje}$$

$$H_{\text{trabajadas}} = 579.15 \text{ min}$$

$$H_{\text{trabajadas}} = 9 \text{ horas } 39 \text{ minutos}$$

Entonces se tiene:

$$C_{\text{acarreo unitario}} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

$$C_{\text{acarreo unitario}} = 9.6525 \text{ Horas trabajadas} \times 44 \text{ \$/Hr}$$

$$C_{\text{carguio unitario}} = 424.71 \text{ dolares/volquete}$$

Por tanto se tiene para toda la flota de acarreo:

$$C_{\text{Flota acarreo}} = \text{Numero de volquetes} \times C_{\text{acarreo unitario}}$$

$$C_{\text{Flota acarreo}} = 8 \text{ volquetes} \times 424.71 \text{ dolares/volquete}$$

$$C_{Flota\ acarreo} = 8 \times 424.71$$

$$C_{Flota\ acarreo} = 3,397.68 \text{ dolares}$$

Calculando el costo de acarreo por tonelada de mineral

$$C_{Tn\ de\ ineral} = \frac{\text{costo de acarreo de mineral}}{\text{produc. diaria de mineral}}$$

Por tanto:

$$C_{Tn\ de\ ineral} = \frac{3,397.68 \$}{6,864 \text{ Tn}}$$

$$C_{acarreo\ Tn\ de\ ineral} = 0.495 \$/Tn$$

**Calculando el costo de carguío para desmonte:**

Se tiene:

$$C_{carguio} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

$$C_{carguio} = 09.88 \text{ horas} \times 131 \$/Hr$$

$$C_{carguio} = 1,294.28 \text{ dolares}$$

Calculando el costo de carguío por tonelada de desmonte

$$C_{Tn\ de\ desmonte} = \frac{\text{costo de carguio de desmonte}}{\text{produc. diaria de desmonte}}$$

$$C_{Tn\ de\ desmonte} = \frac{1,294.28}{(6 \times 75 \times 22 \text{ tn})}$$

Por tanto:

$$C_{Tn\ dedesmonte} = \frac{1,294.28 \$}{9900 \text{ Tn}}$$

$$C_{carguio\ Tn\ de\ desmonte} = 0.131 \$/Tn$$

**Calculando Costo de acarreo para Desmonte**

Se tiene:

$$C_{acarreo} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

Calculando las horas trabajadas para un volquete:

$$H_{trabajadas} = \text{Numero de viajes} \times \text{ciclo acarreo real}$$

$$H_{trabajadas} = 75 \text{ viajes} \times 08.00 \text{ min/viaje}$$

$$H_{trabajadas} = 600 \text{ min}$$

$$H_{trabajadas} = 10 \text{ horas } 00 \text{ minutos}$$

Entonces se tiene:

$$C_{acarreo \text{ unitario}} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

$$C_{acarreo \text{ unitario}} = 10.00 \text{ Horas trabajadas} \times 44 \text{ \$/Hr}$$

$$C_{carguio \text{ unitario}} = 440.00 \text{ dolares/volquete}$$

Por tanto se tiene para toda la flota de acarreo:

$$C_{Flota \text{ acarreo}} = \text{Numero de volquetes} \times C_{acarreo \text{ unitario}}$$

$$C_{Flota \text{ acarreo}} = 6 \text{ volquetes} \times 440.00 \text{ dolares/volquete}$$

$$C_{Flota \text{ acarreo}} = 6 \times 440.00$$

$$C_{Flota \text{ acarreo}} = 2,640.00 \text{ dolares}$$

Calculando el costo de acarreo por tonelada de desmonte

$$C_{Tn \text{ de desmonte}} = \frac{\text{costo de acarreo de desmonte}}{\text{produc. diaria de desmonte}}$$

Por tanto:

$$C_{Tn \text{ dedesmonte}} = \frac{2,640.00 \$}{9,900 Tn}$$

$$C_{acarreo Tn \text{ de desmonte}} = 0.267 \text{ \$/Tn}$$

#### Costo de servicios auxiliares:

Por convenio de contrato, las horas de trabajo de la motoniveladora H-140, se hizo un contrato de 180 horas mínimo a precio de 40 \\$/Hr, en promedio las horas trabajadas de la motoniveladora son 4 horas 25 minutos por día (02 guardias), de las cuales en mineral son 1 hora 35 minutos, el resto de horas es en acarreo de desmonte y otros trabajos.

Por tanto:

**Para Motoniveladora H 140**

$$C_{Motoniveladora.} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

$$C_{\text{Motoniveladora}} = 1.583 \text{ horas} \times 40.00 \text{ \$/Hr}$$

$$C_{\text{Motoniveladora}} = 63.32 \text{ dolares}$$

**Para cisterna de riego de vías:**

$$C_{\text{Cisterna}} = \text{Horas trabajadas} \times \text{Costo alquiler}$$

$$C_{\text{Cisterna}} = 2.92 \text{ Horas} \times 36 \text{ \$/Hr}$$

$$C_{\text{Cisterna}} = 105.12 \text{ \$/Hr}$$

Por tanto el costo por Tn es:

$$C_{\text{costo de Serv. Auxil.}} = \frac{C_{\text{Cisterna}} + C_{\text{Motoniveladora}}}{\text{Produccion diaria}}$$

$$C_{\text{costo de Serv. Auxil.}} = \frac{(105.12 + 63.32) \$}{6,864 \text{ Tn}}$$

$$C_{\text{costo de Serv. Auxil.}} = \frac{168.44 \$}{6,864 \text{ Tn}}$$

$$C_{\text{costo de Serv. Auxil.}} = 0.0245 \text{ \$/Tn}$$

**Calculando el costo total de operaciones mina para Tn de mineral**

$$C_{\text{Operac.Mina.}} = C_{\text{acarreo Tn}} + C_{\text{perfor Tn}} + C_{\text{Vol Tn}} + C_{\text{Carguio Tn}} + C_{\text{costo de Serv. Auxil.}}$$

