

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA



**“OPTIMIZACION DEL CARGUIO Y ACARREO POR
ZÜBLIN CHILE CASO MINERA YANACOCHA”**

T E S I S

Para Optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

Jorge Orestes Dominguez Gonzalez

LIMA - PERU

2001

OPTIMIZACION DEL CARGUIO Y ACARREO POR ZÜBLIN CHILE

CASO MINERA YANACOCHA

INDICE

1. GENERALIDADES
 - 1.1. UBICACIÓN GEOGRAFICA DEL ASIEN TO MINERO
 - 1.2. ASPECTOS GEOLÓGICOS MAS IMPORTANTES
 - 1.3. METODO DE EXPLOTACION
 - 1.4. SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE

2. ZÜBLIN CHILE – FUNCIONES DE LA EMPRESA
 - 2.1. DESCRIPCIÓN OPERATIVA
 - 2.2. PERSONAL Y EQUIPOS
 - 2.3. SEGURIDAD Y OPTIMIZACION DE LAS OPERACIONES

3. MEDICIONES TÉCNICAS – CONCEPTOS GENERALES
 - 3.1. PRODUCTIVIDAD
 - 3.1.1. INDICES DE PRODUCTIVIDAD EN LA MINERIA
 - 3.2. COMPONENTES PARA LA EFICIENCIA EN MOVIMIENTO DE MATERIALES
 - 3.2.1. EL CICLO DE PRODUCCION
 - 3.2.2. EFICIENCIA EN EL TRABAJO
 - 3.2.3. PESO Y VOLUMEN DE LOS MATERIALES – ESPONJAMIENTO
 - 3.2.4. CARGAS UTILES DE LOS EQUIPOS
 - 3.3. PERFORMANCE DE LOS EQUIPOS
 - 3.3.1. FUERZA MOTRIZ DISPONIBLE
 - 3.3.2. FUERZA MOTRIZ UTILIZABLE
 - 3.4. METODOLOGÍA GENERAL – CALCULO DE EQUIPOS
 - 3.4.1. ESTIMACIÓN DEL NUMERO DE VOLQUETES

4. OPTIMIZACION EN LAS OPERACIONES DE MOVIMIENTO DE MATERIALES
 - 4.1. ESTUDIO DE TIEMPOS Y MOVIMIENTOS DE MATERIALES MYSA
 - 4.2. COSTO HORARIOS DE POSESION Y OPERACIÓN DE UN CAMION
 - 4.3. PRODUCCIÓN ESTIMADA
 - 4.4. PRODUCCIÓN DISPONIBILIDAD Y REQUERIMIENTO DE EQUIPOS
 - 4.5. ANÁLISIS DE PRODUCCION
 - 4.5.1. CALCULO DE VOLQUETES REQUERIDOS SEGÚN PLAN DE MINADO
 - 4.6. ESTIMADO DE COSTOS
 - 4.6.1. ESTIMADO DE COSTOS DE TRANSPORTE
 - 4.6.2. COSTO UNITARIO ESTIMADO DE ACARREO DEL MINERAL ENTREGADO EN EL PAD DE CARACHUGO
 - 4.6.3. DESARROLLO DE LA INVESTIGACION
 - 4.6.4. EVALUACIÓN DE LOS COSTOS OBTENIDOS – INCIDENCIA EN LA PRODUCCION
 - 4.7. VARIABLES IMPORTANTES PARA LA OPTIMIZACION CONTROL DE EQUIPOS EN OPERACIÓN Y CONCIENCIA DEL PERSONAL
 - 4.7.1. PARÁMETROS DE ORDEN Y CONTROL EN LAS OPERACIONES DE ACARREO
 - 4.8. ELECCIÓN TÉCNICA DE LOS NEUMÁTICOS TOMA DE DECISIÓN Y REDUCCIÓN DE COSTOS
 - 4.8.1. METODO DEL TKPH PARA LA ELECCIÓN DE NEUMÁTICOS – CASO SAN JOSE
 - 4.8.2. EVALUACIÓN DE COSTOS OBTENIDOS

5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6. BIBLIOGRAFIA

OPTIMIZACION DEL CARGUIO Y ACARREO POR ZÜBLIN CHILE

CASO MINERA YANACOCCHA

1. GENERALIDADES.

Minera Yanacocha S.A. (**MYSA**) es un yacimiento de oro diseminado a gran escala que está logrando muy altos niveles de producción. Este proyecto se inició el 1º de Agosto de 1992, el primer Tajo a explotarse que fué el de Carachugo produjo la primera barra de oro el 7 de Agosto de 1993.

La producción en ese año alcanzó 81,000 oz de Au, producción que fué incrementandose en 1994 a 304,000 oz y en 1995 a 500,000 oz de Au con la puesta en marcha del tajo Maqui-Maqui. Actualmente se viene explotando además de los dos ya mencionados el tajo de San José y para 1997 se arrancará el desbroce del tajo Yanacocha con grandes expectativas de producción por ser más grande y profundo según perforaciones diamantinas realizadas. Otros proyectos que se pueden mencionar son los del Cerro Quilich, Cerro Negro, Encajón y Chaupicocha.

Züblin Chile (ZCH), como contratista de MYSA realiza todo el trabajo involucrado en el acarreo de los materiales extraídos con equipos propios.

La ley de corte establecida de 0.35 gr Au/tn para este año.

Los trabajos de campo para la investigación realizada en el presente informe fueron elaborados a inicios de 1,997.

1.1. UBICACION GEOGRAFICA DEL ASIEN TO MINERO.

La mina Yanacocha se encuentra ubicada a 4,100 m.s.n.m., al norte de la ciudad de Cajamarca, perteneciente al distrito de La Encañada. El acceso a la mina es mediante una carretera de 45 Kms. desde la ciudad de Cajamarca con un tramo de tiempo promedio de 50 minutos, su clima es característico de la región puna, es fría con temperaturas promedios entre -3°C y $+21^{\circ}\text{C}$, es lluvioso entre los meses de Noviembre a Marzo y con vientos frecuentes de hasta más de 58 Kms. por hora.

1.2. ASPECTOS GEOLOGICOS MÁS IMPORTANTES.

El Distrito Geológico de Yanacocha está conformado por rocas porfiríticas andesíticas a dacítas con predominancia de estructuras dómicas que indican la efusión de magmas viscosos que se intruyen unos a otros.

