

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“MEJORAMIENTO DE LA PRODUCTIVIDAD EN
MINA CONDESTABLE”**

INFORME DE SUFICIENCIA

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

PRESENTADO POR:

LUIS ALBERTO VILLANUEVA ZAMBRANO

LIMA – PERÚ

2011

DEDICATORIA

A mis padres Clérigos y Celia, así como también a mi hermana Isabel quienes siempre me apoyan en todo momento de mi vida.

A mi esposa Haydee y a mi hijo Jack quienes son los que generan la energía que día a día necesito para seguir siempre adelante.

AGRADECIMIENTO

Quiero agradecer a Compañía Minera Condestable por el apoyo recibido durante el proceso previo a mi titulación como Ingeniero de Minas, en especial a los ingenieros: Wilber Zamora Silva y José Monroy Laufy.

Agradecer también a los profesores, trabajadores, familiares y amigos que gracias a sus experiencias, conocimientos, enseñanzas, confianza, apoyo y amistad ha sido posible la elaboración de este proyecto y por consiguiente mi titulación como Ingeniero de Minas.

RESUMEN

En mina Condestable la explotación minera es 100% subterráneo, y sus métodos de explotación son: cámaras y pilares, shirinkage y taladros largos, la explotación se realiza principalmente con maquinas Jack leg y Jumbos electrohidráulicos Atlas Copco, estos últimos son los encargados de realizar el 93% de los avance lineales horizontales tales como: preparación , desarrollo y exploración y el 7% lo realiza la empresa especializada Corvisac de manera convencional cumpliendo un programa de 3,500 m. mensuales, y la extracción de 6,600 t/d de mineral con ley de cobre 1.10%. Este mineral es transportado a través de 32 volquetes Volvo con capacidad de 30 toneladas cada uno y una distancia promedio de 3,556 m. el carguío se realiza a través de 8 scoops de 4.1 yd³ y 7 scoops de 6.2 yd³.

Se tiene como objetivo principal la reducción de costos en mina identificando las áreas críticas para darle una solución oportuna y de esta forma poder cumplir las metas trazadas por la empresa, dando a conocer el proceso de producción y la optimización de sus operaciones mineras

unitarias, con un control y monitoreo de las diferentes etapas que intervienen en ella considerando que Condestable es una mina marginal que hoy tiene como respaldo el valor del cobre en el mercado internacional que actualmente se encuentra en US\$ 7,550/t.

INDICE

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
RESUMEN	iii
ÍNDICE	v
INDICE DE TABLAS	viii
INDICE DE GRAFICOS	ix
INTRODUCCION	1
CAPITULO I: ASPECTOS GENERALES	
1.1 Ubicación del proyecto	3
1.2 Accesibilidad	3
1.3 Propiedad y propietario	4
CAPITULO II: GEOLOGIA	
2.1 Entorno del yacimiento geológico	8
2.2 Geología local	10
2.3 Geología Económica	12
2.4 Geología Regional	13
2.5 Estratigrafía local	15
2.6 Mineralización	17
2.6.1 <i>Unidad Calicanto</i>	17
2.6.2 <i>Unidad Apolo</i>	17
2.6.3 <i>Unidad Actinolita</i>	18
2.6.4 <i>Unidad Intermedio</i>	18

2.6.5 Unidad Polvorín	19
2.6.6 Unidad Chicharrón	19
2.6.7 Veta Karina / Veta Falla Norte	19
2.7 Características de las estructuras mineralizadas	20
2.7.1 Mantos	20
2.7.2 Diseminaciones	20
2.7.3 Brechas	21
2.7.4 Vetas	21

CAPITULO III: OPERACIÓN MINERA

3.1 Diseño de mina	22
3.2 Métodos de minado	24
3.2.1 Almacenamiento Provisional	24
3.2.2 Cámaras y pilares	24
3.2.3 Tajeo por subniveles	25
3.3 Taladro Largo	26
3.3.1 Diseño de perforación	27
3.3.2 Desviación de taladro largo	27
3.3.3 Voladura de taladro largo	29
3.3.4 Voladura secundaria	30
3.4 Sistema de transporte de mineral y desmonte	30
3.5 Equipos mina	32
3.5.1 Equipos de perforación	32
3.5.2 Equipos de acarreo	32
3.5.3 Equipos de Transporte	32

CAPITULO IV: MEJORAMIENTO DE LA PRODUCTIVIDAD EN MINA

CONDESTABLE

4.1 Rendimiento de scoop	60
4.2 Ampliación de malla	60
4.3 Sobre rotura	61
4.4 Avances mecanizados	61

4.5 Relleno en interior mina	62
4.6 Transporte	62
4.7 Balance de reducción de costos	62
CONCLUSIONES	xi
RECOMENDACIONES	xiii
BIBLIOGRAFIA	xiv

INDICE DE TABLAS

Tabla 4.1	Resumen de índices de gestión	34
Tabla 4.2	Índices claves de gestión	34
Tabla 4.3	Ahorro en el rendimiento de scoop	36
Tabla 4.4	Ampliación de mallas en tajeos	36
Tabla 4.5	Control de sobrerotura	37
Tabla 4.6	Perforación específica	38
Tabla 5.1	Análisis de costos scoop	40
Tabla 5.2	Análisis de costos por ampliación de malla	42
Tabla 5.3	Análisis de costos por control de sobrerotura	45
Tabla 5.4	Análisis de costos de avances mecanizados	52
Tabla 5.5	Análisis de costos por voladura controlada	59
Tabla 5.6	balance del plan de reducción de costos	64
Tabla 5.7	índices clave de gestión	65
Tabla 5.8	sobrerotura	66
Tabla 5.9	Rendimiento scoop	67
Tabla 5.10	Transporte de mineral y desmonte	68
Tabla 5.11	Relleno en interior mina	70
Tabla 5.12	Avances por disparo	72
Tabla 5.13	Avances mecanizados	73
Tabla 5.14	avances convencionales	75
Tabla 5.15	Ampliación de malla	76

ÍNDICE DE GRAFICOS

Figura 2.1 Plano de ubicación de mina Condestable	7
Figura 3.1 Mapa geológico distrital de mina Raúl – Condestable	9
Figura 3.2 Columna litoestratigrafica	16
Figura 5.1: Grafico de índice clave de gestión	65
Figura 5.2: Sección geológica mina Condestable	xv

INTRODUCCIÓN

El control y optimización del proceso productivo de mina Condestable es monitoreado y observado por el área de productividad, donde los indicadores son parámetros base para la continuidad de la operación.

Se ha hecho un análisis real, teórico y detallado en base a reportes y análisis operacionales que se realiza por periodos diario, semanal, mensual, trimestral y anual.

Se analizara en base a rendimiento de scoop, ampliación de malla, sobre rotura, avances mecanizados, relleno en interior mina, transporte, movimiento de mineral, rendimiento tonelada maquina/mes, rendimiento aceros, que son parámetros imprescindibles que se han analizado para alcanzar dicho objetivos.

Se tiene como objetivo principal la reducción de costos en mina identificando las áreas críticas para darle una solución oportuna y de esta forma poder cumplir las metas trazados por la empresa, dando a conocer el proceso de producción y la optimización de sus operaciones mineras

unitarias, con un control y monitoreo de las diferentes etapas que *intervienen en ella* considerando que Condestable es una mina marginal que hoy tiene como respaldo el valor del cobre en el mercado internacional que actualmente se encuentra en US\$ 7,550/t.

CAPITULO I: ASPECTOS GENERALES

1.1 UBICACIÓN DEL PROYECTO

Mina Condestable, se ubica en el distrito de Mala, provincia de Cañete, departamento de Lima, las propiedades mineras comprenden terrenos de las comunidades campesinas de Mala y Asia, limítrofes en la quebrada de Calicantro.

La zona industrial tiene las siguientes coordenadas geográficas: 76° 35' 30" de longitud W y 12° 42' 02" de latitud S.

1.2 ACCESIBILIDAD

Su acceso desde la ciudad de Lima, se efectúa utilizando la siguiente ruta:

- Autopista: Lima – Mala = 90 Km
- Trocha afirmada = 0.5 Km

El área se ubica en la franja de la Costa Peruana, donde las alturas máximas llegan a 800 m.s.n.m. (C° Marquesa), las alturas más bajas llegan a 80 m.s.n.m.

1.3 PROPIEDAD Y PROPIETARIO

A la fecha las operaciones mineras tienen 49 años de antigüedad, datan del año 1962 cuando la Nipón Mining Company de Japón inicia la explotación del yacimiento llegando el tratamiento a 600 t/d con 2.5% de ley de cobre.

Por muchos años las actividades mineras del distrito fueron realizadas simultáneamente por la Nipón Mining Company en el yacimiento de la Mina Condestable y Minera Hochschild en el yacimiento de la Mina Raúl.

En 1976 la Nipón Mining Company dona el yacimiento al gobierno peruano, a través del Ministerio de Energía y Minas a cambio de la deuda correspondiente al tiempo de servicio del personal. En 1977 se inician trabajos de desbroce para el minado del tajo abierto “resurrección” de las cajas puentes y pilares de la antigua explotación por cámaras y pilares y en 1978 se inicia la extracción de mineral del tajo abierto hasta diciembre de 1997.

En 1986 la capacidad de planta concentradora aumenta a 1,350 t/d

El 26 de mayo de 1992, Compañía Minera Condestable se convierte en la primera empresa privatizada del país.

En 1995 se incrementa la capacidad de la planta concentradora, alcanzando un nivel de producción de 1,500 t/d.

En enero de 1997, ingresa TRAFIGURA BEHEER B.V. mediante OPA la cual adquiere el 30.6% de las acciones. Ese mismo año mediante el aumento de capital, ingresa como accionista LG METAL DE COREA, hoy representado por LSIS, asumiendo el 20% del capital, incrementado y realizando un préstamo subordinado de US\$ 3,000,000 con la finalidad de financiar un intenso programa de exploración, que se inicia de inmediato y culmina sin resultados significativos a mediados del año 1998.

El 31 de enero de 1998 se paralizan las operaciones de producción en la Mina Condestable por falta de reservas de mineral con leyes económicas, producto de la significativa caída del precio internacional del cobre. En julio se reinician las operaciones al 50% de la capacidad instalada, con mineral de Condestable y con ley de cabeza de 1.31 % de Cu; paralelamente se negocia un contrato de concesión minera con Compañía Minera Pativilca por los derechos de la colindante Mina Raúl, que se firma en el mes de octubre de dicho año, comenzando de inmediato la rehabilitación de la mina, que había sido cerrada un año antes por sus propietarios. Finalmente, en marzo de 1999, se inician las operaciones de

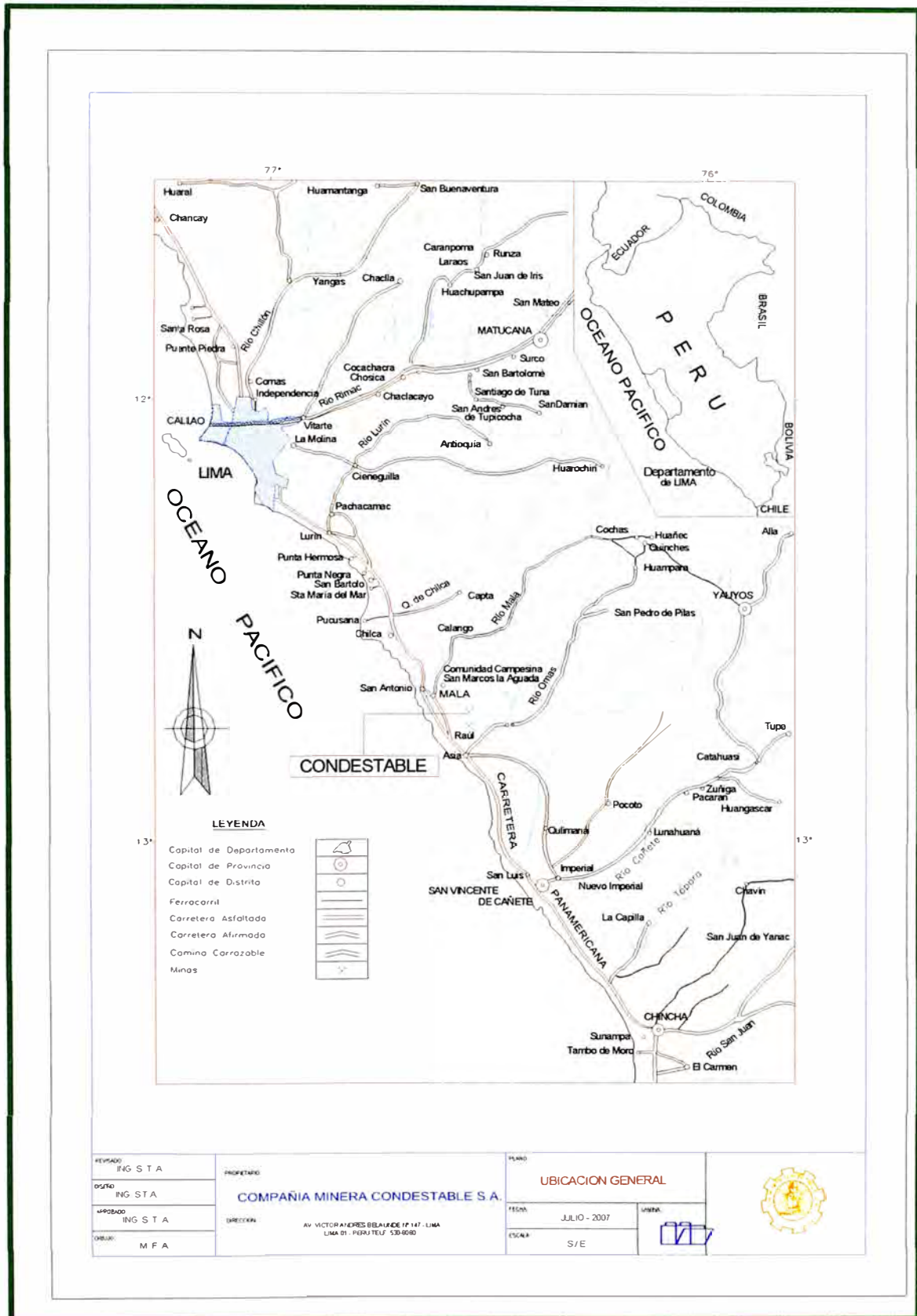
minado en dicha concesión. Posteriormente se extiende el contrato de concesión a 15 años y en enero de 2005, Condestable formaliza la opción que le permite explotar la Mina Raúl y denuncios adyacentes hasta febrero del 2014.

Por otro lado, la empresa se embarca en un programa de inversiones conducentes a incrementar su capacidad de tratamiento por etapas. En marzo del 2000 aumenta la capacidad de tratamiento a 1,950 t/d. En julio del 2003 la capacidad de tratamiento se incrementa a 2,800 t/d. En el 2004 con el proyecto de ampliación se llega a tener un tratamiento de 4,100 t/d.

En el año 2007 se realiza la ampliación de planta concentradora y para el año 2008 la producción ya es 6,000 t/d. Hoy en día; planta concentradora tiene capacidad de procesamiento de 7,000 t/d.

Actualmente minera Condestable pertenece al grupo IBERIAN MINERALS CORP. con una participación del 98.73 % y extrae 2.2 millones de toneladas anuales de material para la producción de cobre asociado a oro y plata en el concentrado.

FIGURA-1.1: UBICACIÓN Y ACCESO DE MINA CONDESTABLE



Fuente: Departamento de Planeamiento-Compañía Minera Condestable S.A.

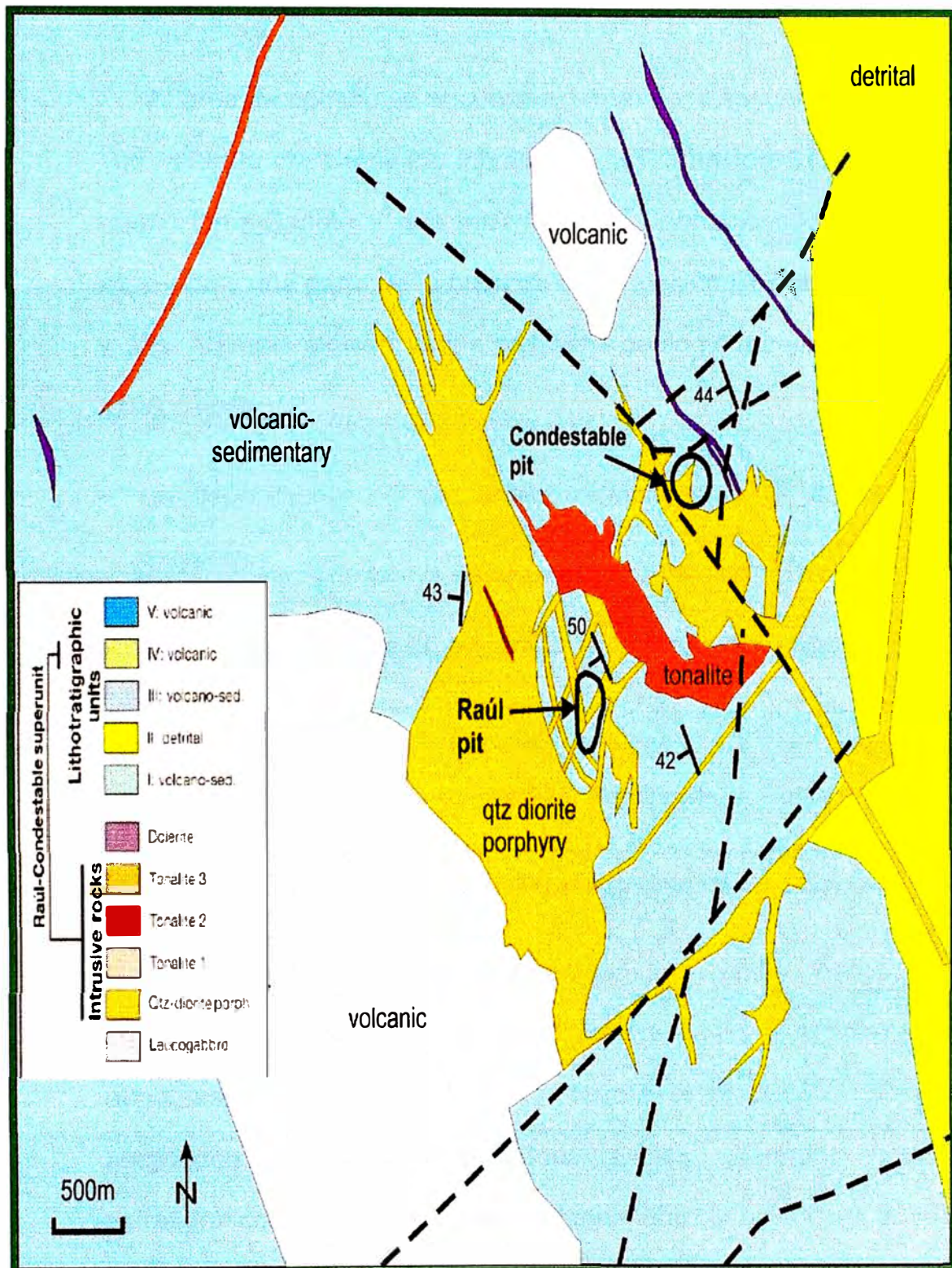
CAPITULO II: GEOLOGÍA

2.1 ENTORNO DEL YACIMIENTO GEOLÓGICO

El distrito minero Raúl-Condestable consiste de mineralización Cu (Au) encajonado principalmente en las rocas volcánicas y sedimentarias del Cretáceo Inferior y localmente, en diques y stocks de cuarzo-diorita.

De Haller y Fontboté (2009) sugieren que estos yacimientos fueron formados a una paleo profundidad de ~2 km y están asociados a un intrusivo tonalítico coetáneo ubicado entre los dos yacimientos De Haller y sus compañeros de trabajo han demostrado que todas las rocas en intrusiones encajonantes volcánicas-sedimentarias fueron formadas dentro de un periodo geológico corto entre ~114-116 Ma. Las rocas volcánicas y los pórfidos de cuarzo-diorita fueron formados hace ~116 Ma, y ambos se encuentran cortados por la tonalita que fue intuida hace ~115 Ma y es contemporánea con la mineralización.

**FIGURA-2.1: MAPA GEOLÓGICO DISTRITAL
MINA RAÚL – MINA CONDESTABLE**



Fuente: Departamento de Geología-Compañía Minera Condestable S.A.

2.2 GEOLOGÍA LOCAL

El área de estudio se encuentra dentro de la secuencia volcánico sedimentaria del Cretácico Inferior, en la Formación Copara de la región Lima-Cañete y que incluye a las Formaciones Pamplona, Atocongo y una parte de la base de la Formación Chilca (Planos 3A y 3B). Además existen varios procesos geológicos relacionados a este periodo:

- La depositación de secuencias relativamente de sedimentos clásticos.
- Una intensa actividad volcánica a lo largo del eugeosinclinal andino.
- La formación y emplazamiento del Batolito de la Costa.
- La primera deformación cordillerana andina de carácter regional

Un problema adicional es que el contenido faunístico peculiar de los sedimentos depositados entre el Valanginiano y el Aptiano en el eugeosinclinal andino (Piso Lima, Rivera et al 1975) impide la asignación de estas formaciones a los diferentes niveles estratigráficos reconocidos internacionalmente, y dificulta a la vez, la correlación precisa de los volcanoclásticos con los sedimentos miogeosinclinales. (G. Osterman, M. Cardozo & Wauschkuhn-1983).

Concordante y transicional sobre la secuencia clástica (volcanoclástica), se inicia el ciclo de sedimentación calcárea (Con mayor detalle en estudios de Cardozo & Osterman, 1983).

La secuencia calcárea ha sido detenidamente estudiada en Lima y Mala por Rivera (1979), Bosc (1973), Vallejo (1975) y Rivera (et al.1975). En su parte inferior se distingue una alternancia de lutitas, margas y calizas en capas delgadas (fm. Pamplona), seguida transicionalmente por bancos potentes de calizas compactas gris oscuras (fm. Atocongo). Las potencias calculadas en sus localidades típicas son de 1000 m para la Formación Pamplona y 200 m para la Formación. Atocongo, ambas agrupadas en este estudio como Formación Copara.

