

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



TESIS

**“RENDIMIENTOS EN LA ASIGNACION DE LOCOMOTORAS
PARA EL TRANSPORTE EN LA U.E.A. ANTAPITE – CÍA.
DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A.”**

**PARA OPTAR EL TITULO DE
INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR
JULIO CÉSAR ZAGA GÓMEZ**

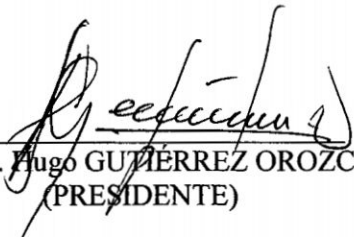
AYACUCHO – Perú

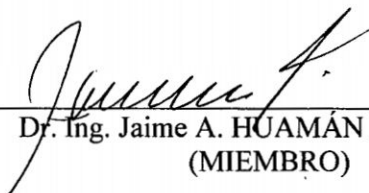
2011

“OPTIMIZACIÓN EN ASIGNACIÓN DE LOCOMOTORAS PARA UNA ALTA PRODUCTIVIDAD EN EL TRANSPORTE, U.E.A. ANTAPITE – CÍA. DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A.”

RECOMENDADO : 26 DE DICIEMBRE DEL 2011

APROBADO : 30 DE DICIEMBRE DEL 2011


MSc. Ing. Hugo GUTIÉRREZ OROZCO
(PRESIDENTE)

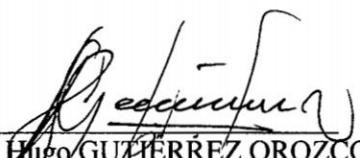

Dr. Ing. Jaime A. HUAMÁN MONTES
(MIEMBRO)

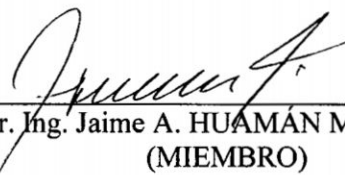

Ing. Andrés PORTUGAL PAZ
(MIEMBRO)


Ing. Ciro BACA GUTIÉRREZ
(MIEMBRO)

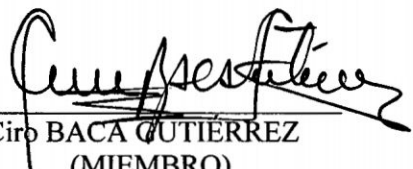

Ing. Elero N. YANGALI GUERRA
(SECRETARIO DOCENTE)

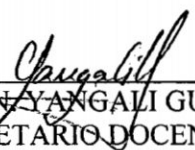
Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 30 de diciembre del 2011, en la Sustentación de Tesis presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas Sr. **Julio César ZAGA GÓMEZ**, con la Tesis Titulado “**OPTIMIZACIÓN EN ASIGNACIÓN DE LOCOMOTORAS PARA UNA ALTA PRODUCTIVIDAD EN EL TRANSPORTE, U.E.A. ANTAPITE – CÍA. DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A.**”, fue calificado con la nota de CATORCE (14) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.


MSc. Ing. Hugo GUTIÉRREZ OROZCO
(PRESIDENTE)


Dr. Ing. Jaime A. HUAMÁN MONTES
(MIEMBRO)


Ing. Andrés PORTUGAL PAZ
(MIEMBRO)


Ing. Ciro BACA GUTIÉRREZ
(MIEMBRO)


Ing. Floro N. YANGALI GUERRA
(SECRETARIO DOCENTE)

DEDICATORIA

**A mis queridos padres,
Angélica y Juan Julio, en
gratitud a sus sacrificios**

**A mis hermanas
Elizabeth y Ofelia
por su oportuno
y decidido apoyo**

**A los que ayer, hoy y
mañana bregan en
el ámbito minero.**

AGRADECIMIENTO

Mi sincero agradecimiento a los docentes de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas de la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga por sus sabias enseñanzas y recomendaciones para mejorar permanentemente en mi formación profesional y humana.

Mis reconocimientos a la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A., a la plana ejecutiva, empleados y trabajadores en general por haberme brindado la oportunidad de consolidar mis conocimientos en la UEA Antapite.

RESUMEN

La Unidad de Producción Antapite es una Unida Económica Administrativa (U.E.A.) de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A., ubicada en el distritos de Córdova y Laramarca, provincia de Huaytará, departamento de Huancavelica, produce mineral de cabeza con contenidos de plata y oro de alta calidad, los cuales son explotados usando el sistema de corte y relleno ascendente convencional y Shrinkage dinámico fundamentalmente, debido a la estrechez de las vetas, como se muestran en los primeros capítulos. Dicho mineral es procesado en una planta concentradora, obteniéndose concentrados de plata y oro, conforme se detalla en el capítulo VI.

Uno de los problemas es el alto costo en el transporte del mineral de los tajeos a la Planta de Beneficio, debido fundamentalmente a una deficiente distribución de las locomotoras en los diferentes niveles de la mina y a la obsolescencia de los mismos. Una de la formas de optimizar es con la asignación de las locomotoras para incrementar su productividad durante el transporte de mineral de la U.E.A. Antapite y adquirir nuevas locomotoras, para ello se usa el tipo de investigación aplicada de nivel descriptivo; como programa de las actividades realizadas fueron: visualización del funcionamiento de equipos, toma y procesamiento de datos; simulación de actividades mediante la aplicación de software (excel, Autocad), análisis de datos y contrastación de hipótesis.

Los resultados más destacables son los costos operativos de las locomotoras, utilización de los modelos matemáticos, resultados económicos de locomotoras del nivel principal, simulación y cálculo de productividad de la locomotora nueva, que se muestran en el capítulo V. Luego, se enfoca el sistema de seguridad, medio ambiente, línea base ambiental y plan de manejo ambiental, plan de cierre y plan de relaciones comunitarias.

Entre las conclusiones prioritarias están la productividad horaria real de las locomotoras existentes que fueron calculadas en función a distancias económicas, las que fueron comparadas con la productividad de la locomotora nueva; además, el análisis comparativo de la locomotora nueva en relación a las anteriores, que demostró mayor rendimiento y menor costo, para las distancias de transporte de las locomotoras N° 2, N° 3, y N° 5 obteniéndose 38.56 TM/Hr de rendimiento, para una distancia de 3.35 Km. A un costo unitario de 0.67 \$/TM. y para la nueva locomotora se obtuvo un rendimiento 63.56 TM/Hr, a un costo de 0.33 \$/TM.

INTRODUCCIÓN

La U.E.A. Antapite de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. explota un yacimiento de oro situado en el asiento minero Antapite, a una capacidad de producción de 450 t/d. con proyección a 1000 t/d. El yacimiento se encuentra ubicado en flanco Oeste de la Cordillera Occidental Sur del país.

Las concesiones nuevas del Proyecto de Ampliación comprenden 8 221,4 Has, ubicadas en el distrito de Santiago de Chocorvos. Las operaciones minero-metalúrgicas actuales se vienen desarrollando en concesiones que comprenden 8 000 Ha, por lo que el área total involucrada para el proyecto será 16 221,4 Ha

Actualmente, la U.E.A. Antapite viene explotando reservas mineras auríferas a través de minado subterráneo de corte y relleno convencional, a una capacidad de 450 t/d. Este mineral es tratado en la planta metalúrgica, que básicamente tiene 2 etapas: La concentración gravimétrica y la cianuración directa del relave de esa concentración. El proceso emplea una malla extremadamente fina (92% de malla -200) para garantizar una recuperación de oro y plata, hasta obtener las barras Doré.

El objetivo del trabajo es optimizar la asignación de las locomotoras para incrementar su productividad durante el transporte de mineral de la U.E.A. Antapite, para ello se ha determinado las distancias óptimas en la distribución de las locomotoras para su mejor rendimiento durante el transporte de mineral de la Unidad. Asimismo, analizar el costo de mantenimiento y su rendimiento

de las locomotoras según el tiempo de uso de éstas en el transporte de mineral.

La justificación del trabajo es la ampliación de la capacidad de tratamiento de 450 t/d a 1 000 t/d con un mínimo incremento de equipo. Por lo tanto, este proyecto es fundamentalmente para optimizar el rendimiento de la capacidad de equipos y las reservas geológicas actuales de la U.E.A Antapite tiene para aproximadamente para 13 años, utilizando los mismos métodos de explotación minera y los mismos procesos metalúrgicos.

Las operaciones minero-metalúrgicas actuales desarrolladas en la unidad, tratan 450 t/d de mineral aurífero. El mineral es del tipo relleno de fracturas de origen hidrotermal de baja sulfuración con cuarzo adularia, sericita y pirita. La mineralización es aurífera con plata subordinada.

INDICE

Pág.

DEDICATORIA
AGRADECIMIENTO
RESUMEN
INTRODUCCIÓN

CAPITULO I GENERALIDADES

1.1	UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD	01
1.2	CLIMA Y VEGETACIÓN	02
1.3	RASGOS FISIOGRAFICOS	03
1.4	ANTECEDENTES	03
1.5	RECURSOS DE LA ZONA	04
1.5.1	RECURSOS HUMANOS	04
1.5.2	RECURSOS NATURALES	04
1.5	RECURSOS ENERGÉTICOS	05
1.6	ORGANIZACIÓN	05
1.7	PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA Y JUSTIFICACION	06
1.7.1	PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	06
1.7.2	PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN	06
1.7.3	JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DEL TEMA	07
1.8	OBJETIVOS	07
1.8.1	OBJETIVO GENERAL	07
1.8.2	OBJETIVOS ESPECIFICOS	08
1.9	HIPÓTESIS	08
1.9.1	HIPÓTESIS GENERAL	08
1.9.2	HIPOTESIS ESPECÍFICOS	08
1.10	VARIABLES E INDICADORES	08
1.11	METODOLOGÍA DE TRABAJO	09

CAPITULO II ASPECTOS GEOLOGICOS

2.1	GEOLOGÍA REGIONAL	11
2.2	GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	12
2.3	GEOLOGÍA LOCAL	12
2.3.1	LITOLOGÍA.	15
2.4	GEOMÉCANICA	17

2.5 MINERALOGÍA	19
2.6 RESERVAS	21
2.7 VIDA DE LA MINA	22

CAPITULO III ASPECTOS MINEROS

3.1 DESCRIPCIÓN DE LAS CARACTERÍSTICAS DE LA MINA	23
3.1.1 LABORES DE EXPLORACIÓN Y DESARROLLOS	24
3.1.2 SELECCIÓN DE MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN	26
3.2.2 EXTRACCIÓN DE MINERAL Y DESMONTE	29
3.2.3 PRODUCCIÓN Y TRANSPORTE DE MINERAL	29
3.3 LABORES DE PREPARACION	34
3.3.1 ACTIVIDADES UNITARIOS EN EL SUBNIVEL 350 NW	34
3.3.2 PRINCIPALES ACTIVIDADES UNITARIAS.	35
3.4 LABORES DE EXPLOTACION	37
3.4.1 TAJEOS	37
3.4.2 RESUMEN DE ACTIVIDADES EN EL TAJEO 350 SE	38
3.4.3 PRINCIPALES ACTIVIDADES UNITARIAS	38
3.5 TRANSPORTE E IZAJE	41
3.5.1 CONTROL DE TIEMPOS EN EL PIQUE 504	42
3.5.2 NUMERO DE SKIPS IZADOS POR HORA	44
3.5.3 TIEMPOS PROMEDIOS DE IZAJE POR NIVEL	44
3.5.4 CONTROL DE EXTRACCION DE MINERAL Y DESMONTE	49
3.6 SOSTENIMIENTO	50

CAPITULO IV ADQUISICION DE UNA LOCOMOTORA

4.1 ANTECEDENTES.	54
4.2 OBJETO DEL PROCESO DE ADQUISICIÓN	55
4.2.1 ENTIDAD CONVOCANTE	56
4.2.2 MODALIDAD DE ADQUISICIÓN Y BASE LEGAL	56
4.3 ESPECIFICACIONES TÉCNICAS DE LAS LOCOMOTORAS	56
4.3.1 LOCOMOTORAS ACUMULADORES	57
4.4 ELECCIÓN DE LOCOMOTORAS	60
4.4.1 RESISTENCIAS AL MOVIMIENTO	60
4.4.2 RESISTENCIA NORMAL AL MOVIMIENTO	61
4.5 VALOR REFERENCIAL	70

4.5 VALOR REFERENCIAL	70
-----------------------	----

CAPITULO V
RENDIMIENTOS EN LA ASIGNACIÓN DE LOCOMOTORAS
PARA EL TRANSPORTE EN LA UNIDAD ANTAPITE

5.1 COSTOS OPERATIVOS DE LAS LOCOMOTORAS	73
5.1.1 CARACTERISTICAS OPERATIVAS DE LAS LOCOMOTORAS	73
5.1.2 COSTO DE MANTENIMIENTO	74
5.1.3 RENDIMIENTO DE LAS LOCOMOTORAS (PRODUCTIVIDAD HORARIA)	74
5.1.4 COSTO DE TRANSPORTE SEGÚN DISTANCIAS	76
5.1.5 EFICIENCIA Y DISPONIBILIDAD MECÁNICA	76
5.2 MODELOS MATEMÁTICOS EN LA OPTIMIZACIÓN DE ASIGNACIÓN DE EQUIPOS	77
5.2.1 PRODUCTIVIDAD DE LAS LOCOMOTORAS	77
5.2.2 RESULTADOS DE MEJORAS EN TRANSPORTE DE LOCOMOTORAS	81
5.2.3 CALCULO DEL COSTO DE PRODUCCION EN TRANSPORTE DE LOCOMOTORAS	81
5.2.4 PRODUCTIVIDAD DE LAS LOCOMOTORAS	85
5.2.5 SIMULACION DE PRODUCTIVIDAD	89
5.3 RESULTADO ECONOMICO DE LOCOMOTORAS DEL NIVEL PRINCIPAL	94

CAPITULO VI
PLANTA DE BENEFICIO

6.1 SECCION CHANCADO	100
6.2 SECCIÓN TOLVAS Y CHANCADO	100
6.3 MOLIENDA Y GRAVIMETRÍA	101
6.4 CIANURACIÓN Y CIP	102
6.5 DESORCIÓN, LAVADO ÁCIDO Y REGENERACIÓN	103
6.6 DESTRUCCIÓN DE CIANURO	104
6.7 BALANCE METALÚRGICO	105
6.8 SECCIÓN ADSORCIÓN Y DESORCIÓN	107
6.8.1 ADSORCIÓN	107
6.8.2 DESORCIÓN	109
6.9 ELECTRODEPOSITACIÓN Y FUSIÓN	110
6.9.1 ELECTRODEPOSITACIÓN	110
6.9.2 FUSIÓN	111

CAPITULO VII
SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE

7.1 SISTEMA DE SEGURIDAD	117
7.1.1 VALORES	117
7.1.2 OBJETIVOS	117
7.1.3 PROCESOS DEL SISTEMA SHEA	118
7.2 MEDIO AMBIENTE	119
7.2.1 MARCO LEGAL APLICABLE	120
7.2.2 ORGANISMOS REGULADORES EN EL PERÚ	120
7.2.3 LINEAMIENTOS Y DISPOSITIVOS AMBIENTALES	121
7.3 LÍNEA DE BASE AMBIENTAL	121
7.3.1 ÁREA DEL PROYECTO DE AMPLIACIÓN	121
7.3.2 AMBIENTE FÍSICO	122
7.3.3 AMBIENTE BIOLÓGICO	124
7.3.4 AMBIENTE SOCIOECONÓMICO	127
7.3.5 INTERÉS HUMANO	130
7.4 DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO DE AMPLIACIÓN	131
7.4.1 DESCRIPCIÓN DE LA ETAPA DE CONSTRUCCIÓN	131
7.4.2 DESCRIPCIÓN DE LA ETAPA DE OPERACIÓN DEL PROYECTO	136
7.5 IDENTIFICACIÓN Y EVALUACIÓN DE IMPACTOS AMBIENTALES	140
7.6 PLAN DE MANEJO AMBIENTAL	141
7.6.1 PLAN DE MONITOREO AMBIENTAL	142
7.6.3 PLAN DE CONTINGENCIAS	143
7.6.4 PLAN DE CIERRE	143
7.5 PLAN DE RELACIONES COMUNITARIAS	145
7.8 PARTICIPACIÓN CIUDADANA	145

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

ANEXOS

CAPITULO I

GENERALIDADES

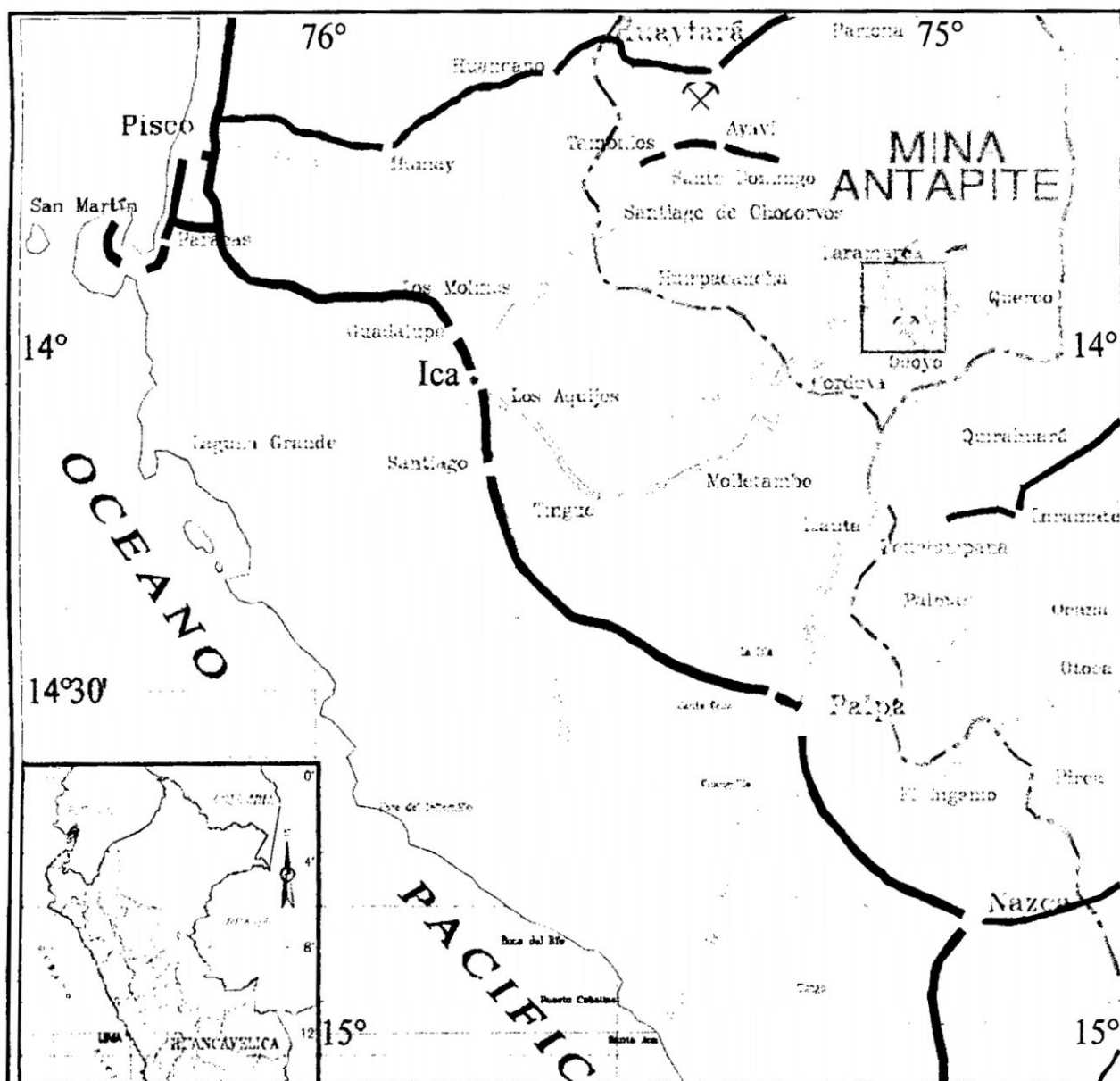
1.1 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

El distrito minero de Antapite se ubica en la parte meridional de los distritos de Córdova y Laramarca, provincia de Huaytará, departamento de Huancavelica, en las coordenadas UTM 845600 Norte y 492000 Este, y entre las cotas 3000 a 3900 msnm.

El acceso es por la ruta Lima-Ica-Los Aquijes-Tingue-Córdova-Antapite, cuyo recorrido total es de 436 Kms.

Tabla 1.1 Vías de acceso a la U.E.A. Antapite

VIA	CARRETERA	Distancia (Km.)	Tiempo (Hs)
Lima – Los Aquijes	C. Asfaltada	308	4.0
Los Aquijes – Córdova	C. Afirmada	100	3.0
Córdova – Antapite	C. Afirmada	28	1.0
Total		436	8.0



MAPA DE UBICACIÓN DE LA MINA ANTAPITE

1.2 CLIMA Y VEGETACIÓN

Es ligeramente frío en las partes altas (localidades de Ocobamba, Laramarca, etc.) y templado a cálido en los valles profundos en las localidades de Ocoyo, Tibillo. En la zona se observa una incipiente agricultura, la misma que aumenta hacia las partes bajas de las cabeceras del Río Grande, localidades de Ocoyo, Tibillos, Ayamarca, Querco. El agua

está limitada a filtraciones que discurren principalmente por las quebradas Chilhuacocha, Chocllanca y Suyto, las mismas que son utilizadas a través de canales de regadío para la agricultura.

1.3 RASGOS FISIAGRÁFICOS

Sobre los 3800 msnm el relieve de la sierra alta, con superficies onduladas y suaves; a menores cotas la superficie es mas agreste, controlada por la acción erosiva de los ríos juveniles que forman lechos profundos, en relación con el levantamiento de los andes.

La cota mas baja es de 1800 msnm en la localidad de Ocoyo, en el lecho del río grande la mas alta de 4300 msnm en el punto conocido como señal cerro Huaranjayo, al NE. El clima es ligeramente frío en las partes altas (localidades de Ocobamba, Laramarca, etc.) Y templado a cálido en los valles profundos en las localidades de Ocoyo, Tibillo. Entre los meses de diciembre a marzo se producen fuertes precipitaciones fluviales mientras que en los otros meses del año estas precipitaciones son esporádicas y los días son mayormente cálidos y secos.

1.4 ANTECEDENTES

Los primeros reconocimientos de la zona fueron realizados por BISA en 1994. En 1995 la Cía. Inversiones Mineras del Sur S.A. a través de un acuerdo con la Cía. de Minas Buenaventura S.A.A. inicia las exploraciones con túneles en las Vetas Antapite, Zorro Rojo y Juana Solitaria.

La Mina Antapite, pertenece a la Cía. de Minas Buenaventura S.A.A., es un yacimiento epitermal de baja sulfuración, produce principalmente oro y como sub-producto plata. Se encuentra emplazado en rocas volcánicas a volcano-sedimentarias calco-alcalinas, de edad Eoceno a Mioceno superior; entre estas tenemos lavas, domos y brechas volcánicas Machucancha, lavas brechas, lahares y tobas Tayaorco, Sanquiccacca, Piedra Redonda, Antapite y Mamahuanga; intruidos por stocks y diques de composición diorítica a andesítica. Se encuentra al sur de la franja aurífera Huaytara-Tantara, Huancavelica.

1.5 RECURSOS DE LA ZONA

1.5.1 RECURSOS HUMANOS

Para el año 2011, el personal de mina en la UEA Antapite, en su mayoría procede de Huancavelica; cuenta con un Gerente, personal en planilla de Lima 45 y en Mina 36, obreros 202, contratados EE.EE 284, haciendo un total de 504 en la Unidad, y 5905 trabajadores en toda la Compañía.

1.5.2 RECURSOS NATURALES

Los recursos locales son muy escasos en los alrededores de la mina tienen una incipiente agricultura; la misma que aumenta hacia las partes bajas en las cabeceras del río Grande, localidades de Ocoyo, Tibillos, Ayamarca y Querco; el agua está limitada a filtraciones que discurren principalmente por las quebradas Chihuacocha, Chocclanca y Suyto.

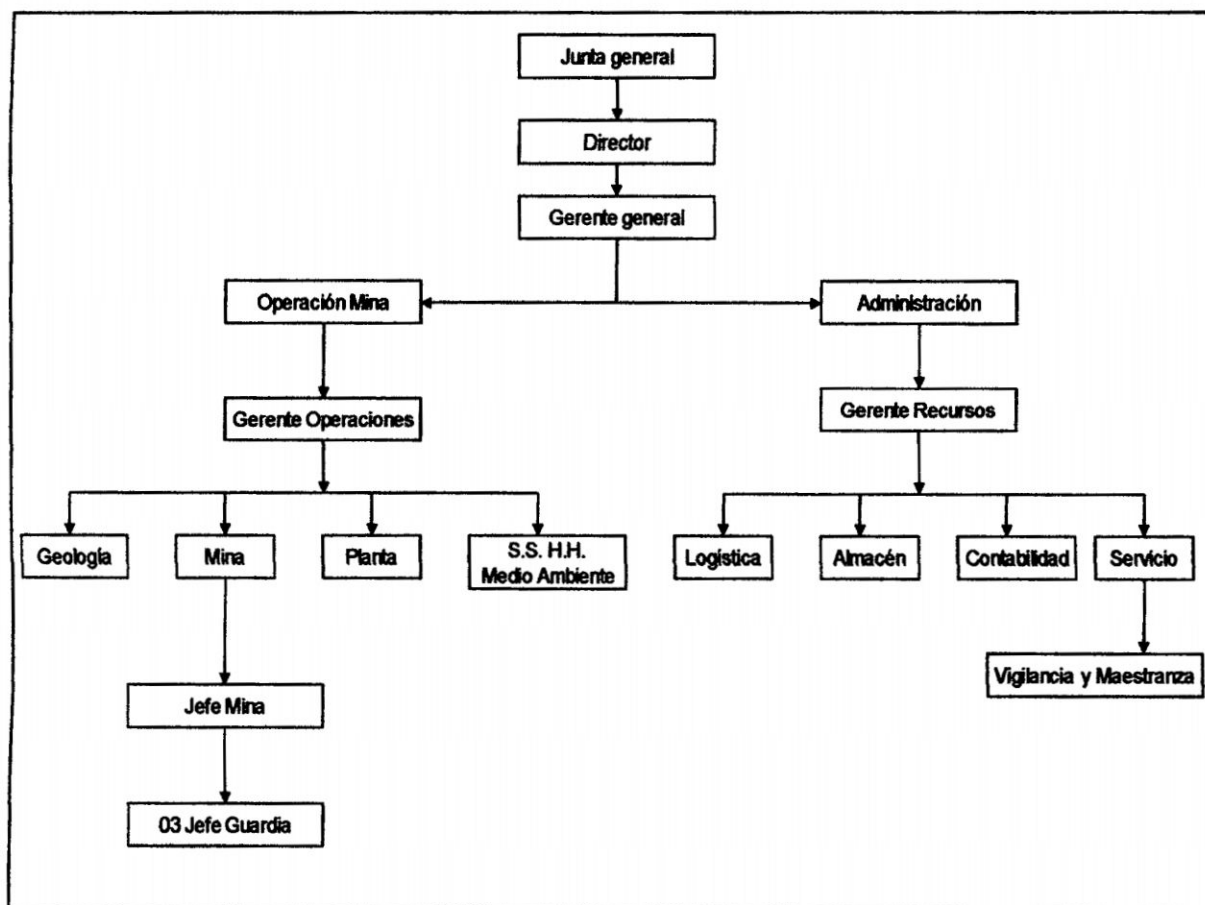
1.5.3 RECURSOS ENERGÉTICOS

El 70% de la energía eléctrica utilizada en la empresa minera Antapite corresponde a Electrocentro y el 30% restante proviene de CONEHUA, el agua industrial de la mina se utiliza por recirculación.

Este escaso recurso existen son utilizadas a través de canales artificiales para la agricultura de la zona; la población esta representada por agricultores sin experiencia minera.

1.6 ORGANIZACIÓN

ORGANIGRAMA



Fuente: U.E.A. Antapite

1.7 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA Y JUSTIFICACION

1.7.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La Mina Zorro Rojo en la UEA Antapite de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. se encuentra en el distrito de Córdova, provincia de Huaytará de la región Huancavelica se dedica a la explotación de minerales de oro y plata con una producción promedio de 360 toneladas métricas por día, con leyes altos que se muestran en la tabla de reservas.

Uno de los problemas es el alto costo en el transporte del mineral de los tajeos a la Planta de Beneficio de los minerales, debido a una deficiente distribución de las locomotoras en los diferentes niveles de la mina y a la obsolescencia de los mismos, las que fueron adquiridas en los años 1971 a 1973; así como por incumplimiento del mantenimiento programado, por estas razones disminuye el rendimiento de estos equipos.

1.7.2 PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

Frente al problema general sobre el transporte de mineral por medio de locomotoras en los diferentes niveles de la mina Antapite, nos planteamos las siguientes interrogantes.

PROBLEMA PRINCIPAL

¿De que manera afecta una asignación deficiente de locomotoras en su productividad durante el transporte de mineral de la U.E.A. Antapite?

PROBLEMAS SECUNDARIOS

A.- ¿De que modo afectan las distancias en la distribución de las locomotoras en su rendimiento durante el transporte de mineral de la U.E.A. Antapite?

B.- ¿Cómo influye el tiempo de uso en el costo de mantenimiento y rendimiento de las locomotoras en el transporte de mineral en Antapite?

1.7.3 JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DEL TEMA

El proyecto tiene Justificación e Importancia, cuando estas locomotoras existentes y la recientemente adquirida se asignen en los niveles adecuados y con el número de carros correspondientes; asimismo, cuando se cumpla con el mantenimiento programado, se lograrán un rendimiento óptimo de los equipos. Lo más importante, para este objetivo es la existencia de reservas potenciales de minerales de oro y plata, con leyes que justifican su continuidad para su explotación en el futuro cumpliendo los planes de exploraciones para el incremento de reservas.

1.8 OBJETIVOS

1.8.1 OBJETIVO GENERAL

Optimizar la asignación de las locomotoras para incrementar su productividad durante el transporte de mineral de la U.E.A. Antapite de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.

1.8.2 OBJETIVOS ESPECIFICOS

- A.- Determinar las distancias óptimas en la distribución de las locomotoras para su mejor rendimiento en el transporte de mineral en la unidad.
- B.-Determinar el costo de mantenimiento y su rendimiento de las locomotoras según el tiempo de uso de las locomotoras en el transporte de mineral en la U.E.A. Antapite.
- C.- Obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

1.9 HIPÓTESIS

1.9.1 HIPÓTESIS GENERAL

Una óptima asignación de las locomotoras incrementará su productividad durante el transporte de mineral de la U.E.A. Antapite.

1.9.2 HIPOTESIS ESPECÍFICOS

- A.- Al establecer las distancias óptimas en la asignación de las locomotoras se incrementará su rendimiento en el transporte de mineral de la U.E.A. Antapite.
- B.- Al determinar tiempo de uso de las locomotoras se calculará el costo de mantenimiento y su rendimiento durante el transporte de mineral

1.10 VARIABLES E INDICADORES

VARIABLE INDEPENDIENTE

- Asignación de locomotoras en la U.E.A. Antapite.

INDICADORES:

- Distancia en el recorrido de locomotoras (m).
- Tiempo de uso y costo de mantenimiento de locomotoras (años, \$/Ton).

VARIABLE DEPENDIENTE

- Productividad en el transporte de mineral en U.E.A. Antapite

INDICADORES

- Rendimiento de la locomotora (ton/hr)

1.11 METODOLOGÍA DE TRABAJO

MATERIAL DE ESTUDIO

Se utilizaron instrumentos de medición y cálculos (ordenadores).

Carpeta de presentación de la investigación tales como:

- Información general de la mina y trabajo de la locomotora.
- Ficha y manual sobre el programa de mantenimiento de locomotoras.

MÉTODOS Y TÉCNICAS

- Tipo de investigación: Aplicada
- Nivel de investigación: Descriptiva
- Método: Inductivo-deductivo
- Diseño: Investigación por objetivos.
- Población: Esta referido a la unidad beneficiaria (Zorro Rojo).
- Muestra: Locomotoras adquiridas.
- Técnica: Simulación de actividades.

- Instrumentos: Procesadores (PC).
- Procesamiento: Aplicación de software (excel, Autocad)

Algunos datos y fichas de seguimiento:

- Datos generales de las locomotoras de la mina.
- El plan de trabajo y seguimiento de los equipos locomotora.
- La infraestructura del Departamento de mantenimiento.
- La metodología utilizada para los cálculos.
- Observaciones de los operadores de las locomotoras.
- Observaciones directas, entrevistas del proyectista (3).
- Valoración de los resultados por parte del responsable del proyecto, asesor y otros profesionales.

El Programa de las actividades que se realizaron fueron: Toma, procesamiento de datos y Simulación de actividades mediante la aplicación de software (excel, Autocad), análisis de datos y contrastación de hipótesis.

CAPITULO II

ASPECTOS GEOLOGICOS

2.1 GEOLOGÍA REGIONAL

La mineralización del distrito de Antapite se encuentra en rocas volcánicas y volcano-sedimentarias de edad Eoceno a Oligoceno y se ubica sobre un substrato pre-volcánico de sedimentos mesozoicos y también sobre rocas intrusivas de batolito de la costa.

- a. FORMACIÓN CASTROVIRREYNA, cuyas rocas cubren casi el 70% del distrito minero de Antapite y yacen discordantemente sobre rocas mesozoicas sedimentarias y sobre los intrusivos del batolito costero.
- b. FORMACIÓN CAUDALOSA, es la segunda, donde se da el afloramiento más conspicuo del distrito minero de Antapite. Ocurre al Norte del caserío de Marayniyoc y cubre en discordancia angular a las rocas sedimentarias e intrusivas del mesozoico.

- c. **FORMACIÓN POCOTO** que son rocas volcánicas que se ubican al techo de la secuencia volcánica terciaria y se encuentran al noroeste y sur del Cerro Antapite, cubriendo en discordancia angular a las rocas mesozoicas y a los Volcánicos Castrovirreyna y Caudalosa.

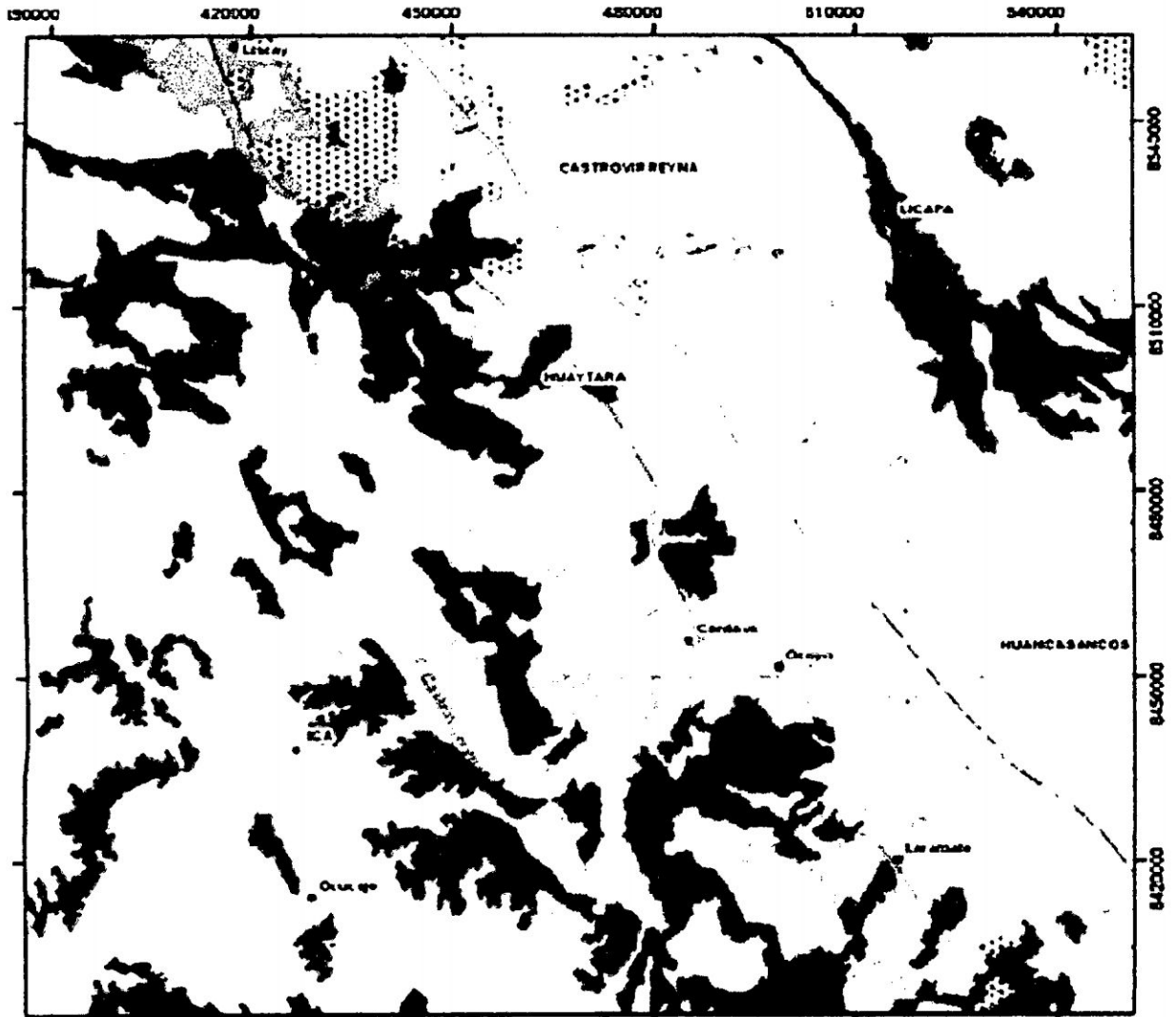
2.2 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

La geología estructural esta marcado por dos sistemas de fallas importantes, el primero de rumbo andino *NW-SE* (caracterizado) por las fallas Choccllanca, Ocoyo) relacionado directamente con la veta Zorro Rojo cuyo funcionamiento esencialmente extensivo y siniestral es correlativo con el levantamiento andino. El segundo sistema es de rumbo trasandino *NE-SW*, representado por las fallas Runahuañuscca y Yaurilla al NW de la Mina.

2.3 GEOLOGÍA LOCAL

En el área de la mina afloran rocas pertenecientes al batolito de la Costa al SE en las localidades de Ocoyo y Ocobamba, también afloran rocas de la secuencia volcánica inferior de los volcánicos de las tobas Callanca, Ocobamba, Machucancho y Mamahuanga y de la secuencia superior las tobas Antapite. Estructuralmente, en el área de la mina predomina el sistema de rumbo andino *NW-SE* denominado Choccllanca – Ocoyo, a este sistema pertenecen las vetas mayores como la veta Zorro Rojo, Antapite y Reyna. El tercer sistema post mineral, de rumbo *NE* a *E-W* que desplaza sinistralmente a las vetas que se presentan en las labores mineras subterráneas.

MAPA DE UNIDADES LITOSTRATIGRÁFICAS

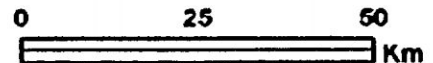


Unidades Litoestratigráficas

- Cuaternario
- Volcánicos Pto-Pleistocénicos
- Volcánicos del Mioceno medio-superior
- Volcánicos del Mioceno temprano
- Volcánicos Oligoceno-Mioceno temprano
- Volcánicos Eocénicos
- Volcánicos Paleocenos
- Mesozoico
- Paleozoico
- Proterozoico

Rocas Intrusivas

- Subvolcánicos Pto-Pleistocénicos
- Stocks del Paleoceno-Mioceno
- Batolito de la Costa
- Batolito San Nicolás



Simbología

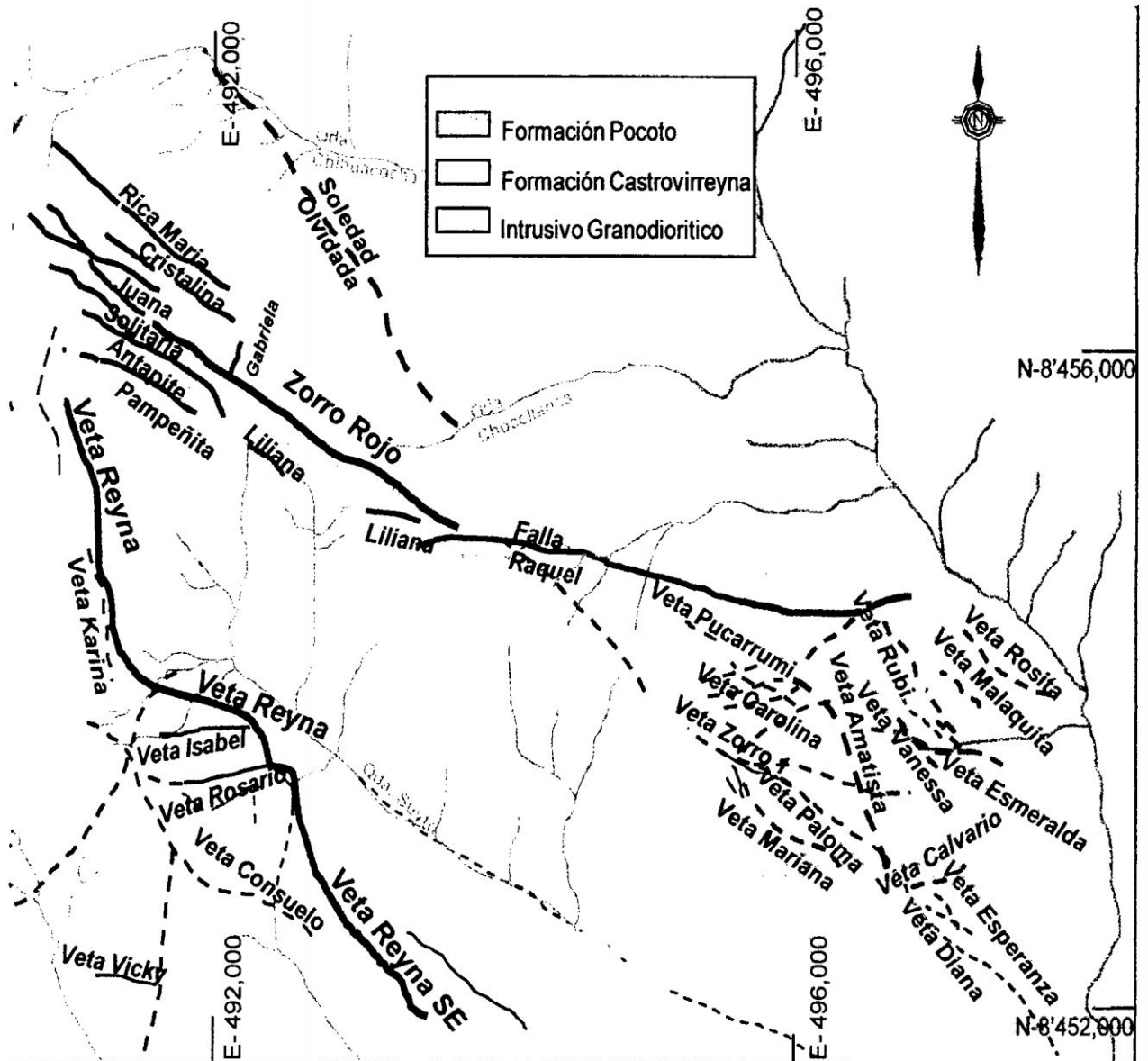
- ▬ Franja Huaytará-Tantará
- Departamento
- Provincia
- Distrito
- Pueblo

Figura 4. Mapa Geológico

Modificado de:
Carta Geológica Nacional
Mapas 1/100000

Fuente: U.E.A. Antapite

MAPA DE FORMACIONES GEOLÓGICAS DE U.E.A. ANTAPITE



Fuente: U.E.A. Antapite

2.3.1 LITOLÓGÍA

El yacimiento Epitermal de Baja Sulfuración Antapite, se encuentra hospedada en diversas unidades volcánicas y volcano sedimentarias, tales como lavas, brechas y tobas, de composición andesítica.