$$C_{\text{Operac.Mina.}} = 0.495 + 0.364 + 0.28 + 0.141 + 0.0245$$

$$C_{\text{Operac.Mina.}} = 1.3045 \text{ \$/Tn}$$

**Costo de movimiento de mineral por dia:**

$$\text{Cost.mov.mineral} = \text{Produccion mineral} \times C_{\text{Operac.Mina.}}$$

$$\text{Cost.mov.mineral} = 6864 \text{ Tn} \times 1.3045 \frac{\$}{\text{Tn}}$$

$$\text{Cost.mov.mineral} = 8,954.09 \$$$

**Calculando el costo total de operaciones mina para Tn de desmonte**

$$C_{\text{Operac.Mina.}} = C_{\text{acarreo Tn}} + C_{\text{perfor Tn}} + C_{\text{Vol Tn}} + C_{\text{Carguio Tn}} + C_{\text{costo de Serv. Auxil.}}$$

$$C_{\text{Operac.Mina.}} = 0.267 + 0.364 + 0.28 + 0.131 + 0.0245$$

$$C_{Operac.Mina.} = 1.0665 \text{ \$/Tn}$$

**Costo de movimiento de desmonte por día:**

$$Cost.mov.desmonte = movi.de desmonte \times C_{Operac.Mina.}$$

$$Cost.mov.desmonte = (9,900 + 5,596) \times 1.0665 \frac{\$}{Tn}$$

$$Cost.mov.desmonte = (15,496 Tn) \times 1.0665 \text{ \$/Tn}$$

$$Cost.mov.desmonte = 16,526.48 \text{ \$}$$

**Costo de operaciones mina por día:**

$$C_{Operac.Mina diario.} = Cost.mov.mineral + Cost.mov.desmonte$$

$$C_{Operac.Mina diario.} = 8,954.09 + 16,526.48$$

$$C_{Operac.Mina diario.} = 25,480.57 \text{ \$}$$

**Calculando el costo de tratamiento de planta concentradora**

Según los reportes mensuales que presenta el área de planta a la gerencia general se tiene que el costo de tratamiento por Tn de mineral se muestra en la siguiente tabla:

Tabla N° 31: cuadro presupuesto para recuperación en planta tratamiento vías mejoradas

CONCEPTO	Unidad	Presup
Mineral Tratado	TMS	340,000
Ley de Au	g/Tm	0.280
Au Fino	Oz.	3,061
% Recuperación Au	%	65.00%
Au Recuperable	Oz.	1,989
Ley de Ag	g/Tm	10.000
Ag Fino	Oz.	109,312
% Recuperación Ag	%	40.00%
Ag Recuperable	Oz.	43,725
Desmonte Extraído	Tm	1,020,000
Relación Desbroce	DM	3.000
Oro Fino	Oz.	1,989
Plata Fino	Oz.	43,725
Metros Perforados	m	42,104
Toneladas Rotas	Tm	1,360,000
Costo Producción Mineral	US\$	1,899,702
Costo Producción Mineral	US\$/TM	4.77
Total de Material Movido	TSM	1,360,000

**Tabla N° 32: Cuadro de comparación económica con las vías de acarreo mejoradas y sin mejorar.**

<b>Cuadro de comparación entre el antes y el después de realizar mejoras en vías</b>			
<b>Descripción</b>	<b>vías mejorado</b>	<b>vías sin mejorar</b>	<b>Var. (%)</b>
Producción mensual de mineral (Tn/mes)	205920.00	179520.00	12.82
Producción de Oz Au (mina)	1522.88	1327.64	12.82
Producción de Oz Ag (mina)	54625.08	47621.86	12.82
Recuperación de Oro en planta (65%)	989.87	862.97	12.82
Recuperación de Plata en planta (40%)	21850.03	19048.75	12.82
Costo de operaciones mina (\$/Tn)	1.71	2.2	-28.65
Costo de tratamiento de mineral (\$/Tn)	3.39	3.39	0.00
Costo de trabajo de producción mensual (\$ / mes)	1050192.00	1003516.80	4.44
Precio de mercado de Oz de Au (\$/Oz)	1600.00	1600.00	0.00
Precio de mercado de Oz de Ag (\$/Oz)	28.36	28.36	0.00
Precio de venta de producción	2203463.18	1920967.90	12.82

## **CAPITULO V**

### **OPTIMIZACIÓN DEL CARGUÍO – ACARREO MEDIANTE EL SISTEMA DISPATCH**

#### **5.1 Descripción**

- Es un sistema de comunicaciones mediante una red inalámbrica de 2 mbps.
- Es un sistema de despacho para carguío, transporte, chancado y equipos auxiliares.
- Cuenta con Tecnología GPS de alta precisión para carguío, perforación y algunos equipos auxiliares.

#### **5.2 Objetivos**

- Mejorar la administración de recursos humanos y mecánicos disponibles en los turnos.
- Incrementar horas efectivas y KPH de equipos.
- Reducir pérdidas operacionales de equipos.
- Mejorar la condición de pisos, dilución de mineral, sobre perforación y reducir requerimientos de topografía.
- Optimizar las etapas de carguío y acarreo.