Las intercalaciones volcánicas en la secuencia aumentan rápidamente hacia el sur e incluso los propios horizontes sedimentarios experimentan notorios cambios de facies, de tal manera que fuera de las localidades típicas es prácticamente imposible mantener una subdivisión formacional postulada para el área de Lima. El equivalente volcano sedimentario de las Formaciones Pamplona y Atocongo en la región Ica, es conocido con el nombre de Formación Copará, la cual está conformada por sedimentos clásticos gruesos y tufos en la base, seguidos de calizas bituminosas con nódulos de chert y equinoideos mal conservados, lutitas y cuarcitas, con intercalaciones de flujos

brechosos y piroclásticos que aumentan notablemente hacia el techo (Caldas, 1978; INGEMMET, 1980). Los fósiles albianos

Contenidos en los sedimentos de la parte superior de la formación. Copará indican que la serie calcárea-volcánica alcanza niveles estratigráficos más altos que sus equivalentes en la zona de Lima. Esto mismo puede afirmarse para la secuencia aflorante en los alrededores de Mala. El contacto con los volcánicos "albanos" supra yacentes de la Formación Casma (también conocida como Formación Chilca o Formación Quilmana) es tradicional.

2.3 GEOLOGÍA ECONÓMICA

El principal mineral económico es la chalcopirita, la ganga está constituida por pirita, magnetita, pirrotita y calcita.

Descripción del yacimiento y especies minerales

El depósito operado en la unidad Raúl constituye un yacimiento, donde se reconoce mineralización tanto singenética como epigenética, esta última de mayor interés económico.

El principal mineral económico es la chalcopirita; la ganga está constituida por pirita, pirrotita, marcasita y calcita. Procesos de oxidación y enriquecimiento supergénico quedan de manifiesto por la presencia de cobre nativo, malaquita, azurita, covelita, chalcopirita, bornita, etc. Minerales que se encuentran cercanos a

la superficie; en otros casos su mayor profundización está favorecida por el fracturamiento. Delgadas vetillas y disseminaciones de galena y esfalerita sin valor económico se observan en las Unidades de Polvorín y Apolo.

2.4 GEOLOGÍA REGIONAL

Los sistemas de fallamiento frágil longitudinales extensivos y/o zonas dúctiles de corte, incluyendo la Falla de Atacama en el norte de Chile y las fallas profundas penetrantes localizadas en el basamento Cañete en Perú, estuvieron activas durante el volcanismo y plutonismo mesozoico. La “extensión” ampliamente distribuida indujo a una inclinación de la secuencia volcansedimentaria. Inmediatamente al Este del terreno del arco mesozoico de la Cordillera de la Costa en el Norte de Chile y el Sur del Perú, las secuencias sedimentarias acumularon una predominante e interconectada serie de basamento tras-arco marino. (Mpodozis and Ramos 1990).

La distensión cretácea aquí tocada, es probablemente el contexto tectónico no sólo de la sedimentación y vulcanismo post-Morro Solar, y del emplazamiento de las diversas intrusiones (la falla Condestable en particular parece haber guiado la intrusión tanto de volúmenes de los pórfidos andesítico/dacíticos, como de doleritas tardías, tonalitas incluidas, sino también, de la mineralización subcontemporánea con estas últimas. Las observaciones puntuales

en interior mina de cataclastitas foliadas inmediatamente adyacentes y paralelas a algunos mantos, sugiere que tales mineralizaciones son en efecto sintectónicas.

Las fracturas y fallas más recientes parecen ser aquellas relacionadas a los intrusivos dioríticos y el emplazamiento de las doleritas que aproximadamente en promedio es N33°W/55°NE. Este sistema está formado por una densidad alta (1 por 10 m.) de fracturas de corte con desplazamiento de milímetros a centímetros y circunscrita a los intrusivos dioríticos. En este grupo está la Falla Condestable N65°W/45°NE que observada en la proa. 8+2000 tiene 0.2 m de potencia, está rellena de sericita y sobre el pórfido cuarzo-diorítico.

El siguiente grupo es más antiguo y está zonificado dentro de los volcanoclásticos y parte del intrusivo pórfido cuarzo-diorítico, las fracturas están rellenas por arcilla y sericita, tiene una dirección promedio de N35°E/70°SE, potencia entre 20 a 30 cm en superficie y en las de mayor importancia llega hasta los 2 m. Aquí podemos citar las fallas: f2, f3, f4, f5, f6. En el caso de las fallas veta las potencias son mucho mayores por los halos de mineralización de sulfuros y oxidación. Ejemplos son las fallas f2, f3, f4, f5, f6 y las vetas Gladys, Pampa, Milagrosa, El Tío y las Juanitas del 1 al 4.

El sistema E-W es un sistema relacionado al pórfido cuarzo diorítico y los volcanoclásticos, un ejemplo es la veta Chilena.

Teniendo en cuenta que no existen desplazamientos mayores a 10 m de los mantos se realizó una proyección de algunos mantos a superficie y resultó que coinciden aproximadamente con el mapeo. La proyección se realizó usando los perfiles levantados, el plano del nivel "0", el plano topográfico y se usó el método de corte y relleno.

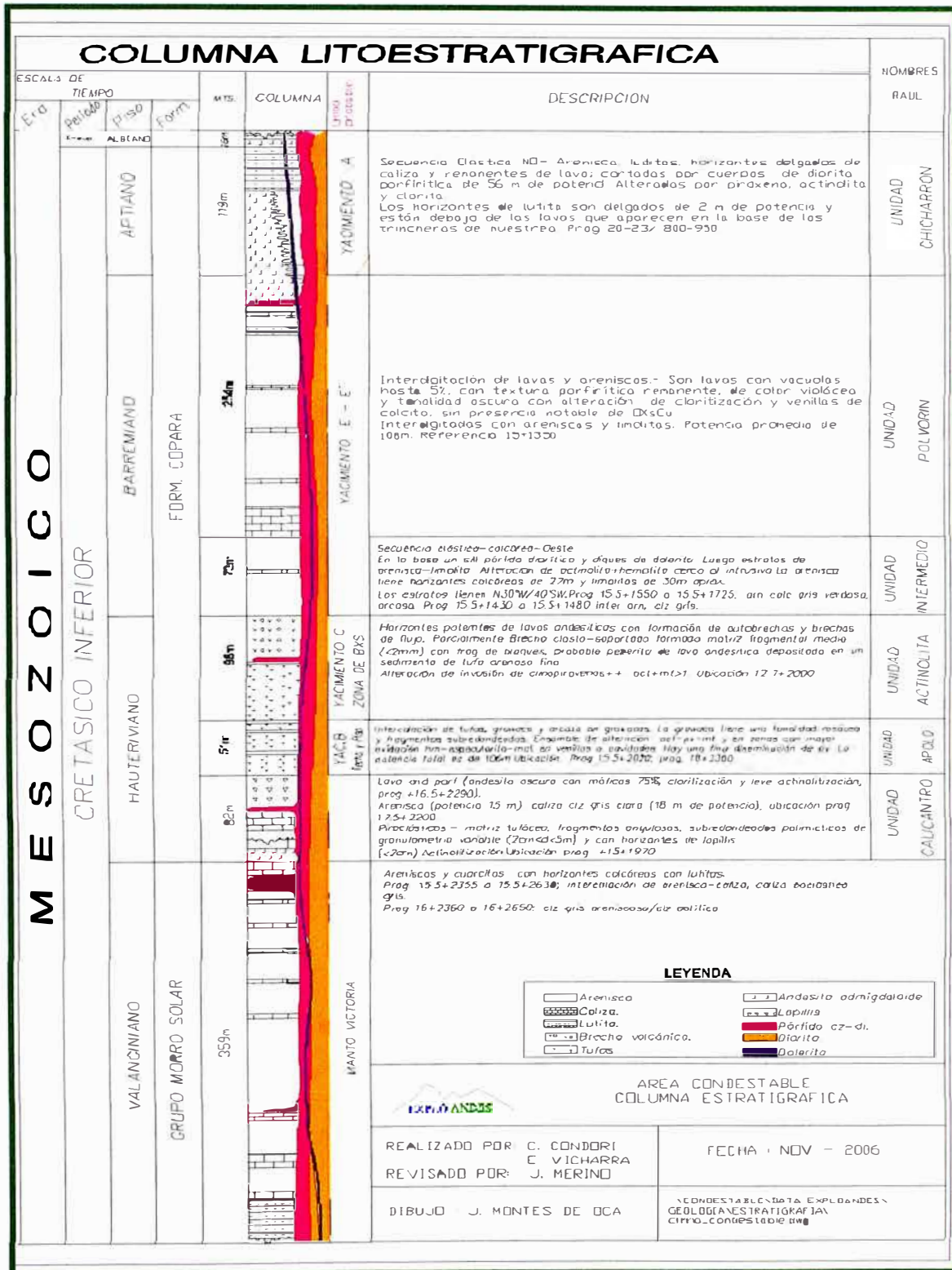
2.5 ESTRATIGRAFÍA LOCAL

Se ha realizado una columna estratigráfica en base a los perfiles geológicos levantados. Uno de los perfiles tipo que se puede tomar como referencia es el de la línea L-17.5 ubicado en la parte Norte (área Condestable) y en el caso de la zona Sur (área Raúl)

Toda la Formación Copara es un monoclinal con estratos y pseudo estratos (capas de lavas y piro clásticos) que tienen un rumbo NW y buzan 35 al SW. La base de toda la secuencia sedimentaria se encuentra en el extremo NE de la zona de estudio y está formada por rocas clásticas calcáreas.

Luego está la secuencia volcanoclástica en la parte central y hacia el Oeste queda abierta una secuencia clástica con remanentes calcáreos.

**FIGURA-2.2: COLUMNA LITOSTRATIGRAFICA
MINA CONDESTABLE**



Fuente: Departamento de Geología-Compañía Minera Condestable S.A.

2.6 MINERALIZACIÓN

La mineralización se detalla en las siguientes unidades:

2.6.1 Unidad Calicantro

Se ubica en la quebrada Calicantro cerca al C° Apolo. Forman afloramientos dispersos en las zonas con depresiones topográficas. Son lavas andesíticas de textura porfirítica media obliterada por la alteración de actinolita fuerte y atravesada por venillas de cuarzo, albita y actinolita. La potencia en la zona de estudio es mayor a 100 m no puede estimarse realmente por aflorar parcialmente y estar cubierta por depósitos cuaternarios.

Se encuentran en contacto con el pórfido diorítico en la zona de producción y con la diorita gruesa en la zona de Raúl-Este. Hay una textura de pseudo brecha que se produce por el contacto del pórfido cuarzo-diorítico con las lavas Calicantro y la textura primaria se encuentra obliterada a tal punto que podría confundirse con una roca fragmental piroclástica por la invasión de actinolita, clorita y albita con textura tipo parche.

2.6.2 Unidad Apolo

Secuencia volcanoclástica que se inicia con una intercalación de lavas y tufos finos de 14 m de potencia, luego sigue un paquete de

37 m de areniscas entre grauvaca y arcosa intercaladas y toda la unidad está alterada por actinolita, hematita y pigmentada por óxidos de cobre. El tope está formado por una lava andesítica media, fuertemente fracturada y oxidada. Esta unidad cuenta con dos mantos de cobre: el primero ubicado en la progresiva -7+1640 y el segundo -7+1628; entre ambos la caja está impregnada de óxidos de cobre. Estos mantos están dentro de las areniscas y tienen una dirección N50°W/35°SW.

2.6.3 Unidad Actinolita

Son lavas andesíticas porfiríticas media a gruesa, poseen una alteración pervasiva por actinolita-clorita hematita que le da una textura de brecha. Esta unidad a veces se confunde con el intrusivo porfirítico por el grado de alteración. Tiene una potencia promedio de 122 m la mayor parte constituidas de lavas y horizontes de tufos hacia el tope.

2.6.4 Unidad Intermedio

Son intercalaciones de lavas porfiríticas amigdaloides con horizontes potentes de areniscas. La alteración es de actinolita-clorita y hematita. Gran parte de los afloramientos están totalmente obliterados por la alteración y oxidación supérgena, generando en muchos casos una capa argilizada y lixiviada superior de 0.5 m.

2.6.5 Unidad Polvorín

Aflora al sur y norte de “Casa Fuerza”, está desplazada por un sill de diorita porfirítica levemente alterado, y la mayoría de sus afloramientos están cubiertos por material coluvial y relleno de los accesos. Esta unidad tiene una base con intercalación de tufos, lavas y arenisca en horizontes de 7 a 12 m de potencia. En total la potencia es de 102 m terminando en una arenisca de 14 m de potencia.

2.6.6 Unidad Chicharrón

Se caracteriza por su predominancia clástica con lutita, limolita y arenisca en la base. Está separado por un sill de 60 m de potencia de la unidad Polvorín.

La secuencia se inicia con horizontes de lutitas seguidos de lavas y luego arenisca; con un techo formado por lavas andesíticas. El total de potencia es de 120 m.

2.6.7 Veta Karina / Veta Falla Norte

Presenta buzamiento al noreste y rumbo hacia el noroeste-sureste y es de importancia económica debido a que a lo largo de su historia geológica presenta altos valores en cuanto a leyes que nos pueden dar un promedio de 5% de cobre y potencias que llegan hasta 5m, esta veta se ubico inicialmente en el nivel +55 y

actualmente continua en el nivel-300, esta es la veta reguladora de ley de la mina por su alto valor económico y se tiene la rampa 79 que está diseñado exclusivamente para seguir la continuidad de la veta en profundidad.

2.7 CARACTERÍSTICAS DE LAS ESTRUCTURAS MINERALIZADAS

Las estructuras mineralizadas presentes son:

2.7.1 Mantos

Principalmente en las unidades de Chicharrón y Apolo como reemplazamiento de calizas y tobas volcánicas. Su potencia varia de pocos cm a 6 m.

Su continuidad está limitada tanto longitudinal como transversalmente por fallas e intrusiones de pórfido dacítico/andesítico y diabasa.

2.7.2 Diseminaciones

Ocurren de preferencia en horizontes de grauvacas y tobas volcánicas de las unidades Apolo, Polvorín e Intermedio y ocasionalmente en el pórfido dacítico. Se presentan como finas diseminaciones de chalcopirita y pirita, constituyendo algunas veces grandes cuerpos de forma irregular.

2.7.3 Brechas

Tiene forma y dimensión variada, ocurren de preferencia como reemplazamientos localizados en niveles de brechas andesíticas de las unidades Intermedio y Actinolita. La mineralización se presenta como finas diseminaciones de chalcopirita y pirita. Para el reconocimiento inventarios se ha considerado 7 de los nueve horizontes de brechas reconocidas.

2.7.4 Vetas

Son generalmente transversales a los mantos, tienen buzamientos subverticales y han sido reconocidos en rumbo entre 100 y 300 m. El relleno mineral es de tipo rosario.

CAPITULO III: OPERACIÓN MINERA

3.1 DISEÑO DE MINA

La Mina Raúl presenta 10 niveles principales que son: Nivel +90, +55, +20, -20, -55, -95, -130, -175, -215, -255 y la profundización que se encuentra actualmente en el nivel -300, en Mina Condestable tenemos 3 niveles principales en operación que son los niveles +295, +235, +180.

La diferencia en metros de las nomenclaturas de los niveles corresponde a las alturas entre estos niveles, los cuales en promedio tienen 40m y tiene como base el nivel del mar.

Los accesos principales de superficie a interior mina son la rampa Principal y Fico, sin embargo se tienen rampas principales que definen la mina que son:

- Rpa_79: Esta rampa se diseño principalmente para seguir la continuación de la veta Karina y Falla Norte que son las vetas

que regulan la ley de la mina, esta rampa se inició en el nivel -55 y actualmente continua profundizando y se encuentra en el nivel -300, además esta rampa se usa solo para salida de equipos livianos y pesados.

- Rpa_78: Esta rampa se diseño para buscar las estructuras actinolitas y acercarnos al manto Chicharron que por fallamiento en los niveles inferiores se encuentran cerca, esta rampa inicia en el nivel -95 y actualmente está profundizando y ya está en el nivel -215 y se utiliza únicamente como ingreso.
- Rpa_75: Esta rampa se diseño con el objetivo de cortar las vetas: Milagrosa, Juanita y Chilena esta rampa se inicia en el nivel -55 y termina en el nivel -175, actualmente está rampa se usa solo de ingreso.
- Adicionalmente a estas rampas tenemos rampas cortas como son: rampa 68, 76, 83, 87, 72, 73.

Para propósitos operativos, la mina está dividida en cuatro zonas:

- Zona Profundización desde Nv -300 hasta Nv -215.
- Zona baja desde Nv -175 hasta el Nv -55.
- Zona Alta desde Nv -20 hasta el Nv +90.
- Zona Recuperación en el Nv +125.

- Zona Condestable desde Nv +180 hasta Nv +295.

3.2 MÉTODOS DE MINADO:

Los métodos de minado se detallan a continuación:

3.2.1 ALMACENAMIENTO PROVISIONAL (SHRINKAGE)

Este método es aplicado en las partes estrechas subverticales de las vetas y en algunos mantos y brechas, donde las potencias varían desde 1 m. hasta 4 - 5 m la longitud de los tajeos es de 100 m en el rumbo, dividiéndose en dos bloques de 50 m. cada uno, en algunos casos se dejan pilares, en otros se extrae todo el mineral. La altura de los tajeos es de 40 m, entre niveles se dejan puentes o pilares de 4 a 5 m de altura

La limpieza del mineral se realiza a través de ventanas, mediante scoops. No se sostiene ni se rellena. El transporte del material mineral / desmonte, se realizan con volquetes de marca volvo de 30 t de capacidad, este rubro está totalmente subcontratado.

3.2.2 CÁMARAS Y PILARES

El método de cámaras y pilares se aplica en los mantos y brechas con buzamiento promedio de 40° y potencias de 2 a 15 m, en casos muy raros en vetas echadas. Por lo general se recuperan los pilares, dejando sólo los puentes de los niveles o pilares en las

zonas de cruce de fallas. La limpieza del mineral es sólo por gravedad, no se sostiene ni rellena.

La perforación y voladura convencional se realiza con taladros de 32 a 34 mm, longitudes mínimas de 4' y longitudes máximas de 10'. El explosivo es superfam, emulsión con carmex. La extracción del mineral desde la mina hasta la planta es a través de volquetes de 30 t, que son cargados por los scoops de 4.2 yd³ y 6.1 yd³.

3.2.3 TAJEOS POR SUBNIVELES

El método de minado: tajeos por subniveles (sublevel open stoping), se aplica en los cuerpos mineralizados, con longitudes hasta 100 m con potencias de 5 a 30 m y altura de 20 a 40 m.

La perforación es en abanico en 360°, o paralela vertical hacia arriba o hacia abajo, con diámetro de taladros de 2.5" y longitudes de 20 m. La malla de perforación es cuadrada con espaciamiento de taladros de 1.70 a 1.75 m.

El explosivo utilizado es el superfam con cebo emulsión emulnor 5000. La limpieza del mineral se efectúa con scoops a través de ventanas (drawpoints). No se utiliza ningún tipo de sostenimiento ni relleno, todas las cavidades quedan vacías. El transporte del material mineral / desmonte, se realizan con volquetes de marca volvo de 30 t de capacidad; este rubro está totalmente subcontratado.

3.2.4 TALADROS LARGOS

El método de explotación es el banqueo invertido por sub niveles con taladros largos llamados también sublevel stoping, con la variante de Long Blasting Hole (L.B.H.). Este método es aplicado, debido a las condiciones particulares del depósito de mineral, el mismo que cuenta con cuerpos y vetas cuyas cajas de mineral son competentes y ligeramente inclinadas.

La perforación de los taladros largos es realizada desde sub niveles ubicados cada 40 m, ya sea ascendente y/o descendente, en secciones paralelas orientadas por el buzamiento de las cajas, los equipos utilizados en la actualidad son: SIMBA H-281.

Debido a los inconvenientes que presentaba la perforación radial como son: el difícil control de la perforación, la desviación de los taladros, además la determinación de la caja techo y piso para limitar la perforación es función del análisis de los detritus de la caja de perforación, el momento de realizar la voladura se dañan las cajas. Controlar, este trabajo es tedioso e incurre en un costo considerable, debido a ello se vio por conveniente aplicar la perforación paralela, para lo cual fue necesario “desquinchar” todo el horizonte económico a lo largo de todo el rumbo de la veta o cuerpo mineralizado, dejando pilares en los cuerpos mineralizados.

3.2.4.1 DISEÑO DE PERFORACIÓN

El diseño de la malla de perforación se ha realizado aplicando el algoritmo de Langerfors, el cual arroja resultados de diseño para una malla cuadrada con un rango de burden de perforación y el espaciamiento requerido teniendo en cuenta la dureza del mineral, fragmentación requerida, diámetro del taladro, longitud del taladro.

Los valores obtenidos son:

- BP = 1.80 m para superfam
- BP = 2.20 m para emulsiones

Longitudes de perforación: 15 m a 25 m

Estos valores ajustados en el terreno con la finalidad de mejorar la fragmentación, mejorando la precisión de la perforación y evitar la posible voladura secundaria.

3.2.4.2 DESVIACIÓN DE LOS TALADROS LARGOS

- La falta de experiencia en la colocación de los ángulos de los diferentes taladros.
- Movimiento del equipo cuando ya se está perforando el taladro largo, es decir, no se mantiene la posición original.
- Mal posicionamiento del equipo en lo referente al rumbo del equipo.

- Cuando las condiciones geoestructurales cambian bruscamente, la presencia de fracturas tensionales, en muchos caso de potencia considerable, con material de relleno.
- Cambio en la dureza de la roca.
- Alteraciones de la roca.
- Diámetro del taladro, taladros de menor diámetro son más fáciles de desviarse en comparación con los taladros de un diámetro mayor.
- Falta de estabilizadores en la columna de perforación.
- El factor humano es fundamental en el desvío de los taladros largos, los trabajadores deben de tener mucho celo en controlar las variables como son: velocidad de penetración, exactitud en el rumbo del taladro.
- Actualmente se realiza un levantamiento topográfico de los parámetros del taladro, es decir, se procede al levantamiento de las coordenadas del collar y las coordenadas de la llegada de los mismos, determinándose la desviación de los taladros tanto en el rumbo como en el buzamiento. Según la magnitud de desviación, si es necesario se perfora una ayuda, el control de desviación de los taladros largos es un trabajo muy tedioso, pero tenemos que realizarlo.