2.4 GEOMÉCANICA

A continuación presento la calidad de la roca en el tipo de roca de acuerdo a la veta en que se encuentra es una clasificación general.

Calidad de Roca por Vetas:

a. Veta Zorro Rojo

Esta veta presenta una falla persistente al piso y techo que en zonas de ensanchamiento y presencia de filtración de agua que inestabiliza la labor.

- El RMR promedio de la veta esta en el rango de 35 – 50 (tipo IVA a III, mala a regular) y un índice de calidad Q entre 0.5 a 2.
- El RMR promedio de las cajas bajo la influencia de la veta es muy variable dependiendo del grado de alteración de la estructura y esta en el rango de 40 – 65 (tipo IVA a II, mala a Buena) y un índice de calidad Q entre 1 a 10.

b. Veta Antapite

Esta veta presenta una falla persistente al piso que en zonas de ensanchamiento y de filtración de agua inestabiliza la labor.

- El RMR promedio de la veta esta en el rango de 25 – 55 (tipo IVB a III, mala a regular) y un índice de calidad Q entre 0.1 a 4.
- El RMR promedio de las cajas bajo la influencia de la veta es muy variable dependiendo del grado de alteración de la estructura y esta en el rango de 55 – 30 (tipo III a IVA, regular a Mala) y un índice de calidad Q entre 5 a 0.4.

c. Veta Pampeñita:

Esta veta presenta una falla persistente al techo y piso que en zonas de ensanchamiento inestabiliza la labor.

- El RMR promedio de la veta esta en el rango de 35 – 55 (tipo IVA a III, mala a regular) y un índice de calidad Q entre 0.5 a 4.
- El RMR promedio de las cajas bajo la influencia de la veta es muy variable dependiendo del grado de alteración de la estructura y esta en el rango de 35 – 70 (tipo IVA a III, mala a buena) y un índice de calidad Q entre 0.5 a 15.

Fracturamiento y Resistencia

La Resistencia a la compresión de la roca en nuestras labores permanentes y temporales en promedio es: En Roca fresca: 100 a 250 Mpa.; y en Roca Alterada: 50 a 100 Mpa.

De igual manera el grado de fracturamiento es variable, en labores que corremos en estéril tenemos un RQD de 50% a 85%, en galerías un rango RQD entre 25 a 75.

En los tajeos tenemos la estructura con una calidad variable en rango RQD de 25 a 75 y las cajas con un rango variable de 35 a 85.

Estos datos son referenciales de los mapeos geomecánicos que se tienen a la fecha.

2.5 MINERALOGÍA

La mineralización de las vetas de la mina Antapite, es de tipo relleno de fracturas, su origen es hidrotermal de baja sulfuración con cuarzo, adularia, Sericita y Pirita. La mineralización es aurífera con plata subordinada, el oro se encuentra en estado nativo o como electrum con un cociente de relación de Au/ag de 1/1 a 1/3.

La paragénesis de las vetas muestran múltiples y complejas secuencias paragenéticas de alteración, sobre imposición de eventos de cuarzo y fases metálicas las que se resumen de manera general en 5 etapas paragenéticas. La mineralización aurífera económica esta relacionado a paragénesis tardías de cuarzo gris oscuro calcedónico blanco, cuarzo hialino y a diversos sulfuros, principalmente piritas con trazas de esfalerita, galena, calcopirita y puntos de sulfosales como tetrahedrita, pirargirita y buornonita. Las características texturales de las vetas son de estructuras bandeadas masivas venas coloformes, reemplazamiento, venas calcedónicas de grano fino y brecha monolítica cerca de las cajas. Las características geológicas y geoquímicas de las vetas de la mina Antapite, representan niveles intermedios a profundos el sistema epitermal.

La alteración hidrotermal esta restringida generalmente a un halo delgado junto a las vetas con presencia de cuarzo-sericita-adularia, esta última reconocida al microscopio y varía a propilítica con presencia de clorita, epidota, calcita, cuarzo, plagioclasas y esmética.

Una datación radiométrica Ar^{39}/Ar^{40} realizada por el Dr. C. Noble sobre sericitas en la veta Zorro Rojo da una edad de 26.34 ± 0.21 Ma. La sericita se presenta como reemplazamiento de feldespatos o adularia, relacionado al cuarzo y rellenando cavidades de la veta. Hacia las cajas frescas se tiene luego una alteración propilítica con la presencia de clorita, epidota, calcita, cuarzo plagioclasas y esmética. Características del Yacimiento Epitermal de Baja Sulfuración – Mina Antapite.

Roca Huésped Rocas volcánicas.

Cota de veta 3100 – 3500.

Rumbo preferente N 60° - 80° W

Textura de la veta bandeada, coloforme, criptocristalino

Cuarzo Varias generaciones (gris, blanco ahumado, hialino, amatista, calcedónico.

Alteración de Caja Proximal: sericita-adularia-cuarzo-calcita+-clorita.

Distal: clorita-epidota-calcita-rodocrosita

Mineralogía de mena Au libre, electrum.

Metales: Au-Ag, Pb, Zn, Cu, Mn - (Sb, As, Hg).

Rasgos importantes Sericita $>250^\circ\text{C} - 300^\circ\text{C}$ T; pH 4 – 6

Edad de la mineralización 26.3 ± 0.21 ma. Sericita (Zorro Rojo).

En base a los estudios petro-mineralógicos se ha podido determinar la mineralogía de la Mina Antapite, el cual está dado por los siguientes minerales de mena y ganga:

Minerales de ganga.- Cuarzo, Sericita, calcita,

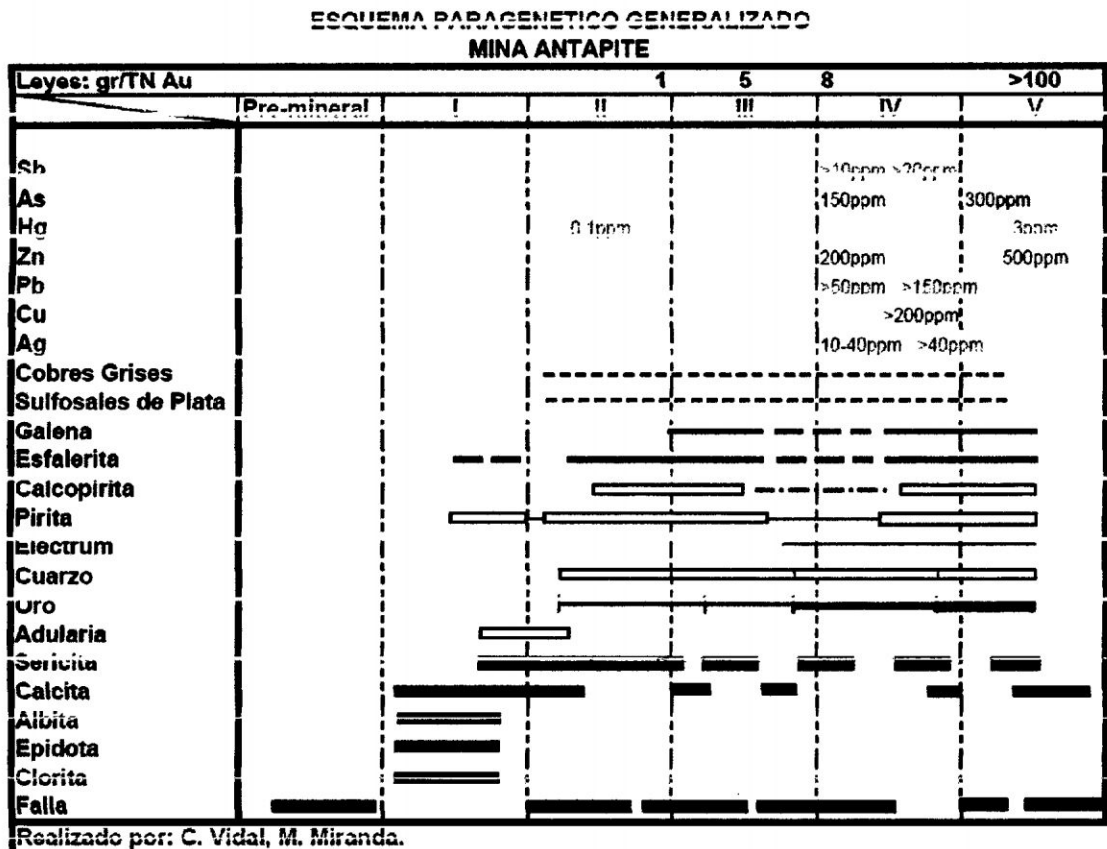
Minerales de mena.- Pirita, Arsenopirita, Marcasita, Esfalerita, Calcopirita,

Galena, Oro nativo, Electrum, Magnetita, Covelita, Cobres Grises.

PARAGÉNESIS

La secuencia paragenética de las vetas de la Mina Antapite, se resume en cinco estadios paragenéticos.

Tabla 2.5.A Paragenética de la mina Antapite.



2.6 RESERVAS

Las reservas de la mina Antapite para el año 2007 están calculados en 421000 TM. De mineral probado con una ley promedio de 11 gr. Au/Tn.

Tabla 2.6 Reserva de la Mina Antapite

BALANCE GENERAL DE RESERVAS

RESERVAS				
MINERAL	Tms	Ancho (m)	gr-Au/Tms	oz Au
Mena	38803	0.84	9.27	11861
Marginal	45939	0.9	7.36	10877
Total General	84742	0.87	8.25	22739

Fuente: U.E.A. Antapite

2.7 VIDA DE LA MINA

La vida de la mina esta en función a las reservas probadas y probables con 421000 Tn y a la capacidad de producción de la Planta de Procesos que es de 360 Tn. diarias tenemos la vida de a mina de 0.66 años.

Tabla 2.7 Producción y vida de la mina

VIDA MINA

Reserva (Tmc)	85742,00
Producción/gd (Tmd)	180,00
Gd/día	2,00
Días trab/mes	30,00
Vida mina	7,94 mes 0,66 años

Fuente: I I F A Antapite

CAPITULO III

ASPECTOS MINEROS

3.1 DESCRIPCIÓN DE LAS CARACTERÍSTICAS DE LA MINA

Actualmente se viene desarrollando las vetas Soledad Olvidada, Juana Solitaria, Susan, Eliana, Escondida, Liliana, Antapite, Zorro Rojo, en las cuales se viene realizando las labores de: Exploración, desarrollo, explotación, preparación y operación mina.

El programa de avances para el año 2009 contemplo una meta mensual de: 1000 metros en Exploración y desarrollo, 180 metros en preparación y 20 metros en operación mina, la cual conlleva a un avance anual de 12000 metros en exploraciones y desarrollos, 2400 metros en preparaciones y operaciones mina.

El nivel de producción 09/10, fue de 10500 tms mensuales con una ley promedio de 7.51 gr-Au/tms, y 16.70 gr-Ag/tms, con una recuperación metalúrgica de 94.0% para el Au y 75.0% para la plata; obteniéndose 2450 oz de Au y 4350 oz de Ag.

El nivel de producción 2010, es de 10889 tms mensuales con una ley promedio de 8.54 gr.-Au/tms, y 15.0 gr.-Ag/tms, con una recuperación metalúrgica de 94.8% para el Au y 70.0% para la plata; obteniéndose 2833 oz de Au y 3676 oz de Ag.

El yacimiento de Antapite utiliza para su minado el método de explotación *Corte Y Relleno Ascendente Convencional*, el cual se adapta a las condiciones geomecánicas del yacimiento; emplea la perforación sub vertical (realce; con sostenimiento con cuadros de madera, puntales de seguridad, split set con malla electrosoldada y pilares de wood pack); y la perforación horizontal (breasting; con sostenimiento con cuadros de madera, puntales de seguridad y puntales en línea en la corona como guarda cabeza, y pilares de wood pack).

El minado es de acuerdo al ancho de veta se realiza con controles de selectividad, factores de carga, geomecánica, y por ende tajeos económicamente sostenibles. Se utiliza tela arpillera con tablas de 1 pulgada tendidos sobre el piso de relleno del tajeo para la recuperación de finos y evitar que el mineral roto se contamine con el relleno.

3.1.1 LABORES DE EXPLORACIÓN Y DESARROLLOS

- a. Galerías.-** Se desarrolla sobre estructura mineralizada con gradiente 5:1000 y una sección de 7'x8' (2.10m de ancho y 2.40m de alto), el sostenimiento es de acuerdo al estándar por tipo de roca (cartilla geomecánica) empleando sostenimiento metálico (pernos y malla electrosoldada) y sostenimiento con cuadros de madera. La limpieza

en los frentes se realiza con palas neumáticas EIMCO 12-B, la trocha de la línea cauville es de 20 pulgadas empleando rieles de 30 lb/yd, el transporte se realiza con locomotoras a baterías de 3.5 y 1.5 ton.

- b. Chimeneas.-** Se realizan a cada 40 m de distancia, siendo de doble y triple compartimiento, de acuerdo al mineral, desarrollada del nivel inferior a nivel superior con una diferencia de cotas de 60 metros, la construcción es de doble compartimiento desde su inicio hasta conectar al nivel inmediato superior con sección de: 4'x8'. (1.2m de ancho y 2.4 m de largo), el sostenimiento es de acuerdo al estándar por tipo de roca (cartilla geomecánica) empleando sobrecuadros cojos y completos de madera y puntales en línea; para ventilar la labor se emplea una línea auxiliar (tercera línea de aire comprimido) y si la longitud proyectada de la chimenea supera los 60 metros; esta se ventila con ventiladores de 10HP direccionada con una manga de ventilación de 10 pulg. de diámetro hacia el tope de la chimenea.
- c. Subniveles.-** Se realizan a partir de la chimenea dejando un puente de 3 m., con alas de 20 m. Las dimensiones son de 4' x 6' sostenidos ocasionalmente con cuadros.
- d. Cruceros.-** Se desarrolla en roca con punto de dirección, gradiente 5:1000 y sección de 8'x8' (2.40m de ancho y 2.40m de alto), el sostenimiento y la limpieza es similar al de las galerías.
- e. Subniveles.-** Se realiza a partir del buzón-camino dejando un puente de 2.0 metros con respecto a la corona de la galería; se desarrolla horizontalmente hasta conectar a las chimeneas de servicios. La

sección del subnivel es 4'x6' (1.20m de ancho y 1.80m de alto) y el sostenimiento es de acuerdo al estándar por tipo de roca (cartilla geomecánica) empleando cuadros de madera, puntales de seguridad y puntales en línea; la limpieza se realiza con winches de arrastre eléctricos de 20, 15, 12.5 y 7.5 HP de potencia y con carretillas.

3.1.2 SELECCIÓN DE MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SELECTIVO (CIRCADO)

Esta variante del método de Corte y Relleno se aplica a vetas angostas menor a 0.75 cm., primero se procede a roturar la caja piso y/o el techo dependiendo de la estabilidad y el tipo de roca, después como la veta queda colgada, se procede a disparar el mineral.

Perforación y Voladura.- La perforación se realiza con taladros verticales y/o horizontales dentro de la corona contorneada. Las longitudes de los taladros son de 4 y 3 pies utilizando barras cónicas y brocas de 38, 39, 40 mm con máquinas perforadoras tipo Jack-leg, La perforación se realiza en toda la longitud de la labor; para la voladura se emplea dinamita pulverulenta de 45 y/o 65%, carmex y mecha rápida de ignición. Primero se realiza la voladura del área pobre (se rellena el tajeo parcialmente) y luego del mineral (veta). Esta voladura se realiza en etapas.

Minado.

El mineral es arrancado en forma de tajadas de manera que se asemeje a bancos o bloca.

Perforación

Para la perforación en los tajeos existen dos métodos: tipo breasting o perforación horizontal como para la perforación en galerías y tipo realce de techo que es una perforación vertical o inclinada por el cual se rompe todo el tajeo o secciones del mismo. Para la perforación se utiliza las maquinas perforadores Jack leg y se perfora una longitud de 4 a 6 pies dependiendo de las condiciones de la veta mineral.

Voladura.

Dependiendo del tipo de yacimiento y el método de avance breasting o realce de techo se realiza la malla de perforación la cual puede variar de acuerdo a las condiciones del tajeo la voladura se realiza con dinamita bien semexa de 45% y/o exadit de 45 % con accesorios como carmex y mecha rápida por medida de seguridad para el personal.

Limpieza.

Se realiza con winches eléctricos de 20, 15, 12.5 y 7.5 HP con rastrillos metálicos de 18, 20 y 24 pulgadas según requiera las condiciones del tajeo, con una potencia mayor a un metro y con longitudes mayores a 20 m. (en algunos casos con carretilla). La dotación de relleno a los tajeos es mediante las chimeneas de relleno, con material proveniente de las labores de exploración, también se emplea relleno generado en dog holes; y si el ancho del tajeo es menor a 0.75 metros se realizan desquinches en las cajas piso o techo según las condiciones geomecánicas de la labor.

Desmante

El lampeo a mano se realiza cuando el trabajo en el tajo se encuentra cerca del buzón y cuando el ancho de la labor es mínimo y no permite el ingreso de una carretilla.

Sostenimiento

Para el sostenimiento en labores de exploración y desarrollo como son: cruceros, galerías y by pass se utilizan dependiendo del tipo de terreno cuadros de madera, split set y split set con malla electro soldada para chimeneas, buzón camino se utilizan los cuadros y sobre cuadros, y para los tajeos se utiliza también dependiendo del tipo de roca los cuadros de madera, puntal en línea y split set puntuales o sistemáticos.

Relleno

Para el relleno de los tajeos se cuenta con relleno convencional o detrítico proveniente de superficie o de otras labores en desmante o mineral de baja ley, este relleno es transportado a través de chimeneas de relleno especialmente preparados.

Acarreo y transporte.

Para el acarreo y transporte se utilizan locomotoras a baterías y para el izaje del mineral a través del pique.

3.1 IZAJE MEDIANTE EL PIQUE 504

3.2.1 ACTIVIDADES

El pique 504, ubicado en la zona sur de la mina tiene los niveles siguientes:

Nv. 3240, Es el nivel principal de extracción de la mina.

Nv. 3190, se halla en recuperación de servicios, rieles.

Nv. 3130, en este nivel se vienen desarrollando, preparando y explotando la veta Soledad Olvidada.

Nv. 3070, se encuentra corriendo el CX 516 para llegar a la estructura Soledad Olvidada

Nv. 3010, se realiza el bombeo del fondo del pique.

3.2.2 EXTRACCIÓN DE MINERAL Y DESMONTE

Se realiza la extracción a través de dos niveles:

- a. Nv. 3285, el mineral de dicho nivel como del nv. 3340, recogido de las tolvas 122, 164, 234. Y el desmonte del nv. 3340
- b. Nv. 3240, el mineral izado del nv. 3130, 3190, y el desmonte del Nv. 3240 y 3190.

Se realiza por medio de las locomotoras a batería en estos niveles hasta las tolvas

3.2.3 PRODUCCIÓN Y TRANSPORTE DE MINERAL

La U.E.A. Antapite dada el tipo de yacimiento mineral es en vetas como la potencia e inclinación de las vetas utiliza para la extracción del mineral el método de corte y relleno Ascendente (over cut and fill) convencional; se denomina convencional por que:

- Utiliza equipos pequeños para la perforación movidos principalmente por aire comprimido.
- La mano de obra y el esfuerzo físico del personal es grande ya que la mayoría de los trabajos se realiza de forma manual.

- No se utiliza equipos mecanizados de gran tonelaje.
- Su ritmo de producción diaria es pequeño (300 tm.) y esta dentro del rango de la pequeña minería.

A continuación presentamos una breve descripción del método.

El minado de corte y relleno ascendente es en forma de tajadas horizontales comenzando en el fondo del tajo y avanzando hacia arriba.

El mineral roto es cargado y extraído completamente del tajo, cuando toda la tajada a sido ha sido disparada el volumen extraído es relleno con un material estéril para el soporte de las cajas proporcionando una plataforma mientras la próxima rebanada sea minada.

El material de relleno puede ser roca estéril proveniente de labores en desarrollo y exploración así como también material detrítico proveniente de la superficie el cual es distribuido mecánicamente o manualmente en el área tajeada, estos materiales se trasladan por gravedad o mediante locomotoras en los niveles.

La preparación se realiza teniendo en cuenta los siguientes objetivos:

- Una buena concepción y una ejecución correcta. Estos trabajos son la condición de éxito del conjunto de la explotación.
- Los costos de esta fase de trabajo tienen considerable incidencia en los costos totales.

El costo del mineral extraído de preparaciones es mas alto que el de explotación de los tajeos la relación es en orden de 3:1 un factor de coste

total ponderado es la relación que existe entre los tonelajes producidos en preparación y explotación.

En vetas angostas la relación de tonelaje de preparación respecto al tonelaje se eleva a 15%. Esta proporción es pequeña en filones potentes, pero en este último caso, los trabajos en estéril son inevitables de modo que es más del 20% del total efectuado en los trabajos preparatorios.

Tabla 3.2.3 Principales actividades mineras y los tiempos

ITEM	ACTIVIDAD	DURACION (horas)	%
TIEMPOS PRODUCTIVOS			
1	Reparto de Guardia	1,00	8,33
2	Recorrido hasta la labor	0,50	4,17
3	Inspección de la labor - Check List	0,50	4,17
4	Limpieza	3,16	26,33
5	Sostenimiento	2,50	20,83
6	Perforación	2,00	16,67
6	Carguío	0,50	4,17
7	Salida	0,50	4,17
Sub Total		10,66	88,83
TIEMPOS IMPRODUCTIVOS			
1	Almuerzo	1,00	8,33
2	Otros	0,34	2,83
Sub Total		1,34	11,17
TIEMPO TOTAL		12,00	100,00

Fuente: U.E.A. Antapite

3.2.4 PRINCIPALES ACTIVIDADES UNITARIAS DE PERFORACION

Lo realizan 02 trabajadores un maestro perforista y su ayudante; la sección estándar de una galería es de 7 x 8 pies (2,10 x 2,40 m.), los equipos utilizados son:

- 01 maquina perforadora tipo Jack leg.
- juego de barrenos de 2, 4, 6 pies.

- brocas cónicas de 38 mm.

PARAMETROS DE LA PERFORACION

- Sección: 7 x 8 pies (2,10m x 2,40 m.).
- Longitud teórico de perforación: 6 pies (1,80 m.).
- Longitud real de perforación 5 pies (1,50 m.).
- Tiempo promedio de perforación por taladro: 2,70 min.
- Tiempo promedio de cambio de taladro: 0,60 min.
- Tiempo de perforación: 2 horas
- Tiempo promedio de perforación: 1,98 horas.
- Tiempo neto de perforación: 1,62 horas.
- Velocidad de perforación: 0,55 m/min.
- Numero de taladros perforados 36 taladros.
- Total de pies perforados: 180 pies.
- Malla de perforación utilizado: (ver Anexo 4).

VOLADURA

Para la voladura se emplea la dinamita dado que las condiciones de la mina impiden la utilización del anfo debido a la gran cantidad de gases que emana y la ventilación es forzada en esta zona.

Parámetros de la voladura.

- Taladros perforados: 36 taladros.
- Taladros cargados: 33 taladros.
- Taladros de alivio: 3
- Carga por taladro: 0,486 kg. (6 cartuchos semexa 65%).
- Carga por disparo: 16,038 kg. (198 cartuchos semexa 65%).

FACTORES DE PERFORACION Y VOLADURA

- Sección: 2,10 x 2,40 m.
- Avance promedio por disparo: 1,40 m.
- Volumen aproximado roto: 7,056 m³.
- Tonelaje aproximado roto: 18,34 tn.
- Factor de carga: 11,46 kg/m.
- Pies perforados por metro de avance: 38,57.

LIMPIEZA Y ACARREO

Se utiliza la pala neumática y los carros mineros U-35.

Parámetros para la limpieza

- Tiempo promedio de cargado de carro: 4,5 min.
- Numero de cucharadas por carro: 8 cucharadas.
- Tiempo promedio de cambio de carro: 6 min.
- Numero de carros cargados por limpieza: 16 carros.
- Duración de la limpieza: 3,5 horas.
- Tiempo neto de la limpieza: 2,8 horas.

SOSTENIMIENTO

Para el sostenimiento se utilizan los cuadros de madera, split set puntuales y sistemáticos y malla electro soldada, dependiendo del terreno tenemos que para un terreno de tipo II se utiliza split set puntuales, para un tipo de roca III se utiliza split set sistemáticos o split set con malla electro soldada, y para un terreno tipo IV y V se utilizan los sostenimientos con cuadros. Parámetros para el sostenimiento.

- Sección: 7 x 8 pies (2.10 x 2.40 m.)

- Tipo de terreno IV con presencia de humedad.
- Cuadro completo a un metro de espaciamiento.
- Poste (02): diámetro 8"(0,20 cm.), long. 2,50 m., destaje 4 – 5 cm.
- Sombrero (01): diámetro 8"(0,20 cm.), long. 1,80 m., destaje 4 – 5 cm.
- Tirante (02): diámetro 6"(0,15 cm.), long. 1,00 m.
- Patilla para los postes: 30 cm.
- Rajados para el enrejado y encribado: 1,50 m de long.
- Tiempo de armado de un cuadro: 2 horas

3.3 LABORES DE PREPARACION

3.3.1 ACTIVIDADES UNITARIOS EN EL SUBNIVEL 350 NW

Actividades realizadas por guardia con tiempos productivos e improductivos, seguimiento realizado durante 4 días en guardia de noche, con 12 horas de duración (de 7 p.m. a 7 a.m.).

Tabla 3.3.1 Actividades unitarios en Subnivel 350 NW y su duración

ITEM	ACTIVIDAD	DURACION	%
TIEMPOS PRODUCTIVOS			
1	Reparto de Guardia	1,00	8,33
2	Recorrido hasta la labor	0,50	4,17
3	Inspección de la labor - Check List	0,50	4,17
4	Limpieza	2,50	20,83
5	Sostenimiento	2,50	20,83
6	Perforación	1,50	12,50
6	Carguío	1,00	8,33
7	Salida	0,50	4,17
Sub Total		10,50	87,50
TIEMPOS IMPRODUCTIVOS			
1	Receso	1,00	8,33
2	Otros	0,50	4,17
Sub Total		1,50	12,50
TIEMPO TOTAL		12,00	100,00

Fuente: U.E.A. Antapite

3.3.2 PRINCIPALES ACTIVIDADES UNITARIAS.

PERFORACION.

La perforación de las labores de avance lo realizan 02 trabajadores un maestro perforista y su ayudante; la sección estándar de un subnivel es de 4 x 6 pies (1,20 x 1,80 m.), en el subnivel 350 NW la sección seguida era de 1,50 x 2,00 m. los equipos utilizados son:

- 01 maquina perforadora tipo Jack leg.
- juego de barrenos de 4, 6 pies.
- brocas cónicas de 38 mm.

PARAMETROS DE LA PERFORACION.

- Sección: 4 x 6 pies (1,20 x 1,80 m.).
- Sección real del subnivel: 1,50 x 2,00 m.
- Longitud teórico de perforación: 5 pies (1,50 m.).
- Longitud real de perforación 4 pies (1,45 m.).
- Tiempo promedio de perforación por taladro: 2,24 min.
- Tiempo promedio de cambio de taladro: 0,60 min.
- Tiempo de perforación: 1,5 horas
- Tiempo promedio de perforación: 1,08 horas.
- Tiempo neto de perforación: 0,85 horas.
- Velocidad de perforación: 0,55 m/min.
- Numero de taladros perforados 23 taladros.
- Total de pies perforados: 35,35 pies.
- Malla de perforación utilizado: (ver Anexo 5).

VOLADURA.

Para la voladura se emplea la dinamita dado que las condiciones de la mina impiden la utilización del anfo debido a la gran cantidad de gases que emana y la ventilación es forzada en esta zona.

Parámetros de la voladura.

- Taladros perforados: 23 taladros.
- Taladros cargados: 20 taladros.
- Taladros de alivio: 3
- Carga por taladro: 0,395 kg. (05 cartuchos semexa 45%).
- Carga por disparo: 7,90 kg. (100 cartuchos semexa 45%).

FACTORES DE PERFORACION Y VOLADURA.

- Sección: 1,50 x 2,00 m.
- Avance promedio por disparo: 1,10 m.
- Volumen aproximado roto: 3,30 m³.
- Tonelaje aproximado roto: 8,50 tn.
- Factor de carga: 7,18 kg/m.
- Pies perforados por metro de avance: 94,5.

LIMPIEZA Y ACARREO.

Para la limpieza del subnivel se realiza de forma manual con lampa y carretilla.

Parámetros para la limpieza.

- Numero de carretillas cargados por limpieza: 58 carros.
- Duración de la limpieza: 2,5 horas.

- Tiempo neto de la limpieza: 2,5 horas.
- Carga aproximada botada: 8,50 tn.

SOSTENIMIENTO.

Para el sostenimiento se utilizan los cuadros de madera con un espaciado de un metro, por ser el terreno del tipo IV los cuadros utilizados son cojos por ser la caja piso más competente que la caja techo. Se utilizan redondos de 7" de diámetro.

Parámetros para el sostenimiento.

- Sección: 4 x 6 pies (1,20 x 1,80 m.)
- Sección real: 1,50 x 2,00 m.)
- Tipo de terreno IV con presencia de humedad.
- Cuadro cojo a un metro de espaciamiento.
- Poste (01): diámetro 7" (0,17 cm.), long. 2,00 m., destaje 3 – 4 cm.
- Sombrero (01): diámetro 7" (0,17 cm.), long. 2,10 m., destaje 3 – 4 cm.
- Tirante (01): diámetro 4" (0,12 cm.), long. 1,00 m.
- Patilla para los postes y sombrero: 20 cm. y 40 cm.
- Rajados para el enrejado y encribado: 1,50 m de long.
- Tiempo de armado de un cuadro: 2,5 horas

3.4 LABORES DE EXPLOTACION

3.4.1 TAJEOS

Labor de explotación o extracción del mineral es la principal labor que abastece de mineral a una mina en el método del corte y relleno ascendente son labores que se trabajan de abajo hacia arriba y pueden

ser por dos tipos: breasting o realce de techo los accesos hacia esta labor son por el buzón-camino, estas labores se inician a partir del subnivel.

3.4.2 RESUMEN DE ACTIVIDADES EN EL TAJEO 350 SE

Actividades realizadas por guardia tiempos productivos e improductivos durante el periodo de seguimiento realizado durante 2 días durante la guardia de noche, para un periodo de 12 horas como duración de la guardia de 7 p.m. a 7 a.m.

Tabla 3.4.2 Actividades en el tajeo 350 SE

ITEM	ACTIVIDAD	DURACION	%
TIEMPOS PRODUCTIVOS			
1	Reparto de Guardia	1,00	8,33
2	Recorrido hasta la labor	0,50	4,17
3	Inspección de la labor - Check List	0,50	4,17
4	Limpieza	3,00	20,83
5	Sostenimiento	3,20	20,83
6	Perforación	0,80	12,50
6	Carguío	0,50	8,33
7	Salida	0,50	4,17
Sub Total		10,50	87,50
TIEMPOS IMPRODUCTIVOS			
1	Receso	1,00	8,33
2	Otros	0,50	4,17
Sub Total		1,50	12,50
TIEMPO TOTAL		12,00	100,00

Fuente: U.E.A. Antapite

3.4.3 PRINCIPALES ACTIVIDADES UNITARIAS

PERFORACION.

La perforación de las labores de explotación lo realizan 02 trabajadores un maestro perforista y su ayudante; el tipo de perforación que se realiza en este tajeo es de tipo breasting o avance horizontal dado las condiciones del terreno. Las características del tajeo son: Longitud 6 m. potencia, 1,00 m. longitud de perforación 4 pies.

- 01 maquina perforadora tipo Jack leg.
- Juego de barrenos de 4, 6 pies.
- Brocas cónicas de 38 mm.

PARAMETROS DE LA PERFORACION.

- Longitud: 6 metros
- Potencia: 1,20 m. (zona mineralizada enriquecida 70 cm.)
- Longitud real de perforación 4 pies (1,20 m.).
- Tiempo promedio de perforación por taladro: 2,30 min.
- Tiempo promedio de cambio de taladro: 0,50 min.
- Tiempo de perforación: 1,0 horas
- Velocidad de perforación: 0,55 m/min.
- Numero de taladros perforados 6 taladros. (tipo breasting sobre zona enriquecida 0,70 m.)
- Malla de perforación utilizado: (ver Anexo 6).

VOLADURA.

Para la voladura se emplea la dinamita dado que las condiciones de la mina impiden la utilización del anfo debido a la gran cantidad de gases que emana y la ventilación es forzada en esta zona.

Parámetros de la voladura.

- Taladros perforados: 06 taladros.
- Taladros cargados: 06 taladros.
- Carga por taladro: 0,395 kg. (05 cartuchos exadit 45%).
- Carga por disparo: 2,37 kg. (30 cartuchos exadit 45%).

FACTORES DE PERFORACION Y VOLADURA.

- Volumen 1,60 x 0,70 x 1,20 m.
- Volumen aproximado roto: 1,344 m³.
- Tonelaje aproximado roto: 3,50 tn.
- Factor de carga: 0,68 kg/m³.

LIMPIEZA Y ACARREO.

Para la limpieza del tajeo se realiza de forma manual (lampeo) al buzón.

- Numero de carros mineros sacados: 06 carros mineros.
- Duración de la limpieza: 3,00 horas.
- Tiempo neto de la limpieza: 3,00 horas.
- Carga aproximada botada: 3,50 tn.

SOSTENIMIENTO.

Para el sostenimiento se utilizan los cuadros de madera con un espaciado de un metro, por ser el terreno del tipo IV los cuadros utilizados son cojos por ser la caja piso más competente que la caja techo. Se utilizan redondos de 7" de diámetro

Parámetros para el sostenimiento.

- Sección: 4 x 6 pies (1,20 x 1,80 m.)
- Sección real: 1,50 x 2,00 m.)
- Tipo de terreno IV con presencia de humedad.
- Cuadro cojo a un metro de espaciamento.
- Poste (01): diámetro 7"(0,17 cm.), long. 2,00 m., destaje 3 – 4 cm.

- Sombrero (01): diámetro 7”(0,17 cm.), long. 2,10 m., destaje 3 – 4 cm.
- Tirante (01): diámetro 4”(0,12 cm.), long. 1,00 m.
- Patilla para los postes y sombrero: 20 cm. y 40 cm.
- Rajados para el enrejado y encribado: 1,50 m de long.
- Tiempo de armado de un cuadro: 2,5 horas.

3.5 TRANSPORTE E IZAJE

La mina Antapite cuenta con niveles ciegos es decir no tienen comunicación con superficie, los niveles son 3190, 3130, 3070, 3010. y el acceso a estos niveles es a través de 02 sistemas de piques el pique 504 en la zona sur y que parte del nivel 3240 (principal nivel de extracción) y el pique 420 también en el nivel 3240 ubicado en la zona norte.

El transporte en la zona sur de la mina Antapite se realiza a través de locomotoras a baterías ubicados en los niveles 3010, 3070 los cuales transportan el mineral y el desmonte desde las diferentes labores hasta los buzones o bolsillos del pique ubicados en cada nivel. Desde donde son izados hasta el nivel 3240 que es el principal nivel de extracción de la zona sur y es transportado hacia superficie el mineral hacia la planta de procesos y el desmonte hacia las escombreras preparados para tal fin en volquetes.

La zona sur cuenta en los niveles de producción 3010, 3070 con locomotoras a baterías con capacidad para 4 carros U-35. Y en el nivel 3240 cuenta con una locomotora a batería con capacidad para 10 carros U35. El pique 504 de la zona sur cuenta con 03 compartimientos uno

camino, 2 (skip1) jaula para personal y materiales y balde para izaje de mineral y 3 (skip2) cuenta con un balde para el izaje de mineral.

Para el izaje de mineral y desmonte la zona sur cuenta con un winche de izaje tipo CIR con 02 tamboras para 2 skips. El skip1 cuenta con una jaula para el izaje del personal, madera y materiales y que se cambia por un balde para el izaje de mineral y el skip 2 que cuenta con un balde para el izaje de mineral.

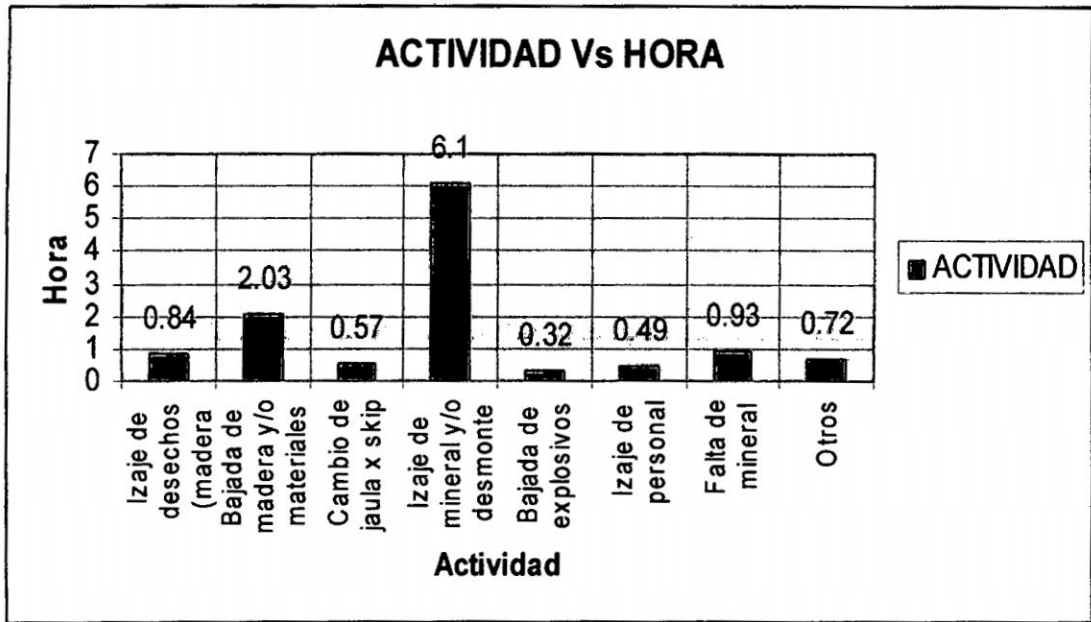
3.5.1 CONTROL DE TIEMPOS EN EL PIQUE 504

A continuación presentamos un resumen y un promedio de las actividades principales que se realizan durante el periodo de una guardia desde el día 04 al 07 de febrero.

Tabla 3.5.1 Control de tiempos en el Pique 504

ITEM	ACTIVIDAD	DURACION (horas)	%
	Tiempos Productivos		
1	Izaje de desechos (madera podrida)	0.84	7.00
2	Bajada de madera y/o materiales	2.03	16.92
3	Cambio de jaula x skip	0.57	4.75
4	Izaje de mineral y/o desmonte	6.1	50.83
5	Bajada de explosivos	0.32	2.67
6	Izaje de personal	0.49	4.08
	Sub Total	10.35	86.25
	Tiempos Improductivos		
1	Falta de mineral	0.93	7.75
2	Otros	0.72	6.00
	Sub Total	1.65	13.75
	Total	12	100.00

Fuente: U.E.A. Antapite



Gráfica 3.5.1: Actividad Vs Hora

OBSERVACIONES

- En este cuadro de resúmenes podemos observar que las actividades de: Izaje de desechos (maderas podridas), bajada de maderas y materiales, cambio de jaula x skip, bajada de explosivos e izaje de personal mantienen casi la misma tendencia o tiempo de ejecución si bien estas actividades con mayor coordinación y control podrían reducirse en su tiempo de ejecución.
- El izaje de mineral y/o desmonte presenta comparativamente hablando una tendencia a descender durante el 3 día debido a la falta de mineral y también a que presento problemas de tipos mecánicos.
- El problema de la falta de mineral para su extracción durante la segunda media guardia y unido a una falta de coordinación para su

izaje y la presencia de mineral de tolva, mineral de cancha y desmonte que tenemos para la extracción de los Nv. 3010, Nv. 3070, Nv. 3130 y solo contamos con 02 bolsillos en el Nv. 3240 y dada la imposibilidad de mezclar mineral de cancha y desmonte y/o mineral de tolva y mineral de cancha hace que los tiempos muertos o improductivos estén presente durante la segunda media guardia.

Este periodo esta programado el izaje de mineral bien sea de cancha o de tolva lo cual impide en cierta medida la extracción de desmonte durante este tiempo dado que los bolsillos del Nv. 3240 se reservan durante la segunda media guardia principalmente para la extracción de mineral bien sea de cancha o de tolva.

3.5.2 NUMERO DE SKIPS IZADOS POR HORA

Tabla 2.5.2 Número de Skips por hora

NIVEL	NUMERO DE SKIPS POR HORA
3010 POCKET.	25
3010 ESTACION.	28
3070 ESTACION.	34
3130 POCKET.	38
3130 ESTACION.	40

3.5.3 TIEMPOS PROMEDIOS DE IZAJE POR NIVEL

PARA EL NV. 3010 POCKET

Ciclo de Izaje Tipo Balancín.

Tabla 3.5.3 Tiempos promedios de izaje

TIEMPO (min.)					
NUMERO	CHUTEO	IZAJE	CHUTEO	IZAJE	
	SKIP1		SKIP2		
TOTAL	7,12	23,35	4,67	22,11	57,24
PROMEDIO	0,55	1,80	0,39	1,84	4,57

OBSERVACIONES

- El tiempo total obtenido es de 57.24 min. La diferencia de 2.76 min. Se utiliza para el colocado del skip1 en el bolsillo del pocket del Nv. 3010 y el skip2 en la zona de volteo. Aunque en dicho periodo de tiempo el skip2 podría hacer otro viaje y obteniéndose un resultado de 26 viajes de Skip por hora de trabajo.
- Se observo una pequeña diferencia de tiempo entre el chuteo del bolsillo 1 del pocket con respecto al bolsillo 2 de 0.16 min.
- La diferencia de tiempo entre izajes de los skips es mínimo y no reporta ningún problema al ciclo de trabajo.