En la Unidad Patibal básicamente se trabajaría con respecto a las siguientes funciones:

- Coordina la operación de todos los equipos de mina (volquetes, excavadoras, equipo auxiliar y perforadoras).
- Disminuye los tiempos de los volquetes y excavadoras mutuamente
- Mejora la disposición final del mineral según su ley.
- Permite a los supervisores e ingenieros, obtener los reportes necesarios para el control de los procesos mineros

- Se brinda una gran variedad de información al personal de mantenimiento para incrementar la disponibilidad del equipo, a partir del monitoreo de los signos vitales.
- Los operadores se podrán proveer de información necesaria para organizar su trabajo y hacerlo más productivo y accederán a datos inmediatos sobre su rendimiento y el avance de la producción de la mina.

### 5.3 Definiciones

- a) **Dispatch:** Software o Sistema computarizado que se utiliza para controlar la operación diaria de los equipos que hacen a la producción, como pueden ser los Volquetes, Palas y Perforadoras. Este software permite ver en tiempo real la producción de la mina y emitir reportes relacionados con la misma, para su seguimiento y control.
- b) **Operador Dispatch:** Es la persona encargada de controlar, dirigir y orientar la operación utilizando el software del Sistema Dispatch.
- c) **Consola Gráfica (GOIC):** Es el dispositivo que poseen los equipos en sus cabinas de mando, donde registran las operaciones diarias. Estado Operativo, Traslado, Stand By, Rancho, Cambio de Guardia, Mantenimiento.

### 5.4 Componentes

El sistema Dispatch está constituido por los siguientes componentes:

- **Computador Central PIII.-** Situado en la oficina de Despacho, donde corren los programas de optimización, que definen las asignaciones que reciben los operadores.
- **Sistema de Comunicación.-** Se cuenta con 2 radios uno que trabaja en una sola frecuencia y la otra que ingresa en diferentes frecuencias que opera la a mina.
- **Radios de equipo minero.-** Instalados en las cabinas de los cargadores, volquetes, perforadoras, etc. Permiten al operador comunicarse con el Dispatch central y la oficina de despacho.

La pantalla de transacciones de Dispatch, muestra a cada vehículo cuanto es el ciclo de carguío y acarreo, la información es proporcionada por los operadores de palas y/o cargadores y camiones. El operador de Dispatch ingresa las acciones de

descarga de material, llegadas al equipo de carguío, inicia la carga y descarga de material nuevamente. En cambio, el operador de pala/cargador debe indicar cuando ha terminado de cargar un camión.

### **5.5 Funcionamiento del sistema Dispatch**

Para la operación, el salto cualitativo ha sido muy notorio, ya que podemos mencionar que de Utilizaciones Efectivas que bordeaban del 60 al 65%, actualmente la cifra es de 70 - 75 %, con los consiguientes beneficios para la productividad.

Así mismo, los resultados de la operación pueden ser monitoreados en tiempo real, esto facilita la toma de decisiones y las medidas correctivas que se realizan en la operación diaria.

### **5.6 Procedimiento.**

- a) **Asistir a reunión diaria de operaciones mina matutina.-** El Operador Dispatch, asiste cada mañana a la Reunión Diaria de Operaciones Mina Matutina, donde se entera de los proyectos que se realizarán durante su guardia. Estos proyectos son explicados por el Jefe de Mina. Así mismo se entera de los principales hechos ocurridos en la guardia saliente.
  
- b) **Recibir cambio de guardia.-** Una vez finalizada la Reunión Diaria de Operaciones Mina Matutina, el Operador Dispatch se traslada a la cabina de Dispatch. Debe llevar consigo el Reporte de Coordinación recibido en la Reunión Diaria de Operaciones Mina Matutina y una copia del Tareo de Personal que completa el supervisor de turno al ingresar la guardia. Una vez en la cabina de Dispatch, recibe el cambio de guardia del Operador Dispatch saliente. Éste último, debe entregar el Reporte de Cambio de Guardia, e informar los eventos más resaltantes de su guardia, registrados en el Cuaderno de Eventos.
  
- c) **Ajustar polígonos y rutas.-** Luego de realizado el cambio de guardia, el Operador Dispatch debe inmediatamente controlar y ajustar los polígonos y rutas de trabajo de acuerdo al plan del día. Esto es bien importante a los efectos de comenzar a operar el sistema en modo automático (HoulRoute), en donde se optimiza la asignación de equipos, especialmente Volquetes, a través de los algoritmos del sistema (teoría de colas, distancias, consumos), optimizando así la producción de los mismos.

- d) **Registrar equipos operativos.-** Al momento del comienzo de las labores del día, debe controlar en el Sistema Dispatch, que todos los equipos se registren operativos, digitando en sus Consolas Gráficas (GOIC) dicho registro. Así mismo, deberá registrar manualmente los equipos que aún no poseen dicho dispositivo.
- e) **Controlar y asignar tareas.-** El Operador de Dispatch debe monitorear constantemente el adecuado funcionamiento de los equipos de la Mina a través del Sistema Dispatch. Para esto, utiliza además las planillas pre-impresas: PM de Equipos, Tareo de Personal, Reporte de Coordinación, Ranking de Volquetes, Códigos de Mantenimiento, Plan de Producción, Coordinación de Voladura y de carga manual, Registro nivel de petróleo de Volquetes, Control de Llantas, Cuaderno de Eventos.
- f) **Ubicar equipo en sistema.-** Dentro del proceso de control y asignación de tareas, el Operador Dispatch debe conocer constantemente la ubicación de los equipos en la mina, fundamentalmente Volquetes y verificar su posición en el Sistema Dispatch.
- g) **Verificar polígono en cada pala.-** De manera constante, el Operador Dispatch debe también verificar la correcta definición de los polígonos en cada una de las palas, para asegurar que se está minando correctamente, de acuerdo al tipo de material, desmonte o mineral y en caso de éste último que se esté trabajando la ley establecida por Ingeniería.
- h) **Verificar número de volquetes por pala.-** A pesar de que el Sistema Dispatch, trabajando en modo automático (HoulRoute), asigna los volquetes a cada pala, el Operador Dispatch debe controlar constantemente el número de volquetes por pala, a los efectos de que no se realicen esperas de pala por parte de los volquetes y optimizar el tiempo de acarreo de los mismos, por ende mejorar la productividad.
- i) **Solicitar nivel de petróleo a volquetes.-** En base al procedimiento de carga de petróleo por parte de los volquetes, el Operador Dispatch debe controlar de manera constante el nivel de petróleo de los volquetes, solicitando frecuentemente el nivel a cada operador de volquete que se encuentre corriendo