Las rocas están intensamente alteradas a sílice, presentan texturas porosas producto de una intensa lixiviación de soluciones hidrotermales extremadamente ácidas. Rodean estas rocas, otras con contenido menor de sílice y presencia cada vez más abundante de sulfato de potasio y sodio llamado Alunita, también rodean a estas, rocas totalmente alteradas a arcillas, predominando el Caolín.

Los minerales metálicos presentes son la Pirita, Energita, Cinabrio entre muchos otros de menor importancia.

Los sulfuros contienen el oro en su estructura cristalina misma, y cuando son oxidados por las aguas meteóricas, producen tierras de óxidos de hierro llamadas limonitas, quedando el oro liberado de la estructura cristalina.- Estas zonas oxidadas son las más

favorables y constituyen el recurso minable más importante que tiene MYSA.

1.3. METODO DE EXPLOTACION.

La operación de minado es a tajo abierto con arranque del mineral por banqueo, el control de calidad se realiza en un muestreo permanente de taladros lo que dá información para configuración de poligonos de extracción, el control de dilución de leyes obliga a trabajar con bancos no mayores a 6 mts.

La etapa de perforación y voladura lo realiza la propietaria Minera Yanacocha, la altura de banco es de 6 mts. con un talud final de 45° y ancho de berma de 4 mts por cada doble banco.

La perforación se realiza con perforadoras montadas sobre orugas, con capacidad de perforar taladros de 7 7/8" de diámetro y con una sobre perforación de 1.5 metros. La malla de perforación varía de 5.5x5.5 a 6x6 mts. con un rendimiento de perforación promedio de 30 mts/hr.

La voladura es realizada con anfo para la columna, anfo pesado para la sobre perforación, booster de 1 lb y cordón detonante de 3gr. con iniciadores no eléctricos y retardos de superficie.

La preparación y carguío del anfo la realizan camiones mezcladores de 10 tn.

El tipo de roca es semidura y porosa, con alto contenido de sílice.

El transporte de los materiales de mina lo realiza Züblin Chile con camiones Haulpak 330M de 85 toneladas de capacidad normal, por vías de 20 mts. de ancho en gradientes no mayores al 10%.

El material roto se extrae según polígonos demarcados con sus respectivos tonelajes, leyes y tipos de material para poder diferenciarlos de la siguiente forma:

El mineral con banderines de color rojo.

El desmonte con banderines de color blanco.

El argílico con banderines de color azul.

Para el caso del material estéril, el argílico es encapsulado con el desmonte en el botadero respectivo.

El mineral presenta contenidos promedios de 0.35 a 3 gr Au/tn y es transportado a canchas especialmente diseñadas para su lixiviación.

En la construcción de las canchas o plataformas de lixiviación, generalmente se emplea un procedimiento que consta de cinco etapas que a continuación se describe:

1. Se extrae la capa orgánica superficial compuesta de tierra y vegetación, depositándolas en un lugar adecuado para una posterior rehabilitación del área.

2. El área donde se construirá la plataforma de lixiviación se nivela hasta obtener la pendiente adecuada y se compacta toda la superficie. Deberá retirarse cualquier roca presente sobre esta capa base superficial.

3. Se coloca una capa de arcilla aproximadamente 0.20 metros de espesor sobre la capa base preparada y luego se compacta. Esta capa de arcilla deberá tener una permeabilidad de 1×10^{-4} cm/seg y sirve como una capa secundaria de revestimiento.

4. Sobre la capa base nuevamente preparada, se coloca una membrana sintética de revestimiento de polietileno con espesor de 20 a 100 milésimas de pulgada. Esta membrana se coloca en forma continua sobre toda la plataforma y a lo largo de todo el sistema de recolección de soluciones. Deberán aplicarse procedimientos rigurosos de control de calidad para asegurar que las costuras sean totalmente herméticas y las más adecuadas.

5. La membrana de plástico es cubierta luego con una capa de material granulado de 0.50 metros de espesor con una permeabilidad de 1×10^{-2} cm/seg para protección de las líneas de tuberías y del revestimiento sintético del impacto de rocas al rellenar las celdas para su lixiviación.

Los parámetros que se tienen sobre este proceso metalúrgico depositado en una cancha de mineral y dividida en celdas con 10 metros de alzada son:

Granulometría requerida del mineral 80% < 6" y del 20% > 6" y < 1 mt.

Radio de aplicación de la solución de 10 lt/m²/h.

Fuerza del cianuro de sodio de 100 ppm.

PH de solución lixivante de 10.5

Consumo de cianuro de 0.07 kg/tn de mineral.

Consumo de cal de 0.6 kg/tn de mineral.

La precipitación del mineral se realiza mediante el proceso Merrill Crowe y para regular la clarificación de la solución rica se aplica tierra diatomita como ayuda filtrante.

No existe el proceso de chancado ya que el mineral extraído es muy permeable, la porosidad de esta roca hace que la solución lixivante percole disolviendo el oro microscópico existente con mucha facilidad.

Otro motivo para no chancar el mineral es que se tiene leyes bajas y gran volúmen de reservas, motivo de buena recuperación de oro.

1.4. SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE.

Minera Yanacocha con su programa Control de Pérdidas tiene como responsabilidad primordial, además de la eficiente producción, la protección y el bienestar del personal de la empresa, así como el proporcionar un lugar seguro y eficiente de trabajo.

Para la seguridad, las reuniones grupales contribuyen muy significativamente para el propósito de minimizar los incidentes, estas reuniones grupales a todo nivel en la empresa clarifican la necesidad de que cada trabajador es una persona potencial en el cuidado del bienestar propio y del lugar de trabajo conjunto.

2. ZÜBLIN CHILE - FUNCIONES DE LA EMPRESA.

Züblin Chile Ingeniería y Construcciones Ltda.- Sucursal Perú, constituye la principal empresa contratista de Minera Yanacocha S.A.; la cual en los próximos años seguirá trabajando en los proyectos de Carachugo, Maqui Maqui y San José.

Züblin Chile, empresa que ejecuta los trabajos de carguío, acarreo del mineral y desmonte extraídos, ejecuta además el mantenimiento de los accesos de operación con equipos auxiliares, de las canchas de lixiviación, escarificado de las canchas de mineral y el mantenimiento de los botaderos de desmonte.

2.1. DESCRIPCION OPERATIVA.

En la mina Yanacocha S.A. actualmente se viene trabajando los siguientes tajos de explotación:

Carachugo Sur.	San José Sur.	Maqui Maqui.
Carachugo Este.	San José Norte.	