PARA EL NV. 3010 ESTACIÓN

Ciclo de Izaje Tipo Balancín.

Tabla 3.5.3A Ciclo de izaje tipo balancín

TIEMPO (min.)					
NUMERO	CHUTEO	IZAJE	CHUTEO	IZAJE	
	SKIP1		SKIP2		
TOTAL	3,03	11,34	2,55	12,62	29,55
PROMEDIO	0,43	1,62	0,36	1,80	4,22

OBSERVACIONES

- Por una hora de izaje desde el Nv. 3010 Estación tendremos 28 skips.
- Para este cálculo solamente se tomo 30 minutos debido a la producción en este Nv. Los días que se realizo el control de izajes era bajo sacándose algunos carros esporádicamente lo que dificulta realizar un cálculo promedio por hora.
- Dentro de los resultados obtenidos determinamos que si durante media hora hubo una producción de 14 carros para una hora tendremos un izaje de 28 skips aproximadamente.
- La diferencia de tiempos entre el skip1 con respecto al skip2 (0.18 min.) se debe a la diferencia que existe entre la longitud de los cables de las tamboras del winche ya que impide que los skips trabajen en forma simultanea. Es decir cuando el skip1 es izado y luego voltea su carga luego el winchero debe acomodar el skip2 hacia el chut, y luego cuando se iza el skip2 y voltea su carga el winchero procede a acomodar el skip1 para el chuteo este proceso es el que le lleva mayor tiempo aproximadamente 10 seg.

PARA EL NV. 3070 ESTACIÓN

Ciclo de Izaje Tipo Balancín.

Tabla 3.5.3B Ciclo de izaje tipo balancín-Nv. 3070 Estación

TIEMPO (min.)					
NUMERO	CHUTEO	IZAJE	CHUTEO	IZAJE	
	SKIP1		SKIP2		
TOTAL	2,70	11,99	2,48	11,21	28,38
PROMEDIO	0,30	1,33	0,31	1,40	3,34

OBSERVACIONES

De los resultados obtenidos decimos:

- Para el cálculo del tiempo promedio por ciclo del izaje también se tomo en base a muestras recogidas en un periodo de tiempo de 30 minutos.
- Por el resultado obtenido tenemos que durante 30 minutos media hora se realizaron 17 viajes de skip por lo tanto podemos decir que en una hora se realizarían 34 viajes de skip.
- Se observo que hay una diferencia entre el tiempo de monitoreo y el tiempo total de operación de aproximadamente 1.5 min. El cual agregado a la otra media guardia tendríamos mas de 3 minutos durante el cual podría realizarse otro izaje.

PARA EL NV. 3130 POCKET

Ciclo de Izaje Tipo Balancín

Tabla 3.5.3C Ciclo de izaje tipo balancín-Nv. 3130 Pocket

TIEMPO (min.)					
NUMERO	CHUTEO	IZAJE	CHUTEO	IZAJE	
	SKIP1		SKIP2		
TOTAL	5,18	22,15	5,15	22,08	54,56
PROMEDIO	0,27	1,17	0,27	1,16	2,87

OBSERVACIONES

De los resultados obtenidos decimos:

- Para una hora de izaje tendremos 38 skips izados.

- Para determinar el tiempo promedio de del ciclo de izaje se tomaron las muestra en una hora de operación.
- En una hora se extrae un promedio de 38 viajes de skip.
- Las diferencias entre tiempos de izajes entre skips es mínimo y el tiempo promedio de chuteo para los skips es similar.

PARA EL NV. 3130 ESTACIÓN

Ciclo de Izaje Tipo Balancín.

Tabla 3.5.3D Ciclo de izaje tipo balancín- Nv.3130 Estación

TIEMPO (min.)					
NUMERO	CHUTEO	IZAJE	CHUTEO	IZAJE	
	SKIP1		SKIP2		
TOTAL	5,12	10,52	4,67	10,49	30,81
PROMEDIO	0,51	1,05	0,47	1,05	3,08

OBSERVACIONES

De los resultados obtenidos decimos:

- Para el cálculo se tomo las muestras de 30 minutos de izaje por no tenerse mayores tiempos de izaje desde este nivel de producción.
- De los resultados obtenidos podemos deducir que si en 30 minutos se realizaron 20 viajes de skip en una hora tendremos 40 viajes promedio de skip.
- Los tiempos promedios de izaje de los dos skip son similares por en este nivel no se presentan los problemas de volteo – izaje.

3.5.4 CONTROL DE EXTRACCION DE MINERAL Y DESMONTE

Tabla 3.5.4 Control de Extracción de mineral - FECHA 04-09-2009

NIVEL	DURACION (horas)	NUMERO DE SKIP
3010 PKT.	1.95	43
3010 BOLSILLO	0.37	8
3010 BOLSILLO (DESMONTE)	---	--
3070 BOLSILLO	2.32	62
3070 BOLSILLO (DESMONTE)	0.92	24
3130 PKT	1.58	66
3130 BOLSILLO	0.22	6
TOTAL	7.35	209

Tabla 3.5.4A Control de Extracción de mineral - FECHA 05-10-2009

NIVEL	DURACION (horas)	NUMERO DE SKIP
3010 PKT.	1.07	24
3010 BOLSILLO	0.53	13
3010 BOLSILLO (DESMONTE)	---	---
3070 BOLSILLO	1.12	32
3070 BOLSILLO (DESMONTE)	1.30	21
3130 PKT	3.95	68
3130 BOLSILLO	0.72	21
TOTAL	8.68	179

Tabla 3.5.4B Control de Extracción de mineral - FECHA 06-10-2009

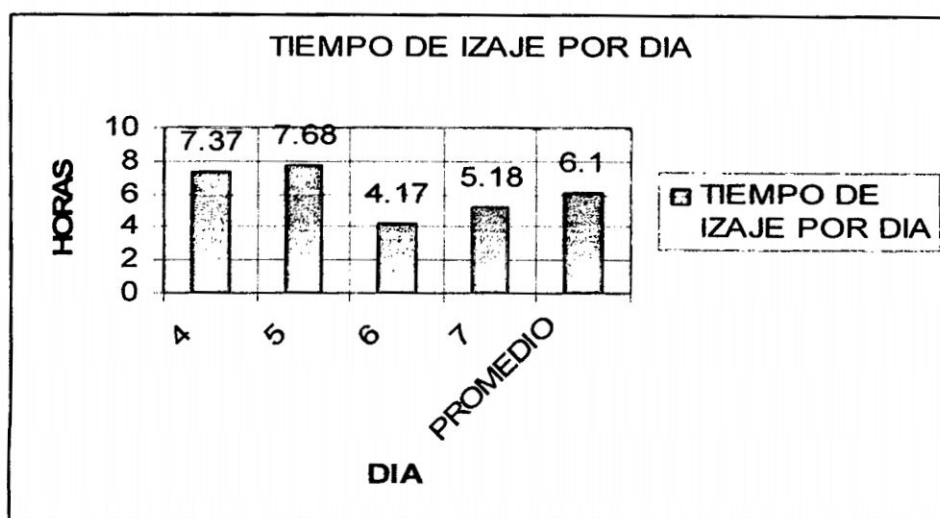
NIVEL	DURACION (horas)	NUMERO DE SKIP
3010 PKT.	1.20	16
3010 BOLSILLO	0.27	8
3010 BOLSILLO (DESMONTE)	--	--
3070 BOLSILLO	1.28	45
3070 BOLSILLO (DESMONTE)	0.32	18
3130 PKT	1.18	28
3130 BOLSILLO	0.35	12
TOTAL	4.60	127

Tabla 3.5.4C Control de Extracción de mineral - FECHA 08-10-2009

NIVEL	DURACION (horas)	NUMERO DE SKIP
3010 PKT.	---	---
3010 BOLSILLO	0.50.	18
3010 BOLSILLO (DESMONTE)	---	--
3070 BOLSILLO	1.93	46
3070 BOLSILLO (DESMONTE)	---	
3130 PKT	1.87	46
3130 BOLSILLO	0.88	19
TOTAL	5.18.	129

Tabla 3.5.4D Tiempo de izaje promedio

DIA	TIEMPO DE IZAJE (horas)
4	7.37
5	7.68
6	4.17
7	5.18
PROMEDIO	6.1



Gráfica 3.5.4: Tiempo de izaje por día

Tabla 3.5.4E Tiempos productivos e improductivos

DIA	TIEMPOS PRODUCTIVOS (horas)	TIEMPOS IMPRODUCTIVOS (horas)	TOTAL (horas)
4	11.58	0.42	12
5	11.04	0.96	12
6	8.32	3.68	12
7	11.43	0.57	12
PROMEDIO	10.35	1.65	12

3.6 SOSTENIMIENTO

De acuerdo al tipo de roca (cartilla geomecánica) empleando sobrecuadros cojos y completos de madera y puntales en línea; Split set, pernos helicoidales, para ventilar la labor se emplea una línea auxiliar (tercera línea de aire comprimido) y si la longitud proyectada de la chimenea supera los 60 metros; esta se ventila con ventiladores de 10HP

direccionada con una manga de ventilación de 10 pulg de diámetro hacia el tope de la chimenea.

Relleno.- El desmonte generado por nuestros avances horizontales y verticales se utiliza para el relleno de los tajeos que previamente es seleccionado en los botaderos de desmonte.

Drenaje y Bombeo.- El agua subterránea que sale a las bocaminas, proviene de las filtraciones y del bombeo del fondo de los Piques, que es captada en las cunetas del nivel principal, una parte es recirculada para el consumo de mina y otra parte sale a superficie donde antes de llegar a bocamina recibe un tratamiento de sólidos en suspensión.

Transporte.- El transporte se realiza con locomotoras a batería y carros mineros tipo U35.

Tabla 3.5.4 Distribución de locomotoras por niveles

DISTRIBUCION DE LOCOMOTORAS
jun-09

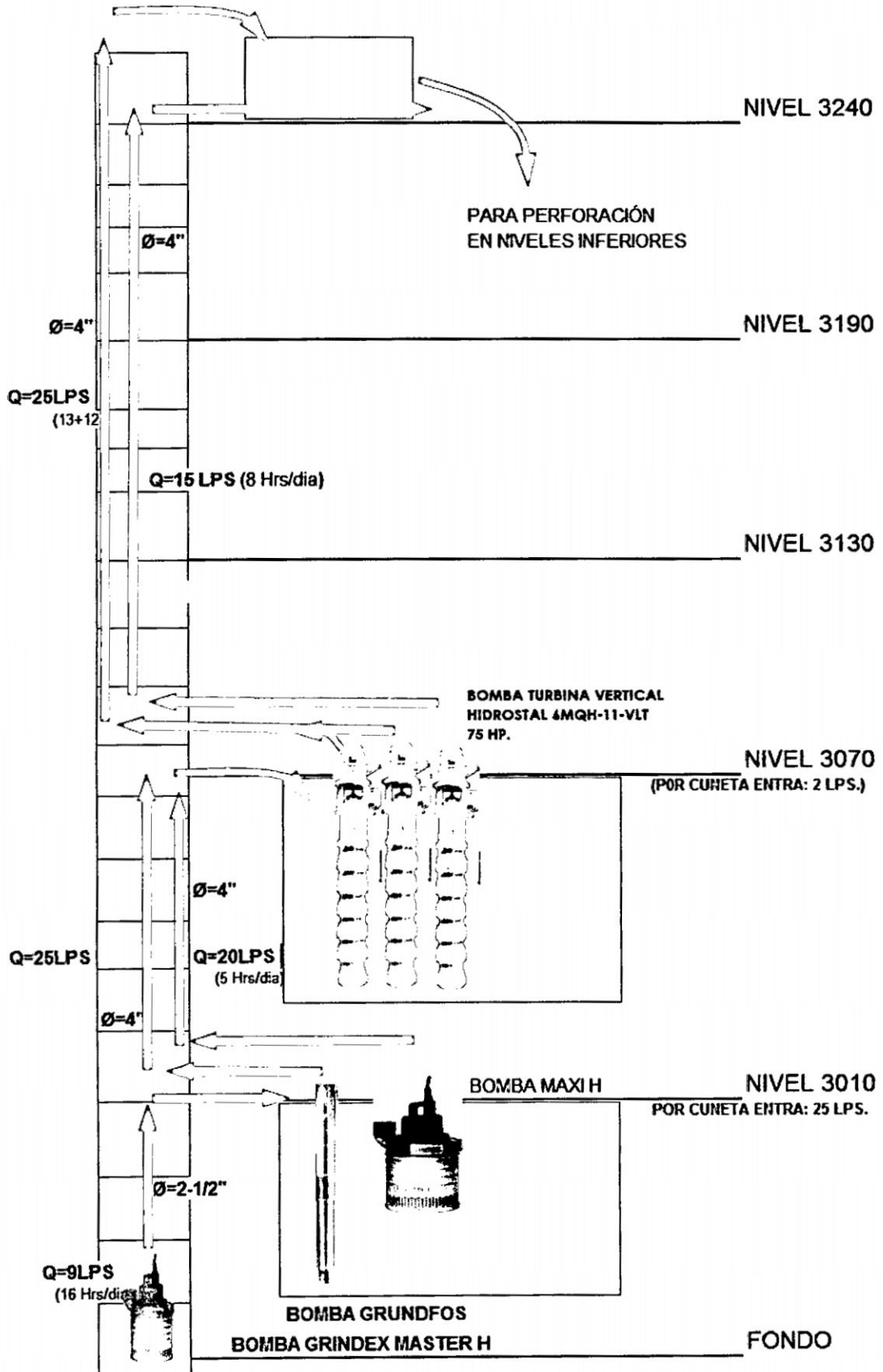
NIVEL	VETA	N° DE LOC	MARCA MODELO	DISP. MEC.	DESCRIPCIÓN
3130 S	S. Olvidada	8	BEV WR-5	95.8%	1.5 ton
3340	Juana Solitaria	1	BEV W-427	95.8%	3.5 ton
3285	Zorro Rojo	2	BEV WR-18	95.8%	3.5 ton
3285	Liliana	7	BEV WR-5	95.7%	1.5 ton
3240 N	Escondida	5	BEV WR-18	95.4%	3.5 ton
3240 N	Juana Solitaria	3	BEV WR-18	95.8%	3.5 ton
3240 S	S. Olvidada	4	BEV W-427	95.5%	3.5 ton
3140	Reyna	6	CLAYTON B-3116	95.7%	3.5 ton

TOTAL LOCOMOTORAS:

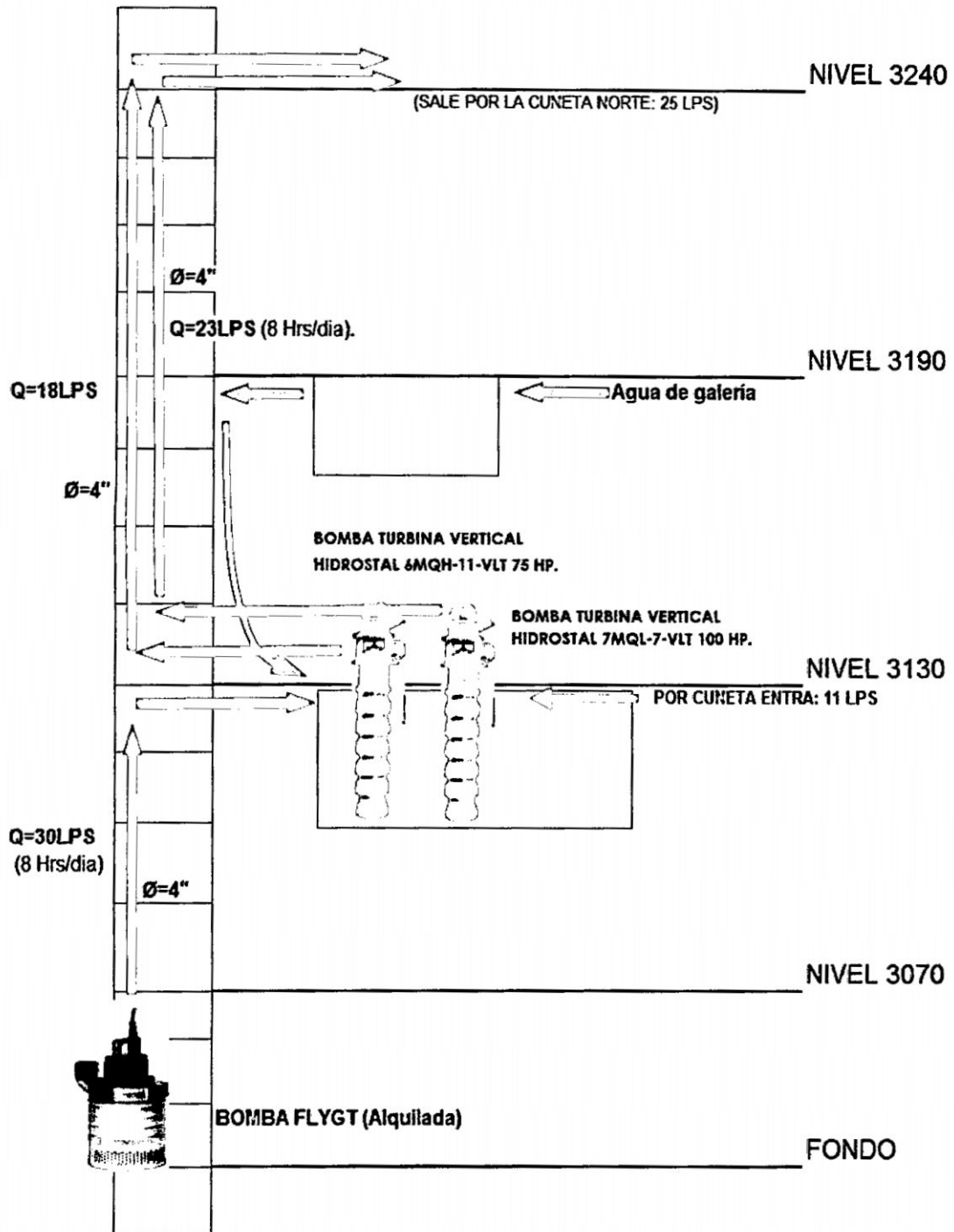
8

Fuente: U.E.A. Antapite

SISTEMA DE BOMBEO PIQUE 504



SISTEMA DE BOMBEO PIQUE 420



CAPITULO IV

ADQUISICION DE UNA LOCOMOTORA

4.1 ANTECEDENTES.

Hace miles de años atrás aparece la idea de hacer rodar un carro pesado a través de dos surcos de piedra, con el cual se logro cierta facilidad en el transporte, fueron los griegos los primeros en utilizar esta clase de vías.

En el siglo XVI en las minas de Alemania aparece por primera vez en el transporte de minerales con pequeños carros tirados por los mineros, caballos o mulas a lo largo de las galerías.

En 1814 Stevenson construye su primera máquina a vapor denominada "Blucher" que desarrollaba una velocidad de 6.5 Km. por hora con 30 toneladas de tracción. El 15 de setiembre de 1830 inaugura el primer tramo Manchester_Liverpool con el empleo de locomotora a vapor. Finalmente éstas fueron sustituidas con el uso de las locomotoras a aire comprimido, eléctricas y diesel.

La aparición de las locomotoras diesel-eléctricas en la primera parte del siglo XX aceleró el final de las locomotoras de vapor. No obstante, se emplearon en América del Norte y Europa hasta mediados del siglo y continuaron siendo utilizadas en otros países hasta el final del siglo XX.

Aunque pueden ser máquinas bastante sencillas y adaptables a una gran variedad de combustibles, son menos eficientes que los motores diesel o eléctricos y requieren un mantenimiento constante que implica un trabajo considerable.

4.2 OBJETO DEL PROCESO DE ADQUISICIÓN

Siendo el transporte de mineral en Antepite en base a locomotoras, izaje y por gravedad, es fundamental optimizar la asignación de las locomotoras para incrementar su productividad durante el transporte de mineral, para ello se ha determinado las distancias óptimas en la distribución de las locomotoras para su mejor rendimiento durante el transporte de mineral de la Unidad. Asimismo, analizar el costo de mantenimiento y su rendimiento de las locomotoras según el tiempo de uso de éstas en el transporte de mineral.

Además, está justificado por el proyecto de incremento de la capacidad de tratamiento de 450 t/d a 1 000 t/d con un mínimo incremento de equipo. Por lo tanto, este proyecto es fundamentalmente para optimizar el rendimiento de capacidad de equipos y las reservas geológicas actuales de la U.E.A Antapite tiene mineral para aproximadamente para 13 años, utilizando los mismos métodos de explotación minera y los mismos procesos metalúrgicos.

4.2.1. ENTIDAD CONVOCANTE

La UEA. Antapite – Cía. de Minas Buenaventura requiere de una locomotora para mejorar la productividad fundamentalmente en el transporte de mineral en los diferentes niveles de la mina, por tanto es la Empresa Buenaventura S.A.A. es la entidad Convocante, tiene un valor referencial de \$ 92,000 y \$97,000 de IMIN y SERMINSA.

La fuente de Financiamiento de esta adquisición es la Cía de Minas Buenaventura S.A.A. mediante AGI, préstamo de BVN (cuenta interna).

4.2.2 MODALIDAD DE ADQUISICIÓN Y BASE LEGAL

La modalidad de adquisición es de Compra directa mediante las cotizaciones respectivas realizadas en las casas comerciales, proveedores de equipos y maquinarias.

4.3 ESPECIFICACIONES TÉCNICAS DE LAS LOCOMOTORAS

Son máquinas de tracción por adherencia que sirven para movilizar a las vagonetas durante la operación del transporte. Según la energía utilizada,

DISPOSITIVOS ELÉCTRICOS DE UNA LOCOMOTORA

- Dos Motores de corriente continua;
- Un Controlador de marcha hacia delante y hacia atrás;
- Dos Faros y un Interruptor;
- Una Bocina (Corneta);
- Un Contacto Móvil;
- Resistencia

a. El Contacto Móvil

El Contacto Móvil, es el dispositivo que los operadores de locomotoras/ Motoristas, debemos tener muy en cuenta; es considerado el más importante o de mayor cuidado para evitar los accidentes con locomotoras.

También debe tenerse en cuenta dispositivos que excedan las dimensiones normales de la locomotora; así por ejemplo los dispositivos de enganche, que también son móviles.

b. corriente continua para locomotoras

El desplazamiento de las locomotoras, es por medio de dos motores de Corriente Continua (CC), que hacen girar las ruedas metálicas, para que formen la tracción en las líneas de riel.

También existen Locomotoras a Batería, que funcionan con una fuente de corriente electro-química, que acumula, mantiene y suministra energía.

4.3.1 LOCOMOTORAS ACUMULADORES

Son locomotoras eléctricas que funcionan con corriente eléctrica continua generada por unos acumuladores del tipo ácido o básico. Su peso varía de 1 a 5 TC con una potencia de 30 a 150 HP y que alcanza velocidades de trabajo de 10 a 15 Km. /h.

Son utilizados en las galerías de transporte en minas grisutosas de carbón, o en aquellas lugares donde las condiciones de explotación no permiten tender el conductor aéreo la altura necesaria y para el transporte de pequeños tonelajes; siendo su radio de acción limitado por la capacidad de los acumuladores.

Sus partes son similares a la locomotora a trolley con la diferencia de los acumuladores, el trolley, la rondana y el palo de trolley.

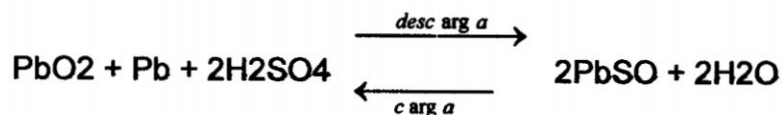
1. Acumuladores o Batería

En las locomotoras de minas se utilizan dos tipos de acumuladores: ácidos y alcalinos.

Un acumulador consta de un recipiente lleno de líquido (electrolito), en el cual van sumergidos unas placas paralelas.

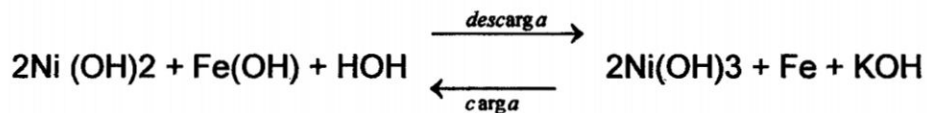
Un grupo de placas tiene la polaridad positiva (ánodo), mientras que otras placas intercaladas entre ellas (de composición química diferente) la negativa (cátodos). Cada grupo se conecta con un tomacorriente.

En los acumuladores ácidos; el electrolito utilizado en los acumuladores de plomo es la solución de ácido sulfúrico de 1.23 de densidad. En una batería cargada, la masa activa es el plomo esponjoso Pb sobre el cátodo y el peróxido de plomo PbO₂, sobre el ánodo. La carga y descarga durante la marcha se puede representar mediante la siguiente reacción:



La fuerza electromotriz de un acumulador cargado es de 2.1 V por el elemento, decreciendo con la descarga. Al alcanzar la tensión a 1.75 V se debe retirar la batería del servicio, sino será destruida rápidamente por el fenómeno de sulfuración.

Los acumuladores alcalinos o básicos utilizan como electrolito la solución de potasa al 20%, de una densidad 1.18 a 1.20, con agregado de LiOH (10g. por litro). La masa activa de las placas positivas consta de una mezcla de hidróxido de níquel Ni (OH)₃ y de grafito, este último para el aumento de la conductividad. La masa activa de las placas negativas se prepara con hierro esponjoso. La reacción de carga y descarga para este tipo de acumulador es:



La fuerza electromotriz del acumulador alcalino cargado es 1.4 V, bajando hasta 1 V al final de la descarga. El rendimiento de baterías alcalinas no sobrepasa de 60%. Los acumuladores alcalinos permiten más ciclos en el transporte en comparación con las ácidas, pero son más caras.

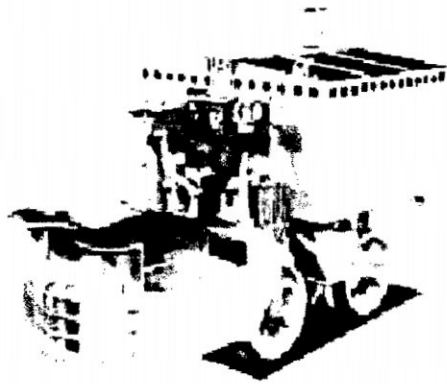
2. Ventajas

- Se puede transportar a cualquier lugar donde exista riel.
- Es muy fácil de operar
- Responde rápidamente a los controles
- No se requiere de instalación previa para la operación

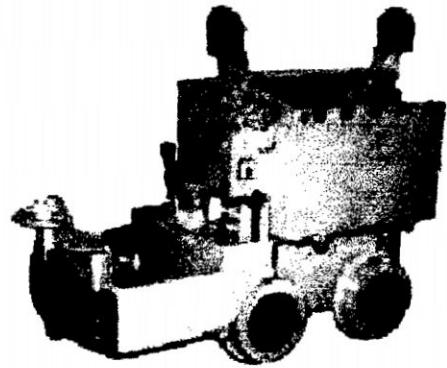
3. Desventajas

- Se requiere de una estación de carguío de baterías.
- No se puede utilizar en el transporte de grandes tonelajes.

- Tiene limitaciones de capacidad debido a la poca duración de la batería.



MANCHA LITTLE TRAMMER



GOODMAN LENNINGS

Fig. 4.4 Locomotoras a batería

4.4 ELECCIÓN DE LOCOMOTORAS

Los factores que intervienen en la elección de locomotoras son:

1. Límites geométricos; se adapte a transportarse fácilmente al interior de las minas subterráneas.
2. ancho y peso de la vía.
3. fuerza de tracción requerida, para vencer las resistencias que se oponen a la marcha del convoy en las gradientes más favorables y curvas más cerradas.
4. Peso; en función del peso del convoy.
5. costes de inclinación, mantenimiento y seguridad.
6. clase de energía disponible en la mina.
7. estado de ventilación en interior mina.

4.4.1 RESISTENCIAS AL MOVIMIENTO

Son las fuerzas no controlables que aparecen durante el movimiento sobre la vía y que se oponen al movimiento, se observan dos tipos de

resistencias; resistencia normal al movimiento y resistencias suplementarias o incidentes.

4.4.2 RESISTENCIA NORMAL AL MOVIMIENTO

Son las fuerzas que actúan durante el movimiento en el tramo rectilíneo horizontal con velocidades constantes. La resistencia normal al movimiento consta de:

1. La resistencia interna de los vagones (frotamiento de los cojinetes) (RIC).
2. La resistencia del aire, que es proporcional a la sección transversal del convoy y al cuadrado de la velocidad, no se toma en cuenta en tracción subterránea y hasta se puede omitir en canteras, donde la velocidad de los trenes no sobrepasa de 40Km/h (RA).
3. La resistencia de la vía (frotamiento en rodadura entre la rueda y el carril), (RV)

A. RESISTENCIA A LA RODADURA (RR)

Viene representada por la sumatoria de la resistencia normal al movimiento. Además se puede calcular con la siguiente expresión matemática:

$$RR = \frac{f}{D/2}(Q + G_r)$$

Donde:

f: Brazo de palanca de la resistencia a la rodadura.

D: Diámetro de la rueda

Q: Peso del vehículo sin incluir los rodámenes.

G_r : Peso total del vehículo.

El coeficiente de rozamiento a la rodadura:

$$u_r = \frac{f}{D/2}$$

Como datos prácticos, para determinar la resistencia a la rodadura se puede utilizar la tabla siguiente.

Tabla 4.4.2 Vías en condiciones normales

VIAS EN CONDICIONES NORMALES	RR (lb./Tc)
Carros con cojinetes de bolas ordinarias	30
Carros con cojinetes de rodillos cilíndricos	15-20
Carros con cojinetes son rodillos cilíndricos	10
Carros con cojinetes planos	30

RESISTENCIAS SUPLEMENTARIAS O INCIDENTES

Son las fuerzas que se oponen al movimiento de la locomotora en determinadas circunstancias y son los que se presentan en los tramos no rectos ni horizontales de las vías, son las resistencias según la presencia de curvas, gradiente, la inercia durante el movimiento con velocidades variables, etc.

B. Resistencias Debido A Las Curvas (RC)

El paso de las curvas necesita un aumento del esfuerzo de tracción porque se opone al movimiento de los vagones debido a las siguientes razones:

1. Por la solidaridad de las ruedas caladas sobre el mismo eje, y que teniendo que recorrer caminos diferentes en el mismo tiempo con la misma velocidad angular, supondrá necesariamente un deslizamiento de una sobre otra.
2. Por el paralelismo de los ejes.
3. El esfuerzo transmitido de una vagoneta a la siguiente deja de ser perpendicular a esta.
4. La pestaña de las ruedas delanteras en las curvas se aprieta al carril exterior, lo que provoca un frotamiento suplementario.
5. la diferencia de las circunferencias de rodamiento de los pares de ruedas por los carriles exteriores e interior provoca un desplazamiento trasversal y desplazamiento longitudinal del par de ruedas, aumentando de ese modo el frotamiento de deslizamiento.

6. a la entrada en la curva y salida de ésta se produce el giro del bogie que provoca un frotamiento suplementario.

De éstos los más importantes para el cálculo analítico son los dos primeros, que a continuación se detallan:

C. Resistencia Debido A La Curva Por La Solidaridad De Las Ruedas

La diferencia del camino recorrido por las ruedas exteriores:

$$2\pi(R + a/2) - 2\pi(R - a/2) = 2\pi \times a$$

Si se supone que el vagón recorriera una longitud equivalente a una circunferencia de radio R; el deslizamiento relativo entre las ruedas exteriores e interiores si van caladas a presión sobre él. Sería realizado por una fuerza que valdría para cada rueda $f.P/4$, y para cada pareja exterior $P.f/2$; Siendo P peso total por eje, f coeficiente de fricción.

El trabajo realizado sería por consiguiente:

$$2\pi \times a \frac{Pf}{2} = \pi.a.f.P$$

Y como el camino recorrido es $2\pi R$, la resistencia ejercida a lo largo de él valdría:

$$F_1 = \frac{afp}{2\pi R} = \frac{1}{2}a.f \frac{P}{R}$$

D. Resistencia Debido A La Curva Por El Paralelismo de los Ejes

Considerando un vehículo de base rígida b. y supongamos que describa una circunferencia completa de radio R, medio de la curva. Desde le punto de vista del rozamiento, equivale este recorrido a un giro completo (360°) alrededor de su centro geométrico, movimiento en el cual las partes razantes describen un círculo cuyo radio es la semidiagonal del rectángulo de lados a y b.

$$2\pi.O.A = \pi\sqrt{a^2 + b^2}$$

El trabajo desarrollado:

$$P.f.\pi.\sqrt{a^2 + b^2}$$

Luego la resistencia ofrecida a lo largo del camino recorrido para los 360° sería $2.\pi R$, y valdría:

$$F_2 = \frac{P.f.\pi.\sqrt{a^2 + b^2}}{2\pi R} = \frac{1}{2} \frac{P.f.}{R} \sqrt{a^2 + b^2}$$

$$RC = F_1 + F_2$$

Reemplazando valores y simplificando:

$$RC = \frac{1}{2} \frac{P.f.}{R} (a + \sqrt{a^2 + b^2})$$

Para el cálculo del valor de la resistencia debido a la curva en el transporte subterráneo se puede utilizar la fórmula de Krupp, aplicado únicamente a ruedas locas:

$$RC = \frac{120(a+b)}{R}, \text{ Kg/TM}$$

Donde:

b: distancia entre ejes, (m)

a: ancho de la vía, (m)

R: radio de curvatura, (m)

Otros autores consideran para el cálculo de la resistencia suplementaria a las curvas la siguiente relación matemática:

$$RC = \frac{K \times 35}{\sqrt{R}}, \text{ Kg/TM}$$

Donde:

K=1 para curvas con peralte.

K=1.5 para curvas en ausencia de peralte.

D. Resistencia Debido A La Gradiente

De acuerdo a:

$$F = P \operatorname{sen} \alpha$$

$$\operatorname{sen} \alpha = P$$

$$RG = P \tan \alpha$$

$$RG = P \frac{h}{l}$$

En la práctica se toma un valor de 20lb/TC por cada 1% de gradiente. La resistencia a la gradiente (RG) puede ser positivo (+) ó negativo (-)

(+): Cuando el movimiento es en sentido ascendente

(-): Cuando el movimiento es en sentido descendente

E. Resistencia debido a la Inercia

Son las que aparecen al variar el régimen de marcha lo que supone un cambio de velocidad con una variación de la resistencia. Se puede determinar con las siguientes fórmulas:

$$RI = M \frac{dv}{dt} = \frac{P}{g} \frac{dv}{dt}$$

$$RI = M \cdot a \cdot Ki$$

$$RI = \frac{l + \alpha}{g} \cdot a$$

Donde:

M: masa = P/g

a: aceleración varía de 0.04 a 0.25m/s²

Ki: coeficiente que varía de las masas giratorias

α : varía para:

Locomotoras a vapor de a.15 a 0.20

Locomotoras eléctricas de 0.25 a 0.30

Material móvil de 0.05 a 0.08

PESO DE LA LOCOMOTORA

$$ET = PL(RL) + PC(Rc)$$

$$ET = PL(A)$$

$$PC = N^{\circ} \text{ vagones (qm + carga útil)}$$

$$Rc = RR + RG + RC + RI$$

$$RL = RR' + RG + RC + RI$$

La adherencia entre las ruedas de la locomotora y la vía se determina con la siguiente tabla:

Tabla 4.4.2A Condiciones de Vías y adherencia

CONDICION	ADHERENCIA (A)	
	Ruedas de Fe fundido	Ruedas de acero
Riel seca con arena	25%	33%
Riel seca sin arena	20	25
Riel húmeda	5-15	5-15

Reemplazando valores en la igualdad de las ecuaciones y despejando PL:

$$PL = \frac{PC(RR + RG \pm RC + RI)}{A - (RR' \pm RG + RC + RI)}$$

Donde:

ET: esfuerzo de tracción

PL. Peso de la locomotora

RL. Resistencia de la locomotora

PC: peso del convoy

Rc: resistencia del convoy

A: adherencia entre las ruedas de la locomotora y la línea cauville.

RR: resistencia de la rodadura del convoy

RR: resistencia a la rodadura por la locomotora.

POTENCIA DEL MOTOR DE LA LOCOMOTORA

Cuando la velocidad esta dado en pies/seg.

$$\text{Pot.} = \frac{ET \times V}{550 \times E}, \text{ HP}$$

Cuando la velocidad esta dado en millas por hora:

$$\text{Pot.} = \frac{ET \times V}{3750 \times E} \text{ HP}$$

Donde:

V: velocidad de la locomotora.

E: eficiencia del trabajo del motor.

Capacidad De La Batería De Las Locomotoras A Acumuladores

Se trata que la capacidad de la batería alcance para todo un turno.

El consumo de energía por viaje:

$$C = \frac{(Wc + Wv)\alpha L}{367 \times \eta}; \text{ wh}$$

$$Wc = [PL + z(G + qm)](w' - i); \text{ Kg}$$

$$Wv = (PL + zqm)(w' + i); \text{ Kg}$$

$$n = \frac{T}{Tm + (H)} = \frac{T}{\frac{2L}{0.75v} + (H)}; Cb \geq n.c$$

Donde:

C: consumo de energía por viaje; wh

L: recorrido de transporte, Km

η : Rendimiento de la locomotora, comúnmente 70%

G: carga útil de la vagoneta, comúnmente, Tn

qm: tara de la vagoneta, Tn

z: Número de vagonetas

Wc: resistencia total de las vagonetas cargadas, Kg/Tn

Wv: resistencia total de las vagonetas vacías, Kg/Tn

W': resistencia al movimiento de una vagoneta cargada
W'': resistencia al movimiento de una vagoneta vacía Kg/Tn
i: pendiente media
 α : Coeficiente que toma en cuentas el trabajo de los motores en las paradas:

Para:

L > 2 Km.: $\alpha = 1.15$

L de 1 a 2 Km.: $\alpha = 1.25$

L < 1 Km.: $\alpha = 1.4$

n: Número de viajes realizado por la locomotora por turno

T: tiempo de trabajo de una locomotora por turno

V: velocidad de la locomotora durante el régimen constante, m/seg.
 (Convoy cargado)

(H): tiempo de duración de las maniobras en el enganche y lugar de carga por viaje.

Cb: capacidad de la batería para un turno.

Reemplazando valores que la ecuación y resolviendo con respecto a z, encontramos una solución para determinar el número de vagonetas que puede hallar la locomotora a acumuladores.

$$z = \frac{\frac{367 \cdot Cb \cdot \eta}{L \cdot \alpha \cdot n} - P(w' + w'')}{G(w' - i) + qm(w' + w'')}$$

Otra forma de cálculo de la capacidad de las baterías para un turno en función de la distancia se determina mediante las siguientes fórmulas:

Para una distancia de transporte mayor de 1,000 m:

$$Cb = \frac{\alpha \cdot Ud \cdot n_m (Ic \cdot Tc + Iv \cdot Tv)n}{60 \cdot 1000} ; \text{Kwh.}$$

Para una distancia de transporte menor de 1.000 m:

$$Cb = \frac{\alpha \cdot Ud \cdot n_m (Ih \cdot T_1 + Ic \cdot T_2 + Ih \cdot T_1' + Iv \cdot T_2') n}{60 \cdot 1000}$$

Donde:

Ud: tensión media de descarga de la batería, v.

c y Tv: duración de la marcha del tren con vagonetas cargadas y vacías respectivamente, min.

C y Iv: corriente consumida por el motor en el periodo de movimiento estabilizado, a.

n_m : número de motores, generalmente 2.

n: número de ciclos por turno o guardia.

Ih: corriente horaria, a.

1y t_1' : tiempo de duración del arranque del tren con vagonetas cargadas y vacías respectivamente, min.

2 y t_2' : tiempo de duración de la marcha con velocidad constante del tren con vagonetas cargadas vacías respectivamente, min.

Consumo De Energía Por Locomotoras A Trolley.

El consumo de energía por ciclo cuando se transporta en locomotoras a trolley o de contacto se determina mediante la siguiente relación:

$$Ce = \frac{\alpha \cdot U \cdot Im \cdot Tm}{60 \cdot 1000} = \frac{\alpha \cdot n_m (Ic \cdot Tc + Iv \cdot Tv)}{60 \cdot 1000}, \text{ Km.}$$

Donde:

U: tensión media en los bornes de la estación, v.

Tm: tiempo promedio utilizado por ciclo, min.

$$Tm = \frac{2L}{0.75v}$$

Consumo de energía por turno sobre las barras de la subestación central:

$$CE_t = CE \cdot n^\circ \frac{2}{\eta_r \cdot \eta_1}, \text{ Kmh.}$$

Donde:

n° : número de viaje por turno para el transporte de material o esteril.

η_r : Rendimiento de la instalación de rectificadores.

η_1 : Rendimiento de la red desde la subestación de rectificadores hasta la subestación central, comúnmente 95%.

Consumo específico de la energía:

$$CE_{sp} = \frac{CEt}{At}, \text{ kwh/tn}$$

Otra forma de calcular es:

$$CE_{sp} = 4.5W' + K(w' + w'') - im, \text{ wh / tn - km}$$

$$K = qm / G$$

Donde:

At: producción transportadas en tn

im: pendiente promedio de las vías de transporte

$$im = \frac{i_1 L_1 + i_2 L_2 + \dots + i_n L_n}{L_1 + L_2 + \dots + L_n}; \%$$

4.5 VALOR REFERENCIAL

El valor referencial de las locomotoras y los datos técnicos se encuentran en la Tabla 4.5 y los cálculos de depreciación de la locomotora nueva están en el Anexo III-E.