y registrándolo en la planilla de Registro de Nivel de Petróleo. Teniendo como referencia el nivel de cada volquete, determinará enviar en orden a aquellos que posean el nivel más bajo, considerando que deben ingresar con un nivel entre el 25 % y 30 %. Evitará además que se formen filas en el grifo y controlará la duración de dicho servicio buscando minimizar dicho tiempo. El primer registro de los niveles de volquetes, debe solicitarlo al inicio de guardia, cuando los volquetes se colocan operativos.

- j) Controlar Blending.-** El Operador de Dispatch deberá controlar el Blending de mineral que se envía a concentradora. Utilizando el Sistema Dispatch, deberá controlar frecuentemente los porcentajes de envío de mineral desde cada pala según plan donde figura la dureza de mineral que minará cada una.
  
- k) Coordinar equipos para disparos.-** El Jefe de Perforación y Voladura, envía por correo electrónico los días en que se realizan disparos, una planilla con detalle de las zonas que serán disparadas y los equipos que serán afectados. Con ésta planilla, el Operador Dispatch debe informar a cada equipo involucrado para que se ubique en posición segura.
  
- l) Registrar cortes de llantas.-** Al momento de registrar algún corte en las llantas, el Operador de Volquete informa al Operador Dispatch. Éste último debe de registrar dichos eventos en la planilla de Control de Llantas.
  
- m) Controlar mineral enviado a concentradora.-** El Operador de Dispatch debe controlar a cada hora el Tonelaje de Mineral enviado a concentradora como así también la Ley de Cobre que se está enviando. Para esto utilizará los reportes disponibles en el Sistema Dispatch.
  
- n) Controlar demoras, servicio de equipos auxiliares.-** Dentro de la operación, existen equipos que no poseen en sus cabinas la Consola Gráfica (GOIC) por lo cual no pueden registrar sus estados. El Operador Dispatch debe dar seguimiento a dichos equipos, al momento que realizan las distintas tareas registrando en el Sistema Dispatch dichos estados a los efectos de contar con información precisa para el seguimiento de la operación.

- o) **Coordinar con Ingeniería.**- El Operador de Dispatch recibe oportunamente del Departamento de Ingeniería cualquier cambio en el plan de producción, polígonos, etc. Así mismo él se comunica con Ingeniería ante cualquier consulta respecto de la producción.
  
- p) **Verificar áreas de perforación de perforadoras.**- El Operador Dispatch debe verificar frecuentemente las áreas de perforación de cada perforadora a través del Sistema, asegurando el progreso de las mismas.

**Figura N° 39: Cabina de Dispatch**



#### **5.7 Resumen del Control del Dispatch**

- Se reporta en forma diaria la disponibilidad mecánica, disponibilidad de equipo y utilización de equipos de carguío, acarreo, perforación y auxiliares.
- Se ha logrado una mejora en la utilización de los equipos, demostrando el menor índice de consumo de combustible.

## **CAPITULO VI**

### **SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL**

#### **6.1 Definición**

Como sistema de seguridad implementada en la Unidad Minera Patibal es el PROSESMAP (Programa de Seguridad, Salud y Medio Ambiente Patibal) Programa en el cual todos están sujetos, Empresa Administradora, Empresas Especializadas y conexas para el control de Incidentes, Accidentes. Es la forma en que la empresa dirige y controla todas las actividades. Tiene como objeto el contribuir un sólido desempeño mediante el control de sus actividades, productos y servicios, acorde con su política y objetivos. Esto se hace en el contexto de una legislación cada vez más exigente y de un aumento de la preocupación expresada por las partes interesadas por los temas sociales en general de la Empresa el cual está dirigido por un conjunto de personas capacitadas para este proceso.

Para cumplir con todo esto de los controles de seguridad se debe tener en cuenta el reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional DS-055-2010-EM, el Estado Peruano da cumplimiento a estas normas, leyes y reglamentos. Que están regidos en este reglamento.

La empresa también incorpora a todo esto y para llevar un control de perdidas da como instrumento de trabajo una Matriz de Identificación, Evaluación y control de Riesgos.

#### **6.2 Política de Salud, Seguridad Ocupacional, Medio Ambiente y Calidad**

- **Prevenir** enfermedades, lesiones, contaminación ambiental y fallas en los procesos.

- **Esforzarse** por conocer y mejorar en forma continua la salud, la seguridad ocupacional, la situación ambiental y la calidad.
- **Cumplir** las leyes y reglamentos locales aplicables para la salud, seguridad, medio ambiente y normas internas para la calidad.
- **Ejecutar** programas de capacitación y entrenamiento en gestión de salud, seguridad, ambiente y calidad.
- **Sensibilizar** a través de nuestras acciones orientadas hacia la protección de la salud, la seguridad, el medio ambiente y la calidad.

### **6.2.1 Sistema Integrado**

Es la forma en que la empresa dirige y controla todas las actividades. Tiene como objeto el contribuir a un sólido desempeño mediante el control de sus actividades, productos y servicios, acorde con su política y objetivos. Esto se hace en el contexto de una legislación cada vez más exigente y de un aumento de la preocupación expresada por las partes interesadas por los temas sociales en general.