3.2.4.3 VOLADURA DE TALADROS LARGOS

Esta actividad unitaria se realiza en forma sistemática, considerando los siguientes aspectos:

En general se realiza en retirada desde la cara libre ubicado en uno de los extremos de los blocks perforados (la chimenea está ubicada en la línea del rumbo de la veta o cuerpo mineralizado).

- Se realiza en forma escalonada o en gradines invertidos, el mismo que permite ejecutar el trabajo en condiciones seguras para el personal y equipo.
- El carguío de los taladros largos se realiza preferentemente de arriba hacia abajo, con mayor facilidad y eficiencia en su ejecución, los resultados de la voladura son excelentes.
- La voladura se realiza indistintamente en diferente blocks y en diferentes tajeos, la única condición es mantener el blending (mezcla de mineral), cuyo rango es del 0.90% de Cu.
- Desde los niveles de extracción se inicia la voladura de los tajeos aplicando el Under Cut con el fin de proteger y conservar intacto el by pass y los diferentes drawpoints (ventana de acceso).
- El método de explotación Sublevel Stopping con taladros largos paralelos, nos garantiza muy buenos resultados en cuanto a la

fragmentación en el orden del 5% de presencia de bancos mayores de 30" por 20".

3.2.4.4 VOLADURA SECUNDARIA

La voladura secundaria es inherente al método de explotación de taladros largos, el porcentaje de bancos está en función de:

- Diseño de la malla de perforación.
- Desviación de los taladros largos, y la no corrección de los mismos (perforar taladros adicionales, que servirán como ayuda en la voladura).
- Factores estructurales: presencia de cuñas, las mismas que originan "planchoneos" de las cajas.
- Factores humanos.

3.2.5 SISTEMA DE TRANSPORTE DE MINERAL Y DESMONTE

El mineral y desmonte proveniente de la mina, es evacuado por volquetes de la marca Volvo modelo FM-12 de una capacidad promedio de 30 t de carga neta previamente cargado por scoops de 4.2 yd³ o 6.1yd³ dependiendo del programa establecido, éstos utilizan unos cargadores para una mejor vista del operador en el llenado a los volquetes. El material a cargar previamente es

evaluado por personal de Geología / Mina para poder ser considerado como:

- Mineral normal (% Cu \geq 0.90), va directo a la chancadora.
- Mineral de baja ley (% Cu $<$ 0.90), se acumula en las canchas de mineral de baja ley (Cancha N^o 2 y N^o 3).
- Desmonte, al botadero de desmonte o desmontera que se ubican en interior mina y en superficie.

Todo material saliente de interior mina mineral y/o desmonte obligatoriamente tiene que pasar por la balanza electrónica que se encuentra en Superficie para su control de peso y un registro general de los datos de la labor de donde fue cargado. El personal de balanza realiza el chequeo de la calidad de mineral y destina el material a cancha de desmonte, canchas 2 o 3 (mineral de baja ley), o la chancadora (mineral). El recorrido de los volquetes tiene un promedio de 5 km (mineral a la chancadora) y 4 km (al botadero de desmonte). Todos los cargadores tienen una distancia establecida promedio de 200 m, ya que la tarifa con las contratista de transporte es de: US\$ 0.41/t.

3.2.6 EQUIPOS MINA:

Los equipos se distribuyen de la siguiente manera:

3.2.6.1 EQUIPOS DE PERFORACIÓN:

- Convencional: 75 Perforadoras Atlas Copco modelo BBC-16W, con un rendimiento de perforación de 1'/min.
- Mecanizado: 02 Simba 281, 06 Rocket Boomer electrohidráulicos S1D/282, y 01 DTH neumático.

3.2.6.2 EQUIPOS DE ACARREO:

- 05 scoops Caterpillar de 6.1 yd³
- 02 scoops Atlas Copco ST_1030 de 6.1 yd³
- 02 scoops Atlas Copco de 4.2 yd³
- 07 scoop Caterpillar de 4.2 yd³

3.2.6.3 EQUIPOS DE TRANSPORTE:

Para el transporte tanto de mineral como desmonte se utilizan 32 volquetes marca Volvo de 30 t, 28 unidades pertenecen a la empresa especializada NCA y 4 unidades a la empresa especializada Transtop.

CAPITULO IV: MEJORAMIENTO DE LA PRODUCTIVIDAD EN MINA CONDESTABLE

Productividad; es un concepto que se tiene siempre presente en Mina Condestable; ya que nos ayuda a identificar los puntos críticos de nuestro proceso productivo y de esta manera darle una solución inmediata.

En el año 2009 se ha incrementado la productividad en operación mina; la cual se ha visto reflejada en nuestros indicadores positivamente. En el último trimestre del año 2009, se ha obtenido en los rendimientos de avances mecanizados y sobre-rotura los mejores resultados del presente año para lograr las metas de mina que es la reducción de costos en la operación.

Para el mejoramiento de nuestra productividad planteamos reducir los costos en cinco procesos de la operación minera y son:

- Aumento de rendimiento t/h en scoop.
- Ampliación de mallas de perforación en los tajeos (mantos – vetas)

- Control de sobre-rotura
- Reducción de la perforación específica (método mecanizado)
- Reducción del factor de potencia en los avances mecanizados

TABLA-4.1: RESUMEN DE LOS ÍNDICES DE GESTIÓN

RESUMEN			
Reducción por:	Mensual	Anual	%
	(US\$)	(US\$)	
1 Aumento de rendimiento scoops	29,419	353,034	35%
2 Ampliación de malla en tajeos	28,976	347,709	35%
3 Control de sobrerotura	13,401	160,815	16%
4 Perforación específica	7,701	92,410	9%
5 Factor de potencia en Avance mecanizado	3,998	47,972	5%
TOTAL	83,495	1,001,939	100%

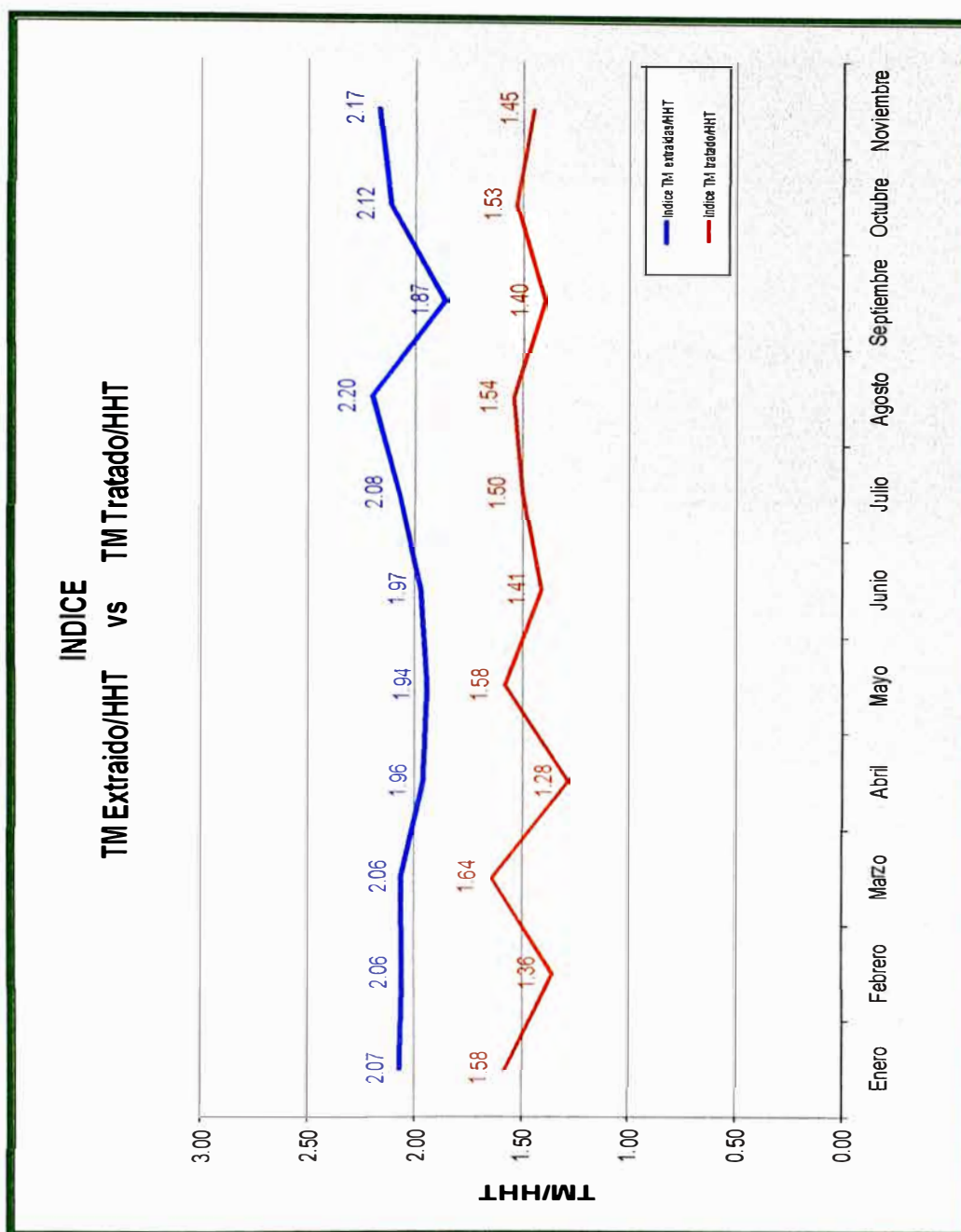
Fuente: Elaboración Propia

TABLA-4.2: RENDIMIENTO DE LOS ÍNDICES DE GESTIÓN

	INDICES	Unid.	Actual	Propuesto
1 Rendimiento Scoop				
	4Yd ³	Tm / Hr	56	64
	6Yd ³	Tm / Hr	77	88
2 Rotura Convencional				
	Mantos	pp / Tm	2.60	2.04
		Kg /Tm	0.37	0.28
	Vetas	pp / Tm	3.43	2.75
		Kg /Tm	0.49	0.38
3 Sobrerotura		%	25%	10%
4 Perforación Específica (avance mecanizado)		pp / m-avance	117	107
5 Factor de potencia (avance mecanizado)				
	3.5 x 3.0	Kg / m-avance	31.4	26.3
	4.0 x 4.0	Kg / m-avance	38.5	32.0

Fuente: Elaboración Propia

FIGURA-4.1: ÍNDICES DE GESTIÓN



Fuente: Elaboración Propia

Observación: en las HHT se considera el personal obrero de: Mina; Mantenimiento Mina; Geología y Topografía.

4.1 AUMENTO DEL RENDIMIENTO EN EL SCOOP (t/h)

Con el aumento del rendimiento de los equipos scoop, los ahorros obtenidos se muestran a continuación:

**TABLA-4.3: AHORRO EN EL
AUMENTO DEL RENDIMIENTO EN EL SCOOP**

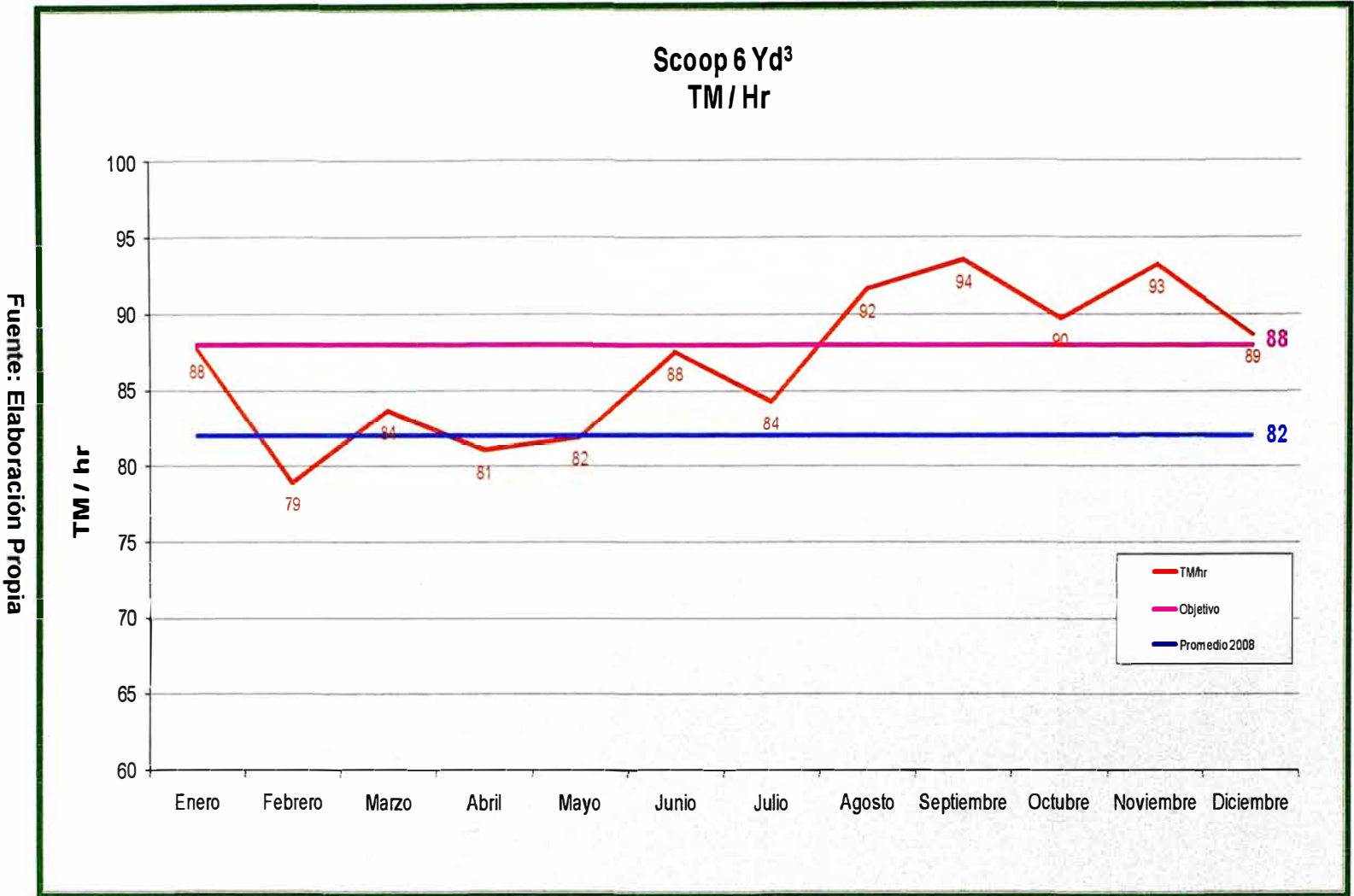
Equipo	Rend actual Ton / Hr	Objetivo Ton / Hr	Ahorro gdia Horas	Ahorro Mensual US\$	Ahorro Anual US\$
Scoop 4 yd ³	56	64	1.0	18,900	226,800
Scoop 6 yd ³	77	88	1.0	10,519	126,234
Ahorro Total				29,419	353,034

Fuente: Elaboración Propia

* Ver Tabla-4.4

Acciones a tomar:

- Centralización de la explotación de tajeos y los avances.
- Disminuir los traslados innecesarios.
- Dar facilidades a los operadores de scoop para su ingreso y salida.
- Abastecimiento de petróleo cerca de la labor.



Fuente: Elaboración Propia

FIGURA-4.2: RENDIMIENTO PROMEDIO DE LOS SCOOP DE 6.0 yd³

Fuente: Elaboración Propia

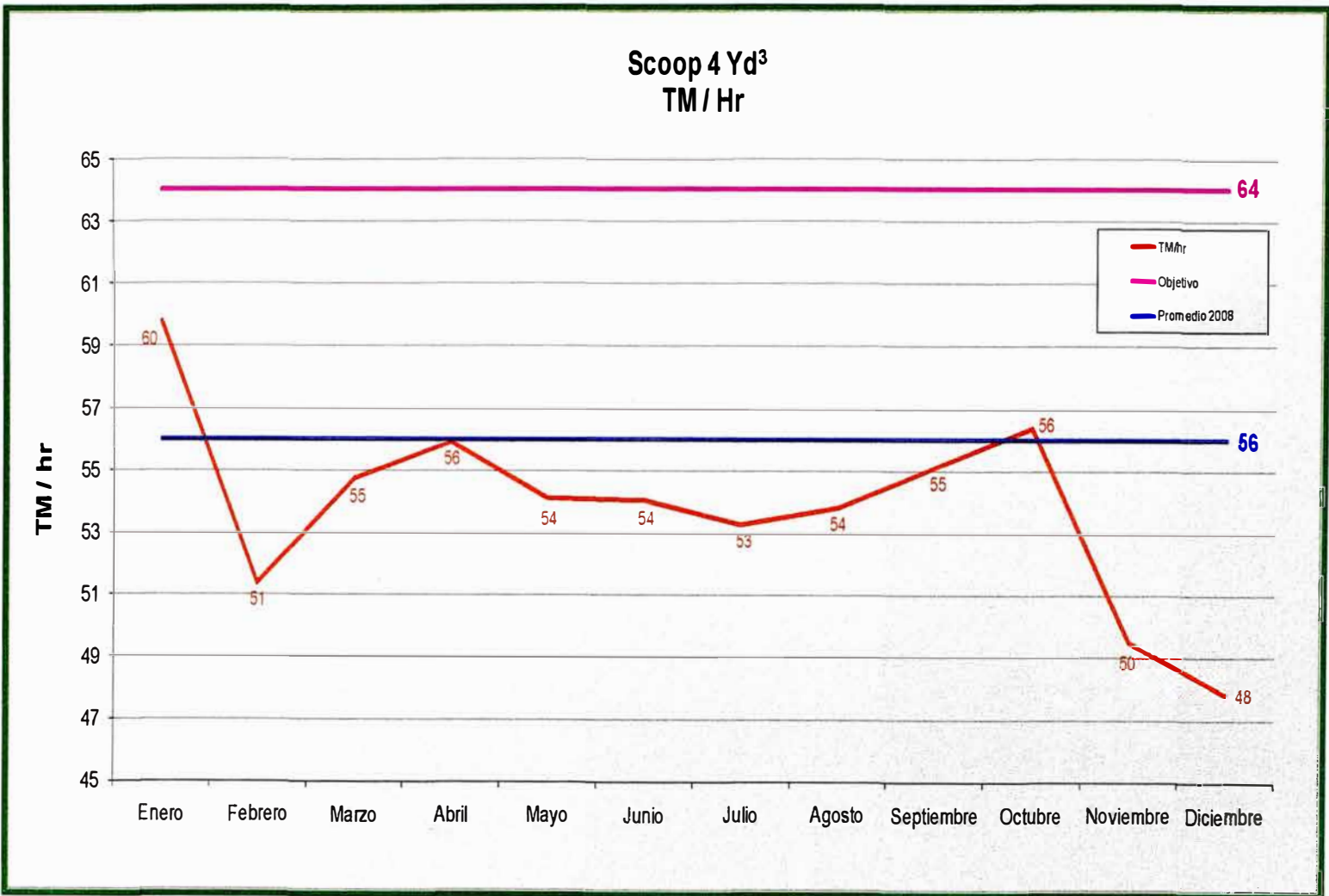


FIGURA-4.3: RENDIMIENTO PROMEDIO DE LOS
SCOOP DE 4.0 yd³

Fuente: Elaboración Propia

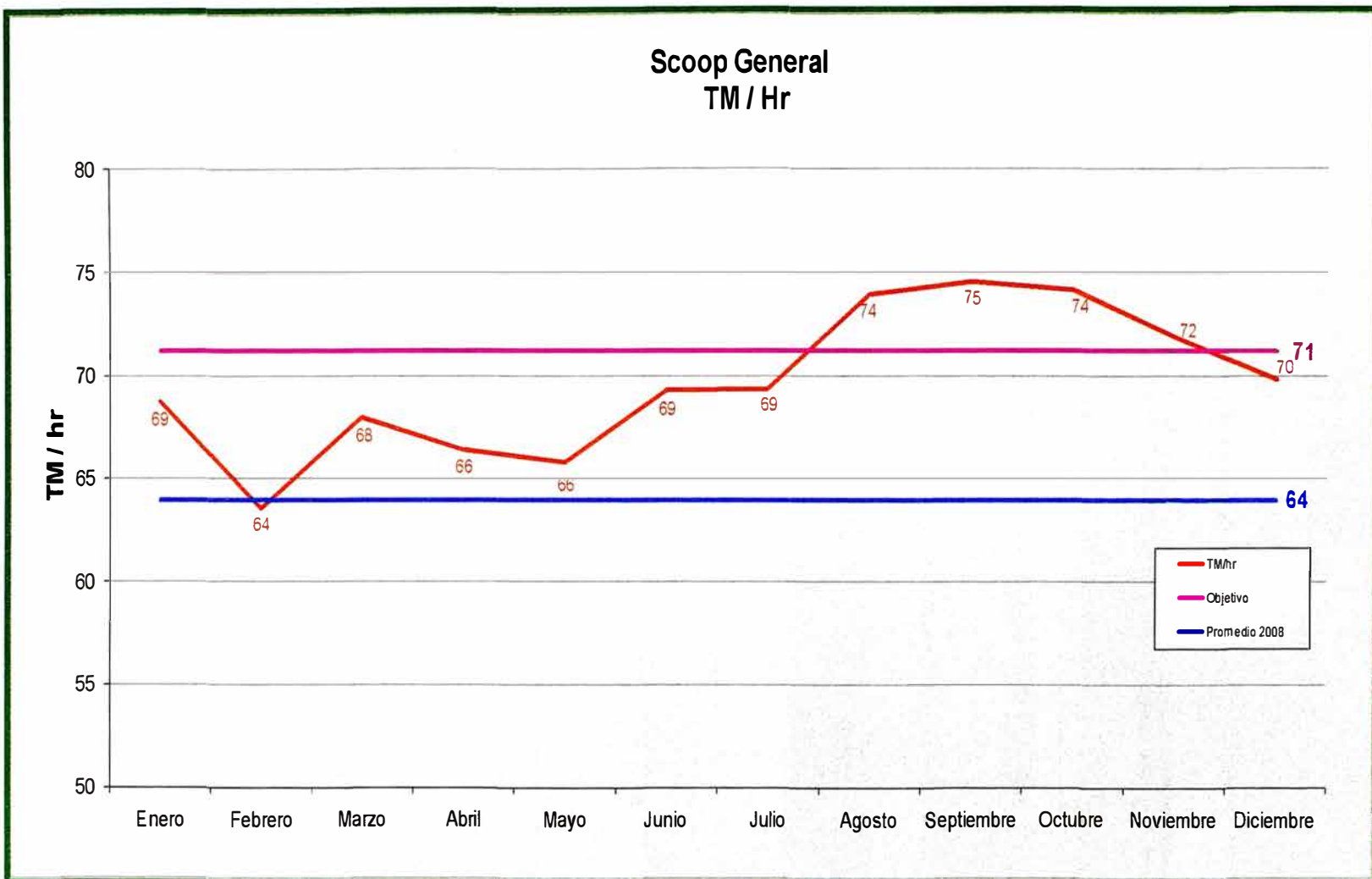


FIGURA-4.4: RENDIMIENTO PROMEDIO DE LOS SCOOP

TABLA-4.4: ANÁLISIS DE COSTOS EN EL AUMENTO DEL RENDIMIENTO EN EL SCOOP

Scoop		4yd ³	6yd ³
Costo Scoop	\$/Hr	45	60
Tm extraídas mes	Tm	187,000	66,000
Rendimiento por guardia (octubre)	Tm/Gdia	445	600