Tabla 4.5 Datos Técnicos de las locomotoras

COMPARACIÓN DE LOCOMOTORAS NUEVAS	
	EMPRESA - SERMINSA
DATOS TÉCNICOS LOCOMOTORA	
DATOS	Locomotora a Batería de 5.5 a 6.0 Ton Nueva
Modelo	CB5.5, Tipo Clayton
Motor	25 HP tipo serie - 140 VDC
Motor Stand By	25 HP tipo serie - 140 VDC (debe contemplar este motor)
Control	Electromecánico de ejes de levas y contactos.
Resistencias	Banco de resistencias para arranque de motor.
Trasmisión	Tipo Tomillo Sin Fin y Corona Dentada para trabajo pesado
Trocha	500 mm.
Luceos y Claxon	Completo Tipo Pesado Original
Sistema de Frenos	Mecánico de disco a la volante accionado por palanca rápida.
Suspensión	Tipo Resortes helicoidales.
Chasis	Plancha de acero estructural A-36, con cabina y asiento p' operador.
Sistema de Señalización	Con 2 faros sellados de 24VDC para cada sentido de marcha.
Jale Optimo	15 CARROS MINEROS U - 35
Precio sin IGV (\$)	72,000
DATOS TÉCNICOS DE BANCO DE BATERÍAS	
	Batería BEV TUBULAR de 70 Celdas, 140 Volt, 390 AH
Baterías	2 Bancos de Baterías, con placas tubulares de fabricación Europea
Garantía	03 Años
Precio sin IGV (\$)	20,927
DATOS TÉCNICOS DEL CARGADOR DE BATERÍAS	
	Cargador de Batería BEV P.P. 140VCD 80A, 3PH de 440VAC
Sistema de Alimentación	220/380/440 VAC . 60 Hz. Trifásico
Tensión de Carga	140 VDC
Instrumentos de Control	Sistema de Ecuilización, necesidad y fin de carga automático
Transformador	14 Kva. Trifásico
Precio sin IGV (\$)	4,997
TOTAL sin IGV: (\$)=	97,924
CONDICIONES DE COMPRA	
Forma de Pago	50% adelanto
Tiempo de entrega	5 meses de puesta la orden y recibido el adelanto.
Fabricación	Nacional
Garantía locomotora	18 meses parte mecánica y 12 meses parte eléctrica
Arrastre	15 Carros mineros U-35 en condiciones optimas
Alquiler (mientras Fabrican)	Negociar préstamo de locomotora hasta entrega del equipo nuevo
Recomendación	

Fuente: U.E.A. Antapite

Tabla 4.52A Comparación Datos Técnicos de locomotoras nuevas

COMPARACIÓN DE LOCOMOTORAS NUEVAS	
	EMPRESA - IMIM
DATOS TÉCNICOS LOCOMOTORA	
DATOS	Locomotora a batería de 5.5 Ton
Modelo	LB - 5 Tipo Clayton
Motor	25 HP tipo serie - 120 VDC
Motor Stand By	25 HP tipo serie - 120 VDC (debe contemplar este motor dentro la propuesta
Control	Tipo Mark - 3D Electromecánico Nuevo
Resistencias	Bancos Completos Nuevos
Trasmisión	02 cajas de reducción , corona de bronce - tornillo S/F
Trocha	500mm.
Luces y Claxon	Completo Tipo Pesado Original, Flash de advertencia Vial
Sistema de Frenos	Nuevo de Palanca Ratchet, Volante y fajas
Suspensión	Mejorada con Resortes Reforzados
Chasis	Plancha de acero estructural A-36 con cabina y asiento p' operador.
Sistema de Señalización	Con 2 faros sellados de 12 VDC para cada sentido de marcha.
Jale Óptimo	16 CARROS MINEROS U - 35
Precio sin IGV (\$)	66,960
DATOS TÉCNICOS DE BANCO DE BATERÍAS	
	Batería CHLORIDE de 60 Celdas, 120 Voltios, 500 AH
Baterías	02 bancos de batería con placas tubulares de fabricación Europea
Garantía	03 Años
Precio sin IGV (\$)	19,800
DATOS TÉCNICOS DEL CARGADOR DE BATERÍAS	
	Cargador de Baterías Inteligente Heavy Duty Nuevo
Sistema de Alimentación	220/440 VAC. 60 Hz. Trifásico
Tensión de Carga	Variable de 120 VDC
Instrumentos de Control	Amperímetro, voltímetro, lámpara de encendido y carga de batería
Transformador	15 Kva. Trifásico
Precio sin IGV (\$)	4,511
TOTAL sin IGV: (\$)=	91,271
CONDICIONES DE COMPRA	
Forma de Pago	Contado contra entrega - Sin adelanto
Tiempo de entrega	09 semanas
Fabricación	Nacional
Garantía locomotora	01 año en condiciones normales de operación
Arrastre	15 Carros mineros U-35 en condiciones óptimas
Alquiler (mientras Fabrican)	Negociar préstamo de locomotora hasta entrega de equipo nuevo

Fuente: U.E.A. Antapite

5.1.2 COSTO DE MANTENIMIENTO

Tabla 5.1.2 Costo de mantenimiento anual

AÑOS	2005	2006	2007	2008	2009	2010 PROYECTADO
COSTO DE MANTENIMIENTO ANUAL USD \$	3,200	4,500	10,000	11,500	15,000	27,000

5.1.3 RENDIMIENTO DE LAS LOCOMOTORAS (PRODUCTIVIDAD HORARIA)

1. Del cuadro de control de tiempos obtenemos el tiempo total que dura el ciclo de Transporte con locomotora, en función la distancia de transporte.

$$\text{Tiempo Total de Ciclo} = TTC$$

$$\sum \text{tiempos del ciclo de transporte (Tchute, Tida, Tvolteo, Tretorno)}$$

Se muestra a continuación los cuadros de Tiempos de Ciclo respecto al número de carros U-35:

Tabla 5.1.3 Rendimiento de locomotoras con 3 carros Vs distancia

DISTANCIA (m)	TIEMPO (min)				
	T ch	T ida	T volt	T ret	TTC
2500.00	2.00	15.00	1.50	18.75	38.25
2250.00	2.00	13.50	1.50	13.50	31.50
1950.00	2.00	11.70	1.50	11.70	27.90
1650.00	2.00	9.90	1.50	9.90	24.30
1350.00	2.00	8.10	1.50	8.10	20.70
1050.00	2.00	6.30	1.50	6.30	17.10
750.00	2.00	4.50	1.50	4.50	13.50
450.00	2.00	2.70	1.50	2.70	9.90
150.00	2.00	0.90	1.50	0.90	6.30

Nota: Estudio con 03 carros

Tabla 5.1.3A Rendimiento de locomotoras con 6 carros Vs distancia

DISTANCIA (m)	TIEMPO (min)				
	T ch	T ida	T volt	T ret	TTC
2500.00	2.50	18.75	1.50	10.00	32.75
2250.00	2.50	16.88	1.50	9.00	29.88
1950.00	2.50	14.63	1.50	7.80	26.43
1650.00	2.50	12.38	1.50	6.60	22.98
1350.00	2.50	10.13	1.50	5.40	19.53
1050.00	2.50	7.88	1.50	4.20	16.08
750.00	2.50	5.63	1.50	3.00	12.63
450.00	2.50	3.38	1.50	1.80	9.18
150.00	2.50	1.13	1.50	0.60	5.73

NOTA: Control para Locomotora con 06 carros U-35

Tabla 5.1.3B Rendimiento de locomotoras con 9 carros Vs distancia

DISTANCIA (m)	TIEMPO (min)				
	T ch	T ida	T volt	T ret	TTC
2500.00	3.00	15.00	1.50	18.75	38.25
2250.00	3.00	13.50	1.50	13.50	31.50
1950.00	3.00	11.70	1.50	11.70	27.90
1650.00	3.00	9.90	1.50	9.90	24.30
1350.00	3.00	8.10	1.50	8.10	20.70
1050.00	3.00	6.30	1.50	6.30	17.10
750.00	3.00	4.50	1.50	4.50	13.50
450.00	3.00	2.70	1.50	2.70	9.90
150.00	3.00	0.90	1.50	0.90	6.30

NOTA: Control para Locomotora con 09 carros U-35

2. En función de la capacidad de transporte de la locomotora y su convoy asignado (carros mineros), obtenemos el tonelaje de transporte por locomotora. Para lo cual aplicamos parámetros de incidencia como son el factor de llenado, el factor de esponjamiento del material y el peso específico de la misma.

$$\text{Tonelaje} = (\text{Cap. U35} \times \text{P.e.} \times \text{F. Llenado} \times \text{N}^{\circ} \text{ carros} \times \text{F. Esponjamiento})$$

Donde:

- Cap. U35 = 1.00 m³
- Factor de Llenado = 85 %
- Factor de Esponjamiento = 30 %

3. Ahora podemos obtener el Rendimiento de la locomotora para diferentes distancias según la fórmula:

$$\text{Rendimiento} = \frac{\text{Tonelaje (TM)}}{\text{Tiempo Total de Ciclo (Hr)}} = \text{TM/Hr}$$

5.1.4 COSTO DE TRANSPORTE SEGÚN DISTANCIAS

Tomando como referencia una distancia de 2,500 metros, con costo horario asumido de 20.00 \$/Hr. y velocidad 10.00 Km/Hr.

$$10,000 \text{ m} \rightarrow 1 \text{ Hr} \rightarrow 20\$ \qquad 1 \text{ m} \rightarrow 1 \text{ Hr} \rightarrow X$$

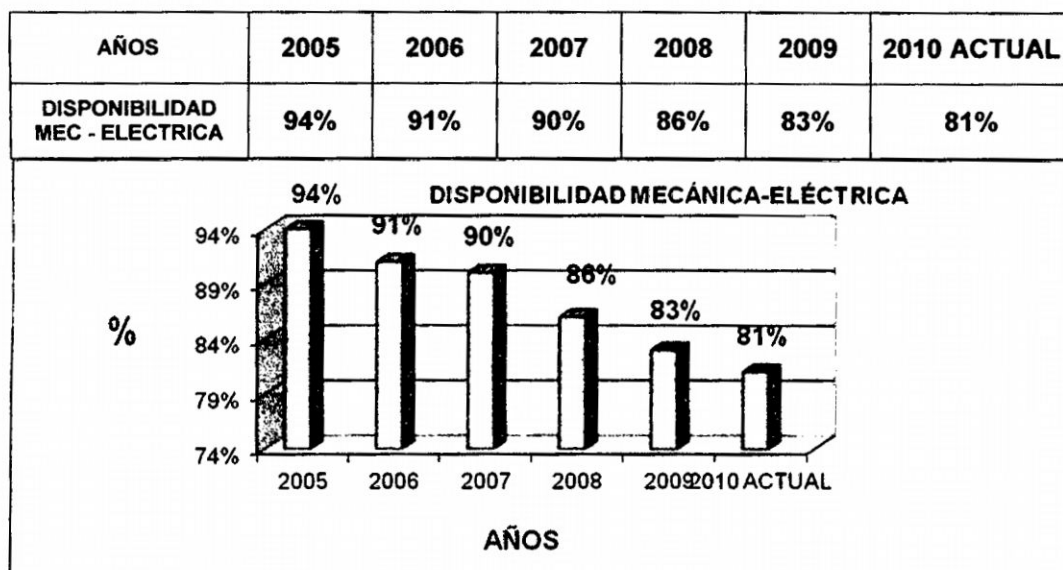
$$\text{Costo Unitario por metro de transporte} = \frac{1 \text{ m} \times 20\$}{10,000 \text{ m}} = X = 0.0020 \text{ \$/m}$$

Del costo por metro podemos obtener el costo por ciclo para una distancia de 2,500 metros:

$$\text{Costo por ciclo} = 2,500 \text{ m} \times 0.0020 \frac{\$}{\text{m}} \times 2 = 10.00 \text{ \$/Ciclo}$$

5.1.5 EFICIENCIA Y DISPONIBILIDAD MECÁNICA

En la siguiente gráfica obtenemos el costo por ciclo para diferentes distancias y su Productividad Horaria (TM/Hr), de cada locomotora



Gráfica 3.1.5 Disponibilidad Mecánica-Eléctrica por años

5.2 MODELOS MATEMÁTICOS EN LA OPTIMIZACIÓN DE ASIGNACIÓN DE EQUIPOS

5.2.1 PRODUCTIVIDAD DE LAS LOCOMOTORAS

De las tablas 5.2.1A hasta la 5.2.1H que se grafican la productividad de las locomotoras N° 1 al N°8, con los respectivos resultados.

Tabla 5.2.1A.- Productividad de la locomotora N° 1

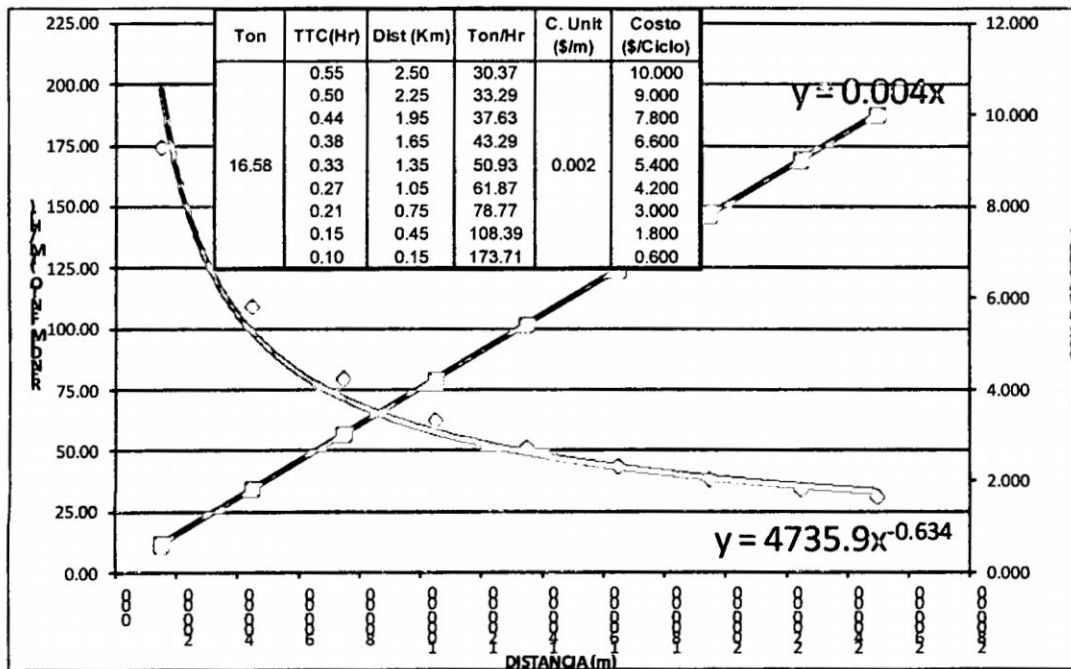


Tabla 5.2.1B.- Productividad de la locomotora N° 2

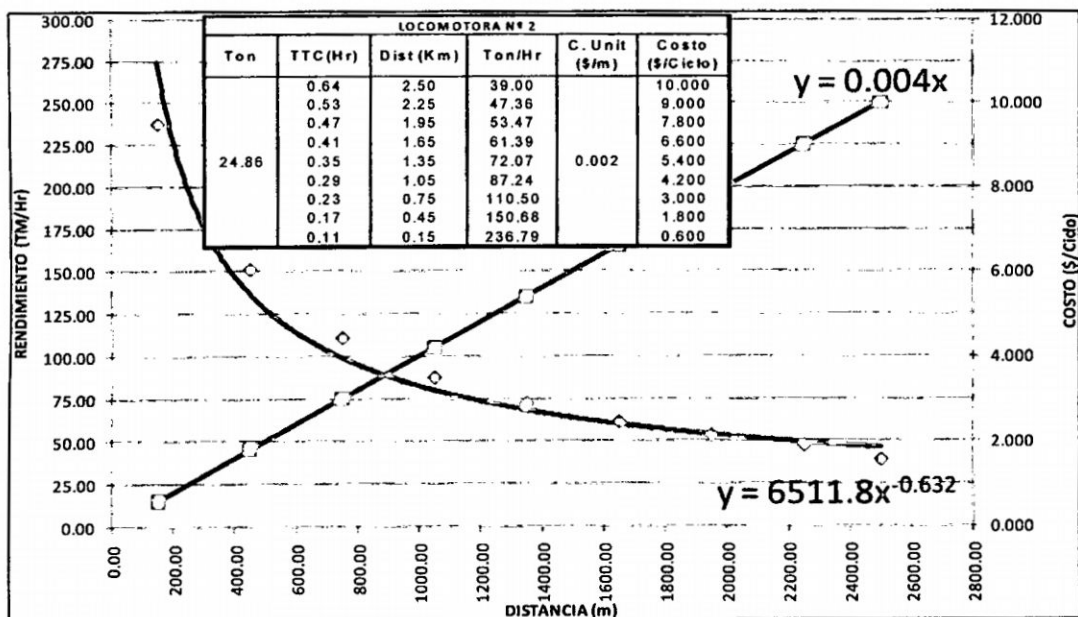


Tabla 5.2.1C.- Productividad de la locomotora N° 3

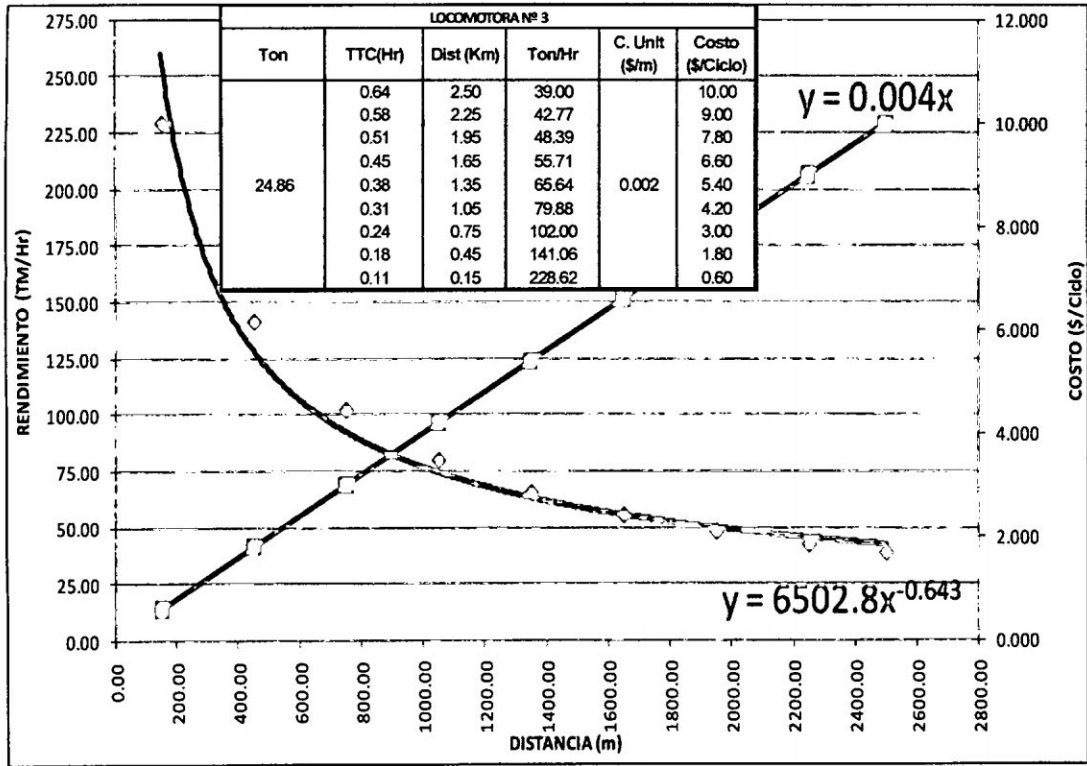


Tabla 5.2.1D.- Productividad de la locomotora N° 4

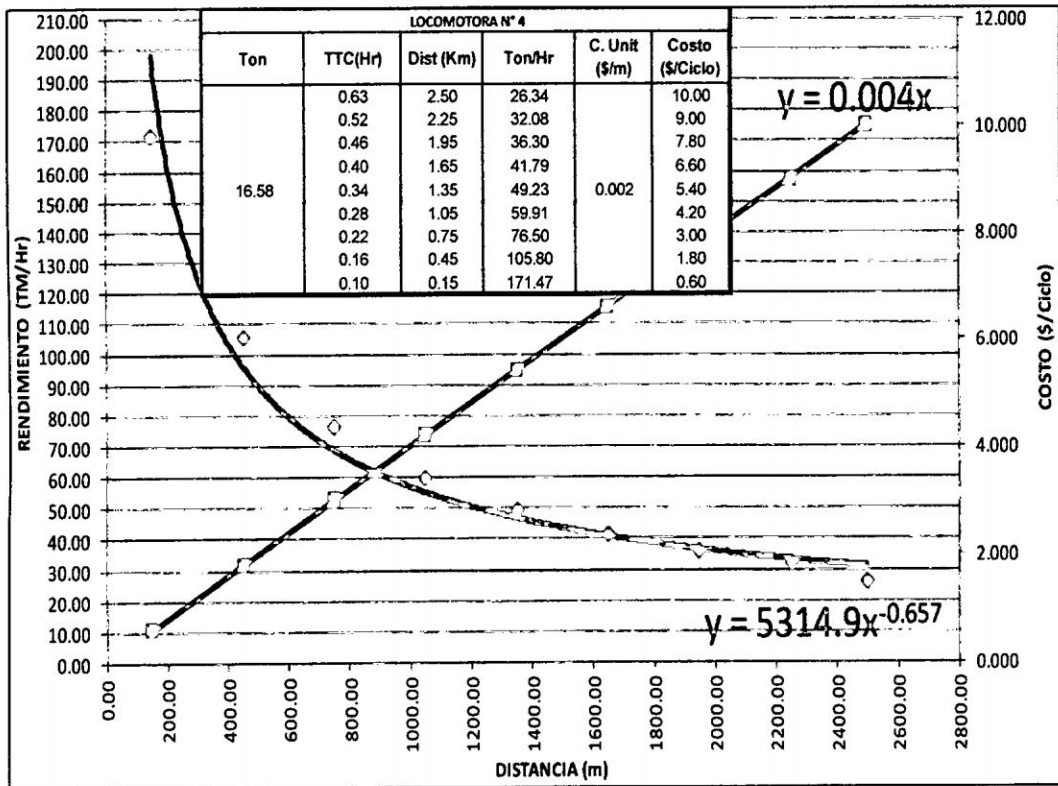


Tabla 5.2.1E.- Productividad de la locomotora N° 5

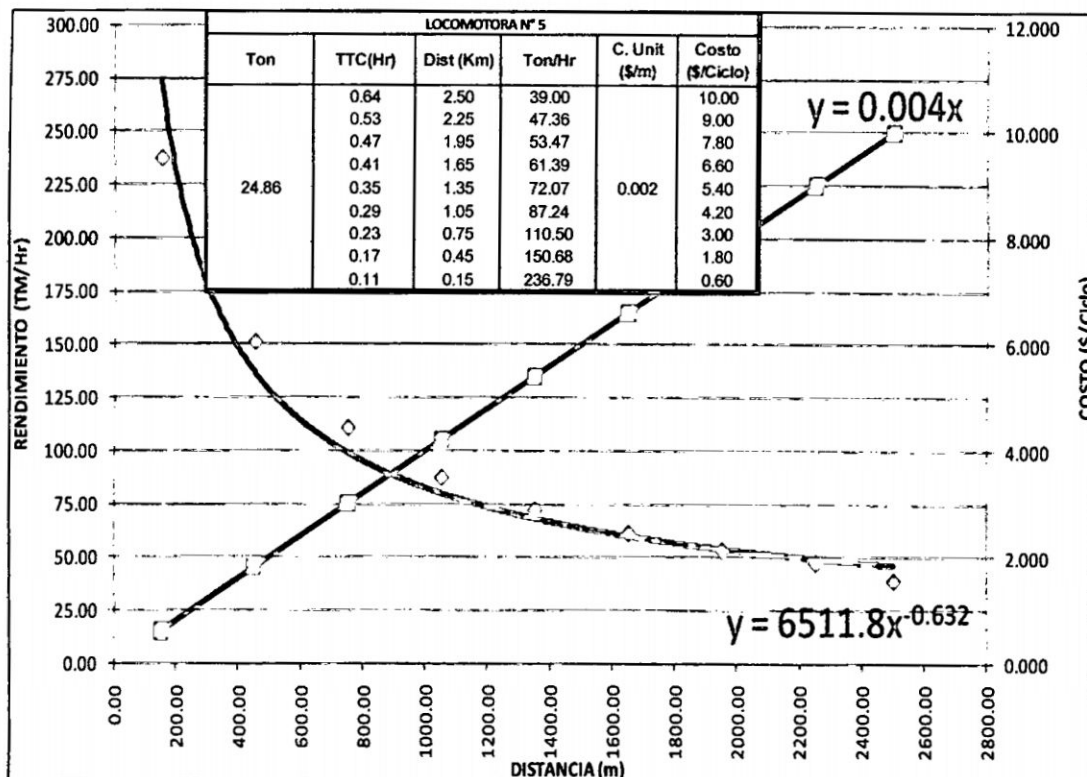


Tabla 5.2.1F.- Productividad de la locomotora N° 6

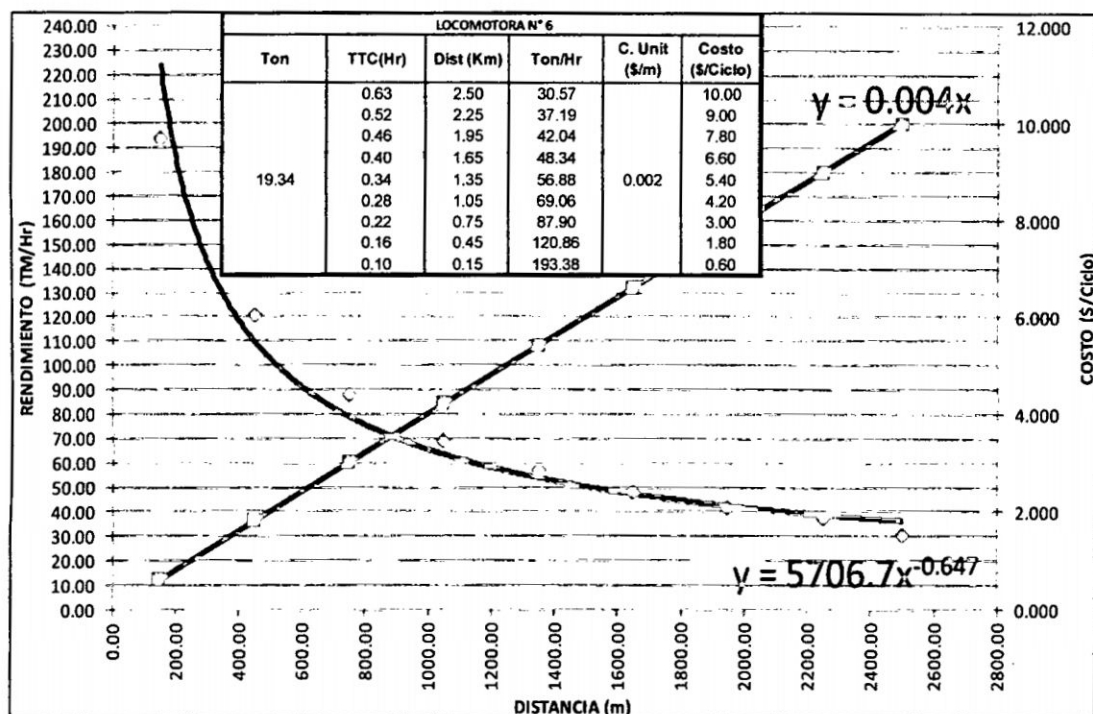


Tabla 5.2.1G.- Productividad de la locomotora N° 7

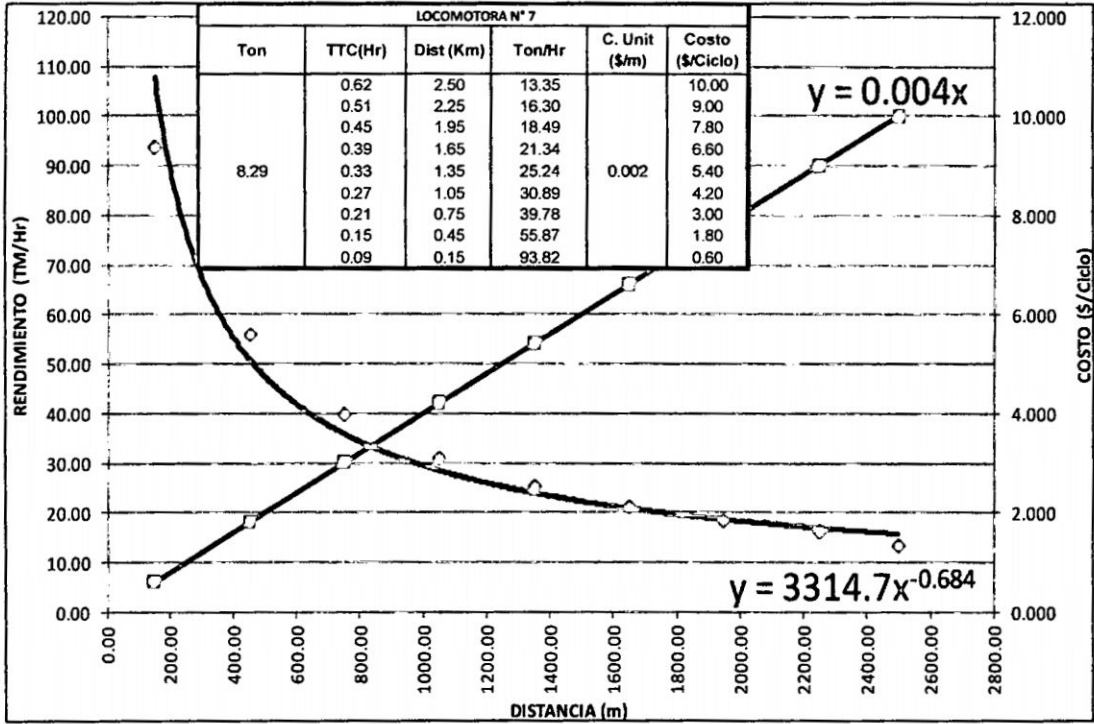
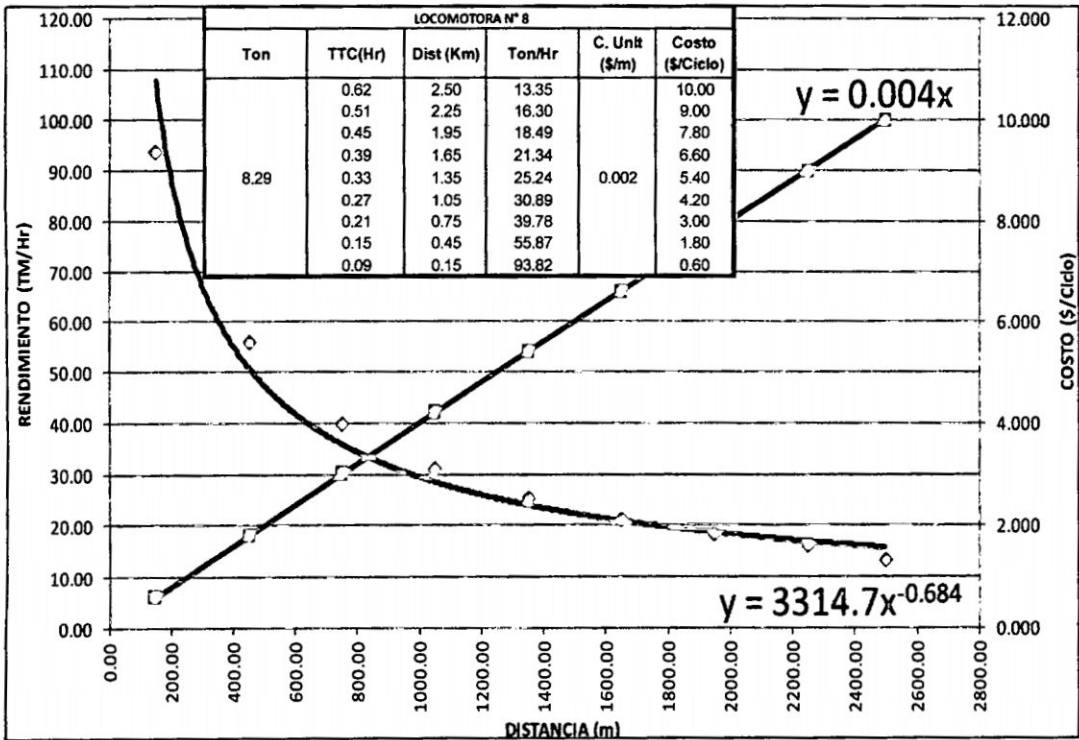


Tabla 5.2.1H.- Productividad de la locomotora N° 8



5.2.2 RESULTADOS DE MEJORAS EN TRANSPORTE DE LOCOMOTORAS

Se obtienen las tablas y gráficos de productividad de cada locomotora, bajo los parámetros de rendimiento (TM/Hr), Costo (\$/Ciclo), en función a la Distancia (m), tomados del control de tiempos.

5.2.3 CALCULO DEL COSTO DE PRODUCCION EN TRANSPORTE DE LOCOMOTORAS

Teniendo el tiempo total de ciclo para cada locomotora y su costo por ciclo para una distancia definida, tenemos que obtener el costo por tonelada de material transportado, para lo cual seguimos el proceso siguiente:

$$1 \text{ Hr} \rightarrow 20\$$$

$$TTC \text{ Hr} \rightarrow X$$

$$\text{Costo Unitario por transporte horario} = \frac{TTC \text{ Hr} \times 20\$}{1 \text{ Hr}} = X = \$$$

Para lo cual dividimos el dato obtenido entre la capacidad total de transporte de cada locomotora con la fórmula siguiente:

$$\text{Costo Unitario por tonelada} = \frac{\$}{\text{toneladas}} = \$/TM$$

En las siguientes tablas mostramos el cálculo para cada locomotora en \$/TM

Tabla 5.2.3A Costo unitario de locomotora N° 1

LOCOMOTORA N° 1				
TTC(Hr)	Dist (Km)	\$	Ton	\$/Ton
0.55	2.50	10.92	16.58	0.66
0.50	2.25	9.96		0.60
0.44	1.95	8.81		0.53
0.38	1.65	7.66		0.46
0.33	1.35	6.51		0.39
0.27	1.05	5.36		0.32
0.21	0.75	4.21		0.25
0.15	0.45	3.06		0.18
0.10	0.15	1.91		0.12

Tabla 5.2.3B Costo unitario de locomotora N° 2

LOCOMOTORA N° 2				
TTC(Hr)	Dist (Km)	\$	Ton	\$/Ton
0.64	2.50	12.75	24.86	0.51
0.53	2.25	10.50		0.42
0.47	1.95	9.30		0.37
0.41	1.65	8.10		0.33
0.35	1.35	6.90		0.28
0.29	1.05	5.70		0.23
0.23	0.75	4.50		0.18
0.17	0.45	3.30		0.13
0.11	0.15	2.10		0.08

Tabla 5.2.3C Costo unitario de locomotora N° 3

LOCOMOTORA N° 3				
TTC(Hr)	Dist (Km)	\$	Ton	\$/Ton
0.64	2.50	12.75	24.86	0.51
0.58	2.25	11.63		0.47
0.51	1.95	10.28		0.41
0.45	1.65	8.93		0.36
0.38	1.35	7.58		0.30
0.31	1.05	6.23		0.25
0.24	0.75	4.88		0.20
0.18	0.45	3.53		0.14
0.11	0.15	2.18		0.09

Tabla 5.2.3D Costo unitario de locomotora N° 4

LOCOMOTORA N°4			
TTC(Hr)	Dist (Km)	\$	\$/Ton
0.63	2.50	12.58	0.76
0.52	2.25	10.33	0.62
0.46	1.95	9.13	0.55
0.40	1.65	7.93	0.48
0.34	1.35	6.73	0.41
0.28	1.05	5.53	0.33
0.22	0.75	4.33	0.26
0.16	0.45	3.13	0.19
0.10	0.15	1.93	0.12

Tabla 5.2.3E Costo unitario de locomotora N° 5

LOCOMOTORA N° 5				
TTC(Hr)	Dist (Km)	\$	Ton	\$/Ton
0.64	2.50	12.75	24.86	0.51
0.53	2.25	10.50		0.42
0.47	1.95	9.30		0.37
0.41	1.65	8.10		0.33
0.35	1.35	6.90		0.28
0.29	1.05	5.70		0.23
0.23	0.75	4.50		0.18
0.17	0.45	3.30		0.13
0.11	0.15	2.10		0.08

Tabla 5.2.3F Costo unitario de locomotora N° 6

LOCOMOTORA N° 6				
TTC(Hr)	Dist (Km)	\$	Ton	\$/Ton
0.64	2.50	12.75	19.34	0.66
0.53	2.25	10.50		0.54
0.47	1.95	9.30		0.48
0.41	1.65	8.10		0.42
0.35	1.35	6.90		0.36
0.29	1.05	5.70		0.29
0.23	0.75	4.50		0.23
0.17	0.45	3.30		0.17
0.11	0.15	2.10		0.11

Tabla 5.2.3G Costo unitario de locomotora N° 7

LOCOMOTORA N° 7			
TTC(Hr)	Dist (Km)	\$	\$/Ton
0.62	2.50	12.42	1.50
0.51	2.25	10.17	1.23
0.45	1.95	8.97	1.08
0.39	1.65	7.77	0.94
0.33	1.35	6.57	0.79
0.27	1.05	5.37	0.65
0.21	0.75	4.17	0.50
0.15	0.45	2.97	0.36
0.09	0.15	1.77	0.21

Tabla 5.2.3H Costo unitario de locomotora N° 8

LOCOMOTORA N° 8			
TTC(Hr)	Dist (Km)	\$	\$/Ton
0.62	2.50	12.42	1.50
0.51	2.25	10.17	1.23
0.45	1.95	8.97	1.08
0.39	1.65	7.77	0.94
0.33	1.35	6.57	0.79
0.27	1.05	5.37	0.65
0.21	0.75	4.17	0.50
0.15	0.45	2.97	0.36
0.09	0.15	1.77	0.21

De las tablas mostradas obtenemos los costos unitarios por tonelada para cada locomotora; de la cual, debemos hallar un "punto de equilibrio" entre el rendimiento de las locomotoras y sus respectivos costos unitarios por tonelada, para determinar un punto en la cual nos indique una productividad equilibrada a un costo y distancia económica.

En los gráficos siguientes, a partir de las tablas mostradas relacionamos la productividad horaria (TM/Hr), de cada locomotora y su costo por transporte (\$/TM). Para interceptar sus curvas ajustadas mediante regresión potencial y lineal, respectivamente; la cual nos genera ecuaciones que las tomamos como base para el análisis de simulación.