#### **Sistema de Gestión Integrado**

Cuyo propósito es cumplir:

- Legislación peruana en cuanto a seguridad se trata.
- Reglamento de Seguridad y Salud ocupacional DS-055-2010-EM
- Leyes ambientales.

#### **Sistema de medición para evitar accidentes**

Se tiene:

Figura N° 40: triangulo de Bird, para control de accidentes

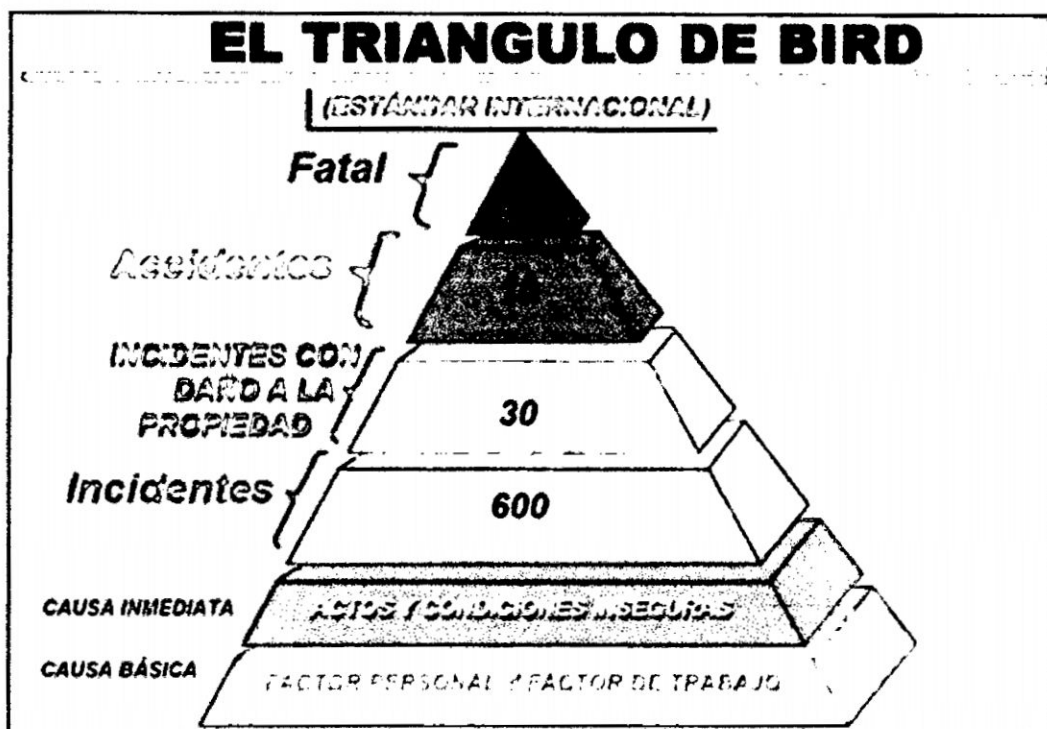
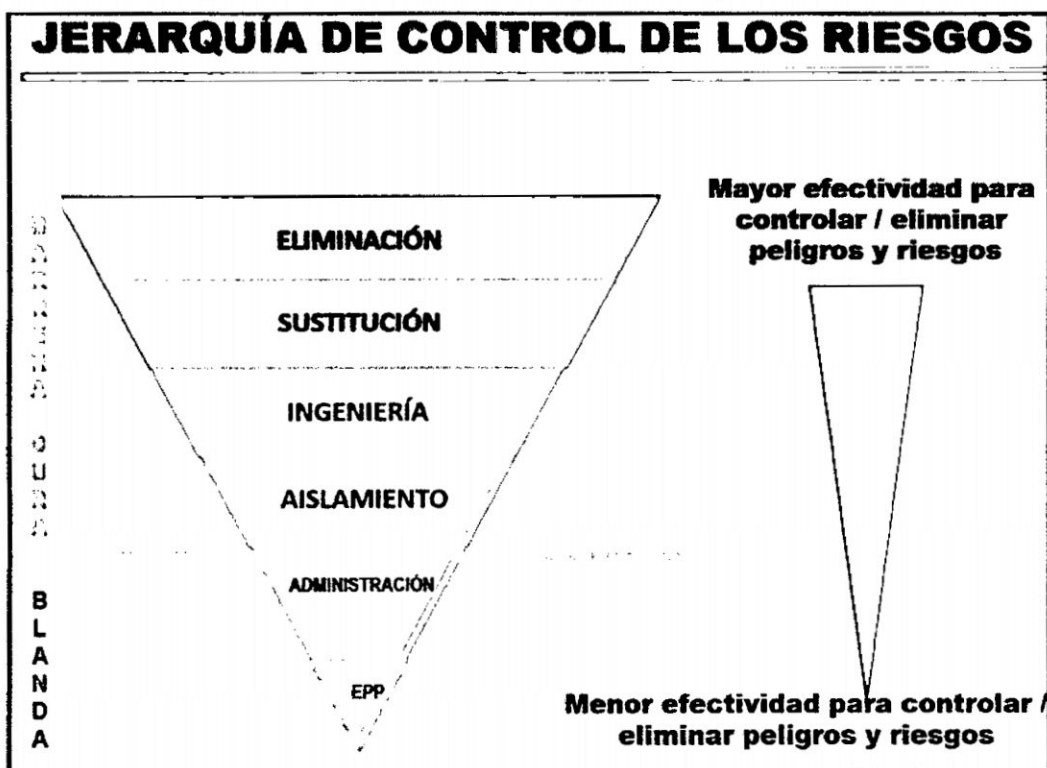


Figura N° 41: Jerarquías sobre protección personal.