Optimización de Rendimiento Scoop 4yd3		Prom Set - Oct	Escenario1	Escenario2	Escenario3	Escenario4
Rendimiento Scoop	Tm/Hr	66	60	64	69	76
Horas Horómetro mes	Hr	3,339	3,117	2,922	2,710	2,493
Hr / Gdia promedio	Hr/Gdia	7.95	7.42	6.96	6.45	5.94

Optimización de Rendimiento Scoop 6yd3		Prom Set - Oct	Escenario1	Escenario2	Escenario3	Escenario4
Rendimiento Scoop (Tm/Hr)	Tm/Hr	77	82	88	96	103
Horas Horómetro mes	Hr	857	805	750	695	641
Hr / Gdia promedio	Hr/Gdia	7.79	7.32	6.82	6.32	5.83

Equipo	Rend actual Ton / Hr	Objetivo Ton / Hr	Ahorro gdia Horas	Ahorro Mensual US\$	Ahorro Anual US\$	Flota Scoops Actual Unid.	Flota Scoops Óptima Unid.
Scoop 4 yd³							
Escenario 1	56	60	0.5	9,450	113,400	7	7
Escenario 2	56	64	1.0	18,900	226,800	7	6
Escenario 3	56	69	1.5	28,350	340,200	7	6
Escenario 4	56	75	2.0	37,800	453,600	7	5
Scoop 6 yd³							
Escenario 1	77	82	0.5	5,131	61,577	3	3
Escenario 2	77	88	1.0	10,519	126,234	3	3
Escenario 3	77	95	1.5	15,945	191,344	3	3
Escenario 4	77	103	2.0	21,243	254,919	3	3

Ahorro Scoop Total			
Escenario	Reducción Horas	Ahorro Mensual US\$	Ahorro Anual US\$
Escenario 1	0.5 Hrs/gdia	14,581	174,977
Escenario 2	1 Hrs/gdia	29,419	353,034
Escenario 3	1.5 Hrs/gdia	44,295	531,544
Escenario 4	2 Hrs/gdia	59,043	708,519

Escenario objetivo

Resumen

- Se considera el escenario dos(2) para el plan de reducción de costos
- Los costos de Horario de los scoops son aprox sin depreciación ni costo financiero
- Nuestro objetivo es
 - scoop 4yd3 64 Ton / Hr
 - scoop 6yd3 88 Ton / Hr
- La flota Óptima sería 6 Scoops de 4 yd3 y 3 scoops de 6yd3
- El ahorro sería de 353,034 US\$ al año

Fuente: Elaboración Propia

4.2 AMPLIACIÓN DE MALLAS DE PERFORACIÓN EN LOS TAJEOS

Con la ampliación de mallas de perforación en los tajeos, los ahorros obtenidos se muestran a continuación:

TABLA-4.5: AHORRO EN LA AMPLIACIÓN DE MALLAS DE PERFORACIÓN EN LOS TAJEOS

Reducción de Costos en Tajeos - VETAS					
Producción mensual	17,000 Ton/mes	Ahorro \$/Tm	Ahorro \$/mes	Ahorro \$/año	
Malla Actual 0.6 x 0.6 vs 0.7 x 0.7 Propuesta		0.33	5,573	66,878	
Reducción de Costos en Tajeos - MANTOS					
Producción mensual	83,500 Ton/mes	Ahorro \$/Tm	Ahorro \$/mes	Ahorro \$/año	
Malla Actual 0.7 x 0.7 vs 0.8 x 0.8 Propuesta		0.28	23,403	280,832	
Ahorro Total			28,976	347,709	

Fuente: Elaboración Propia

* Ver Tabla-4.6

Acciones a tomar:

- Implementación de los estándares de perforación (diseño de mallas de perforación) y carguío.
- Pintado de la malla de perforación en el tajeo.
- Perforación de taladros paralelos ayudado por el uso de los guidores (falta en los tajeos).
- Mantener el piso y el techo nivelados en el tajeo.

TABLA-4.6: ANÁLISIS DE COSTOS EN LA AMPLIACIÓN DE MALLAS DE PERFORACIÓN EN LOS TAJEOS

Análisis de Costos por ampliación de malla en VETAS					
Guía para Diseño de Voladura		Diseño actual	Diseño 1	Diseño 2	Diseño 3
Malla		0.6x0.6	0.65x0.65	0.7x0.7	0.8x0.8
Burden	(m)	0.60	0.65	0.70	0.80
Espaciamiento	(m)	0.60	0.65	0.70	0.80
Masa de Voladura	(Tm/tal)	1.48	1.65	1.85	2.37
Factor de Potencia	(kg/Tm)	0.49	0.43	0.38	0.30
Factor de Perforacion	(pp/Tm)	3.43	3.08	2.75	2.15
Costo por Tm					
Costo de Perforación	(\$/Tm)	0.61	0.54	0.49	0.38
Costo de Explosivo	(\$/Tm)	0.50	0.44	0.39	0.30
Costo de Iniciación	(\$/Tm)	0.69	0.65	0.60	0.50
Sub-Total	(\$/Tm)	1.80	1.63	1.47	1.18
Costo de Mano de Obra	(\$/Tm)	1.30	1.17	1.04	0.82
Costo Total + Mano de Obra	(\$/Tm)	3.10	2.79	2.51	2.00

Reducción de Costos en Tajeos - VETAS							
Producción mensual	17,000 Ton/mes			Ahorro \$/Tm	Ahorro \$/mes	Ahorro \$/año	
Malla Actual	0.6 x 0.6	vs	0.65x0.65	Propuesta	0.17	2,903	34,833
Malla Actual	0.6 x 0.6	vs	0.7x0.7	Propuesta	0.33	5,573	66,878
Malla Actual	0.6 x 0.6	vs	0.8x0.8	Propuesta	0.61	10,451	125,408

Escenario Objetivo

Análisis de Costos por ampliación de malla en MANTOS					
Guía para Diseño de Voladura		Diseño actual	Diseño 1	Diseño 2	Diseño 3
Malla		0.7x0.7	0.8x0.8	0.9x0.9	1.0x1.0
Burden	(m)	0.70	0.80	0.90	1.00
Espaciamiento	(m)	0.70	0.80	0.90	1.00
Masa de Voladura	(Tm/tal)	1.96	2.50	3.06	3.70
Factor de Potencia	(kg/Tm)	0.37	0.28	0.23	0.19
Factor de Perforacion	(pp/Tm)	2.60	2.04	1.66	1.38
Costo por Tm					
Costo de Perforación	(\$/Tm)	0.46	0.36	0.29	0.24
Costo de Explosivo	(\$/Tm)	0.38	0.29	0.23	0.19
Costo de Iniciación	(\$/Tm)	0.56	0.47	0.41	0.36
Sub-Total	(\$/Tm)	1.40	1.12	0.94	0.80
Costo de Mano de Obra	(\$/Tm)	0.99	0.77	0.63	0.52
Costo Total + Mano de Obra	(\$/Tm)	2.39	1.89	1.57	1.32

Reducción de Costos en Tajeos - MANTOS							
Producción mensual	83,500 Ton/mes			Ahorro \$/Tm	Ahorro \$/mes	Ahorro \$/año	
Malla Actual	0.7 x 0.7	vs	0.8x0.8	Propuesta	0.28	23,403	280,832
Malla Actual	0.7 x 0.7	vs	0.9x0.9	Propuesta	0.46	38,645	463,739
Malla Actual	0.7 x 0.7	vs	1.0x1.0	Propuesta	0.60	50,380	604,562

Escenario Objetivo

Fuente: Elaboración Propia

4.3 CONTROL DE SOBRE-ROTURA

En la actualidad la sobre-rotura es del 25% y el objetivo trazado es de reducir la sobre-rotura a un máximo del 10%, los ahorros obtenidos se muestran a continuación:

TABLA-4.7: AHORRO EN EL CONTROL DE SOBRE ROTURA

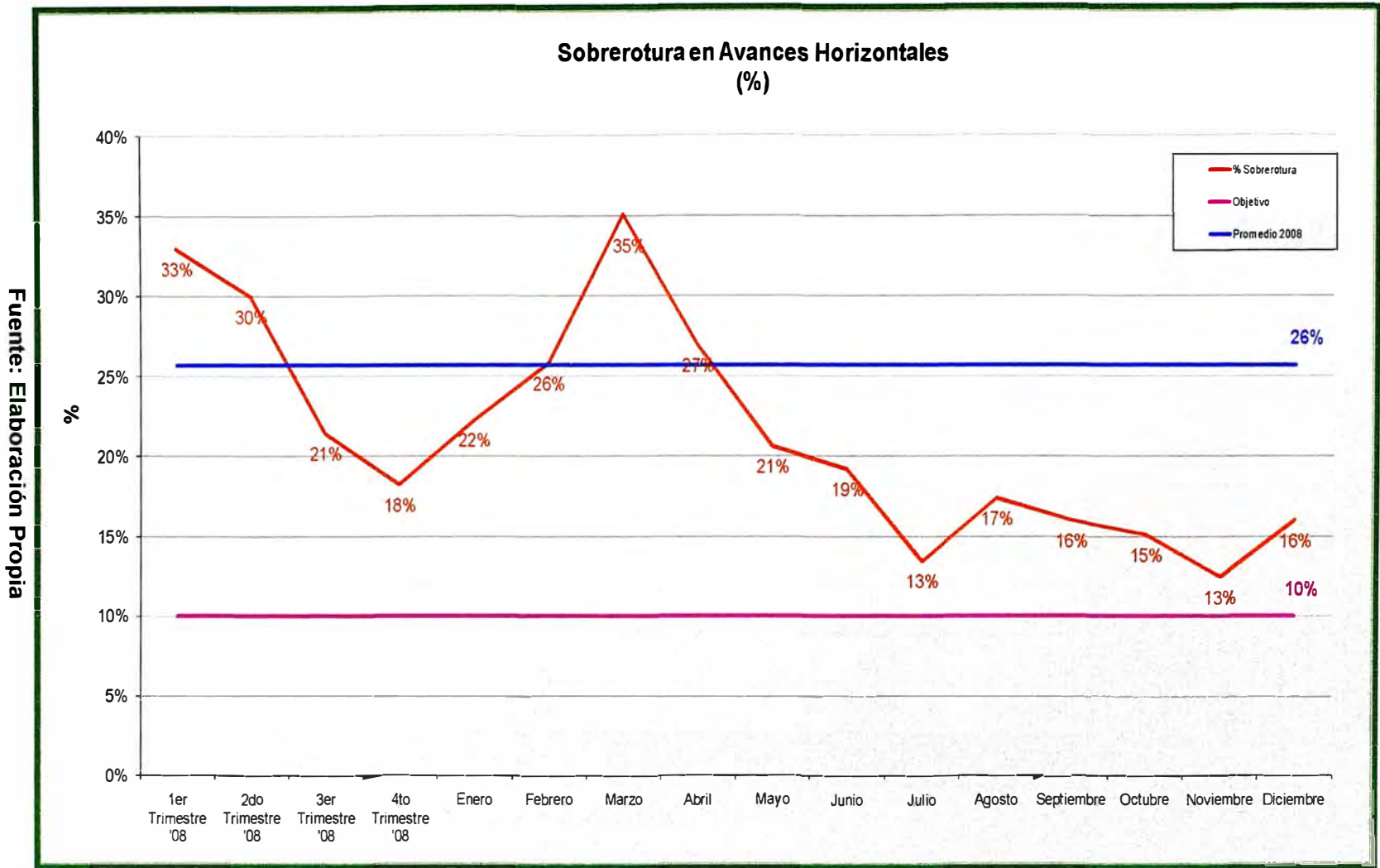
Ahorro en Extracción (sobre-rotura)	
Mecanizado	Sobrerotura 15% - 4,814 TM
Transporte (US\$)	7,496
Limpieza (US\$)	5,905
Total Mensual (US\$)	13,401
Total Anual (US\$)	160,815

Fuente: Elaboración Propia

* Ver Tabla 4.8

Acciones a tomar:

- Aplicación de voladura controlada en las coronas mediante el uso de espaciadores (carrizos y tacos).
- Implementación del estándar de carguío (Ver Anexo 04).



Fuente: Elaboración Propia

FIGURA-4.5: SOBRE-ROTURA EN AVANCES HORIZONTALES (%)

**TABLA-4.8: ANÁLISIS DE COSTOS
POR CONTROL DE SOBRE-ROTURA**

m - avance / mes	Sección	Volumen de Proyecto	Tonelaje por Sobre-rotura	Distancia Promedio	Costo Sobre-rotura 15 %		Total
			TM	(km)	Transporte	Limpieza	
530	3.0 x 3.0	4,675	1,963	1.0	766	1,681.5	*
600	3.5 x 3.0	6,174	2,593	3.5	3,540	2,220.9	
355	4.0 x 4.0	5,566	2,338	3.5	3,191	2,002.3	
Mensual (US\$)					7,496	5,905	13,401
Anual (US\$)					89,958	70,857	160,815

(*) Avance mecanizado en Condestable

(**)	TOTAL SOBRE COSTO TRANSPORTE	US\$	7,496
(**)	TOTAL SOBRE COSTO LIMPIEZA	US\$	5,905
	SOBRE COSTO TOTAL MENSUAL	US\$	13,401
	SOBRE COSTO TOTAL ANUAL	US\$	160,815

(**) costos sobre el 10% de sobre-rotura permisible

Fuente: Elaboración Propia

4.4 REDUCCIÓN DE LA PERFORACIÓN ESPECÍFICA (MÉTODO MECANIZADO)

En la actualidad la perforación específica es de 117 pp/m de avance, y el objetivo trazado es 107 pp/m-de avance, los ahorros obtenidos se muestran a continuación:

TABLA-4.9: AHORRO EN LOS AVANCES MECANIZADOS

Datos	
m avan - mes	1,485
Long. Perforac. (m)	3.7
Jumbo (\$/hr)	60
Aceros (\$/pp)	0.17
Jumbo (hr/disp)	2.3
pp/m (jul-set)	117
pp/m (Objetivo)	107

Reducción de Costos Perforación	
pp/m	10
pp/mes	14,850
pp/disparo	396
Nº disparos	38
Horas Jumbo	86
Jumbo	\$5,176
Aceros	\$2,525
Ahorro mensual	\$7,701
Ahorro Anual	\$92,410

Fuente: Elaboración Propia

* Ver Tabla-4.10

Acciones a tomar:

- Estandarización de las mallas de perforación para cada tipo de roca y sección.