5.2.4 PRODUCTIVIDAD DE LAS LOCOMOTORAS

Tabla 5.2.4A Productividad de la locomotora N° 1

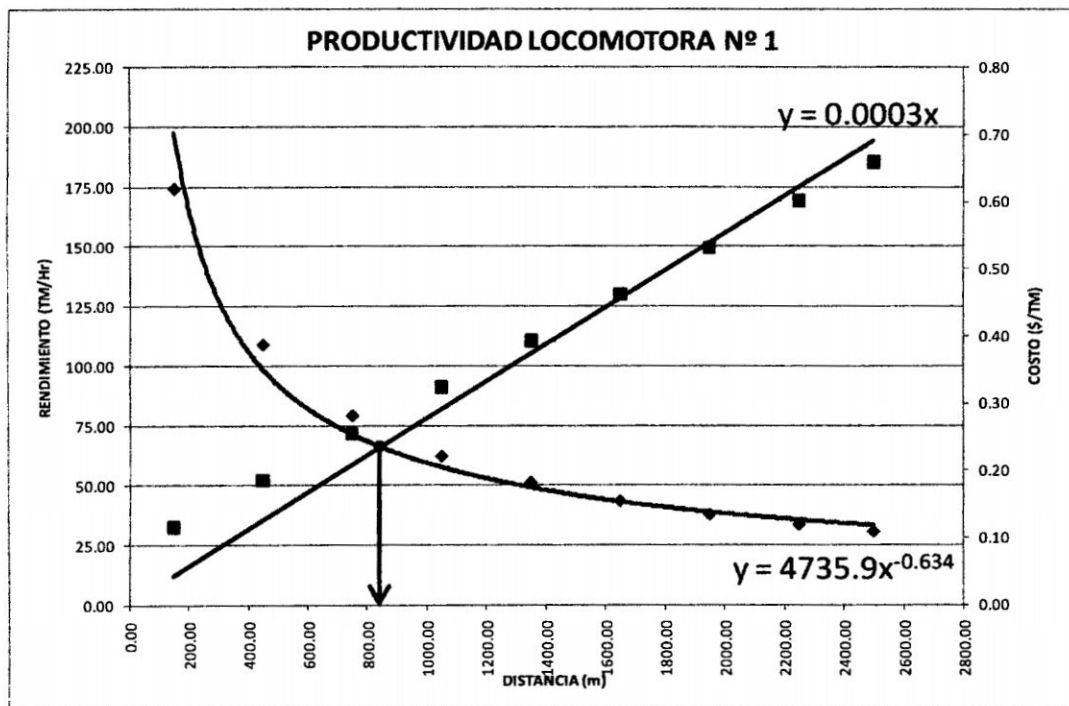


Tabla 5.2.4B Productividad de la locomotora N° 2

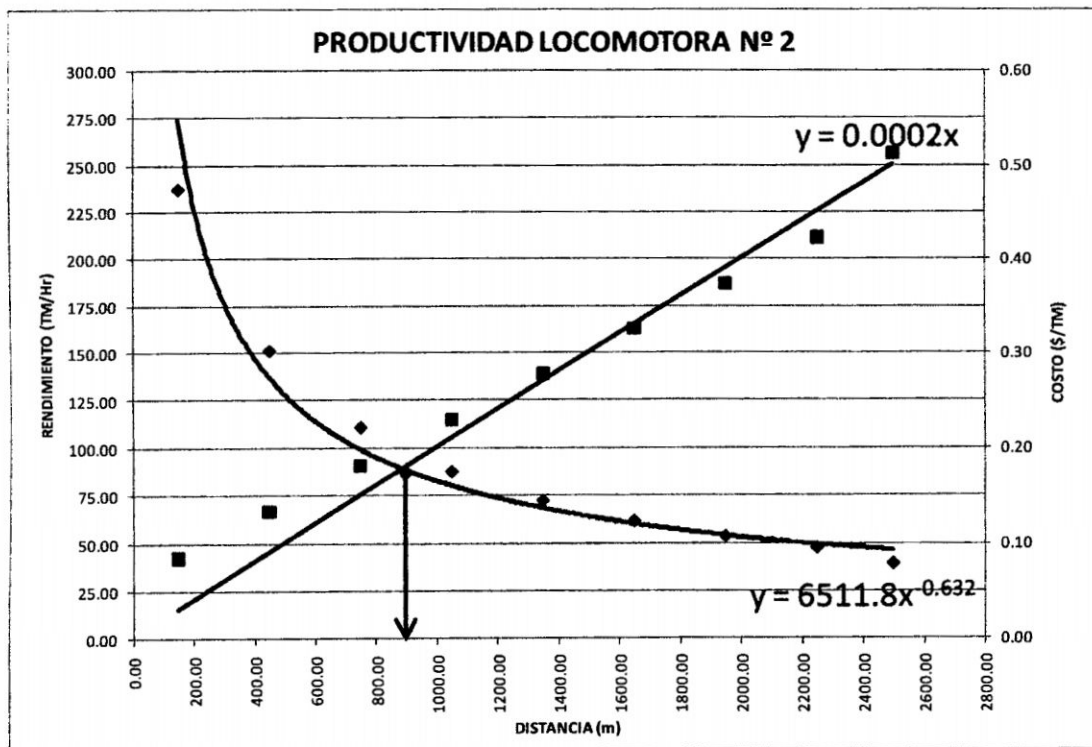


Tabla 5.2.4C Productividad de la locomotora N° 3

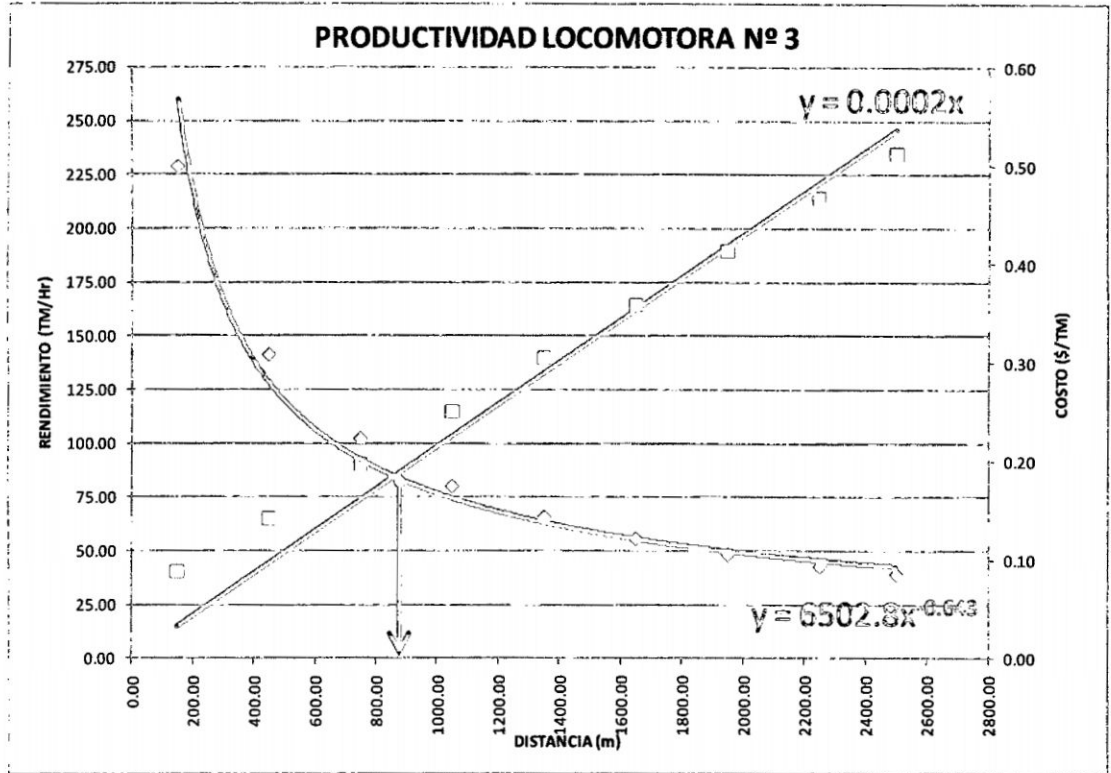


Tabla 5.2.4D Productividad de la locomotora N° 4

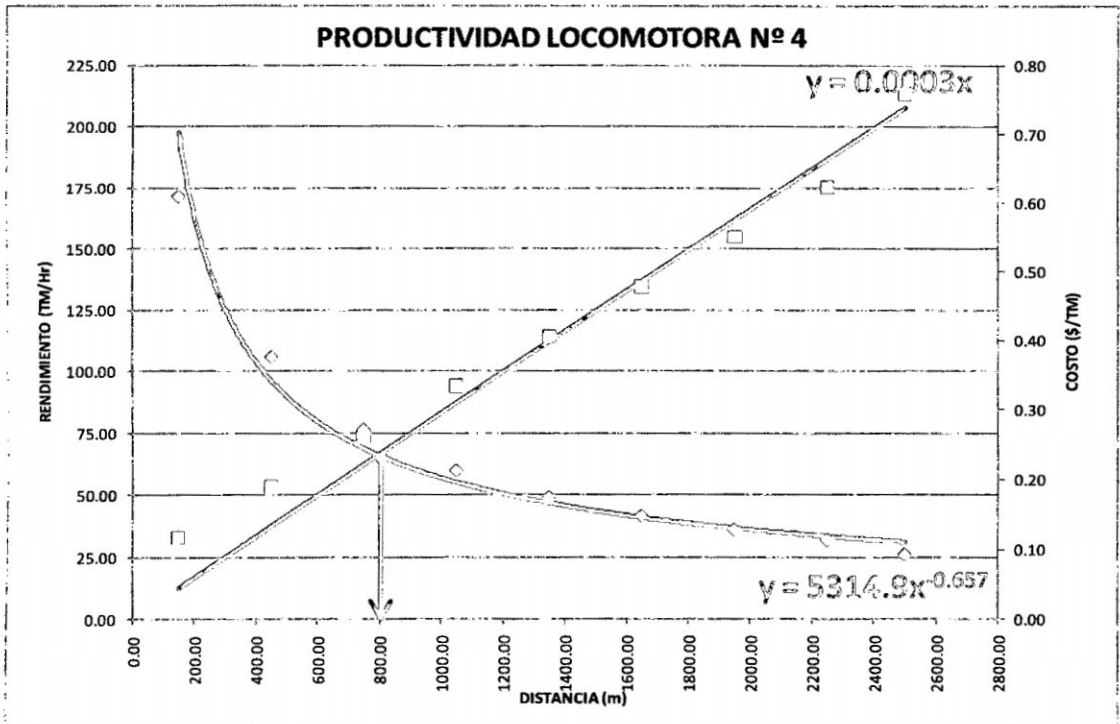


Tabla 5.2.4E Productividad de la locomotora N° 5

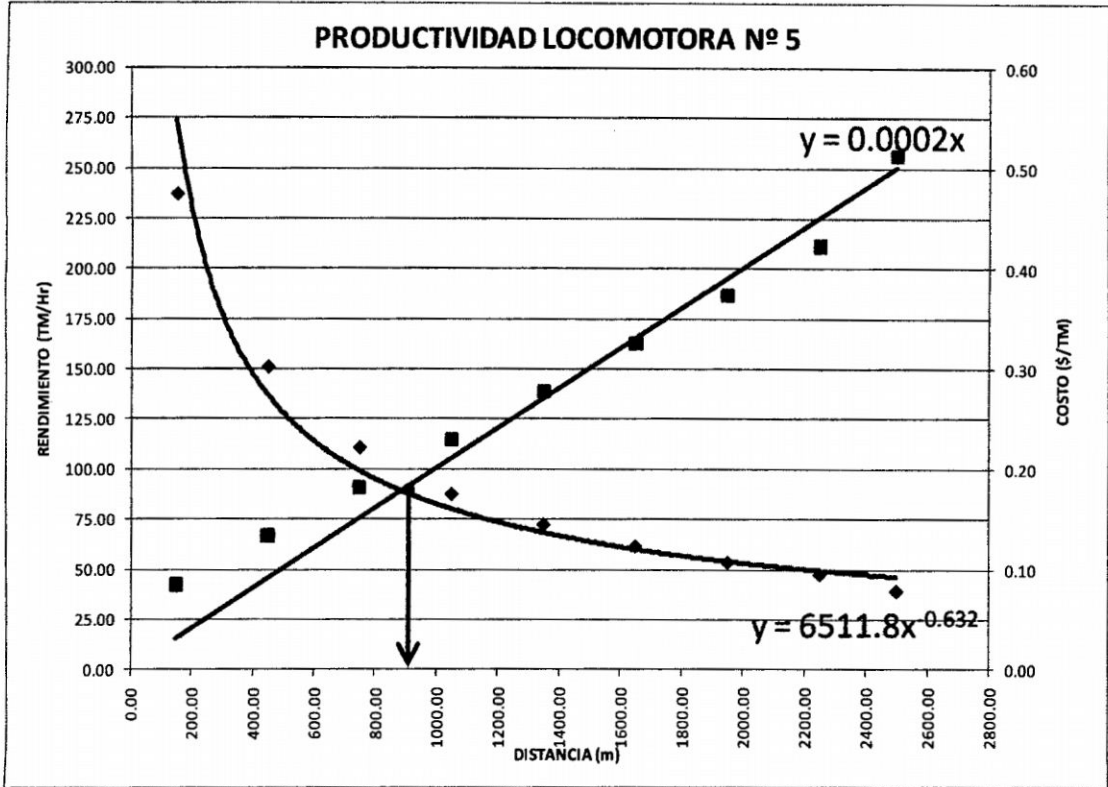


Tabla 5.2.4F Productividad de la locomotora N° 6

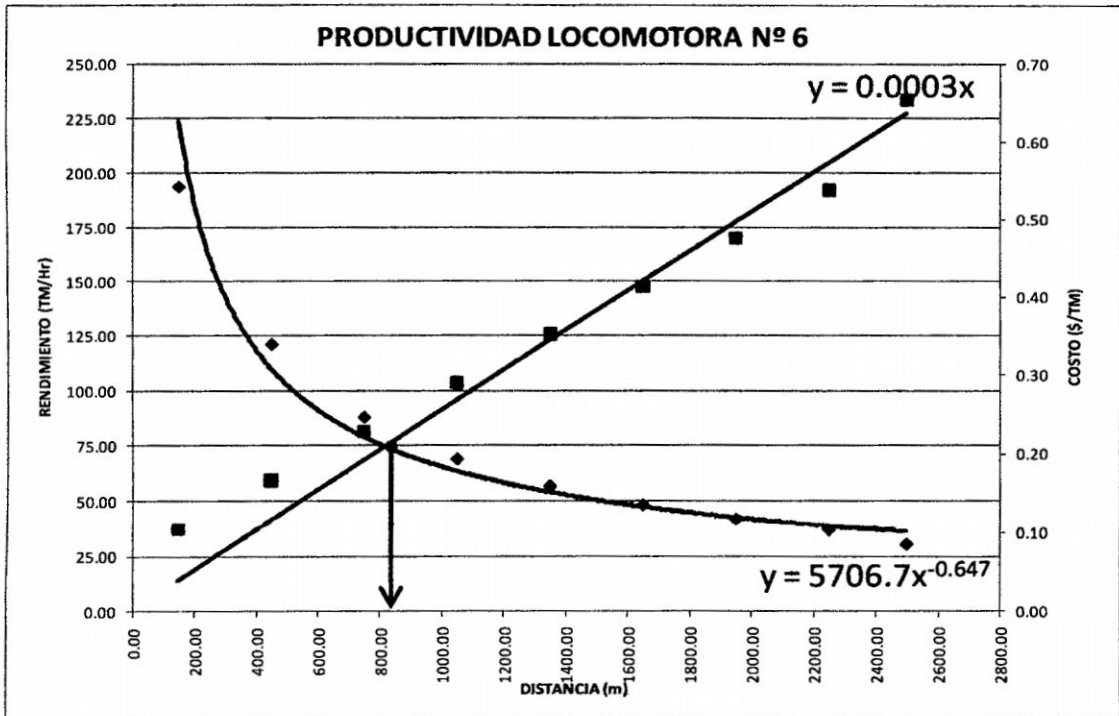


Tabla 5.2.4G Productividad de la locomotora N° 7

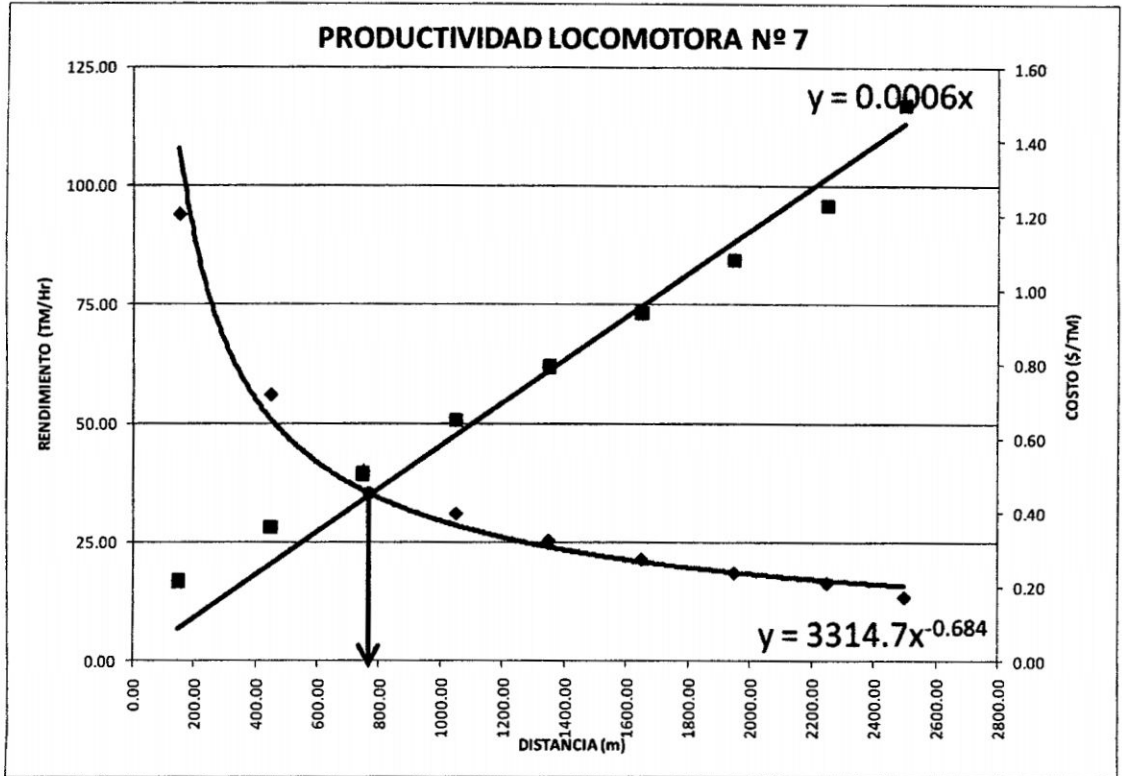
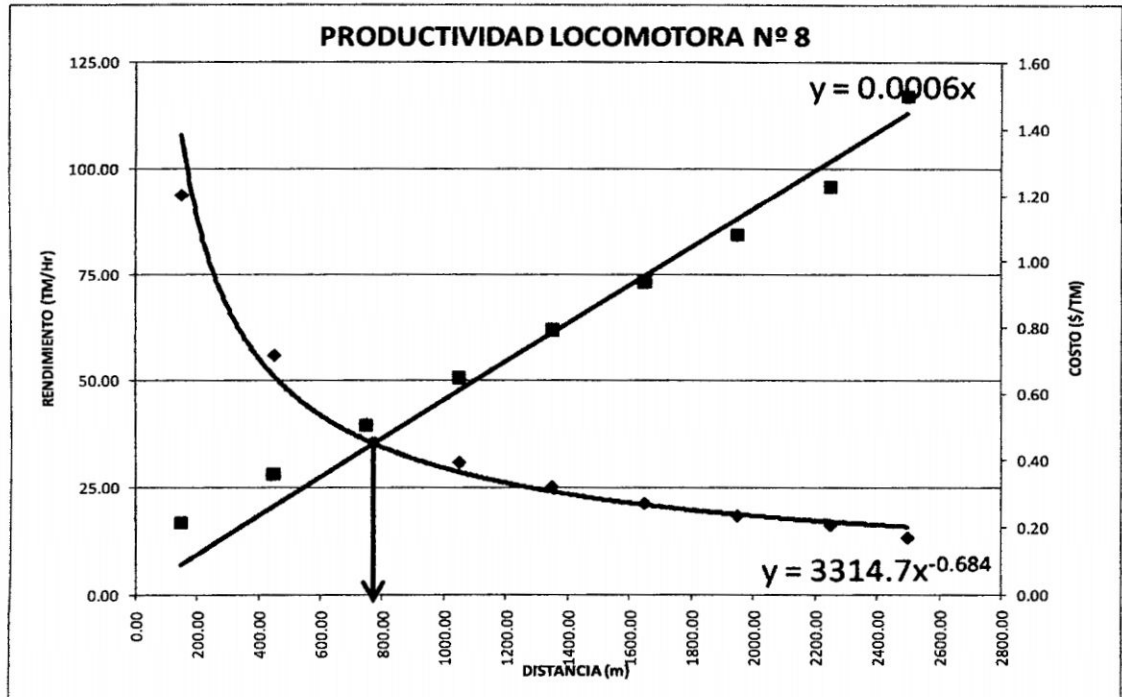


Tabla 5.2.4H Productividad de la locomotora N° 8



5.2.5 SIMULACION DE PRODUCTIVIDAD

De los gráficos del rendimiento (TM/Hr) vs costo (\$/TM), de cada locomotora. Obtenemos un punto de equilibrio resultado de la intersección de las curvas, que nos indica que a partir de ese punto debemos hacer una simulación de datos reemplazando en las fórmulas de cada curva, buscando una mejora en los resultados, basados en una mejor productividad a una distancia económica, todos tomados a partir de puntos que forman la curva de productividad, de la cual comenzamos a simular datos en el siguiente cuadro de cálculo reemplazando en las fórmulas y sus factores de cálculo respectivos.

1. Para Simulación de la Curva de Productividad:

$$y = (FACTOR\ 1) \times X^{FACTOR\ 2}$$

Donde: y = Rendimiento (TM/Hr) , X = Distancia (m)

2. Para Simulación de la Curva de Costo:

$$y = FACTOR \times X$$

Donde: y = Costo (\$/TM) , X = Distancia (m)

5.2.6 DISEÑO DE EQUIPOS DE LOCOMOTORA PARA TRANSPORTE

Finalmente se diseñan los equipos de locomotora con una productividad deseada con los rendimientos en TM/Hr a una distancia dada como x expresada en metros.

Tabla 5.2.6A Productividad locomotora N° 1

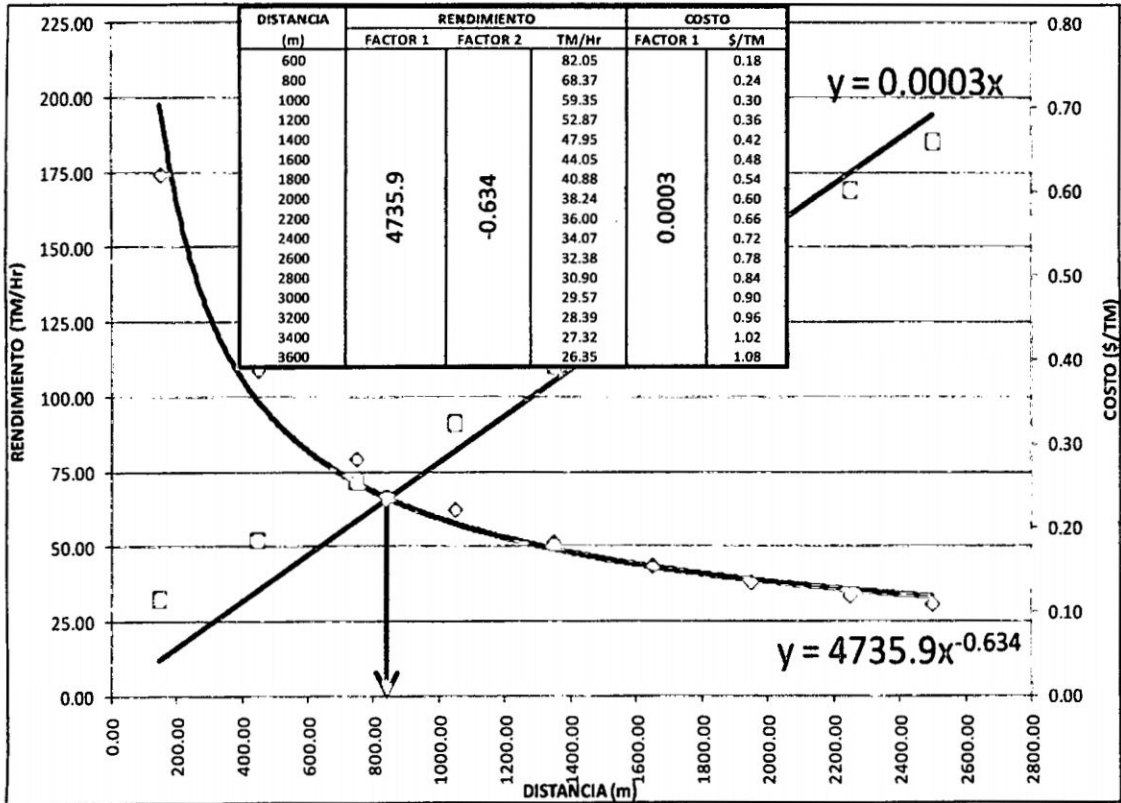


Tabla 5.2.6B Productividad locomotora N° 2

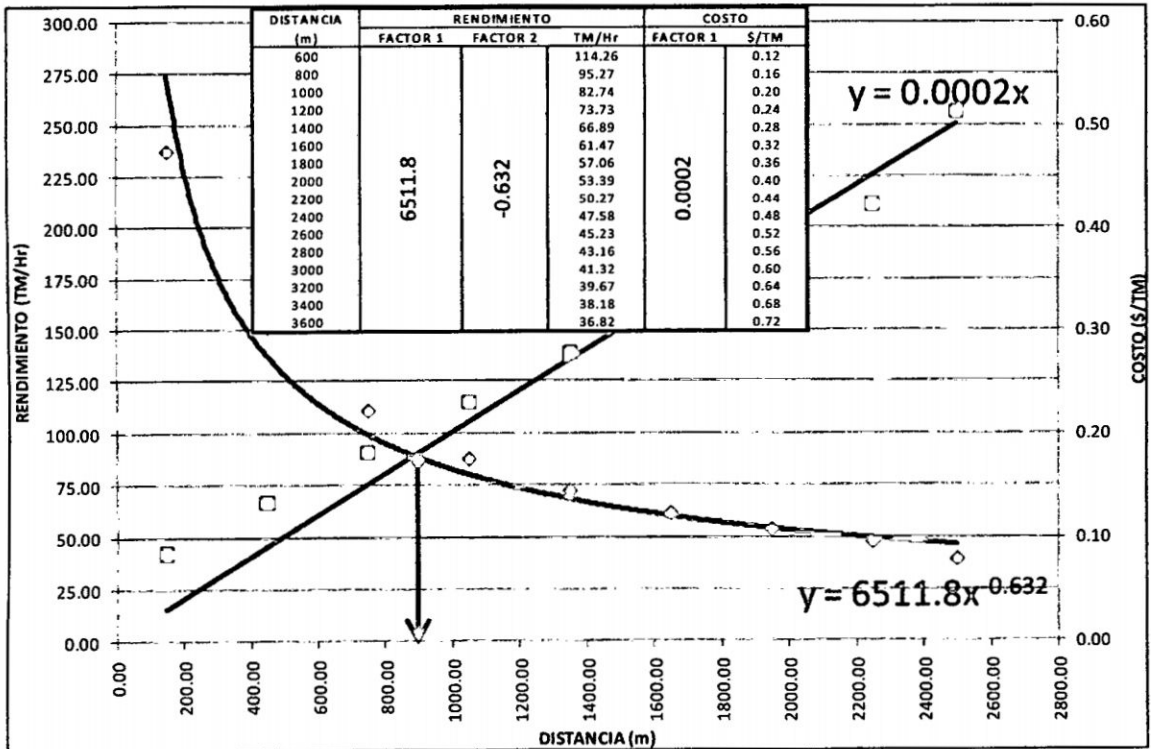


Tabla 5.2.6C Productividad locomotora N° 3

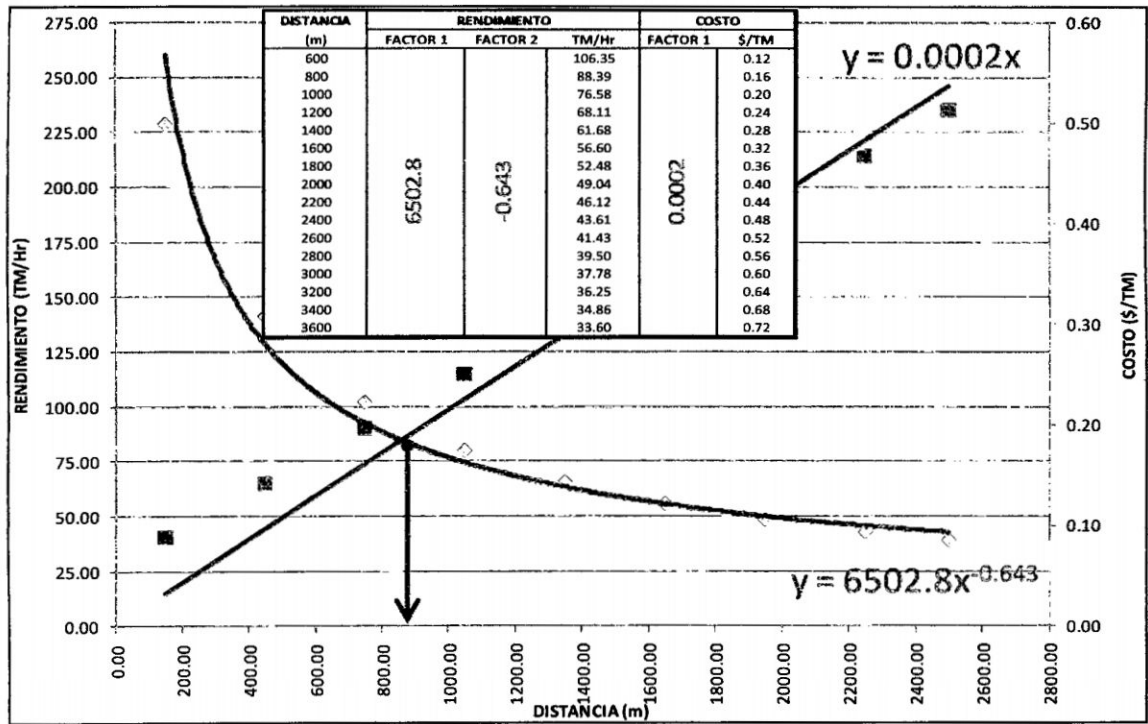


Tabla 5.2.6D Productividad locomotora N° 4

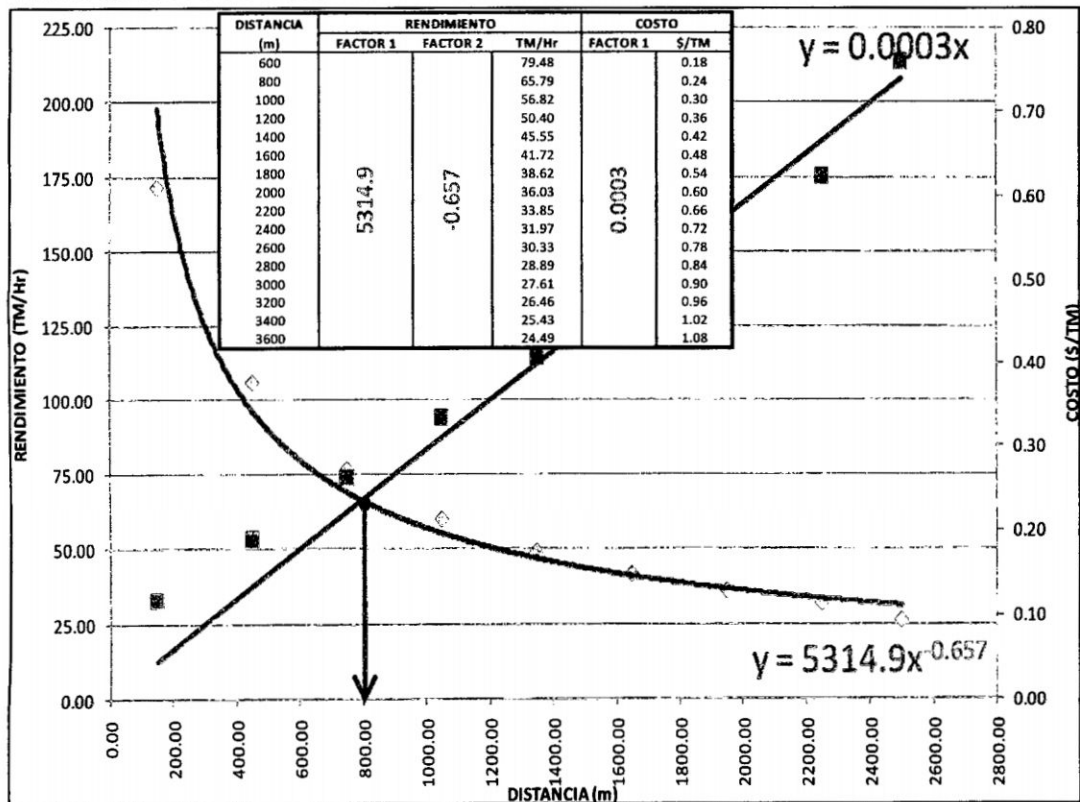


Tabla 5.2.6E Productividad locomotora N° 5

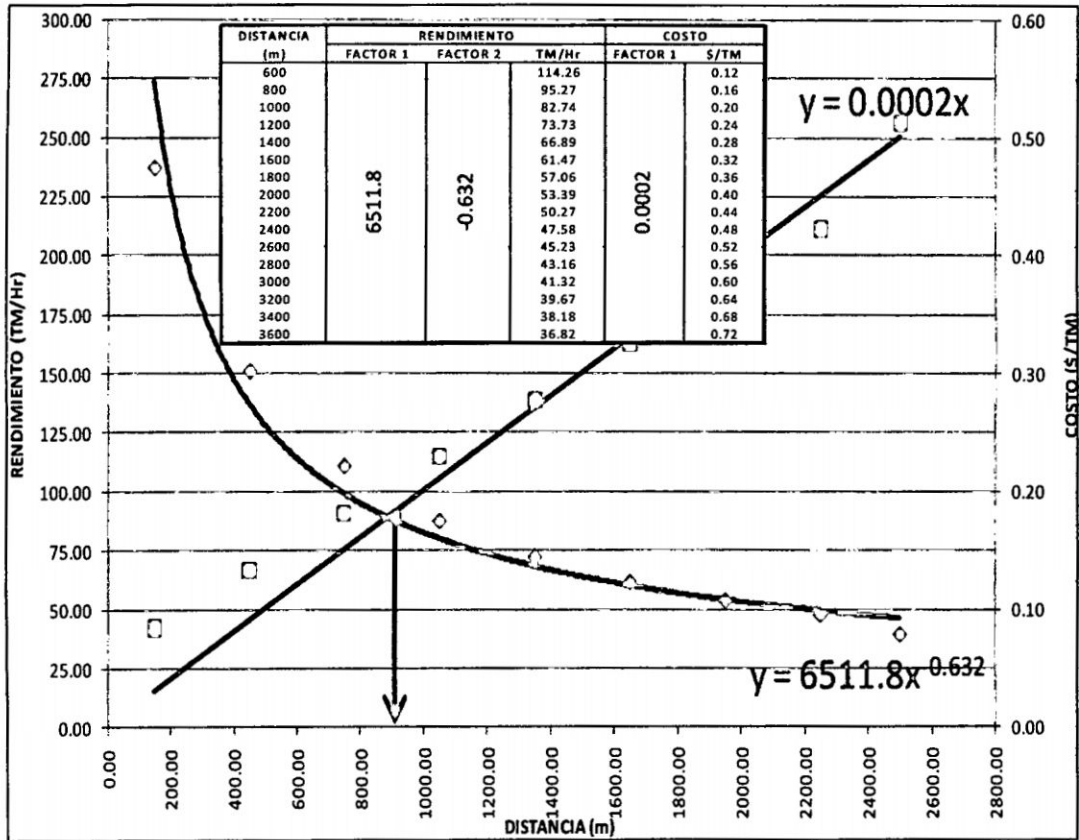


Tabla 5.2.6F Productividad locomotora N° 6

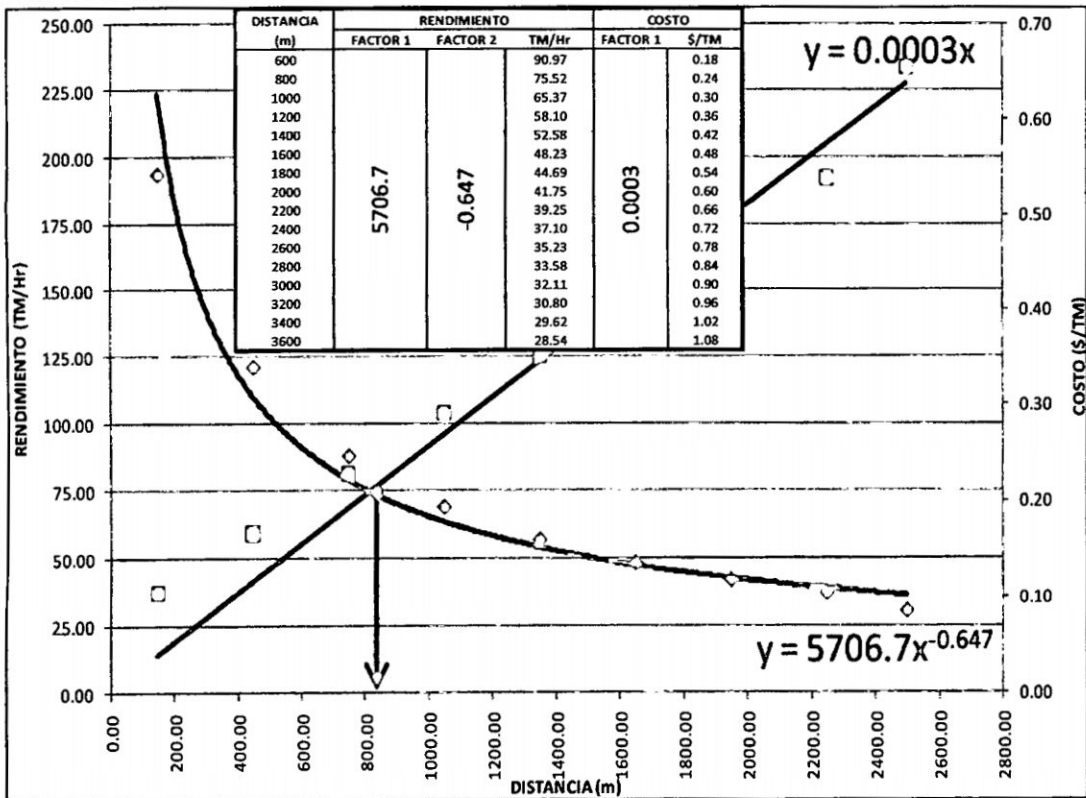


Tabla 5.2.6G Productividad locomotora N° 7

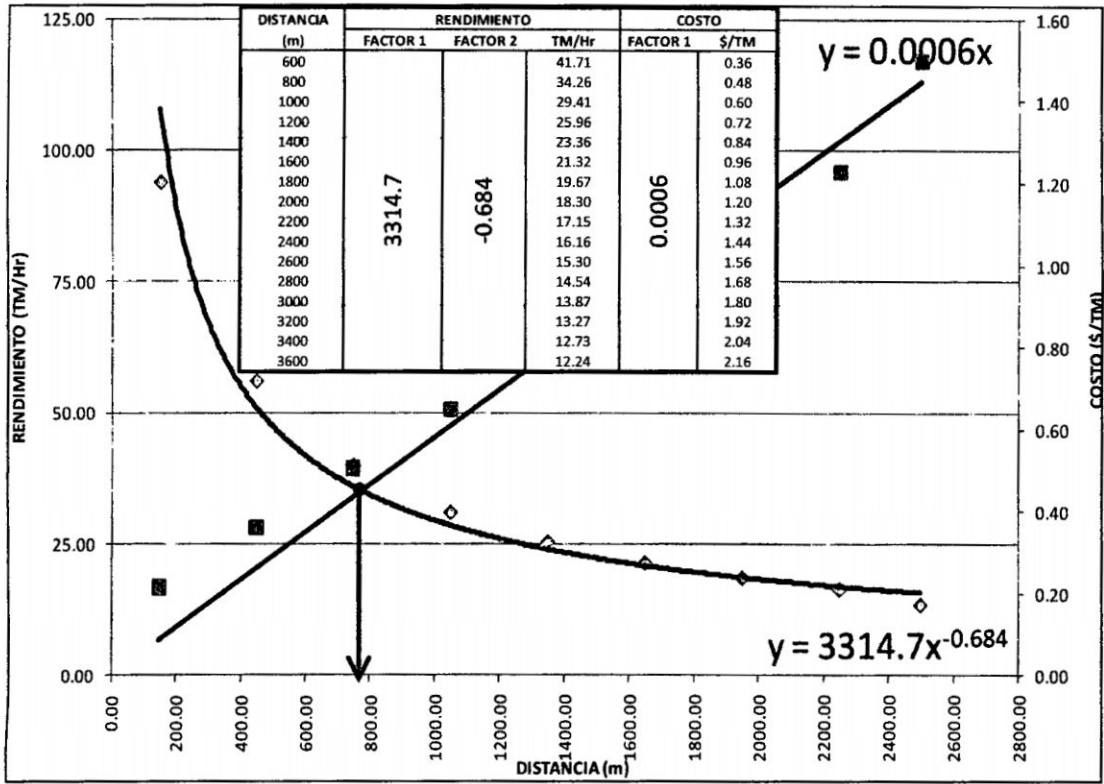
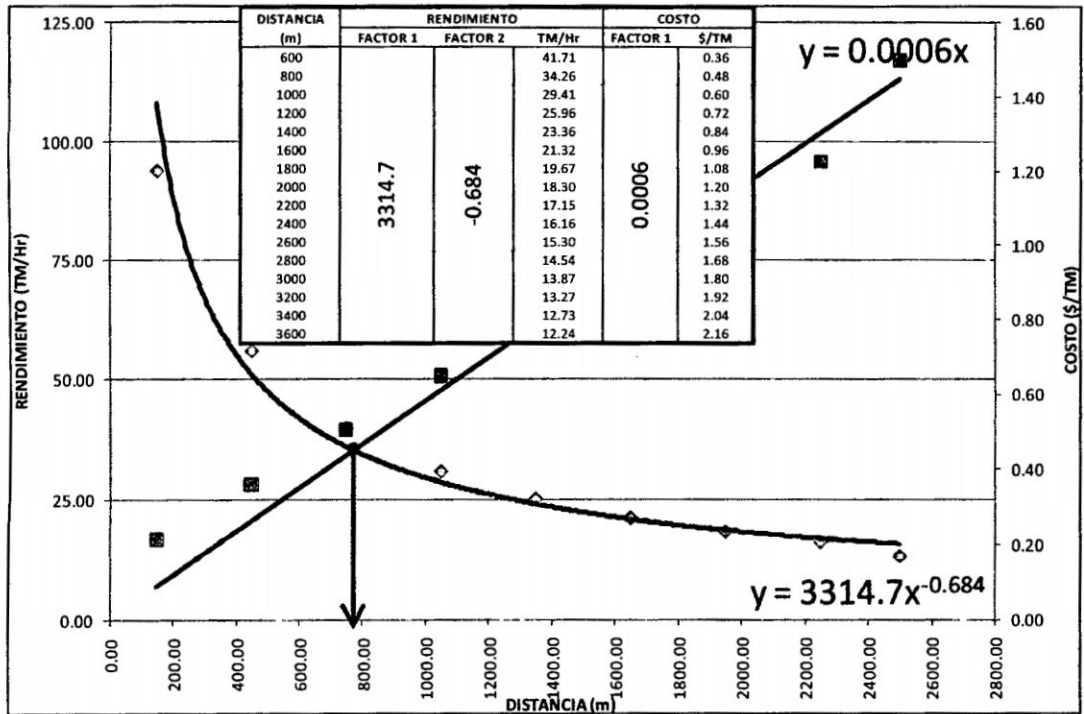


Tabla 5.2.6H Productividad locomotora N° 8



5.3 RESULTADO ECONOMICO DE LOCOMOTORAS DEL NIVEL PRINCIPAL

Para el presente estudio tomamos el Nv. 3240 donde contamos con 03 locomotoras:

5.3.1 LOCOMOTORA N° 03

Esta locomotora cuenta con 09 carros U-35, el objetivo es conseguir el Rendimiento Horario (TM/Hr), en la imagen mostramos el recorrido que realiza la locomotora desde Bocamina al Pique 504. (VER ANEXO N° 02)

Para realizar la comparación realizamos el cálculo respectivo:

$$\text{Rendimiento} = 6502.8X^{-0.643}$$

$$\text{Rendimiento} = 6,502.8(919.0)^{-0.643}$$

$$\text{Rendimiento} = 80.85 \text{ TM/Hr}$$

De igual modo calculamos el Costo Horario (\$/Hr)

$$\text{Costo} = 0.0002X$$

$$\text{Costo} = 0.0002(919.00)$$

$$\text{Costo} = 0.18 \text{ \$/Hr}$$

5.3.2 LOCOMOTORA N° 5

Esta locomotora cuenta con 09 carros U-35, el objetivo es conseguir el Rendimiento Horario (TM/Hr), en la imagen mostramos el recorrido que realiza la locomotora desde Bocamina a la veta Mery. (ver anexo N° 03)

Para realizar la comparación realizamos el cálculo respectivo:

$$\text{Rendimiento} = 6511.8X^{-0.632}$$

$$\text{Rendimiento} = 6,511.8(1,228.00)^{-0.632}$$

$$\text{Rendimiento} = 72.67 \text{ TM/Hr}$$

De igual modo calculamos el Costo Horario (\$/Hr)

$$\text{Costo} = 0.0002X$$

$$\text{Costo} = 0.0002(1,228.00)$$

$$\text{Costo} = 0.37 \text{ \$/Hr}$$

5.3.3 LOCOMOTORA N° 02

Esta locomotora cuenta con 09 carros U-35, el objetivo es conseguir el Rendimiento Horario (TM/Hr), en la imagen mostramos el recorrido que realiza la locomotora desde Bocamina a la veta Juana Solitaria y el Pique 420. (ver anexo N° 04)

Para realizar la comparación realizamos el cálculo respectivo:

$$\text{Rendimiento} = 6511.8X^{-0.632}$$

$$\text{Rendimiento} = 6,511.8(3,347.00)^{-0.632}$$

$$\text{Rendimiento} = 38.56 \text{ TM/Hr}$$

De igual modo calculamos el Costo Horario (\$/Hr)

$$\text{Costo} = 0.0002X$$

$$\text{Costo} = 0.0002(3,347.00)$$

$$\text{Costo} = 0.67 \text{ \$/Hr}$$

5.3.4 SIMULACION DE LA LOCOMOTORA NUEVA

Para el cálculo del Rendimiento de la nueva locomotora, tomamos como base los datos de capacidad de arrastre del número de carros U-35 y sus capacidades respectivas:

- Número de carros de arrastre = 14 carros U-35
- Capacidad de carros = 1.00 m³
- Factor de Llenado = 85%
- Factor de Esponjamiento = 30%
- Peso Específico = 2.5 TM/m³

De la misma manera simulamos para la nueva locomotora con los datos que se muestran en las siguientes tablas:

Tabla 5.3.5A Rendimiento de la locomotora nueva (\$/ciclo)