### **6.3 Identificación de peligros , evaluación y control de de riesgos**

#### **a. Accidente de Trabajo**

Incidente o suceso repentino que sobreviene por causa o con ocasión del trabajo, aún fuera del lugar y horas en que aquél se realiza, bajo órdenes del empleador, y que produzca en el trabajador un daño, una lesión, una perturbación funcional, una invalidez o la muerte.

#### **b. Accidente Leve**

Suceso resultante en lesión(es) que, luego de la evaluación médica correspondiente, puede(n) generar en el accidentado un descanso breve con retorno máximo al día siguiente a sus labores habituales.

#### **c. Accidente Incapacitante**

Suceso resultante en lesión(es) que, luego de la evaluación médica correspondiente, da lugar a descanso médico y tratamiento, a partir del día siguiente de sucedido el accidente. El día de la ocurrencia de la lesión no se tomará en cuenta para fines de información estadística.

#### **d. Accidente Mortal**

Suceso resultante en lesión(es) que produce(n) la muerte del trabajador, al margen del tiempo transcurrido entre la fecha del accidente y la de la muerte. Para efecto de la estadística se debe considerar la fecha del deceso.

#### **e. Incidente**

Suceso inesperado relacionado con el trabajo que puede o no resultar en daños a la salud. En el sentido más amplio, incidente involucra todo tipo de accidente de trabajo.

#### **f. Peligro**

Todo aquello que tiene potencial de causar daño a las personas, equipos, procesos y ambiente.

#### **g. Riesgo**

Es la combinación de probabilidad y severidad reflejados en la posibilidad de que un peligro cause pérdida o daño a las personas, a los equipos, a los procesos y/o al ambiente de trabajo

**h. Pérdida**

Esta referida al resultado final de los accidentes, se define como un daño evitable a la gente, propiedades, procesos o al ambiente.

En general es el derroche innecesario de cualquier recurso.

**Figura N°42: Anexo 19 matriz del IPERC**

LOGO EMPRESA		ANEXO Nº 19 FORMATO IPERC CONTINÚO						Código: Versión: Fecha: Página 1 de 1		
SECTORIAL		<b>MATRIZ DE EVALUACIÓN DE RIESGOS</b>								
Categorías	1	2	3	4	5	6	7			
Frecuencia	8	9	10	11	12	13	14			
Permanente	15	16	17	18	19	20	21			
Temporal	22	23	24	25	26	27	28			
Móvil	29	30	31	32	33	34	35			
	A	B	C	D	E					
	Común	No reconocido	Puede ocurrir	Caso extremo	Puede ocurrir	Puede ocurrir	Puede ocurrir			
	FRECUENCIA									
<b>DATOS DE LOS TRABAJADORES:</b>										
HORA	NIVEL/AREA	NOMBRES					FIRMA			
<b>IPERC CONTINÚO</b>										
DESCRIPCIÓN DEL PELIGRO	RIESGO	EVALUACIÓN			PLAN DE CONTROL Y CORRECCIÓN			EVALUACIÓN FINAL		
		A	M	B	A	M	B	A	M	B
ESTRIBOS Y DE PIE	DAÑO A PERSONAS O EQUIPOS									
ESTRIBOS Y DE PIE	DAÑO A LAS PERSONAS									
ESTRIBOS Y DE PIE	CADA DE PERSONAS O EQUIPOS									
ESTRIBOS Y DE PIE	DAÑO A PERSONAS Y AMBIENTE DE TRABAJO									
ESTRIBOS Y DE PIE	DAÑO A LAS PERSONAS Y EQUIPOS									
ESTRIBOS Y DE PIE	DAÑO A LAS PERSONAS									
ESTRIBOS Y DE PIE	DAÑO A LA PERSONA O EQUIPOS									
ESTRIBOS Y DE PIE	DAÑO A LA PERSONA Y EQUIPOS									
FRECUENCIA PARA CONTROLAR EL PELIGRO Y REDUCIR EL RIESGO.										
<b>DATOS DE LOS SUPERVISORES</b>										
HORA	NOMBRE SUPERVISOR	MEDIDA CORRECTIVA					FIRMA			
<b>NOTA:</b> El primer Peligro es Tercer Prioritario antes de iniciar las Operaciones Diarias										

## **CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

### **Conclusiones**

1. En vista de que no existía un sistema eficiente de acarreo de mineral de cabeza al pad capilla, se vio la necesidad de rediseñar las vías de acarreo de mineral para de esta forma pueda fluir mejor el tránsito en el tajo capilla.
2. Del mismo modo con las vías que son utilizadas para el desbroces (acarreo de desmonte) no había una ruta eficiente, y se rediseñaron nuevas rutas acortando las distancias de punto de carguío a los botaderos.
3. Con los cambios y mejoras realizadas se logró reducir los ciclos de carguío y acarreo, llegando a lograr una eficiencia de los equipos de carguío y acarreo de un 95% en algunos casos.
4. Del mismo modo se logro reducir los costos operativos en mina en promedio 11%,
5. Lugo de los trabajos realizados se obtuvo un incremento en la producción mensual en promedio 12 %.
6. Con estos cambios generados en el acarreo y carguío en las operaciones mina, se logro dar un mejor ambiente de trabajo, ya que los operadores de maquinaria pesada y volquetes, ya no tenían esa presión de ir contra el tiempo para obtener mayor horas de trabajo.

### **Recomendaciones:**

1. Realizar en mantenimiento constante le las vías de acarreo de mineral como del desmonte (desbroce), para no tener dificultades.
2. Mantener un buen ambiente de trabajo, dejando de lado las tensiones y evitar futuros accidentes.
3. Implementar en el área de operaciones un encargado del control de los rendimientos de los equipos a cada momento (cada hora para medir el rendimiento de los equipos y maquinarias)
4. Implementar el sistema Dispatch para un mejor control de las operaciones mina.
5. Realizar los cambios y mejoras necesarias para lograr buenos resultados y con calidad, siempre haciendo una análisis de costo / beneficio.