Fuente: Elaboración Propia

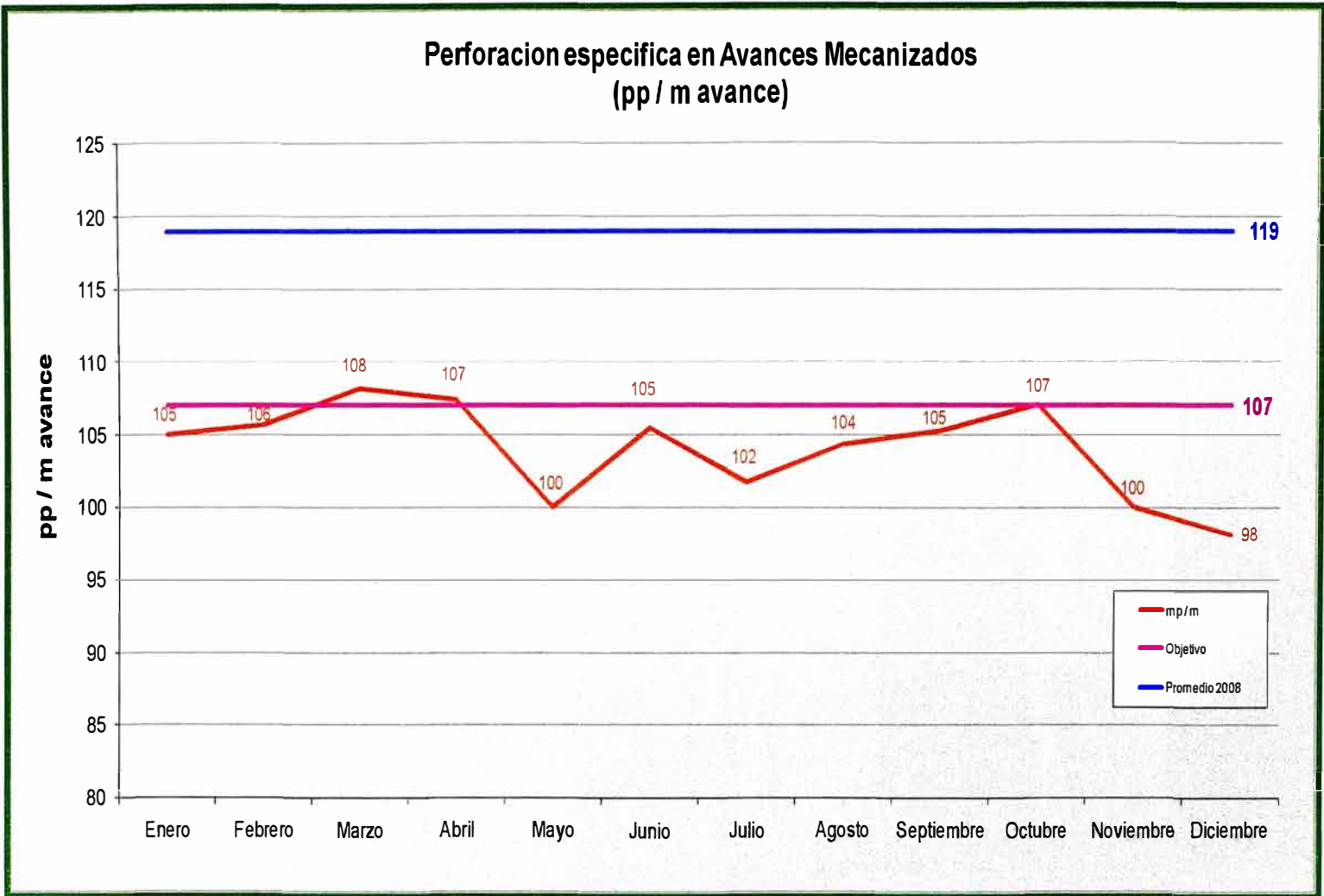


FIGURA-4.6: PERFORACIÓN ESPECIFICA EN AVANCES HORIZONTALES MECANIZADOS

Fuente: Elaboración Propia

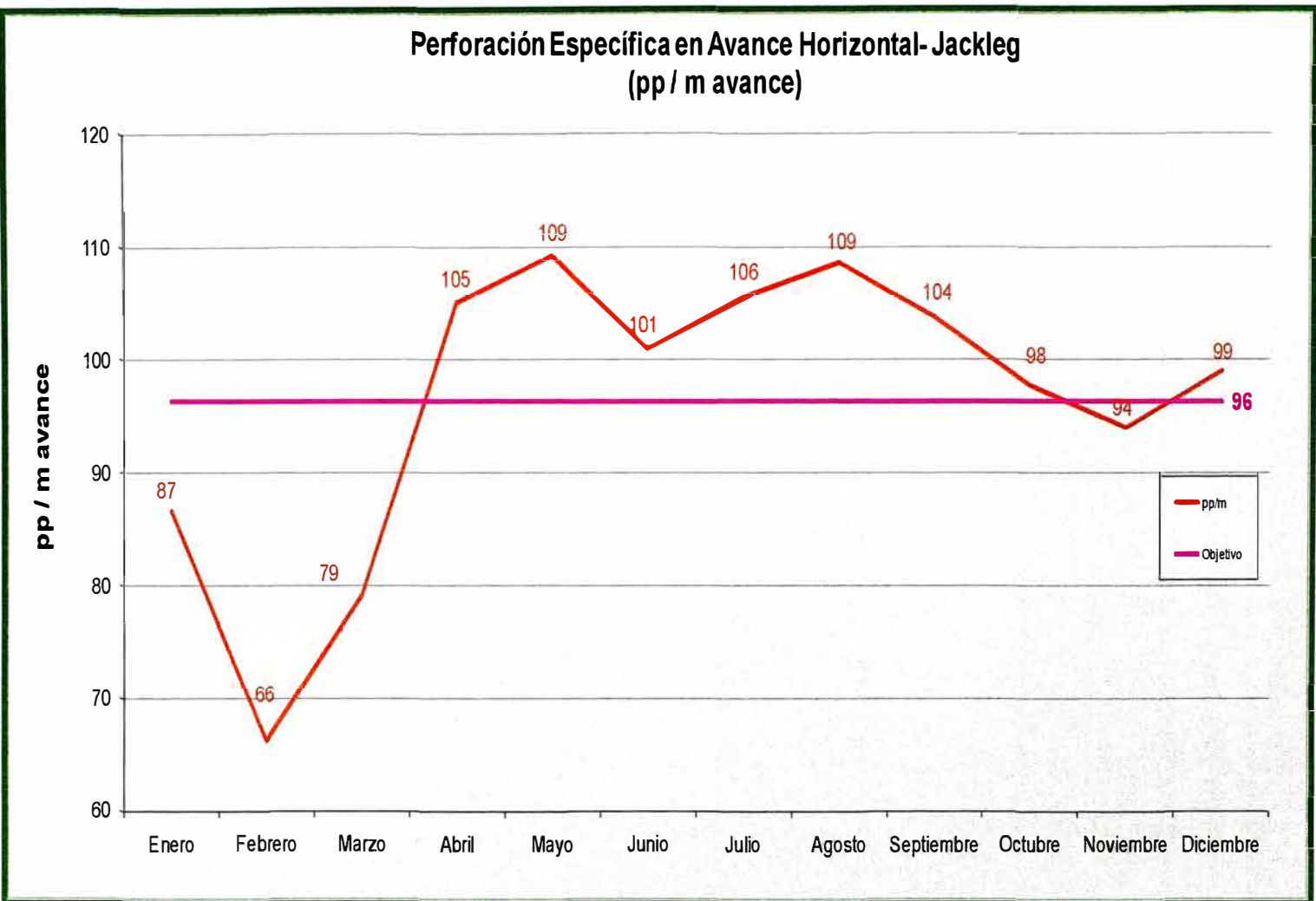
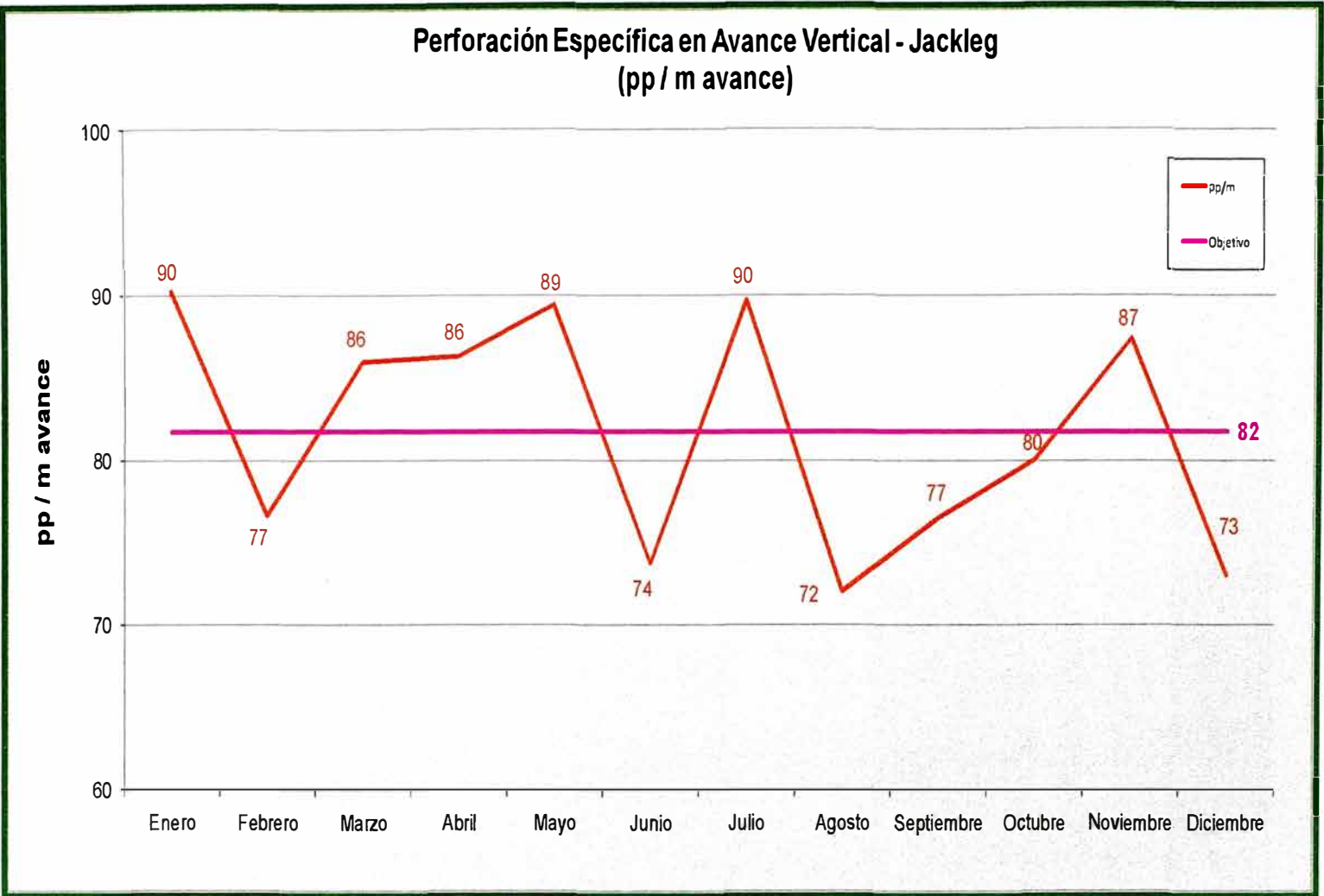


FIGURA-4.7: PERFORACIÓN ESPECIFICA EN AVANCES HORIZONTALES CON MAQUINA JACKLEG



Fuente: Elaboración Propia

FIGURA-4.8: PERFORACIÓN ESPECIFICA EN AVANCES VERTICALES CON MAQUINA JACKLEG

Fuente: Elaboración Propia

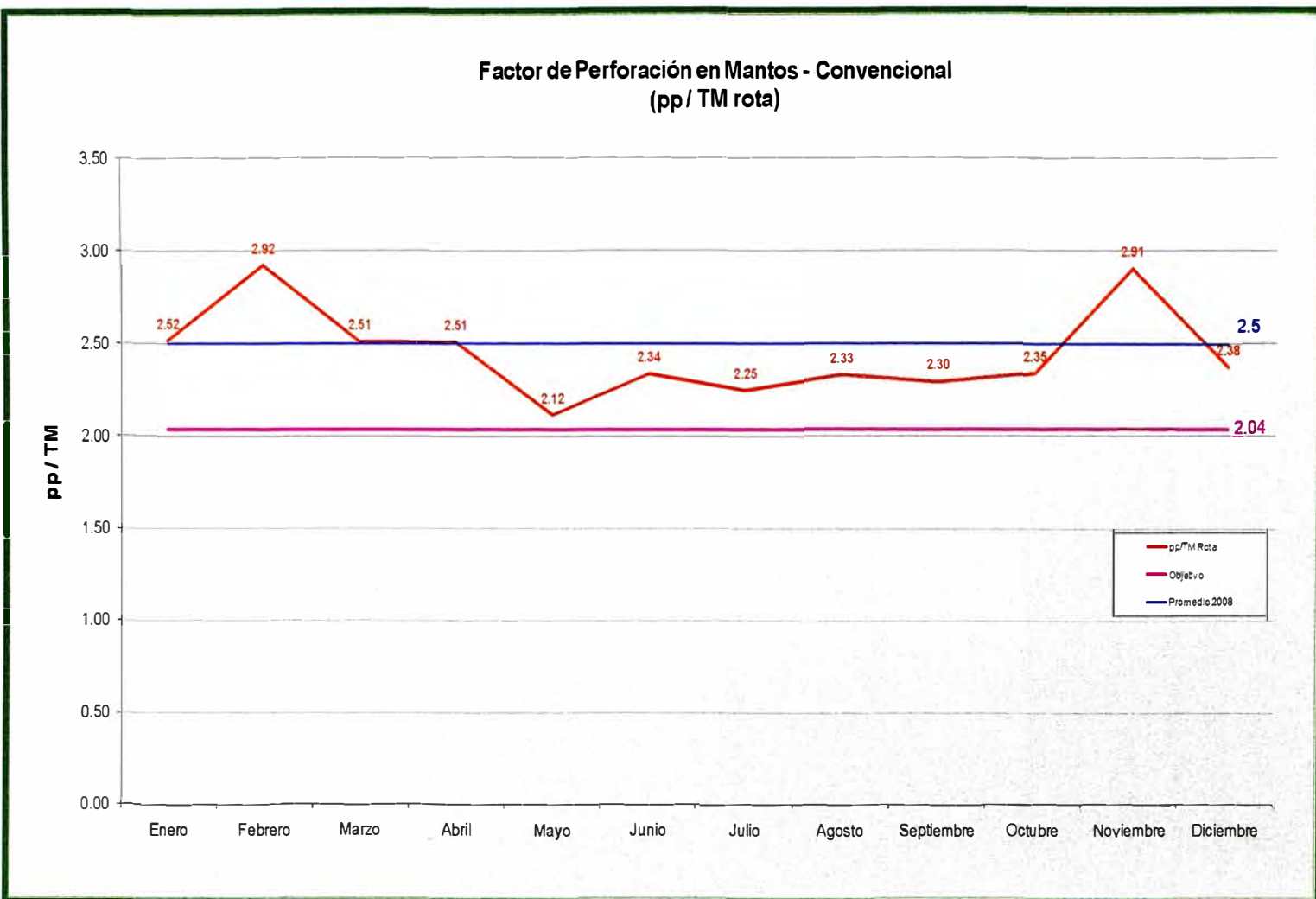


FIGURA-4.9: PERFORACIÓN ESPECIFICA EN MANTOS (CONVENCIONAL)

Fuente: Elaboración Propia

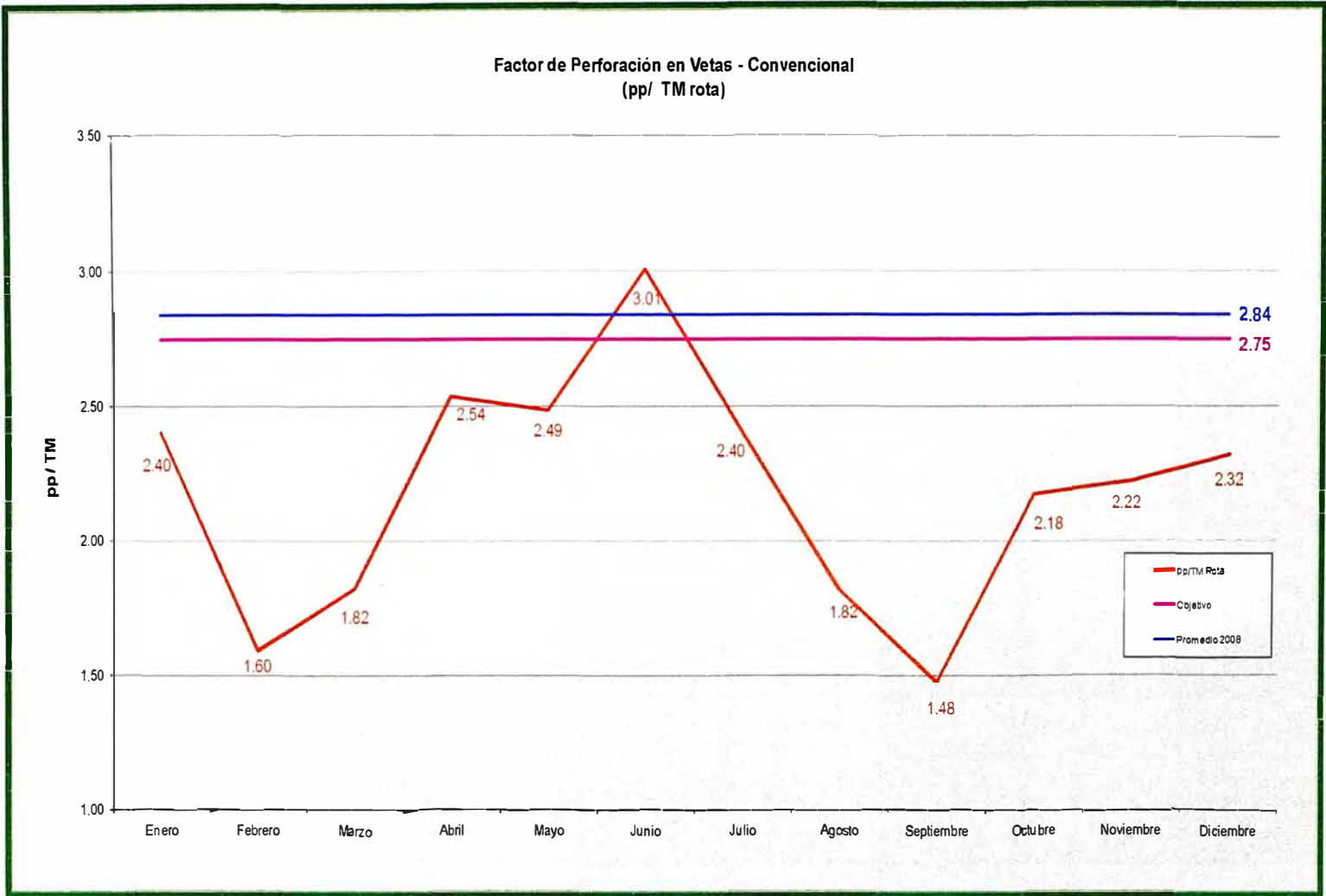


FIGURA-4.10: PERFORACIÓN ESPECIFICA EN VETAS (CONVENCIONAL)

**ESTÁNDAR DE CONSUMO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA
EN FRENTES DE AVANCE MECANIZADO**

Fuente: Elaboración Propia

Sección	Tipo de Roca	Anfo (Kgs)	Emulsión 1 1/2 x 7	Emulsión 1 x 7	Pentacord (m)	Carmex (Pza)	Mecha Rápida (m)	Carrizos (Unid.)	Tacos (Unid.)
4 x 4	Extremadamente Dura	110	35	22	48	2	0.20	15	23
4 x 4	Dura	100	35	20	48	2	0.20	15	23
3.5 x 3	Extremadamente Dura	90	35	18	45	2	0.20	15	23
3.5 x 3	Dura	80	35	15	45	2	0.20	15	23

**TABLA-4.10: ANÁLISIS DE COSTOS
EN LOS AVANCES MECANIZADOS**

4.5 Reducción del factor de potencia en los avances mecanizado

En la actualidad las secciones ejecutadas; así como su factor de potencia son:

3.50 m x 3.00 m = **31.4** kg/m ; 4.00 m x 4.00 m = **38.5** kg/m

y el objetivo trazado es:

3.50 m x 3.00 m = **26.3** kg/m ; 4.00 m x 4.00 m = **32.0** kg/m

Los ahorros obtenidos se muestran a continuación:

**TABLA-4.11: AHORRO EN LA
REDUCCIÓN DEL FACTOR DE POTENCIA**

Reducción de Costos en Carguío (Explosivos)			
Sección	M-avance	US \$ / m-avance	Ahorro
3.5 x 3.0	1,130	1.94	2195.0
4.0 x 4.0	355	2.77	984.0
Total Mensual (US\$)			3,179
Total Anual (US\$)			38,148

Fuente: Elaboración Propia

* Ver Tabla 4-12

Acciones a tomar:

- Implementación de los estándares de perforación (diseño de mallas de perforación) y carguío.