Ton	TTC (Hr)	Dist (Km)	Ton/Hr	C. Unit (\$/m)	Costo (\$/Ciclo)
38.68	0.57	2.50	68.41	0.002	10.000
	0.52	2.25	74.75		9.000
	0.46	1.95	84.09		7.800
	0.40	1.65	96.11		6.600
	0.34	1.35	112.13		5.400
	0.29	1.05	134.56		4.200
	0.23	0.75	168.21		3.000
	0.17	0.45	224.31		1.800
	0.11	0.15	336.55		0.600

Tabla 5.3.5B Rendimiento de la locomotora nueva (\$/Ton)

TTC (Hr)	Dist (Km)	\$	\$/Ton
0.57	2.50	11.31	0.29
0.52	2.25	10.35	0.27
0.46	1.95	9.20	0.24
0.40	1.65	8.05	0.21
0.34	1.35	6.90	0.18
0.29	1.05	5.75	0.15
0.23	0.75	4.60	0.12
0.17	0.45	3.45	0.09
0.11	0.15	2.30	0.06

Tabla 5.3.5 Productividad de la locomotora nueva (N° 9)

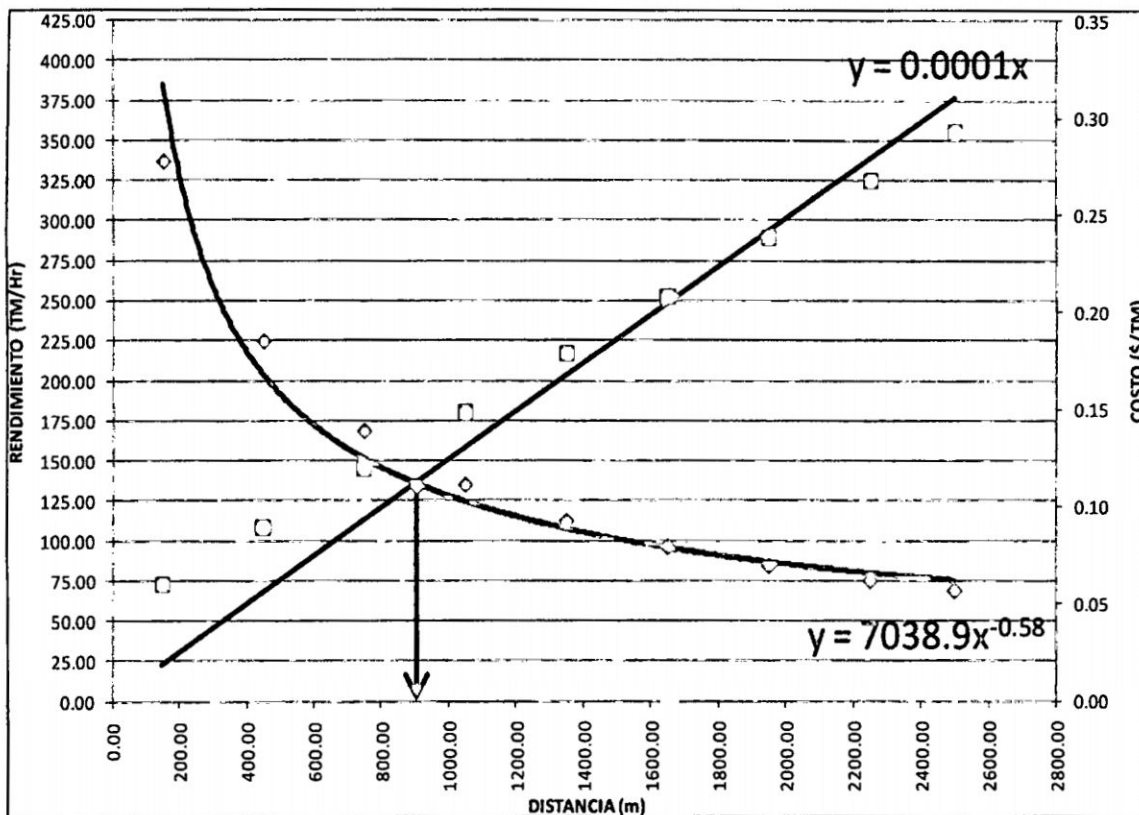


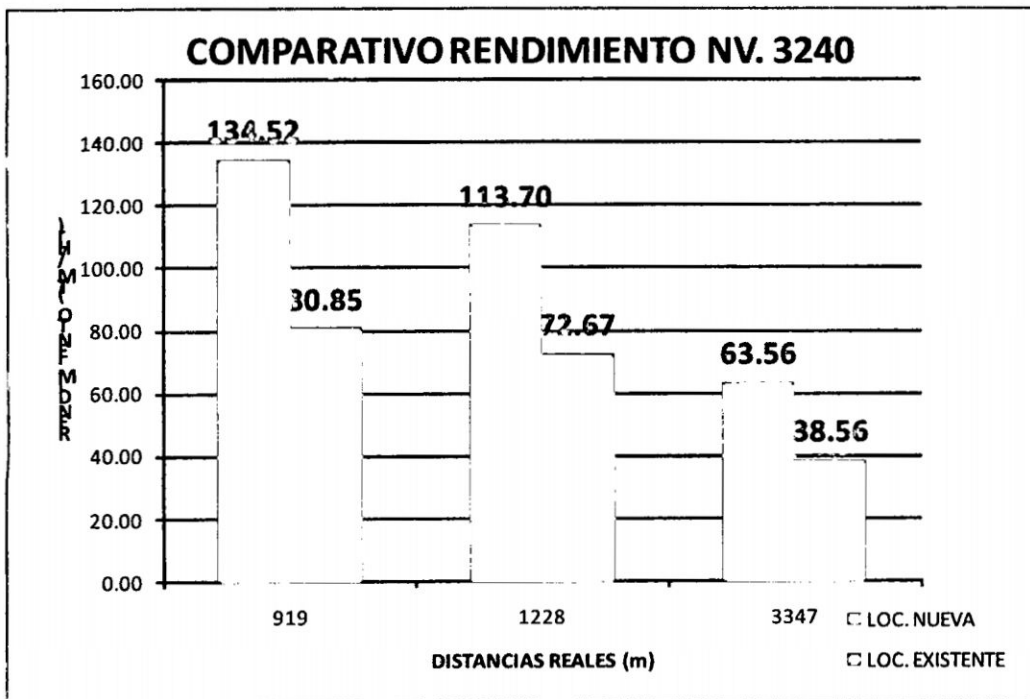
Tabla 5.3.5A Rendimiento de la locomotora nueva y costos unitarios

DISTANCIA REAL (m)	RENDIMIENTO			COSTO	
	FACTOR 1	FACTOR 2	TM/Hr	FACTOR 1	\$/TM
919			134.52		0.09
1228	7038.9	-0.58	113.70	0.0001	0.12
3347			63.56		0.33

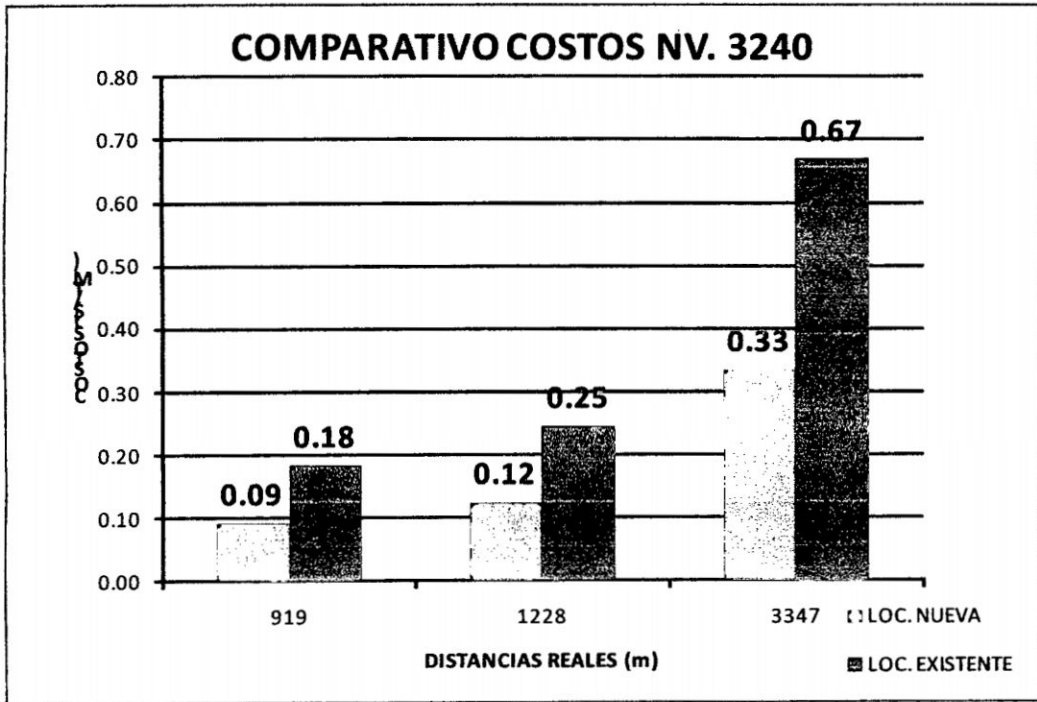
Luego de obtener los resultados reales de rendimiento y costo de las locomotoras del Nv. 3240 (Locomotoras N° 2, N° 3, N° 5); y rendimientos y costos simulados para la nueva locomotora con las mismas distancias de las locomotoras en mención.

Tabla 5.3.5A Rendimiento y costo de las locomotoras

DISTANCIA REAL (m)	RENDIMIENTO			COSTO		LOCOMOTORA
	FACTOR 1	FACTOR 2	TM/Hr	FACTOR 1	\$/TM	
919			134.52		0.09	NUEVA
1228	7038.9	-0.58	113.70	0.0001	0.12	NUEVA
3347			63.56		0.33	NUEVA
919	6502.8	-0.643	80.85	0.0002	0.13	LOC N° 3
1228	6511.8	-0.632	72.67	0.0002	0.25	LOC N° 5
3347	6511.8	-0.632	38.56	0.0002	0.67	LOC N° 2



Gráfica 5.3.5A Rendimiento comparativo de la nueva locomotora



Gráfica 5.3.5B Costos comparativos con la nueva locomotora

De los gráficos mostrados podemos notar que la locomotora nueva, tendrá mayor rendimiento y menores costos, para las distancias de transporte de las locomotoras existentes, se recomienda cambiar la locomotora N° 2 por la nueva, ya que la antigua locomotora transporta 38.56 TM/Hr, para una distancia de 3.35 Km. A un costo de 0.67 \$/TM. En cambio la nueva locomotora rendiría 63.56 TM/Hr, a un costo de 0.33 \$/TM. Haciéndola más productiva a dicha distancia.

CAPITULO VI

PLANTA DE BENEFICIO

6.1 SECCION CHANCADO

La planta metalúrgica emplea básicamente 2 procesos: La concentración gravimétrica y la cianuración directa del relave de esa concentración. El proceso metalúrgico comprende las etapas siguientes:

6.2 SECCIÓN TOLVAS Y CHANCADO

El mineral es acarreado desde la mina en volquetes de 10 m³ de capacidad hasta la tolva de gruesos con capacidad para 200 t. La tolva cuenta con una parrilla de rieles con abertura de 8" y descarga a razón de 30 t/h mediante una faja alimentadora de 36" de ancho hacia la chancadora de quijadas Traylor 15" x 24" de doble toggle. El mineral chancado a -3" que representa el 80%, cae a la faja No.1 que lo lleva a la zaranda horizontal Simplicity 5' x 14' de doble piso instalada sobre la tolva de 500 t.

El control de generación de emisiones de polvo en la planta metalúrgica se realiza mediante chutes cubiertos y colectores de polvo con filtros incorporados en cada punto.

El mineral triturado a 80% $-3/4"$ descarga de la tolva a razón de 18,8 t/h mediante un alimentador de faja de 36" de velocidad variable que cae a la faja N° 3 de 24" y de ésta luego a la faja N° 4, que finalmente alimenta al molino 9' x 13' de bolas.

6.3 MOLIENDA Y GRAVIMETRÍA

El molino 9' x 13' cuenta con un motor de jaula de ardilla y variador de velocidad. La descarga del molino cae a una de dos bombas 6" x 4" Warman que envía la pulpa al nido de ciclones de 10". Aproximadamente un tercio de la carga enviada al nido es desviada al cedazo vibratorio 8' x 9' Sizetec que efectúa un corte de aproximadamente 80% -65 M. Los gruesos del cedazo y de los ciclones son devueltos a la alimentación del molino y los finos del cedazo son tratados en un concentrador centrífugo Falcón modelo SB-750. Las colas del Falcón son devueltas a las bombas Warman mientras que el concentrado gravimétrico se almacena en un cono decantador para su posterior tratamiento en el IRL. Los finos del ciclón con un P80150 micras descargan a la bomba Warman 4"x3" del molino 8' x 10'.

Las bombas envían la pulpa al nido de ciclones 10". Aproximadamente un tercio de la carga enviada al nido es desviada al cedazo vibratorio 8" x 9" de alta frecuencia que efectúa un corte de aproximadamente 80% -65 M.

El concentrado gravimétrico se bombea al ILR (Reactor Intensivo de Lixiviación) para ser tratado por cianuración en lotes de aproximadamente 2,4 t y recuperar valores por el proceso electrowinning. Las colas son devueltas al primer tanque del circuito de cianuración mientras que los lodos electrolíticos son tratados en la fundición. La recuperación de oro en este circuito es de 25% con respecto a la ley de cabeza.

6.4 CIANURACIÓN Y CIP

El rebose del espesador de 60 pies es trasegado mediante una bomba Hidrostral de velocidad variable al tanque de agua industrial mientras que la pulpa espesa a 43% de sólidos se bombea mediante una bomba Warman 2½"x 2" de velocidad variable, al circuito de cianuración compuesto por 4 agitadores 28' x 30' de doble hélice conectados en serie con tiempo de residencia de aproximadamente 64 horas. Una planta de oxígeno AirSep AS-2000, con capacidad para 1400 pie³/hora suministra oxígeno a los cuatro tanques agitadores debajo de las hélices.

La descarga del último agitador ingresa al circuito CIP compuesto por seis agitadores de 14' x 16' conectados en serie. El tiempo de retención de la pulpa es de aproximadamente 3,3 horas y el carbón es movido en contracorriente aproximadamente cada 2 días a razón de 0,3 toneladas por día. La recuperación de oro en este circuito es de 69,4%.

La pulpa se muestrea con muestreador automático Denver para luego ser enviada al sistema de destrucción de cianuro y finalmente a la presa de relaves.

6.5 DESORCIÓN, LAVADO ÁCIDO Y REGENERACIÓN

El carbón cargado, proveniente del circuito CIP, es enviado al circuito de desorción tipo Zadra que está compuesto por dos tanques de 3 t de capacidad. El circuito tiene dos celdas de 90 pies³ con cátodos de esponja de acero inoxidable para la recuperación de valores. El precipitado electrolítico es trasladado a la Etapa de Fundición para su posterior tratamiento. La solución de desorción está compuesta por hidróxido de sodio al 2%.

El efluente se descarta a la relavera y el carbón regresa al circuito CIP o a la regeneración térmica. La regeneración térmica se lleva a cabo en un horno vertical de fuego indirecto operado con gas GLP a 450 °C por aproximadamente 1 hora. El carbón regenerado regresa al circuito CIP.

El precipitado electrolítico será secado a 125 °C en una retorta por 4 horas, luego se elevará la temperatura a 450 °C por una hora.

El mercurio que pudiera contener el precipitado se recuperará en el condensador y en la columna de carbón sulfurado.

El precipitado calcinado y exento de mercurio será fundido con bórax y carbonato de sodio en un horno tipo crisol basculante, donde el material fundido se muestreará y después se verterá en lingoteras, obteniéndose las barras Doré de dos calidades: La primera, del proceso ILR tendrá leyes aproximadas de 62 % de oro y 36% de plata; y la segunda calidad, de la desorción de carbón tendrá una ley de 48% de oro y 48% de plata. La escoria regresará al circuito de molienda para la recuperación de oro contenido en dicha escoria.

Los gases del horno son colectados mediante un extractor de hélice y enviados a un purificador. El sistema está diseñado para recuperar más del 95% de las partículas presentes en los gases de escape. Las partículas captadas posteriormente se funden como si fuera un precipitado normal.

6.6 DESTRUCCIÓN DE CIANURO

Para el control de la concentración del cianuro de sodio en solución de la pulpa de los residuos de cianuración, se aplica el método de destrucción de cianuro, Caro's Acid. La reacción se realiza en la tubería de relave que conduce la pulpa desde la planta hasta la presa de relaves. La producción de Caro's Acid se genera in situ, mediante la reacción del ácido sulfúrico concentrado con peróxido de hidrógeno al 50%. La reacción se lleva a cabo en un mezclador en línea sumergido en un baño de agua para remoción del calor de la reacción. Los consumos de ácido y peróxido de hidrógeno son del orden 1,34 y 0,4 kg/t de relave, respectivamente. Este sistema permite reducir la concentración de cianuro total de aproximadamente 250 ppm a menos de 10 ppm en la relavera.

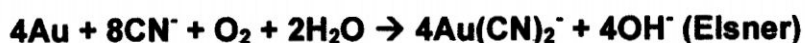
El agua almacenada en el Depósito de Relaves de Huinchulla, junto con la solución tratada por el método Caro's Acid, después de ser decantada de los residuos de la cianuración (relaves) son recirculadas al proceso metalúrgico, por lo que no existe descarga a ningún cuerpo receptor de las operaciones y procesos de la Planta Metalúrgica, lo que significa que la U.E.A. Antapite no es generador de efluentes (**Efluente Cero**).

6.7 BALANCE METALÚRGICO

En su forma más sencilla, la reacción de disolución de oro metálico en soluciones diluidas de cianuro de sodio es como sigue:



La disolución del oro requiere intensa agitación para proveer máximo contacto y fuerte aireación. En estas condiciones, pueden suceder las siguientes reacciones que explicarían este fenómeno:



La formación del ion $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ requiere de una energía libre del orden de 69 064 calorías; por lo tanto, la constante de equilibrio de las reacciones arriba indicadas es como sigue

Ecuación de Elsner

$$K = 10^{66}$$

Ecuación de Jannin

$$K = 10^{-9,9}$$

Ecuaciones de Bodlaender

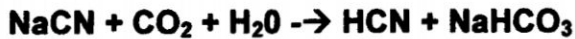
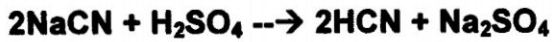
$$K = 10^{16} \text{ y } 10^{12,1}$$

La ecuación de Elsner es la más razonable para explicar el proceso de disolución del oro:



El consumo de cianuro es siempre mayor que el requerido estequiométricamente en la ecuación (6) debido a que se producen

algunas pérdidas en su manipuleo y a que es consumido por agentes cianógenos que estarían presentes en las menas, como explican las siguientes reacciones:



Otros consumidores de cianuro, presentes en el mineral, son: *pirita arseniacal (arsenopirita), esfalerita, calcopirita, pirrotita, pirita y estibina.*

Se puede controlar el efecto de estas sustancias, si no están oxidadas, usando baja concentración (dilución) del cianuro y alta alcalinidad.

En el caso de que exista *estibina* debe tenerse mucho cuidado, pues se comporta como un ácido débil para combinarse con el cianuro alcalino. Puede producir gases HCN. El consumo de cianuro de sodio oscila entre 0,11 y 0,22 kg por tonelada de mineral

El mineral puede ser ácido (pH < de 7,0) en algún momento y al combinarse con el cianuro puede tener efectos perjudiciales. Para neutralizar esta probable acidez, se emplea cal durante la preparación de la solución de cianuro de sodio y se incrementa notablemente la alcalinidad de la pulpa, hasta pH 10,0 a 10,5 con la adición de lechada de cal (hidróxido de calcio). La cantidad de cal añadida, expresada en kilos de óxido de calcio por tonelada de mineral, se denomina "alcalinidad protectora".

6.8 SECCIÓN ADSORCIÓN Y DESORCIÓN

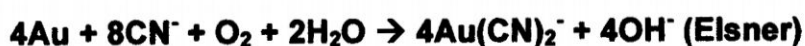
6.8.1 ADSORCIÓN

Este proceso de transferencia de masa implica captar o retirar de la pulpa los valores lixiviados, para desechar los sólidos estériles y la solución residual de cianuro de sodio.

La adsorción, en el caso de la extracción del oro, es un proceso que se lleva a cabo adicionando carbón activado granulado (100% +malla10) a tanques abiertos y a condiciones ambientales, que cuentan con agitación mecánica, además de la inyección de aire ("tanques CIP") y al proceso se le denomina "carbón en pulpa" (CIP, en inglés). Los parámetros que se controlan son la cantidad de carbón activado añadido, el tiempo de residencia en cada tanque y el tiempo de trasiego en contracorriente del carbón cargado desde la cosecha en el primer tanque, hasta la recarga con carbón nuevo en el último tanque.

El circuito de Adsorción cuenta con 06 tanques CIP de 14 pies de diámetro por 16 pies de altura (14`x16`) cada uno, enumerados en sentido del flujo de pulpa rebosada del circuito de cianuración convencional. Cada tanque CIP en la zona de descarga está implementado de un cedazo cilíndrico rotatorio denominado separador "Kemix", el cual evita el traspaso de carbón activado de un tanque a otro por efecto arrastre del flujo de pulpa, y es rotatorio con fines autolimpiables y evitar obstrucciones que desatarían derrames de pulpa y consiguientes pérdidas de carbón en el circuito.

Una vez realizada la cosecha de carbón rico (primer tanque CIP) se procede a nivelar el carbón en cada tanque y en contracorriente con ayuda de bombas peristálticas marca Bredel serie SPX-80. En el circuito, durante el fenómeno de la adsorción, el ion cianato de oro se transformaría en cianuro de oro. Partiendo de la reacción propuesta por Elsner para la lixiviación:



Durante la adsorción se verificaría la reacción: $\text{Au}(\text{CN})_2^- \rightarrow \text{AuCN} + \text{CN}^-$

En la superficie del adsorbente habría retención de oro en forma de cianuro de oro. De esta manera, una vez cargado el carbón, es posible eliminar los sólidos y las soluciones residuales.

La descarga de pulpa del último tanque CIP constituye los relaves finales, los cuales mantienen niveles considerables de cianuro en solución, y son tratados con ácido de caros (H₂SO₅) garantizando niveles de cianuro inferiores a los límites máximos permisibles (LPM) en su disposición final en la presa de relaves.

La fase sobrenadante (agua clarificada) de la presa de relaves es nuevamente bombeada a los tanques de almacenamiento de agua junto al rebose del espesador, constituyendo de ésta manera el ciclo de reutilización del agua, el cual retorna por gravedad desde los tanques de almacenamiento hasta la sección de molienda-gravimetría.

6.8.2 DESORCIÓN

La desorción permite recuperar los valores de oro contenidos en la superficie del carbón activado, mediante un proceso inverso a la adsorción, en el cual el carbón "soltará" al oro en forma de cianato, nuevamente.

Este fenómeno se lleva a cabo haciendo reversible termodinámicamente la reacción que dio origen a la adsorción. La siguiente ecuación puede explicar el proceso



El carbón cargado se coloca en una columna de desorción, en sentido ascendente, una solución de NaOH al 10% en peso, a 93°C y a presión superior a la atmosférica, conocido como el "proceso Zadra.

La columna de desorción es un tanque circular a presión, de gran altura y diámetro pequeño (con relación a la altura), fondo cónico y con una serie de tuberías para la alimentación de vapor de agua y carbón cargado, drenaje de solución rica y muestras, remoción del carbón pobre, entrada de agua y desfogue de las válvulas de seguridad. En la parte superior lleva la tapa de cierre hermético –por donde se cargan los reactivos sólidos- y los instrumentos de control de proceso (termómetros, manómetros y válvula de seguridad contra sobre presiones).

En la parte inferior lleva las válvulas de maniobra. Así mismo, están instaladas tres bombas: una, para el carbón cargado procedente del área

de adsorción; otra, para la solución rica hacia el tanque de almacenamiento del área de electrodeposición y una tercera, para reciclar el carbón pobre a los tanques CIP o para su regeneración.

Se dispone de otra columna exactamente igual en paralelo y que utiliza la misma infraestructura, en "stand by" o para cargarla y alistarla mientras trabaja su par.

El intercambiador de calor, marca Super Changer, está conformado por dos placas de intercambio. La primera placa recibe calor proveniente del caldero. Entre esta y la segunda placa intercambian calor con un flujo de vapor "enfriado" proveniente de la columna y lo distribuyen caliente a la columna, al tanque de almacenamiento de solución rica y el tanque de ruptura de presión de la sección electrodeposición.

El caldero, marca Parker Boiler Co., modelo T-6800, genera hasta 6 800 000 BTU (*british thermal units*) de calor, mediante una superficie de trabajo disponible de 840 m² y 125 psi de presión de vapor de agua. Funciona con gas licuado.

6.9 ELECTRODEPOSITACIÓN Y FUSIÓN

6.9.1 ELECTRODEPOSITACIÓN

La solución obtenida en la etapa de la desorción contiene a los metales preciosos. Además, se le ha hecho un tratamiento especial que la ha convertido en capaz de realizar un proceso de transferencia de materia por acción de la energía eléctrica.

El siguiente paso es extraer los metales preciosos del electrolito en forma de un depósito sólido capaz de ser llevado a un proceso final de fusión, en el cual se pueda obtener una barra conteniendo el oro y la plata. Para el efecto, es necesario hacer uso de la energía eléctrica y de elementos que permitan transferir el oro y la plata de la solución al electrodo negativo, mediante un proceso controlable y medible.

La electrodeposición tiene lugar cuando la corriente alterna llega al rectificador de donde salen corriente continua positiva y negativa hacia las barras de cobre de los electrodos colocados paralelamente para permitir "sentar" en ellas los cátodos y los ánodos, en forma alternada y paralelas entre sí. La celda electrolítica es una caja de fibra de vidrio, reforzada, en la que se colocan ánodos y cátodos, paralelos entre si, y sentados en sus respectivas barras. La energía que se utiliza tiene una intensidad de 400A y 3,0V de tensión.

El cátodo es una caja de plástico cuyo interior está relleno con fibra de acero, donde se depositarán las partículas conteniendo oro y plata, en forma de lodos. El ánodo está formado por una malla de acero inoxidable. La corriente alterna se convierte en corriente continua, utilizando dos rectificadores en paralelo, de los cuales uno está en reserva.

6.9.2 FUSIÓN

Finalmente y después de un largo proceso, en esta sección se obtendrá lo que todos esperamos: las barras metálicas, con el preciado metal: el oro. Sin embargo, estas barras son una aleación de metales preciosos, oro y plata juntos.

Los lodos catódicos, obtenidos al lavar la lana de fibra de acero contenida en los cátodos, o cemento, serán secados cuidadosamente en la retorta, eliminando la humedad del precipitado y a la vez el contenido de mercurio contenidos en él. Para ello se cuenta con un sistema de condensación y recuperación de mercurio garantizando la inocuidad de los gases que provienen de la sección de fundición.

La fusión requiere de un tratamiento especial para bajar adecuadamente el punto de fusión de la mezcla y de mucha pericia ("know how") para separar las escorias de la mata, sin que ninguno de los dos atrape al otro.

El producto obtenido en la fusión, después de la eliminación de las escorias, es una mezcla o aleación de los metales preciosos que se denomina "*bullion doré*", que será vaciado en moldes de material refractario, para obtenerlo en forma de barras.

Entre los principales insumos en la sección fundición se encuentran:

a. Fundente

El fundente es una sustancia inerte, sólida, que se añade para bajar el punto de fusión de la mezcla y hacerla más trabajable. Normalmente se usa la sílice u óxido de sílice (SiO_2). Esta y el óxido de hierro se combinan al fundirse y forman la escoria, una sustancia vítrea que arrastra todas las demás impurezas.

b. Reductores

A la mezcla se añade, además:

Bórax: $\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_3 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$

Carbonato de sodio: Na_2CO_3

Nitrato de sodio: NaNO_3

Cuyo objeto es realizar las reacciones necesarias para reducir las sustancias que contienen oro y plata, a metal.

c. Refractarios

Por efecto del calor empleado, las sustancias se funden, por lo tanto es necesario proteger a los hornos a fin de emplearlos en el trabajo de fusión, varias veces. Con este objeto, los hornos y los crisoles (que contienen las sustancias a fundir) están recubiertos y hechos de un material resistente a la acción de las altas temperaturas. Además, estos materiales deben también resistir los procesos químicos y físicos que suelen ocurrir en la estructuras del horno y del crisol.

6.10 AMPLIACIÓN DE LA PLANTA DE BENEFICIO

La Ampliación de los procesos y operaciones de la Planta de Beneficio de 450 a 1 000 t/d de la U.E.A. Antapite, se desarrollará en las mismas instalaciones que actualmente se viene operando, ubicada en la zona denominada Chocllanca, donde la implementación de la ampliación de planta será en forma gradual de acuerdo al incremento de la producción de mineral.

El proceso metalúrgico para la Ampliación será el mismo que se viene aplicando en la actualidad, excepto que se harán modificaciones en el número de equipos para el mejoramiento del rendimiento y capacidad útil

de la planta. A continuación se presenta la relación de equipos que serán instalados para la ampliación.

1 Chancadora de quijadas 24" x 36"

1 Tolva de finos para 1 500 t de capacidad.

2 Fajas transportadoras

1 Molino de bolas 11' x 11'

2 Bombas Warman 6" x 4"

1 Concentrador Gravimétrico Falcón SB 1350

2 Bombas Hidrostal de 36 gpm

2 Tanques de cianuración 30' x 30'

6 Cedazos autolimpiantes Kemix en el circuito CIP

1 Tanque de 60 m3 para ácido sulfúrico

1 Tanque 13' x 13' para preparación de lechada de cal

650 Metros de tubería de 8" de diámetro par transporte de residuos

1 Ampliación del Centro de Control de Motores

1 Analizador granulométrico, incluye el software

CAPITULO VII

SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE

La Unidad Minera Antapite desde mucho antes, en sus operaciones ha puesto en práctica un Plan de Seguridad y Salud Ocupacional orientado a la aplicación de medidas de control para prevenir la ocurrencia de incidentes/accidentes y enfermedades ocupacionales, así tenemos:

1. Políticas de Salud y Seguridad
2. Gerenciamiento de Seguridad
3. Compromiso y participación administrativa
4. Comités de Seguridad
5. Inspecciones y Auditorías.

Para asegurar políticas exitosas de salud, seguridad e higiene es necesario que la toma de conciencia involucre a la Gerencia, empleados y los contratistas. El programa contempla:

- **Demostrar real compromiso con una actitud positiva de cooperación y apertura, a fin de asegurar que todos estén involucrados y participen en los asuntos relativos a la salud y seguridad ocupacional.**
- **Dar prioridad a los aspectos relativos a la salud y seguridad en la ejecución y el diseño de las operaciones del Proyecto.**
- **Diseñar, mantener y llevar a la práctica medidas preventivas y de acción ante situaciones de emergencia.**
- **Participar activamente y proporcionar una continua educación y entrenamiento para garantizar la salud y seguridad de los empleados.**
- **Procurar mejoras continuas en cuanto a seguridad, salud e higiene.**
- **Determinar los riesgos relativos a seguridad e higiene en Antapite y proporcionar un programa que asegure el empleo de prácticas óptimas que redunden en beneficio del personal empleado y de los contratistas.**
- **Complementar o superar los estándares nacionales e internacionales existentes en cuanto a salud y seguridad ocupacional.**
- **Implementación de sistemas y herramientas en las propuestas de seguridad e higiene, tales como control de pérdidas y estudios de operabilidad y riesgo.**
- **Promover programas de concientización con respecto a temas sanitarios.**

La unidad Antapite esta adoptando actualmente el sistema SIB (sistema integrado de buenaventura). Además es necesario que exista un compromiso y capacidad de emprender y sensibilizar.

7.1 SISTEMA DE SEGURIDAD

7.1.1 VALORES

En la actualidad la empresa considera a la persona como su recurso más importante, el respeto, la confianza y consideración mutua entre los trabajadores, accionistas, autoridades y comunidades

7.1.2 OBJETIVOS

- Priorizar a que el trabajador llegue sano y salvo a su hogar.
- Proteger a sus trabajadores contra cualquier peligro de salud y evitar incidentes, accidentes y enfermedades ocupacionales.
- Preservar el medio ambiente, evitando la contaminación y restaurando las áreas afectadas.

COMPROMISO

- Cumplir con las normas y legislaciones vigentes
- Implicar a los trabajadores una actitud proactiva ante la seguridad.
- Cultivar y fomentar las costumbres locales e integrarse a las comunidades.

EMPRENDER.

Los trabajadores cumplan los estándares y procedimientos de trabajo, identificando los peligros, evaluar los riesgos y tomar medidas de control.

SENSIBILIZAR.

A todos los trabajadores impartiendo los conocimientos y experiencias entre los miembros de nuestra organización.

7.1.3 PROCESOS DEL SISTEMA SHEA

- **Identificar las causas de los incidentes y adoptar medidas adecuadas que permitan evitar la ocurrencia de accidentes, enfermedades ocupacionales, daños a la propiedad e impactos ambientales.**
- **El Sistema de Seguridad aplicado a la Unidad Antapite, esta basado en el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera. (DS 055-2010)**
- **Para minimizar el riesgo a accidentarse, el trabajador deberá cumplir con los Procedimientos y Estándares de trabajo.**

Entre los objetivos son:

- **Crear una cultura de Seguridad**
- **Eliminar los accidentes fatales**
- **Prevenir accidentes / incidentes**
- **Capacitación al personal**
- **Preservar el Medio Ambiente**
- **Mejorar la calidad de vida de los trabajadores.**

El Proceso del sistema SHEA en la U.E.A. Antapite consiste en los siguientes pasos:

- **Identificación el Peligro y Evaluación del Riesgo y medidas de Control**
- **Realizar acciones de seguimiento para verificar la correcta ejecución de las medidas de control establecidas**
- **Mejoramiento Continuo, reevaluando el SHE en forma permanente.**

“El responsable del trabajo, también lo es de la Seguridad, Salud y Medio Ambiente”

¿QUE ES ISO?

Organismo Internacional de Estándares, con más de 100 países miembros que desarrollan y promueven Normas en todo el mundo.

ISO 14001

Norma Internacional que Implementa el Sistema de Gestión Ambiental

SISTEMA DE GESTIÓN AMBIENTAL (SGA).

Sistema de Gestión Ambiental es hacer un mejor manejo de los recursos (Agua, energía, materiales, equipos, Etc).

7.2 MEDIO AMBIENTE

Metodología y Presentación del Estudio

Para la realización del estudio se utilizó información proporcionada por Inversiones Mineras del Sur (IMINSUR) sobre el estudio de factibilidad para la operación de la Mina Antapite a nivel de 300 tn/día.

7.2.1 MARCO LEGAL APLICABLE

El concepto de medio ambiente se define como el sustento y hogar de todos los seres vivos que habitan el ecosistema global, conocido como la biósfera. El medio ambiente está constituido por elementos abióticos (el medio y sus influencias) y bióticos (organismos vivos). En la primera categoría se encuentra la atmósfera, capa de gas que protege a la Tierra

de las radiaciones ultravioletas emitidas por el sol. Circula alrededor del planeta manteniendo estable la temperatura de éste.

7.2.2 ORGANISMOS REGULADORES EN EL PERÚ

Estructura Política Administrativa y Legal

La máxima autoridad ambiental en el Perú, es el Consejo Nacional del Ambiente – CONAM, que fue creado en diciembre de 1994 mediante Ley N° 26410 (publicada el 22 de diciembre de 1994), como la entidad responsable de la planificación y aplicación de la política ambiental del Perú, La política del CONAM es la de asegurar que cada Ministerio establezca su propia Dirección Ambiental y normen las actividades del sector.

El Ministerio de Energía y Minas (MEM) es la autoridad ambiental designada como responsable de fijar las políticas y normas ambientales para todas las actividades relacionadas con a minería, el procesamiento de minerales y a energía. Al MEM se le ha investido como autoridad que proponga, apruebe y modifique los procedimientos y programas ambientales que deberán seguir todos los titulares de actividad minera para asegurar el cumplimiento de todos los reglamentos ambientales aplicables.

El MEM ha establecido dentro de su estructura administrativa, una Dirección General de Asuntos Ambientales (DGAA) y ha aprobado una serie de normas ambientales aplicables a todas las operaciones de Exploración, Explotación Minera y de Beneficio de Minerales. El MEM, el

CONAM y la Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía, han trabajado en estrecha colaboración en el desarrollo de normas ambientales antes de su aprobación formal.

7.2.3 LINEAMIENTOS Y DISPOSITIVOS AMBIENTALES

La gestión ambiental de la Empresa se enmarca dentro de la política ambiental sectorial que encabeza el Ministerio de Energía y Minas y el Ministerio de Medio Ambiente, quienes han formulado normas relativas a la actividad minera en general y aspectos socio-ambientales.

7.3 LÍNEA DE BASE AMBIENTAL

7.3.1 ÁREA DEL PROYECTO DE AMPLIACIÓN

El Proyecto de Ampliación de 450 t/d a 1 000 t/d de mineral aurífero, de las Operaciones Minero-Metalúrgicas de la U.E.A. ANTAPITE, comprenderá la ampliación de las áreas mineras actuales de Zorro Rojo y Reyna, la zona industrial de la U.E.A. Antapite, el área de recrecimiento del Depósito de Relaves de Huinchulla y las nuevas áreas de explotación minera: Salvillayoc y Aychahuasi y las nuevas áreas de Jatun Orcco Norte y Jatun Orcco Sur, pertenecientes a los distritos de Córdova, Ocoyo y Santiago de Chocorvos, provincia de Huaytará departamento y región de Huancavelica.

Área de Influencia Directa: Estará influenciado por la acción directa de los diferentes tipos de impactos debido a la ubicación de las vetas geológicas actuales y nuevas, a las actividades minero-metalúrgicas y por las operaciones del transporte del mineral de Jatun Orcco a la planta de

beneficio de la U.E.A. Antapite (existe una carretera afirmada), que puedan generar sobre cada componente ambiental, así como a las Comunidades de San Pedro de Ocobamba y de Ayamarca; asimismo dentro de esta área de influencia están consideradas las estancias agropecuarias Macho Cruz, Yanacolpa, Quesera y Palmacancho. Comprende un total de 9 695,86 Ha.

Área de Influencia Indirecta.- Ha sido delimitada sobre la base de: características particulares del entorno topográfico y fisiográfico principalmente, la relación de la población con las nuevas actividades del proyecto de ampliación, vías de comunicación y zonas geográficas que intervendrán en la ampliación de la mina.

De acuerdo a lo indicado, los poblados a incluirse dentro del área de influencia indirecta son los siguientes: el poblado de Córdova; el poblado de Ocoyo y el poblado de Santiago de Chocorvos. Comprende un total de 23 565,14 Ha, que se muestra en el plano N° 3.2, adjunto al presente.

El área de influencia total del Proyecto de Ampliación será aproximadamente 33 261 Ha

7.3.2 AMBIENTE FÍSICO

El acceso al centro minero Antapite y a Jatun Orcco se realiza desde Lima por la carretera Panamericana Sur hasta la ciudad de Ica, para luego pasar por el poblado Los Aquijes a la altura del km 303 de la Panamericana Sur, donde se desvía hacia el Este hasta llegar a la U.E.A Antapite por la carretera Los Aquijes - Córdova - Antapite.

La zona de Jatun Orcco está ubicada en los terrenos comunales de los Anexos de Macho Cruz, Palmacancha, Yanacollpa y Quesera que pertenecen a la Comunidad Campesina Santiago de Chocorvos, en altitudes que varían entre 4 000 y 4 370 msnm; políticamente está en el distrito de Santiago de Chocorvos, provincia de Huaytará, departamento de Huancavelica. La zona de Jatun Orcco se localiza aproximadamente a 42 km de la planta metalúrgica de la U.E.A. Antapite; y en línea recta, a 125 km al Sur de la ciudad de Huancavelica y a 16 km del distrito de Santiago de Chocorvos.

La topografía de las zonas del Proyecto de Ampliación es agreste y de alta pendiente, disectada por quebradas profundas, como la Quebrada Salvillayoc lo que caracteriza a la zona, como irregular. Las pendientes de las laderas varían de 15 a 40%.

La fisiografía natural del terreno está ligeramente impactada por la presencia de carreteras y accesos, las viviendas de los pobladores y por las instalaciones del campamento Machucancha de las operaciones minero-metalúrgicas.

Los cauces de las quebradas o riachuelos son también de alta pendiente y se caracterizan porque durante la época de lluvias sus aguas arrastran material grueso y fino, (desde gravas hasta bloques rocosos con diámetros mayores a 1 m). Las laderas no muestran deslizamientos masivos ni derrumbes importantes.

Las características geológicas del área del Proyecto de Ampliación de la U.E.A. Antapite está relacionado a vetas auríferas del tipo relleno de fracturas emplazadas en rocas volcánicas terciarias pertenecientes a tres formaciones importantes. La primera de ellas es la FORMACIÓN CASTROVIRREYNA, cuyas rocas cubren casi el 70% del distrito minero de Antapite y yacen discordantemente sobre rocas mesozoicas sedimentarias y sobre los intrusivos del batolito costero.

A su vez, infrayacen en discordancia angular a los Volcánicos Caudalosa, los mismos que afloran más al norte del Cerro Antapite.

La FORMACIÓN CAUDALOSA, es la segunda, donde se da el afloramiento más conspicuo del distrito minero de Antapite. Ocurre al norte del caserío de Marayniyoc y cubre en discordancia angular a las rocas sedimentarias e intrusivas del mesozoico.

Finalmente, la tercera es la FORMACIÓN POCOTO que son rocas volcánicas que se ubican al techo de la secuencia volcánica terciaria y se encuentran al noroeste y sur del Cerro Antapite, cubriendo en discordancia angular a las rocas mesozoicas (sedimentarias e intrusivas) y a los Volcánicos Castrovirreyna y Caudalosa.

7.3.3 AMBIENTE BIOLÓGICO

De acuerdo con el Mapa Ecológico del Perú y su Guía Descriptiva (INRENA, 1996) las cuatro áreas caracterizadas corresponden a las Zonas de Vida: Área Ayamarca - Antaco, Área Aychahuasi, Área Huayllayoc-C° Antapite, Jatún Orcco Norte y Jatún Orcco Sur están

situadas en las zonas de vida: matorral desértico-MONTANO BAJO SUBTROPICAL (md-MBS) esta zona de vida abarca una extensión limitada alrededor de la localidad de Ayamarca; y estepa-MONTANO SUBTROPICAL (e-MS) abarcando la totalidad de las otras áreas y gran parte del Área Ayamarca- Antaco.

Son Zonas de Vida donde se lleva a cabo una agricultura bajo riego y de subsistencia, no siendo posible la fijación de cultivos de secano ni tampoco la siembra de cultivos propios del Trópico (Premontano) o Subtrópico: debido a las temperaturas promedio más bajas y a la ocurrencia de escarchas durante algunas noches de los meses de invierno (Junio, Julio, Agosto).