Züblin Chile como responsable del movimiento de tierras presenta los equipos principales de producción:

23 Haulpak 330M de 85 TM. de capacidad.

02 Cargadores Frontales CAT 992D de 10.5 m3 de capacidad.

04 Cargadores Frontales KOMATSU WA800 de 10.5 m3 de capacidad.

Se cuenta además con equipo auxiliar que sirve de apoyo en el minado y transporte del material en general , estos equipos son los siguientes :

02 Motoniveladoras CAT 14-H.

01 Motoniveladora GALION 870.

01 Motoniveladora KOMATSU

02 Tractores de ruedas CAT 824-G .

01 Tractor de ruedas CAT 824-C

02 Cargadores Frontales VOLVO L 120-C de 6 m3 de capacidad.

02 Tractores de oruga CAT D8-N.

01 Tractor de oruga KOMATSU D 155-A.

01 Tractor de oruga D 6-E.

03 Cisternas de agua VOLVO NL12 de 6,000 gln. de capacidad.

02 Cisternas de combustible y lubricación.

01 Camabaja.

2.2. PERSONAL Y EQUIPOS.

El personal de operaciones, mantenimiento y almacén trabaja en tres turnos de 8 horas. Trabajo corrido que se realiza mediante un mínimo de personal retén de operaciones para el reemplazo en los equipos de acarreo y para el personal auxiliar de campo.

Cada uno de estos turnos en cada área es conducida por un supervisor encargado y responsable.

Todos los equipos en general, cuentan con radios Motorola para un mejor control y rendimiento en la producción.

El personal de operaciones, ha sido calificado estrictamente para poder cumplir con los prósitos que exige la producción y seguridad de MYSA.

En el área de mantenimiento, se cuenta con trabajadores idóneos para cumplir las expectativas en conjunto con operaciones.

TRABAJADORES ZÚBLIN CHILE - PERSONAL	REAL	REQUERIM.	DIFERENCIA
OPERACIONES			
Empleados	15	15	0
Instructores	2	2	0
Seguridad y Medio ambiente	2	2	0
Operadores volquetes Haulpak 330M	69	69	0
Operadores C.F. WA 800/992 D	18	18	0
Operadores tractor D 155A/D8N	8	9	1
Operadores tarctor D6E	3	3	0
Operadores tractor 824 G	6	6	0
Operadores C.F. L120C	6	6	0
Operadores motoniveladora Galion/Cat 14H	8	9	1
Choferes Cisterna de agua	9	9	0
Choferes Cisterna de petróleo	3	3	0
Choferes grúa/plataforma Hiab	3	3	0
Ayudantes topógrafo	2	2	0
Auxiliares de campo	25	18	-7
Reténes	13	23	10
T O T A L	192	197	5

La descripción y forma de trabajo de los equipos netamente de producción es como se detalla a continuación:

* Cargadores de ruedas CATERPILAR 992-D:

Especialmente diseñados para mover material.

Carguío y acarreo a cortas distancias y pueden llevar un buen control del nivel de piso de trabajo.

Unidades en operación y estado actual de los equipos:

C.F. 992-D # 2001

C.F. 992-D # 2002

Características importantes de estos equipos:

Motor CAT Diesel 3412TA, turboalimentado, de cuatro tiempos y 12 cilindros en V. La potencia al volante en condiciones estándar de temperatura 25°C y presión 100 kpa viene a ser de 515kw (690 hp).

Transmisión de tres velocidades de avance y tres de retroceso.

Frenos de servicio hidráulicos en las cuatro ruedas, de discos en aceite con dos pedales de freno, uno de ellos frena y neutraliza la transmisión.

Freno de estacionamiento de discos secos.

Freno de emergencia, utiliza el freno de estacionamiento, manualmente o de manera automática deteniendo la máquina cuando existe una baja considerable de presión hidráulica.

Los neumáticos, sin cámara, de diseño para cargadores y tractores empujadores, con 38 lonas diagonales.

Datos de operación :

CUCHARON PARA ROCAS CON CUCHILLA DE TIPO PALA MODULOK	CF 992-D
--	----------

Carga indicada (§)	kg	18400
	lb	(40500)
Capacidad colmada	m ³	10.7
	yd ³	(14)
Capacidad al ras (§)	m ³	8.94
	yd ³	(11.7)
Ancho (§)	m	4.822
	pie	(15'9")
Altura libre de descarga a pleno levantamiento	m	4420
y descarga a 45° (§)	pie	(14'6")
Alcance a pleno levantamiento y descarga a 45° (§)	m	2.104
	pie	(6'11")
Alcance a 45° de ángulo de descarga y	m	3.193
Altura libre de 2134 mm (7'0")	pie	(10'6")
Alcance con brazos de levantamiento horizontales	m	4.163
y cucharón a nivel	pie	(13'8")
Profundidad de excavación (§)	mm	93
	pulg	(3.5)
Longitud total (§)	m	12.787
	pie	(41'11")
Altura total (cucharón a pleno levantamiento) (§)	m	8.627
	pie	(28'4")
Círculo de giro del cargador	m	21.754
(cucharón en posición de acarreo) (§)	pie	(71'4")
Fuerza de desprendimiento (§)	kg	97333
	lb	(148133)
Carga límite de equilibrio estático **	kg	50065
en posición recta (§)	lb	(110373)
Carga límite de equilibrio estático **	kg	45116
en giro completo de 35° (§)	lb	(99463)
Peso aproximado en orden de trabajo**	kg	89158
	lb	(196557)
Capacidad del tanque de combustible	lt	1136
	U.S. gl	(300)
Capacidad del tanque hidráulico	lt	336
	U.S. gl	(89)

** Incluyen cabina y estructuras, tanque de combust. lleno y el operador. Para elevar la capacidad de carga límite de equilibrio estático utilizar un contrapeso que se puede colocar en el parachoque tracero.

Las especificaciones y capacidades conforman a todas las normas recomendadas por la Sociedad de Ingenieros de Máquinas Automotrices (SAE). Las normas SAE regulan la clasificación de cargadores según se indica en el cuadro con el símbolo (§).

* Cargadores de ruedas KOMATSU WA800-2

Especialmente diseñados para mover material.

Carguío y acarreo a cortas distancias y pueden llevar un buen control del nivel de piso de trabajo.

Unidades en operación y estado actual de los equipos:

CF WA800 # 2003 *****

CF WA800 # 2004 *****

CF WA800 # 2005 *****

CF WA800 # 2006 *****

Características importantes de estos equipos

Motor KOMATSU Diesel, turboalimentado, de cuatro tiempos y de 12 cilindros en V . La potencia al volante en condiciones estándar viene a ser de 515kw (690 hp).