Fuente: Elaboración Propia

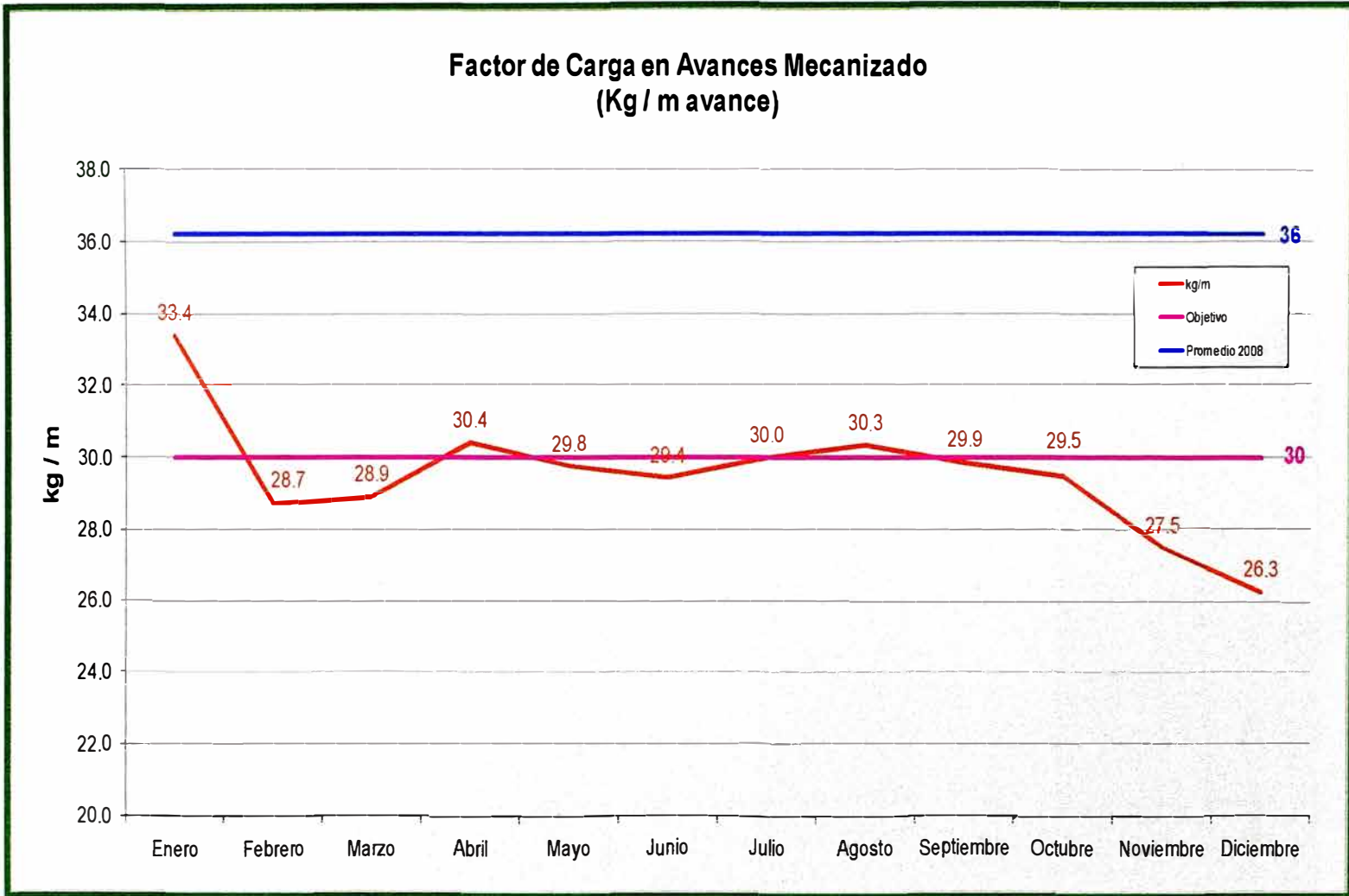


FIGURA-4.11: FACTOR DE CARGA EN AVANCES MECANIZADOS

Fuente: Elaboración Propia

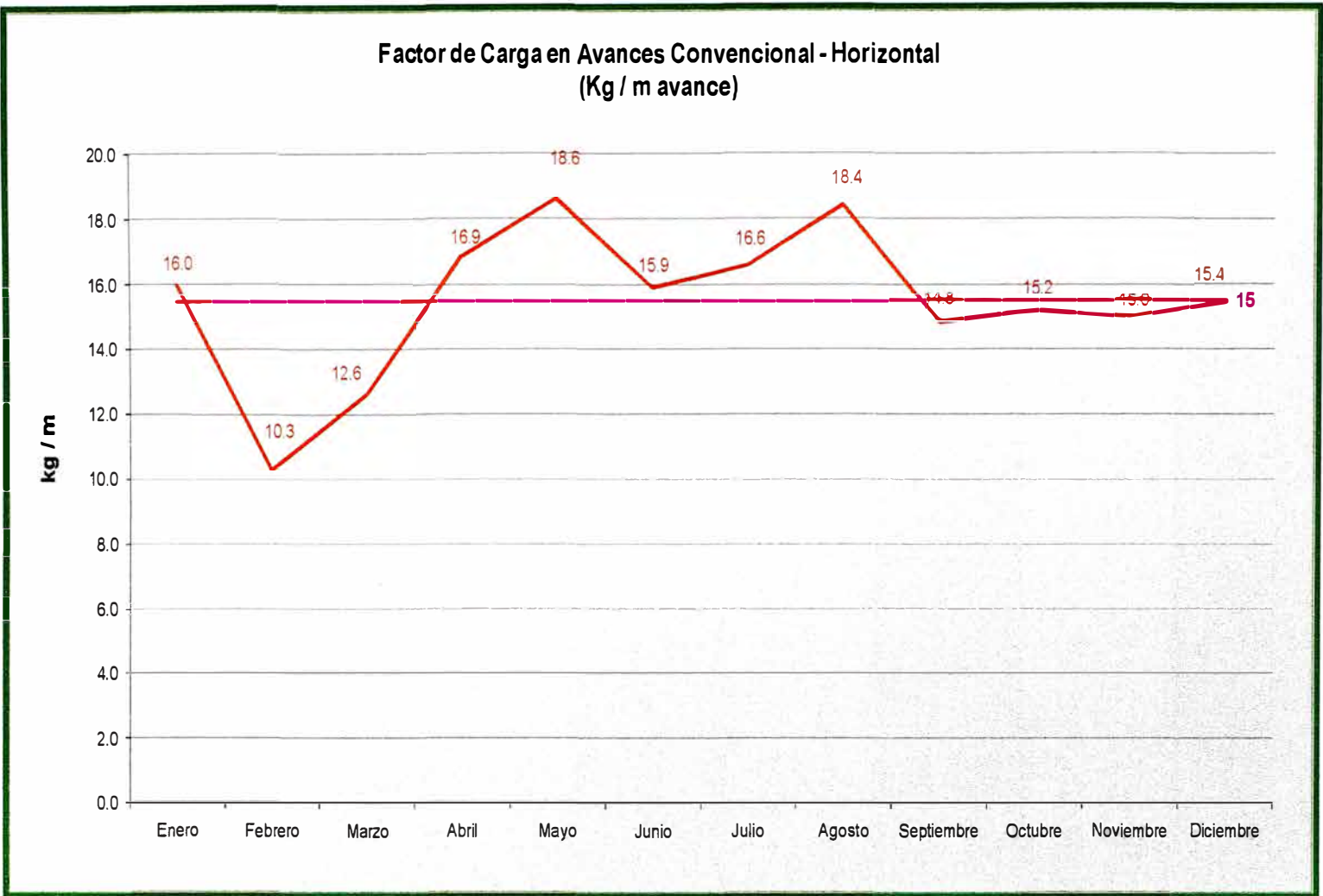
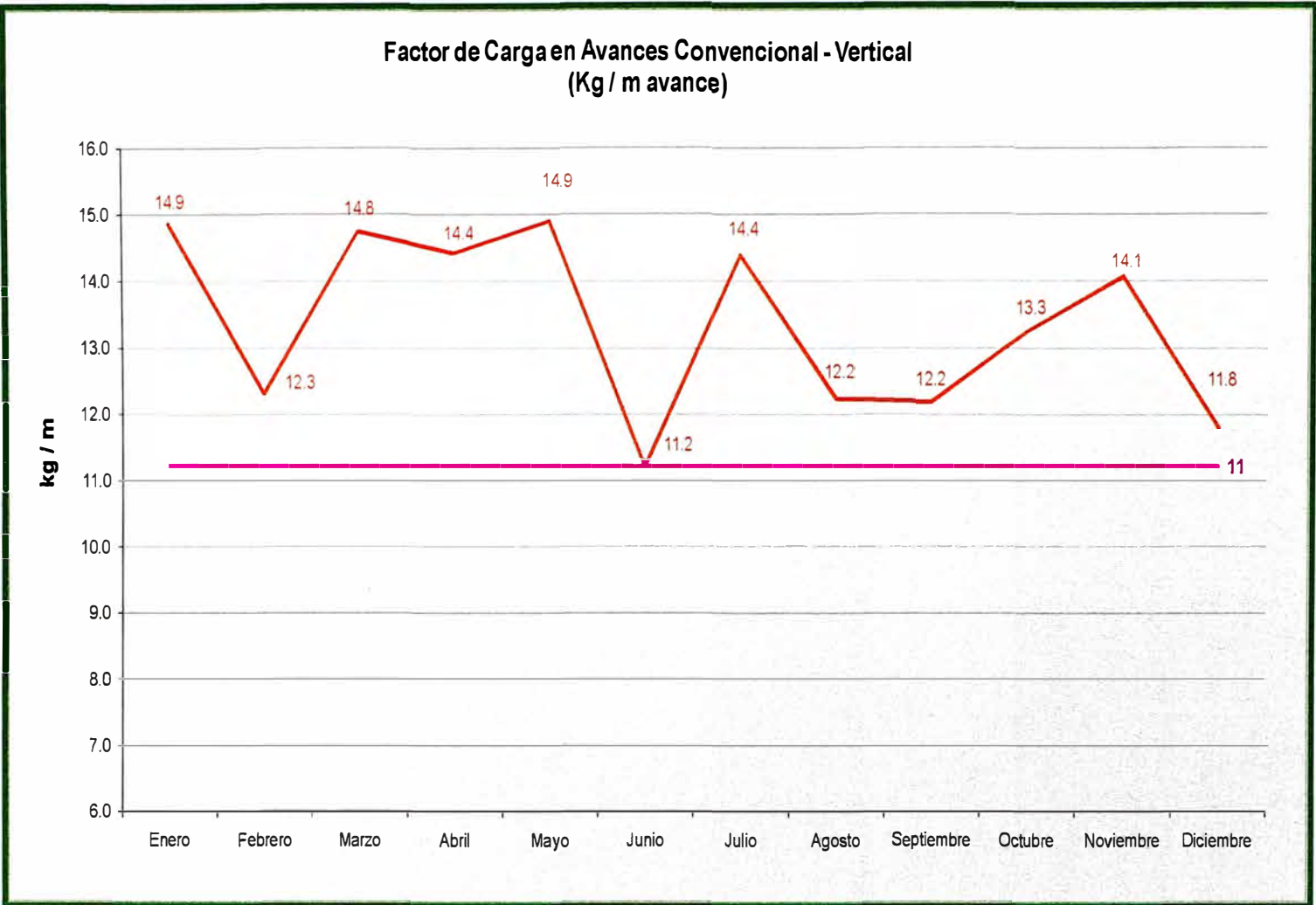


FIGURA-4.12: FACTOR DE CARGA EN AVANCES CONVENCIONALES - HORIZONTAL



Fuente: Elaboración Propia

FIGURA-4.13: FACTOR DE CARGA EN AVANCES CONVENCIONALES - VERTICAL

Fuente: Elaboración Propia

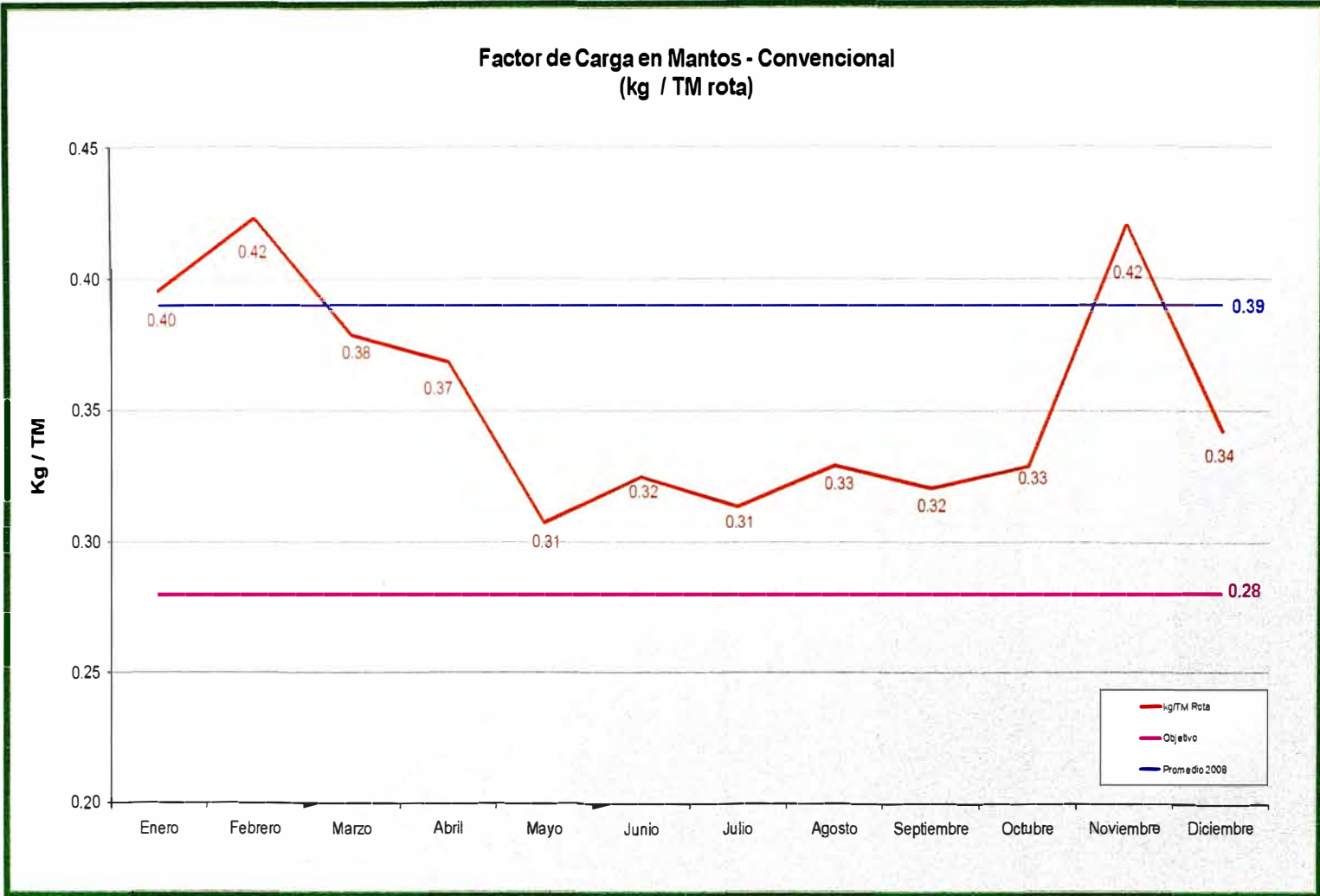


FIGURA-4.14: FACTOR DE CARGA EN MANTOS (CONVENCIONAL)

Fuente: Elaboración Propia

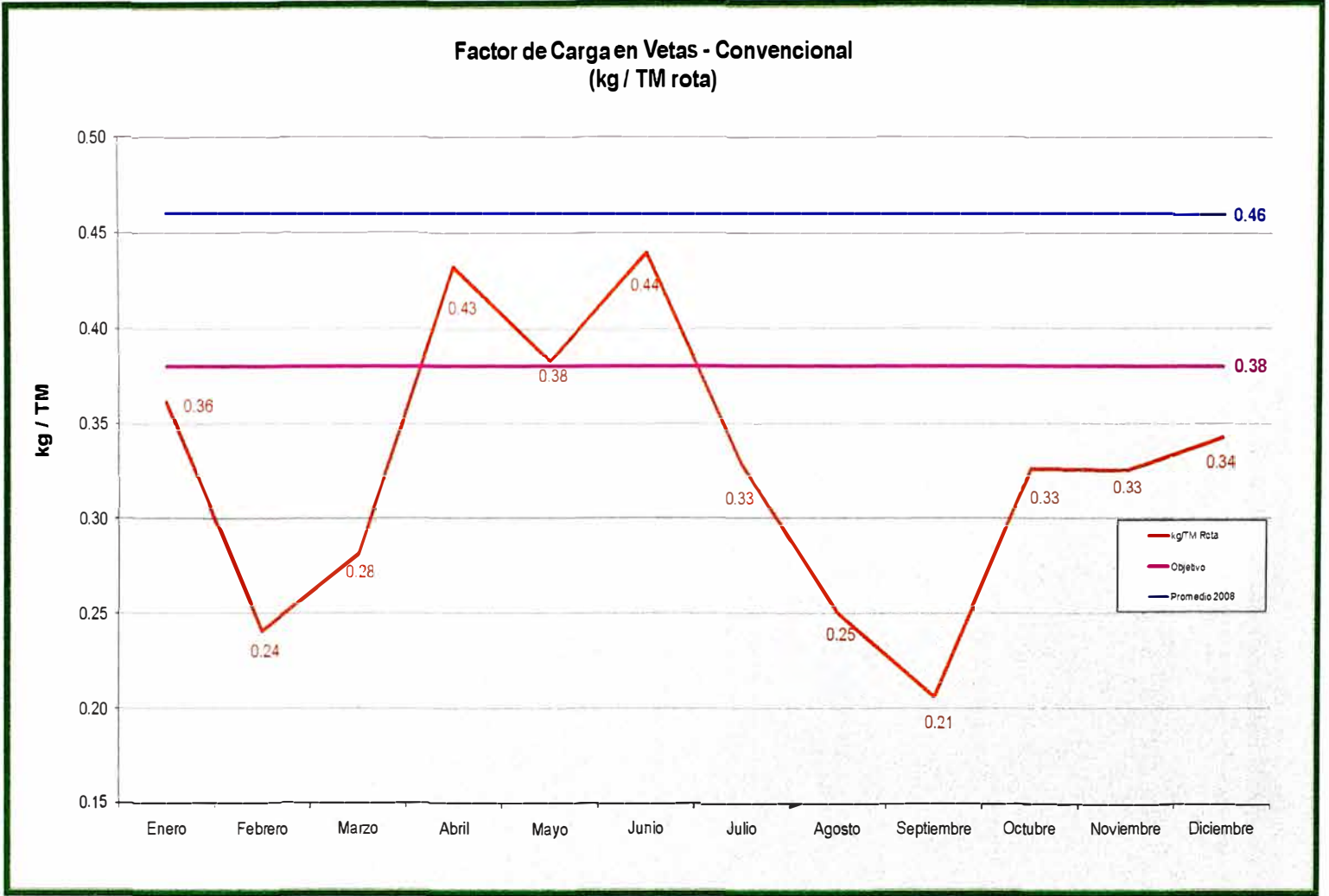


FIGURA-4.15: FACTOR DE CARGA EN VETAS (CONVENCIONAL)

TABLA-4.12: ANÁLISIS DE COSTOS EN LA REDUCCIÓN DEL FACTOR DE POTENCIA

Reducción de Costos por Metro de Avance con Voladura Controlada (Mecanizado)						
Seccion 3.5 x 3	Avance		3.6 m			
	Unid	Cantidad	Incidencia	P.U. US\$	Precio Parcial	US\$ / m avance
Explosivos						
Emulsion 1" x 7"	Kg	1.32	1.00	2.06	2.72	-0.76
Emulsion 1 1/2" x 7"	Kg	1.16	1.00	2.06	2.38	0.66
ANFO	Kg	15.00	1.00	0.72	10.84	-3.01 (*)
Sub Total Explosivos						-3.11
Materiales						
Carrizo 0.65m x 1"	UNID.	15.00	1.00	0.10	1.50	0.42
Tacos Preparados 0,35m 1 1/2"	UNID.	23.00	1.00	0.12	2.69	0.75
Sub Total Materiales						1.16
TOTAL						-1.94

Seccion 4 x 4	Avance		3.6 m			
	Unid	Cantidad	Incidencia	P.U. US\$	Precio Parcial	US\$ / m avance
Explosivos						
Emulsion 1" x 7"	Kg	1.02	1.00	2.06	2.10	-0.58
Emulsion 1 1/2" x 7"	Kg	1.16	1.00	2.06	2.38	0.66
ANFO	Kg	20.00	1.00	0.72	14.46	-4.02 (*)
Sub Total Explosivos						-3.94
Materiales						
Carrizos 0,65m x 1"	UNID.	15.00	1.00	0.10	1.50	0.42
Tacos Preparados 0,35m 1 1/2"	UNID.	23.00	1.00	0.12	2.69	0.75
Sub Total Materiales						1.16
TOTAL						-2.77

(*) Por no usar anfo en las coronas + Anfo rociado en hastiales.

Reducción de Costos en Carguío (Explosivos)			
Sección	M-avance	US\$ / m-avance	Ahorro
3.5 x 3.0	1,130	1.94	2195.0*
4.0 x 4.0	355	2.77	984.0
Total Mensual (US\$)			3,179
Total Anual (US\$)			38,148

(*) Se incluye avance mecanizado Condestable

Fuente: Elaboración Propia

4.6 RENDIMIENTO DE SCOOP

En el año 2009; se obtuvo un rendimiento de flota de **70 t/h**, siendo 89 t/h en scoops de 6.1 yd³ y 48 t/h en scoops de 4.2 yd³, se ha observado en los scoops de 4.2 yd³ un mayor trabajo de servicios y rotación lo que generó un bajo rendimiento. Si comparamos con el año 2008 vemos que nuestro rendimiento ha mejorado en **10%** ya que su rendimiento fue de 63.1 t/h. (Ver Tabla-4.15)

La disponibilidad mecánica fue de **84%** con un porcentaje de utilización de **52%** (12.3 h/d de uso). Se excluyó a los equipos con reparaciones mayores y realizaron trabajos de servicios durante gran parte del mes (ST-A1; ST-10; ST-12; ST-C1).

4.7 AMPLIACIÓN DE LA MALLA DE PERFORACIÓN

En el año 2009, para **vetas** se obtuvo un factor de carga de **0.33 kg/t** y una perforación específica de **2.24 pp/t**, en el caso de **mantos** se obtuvo un factor de carga de **0.36 kg/t** y una perforación específica de **2.55 pp/t**, si comparamos respecto al año 2008 vemos que para vetas se obtuvo un factor de carga de 0.46 kg/t y una perforación específica de 2.84 pp/t, para mantos se obtuvo un factor de carga de 0.39 kg/t y una perforación específica

de 2.50 pp/t, finalmente vemos un resultado positivo de 28% a favor para vetas y 7% a favor para mantos (ver Tabla-4.22).

4.8 SOBRE-ROTURA

Para el año 2009 la sobrerotura es de **16%**, algunas labores han tenido sobre-rotura por encima del 20%; sin embargo en el año 2008 se ha obtenido una sobrerotura del 25.7% donde el 85% de labores se encontraba por encima del 25% de sobrerotura, por lo tanto para este año vemos una disminución severa en 5.7% respecto al año anterior que es positivo para nuestro plan de reducción de costos (Ver Tabla-4.15).

4.9 AVANCES MECANIZADOS

El factor de carga para este año es de **26 kg/m** y la perforación específica es de **98 pp/m** por lo tanto se ha cumplido los objetivos ya que en el año 2008 el factor de carga fue de 36.2 kg/m y la perforación específica fue de 118 pp/m, por lo tanto respecto al factor de carga en avances vemos un resultado favorable en 28% y en perforación específica un resultado de 18% a favor respecto al año anterior (Ver Tabla-4.21).

Se tiene un promedio de 3.3 disparos jumbo/día y 369 m de avance por jumbo/mes, con un avance promedio por disparo de 3.69 m, se

observa además que equipo J3 tuvo una disponibilidad de 54% (Ver Tabla-4.20).

4.10 RELLENO INTERIOR MINA

El desmonte de Mina Raúl tuvo como destino el Botadero 287 en el nivel+125, Botadero 2278 en el nivel -95 y Botadero -75 en el nivel -115 (interior mina). En todo el año se ha rellenado un total de **713,300 t**, el cual representa el 80% de todo el desmonte de Mina Raúl (Ver Figura-4.17).

4.11 TRANSPORTE

Se tuvo un transporte total de **291,766 t** con distancia promedio de **3.56 km**, (3.98 km en mineral y 2.59 km en desmonte) además el material movido frente a balanza fue de 13,330 t de los cuales 6,944 t tuvieron como destino final chancado primario (Ver Figura-4.16).

4.12 BALANCE PLAN DE REDUCCIÓN DE COSTOS

El ahorro acumulado del año 2009 es de **US\$516,400**.

4.12.1 Rendimiento del scoop

A pesar de no tener una tendencia clara, se presenta un balance ligeramente positivo que nos ha permitido un ahorro de **US\$4,300**.

4.12.2 Ampliación de las mallas de perforación

Durante el año se mantuvo un balance positivo mensual que nos permitió un ahorro de **US\$85,000** en el año, que representa el **16%** del ahorro total.

4.12.3 Sobre-rotura

Presenta un balance acumulado positivo a partir del mes de Mayo que finalmente nos representa el **8%** del ahorro total que es **US\$41,300**.

4.12.4 Avance mecanizado

En el año se logró un ahorro acumulado de **US\$116,900** siendo el de mayor aporte el factor de carga con **US\$83,500**, debido al cumplimiento de los objetivos en los índices de perforación específica y factor de carga, este representa el 24% del ahorro total.

4.12.5 Relleno en interior mina

Con el relleno de los tajeos vacíos se logró un ahorro acumulado de **US\$258,200**, principalmente por la reducción de distancias. Dicho monto representa el 50% del ahorro total en el plan de reducción de costos.

Fuente: Elaboración Propia

Balance plan de reducción de costos 2009														
Actividad	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Setiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total ahorro Acumulado	Influencia
Rendimiento de scoop	11,187	-12,470	-192	-771	-3,620	825	-3,747	5,898	8,940	7,406	-1,951	-7,133	4,371	1%
Ampliación de malla	2,471	810	7,221	2,285	13,735	7,068	11,094	15,583	14,524	5,994	-2,807	7,187	85,164	16%
Sobrerotura	780	-42	-3,996	-674	1,655	3,617	9,771	6,151	7,423	5,822	7,425	3,738	41,669	8%
Perforac. Jumbo	2,877	3,109	2,490	2,365	3,403	4,067	4,903	3,734	3,738	3,161	4,980	4,656	43,482	8%
Factor Carga Meca.	1,765	6,990	6,709	4,755	5,461	7,876	7,010	6,976	7,801	7,996	10,338	9,918	83,594	16%
Relleno interior mina	9,141	21,572	20,740	20,769	13,728	17,667	15,637	14,190	8,804	38,215	32,172	45,575	258,210	50%
Total US\$	28,221	19,969	32,971	28,728	34,363	41,120	44,667	52,531	51,229	68,593	50,156	63,941	516,489	100%

TABLA-4.13: BALANCE DEL PLAN DE REDUCCION DE COSTOS

TABLA-4.14: ÍNDICES CLAVES DE GESTIÓN

INDICES	Unid.	1 ^{er} Trimestre	2 ^{do} Trimestre	3 ^{er} Trimestre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Promedio 2009
Mano de Obra								
TM Extraída / HHT	TME / hht	2.06	1.96	2.05	2.12	2.17	2.13	2.05
TM Mineral Tratado / HHT	TMT / hht	1.53	1.43	1.48	1.53	1.45	1.58	1.49
Equipos Mina								
Scoop								
Consumo SC 6Yd ³	Gal/hr	5.0	5.0	4.7	4.5	4.7	4.8	4.8
Consumo SC 4Yd ³	Gal/hr	3.8	3.9	4.1	3.8	3.6	3.9	3.9
Rendimiento SC 6Yd ³	TM(Transportada) / hr	83	84	90	90	93	89	87
Rendimiento SC 4Yd ³	TM(Transportada) / hr	55	55	54	56	50	48	54
Rendimiento General	TM(Transportada) / hr	67	67	73	74	72	70	70
Jumbo								
Jumbo N° 2	m-avance / hr per	2.4	2.2	2.6	2.7	2.6	2.1	2.42
Jumbo N° 3	m-avance / hr per	2.4	1.4	2.3	2.1	2.1	2.0	2.03
Jumbo N° 4	m-avance / hr per	2.1	2.2	2.2	1.9	1.7	2.1	2.08
Jumbo N° 5	m-avance / hr per	2.0	2.1	2.3	2.3	2.1	2.1	2.12
Avance Mecanizado								
Factor de carga								
Total	Kg / m-avance	30	30	30	29	27	26	30
3.5 x 3.0	Kg / m-avance	28	29	29	29	26	25	28
4.0 x 4.0	Kg / m-avance	40	37	34	35	33	33	36
Perforación Específica								
Total	pp / m-avance	106	104	104	107	100	98	104
3.5 x 3.0	pp / m-avance	102	101	100	105	97	96	101
4.0 x 4.0	pp / m-avance	125	121	115	119	114	109	119
Avance Convencional								
Perforación Específica								
Avance Horizontal	pp / m-avance	77	105	106	98	94	99	96
Avance Vertical	pp / m-avance	84	83	79	80	87	73	82
Factor de Carga								
Avance Horizontal	Kg / m-avance	13	17	17	15	15	15	15
Avance Vertical	Kg / m-avance	14	14	13	13	14	12	13
% Sobre-rotura								
Cruceros	%	28%	22%	16%	15%	13%	16%	20%
Rotura Convencional								
Mantos								
Perforación Específica	pp / TMR	2.65	2.32	2.29	2.35	2.91	2.38	2.45
Factor de Carga	Kg / TMR	0.40	0.33	0.32	0.33	0.42	0.34	0.35
Vetas								
Perforación Específica	pp / TMR	1.94	2.68	1.90	2.18	2.22	2.32	2.19
Factor de Carga	Kg / TMR	0.29	0.42	0.26	0.33	0.33	0.34	0.33