El relieve topográfico por lo general grada de quebrado a abrupto, siendo muy escasas las áreas que presentan un paisaje ondulado o suave. Los suelos son, por lo general superficiales, de naturaleza litosólica y en los lugares donde la topografía se torna suave, aparecen grupos de suelos un tanto más profundos, de naturaleza calcárea, muchas veces con impregnación volcánica. Pertenecen a los grupos edafogénicos de Yermosoles, Xerosoles y Andosoles vítricos.

FLORA Y VEGETACIÓN

El análisis de la diversidad florística específica presente en las cuatro áreas que considera la ampliación de las operaciones de la Unidad Minera Antapite (Área Ayamarca - Antaco, Área Aychahuasi, Área Huayllayoc - Cº Antapite, y el Área de Jatún Orcco Norte y Jatún Orcco

Sur), está representado por 4 divisiones, 5 clases, 9 subclase, 31 ordenes, 46 familias, 111 géneros y 164 especies; lo que indica una diversidad específica relativa de regular a alta representada mayoritariamente por 7 especies de escrofulariáceas, 8 especies de bromeliáceas, 11 especies de fabáceas, 19 especies de poáceas y 40 especies de asteráceas que conforman el 51,83 % (85 especies de las 164 especies de las cuatro áreas), o sea en 5 familias taxonómicas está la mayor diversidad florística. Mientras que el resto o sea 48,17 % lo conforman 41 familias (con 79 especies de las 164 de las cuatro áreas de trabajo); lo que confirma una diversidad específica regular a alta.

Se han determinado dos formaciones vegetales: FORMACIÓN VEGETAL DE LADERAS, y FORMACIÓN VEGETAL DE FONDO DE QUEBRADA.

De acuerdo con la R.M. N° 1082-90-AG Listado de Flora Amenazada en el Perú, que se encuentra subsistente desde el punto de vista legal, no existen en las 164 especies reportadas de las cuatro áreas consideradas (Área Ayamarca - Antaco, Área Aychahuasi, Área Huayllayoc -C° Antapite y Área Jatún Orcco Norte y Jatún Orcco Sur) en la evaluación ambiental biológica, ninguna especie que esté incluida como especie con algún estatus de conservación

FAUNA

Respecto a la fauna se ha conformado una diversidad específica integrada por 4 clases, 13 órdenes, 29 familias y 56 especies, lo que indica una diversidad específica baja, comprendida mayormente por aves y entre las familias mejor representadas por: Embarizinae (con 6

especies), Tyrannidae (con 6 especies) y Trochilidae (con 7 especies); la familia Passeriformes con 35 especies representa el 62,5% de la diversidad específica de la fauna, hasta ahora reportada. Ninguna de estas especies faunísticas posee estatus de conservación en la lista de especies amenazadas del Perú D.S. 034-2004-AG y según Listados Internacionales:

Lista CITES (Convención sobre Comercio Internacional de especies Amenazadas de Flora y fauna Silvestre); UICN (Libro Rojo de las Especies en Peligro). INRENA (D.S. 013-99-AG).

Se reportan datos para muestras de los pequeños cursos de agua para elementos de fito y zooplancton, que refieren de manera general, la capacidad biogénica de los ecosistemas acuáticos y se pueden considerar como: Categoría; Aguas Medias, con capacidad biogénica entre IV y VI, aguas ricas en nutrientes y con presencia de vegetación fanerogámica bien desarrollada a lo largo de sus orillas.

En las zonas cercanas a las cuatro áreas de estudio no existen Áreas Naturales Protegidas por el Estado, (ANPE).

7.3.4 AMBIENTE SOCIOECONÓMICO

El ámbito de estudio socioeconómico abarcó las comunidades campesinas ubicadas en el área de influencia del proyecto de ampliación de acuerdo a la distancia en que se encuentran ubicadas. Esta área implica a las poblaciones cercanas a las vías de acceso al proyecto, las que son: distrito de Córdova con la comunidad campesina de San Pedro de Ocobamba; distrito de Ocoyo con sus comunidades de Ayamarca y

Ocoyo; y en el distrito de Santiago de Chocorvos con sus unidades agropecuarias: Macho Cruz, Yanacolpa, Quesera y Pamalcancha. Los propietarios utilizan sus tierras, principalmente, para el desarrollo de la agricultura y en un menor porcentaje para el pastoreo, en las comunidades de Ocoyo y Ocobamba. En cambio para las comunidades de Santiago de Chocorvos y Ayamarca su uso de tierras es muy restringida para la agricultura y más para el pastoreo.

En el caso de las unidades agropecuarias de Santiago de Chocorvos (Macho Cruz, Palmacancha, Quesera y Yanacolpa) sus autoridades locales generalmente no se encuentran en sus unidades desatendiendo sus funciones, ocasionando que la población se encuentre desatendida y por ende la migración de sus pobladores a otras zonas aledañas. Sin embargo con la presencia de la actividad minera de la U.E.A. Antapite en la zona de Jatun Orcco, la gente viene regresando con sus familias y tratan de reorganizarse.

El indicador del sexo no es relevante para la investigación socioeconómica, ya que encontramos igual proporción en ambos. La edad de la población si es un indicador que da a conocer que la mayoría de la población es de la tercera edad, ya que los niños y adolescentes migran a ciudades como Ica y Lima, especialmente de las comunidades de Ayamarca, Ocobamba y Ocoyo; sin embargo en las unidades agropecuarias de Santiago de Chocorvos la diferencia es mínima, ya que los niños y adolescentes asisten a escuelas y colegios de San Miguel de Curis, lo que les permite estar más cerca de su familia.

Respecto al abastecimiento de agua, las comunidades de Ayamarca, Ocobamba, y Ocoyo tienen un alto porcentaje de acceso al agua a través de redes públicas, en cambio las unidades agropecuarias de Macho Cruz, Palmacancho, Quesera y Yanacolpa carecen de agua de la red pública y solo tienen acceso al agua por medio de pozos o el río, lo que conlleva a obtener enfermedades infecciosas al estómago.

En las comunidades de Ayamarca y Ocobamba se están terminando de instalar los sistemas de alcantarillado, mientras que en Ocoyo el 93,23% de la población tienen letrinas a domicilio.

En cambio en las Unidades Agropecuarias de Macho Cruz, Palmacancho, Yanacolpa carecen totalmente de servicios de letrinas u otros servicios similares.

Los habitantes de las comunidades de Ayamarca, Ocobamba y Ocoyo tienen acceso a servicio eléctrico, mientras que las Unidades Agropecuarias de Macho Cruz, Palmacancho, Quesera y Yanaco carecen de este servicio.

La tasa de actividad económica de la población mayor de 15 años es de 83% y la participación en la agricultura es alta (56,5%), mientras que la participación en el sector servicios es de 26,48%, (trabajadores y proveedores para la actividad minera), el 17,02 % restante se dedica a la actividad comercial, transportes y otros.

Los Distritos de Córdova y Ocoyo se encuentran en la categoría de POBRE y el distrito de Santiago de Chocorvos en EXTREMA POBREZA;

que no satisfacen los estándares mínimos de consumo o ingreso, es decir cuyas condiciones de vida no son compatibles con lo que la sociedad acepta como adecuado.

La distribución y ocupación poblacional permite concluir que los distritos de Córdova, Ocoyo y Santiago de Chocorvos son netamente rurales, lo que indica que por su situación social y geográfica se encuentran abandonados, principalmente, por las acciones sociales del gobierno.

Estando así sujetos a ser inmersos a proyectos filantrópicos, por toda clase de instituciones que mejoren su calidad de vida.

7.3.5 INTERÉS HUMANO

Las concesiones de las operaciones actuales de la U.E.A. Antapite tienen el Certificado de Restos Arqueológicos - CIRA obtenido en el año 2 000, para el inicio de las operaciones minero metalúrgicas a 300 t/d.

Las áreas consideradas para el Proyecto de Ampliación de 450 t/d a 1 000 t/d serán la mismas del año 2000, más las áreas nuevas de Jatun Orcco (8 221, 4 Ha) por lo que se han realizado las gestiones pertinentes para la obtención del CIRA correspondiente, que a la fecha presenta el proyecto de evaluación arqueológica aprobado y en tramitación la obtención de dicha certificación. El área de Jatun Orcco no reporta evidencias de restos ni vestigios arqueológicos.

7.4 DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO DE AMPLIACIÓN

El Proyecto de Ampliación de las Operaciones Minero-Metalúrgicas de 450 t/d a 1 000 t/d de mineral aurífero comprende dos etapas: La Etapa de Construcción y la Etapa de Operación.

Este proyecto de ampliación se desarrollará principalmente en la zona industrial de la U.E.A. Antapite, en el área de recrecimiento del Depósito de Relaves de Huinchulla, en las vetas actuales de Zorro Rojo y Reyna y en las áreas nuevas de explotación minera de Salvillayoc y Aychahuasi en Antapite; así como en las áreas nuevas Jatun Orcco Norte y Jatun Orcco Sur.

Las Actividades para las Etapas de Construcción, Operación y Cierre del Proyecto de Ampliación de Operaciones de 450 t/d a 1 000 t/d, han sido consideradas desarrollarse en el periodo 2006 - 2010, sobre la base de las reservas probadas.

Las actividades de inversión solamente serán ejecutadas hasta el año 2010, año en el que de manera progresiva se llegará a la producción de 1 000 t/d. Los años 2011 y 2012 se han proyectado solamente como Etapa de Operación.

Al respecto, INVERSIONES MINERAS DEL SUR S.A. continuará con el desarrollo de sus programas de exploración en el periodo 2006-2012. En el caso de que se encuentren más reservas probadas, entonces las

operaciones continuarían previa comunicación y gestiones ante las autoridades competentes.

7.4.1 DESCRIPCIÓN DE LA ETAPA DE CONSTRUCCIÓN

Las actividades de la etapa de construcción del Proyecto de Ampliación de las Operaciones Minero-Metalúrgicas en la U.E.A Antapite, involucra principalmente:

- La preparación y ampliación de las vetas actuales de Zorro Rojo, Reyna y Antaco, donde se incrementará la mayor capacidad de producción de mineral.
- Las nuevas áreas de Jatun Orcco Norte y Jatun Orcco Sur, en estas dos últimas se continuarán con las operaciones de exploración; sin embargo del área de Jatun Orcco Sur se extraerán y transportarán alrededor de 24 300 t de mineral para ser procesadas en la Planta de procesos de Antapite.
- La ampliación de la capacidad de la planta metalúrgica de 450 t/d a 1 000 t/d con el fin de estandarizar el rendimiento de los equipos actuales, ya que la mayor parte de ellos están sobredimensionados para 450 t/d de mineral.
- El área de recremento del Depósito de Relaves de Huinchulla.
- La instalación de una Línea de Transmisión de 60 kV desde Ica hasta Antapite de 90 km de longitud para una demanda máxima de 10 MW.
- La construcción de campamentos en Ocobamba y Ayamarca, con sus correspondientes instalaciones auxiliares, entre otras.

Fuerza Laboral

El requerimiento adicional de mano de obra para el proyecto de ampliación de 450 t/d a 1000 t/d se incrementará en 100 nuevos trabajadores, que serán empleados para la Etapa de Construcción y que posteriormente serán asignados a tareas permanentes según sus aptitudes en las diferentes áreas de la Unidad. Esto significa que para la ampliación a 1 000 t/d, la mano de obra será incrementada de 1 250 trabajadores (actual) a 1 350 trabajadores.

Construcción de Recrecimiento de la Presa de Relaves Huinchulla

La Presa de Relaves está ubicada en la Quebrada Huinchulla, del distrito de Córdova, provincia de Huaytará, departamento de Huancavelica. El diseño original fue ejecutado en el año 2000, por la empresa constructora Tecnología y Proyectos S.A.C. El proyecto fue aprobado por el MINEM y ha sido construido, a la fecha, hasta la cota 3 280 m, quedando por construir la ampliación que lleva la cresta a la cota 3 290 m, su altura máxima según el diseño original.

Para la ampliación de sus operaciones de 450 a 1 000 t/d de la U.E.A. Antapite, consideró también la ampliación de la capacidad de la presa de almacenamiento de relaves y agua, de tal manera que el almacenaje de ambos quede garantizado hasta por un plazo de aproximadamente 30 años.

En el año 2004, se desarrolló el Estudio de Selección de Áreas Alternativas, Estimación de Costos Comparativos y Análisis de Sensibilidad para la Ubicación del Nuevo Depósito de Relaves.

Fueron evaluadas un total de ocho alternativas en los aspectos geológico-geotécnico superficiales, como factores de influencia, de las áreas consideradas para la selección de la ubicación del nuevo depósito de relaves, así como también se han evaluado las ventajas y desventajas técnicas, económicas y sociales de cada una de las alternativas para el diseño y construcción. Como resultado fue seleccionada la Alternativa denominada "La Ventana", que consiste en el recrecimiento del actual Depósito de Relaves Huinchulla, para lo cual se elevará la cota del dique actual y se construirá un dique auxiliar en la margen derecha de la quebrada.

La capacidad de almacenamiento de la presa de relaves con el proyecto nuevo de recrecimiento llegará hasta la cota 3 330 en un total de 11 etapas, por lo cual la construcción también se realiza por etapas. En su etapa final superará los 10 000 000 m³ de capacidad.

A la fecha se han construido tres etapas, la etapa I tuvo 30 m de altura, en las etapas II y III se incrementó la altura del dique principal en 10 m cada una. Se proyectan construir dos etapas más.

con un incremento de 10 m cada una. Desde la etapa VI a la XI se construirá aumentando la altura en 5 m por etapa. El dique principal

tendrá una altura máxima de 100 m y una longitud máxima de 340 m. Asimismo se construirá un dique auxiliar o lateral que tendrá una altura máxima de 40 m y una longitud máxima de 219 m. La etapa XII corresponderá al Plan de Cierre.

Asimismo en el diseño, con la finalidad de eliminar fugas o filtraciones de la presa se continuará impermeabilizando tanto el recrecimiento de los diques principal y lateral como las paredes del vaso de la relavera de abajo hacia arriba mediante: Un geotextil no tejido de 600 g/m² de peso y una geomembrana de HDPE de 2 mm de espesor.

El cálculo de desagregación de las fuentes sismogénicas por magnitud y distancia, ha permitido sustentar mejor la distancia, aceleración y la magnitud del sismo esperado para un período de retorno de 500 años. La aceleración promedio de la fuente con mayor potencial destructivo ha sido calculada en 0,47 g, la distancia promedio de la fuente sismogénica a la presa sería 79 km, y la magnitud promedio del evento sísmico sería 7,1.

El costo total estimado del proyecto del recrecimiento de la presa de relaves a partir de la IV etapa es de aproximadamente US \$ 82 740 000.

Infraestructura auxiliar

Nuevo módulo de Geología y Logueo: estará ubicado adyacente a las oficinas actuales de Geología en un área de 97,6 m² para Geología y 64 m² para Logueo.

Viviendas para el Personal Obrero en Ocobamba y Ayamarca.- Se completará la construcción de seis campamentos adicionales para 240

trabajadores en el poblado de Ocobamba y se iniciará la construcción de 10 campamentos para 400 trabajadores en Ayamarca.

En Ayamarca se contará con un sistema de tratamiento de aguas residuales compuesto de 3 tanques sépticos de 16 m³ c/u, 3 filtros anaeróbicos en paralelos de 7 m³ c/u, 2 filtros intermitentes de arena en paralelo cada uno con una carga hidráulica de 0,2 m³/m²/d y con un área de 63,6 m².y lecho de secado de lodos de 23, 8 m² de superficie,).

Suministro de Energía Eléctrica

Para suministrar energía eléctrica de 10 MW de potencia desde el Sistema Eléctrico Interconectado Nacional de Ica hasta la U.E.A. Antapite, se construirá la Línea de Transmisión de 60 kV desde la S.E. Ica hasta la S.E. Antapite, para cubrir los requerimientos del Proyecto de Ampliación de 450 t/d a 1 000 t/d, que tendrá 90 km de distancia con 31 vértices y a una altitud desde 150 a 3 400 msnm. Esta línea atravesará los distritos de Parcona, Los Aquijes y El Yauca de Ica; y el distrito de Córdova de Huancavelica.

7.4.2 DESCRIPCIÓN DE LA ETAPA DE OPERACIÓN DEL PROYECTO

El Proyecto de Ampliación de 450 t/d a 1 000 t/d de mineral comprenderá mayormente al incremento de las labores mineras actuales y en una menor proporción a las nuevas operaciones mineras de exploración y explotación que se desarrollarán en la zona de Jatun Orcco.

La Ampliación de la planta metalúrgica a 1 000 t/d de mineral, significa que el incremento de la capacidad de tratamiento será mayor al 100%.

Sin embargo en lo que se refiere al área de terreno a afectarse será mínimo, ya que los equipos a incrementarse será mínimo, debido a que mayormente los equipos actuales están sobredimensionados para la capacidad de 450 t/d, por lo que la ampliación estará dirigida a utilizar al máximo la capacidad instalada y por tanto mejorar el rendimiento de los equipos en su conjunto.

La ampliación que demandará mayor esfuerzo en infraestructura y económicamente es el recrecimiento de la Presa de Relaves de Huinchulla. Seguidamente estarán los equipos para la planta de beneficio y su instalación, así como la infraestructura y montaje de la línea de Transmisión de 60 kV para cubrir la mayor demanda de 10 MW de energía eléctrica.

• Reservas Geológicas y Mineralización

La U.E.A. Antapite tiene un total de reservas de mineral aurífero económicamente explotables del orden de las 500 000 t de mineral con una ley promedio de 14,35 g/t Au y un mineral potencial de 1 900 000 t con una ley de 12,33 g/t, que se encuentra en zonas más alejadas debajo de algunas trincheras y a la continuación de la posible faja mineralizada, él que será evidenciado por más trincheras, sondajes y luego con galerías.

Las reservas minables, explotables y potenciales de Jatun Orcco y proyección de producción mineral para los próximos tres años es del orden de las 28 800 t de mineral con una ley promedio de 12,77 g/t Au.

Los recursos minerales para la ampliación de las operaciones minero-metalúrgicas serán principalmente de las vetas de la zona Antapite y en forma muy reducida de Jatun Orcco, por lo que la explotación minera a realizarse será muy similar a la que actualmente se viene llevando a cabo, la que se realiza sobre la base de la mineralización aurífera económica. El oro se encuentra en estado nativo o como electrum, con un Cociente de Relación de Au/Ag de 1/1 a 1/3.

En la escala distrital geológica, se han reconocido alrededor de 42 Vetas principalmente en las zonas de Zorro Rojo, Reyna y Antaco, cuyos afloramientos van de 50 m a 5 000 m de longitud, con anchos que varían de 0,10 a 6,00 m. Las vetas son tipo Rosario, presentando concentraciones de mineralización económica en “clavos” irregulares de diferente longitud, dentro de estos “clavos” mineralizados se presentan también, concentraciones de alta ley (bonanza) en tramos muy pequeños de longitud.

Descripción de las Operaciones Mineras

Las operaciones mineras para el Proyecto de Ampliación de 450 t/d a 1 000 t/d de mineral tanto en Antapite como en Jatun Orcco, serán iguales a las que se vienen desarrollando actualmente, excepto la escala de producción de mineral, que irá incrementándose paulatinamente hasta alcanzar la producción de 1 000 t/d, en un período de seis años. Dadas las características de las vetas se ha elegido para su explotación el método de Corte y Relleno Ascendente. La explotación se realiza en

forma de tajadas horizontales comenzando de la parte inferior del tajo y avanzando hacia arriba.

• **Disposición de Desmontes**

Los desmontes a generarse de las labores de exploraciones y desarrollos del yacimiento minero para la Ampliación a 1 000 t/d, será tratados y almacenados al igual que el desmonte que se viene generando actualmente, es decir se almacenarán temporalmente en las áreas adyacentes a las bocaminas y en los niveles principales de extracción, para después ser regresado al interior de la mina como relleno convencional a los tajos de producción, previa clasificación granulométrica. Cuando se alcance la producción de 1 000 t/d de mineral, la cantidad de desmontes a generarse será de 8 004 t /mes, mientras la cantidad de desmonte a requerirse para ser devuelto al interior mina será 7 788 t /mes, indicando un excedente de 216 t/mes de desmonte y anualmente se tendrá alrededor de 2 600 t/año, que se acumulará en las canchas de desmonte cumpliendo los estándares medio ambientales que se viene aplicando a la fecha en la U.E.A. Antapite.

• **Transporte de Mineral**

El transporte de mineral tendrá dos fases, la primera es de interior mina hasta la bocamina y la segunda de la bocamina hasta la planta de beneficio. En interior mina de la U.E.A. Antapite, se ha diseñado dos niveles principales de extracción: en la Mina Zorro Rojo es el nivel 3 240 que contará con dos locomotoras a trolley para mover todo el mineral y locomotoras a batería tanto para mineral como para desmontes; para la

Mina Reyna el nivel principal de extracción será el 3 140, el cual permanecerá con una locomotora a batería; en los niveles superiores e inferiores también se utilizarán este tipo de locomotoras.

En Jatun Orcco, el transporte de mineral en interior mina será con locomotora a baterías para 2 t. Se chuteará de las tolvas de mineral y serán trasladadas a superficie hacia el echadero de mineral. El transporte de desmonte será de los frentes hacia el botadero en superficie. El transporte de mineral desde Jatun Orcco a la planta metalúrgica de la zona de industrial de Antapite, será en sólo cuatro viajes de mineral/día; eso quiere decir que se necesitan 2 volquetes por guardia, para transportar una producción de 80 t/día.

• Explosivos y Accesorios

Para el almacenamiento de los explosivos se construirán dos polvorines que estarán ubicados en el nivel 3 240 – CX.423 Zorro Rojo, en interior mina. El primero para la dinamita con capacidad de 1 998 cajas y el segundo polvorín para accesorios con una capacidad de 480 cajas, los que estarán provistos de todas las características cumpliendo con todas las disposiciones vigentes de construcción, seguridad y normas medio ambientales.

7.5 IDENTIFICACIÓN Y EVALUACIÓN DE IMPACTOS AMBIENTALES

El análisis de la Matriz de Impactos de Calificación de los potenciales impactos se ha basado en criterios según los caracteres positivo, negativo e imprevisto; los efecto directo e indirecto; la intensidad, extensión, sinergia, persistencia, momento, acumulación, recuperabilidad,

reversibilidad, periodicidad, importancia y clasificación (compatible, moderado, severo y crítico) que podrían generarse en los ambientes naturales (físico y biológico) y socio-económicos como consecuencia de la Ampliación de la U.E.A. Antapite de las zonas de Jatun Orcco Norte y Jatun Orcco Sur y de las zonas nuevas de exploración de Antapite en Salvillayoc y Aychahuasi; además de la ampliación de la Planta Metalúrgica.

Se analizó las áreas a ser impactadas y los componentes que afectan la geomorfología, suelos, aire, agua, flora, fauna, paisaje, población, cultura y economía, durante las diferentes etapas del proyecto: Etapa de Construcción, Etapa de Operación, Etapa de Cierre y Etapa de Post Cierre. A continuación se presentan las tablas 7.5, 7.5A, 7.5B y 7.5C de los Impactos Directos e Indirectos identificados para el proyecto de Ampliación de Operaciones de 450 t/d a 1 000 t/d de la U.E.A. Antapite.

7.6 PLAN DE MANEJO AMBIENTAL

Las medidas que se implementarán en la ampliación de la U.E.A. Antapite serán en las zonas de Jatun Orcco y Antapite, para impedir o mitigar impactos ambientales resultantes de operaciones de extracción y procesamiento minero (descarga de efluentes, manipuleo de residuos sólidos, emisiones al aire, etc.) que se basan en el cumplimiento de las normas ambientales.

Además, se considera en este plan todas las medidas de mitigación que viene aplicándose en las operaciones minero-metalúrgicas actuales a 450

t/d y por tanto, resultando también aplicables al proyecto para mitigar y/o evitar impactos negativos por las emisiones, reactivos, desmontes, relaves y en la presa de relaves de Huinchulla principalmente, en las etapas de construcción operación y cierre.

7. 6.1 PLAN DE MONITOREO AMBIENTAL

Ha sido diseñado para recolectar datos y compilar información para evaluar el impacto ambiental de las instalaciones y descargas. El plan de monitoreo incluye a los recursos de aire y emisiones y agua (superficial y subterránea).

Este plan de monitoreo contiene todos los puntos establecidos en las operaciones actuales y los nuevos puntos propuestos para las áreas nuevas de Salvillayoc y Aychahuasi, así como las áreas de Jatun Orcco Norte y Jatun Orcco Sur, así como las frecuencias de monitoreo.

Este plan de monitoreo ambiental propuesto no es definitivo por cuanto puede ser modificado sobre la base de su performance ambiental, el que requerirá ser aprobado por las autoridades correspondientes del Ministerio de Energía y Minas.

En cumplimiento a lo establecido en el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, aprobado por Decreto Supremo N° 023-92-EM, Antapite desarrollará y someterá al MINEM un Plan de Seguridad e Higiene Minera aplicable para el Proyecto de Ampliación.

Este Plan será revisado, modificado según resulte necesario, y sometido anualmente al MINEM adjuntando la información requerida.

El Plan tiene la intención de identificar las medidas, procedimientos, equipos, políticas y entrenamiento requeridos para promover y proteger la salud y bienestar de los trabajadores.

7.6.3 PLAN DE CONTINGENCIAS

La empresa tiene un Plan de Contingencias para prevenir y minimizar las consecuencias negativas para transporte, carga, manipuleo y descarga de sustancias peligrosas.

Complementariamente cuenta con un Plan de respuesta para aplicarlo en casos de emergencias como: incendios, derrumbes y explosiones, los que serán de aplicación para las operaciones del Proyecto de Ampliación de 450 t/d a 1 000 t/d.

7.6.4 PLAN DE CIERRE

El Plan de Cierre Conceptual considera medidas que pueden ser reajustadas o modificadas en el futuro, por lo que el objetivo principal será dar una condición estable y segura en el largo plazo a las áreas del Proyecto de Ampliación de 450 a 1 000 t/d de la UEA Antapite, así como a las obras remanentes, para regresar a las condiciones anteriores de la Ampliación hasta donde técnica y económicamente sea posible recuperar el medio ambiente y prevenir accidentes después del cierre de las operaciones.

También se deberá dar al terreno una condición igual o similar a la condición que se encontraba hasta antes de la Ampliación, dentro de un marco técnico y económicamente factible, ya sea removiendo o retirando estructuras, equipos, maquinarias e instalaciones de proceso.

Los criterios para el Cierre se han basado en las regulaciones existentes y en las características del área y de las operaciones.

Dentro de las actividades de cierre se han considerado: el manejo de aguas, en cuanto a su conducción y derivación de aguas de escorrentía que garanticen la estabilidad física y química de cada componente, el cierre de botaderos de desmonte para reducir el talud de las pilas, remoción del exceso de material y perfilado en contra pendiente de la zona superior para orientar escorrentías a los canales de derivación, con el objetivo de garantizar la estabilidad física en el largo plazo, aplicación de revegetación en forma directa en vista de que el material no es

generador de ácido, el cierre de la planta de beneficio y otras infraestructuras que incluye el desmontaje y desmantelamiento de equipo y retiro, demolición y retiro de bases y muros de concreto y enterramiento en el sitio.

Está también contemplada la nivelación y revegetación del terreno actualmente ocupado por la Planta, el Depósito de Relaves y el Plan de Monitoreo post-cierre para el control de la estabilidad de los componentes cerrados y para aplicar las medidas correctivas en caso de ser necesaria.

7.5 PLAN DE RELACIONES COMUNITARIAS

El Plan de Relaciones Comunitarias - PRC, de la U.E.A. Antapite de tiene como objetivo la implementación de un sistema de gestión social que permita la construcción de relaciones de confianza y coparticipación en el desarrollo sostenible, y asegure procesos de prevención y resolución de conflictos socio-ambientales en las poblaciones del área de influencia a consecuencia de las actividades del Proyecto.

Comprende: Programa de Comunicación y Consulta con Comunidades, autoridades e instituciones locales del área de influencia del proyecto, Programa de Generación de Empleo, Programa de Salud y Seguridad para Actividades de Transporte, Programa de Conducta para los trabajadores de la U.E.A. Antapite y el Programa de Desarrollo de Infraestructura Pública, Social y de Servicios

7.8 PARTICIPACIÓN CIUDADANA

En cumplimiento con el Reglamento de Consulta y Participación Ciudadana en el Procedimiento de Aprobación de los Estudios de Impacto Ambiental en el Sector Energía y Minas (Resolución Ministerial No. 596-2002-EM/DM), que establece que durante la elaboración del EIA, el Titular difundirá la información sobre el proyecto y los avances en la elaboración del EIA, recogiendo los aportes e interrogantes de la ciudadanía, la empresa para su Proyecto de Ampliación de las operaciones minero-metalúrgicas de la U.E.A. Antapite, llevó a cabo dos (2) talleres de

consulta previa en las localidades de Ocobamba (jueves 04 de mayo del 2006) y en Santiago de Chocorvos (Viernes 5 de mayo 2006), con participación de las autoridades locales, representantes de organizaciones gubernamentales relacionadas a la actividad minera de dichos distritos y líderes de opinión, población en general, representantes de la Dirección Regional de Minería – DREM Huancavelica, representantes de INVERSIONES

CONCLUSIONES

- 1. La Mina Zorro Rojo cuenta con 8 locomotoras operativas en los niveles: 3070, 3130, 3240, 3285 y 3340 que fueron adquiridas entre los años 1973 y 1975.**
- 2. Las labores de desarrollo en los niveles 3070 (Cx 517 NE y CX 873 SE), en el Pique PQ 504 están en ejecución y las distancias para el transporte de material llegan hasta 3 Km. Hacia las vetas Soledad Olvidada y Carolina, se vienen realizando desarrollos en el nivel 3190.**
- 3. El empleo de la locomotora en las minas convencionales, con las características de la U.E.A. Antapite es muy importante, por la selectividad en la explotación y el bajo costo de transporte de mineral o desmonte.**
- 4. El rendimiento de las locomotoras instaladas en 1973 fueron calculadas en función a las distancias económicas, las que fueron comparadas con el rendimiento de la locomotora nueva (locomotora N° 9), donde este último supera en un 60% con 63.56 TM/Hr.**
- 5. La locomotora nueva, también mostró menores costos en el transporte de mineral, para las distancias que recorren las locomotoras N° 2, N° 3, y N° 5, (3.35 Km), donde se obtiene un costo unitario de 0.33 \$/TM., frente a 0.67 \$/TM, para los equipos anteriores.**

RECOMENDACIONES

- 1. Cumplir con el mantenimiento programado, preventivo de los equipos locomotora con el objetivo de mantener su rendimiento y de las líneas de cauville para evitar posibles descarrilamientos.**
- 2. Plantear un programa para reemplazo de más locomotoras antiguas a mediano plazo y de todas a largo Plazo. Además, ejecutar un estudio detallado de costos de transporte en los distintos niveles frente a la ejecución de Ore Pass para centralizar el transporte en el Nv. 3240.**
- 3. Reemplazar la locomotora N° 2 por la nueva locomotora, donde la simulación demuestra mayor rendimiento y menor costo unitario para la distancia que recorre la mencionada locomotora.**
- 4. Realizar un estudio permanente de control de tiempos y rutas de transporte, para tener un diagnóstico dinámico con el objetivo de lograr una mejora continua acorde a la visión de la empresa.**

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. **Agreda, T.C.** (2001). "Voladura Controlada, Teoría y Aplicaciones". Lima.
2. **Bejarano, R.S.** (2001). Curso de Servicios Auxiliares- Transporte Subterráneo Sobre Rieles é instalaciones. Lima.
3. **Bird, F.E. y Germain, G.L.** (1990). "Liderazgo Práctico en el Control de Pérdidas", 1ra. Edición revisada.
4. **Bustillos, R.** (1997). "Manual de Evaluación de Explotaciones Mineras". Edit. Entorno Gráfico S.L. Madrid.
5. **Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. – U.E.A. Antapite.** (2008). Estándares y Procedimientos de trabajo / Área de Mina. Productividad – Calidad – Seguridad. Lima.
6. **Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. - U.E.A. Antapite.** (2009). Planeamiento de Operaciones, Diciembre-2009. Antapite.
7. **EXSA.** (2001). "Manual Práctico de Voladura", 3ra. Edición.
8. **Gala, S. F. CIP - Capítulo de Ingeniería de Minas.** (2006). Formulación y Evaluación de Proyectos mineros. Lima.
9. **Hernández, F. y Baptista.** (2003). Tipos de investigación. Edit. McGraw Hill. México.
10. **Rodríguez, A.** (2006). "Auditores Internos para Sistemas Integrados de Gestión", Bureau Veritas – México.
11. **Internacional Safety and Technology Company Limited Sur Africa.** (1999). "Identificación de Peligros y Evaluación de Riesgos – IPER" 1ra. Edición.

12. **Internacional Safety and Technology Company Limited Sur Africa.** (1999). "Investigación de Incidentes/ Accidentes", 1ra Edición.
13. **ISO 9001.** (2000). "Interpretación de la Norma Internacional", Sistemas de Gestión de la calidad.
14. **ISO 14001.** (1996). "Interpretación de la Norma Internacional, Primera Edición.
15. **OHSAS 18001.** (1999). "Series de Evaluación en Seguridad y Salud Ocupacional".
16. **Pontificia Universidad Católica del Perú.** (2003). "Implantación de un Sistema Integral de Gestión en Seguridad, Salud Ocupacional y Medio Ambiente".
17. **Robles, E. N.** (1994). "Excavación y Sostenimiento de Túneles en roca". Perú – 1994.
18. **Safety and Technology Company Limited Sur Africa.** (1999). "Inspecciones", Internacional 1ra Edición.
19. **Tamayo, T. M.** (1999). El Proceso de la Investigación. Limusa Noriega Editores Tercera Edición Pp. 72- 130.
20. **Vega, R. L. y Murillo Ch. J.** (1990). "Perforación y Voladura para operaciones mineras", Bolivia.
21. http://www.mz_ir.com/buenaventura/rao2010/files/es/Memoria_Buenaventura_2010.pdf.

ANEXOS

ANEXO I: UBICACIÓN DE LA UEA ANTAPITE

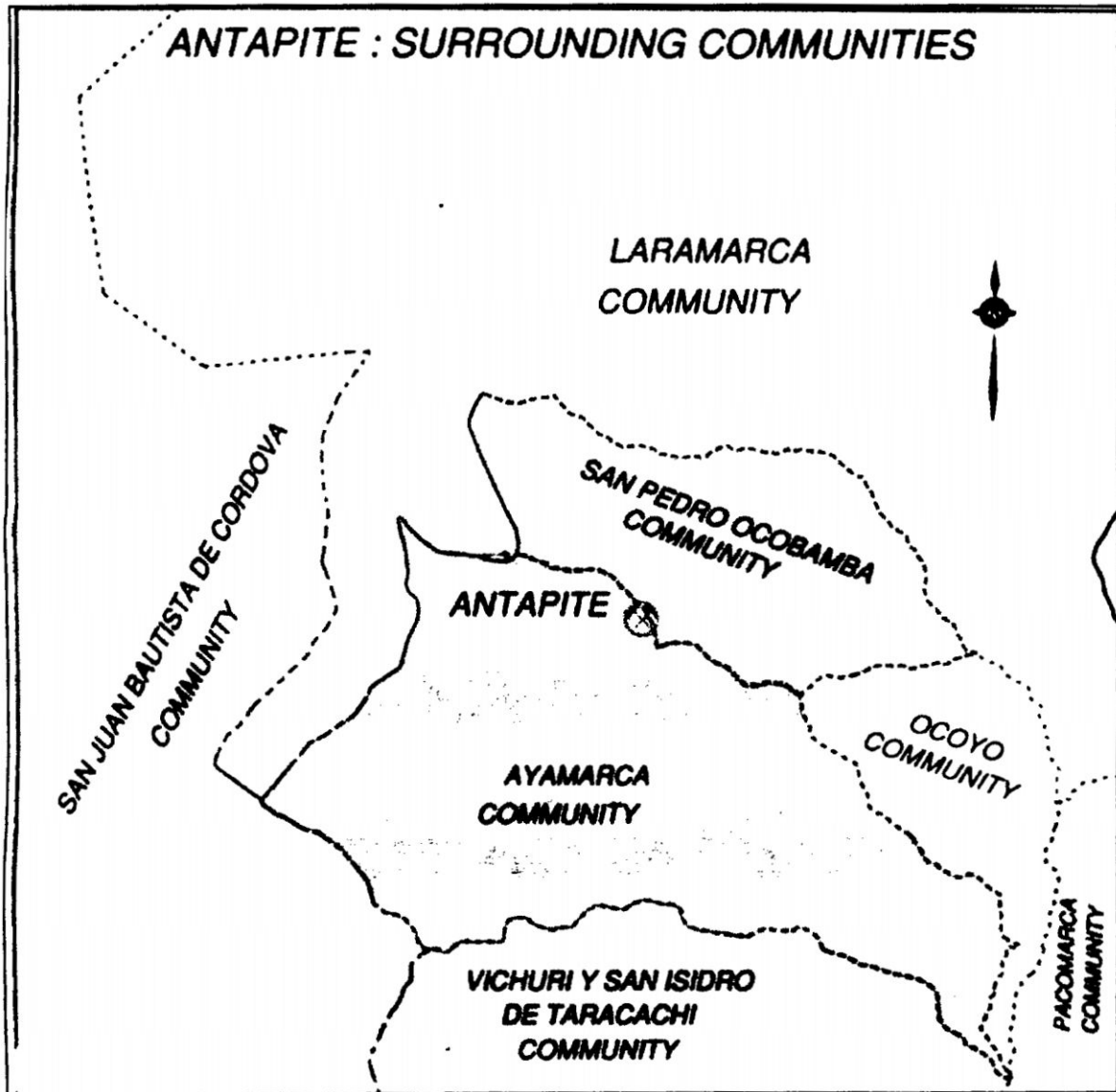


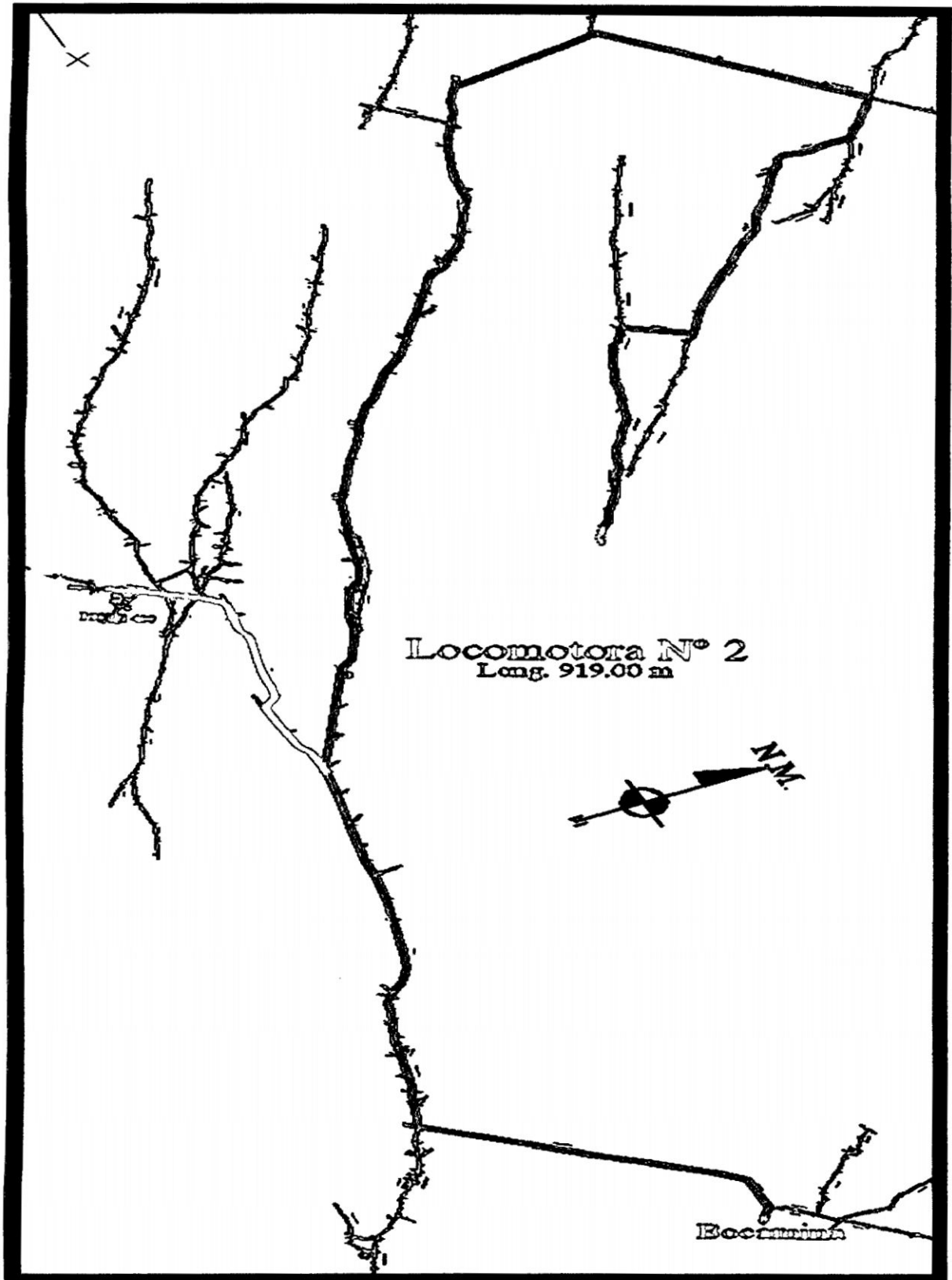
Tabla 2.4.A Aplicación de tablas geomecánicas