Transmisión de tres velocidades de avance y tres de retroceso.

Frenos de servicio hidráulicos en las cuatro ruedas, de discos en aceite con dos pedales de freno, uno de ellos frena y neutraliza la transmisión.

Freno de estacionamiento de discos secos.

Freno de emergencia, utiliza el freno de estacionamiento, manualmente o de manera automática deteniendo la máquina cuando existe una baja considerable de presión hidráulica.

Los neumáticos, sin cámara, de diseño para cargadores y tractores empujadores, con 38 lonas diagonales.

Datos de operación :

CUCHARON PARA ROCAS

CF WA800

Carga indicada (§)	kg	18400
	lb	(40500)
Capacidad colmada	m3	10.3
	yd3	(13.5)
Capacidad al ras (§)	m3	8.66
	yd3	(11.33)
Ancho (§)	m	4.775
	pie	(15'8")
Altura libre de descarga a pleno levantamiento	m	4195
y descarga a 45° (§)	pie	(13'9")
Alcance a pleno levantamiento y descarga a 45° (§)	m	2.307
	pie	(7'7")
Alcance a 45° de ángulo de descarga y	m	3.353
Altura libre de 2134 mm (7'0")	pie	(11')
Alcance con brazos de levantamiento horizontales	m	4.467
y cucharón a nivel	pie	(14'8")
Profundidad de excavación (§)	mm	58
	pulg	(2.28)
Longitud total (§)	m	13.061
	pie	(42'11")
Altura total (cucharón a pleno levantamiento) (§)	m	8.653
	pie	(28'5")
Círculo de giro del cargador	m	21.758
(cucharón en posición de acarreo) (§)	pie	(71'5")
Fuerza de desprendimiento (§)	kg	67603
	lb	(149.037)
	kN	668
Carga límite de equilibrio estático **	kg	46107
en posición recta (§)	lb	(101.647)
Carga límite de equilibrio estático **	kg	41189
en giro completo de 35° (§)	lb	(90.805)
Peso aproximado en orden de trabajo**	kg	87080
	lb	(191.979)

** Incluyen cabina y estructuras, tanque de combust. lleno y el operador. Para elevar la capacidad de carga límite de equilibrio estático utilizar un contrapeso que se puede colocar en el parachoque tracero.

Las especificaciones y capacidades conforman a todas las normas recomendadas por la Sociedad de Ingenieros de Máquinas Automotrices (SAE). Las normas SAE regulan la clasificación de cargadores según se indica en el cuadro con el símbolo (§).

* Camiones HAULPAK 330-M :

Camiones de 85 tm diseñados para el acarreo de material en tránsito a doble vía de 20 mts. de ancho con pendiente máxima del 9%.

Unidades en operación de los equipos de acarreo:

Camiones Haulpak 330 M numerados así :1001 hasta el # 1023.

Características importantes de estos equipos :

Motor CUMMINS KTA 38 cc Diesel, de cuatro tiempos y 12 cilindros en V. La potencia al volante a 2100 RPM es de 753kw (876 hp).

Transmisión automática de siete velocidades de avance y una velocidad de retroceso.

La velocidad máxima de desplazamiento del camión Haulpak es de 68 km/hr (42.3 mph).

Sistema de dirección totalmente hidráulico.

Frenos de servicio delanteros y posteriores hidroneumáticos (aire sobre aceite).

Freno de estacionamiento mecánico-neumático que actúa sobre el eje impulsor (entre cardán y corona).

Presenta un freno retardador de velocidades, accionado por el operador o automáticamente accionado cuando se excede la velocidad del motor al cambiar de marcha con la transmisión automática.

Freno de emergencia mecánico-neumático accionado manualmente o de manera automática deteniendo la máquina cuando existe una baja considerable de presión del aire.

Presenta además un control de freno delantero aplicado cuando se marcha en vías resbaladizas y con pendientes.

Este dispositivo al accionarse anula la fuerza del frenado en las llantas delanteras.

Los neumáticos, sin cámara, diseñados para caminos de roca con 50 cm. de grosor y 124.4 cm. de diámetro externo.

Datos de operación :

CAMION HAULPAK 330M		
Altura de carga (altura a la tolva en posición horizontal)	m pie	4.22 (13'1")
Despeje mínimo de altura (altura máxima con tolva en posición horizontal)	m pie	5.00 (16'5")
Largo total	m pie	10.11 (33'2")
Ancho máximo	m pie	5.99 (19'9")
Largo de la tolva (sin bicéra)	m pie	7.05 (23'2")
Ancho de la tolva	m pie	5.00 (16'5")
Máxima profundidad de la tolva *	m pie	1.80 (5'11")
Máxima altura de tolva en posición de descarga (ángulo de giro máx. 49° y con bicéra)	m pie	10.06 (33'0")
Mínima altura a la tolva en posición de descarga (ángulo de giro máx. 49°)	m pie	1.04 (3'5")
Altura a la visión del operador +-----	m pie	4.00 (13'5")
Capacidad de tolva (rasada)*	m3 yd3	36 (41.7)
Capacidad de tolva (colmada)* (§)	m3 yd3	53 (69.3)
Peso del vehículo vacío *	kg lb	62934 (138.744)
Peso del vehículo cargado (Peso bruto máx.)*, (incluye peso sin carga + combustible + carga útil)**	kg lb	140046 (308.744)
Capacidad del tanque de combustible	lt U.S.gl	1240 (327.6)
Capacidad útil de consumo de combustible	lt U.S.gl	1060 (280)

* Equipo con tolva normal (sin suple)

** Que no exceda de 149685 kg (330000 lb)
Incluyendo opciones, combustible y carga útil.

Las especificaciones y capacidades conforman a todas las normas recomendadas por la Sociedad de Ingenieros de Máquinas Automotrices (SAE). Las normas SAE regulan la clasificación de camiones según se indica en el cuadro con el símbolo (§).

La descripción y forma de trabajo de los equipos auxiliares es como se detalla a continuación :

* Motoniveladora CATERPILLAR 14-H :

Unidades en operación y estado actual de los equipos:

Motoniveladora # 3001

Motoniveladora # 3002

Características importantes de estos equipos :

Motor CAT diesel 3306 DIT, turboalimentado, de cuatro tiempos y de 6 cilindros en V. La potencia al volante en condiciones estándar viene a ser de 160kw (215 hp).