Fuente: Elaboración Propia

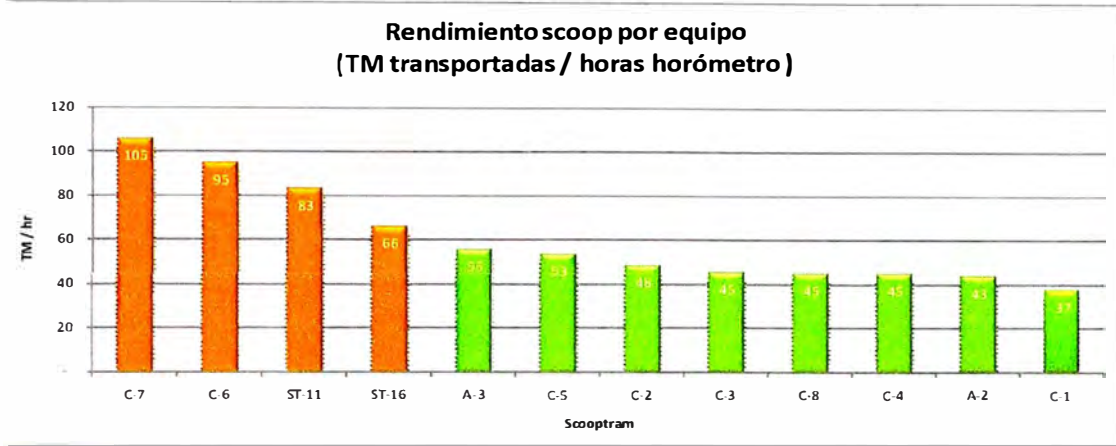
TABLA-4.15: SOBRE-ROTURA EN AVANCES HORIZONTALES

SOBREROTURA DICIEMBRE -CRUCEROS AL 30 DE DICIEMBRE						
Nivel	Labor	Empresa	Sección	Longitud	Sobrerotura %	
Zona Alta						
Nv_-20	XC_5239	CMC	3.5 x 3.0	37.9	0.7%	
	XC_4386	CMC	3.5 x 3.0	40.3	30.2%	
	XC_5098_E	CMC	3.5 x 3.0	12.5	25.5%	
	XC_5098_W	CMC	3.5 x 3.0	12.3	9.7%	
Nv_-55	XC_2354	CMC	3.5 x 3.0	14.1	10.5%	
	XC_4469_W	CMC	3.5 x 3.0	15.5	2.6%	
	XC_1119_N	CMC	3.5 x 3.0	32.6	8.5%	
	XC_4261	CMC	4.0 x 4.0	22.6	-3.4%	
	XC_4486	CMC	3.5 x 3.0	10.0	20.2%	
	XC_2260_S	CMC	3.5 x 3.0	10.9	14.8%	
				208.7	12.4%	
Zona Baja						
Nv_-95	XC_4461	CMC	3.50 x 3.50	14.7	59.9%	
	XC_2416_N	CMC	3.50 x 3.50	32.3	20.1%	
	XC_2153	CMC	3.50 x 3.50	20.8	17.4%	
	XC_2439	CMC	3.50 x 3.50	11.8	48.4%	
Nv_-130	XC_4182	CMC	4.00 x 4.00	86.4	8.3%	
	XC_5138	CMC	4.00 x 4.00	19.2	13.7%	
	XC_2300	CMC	3.50 x 3.50	19.1	2.8%	
	XC_4289	CMC	4.00 x 4.00	43.6	1.9%	
	XC_4389	CMC	3.50 x 3.50	37.5	13.4%	
	XC_4527_N	CMC	3.50 x 3.50	45.2	42.4%	
	XC_4394	CMC	3.50 x 3.50	26.4	12.7%	
	XC_4527	CMC	3.50 x 3.50	53.8	17.4%	
	XC_4476	CMC	3.50 x 3.50	41.6	17.5%	
				452.4	17.7%	
Promedio CMC						
Cruceros				661.0	16.0%	

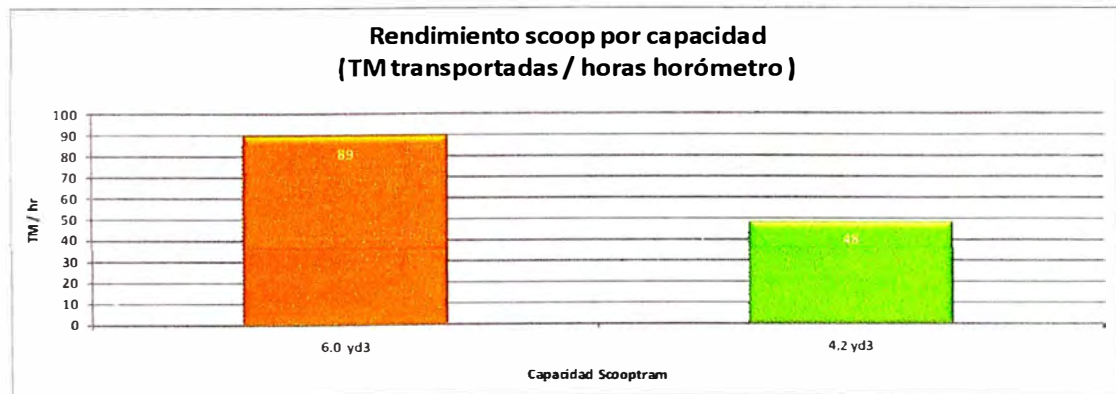
Fuente: Elaboración Propia

TABLA-4.16: RENDIMIENTO DE SCOOP

RENDIMIENTO DE SCOOP - DICIEMBRE



Equipo	Scooptram	Marca	Modelo	Horometro	TM Mineral	TM Desmonte	TM Transportadas	TM / hr
Scooptram	C-7	Caterpillar	R1600G	440	35,809	10,525	46,334	105
Scooptram	C-6	Caterpillar	R1600G	419	20,900	18,692	39,592	95
Scooptram	ST-11	Caterpillar	R1600G	235	11,820	7,653	19,473	83
Scooptram	ST-16	Caterpillar	ST-1030	367	13,385	10,710	24,095	66
Scooptram	A-3	Atlas Copco	ST-710	308	12,894	4,140	17,034	55
Scooptram	C-5	Caterpillar	R1300G	381	15,890	4,408	20,298	53
Scooptram	C-2	Caterpillar	R1300G	303	14,175	450	14,625	48
Scooptram	C-3	Caterpillar	R1300G	349	12,745	3,030	15,775	45
Scooptram	C-8	Caterpillar	R1300G	281	11,403	1,170	12,573	45
Scooptram	C-4	Caterpillar	R1300G	314	13,505	510	14,015	45
Scooptram	A-2	Atlas Copco	ST-710	386	12,872	3,870	16,743	43
Scooptram	C-1	Caterpillar	R1300G	266	7,754	2,160	9,914	37
Scooptram	ST-12	Atlas Copco	ST-1020	246	3,303	1,918	5,222	21
Scooptram	ST-10	Caterpillar	R1300G	40	-	-	-	-
Scooptram	A-1	Atlas Copco	ST-710	-	-	-	-	-
Total General				4,334	186,456	69,238	255,693	70



Equipo	Capacidad Scoop	Horometro	TM Mineral	TM Desmonte	TM Transportadas	TM / hr
Scooptram	6.0 yd ³	1,460	81,914	47,581	129,495	89
Scooptram	4.2 yd ³	2,322	93,485	17,578	111,063	48

* Scoop ST-12 realizó trabajos de servicio

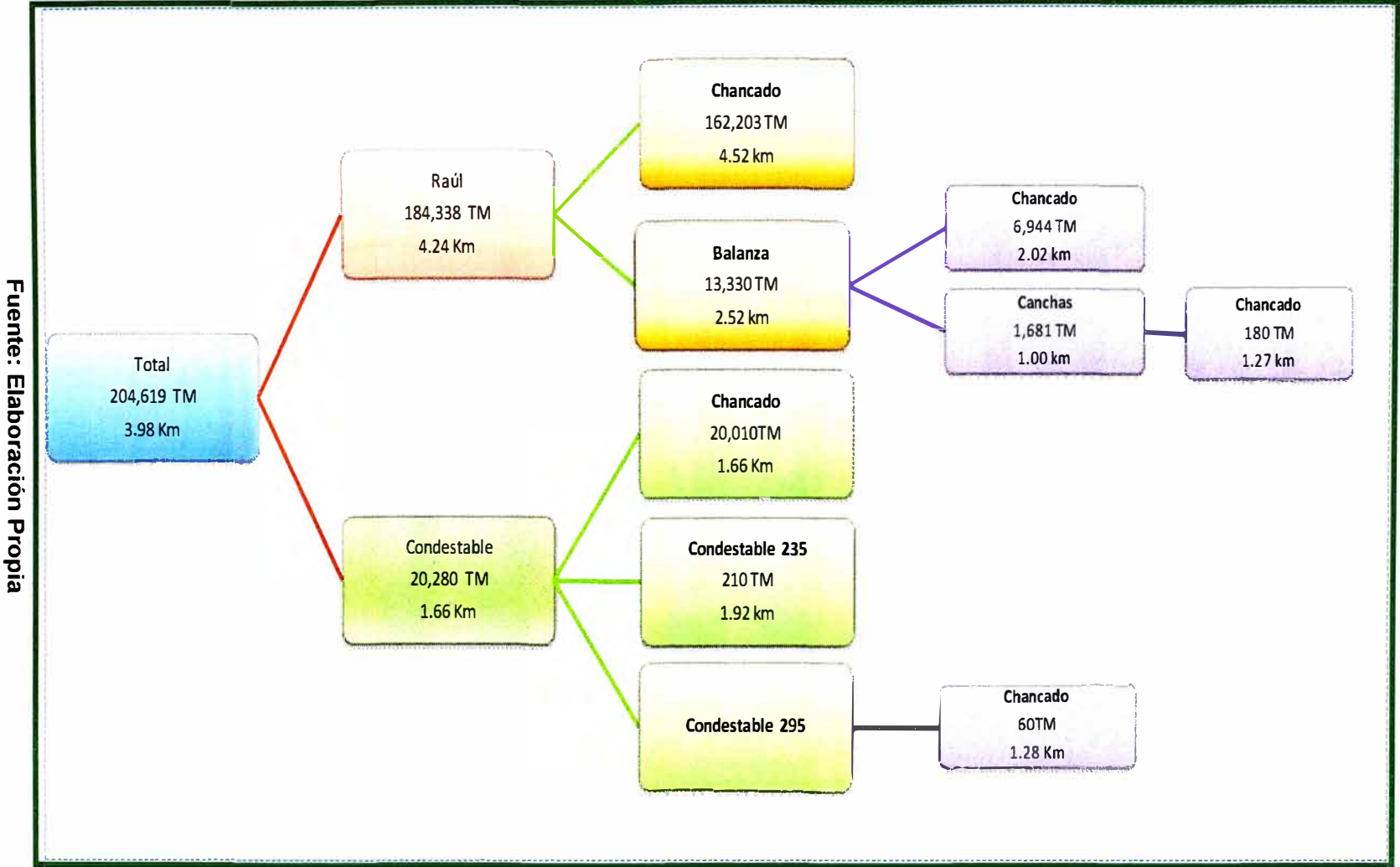
** Scoop ST-10, A-1 : Inoperativos

*** Scoop C-1 servicios

Nota:

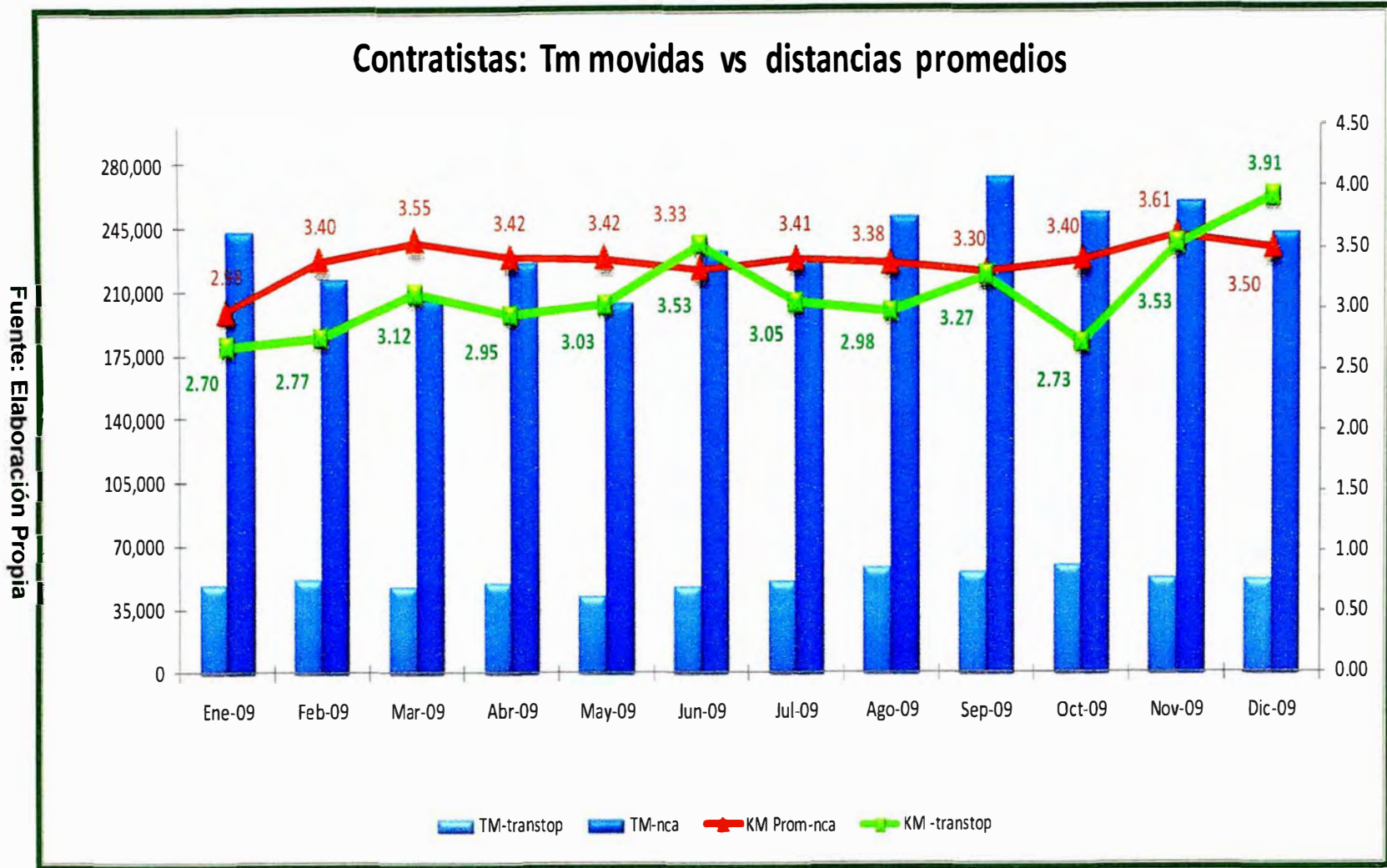
Los scoop C-4, A-2 han realizado trabajos de servicios durante el mes.

Fuente: Elaboración Propia



Fuente: Elaboración Propia

FIGURA-4.16: MOVIMIENTO DE MINERAL



Fuente: Elaboración Propia

FIGURA-4.17: TONELAJE TRANSPORTADO VS DISTANCIA

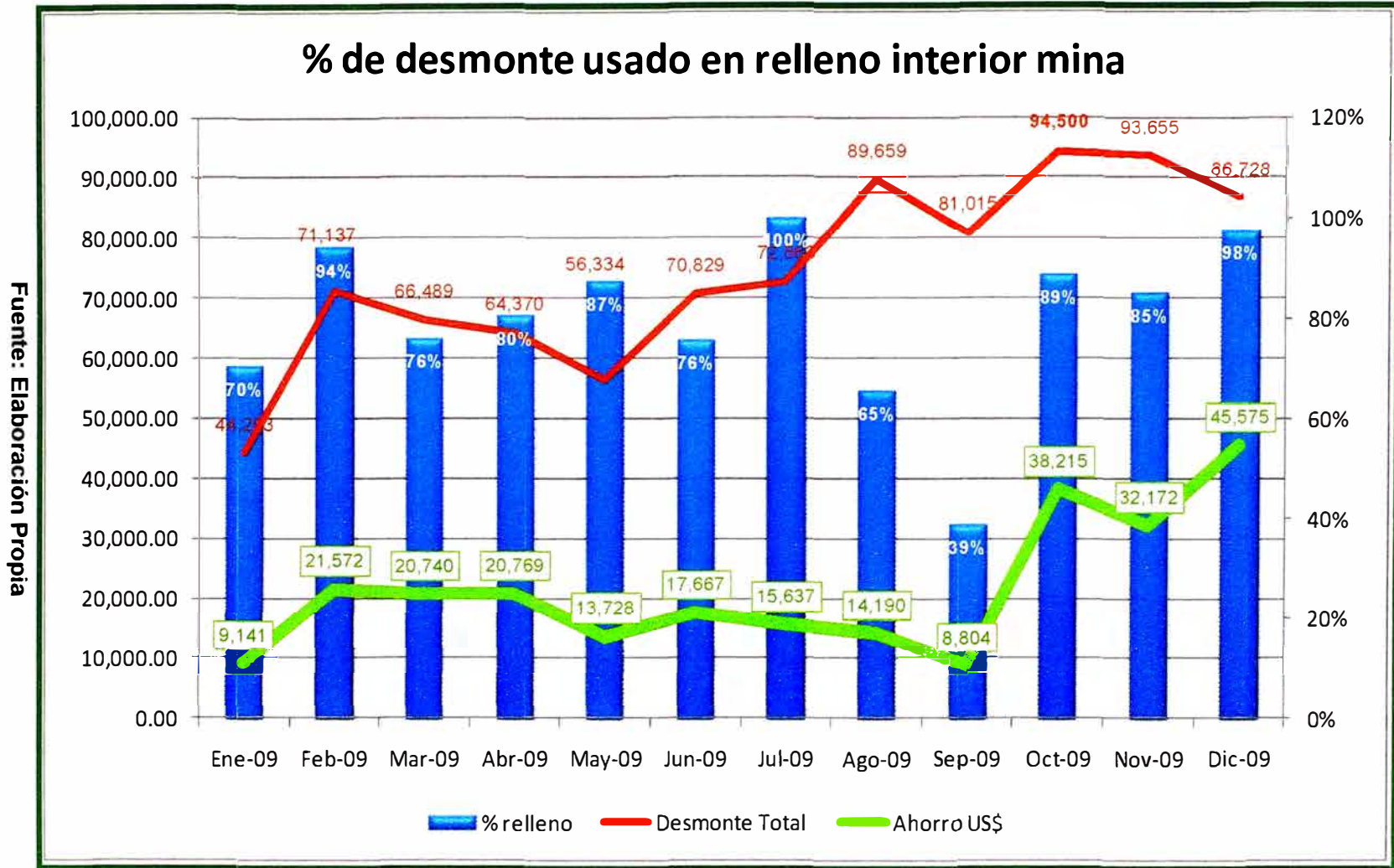


FIGURA-4.18: % DE RELLENO EN INTERIOR MINA

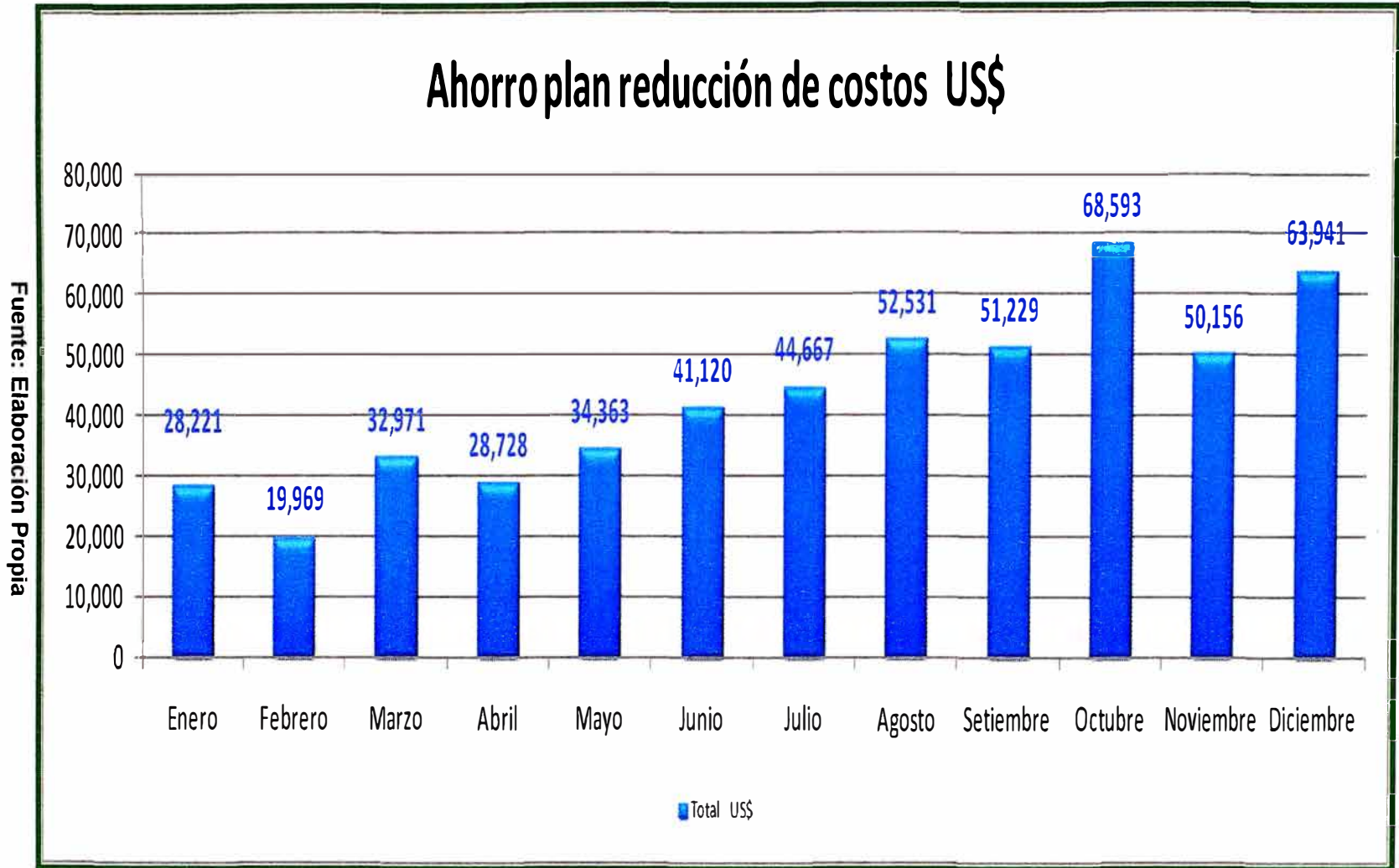


FIGURA-4.19: AHORRO EN EL PLAN DE REDUCCIÓN DE COSTOS

TABLA-4.20: AVANCES POR DISPARO

Metros de avance por disparo (Jumbo)

Disparos promedio por zona

ZONA	TURNO	Total Disparos Mes	# Disparos promedio
Zona Alta	A	52	2
	B	61	2
Total Zona Alta		113	4
Zona Baja	A	135	4
	B	152	5
Total Zona Baja		287	9
Total general		400	13

Observaciones:

1. En zona alta se tiene un promedio de 4 disparos en avance por jumbo/día.
2. En zona baja se tiene un promedio de 3 disparos en avance por jumbo/día.