METODOLOGIA DE APLICACIÓN - TABLA GEOMECANICA G.S.I.					
<p>1.- PARA LA APLICACIÓN DE ESTA TABLA SE DETERMINA <i>INSITU</i> LO SIGUIENTE:</p> <p>A) PARAMETRO DE ESTRUCTURAS (FRACTURAMIENTO), SEGÚN LA CANTIDAD DE FRACTURAS CONTADAS EN UN METRO LINEAL, DEFINIDO CON UN FLEXOMETRO.</p> <p>B) PARAMETRO DE CONDICIÓN (RESISTENCIA), SEGÚN LA RESISTENCIA DE LA ROCA, DEFINIDA POR LA CANTIDAD DE GOLPES DE PICOTA / BARRETILLA 4' CON QUE SE ROMPE LA ROCA O A LA PROFUNDIDAD DEL HUNDIMIENTO EN LA MISMA.</p> <p>PARA DETERMINAR EL PARÁMETRO DE ESTRUCTURAS (NUMERO DE FRACTURAS POR METRO LINEAL) DEBE LAVARSE PREVIAMENTE LAS PAREDES DE LA LABOR A EVALUAR, PARA INCREMENTAR LA OBSERVACIÓN DE LAS FRACTURAS, EL RELLENO, PRESENCIA DE AGUA Y SU ORIENTACION.</p>					
<p>2.- LA ROCA QUE NO REQUIERA SOPORTE DE ACUERDO A LA PRESENTE TABLA, PERO QUE PRESENTEN FRACTURAS VERTICALES O SUBVERTICALES, PARALELAS O SUB PARALELAS Y TANGENCIALES O SUB TANGENCIALES A LA LABOR, NECESITARAN DE EMPERNADO SISTEMATICO EN LAS PAREDES O EN LOS TRAMOS QUE SON AFECTADOS POR ESOS SISTEMAS, DE IGUAL MANERA SE REQUIEREN DE PERNOS EN EL TECHO EN LOS TRAMOS AFECTADOS POR FRACTURAS HORIZONTALES O SUBHORIZONTALES Y PUNTALES DE SEGURIDAD Y/O PERNOS SISTEMÁTICOS EN LOS TAJOS.</p>					
<p>3.- LA CLASIFICACION Y LA SELECCIÓN DEL SOPORTE O REFUERZO DEBE DE REALIZARSE CONFORME AVANZAN LAS EXCAVACIONES <u>COLOCANDO EL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN EL TIEMPO INDICADO (OPORTUNAMENTE)</u>. DE COLOCARSE A DESTIEMPO SE REQUERIRA DE UN DESATADO PREVIO Y LA COLOCACIÓN DE UN SOSOSTENIMIENTO MAS PESADO QUE DEBERIA CORRESPONDER SEGUN LA TABLA G.S.I.</p>					
<p>4.- LOS PERNOS DEBEN SER COLOCADOS PERPENDICULAR A LAS PLANOS DE FRACTURAS A SOSTENENER (NO DENSIFICAR LOS PERNOS A DISTANCIAS MENORES A 1 METRO), SALVO CUANDO SE COLOQUEN PARA ASEGURAR BLOQUES SUELTOS EN LA LABOR (PERSENCIA DE CUÑAS).</p>					
<p>5.- EN LA COLOCACION DE MALLAS, ÉSTAS DEBEN ASEGURARSE AL TECHO MEDIANTE EL USO DE GATAS MECANICAS O NEUMATICAS O COMO ALTERNATIVA CON PUNTALES CON PLANTILLAS EN FORMA DE "T" PARA EVITAR LA CAIDA DE ROCA DURANTE SU COLOCACIÓN.</p>					
<p>6.- EN CASOS QUE SE PRESENTAN CONDICIONES DE BAJAS O ALTAS PRESIONES, PRESENCIA DE FILTRACIÓN DE AGUA Y ORIENTACIONES DE FRACTURAS DESFAVORABLES (FRACTURAS SUBPARALELAS O SUB HORIZONTALES A LA LABOR), TANTO EL SOSTENIMIENTO COMO LA CLASIFICACION G.S.I. DEBERÁ CORREGIRSE (CASTIGARSE).</p>					
EQUIVALENCIA ENTRE CLASIFICACIONES GEOMECANICAS					
INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (G. S. I.)		R.M.R.	INDICE Q	TIPO DE SOPORTE	TIEMPO DE COLOCACIÓN
LEVEMENTE FRACTURADA / MUY BUENA	LF/MB	85-95	100-300	I
LEVEMENTE FRACTURADA / BUENA	LF/B	75-85	40 -100	II
LEVEMENTE FRACTURADA / REGULAR	LF/R	65-75	12 - 40	II	10 AÑOS
MODERADAMENTE FRACTURADA / BUENA	F/B	65-75	12 - 40	II	10 AÑOS
MODERADAMENTE FRACTURADA / REGULAR	F/R	55-65	5 - 12	III	1 AÑO
MODERADAMENTE FRACTURADA / MALA	F/M	45-55	1 - 5	IV	3 DIAS
MUY FRACTURADA / BUENA	MF/B	55-65	5 - 12	II	1 AÑO
MUY FRACTURADA / REGULAR	MF/R	45-55	1 - 5	III	5 DIAS
MUY FRACTURADA / MALA	MF/MM	35-45	0.4 - 1	IV	1 DIA
MUY FRACTURADA / MUY MALA	MF/MM	25-35	0.1 - 0.4	V	6 HORAS
INTENSAMENTE FRACTURADA / REGULAR	IF/R	35-45	0.4 - 1	III	3 DIAS
INTENSAMENTE FRACTURADA / MALA	IF/M	25-35	0.1 - 0.4	IV	1 DIA
INTENSAMENTE FRACTURADA / MUY MALA	IF/MM	15-25	0.05 - 0.1	V	INMEDIATO
TRITURADA / MALA	T/M	15-25	0.05-01	V	INMEDIATO
TRITURADA / MUY MALA	T/MM	5-15	0.01-0.05	V	INMEDIATO

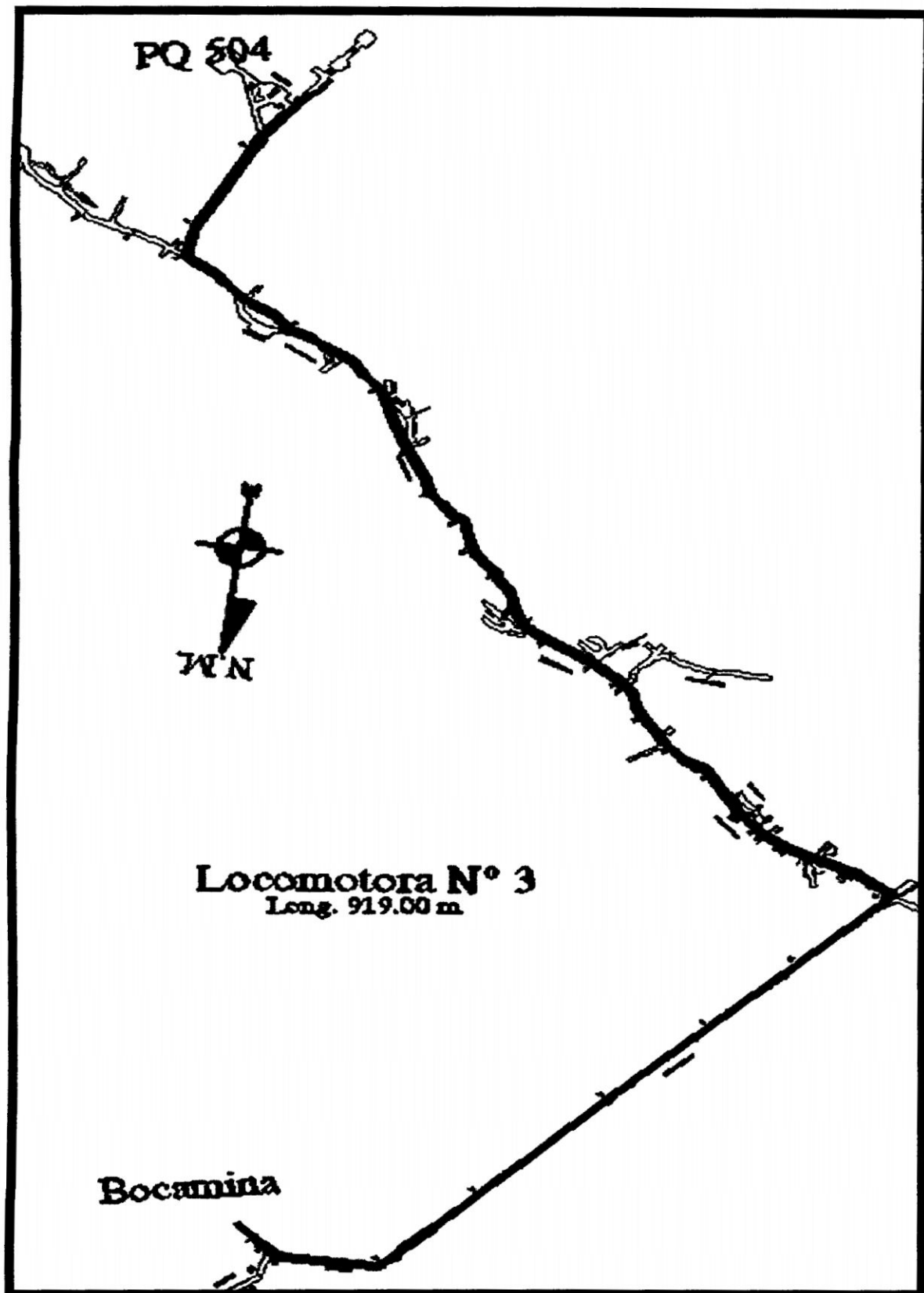
Fuente: U.E.A. Antapite

ANEXO III: MOVIMIENTO DE LAS LOCOMOTORAS

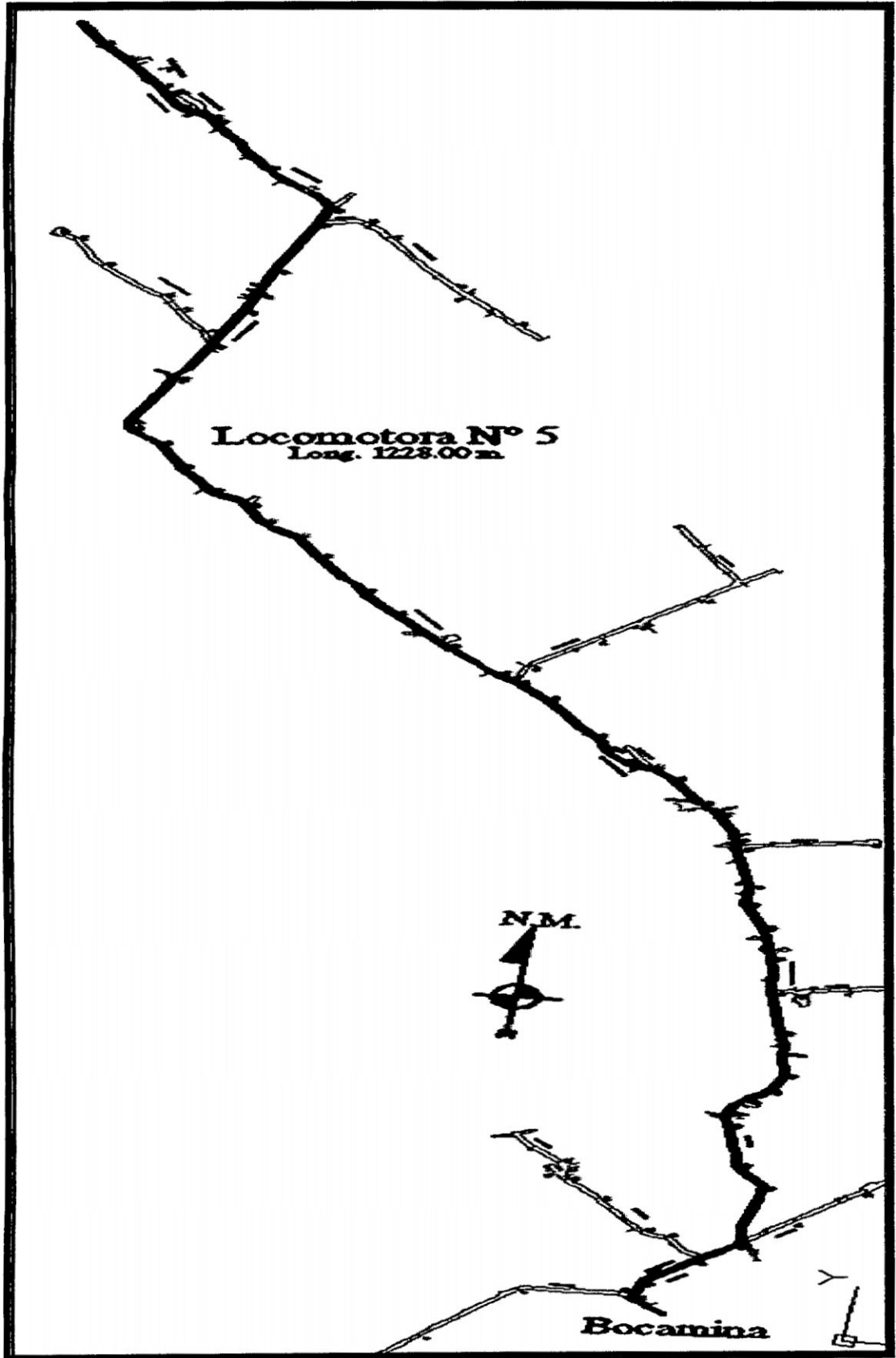
A.- RECORRIDO DE LA LOCOMOTORA N° 2 - NIVEL 3240



B.- RECORRIDO DE LA LOCOMOTORA N° 3 - NIVEL 3240



C.- RECORRIDO DE LA LOCOMOTORA N° 5 – NIVEL 3240



ANEXO III: COSTO UNITARIO DE PERFORACIÓN FRENTE 7' X 8'

COSTO DE LA PERFORACION Y VOLADURA EN UN FRENTE - GAL. 480 SE						
1 MANO DE OBRA						
1 Tarea de Capataz	0,10	x S/.	43,30			4,33
1 Tarea de maestro	0,21	x S/.	39,30			8,25
1 Tarea de ayudante	0,21	x S/.	36,80			7,73
						20,31
Asignación Familiar	4,30	x S/.	50,00	30,00	d	7,17
Leyes Sociales				90,96%		18,47
TOTAL MANO DE OBRA						45,95
2 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						
Casco minero	4,30	x S/.	32,52	360,00	d	0,39
Botas de Jebe	4,30	x S/.	48,77	90,00	d	2,33
Guantes de Cuero	4,30	x S/.	8,20	20,00	d	1,76
Correas p/ Lámparas	4,30	x S/.	7,50	150,00	d	0,22
Respirador Dust foe	4,30	x S/.	44,97	100,00	d	1,93
Mameluco florecente	4,30	x S/.	40,80	120,00	d	1,46
TOTAL DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						8,09
3 HERRAMIENTAS						
Equipo de perforación	1	x S/.	9,20	2,50	h/m	23,00
Juego de barrenos 4" y 6"	1	x S/.	3,50	2,50	h/m	8,75
COSTO TOTAL POR HERRAMIENTAS						31,75
4 EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS						
CARMEX	33	x S/.	1,66			54,78
DINAMITA 65%	198	x S/.	0,57			112,86
MECHA RAPIDA Z-18	2,4	x S/.	1,08			2,59
COSTO TOTAL POR EXPLOSIVOS						170,23
5 PRECIO TOTAL POR PERFORACION Y VOLADURA			256,03	AVANCE POR TAREA		182,88
				1,40		

Fuente: UEA Antapite

ANEXO III-E: DEPRECIACIÓN DE LA LOCOMOTORA NUEVA

ACTIVOS FIJOS

Son bienes que pertenecen a una empresa, que se utilizan para el servicio de dicha empresa, no se compran para venderlos, sino para sacarles un rendimiento, y que tienen un precio inicial (compra), un precio final y una vida útil en la que son explotados y por la que va perdiendo su valor.

Es posible clasificar los activos como depreciables y no depreciables, los activos fijos inmuebles, como pueden ser los terrenos, las oficinas, son raramente depreciables por lo que se consideran activos fijos no depreciables. Los activos fijos si depreciables son los activos fijos muebles, como pueden ser las herramientas, máquinas, los vehículos y el mobiliario.

LA VIDA ÚTIL DE LOS ACTIVOS FIJOS

En términos de contabilidad, y desde el punto de vista de la depreciación, se establece la vida legal de un activo desde el momento en que se compra y se empieza a explotar, hasta la fecha en la que alcanza la depreciación total o que el empresario estima necesario suplantarlo. Veamos algunos ejemplos: Edificios, 20 años; Mobiliario, 10 años; Maquinaria y herramientas, 10 años; vehículos de empresa: 5 años. Tenemos algunos métodos de depreciación de activos fijos:

METODO	CARGO DE DEPRECIACION
Línea recta	Igual todos los años de vida útil
Unidades producidas	De acuerdo a la producción
Suma de los dígitos de los años	Mayor los primeros años
Doble saldo decreciente	Mayor los primeros años

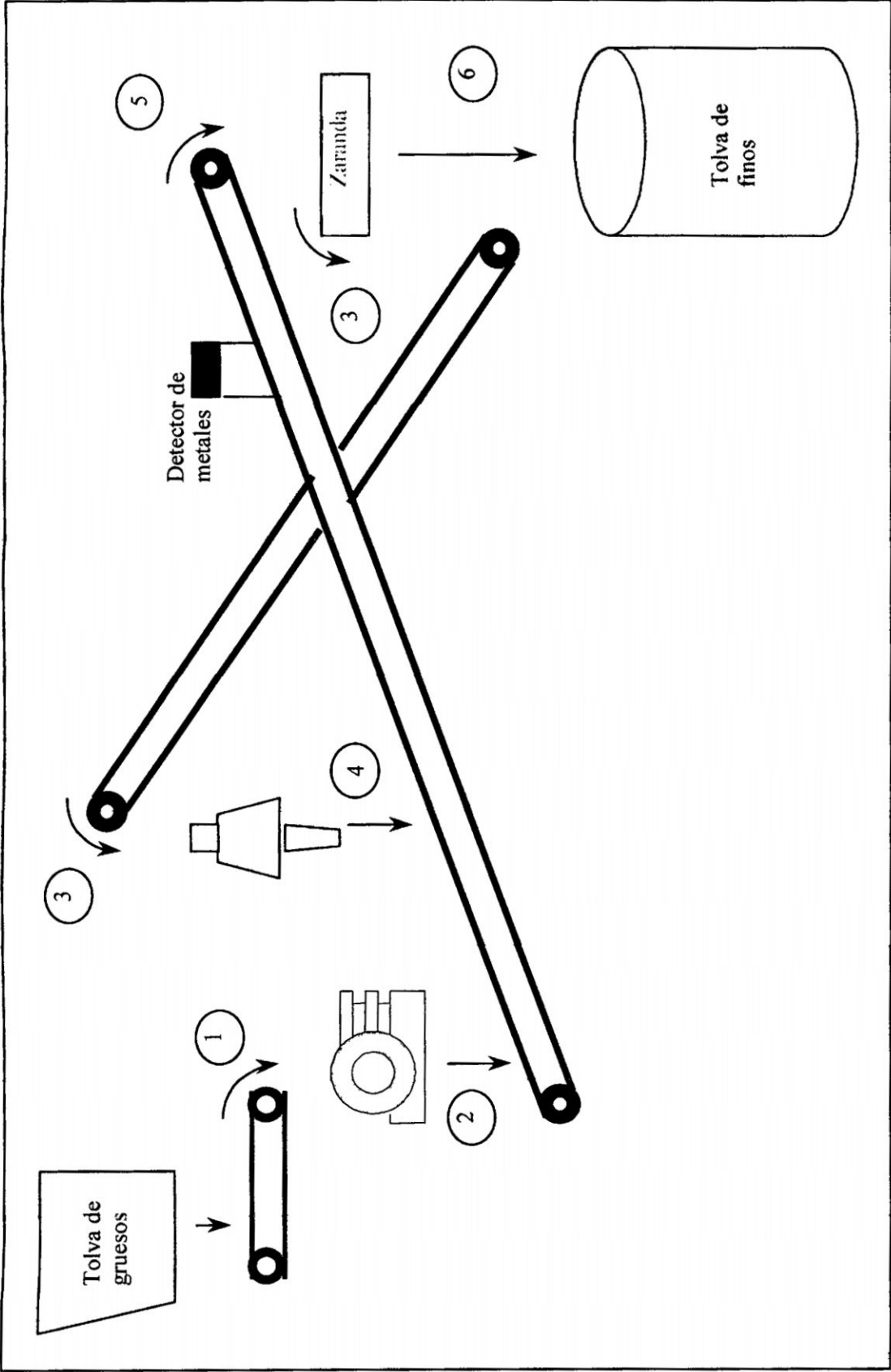
DEPRECIACIÓN DE LOCOMOTORAS

Para el cálculo de depreciación de la locomotora nueva decidimos por la oferta de la Empresa SERMINSA con las características de la Tabla 4.5 de la página 71, con jale de 15 carros U-35 cuesta \$ 97,924, más gastos portuarias suman \$ 100,000 y se aplica el método de depreciación de **DOBLES SALDOS DECRECIENTES** por acercarse más a la realidad minera.

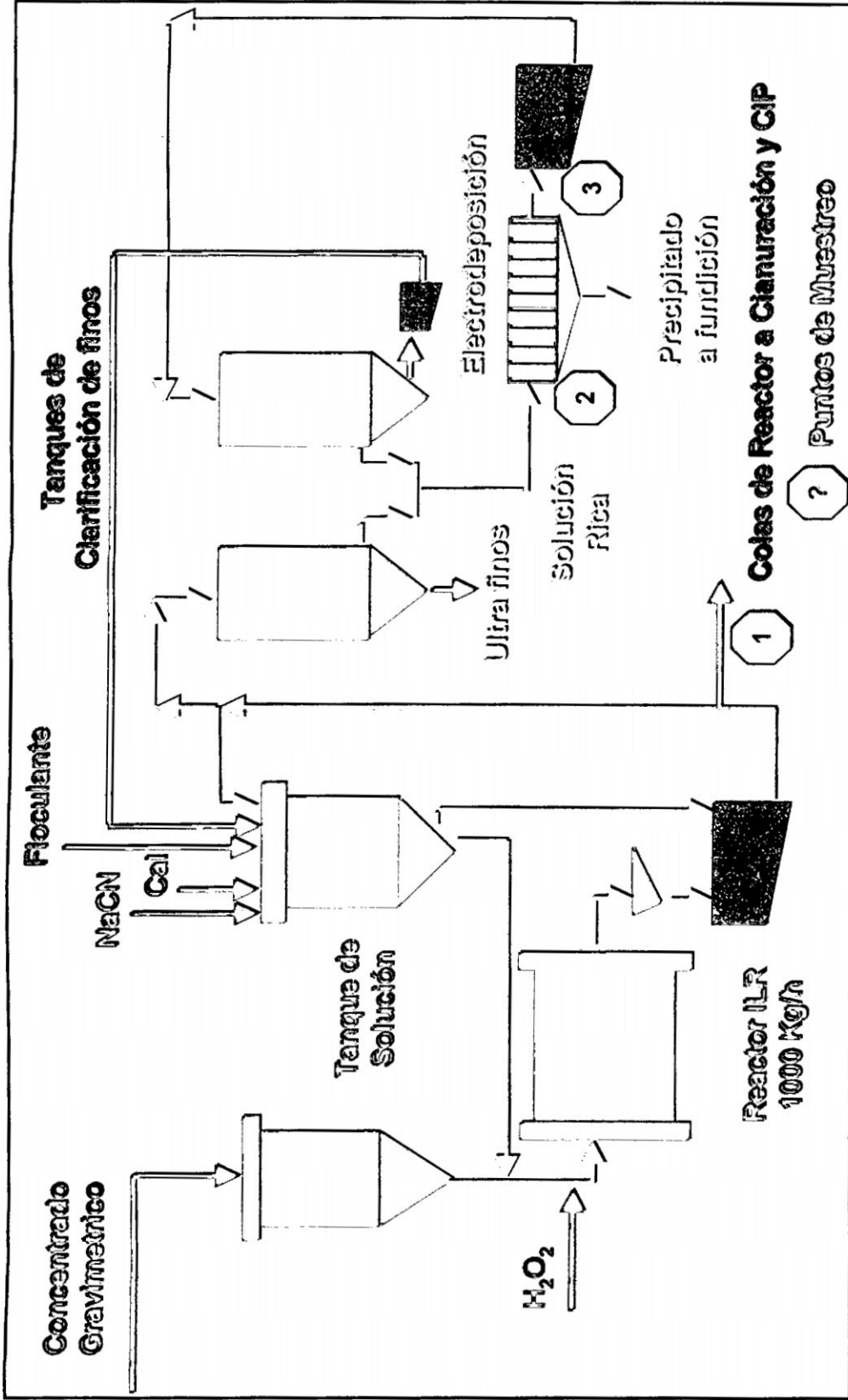
TABLA III-E DEPRECIACIÓN DE LA LOCOMOTORA NUEVA EN ANTAPITE

Año	Tasa 20% \times 2	X	Valor en libros (importe a depreciar)	=	Gastos por depreciación anual	Depreciación acumulada
1	40%	X	\$ 100 000	=	\$ 40 000	\$ 40 000
			- 40 000			
2	40%	X	\$ 60 000	=	\$ 24 000	\$ 64 000
			- 24 000			
3	40%	X	\$ 36 000	=	\$ 14 400	\$ 78 400
			- 14 400			
4	40%	X	\$ 21 600	=	\$ 8 640	\$ 87 040
			- 8 640			
5	40%	X	\$ 12 960	=	\$ 5 184	\$ 92 224
			- 5 184			
			\$ 7 776			

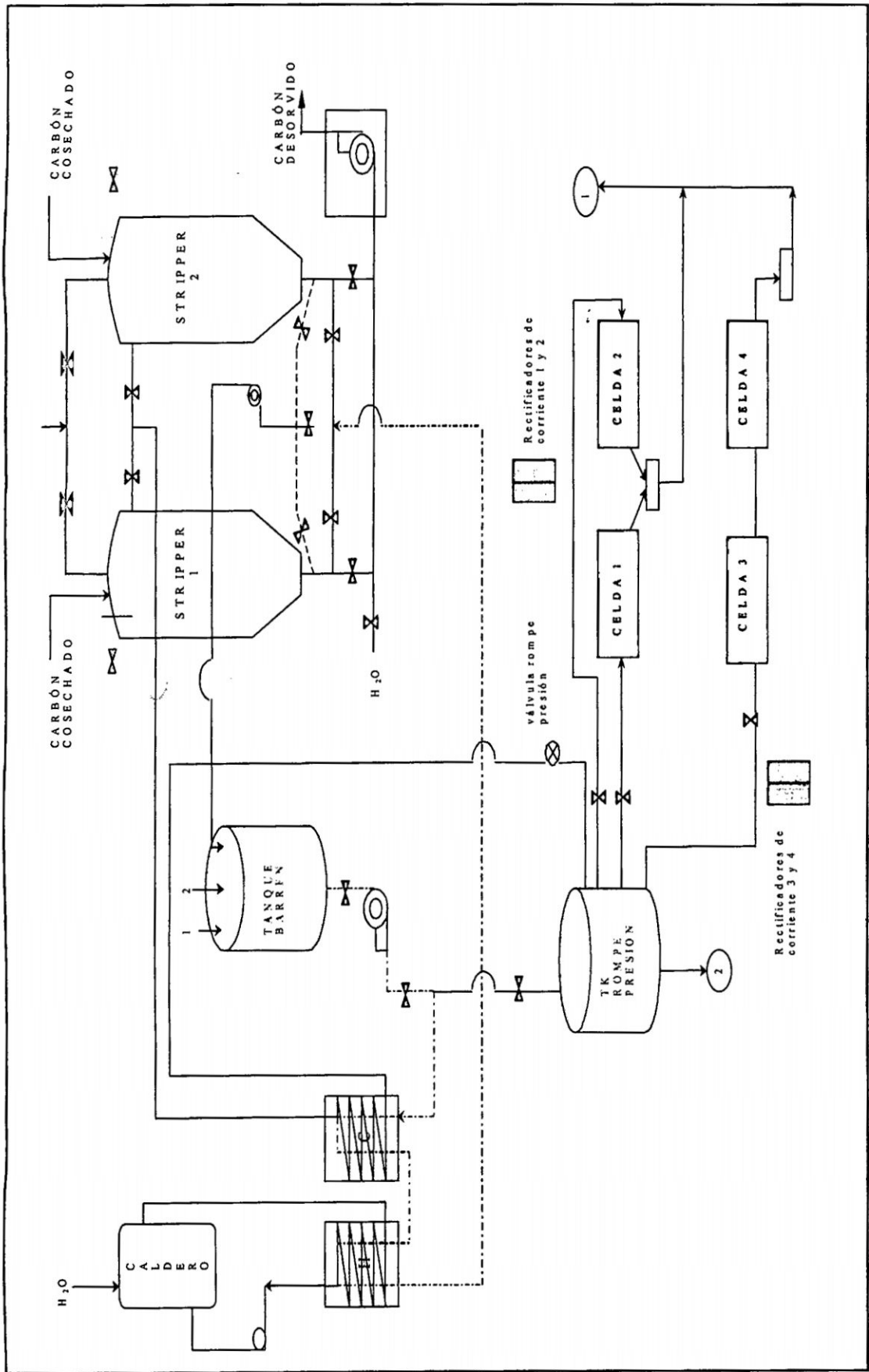
Al final de la tabla de depreciación, debemos tener en cuenta que todas las sumas cuadren, y ver que exactamente corresponden con el valor total del activo, así como el valor del coste de recuperación transcurrido el periodo de vida útil del activo fijo o el valor de rescate a depreciar es de \$ 7 776.

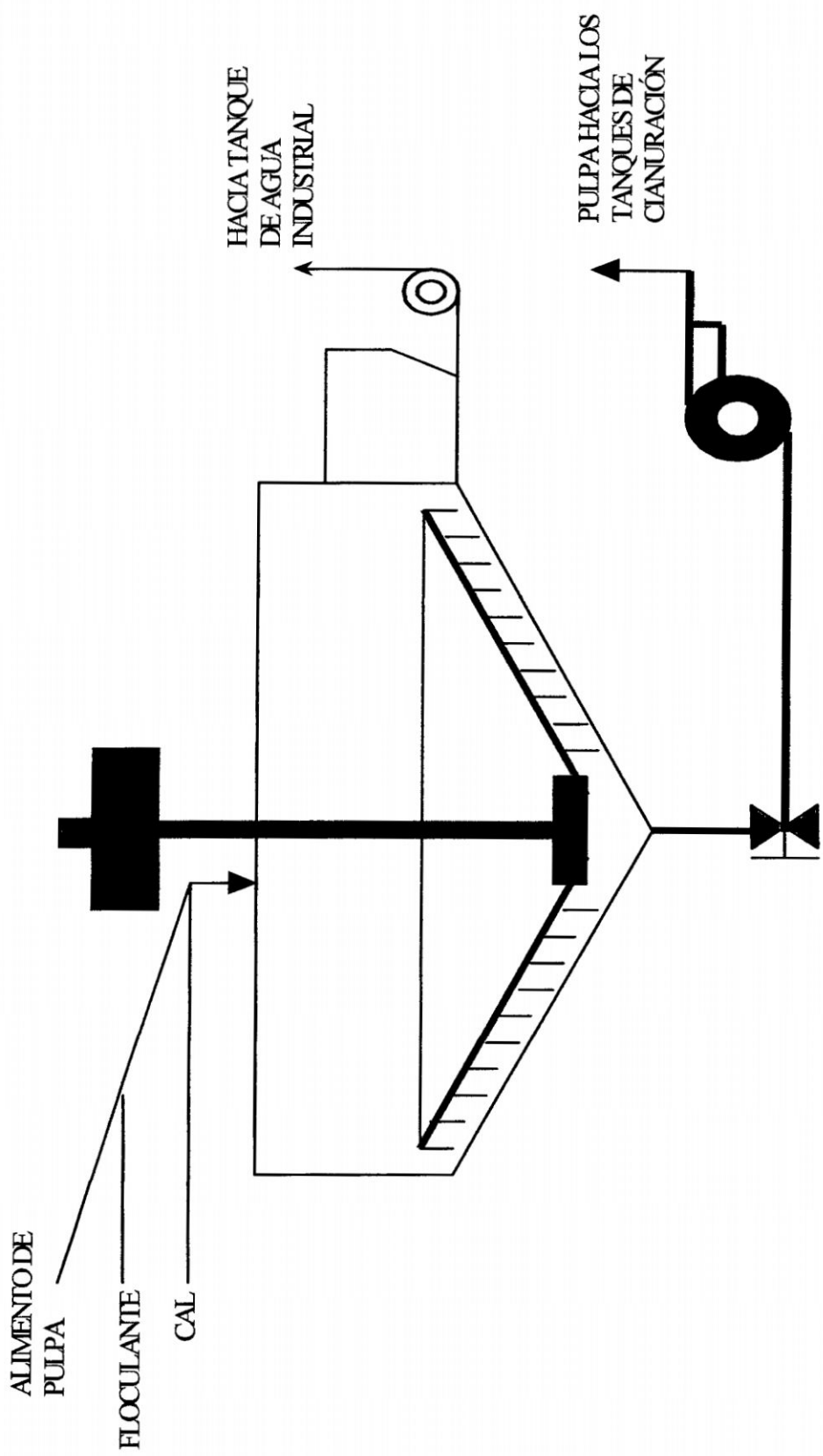


Fuente: UEA Antapite



Fuente: UEA Antapite





Cuadro N° 1: IMPACTOS DIRECTOS E INDIRECTOS IDENTIFICADOS EN LA ETAPA DE CONSTRUCCION

ASPECTOS AMBIENTALES	COMPONENTES AMBIENTALES	IMPACTOS	Efecto (E/I)	
MEDIO FISICO	GEOMORFOLOGÍA	Possible cambio en la continuidad de la superficie del terreno y su inclinación.	D	
		Aumento de ocurrencia de procesos geomorfológicos degradantes (erosión, deslizamientos y otros).	D	
	SUELOS	Relleno de formas erosivas lineales que afectan actualmente la estabilidad del terreno.	D	
		Aumento de la intensidad de erosión.	D	
		Compactación de los suelos a niveles críticos en áreas de tráfico automotor.	D	
		Cambios en el uso de los suelos	D	
		Pérdida de la materia orgánica.	D	
		Hundimientos del terreno, subsidencia	I	
		Movimiento del macizo rocoso (botaderos)	D	
		Aumento de los niveles de polvo sedimentable en el aire, debido al tiro de mineral	D	
AIRE	Aumento de los niveles de contaminación por gases de escape de motores de combustión.	D		
	Aumento de los niveles de ruido y de vibraciones por el transporte.	D		
AGUA	Cambios de la dinámica y flujos de la escorrentía de aguas en los cruces de caminos.	D		
	Cambios desfavorables en la velocidad del escorrentamiento	I		
	Aumento del acarreo de sedimentos a los cuerpos superficiales de agua.	I		
	Aumento de los sólidos en suspensión en las corrientes efluentes.	I		
MEDIO BIOLOGICO	FLORA	Alteración físico química de cuerpos de agua por derrames de mineral, residuos de lubricantes, combustibles, etc.	I	
		Deforestación parcial de ejemplares arbóreos y arbustivos aislados.	D	
	FAUNA	Fragmentación del hábitat.	I	
		Estimulación a migración de especies, introducción de fauna oportunista y alteración del hábitat.	D	
	PAISAJE	Artificialización del entorno	I	
		Disposición inadecuada de materiales;	I	
	MEDIO SOCIO ECONOMICO Y CULTURAL	POBLACIÓN	Mejoramiento en la red vial y facilidades de transportación.	I
			Facilidades para la satisfacción de servicios generales.	I
		CULTURA	Aumento del riesgo de enfermedades y molestias (polvo, ruido, vibraciones, gases, compuestos químicos tóxicos, etc.).	I
			Construcción de nuevas viviendas, ubicadas en el área de influencia	I
ECONOMÍA		Cambios de costumbres y sistemas productivos	I	
		Cambios de actividad económica	D	
ECONOMÍA		Procesos de migración	D	
		Cambios en el uso de la tierra en sectores para el proyecto minero.	I	
		Aumento de riesgos de accidentalidad	D	
		Incremento y seguridad de las comunicaciones terrestres.	I	
		Incremento del nivel de empleo. Aumento de los ingresos	D	

Cuadro N.º 2: IMPACTOS DIRECTOS E INDIRECTOS IDENTIFICADOS EN LA ETAPA DE OPERACIÓN

ASPECTOS AMBIENTALES	COMPONENTES AMBIENTALES	IMPACTOS	Ef.
MEDIO FÍSICO	GEOMORFOLOGÍA	Posible cambio en la continuidad de la superficie del terreno y su inclinación.	D
		Aumento de ocurrencia de procesos geomorfológicos degradantes (erosión, deslizamientos y otros).	D
	SUELOS	Relleco de formas erosivas lineales que afectan actualmente la estabilidad del terreno.	D
		Aumento de la intensidad de erosión.	D
		Compactación de los suelos a niveles críticos en áreas de tráfico automotor.	D
		Pérdida parcial de la humedad natural de los suelos.	D
		Cambios en las propiedades físicas y químicas de los suelos.	D
		Cambios en el uso de los suelos.	D
		Pérdida de la materia orgánica.	D
		Fundimientos del terreno, subsidencia.	I
Movimiento del macizo rocoso (boradere).	D		
AIRE	Aumento de los niveles de polvo sedimentable en el aire, debido al tiro de mineral.	D	
	Aumento de los niveles de contaminación por gases de escape de motores de combustión.	D	
	Aumento de los niveles de ruido y de vibraciones por el transporte.	D	
	Cambios de la dinámica y flujo de las corrientes de aguas en los rucres de caminos.	D	
AGUA	Cambios desfavorables en la velocidad del escurrimiento.	I	
	Aumento del acarreo de sedimentos a los cuerpos superficiales de agua.	I	
	Aumento de los sólidos en suspensión en las corrientes fluviales.	I	
	Alteración físico química de cuerpos de agua por derrames de mineral, residuos de lubricante, combustibles.	I	
MEDIO BIOLÓGICO	FLORA	Deforestación parcial de ejemplares arbóreos y arbustivos aislados.	D
		Fragmentación del hábitat.	I
	FAUNA	Estimulación a migración de especies, introducción de fauna oportunista y alteración del hábitat.	D
		Artificialización del entorno.	I
	PAISAJE	Disposición inadecuada de materiales.	I
		Mejoramiento en la red vial y facilidades de transporte.	I
		Facilidades para la satisfacción de servicios generales.	I
		Aumento del riesgo de enfermedades y molestias (olor, ruido, vibraciones, gases, compuestos químicos tóxicos).	I
		Construcción de urvas, viviendas, unidades en el área de influencia.	I
		Cambios de construcciones y sistemas productivos.	I
MEDIO SOCIOECONÓMICO Y CULTURAL	CULTURA	Cambios de actividad económica.	D
		Proceso de migración.	D
	ECONOMÍA	Cambios en el uso de la tierra en sectores para el proyecto minero.	I
		Aumento de riesgos de accidentalidad.	D
	ECONOMÍA	Demandas de servicios públicos: Escuelas, Centros de Salud.	I
		Incremento y seguridad de las comunicaciones terrestres.	I
		Incremento del nivel de empleo. Aumento de los ingresos.	D
		Ganancias económicas para el país por la extracción y tratamiento de mineral.	D

Cuadro N° 3: IMPACTOS DIRECTOS E INDIRECTOS IDENTIFICADOS EN LA ETAPA DE CIERRE

SPECTOS AMBIENTALES	COMPONENTES AMBIENTALES	IMPACTOS	Efecto (Ef.)	
MEDIO FÍSICO	GEOMORFOLOGÍA	Aumento de ocurrencia de procesos geomorfológicos degradantes (erosión, deslizamiento; y otros). Aumento de la intensidad de erosión.	D	
	SUELOS	Compactación de los suelos a niveles críticos en áreas de tráfico automotor. Cambios en las propiedades físicas y químicas de los suelos. Cambios en el uso de los suelos	D D D	
	AIRE	Aumento de los niveles de polvo sedimentable en el aire, debido al tiro de mineral. Aumento de los niveles de contaminación por gases de escape de motores de combustión. Aumento de los niveles de ruido y de vibraciones por el transporte.	D D D	
	AGUA	Cambios de la dinámica y flujos de las escurrimientos de aguas en los cruces de caminos. Cambios desfavorables en la velocidad del escurrimiento Aumento del acarreo de sedimentos a los cuerpos superficiales de agua. Aumento de los sólidos en suspensión en las corrientes fluviales.	D I I I	
	FLORA	Alteración físico química de cuerpos de agua por desechos de mineral, residuos de lubricantes, combustibles, etc. Deforestación parcial de ejemplares arbóreos y arbustivos aislados.	I D	
	FAUNA	Fraguanción del hábitat.	I	
	PAISAJE	Estimulación a migración de especies, introducción de fauna oportunista y alteración del hábitat. Artificialización del entorno	D I	
	MEDIO SOCIO ECONÓMICO Y CULTURAL	POBLACIÓN	Disponición inadecuada de materiales Mejoramiento en la red vial y facilidades de transporte. Facilidades para la satisfacción de servicios generales. Aumento del riesgo de enfermedades y molestias (polvo, ruido, vibraciones, gases, compuestos químicos tóxicos, etc.). Cambios de costumbres y sistemas productivos	I I I I I
		CULTURA	Cambios de actividad económica Procesos de migración Cambios en el uso de la tierra en sectores para el proyecto minero. Aumento de riesgos de accidentalidad	D D I D
		ECONOMÍA	Demandas de servicios públicos: Escuelas, Centros de Salud Incremento y seguridad de las comunicaciones terrestres.	I I
Incremento del nivel de empleo. Aumento de los ingresos Garantías económicas para el país por la extracción y tratamiento de mineral.			D D	

Cuadro N° 4: IDENTIFICACIÓN DE IMPACTOS DIRECTOS E INDIRECTOS EN LA ETAPA DE POST CIERRE

ASPECTOS AMBIENTALES	COMPONENTES AMBIENTALES	IMPACTOS	Efecto (Ef.)
MEDIO FÍSICO	SUELOS	Cambios en las propiedades físicas y químicas de los suelos.	D
		Cambios de la dinámica y flujos de la escorrentía de aguas en los cruces de caminos.	I
	AGUA	Cambios desfavorables en la velocidad del escurrimiento	I
		Aumento del acarreo de sedimentos a los cuerpos superficiales de agua.	I
		Aumento de los sólidos en suspensión en las corrientes fluviales.	I
		Alteración físico química de cuerpos de agua por derrames de mineral, residuos de lubricantes, combustibles, etc.	I
	AIRE	Aumento de los niveles de polvo sedimentable en el aire, debido al tiro de mineral.	D
		Aumento de los niveles de contaminación por gases de escape de motores de combustión.	D
		Aumento de los niveles de ruido y de vibraciones por el transporte.	D
		Deforestación parcial de ejemplares arbóreos y arbustivos aislados.	D
MEDIO BIOLÓGICO	FAUNA	Estimulación a migración de especies, introducción de fauna oportunista y alteración del hábitat.	D
	PAISAJE	Artificialización del entorno	I
		Facilidades para la satisfacción de servicios generales.	I
MEDIO SOCIO ECONÓMICO Y CULTURAL	POBLACION	Aumento del riesgo de enfermedades y molestias (polvo, ruido, vibraciones, gases, compuestos químicos tóxicos, etc.).	I
		Cambios de viviendas y sistemas productivos	I
		Cambios de actividad económica	D
	CULTURA	Procesos de migración	D
		Aumento de riesgos de accidentalidad	D

Fuente: U.E.A. Antapite