Transmisión de ocho velocidades de avance y ocho de retroceso.

Frenos de servicio en las cuatro ruedas, de discos en aceite.

Freno de estacionamiento manual de discos en aceite, actúa sobre el eje impulsor.

La velocidad máxima de desplazamiento hacia adelante es de 42.7 km/hr (26.5 mph) y hacia atrás de 47.3 km/hr (29.4 mph).

Datos de operación :

MOTONIVELADORA CAT 14-H		
Altura (hasta el techo de la cabina ROPS)	m	3.34
	pie	(11'0")
Longitud total (sin ripper)	m	9.24
	pie	(30'4")
Longitud total (con ripper en contacto con el suelo)	m	10.11
	pie	(35'2")
Ancho máximo	m	2.83
(con las ruedas inclinadas a pleno trabajo)	pie	(9'3")
Largo de la cuchilla	m	4.27
	pie	(14'0")
Altura de la cuchilla	m	0.69
	pulg	(27")
grosor de la cuchilla	mm	25
	pulg	(1.0")
Mínima altura a la tolva en posición de descarga (ángulo de giro máx. 49°)	m	1.04
	pie	(3'5")
Altura a la visión del operador	m	4.00
	pie	(13'5")
Capacidad de tolva (rasada)*	m3	36
	yd3	(41.7)
Capacidad de tolva (colmada)* (\$)	m3	53
	yd3	(69.3)
Peso del vehículo vacío *	kg	62934
	lb	(138.744)
Capacidad del tanque de combustible	lt	370
	U.S.gl	(97.75)

* Cragador Frontal VOLVO L120-C :

Unidades en operación

CF L120C # 01

CF L120C # 02

Características importantes de estos equipos

Motor VOLVO TD 73 KDE, turboalimentado, de inyección directa, de cuatro tiempos y de 6 cilindros en V.

Transmisión electrohidráulica de cuatro velocidades de avance y una de retroceso.

Frenos de servicio hidráulico, de dos circuitos, uno para cada eje, de discos en aceite.

Freno de estacionamiento electrohidráulico, discos que actúan sobre el eje impulsor mediante la presión hidráulica aplicada a un resorte de poder.

Datos de operación :

CARGADOR FRONTAL VOLVO BM L120C		
Altura (hasta el techo de la cabina ROPS)	m	3.34
	pie	(11'0")
Longitud total (sin ripper)	m	9.24
	pie	(30'4")
Longitud total (con ripper en contacto con el suelo)	m	10.11
	pie	(35'2")
Ancho máximo	m	2.83
(con las ruedas inclinadas a pleno trabajo)	pie	(9'3")
Largo de la cuchilla	m	4.27
	pie	(14'0")
Altura de la cuchilla	m	0.69
	pulg	(27")
grosor de la cuchilla	mm	25
	pulg	(1.0")
Mínima altura a la tolva en posición de descarga	m	1.04
(ángulo de giro máx. 49°)	pie	(3'5")
Altura a la visión del operador	m	4.00
	pie	(13'5")
Capacidad de tolva (rasada)*	m3	36
	yd3	(41.7)
Capacidad de tolva (colmada)* (\$)	m3	53
	yd3	(69.3)
Peso del vehículo vacío *	kg	62934
	lb	(138.744)
Capacidad del tanque de combustible	lt	370
	.S.gl	(97.75)

Otros equipos auxiliares :

01 Motoniveladora GALION 870.

02 Tractores de ruedas CAT 824-G.

02 Tractores de oruga CAT 88-N.

01 Tractor de oruga KOMATSU D 155-A.

01 Tractor de oruga D6-E.

03 Cisternas de agua VOLVO NL12 Cap 6,000 gln/cu.

02 Cisternas de combustible y lubricación.

01 camabaja.

2.3. SEGURIDAD Y OPTIMIZACION DE LAS OPERACIONES .

Referido expresamente al trabajo que involucra el movimiento de materiales y el acarreo con equipos de gran tonelaje. Las seis normas de seguridad que a continuación se presentan tienen estrecha relación con la optimización en las operaciones de este informe:

1. Equipos de movimiento de materiales en general:

Condiciones Pre-operativas:

- Los Equipos y vehículos se operaran siempre y cuando el sistema de dirección, frenos, sistema hidráulico, luces, alarma de retroceso, circulina para los equipos auxiliares y cinturones de seguridad se encuentren en buen estado.

- La alarma de retroceso debe ser audible a 10 mts. de distancia.

- Deben tener cabina antivuelco tipo ROPS.

- Todos los vehículos deben contar con triángulos de seguridad, estrobos para remolque, cables para pasar corriente y extintores acordes al tamaño del equipo.

- Todos los equipos y vehículos sobre llantas deben contar con elementos de traba de las llantas para cuando se estacionen.

- Cuando se estacionen dentro de un área de operaciones (tajo, pad, botadero, planta de chancado, etc.) tendrán las luces intermitentes encendidas, o circulina prendida, o deberá tener conos de seguridad.

Condiciones de Operación:

- Cuando se desplacen por laderas lo harán por la línea de máxima pendiente y virarán en zonas lo más horizontales posibles.

- Ningún vehículo se podrá aproximar a menos de 50 metros de cualquier equipo en operación. Se establecerán zonas de parqueo de ser necesario.

Camiones:

- Al cargar y descargar, los camiones se colocarán alineados con las líneas de máxima pendiente para evitar voltearse.

- Un camión descargará en un pad, botadero o similar únicamente cuando el operador verifique la existencia de berma en la zona de descarga.

- Las bermas en los pads y botaderos no deben servir para detener al camión sino como un indicador del límite perpendicular a la berma para el cuadrado del equipo.

- Un camión descargará en un pad o botadero únicamente cuando el operador verifique que el cuadrador ha salido hacia adelante del camión y puede verlo.

- Las ruedas posteriores, lado del operador (llanta en posición 03) son las que primero deben contactar la berma cuando se va a descargar en ángulo con respecto al borde del talúd.
- Ningún camión debe descargar estando inclinado hacia la izquierda o hacia la derecha del operador.
- Antes de descargar debe considerarse el estado del material del piso; si es muy suave puede ceder y el camión inclinarse a uno de sus lados o caer por la pendiente si está muy cerca de ésta.