## **BIBLIOGRAFÍA**

1. Diseño de voladura – Dr. Kalvin Konya - 1983
2. Factores que Afectan el Sistema de Carguío y Transporte - Ph.D. TADEUSZ S. GOLOSINSKI - Consultor Intercade.
3. Planificación y Diseño de Minas a tajo Abierto - Ph.D. TADEUSZ S. GOLOSINSKI - Consultor Intercade.
4. Maquinaria minera I y II; Donayres Quispe Gilberto, Cusco 1995

**ANEXOS**

**a) Fotografía del antes y después de las mejoras**

**Antes de las mejoras**



**Fotografía muestra las vías reducidas en el acarreo de mineral**



**Fotografía muestra volquetes esperando a la entrada del frente de carguío en mineral**

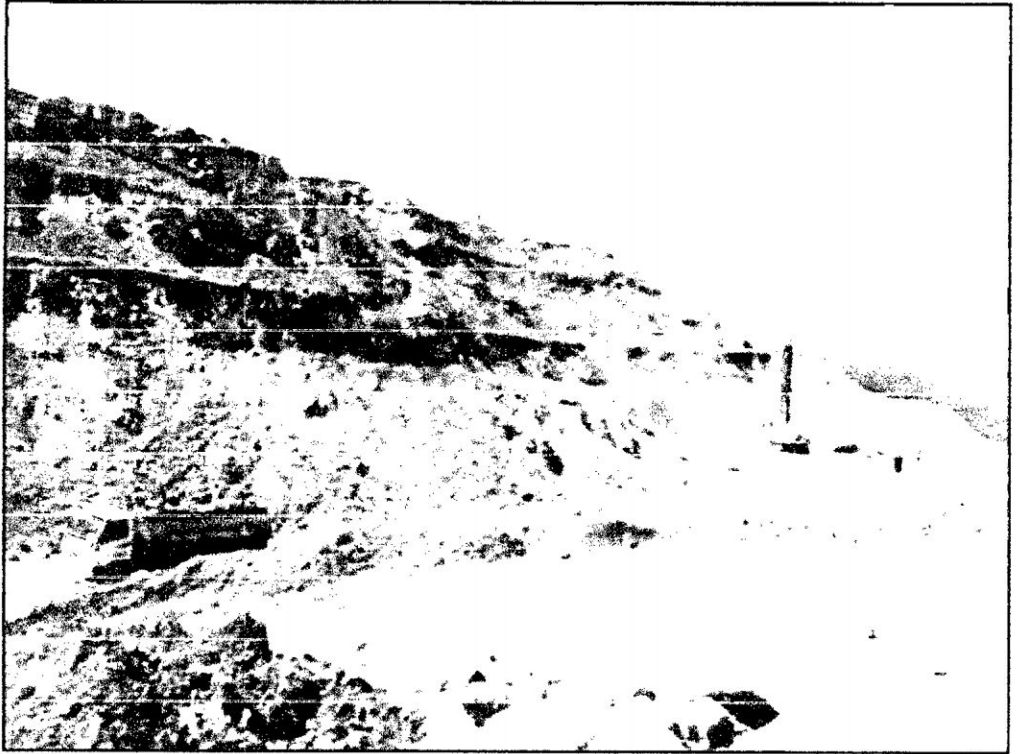


**Fotografía muestra vía reducida en acarreo de desmonte  
aproximadamente un solo carril**

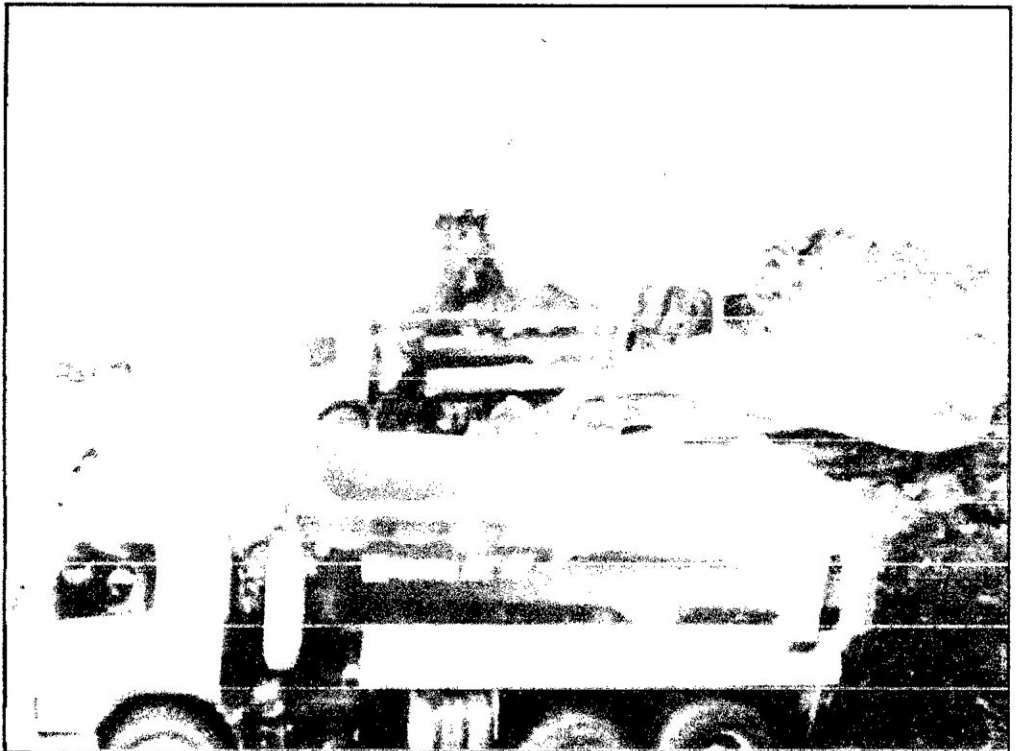