Avance por disparo por zona

Zona	Avance-mes (m)	Total disparos mes (26 nov - 25 dic)	Avance/Disparo (m/disparo)
Zona Alta	424	113	3.75
Zona Baja	1054	287	3.67
TOTAL	1478	400	3.69

Avance por hora máquina - percusión

Zona	EQUIPO	Total disparos mes (26 nov - 25 dic)	Avance por jumbo (m)	HM Percusión Acumulada (hrs)	M-avance por HM percusión	D.M.	% Utilización
Zona Alta	H281-2	113	424	198	2.14	96%	37%
Zona Baja	H281-5	108	396	186	2.13	85%	38%
	H281-3	74	272	135	2.01	54%	20%
	H281-4	105	385	185	2.08	90%	40%
TOTAL		400	1478	704	2.10	81%	34%

Conclusiones:

1. El avance por disparo es 3.69 m en el mes de Diciembre.
2. Los metros de avance por hora de percusión es 2.10 m/hr en el mes de Diciembre.

Nota:

1. # Disparos: Se considera sólo disparos realizados en frentes, no se consideran desquinces y realce en tajos

Fuente:

1. # Disparos: Base de datos mina
2. Metros de avance: Topografía

RESUMEN

	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Promedio
Avance x disparo	3.49	3.61	3.53	3.59	3.42	3.55	3.69	3.56
M-avances x hr percusión	2.11	2.84	2.52	2.27	2.26	2.16	2.10	2.32
Disparos en avance x jumbo/día	4.2	4.3	4.3	4.5	4.5	4.0	3.3	4.1

Fuente: Elaboración Propia

TABLA-4.21: AVANCES MECANIZADO

Avances Mecanizado - Diciembre					
Perforación Específica / Factor de Carga					
Labor	BASE DE DATOS			RATIOS	
	Pies Perforados (Mina)	Explosivos Kgs (Mina)	Metros-Avance (Topografía)	Perf. Específica (pp/m-avance)	Factor Carga (Kg/m-avance)
SECCIÓN 3.5 x 3.0					
Zona Alta					
GL_4538_N	1,140	308	11	102	28
GL_4541	4,224	1,098	37	115	30
GL_5239_S	6,108	1,458	58	105	25
GL_2414_S	2,472	600	26	96	23
GL_4571_N	348	142	6	55	22
GL_5288_N	744	96	8	88	11
GL_5292	1,440	395	22	67	18
XC_1931	456	111	12	39	9
XC_2354	1,320	397	14	94	28
XC_2366	1,156	305	11	107	28
XC_4386	3,684	1,103	40	91	27
XC_4486	426	281	10	43	28
XC_5098	2,244	628	25	90	25
XC_1119	7,092	1,606	82	86	20
XC_4469	1,788	387	16	115	25
XC_2260_S	1,326	324	11	122	30
Promedio Zona Alta	35,968	9,239	388.28	93	24
SECCIÓN 3.5 x 3.5					
Zona Baja					
GL_5061	864	220	11	78	20
GL_4481	4,536	1,272	31	146	41
GL_2100	2,868	765	31	93	25
GL_2402	2,714	650	21	128	31
GL_4429_N	864	220	9	92	23
GL_4540_N	1,248	330	9	140	37
GL_4540_S	864	220	6	145	37
GL_5046	5,498	1,449	44	125	33
GL_5058	360	110	4	103	31
XC_2259	4,758	1,074	47	101	23
XC_2300	3,300	820	43	78	19
XC_2352	3,528	965	31	112	31
XC_2375	11,888	3,219	124	96	26
XC_2382	1,572	424	13	120	32
XC_2416	3,096	984	32	96	30
XC_2439	744	225	12	63	19
GL_4343_N	2,316	438	14	163	31
XC_4389	4,020	1,075	37	107	29
XC_4394	3,480	866	33	105	26
XC_4445	3,192	821	33	98	25
XC_4461	2,244	643	59	38	11
XC_4476	4,824	1,095	42	116	26
XC_4488_S	420	110	4	110	29
XC_4527	10,548	2,695	108	98	25
XC_4707	360	119	15	24	8
XC_5187_N	1,728	690	23	77	31
Promedio Zona Baja	81,834	21,498	864	98	26

Fuente: Elaboración Propia

Avances Mecanizado - Diciembre					
Perforación Específica / Factor de Carga					
Labor	BASE DE DATOS			RATIOS	
	Pies Perforados (Mina)	Explosivos Kgs (Mina)	Metros-Avance (Topografía)	Perf. Específica (pp/m-avance)	Factor Carga (Kg/m-avance)
SECCIÓN 4.0 x 4.0					
Zona Alta					
XC_4261	4,128	1,161	29	142	40
XC_4384	864	244	6.60	131	37
Promedio Zona Alta	4,992	1,405	35.60	140	39
Zona Baja					
GL_4476	1,824	485	16	111	30
XC_4182	9,672	3,010	86	112	35
XC_4289	3,960	1,195	44	91	27
XC_4527_N	1,956	771	20	98	39
XC_736	360	110	4	90	27
XC_5138	1,800	412	19	94	21
Promedio Zona Baja	19,572	5,984	189	103	32

RESUMEN				
Sección	Zona	Avance (m-avance)	Perf. Específica (pp/m-avance)	F. Carga (Kg/m-avance)
3.5 x 3.0	Zona Alta	388	93	24
	Zona Baja	0	0	0
	Condestable	0	0	0
TOTAL 3.5 x 3.0		388	93	24
3.5 x 3.5	Zona Alta	0	0	0
	Zona Baja	864	98	26
	Condestable	0	0	0
TOTAL 3.5 x 3.5		864	98	26
4.0 x 4.0	Zona Alta	36	140	39
	Zona Baja	189	103	32
	Condestable	0	0	0
TOTAL 4.0 x 4.0		225	109	33
TOTAL		1,478		

Notas

- 1.- Datos tomados del 26 noviembre al 25 de diciembre.
- 2.- No se consideran los desquiches.
- 3.- En el análisis se consideran las labores medidas por topografía

LEYENDA	
FACTOR DE CARGA (Kg/m-avance)	
SECCIÓN 3.5 x 3.0 / 3.5 x 3.5	
≤ 28 (Objetivo)	
> 28 & ≤ 32	
> 32	

Fuente: Elaboración Propia

TABLA-4.22: AVANCES CONVENCIONALES

Avances Convencional - Diciembre					
Perforación Específica / Factor de Carga					
Labor	BASE DE DATOS			RATIOS	
	Pies Perforados (Mina)	Explosivos Kgs (Mina)	Metros-Avance (Topografía)	Perf. Específica (pp/m-avance)	Factor Carga (Kg/m-avance)
VERTICAL (CH)					
Zona Alta					
CH_1118	502	74	8	63	9
CH_1440	1,198	189	13	90	14
CH_1931	779	119	7	111	17
CH_2130	2,473	360	30	82	12
CH_2260	422	66	13	33	5
CH_2316	356	52	5	71	10
CH_2368	1,583	240	27	60	9
CH_2372	422	66	5	84	13
CH_2384	1,013	156	9	113	17
CH_2394	779	189	15	51	12
CH_2442	198	30	2	99	15
Promedio Zona Alta	11,800	1,857	134	73	12
Zona Baja					
CH_1120	705	120	13	55	9
CH_2157	2,493	421	35	72	12
CH_2216	1,251	226	10	120	22
CH_2221	580	70	7	87	10
CH_2224	625	108	8	81	14
CH_2331	535	95	5	119	21
CH_2353	596	100	11	54	9
CH_2440	2,745	429	38	72	11
CH_2448	460	80	10	47	8
Promedio Zona Baja	6,785	1,140	136	73	12
HORIZONTAL (GL, XC)					
Zona Alta					
GL_1931	1,238	164	6	225	30
Promedio Zona Alta	1,238	164	6	225	30
Zona Baja					
XC_4707	1,365	241	21	66	12
Promedio Zona Baja	1,365	241	21	66	12

RESUMEN				
Labor	Zona	Avance (m-avance)	Perf. Específica (pp/m-avance)	F. Carga (Kg/m-avance)
VERTICAL (CH)	Zona Alta	134	73	12
	Zona Baja	136	73	12
	Condestable	0	0	0
TOTAL VERTICAL		270	73	12
HORIZONTAL (GL, XC)	Zona Alta	6	225	30
	Zona Baja	21	66	12
	Condestable	0	0	0
TOTAL HORIZONTAL		26	99	15

Notas

- 1.- Datos tomados del 26 noviembre al 25 de diciembre.
- 2.- No se consideran desquinces realizados.
- 3.- En el análisis se consideran sólo las labores medidas por topografía.

Fuente: Elaboración Propia

TABLA-4.22: AMPLIACIÓN DE MALLA DE PERFORACIÓN

Rotura en Tajos Convencional - Diciembre					
Perforación Específica / Factor de Carga					
Labor	BASE DE DATOS			RATIOS	
	Pies Perforados (Mina)	Explosivos Kgs (Mina)	Tm Rota (Topografía)	Perf. Específica (pp/TM)	Factor Carga (Kg/TM)
MANTOS					
Zona Alta					
TJ_1118	4,083	564	1,321	3.09	0.43
TJ_1119	4,219	441	2,720	1.55	0.16
TJ_1931	537	76	124	4.34	0.61
TJ_2129_1	7,543	1,015	3,279	2.30	0.31
TJ_2130	3,149	461	620	5.08	0.74
TJ_2222	1,409	230	497	2.83	0.46
TJ_2260	4,913	667	2,366	2.08	0.28
TJ_2303	11,356	1,699	2,617	4.34	0.65
TJ_2321	2,844	384	2,142	1.33	0.18
TJ_2364	7,473	1,151	2,170	3.44	0.53
TJ_2366	3,707	525	1,244	2.98	0.42
TJ_2368	1,130	168	234	4.83	0.72
TJ_2372	3,761	500	1,014	3.71	0.49
TJ_2389	12,630	1,727	3,922	3.22	0.44
TJ_2394	7,726	951	3,763	2.05	0.25
TJ_2441	609	85	391	1.56	0.22
TJ_2442	6,096	803	2,928	2.08	0.27
TJ_425	4,462	589	3,351	1.33	0.18
TJ_4541	7,807	1,068	2,098	3.72	0.51
TJ_5167	969	125	546	1.77	0.23
TJ_5215	242	33	128	1.90	0.26
Promedio Zona Alta	87,647	12,036	37,475	2.58	0.35
Zona Baja					
TJ_1120	5,906	918	1,767	3.34	0.52
TJ_1211	1,728	241	1,617	1.07	0.15
TJ_1778	3,503	546	2,060	1.70	0.27
TJ_1925	3,458	555	955	3.62	0.58
TJ_2091	2,895	465	619	4.68	0.75
TJ_2153	140	23	148	0.94	0.15
TJ_2185	3,260	535	639	5.10	0.84
TJ_2216	3,671	609	1,296	2.83	0.47
TJ_2219	11,609	1,712	3,766	3.08	0.45
TJ_2224	13,110	1,911	7,870	1.67	0.24
TJ_2268	5,433	835	1,487	3.65	0.56
TJ_2302	2,420	325	2,458	0.98	0.13
TJ_2331	395	61	146	2.71	0.42
TJ_2353	4,812	731	1,774	2.71	0.41
TJ_2375	3,511	509	2,110	1.66	0.24
TJ_2382	2,575	348	1,227	2.10	0.28
TJ_2402	1,943	302	1,344	1.45	0.22
TJ_2425	6,074	898	3,881	1.57	0.23
TJ_2470	155	23	154	1.01	0.15
TJ_4500	1,382	303	566	2.44	0.54
Promedio Zona Baja	77,980	11,851	35,883	2.17	0.33

Fuente: Elaboración Propia

Rotura en Tajos Convencional - Diciembre						
Perforación Específica / Factor de Carga						
BASE DE DATOS				RATIOS		
Labor	Pies Perforados (Mina)	Explosivos Kgs (Mina)	Tm Rota (Topografía)	Perf. Específica (pp/TM)	Factor Carga (Kg/TM)	
VETAS						
Zona Alta						
TJ_2077	3,722	508	2,527	1.47	0.20	
TJ_2129	847	114	368	2.30	0.31	
TJ_2345	1,620	254	315	5.15	0.81	
TJ_2347	703	114	234	3.00	0.48	
TJ_2394_1	4,236	568	1,874	2.26	0.30	
TJ_5098	217	31	143	1.51	0.22	
Promedio Zona Alta	11,345	1,588	5,461	2.08	0.29	
Zona Baja						
TJ_1989	3,675	598	774	4.75	0.77	
TJ_2051	1,791	321	404	4.43	0.79	
TJ_2157	11,088	1,567	5,006	2.21	0.31	
TJ_2223	5,564	799	1,733	3.21	0.46	
TJ_2440	2,896	468	1,359	2.13	0.34	
TJ_2448	5,050	771	3,113	1.62	0.25	
TJ_2449	365	55	135	2.70	0.41	
Promedio Zona Baja	30,429	4,579	12,525	2.43	0.37	

RESUMEN				
Estructura	Zona	Toneladas (TM)	Perf. Específica (pp/TM)	F. Carga (Kg/TM)
MANTOS	Zona Alta	37,475	2.58	0.35
	Zona Baja	35,883	2.17	0.33
	Condestable	-	-	-
TOTAL MANTOS		73,358	2.38	0.34
VETAS	Zona Alta	5,461	2.08	0.29
	Zona Baja	12,525	2.43	0.37
	Condestable	-	-	-
TOTAL VETAS		17,987	2.32	0.34

Notas

- 1.- Datos tomados del 26 noviembre al 25 de diciembre
- 2.- No se consideran desquinces realizados.
- 3.- En el análisis se consideran sólo las labores medidas por topografía

Fuente: Elaboración Propia

LEYENDA	
FACTOR DE CARGA (Kg/m-avance)	
SECCIÓN 3.5 x 3.0 / 3.5 x 3.5	
≤ 28 (Objetivo)	
> 28 & ≤ 32	
> 32	

CONCLUSIONES

1. Se obtuvo un ahorro total de **U.S.\$516,400** durante el año 2009
2. El relleno hacia los tajeos vacíos en interior mina ubicados principalmente en los niveles +125, -95, -130, ha contribuido con el ahorro **U.S.\$258,200**, y el motivo fundamental es la reducción de distancias. Adicionalmente a ello consideramos que es prioridad ejecutar zona de almacenamiento de desmonte en interior mina para utilizarlo en los tajeos vacíos.
3. El avance mecanizado ha logrado un ahorro de **U.S.\$116,900** siendo el de mayor aporte el factor de carga con **U.S.\$83,500** debido al cumplimiento de los objetivos en los índices de perforación específica y factor de carga.
4. En ampliación de mallas en tajeos; el cual comprende factor de carga y perforación específica en tajeos, se ha mantenido un balance positivo mensual logrando un acumulado de **U.S.\$85,100**

5. En sobre-rotura, con los trabajos de voladura controlada se ha logrado disminuir el ratio principalmente en el último semestre logrando un balance de **U.S.\$41,600**

6. En cuanto a los rendimientos de los scoops prácticamente no se logro un ahorro significativo ya que el ahorro fue de **U.S.\$4,300** y para mejorar este indicador necesitamos principalmente una mejor distribución de los equipos y cuando se realice el llenado de petróleo de los mismos deberá realizarse lo más próximo a la zona de trabajo; ya que existe un tiempo muerto en el traslado hasta el taller de equipo pesado, que finalmente perjudica el rendimiento de los equipos.

RECOMENDACIONES

1.- Se debe reducir tiempos en los despachos de guardia ya que actualmente se tiene un periodo de 50 minutos que afecta directamente la operación en cuanto rotura, avances, transporte de mineral y desmante debido a que los operadores de scoop ingresan tarde y por ende abastecen de carga demasiado tarde a los volquetes y la utilización de estos disminuye, consideramos un tiempo de 25 minutos como máximo, el cual nos ayudaría a mejorar nuestros indicadores.

2.- La creación de desmonteras o cámaras de acumulación de desmante en interior tienen un fuerte impacto en nuestros indicadores; debido a que el 50% del ahorro total se basa en no realizar la evacuación de desmante de interior mina hacia superficie y en cambio trasladarlo hacia los tajeos vacíos ya explotados.

BIBLIOGRAFIA

Data operación mina Condestable (2009)

Revista grupo Trafigura; Responsabilidad social (Julio 2011)

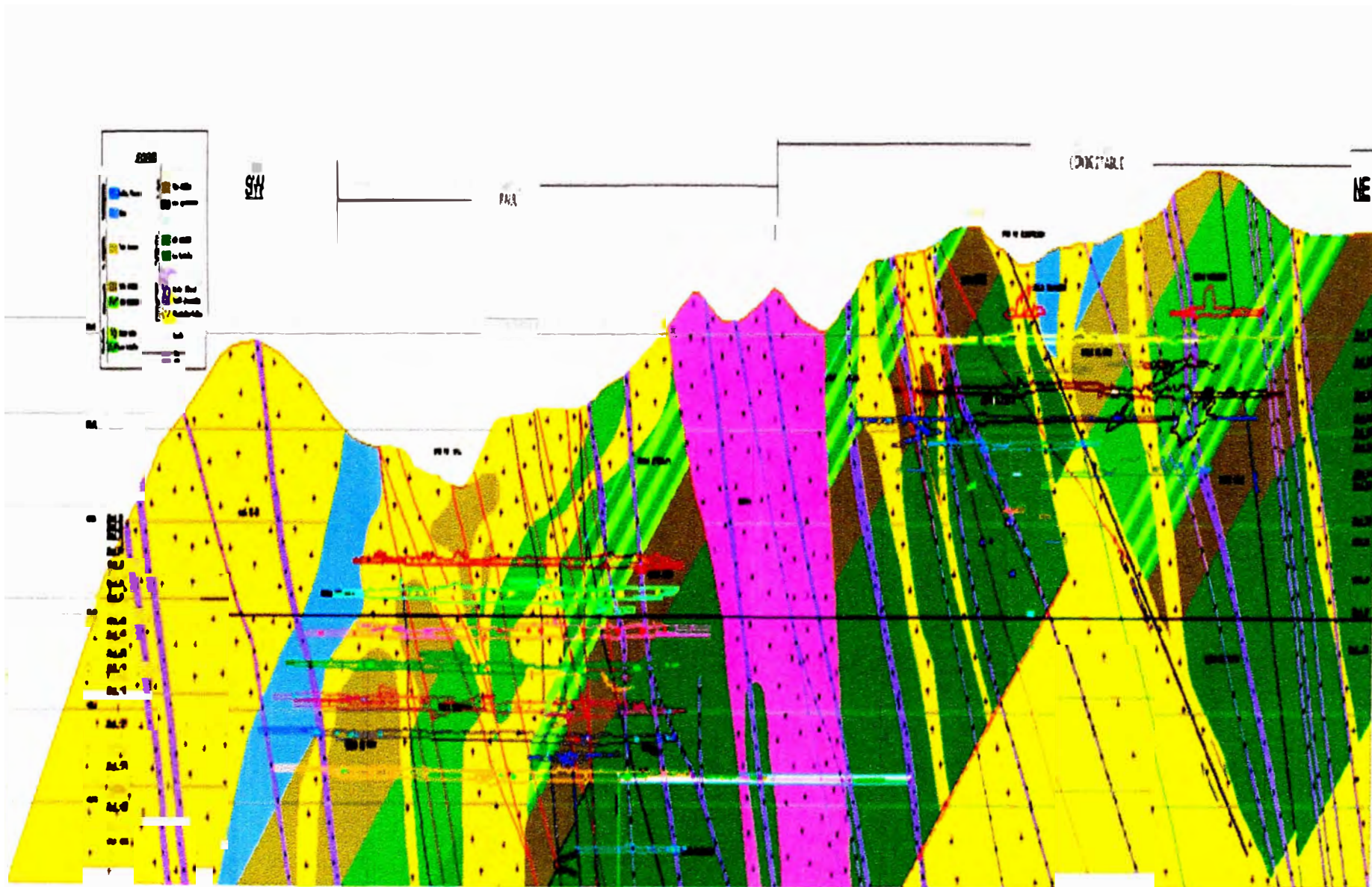
Exploandes S.R.L; Informe final local geología, Octubre 2007 Cía.
Minera Condestable

Anderson Sweeney, estadística para administración y economía

Concepto de Productividad:

<http://www.productividadempresarial.com.co/home.html>

FIGURA 5.2: SECCIÓN GEOLÓGICA MINA CONDESTABLE



Fuente: Departamento de Geología-Compañía Minera Condestable S.A.