Cargadores Frontales:

- Los cargadores frontales trabajarán sobre superficies horizontales. Evitarán desplazarse sobre líneas que no sean las de máxima pendiente para evitar voltearse.
- Los cargadores frontales se trasladarán con la boca del cucharón lo más retraída posible y en posición baja, es decir, a 15"ó 20" del suelo.
- Ningún cargador iniciará el llenado de la tolva de un camión si el operador no se encuentra dentro del camión. Tampoco lo hará si el operador u otra persona está dentro del radio de seguridad de 50 metros de la zona de carguío.
- Los cargadores cuidarán de no socavar el pie de una ruma de material pues, dependiendo de la altura, la humedad, congelamiento y compactación de la ruma, podría crearse un sobre-

ángulo de talud que probocaría un colapsamiento del material sobre el equipo o persona que se encuentre al pie.

- Los cargadores deben operarse enfrentando perpendicularmente la base de la ruma de material o la pendiente del talud, en vez de hacerlo paralelamente a ella.

Tractores:

- Cuando trabajen cerca de la cresta de un banco, botadero o pad debe mantenerse a una distancia prudente del borde.

- Debe haber siempre una berma en la cresta. Si se desea continuar bajando material, el operador usará otro material para empujar al primero y conservar siempre una berma.

- El tractor siempre trabajará perpendicularmente y con la cuchilla enfrentando el borde del talud. Nunca paralelamente.

- Cuando sea necesario trabajar sobre un talud, el operador previa verificación del terreno lo hará sobre la línea de máxima pendiente y con la cuchilla (lampón) pendiente abajo. Retrocederá siempre con la cuchilla pendiente abajo antes de empezar el siguiente pase.

Personal:

- Deberán contar con los implementos mínimos de seguridad como son casco, lentes de seguridad, respirador, mameluco y botas o zapatos con punta de acero.

- Personal que manipule objetos pesados, cortantes o abrasivos deberá usar guantes de cuero.
- Todo personal que camine por el campo deberá usar chalecos o correaje reflectivo de seguridad.
- Personal que trabaja de noche deberá contar con linternas que puedan tener resolución de observación nítida, en noches despejadas, de mínimo 80 metros.
- El personal no descansará, ni tomará alimentos fuera del vehículo dentro de una distancia de 50 mts de cualquier vehículo o equipo.
- El personal evitará en todo momento circular o invadir las áreas de trabajo de los equipos y vehículos en movimiento.
- El personal auxiliar y de tierra se mantendrá atento a las alarmas de retroceso, alertará a los operadores de su presencia y evitará ubicarse dentro de las áreas ciegas de los vehículos, es decir, donde ellos no puedan ver a los operadores de equipos.

Areas de Trabajo:

- Deberán estar limpias y ordenadas.
- Deberán contar con elementos de prevención de accidentes como son letreros, bermas, cintas de seguridad, conos reflectivos, etc., donde se requiera.

- Deberán contar con superficies adecuadas para el trabajo a realizar y en buen estado de mantenimiento.
- Deberán contar con extintores donde se requiera (grupos electrógenos, fajas transportadoras, motores, etc.)
- Se debe minimizar la generación de polvo, gases y/o derrames de sustancias que sean nocivas para la salud y el medio ambiente.
- Se señalarán indicando las rutas de circulación del personal cuando haya restricción de espacio (ejem.:áreas de chancado, parqueos vehiculares, etc.).
- La zona de carga y descarga de camiones debe ser horizontal.
- En zonas donde se presente material suelto o no consolidado, se procederá de inmediato al desatado de roca, sin permitir el ingreso de equipo o persona en el área.

2.Acarreo de materiales:

Responsabilidades básicas del Supervisor:

- Deberá vigilar que las normas de seguridad se cumplan.
- Mantener las vías en buen estado de conservación.

- El responsable de personas o vehículos que vayan a ingresar a zona de operaciones (por caminos de acarreo) deberá avisar y pedir autorización al Supervisor del área.

- Vigilar que los taludes de los caminos no excedan los ángulos de reposo natural de acuerdo al tipo de material.

- Vigilar que no hayan piedras que puedan deslizarse hacia los accesos.

Equipos Mviles:

- La prioridad del tránsito vehicular se rige de acuerdo a las normas establecidas por MYSA:

- 1) Camiones Haulpak.

- 2) Camiones de 10 a 15 m³.

- 3) Cargadores frontales, motoniveladoras y similares.

- 4) Perforadoras, tractor sobre orugas y similares.

- 5) Equipo liviano (camionetas, ambulancias).

Nota: En caso de emergencia la ambulancia tiene prioridad 1.

- Todo equipo que vaya ser operado deberá haber sido revisado por personal de mantenimiento y dado por operativo.

- Mantener una distancia de 40 metros con el vehículo delantero.

- Utilizar siempre las luces direccionales para cambiar de dirección.

- No abandonar nunca un vehículo ó equipo con el motor encendido.

- Siempre se debe acatar las indicaciones de los vigías ubicados en los cruces principales.

- Prohibido estacionarse en la vía principal o dar vuelta en "U" en ella.

- Para dar vuelta a la izquierda, debe ingresar previamente al área de volteo ubicada a la derecha.

- Queda prohibido el ingreso de vehículos no autorizados a los caminos de acarreo.

Area de Trabajo:

- Todos los caminos de acarreo deberán tener una berma de altura igual a la altura de la llanta del equipo más grande que circule por esa vía.

- En todas las intersecciones deberá haber una visibilidad de 40 metros como mínimo hacia cada lado.

- Todos los caminos deberán contar con un sistema de drenaje adecuados.

- El ancho libre mínimo de los caminos será tres veces el ancho del equipo más grande que circule por el mismo.

- La pendiente máxima de los caminos será de diez por ciento.

Personal:

- Todo el personal debe cumplir con el reglamento interno y externo de tránsito.
- Queda establecido que el tránsito de todos los equipos es el denominado "Tránsito por la derecha".
- Por ningún motivo el personal debe caminar por los caminos de acarreo.
- En las intersecciones de rutas de acarreo se pondrán vigías que dirigirán el tránsito respetando las prioridades, especialmente cuando las condiciones del tráfico así lo requieran.
- En caso de realizarse trabajos en las carreteras de acceso se deberán poner avisos luminosos o conos reflectantes a una distancia mínima de 40 mts. del área de trabajo.
- Ninguna persona podrá operar equipos o vehículos sin la autorización previa del área de control de pérdidas de MYSA.

3. Procedimiento para aproximación a equipos:

Para el acercamiento a una unidad, dentro del radio de seguridad de 50 metros, se tiene en cuenta lo siguiente:

- Habrá una comunicación previa, sobre la necesidad del acercamiento. Esta en lo posible, debe ser por radio.