**DESPUÉS DE LAS MEJORAS**



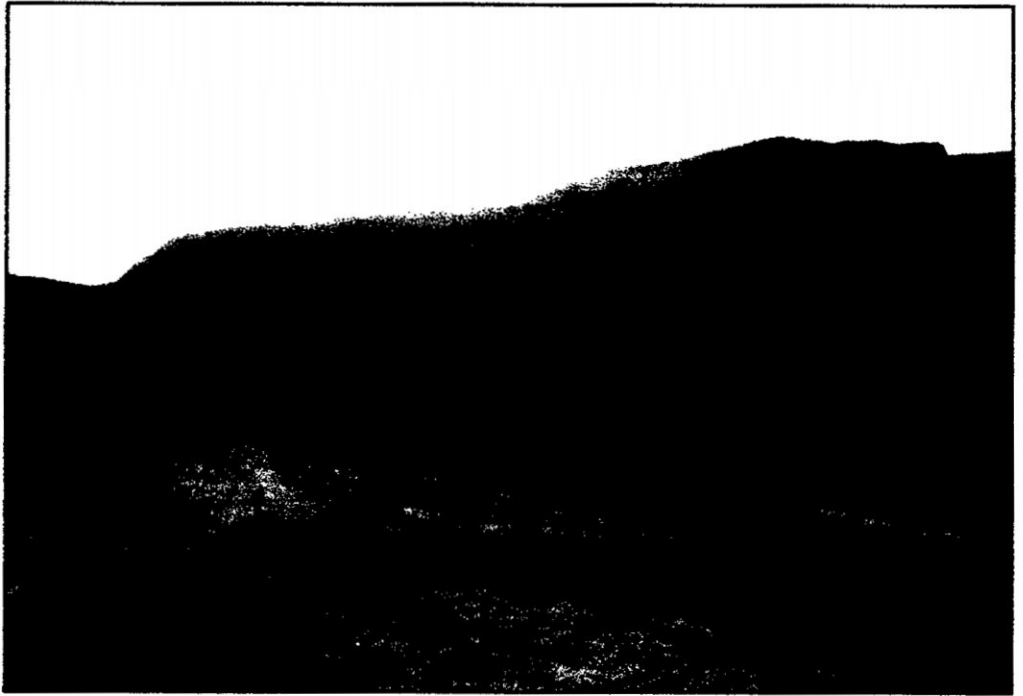
**Fotografía muestra las vías de acarreo de mineral y desmonte mas  
dinámico**



**Fotografía muestra ancho de plataforma para perforación libre**



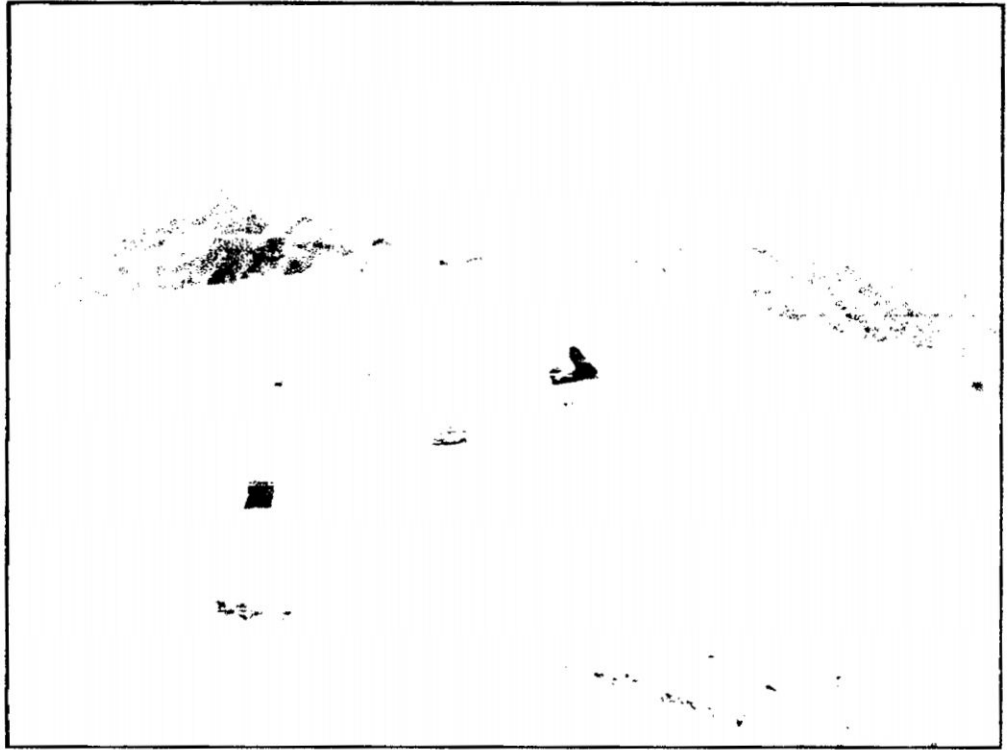
**Fotografía muestra el carguío de desmonte, uno en proceso de carguío y el otro volquete ingresando al punto de carguío**



**Fotografía muestra las vías de acarreo anchas aproximadamente a tres carriles**



**Fotografía muestra ingreso de los volquetes a dos frentes de carguío de mineral, vías anchas**



**Fotografía muestra volquetes descargando en el pad capilla sin congestión**

- b) Plano geológico Local**
- c) Plano Geológico regional**
- d) Planos de los pusch bak a explotar**