- Solo se acercarán vehículos o unidades que tengan que ver directamente con la operación, mantenimiento o la ambulancia en casos de emergencia.
- El acercamiento se realizará en casos de: abastecimiento de combustible, lubricación, atención mecánica, eléctrica, neumática, órdenes de trabajo en forma personal, relevo de conductor y otros casos que amerite.
- El equipo se ubicará en un lugar adecuado y se deberá detener completamente, si es posible con el motor apagado y el piloto u operador fuera de la cabina.
- El equipo que está detenido utilizará los sistemas de parqueo y las señales para este caso, de acuerdo a las condiciones de tiempo y área.
- Solo en este momento el vehículo menor podrá acercarse al equipo.
- El operador o conductor del equipo detenido podría orientar al acercamiento del vehículo menor de acuerdo a la circunstancia del tiempo y área.
- Concluída la necesidad del acercamiento el o los operadores coordinarán el retiro de sus unidades de la siguiente forma:
 - a) El vehículo menor se retirará del área de influencia (radio de seguridad de 50 mts).
 - b) El operador del vehículo menor avisará al operador del equipo que ya se encuentra fuera del área de influencia.

c) Solo en ese momento el equipo mayor podrá ser encendido y puesto en operación.

- En todo momento el operador de equipo mayor debe verificar que no haya presencia de vehículos menores o de personas en su área de influencia para proceder a la operación. De lo contrario parará su trabajo hasta verificar despejada el área.

4.Tajos:

Responsabilidades básicas del Supervisor:

- Los accesos a bancos, curvas pronunciadas ya sean horizontales o verticales deberán contar con conos de seguridad, barreras u otro tipo de dispositivo reflectivo que permita que los vehículos se guíen por las noches o en la neblina.

- Toda zona que contenga piedras o material inestable en las crestas o taludes deberá desatarse antes de que se inicien las operaciones en ella.

- Los parámetros que se establecen como altura de bancos, ángulo de talud, ancho de rampas, gradiente de rampas y en base al equipo a utilizar, se deben cumplir cabalmente.

Equipos:

- Los únicos equipos que podrán colocarse junto a un equipo pesado que se encuentre detenido y con el motor apagado o con traba de

movimiento son los camiones de abastecimiento de combustibles, lubricantes, agua y camionetas de mantenimiento, de acuerdo al procedimiento que forma parte del presente reglamento.

Personal:

- A menos que esté mapeando, o levantando el área el personal no podrá pararse en los pies de los taludes, ni caminar por ellos.

Area de Trabajo:

- Siempre los tajos deberán contar con bermas de seguridad para evitar que equipos ó vehículos puedan caer a niveles inferiores, estas bermas tendrán una altura mínima de 1.2 mts.

- Siempre los tajos contarán con bermas para separar las mallas de perforación y/o mallas cargadas con explosivos del área de circulación de vehículos ó equipos. Estas bermas tendrán una altura mínima de 0.60 mts. , deberán estar debidamente señalizadas con cintas reflectoras de seguridad y letreros que indiquen zonas cargadas con explosivo.

- Las bermas horizontales de seguridad que se tienen cada dos bancos, siempre deberán dejarse limpias en el momento de la construcción.

5. Pads y botaderos:

Responsabilidades básicas del Supervisor:

- Los accesos a bancos, curvas pronunciadas ya sean horizontales o verticales deberán contar con conos de seguridad, barreras u otro tipo de dispositivo reflectivo que permita que los vehículos se guíen por las noches o en neblina.
- Los límites, setbacks y celdas de botaderos y pads se estacarán con cintas de colores y cinta de seguridad.

Personal:

- No está permitido caminar por los taludes ni bermas intermedias de botaderos o pads.

6. Procedimientos para cuadradores:

Se sigue el siguiente procedimiento:

- El tablero de seguridad, reemplazará al auxiliar de campo en el momento de la descarga del camión.
- El auxiliar de campo, ubicará el tablero de seguridad en el lugar de descarga teniendo en cuenta lo siguiente:
 - a) Berma de seguridad.
 - b) Talud del terreno (resquebrajamiento, hundimiento, barroso, etc.)

- El operador de camión, retrocederá dirigiendo éste hacia el tablero de seguridad.

- La distancia que debe existir, entre el tablero de seguridad, con la llanta posterior izquierda (posición 03) debe ser 2 metros como mínimo y del tablero al cuadrador 2 metros más.

- El operador del camión levantará la tolva cuando en el área de descarga no exista ningún peligro de daño personal o material y cuando vea delante de él al cuadrador.

- El auxiliar de campo saldrá hacia adelante en forma diagonal hasta delante de la cabina del operador y manteniendo la distancia de 4 metros.

- El auxiliar de campo, no se acercará al camión cuando éste todavía está vaciando su carga y no se haya retirado.

3. MEDICIONES TECNICAS - CONCEPTOS GENERALES.

3.1. PRODUCTIVIDAD.

Primeramente se tiene que definir lo que es productividad para comprender su incidencia en el desarrollo de una Empresa. Entre las definiciones que podemos citar se tienen:

a) Es el resultado lógico de la forma simple en que la dirección dispone la utilización de todos los recursos a su disposición para satisfacer las necesidades del mercado.

b) La productividad es un indicador de la eficiencia y eficacia del sistema en la producción de bienes y servicios.

Entiendase por eficacia la mejor relación posible de costos entre los medios y resultados, entre los recursos empleados y el producto obtenido; y por eficiencia a la medida para satisfacer los requisitos de cantidad, calidad, tiempo y lugar.

Se puede resumir conceptuando que la productividad es el resultado del uso correcto y oportuno que se hace del control estadístico del rendimiento de los recursos.

La decisión de una Empresa de elevar la productividad a niveles óptimos supone no solamente la convicción de querer crecer; sino la de adoptar una estrategia para lograr mayor competitividad interna y externa.

Una mejora en la productividad implica en :

- Disminución del costo de producción.
- Resultados altamente competitivos.
- Aumento del valor de nuestros trabajos.
- Mejora de la rentabilidad de la Empresa.
- Mayores ingresos económicos.
- Mejoras en el nivel de vida.

Se dice que la productividad no se puede ver, pero que si se puede medir. Para lo cual cada Empresa adopta los modelos de medición que se ajustan a sus necesidades, estos son los que reciben el nombre de INDICE.

Los índices deben tender a un modelo estándar de tal manera que puedan ser comparadas con otras Empresas afines; comparados con normas establecidas internacionalmente.

3.1.1. Indices de Productividad en la Minería.

Antes de mencionar los índices más comunes en la Minería se puede decir que podemos describirlos como:

a) Productividad Técnica.- Es un índice que está en la relación directa con los recursos utilizados para lograr un producto. Nos muestra el grado tecnológico y de mecanización. Sirve de base para determinar otros índices.

Ejemplos : $M3/H-M$, $M3xKM$, $M3/tarea$

b) Productividad Económica de Producción.- Principalmente nos indica los costos unitarios de producción. Un incremento de la productividad técnica no implica necesariamente disminución del costo unitario.

Ejemplos : US\$/M3 , US\$/M3xKM

c) Productividad Económica del Mercado.- Cuando está sujeto a la ley de la oferta y la demanda, dependiendo directamente de la calidad del producto que se introduce al mercado.

Ejemplos : US\$/TMS

A continuación mencionamos los índices que más se utiliza en la minería

Indices Técnicos	Especificaciones
- ton/día	Producción
- ton/tarea o hb/gdia	Eficiencia de explotación
- mt/ton	Eficiencia de avance (perforación)
- kg/ton	Factor potencia-explotación (voladura)
- kg/m	Factor potencia-avance (perforación)
- mt/1000 ton producido	Indice de avance por tonelaje
- Pz Barrenos/ton	Eficiencia por consumo de barrenos
- ton/hr	Producción horaria de acarreo
- kw/ton producido	Energía consumida por tonelaje

Indice Economico de Prod.	Especificaciones
- US\$/ton	Costo unit. por tonelada producida
- US\$/mt	Costo unit. por avance (perforación)
- US\$/pie	Costo unit. Por avance (perforación)
- US\$/M3	Costo unit. por M3 movido
- US\$/M3xKM	Costo unit. por M3xKM movido
US\$/H-M	Costo horario por equipos
etc.	

3.2. COMPONENTES PARA LA EFICIENCIA EN MOVIMIENTO DE MATERIALES.

Para preparar un estimado eficiente de producción de equipos de carguío y transporte en el caso de explotación minera a cielo abierto, se deben considerar los factores siguientes:

3.2.1. EL CICLO DE PRODUCCION.

En el trabajo de movimiento de materiales, este ciclo puede ser dividido en 6 componentes:

a)Carguío.

Entre los factores que afectan en el tiempo de este componente, tenemos:

- Dimensión y tipo del equipo para el carguío.
- Tipo y condición del material a cargarse.
- Capacidad de la unidad de carguío.
- Habilidad del operador.

b)Acarreo.

Entre los factores que afectan en el tiempo de este componente, tenemos:

- Capacidad de performance de la unidad.
- Distancias de acarreo.
- Condiciones de las vías de acarreo.
- Pendientes.
- Tipos de neumáticos utilizados.
- Factores diversos que afectan la velocidad del acarreo.

c)Descarga.

Entre los factores que afectan en el tiempo de este componente, tenemos:

- Destino del material - tolva, sobre banco, relleno, pila de acopio, acumulación ordenada.
- Condición del área de la descarga.
- Tipo y maniobrabilidad del equipo de acarreo.
- Tipo y condición del material transportado.

d)Retorno.

Entre los factores que afectan en el tiempo de este componente, tenemos:

- Capacidad de desempeño del equipo de acarreo.
- Distancia de retorno.
- Condiciones de las vías de acarreo.
- Pendientes.
- Factores diversos que afectan la velocidad del retorno.

e)Ubicación.

Entre los factores que afectan en el tiempo de este componente, tenemos:

- Maniobrabilidad de los equipos.
- Area de maniobras disponible.
- Tipo del equipo para el carguío.
- Ubicación del equipo cargador con respecto a los equipos de acarreo.

f)Demoras.

Entre los factores que afectan en el tiempo de este componente, tenemos:

- Tiempo asumido en la espera por la unidad de carguío.
- Tiempo asumido en la espera por el tractor de empuje en la descarga del material.
- Demoras diversas causadas por el hombre, máquina o factor climático.

3.2.2. EFICIENCIA EN EL TRABAJO.

Son factores que estiman la producción del movimiento de materiales con equipos de gran tonelaje.

Una estimación que sea muy optimista en cuanto a la capacidad productiva horaria de cada unidad de carguío y acarreo resultará perjudicial. Es necesario considerar un margen para las inevitables demoras operativas que nunca dejan de faltar, tales como movimientos innecesarios, voladuras, cambios de guardia, condiciones climáticas, mucho tránsito, paralizaciones, o por otros factores como eficiencia en la administración y supervisión, experiencia del operador, estado emocional del

operador, equilibrio adecuado entre los equipos auxiliares y el acarreo, etc.

Se llega a condiciones mas reales cuando se reduce aún más el factor de eficiencia debido a demoras inusuales o a condiciones de trabajo especialmente desfavorables.

Para clasificar las condiciones de trabajo como "Favorables", "Medias" ó "Desfavorables", debe considerarse lo siguiente:

Condiciones de trabajo Favorables:

1-Material que se carga y acarrea:

Con una granulometría pareja, producto de una buena voladura, con poco contenido de humedad.

2-Area de carga:

Sin restricciones en cuánto a longitud o ancho, seca y suave (o bien mantenida por motoniveladora).

3-La resistencia a la rodadura total es inferior al 4%.

4-Supervisión constante en el área de carga, transporte y descarga.

Condiciones Medias de trabajo:

1-Material que se carga y acarrea:

Con granulometría diversa, producto de una roca dura, con algo de humedad.

2-Area de carga:

Con algunas restricciones en cuánto a longitud y ancho, seca con algunos materiales sueltos.

3-La resistencia a la rodadura total es del 4% al 7%.

4-Supervisión intermitente tanto en el área de carga como en el transporte y descarga.

Condiciones de trabajo Desfavorables:

1-Material que se carga y acarrea:

Con mala granulometría, roca pesada o húmeda, producto de roca muy dura y/o del efecto de una mala voladura.

2-Area de carga:

Con restricciones en cuanto a longitud o ancho, húmeda, resbaladiza y/o piso muy suave.

3-La resistencia a la rodadura total superior al 7%.

4-Sin Supervisión en las areas de carga, transporte y descarga.

3.2.3. PESO Y VOLUMEN DE LOS MATERIALES - ESPONJAMIENTO.

En el carguío, transporte y descarga, el material presenta problemas debido a que ya no está in situ.

Un material producto de una voladura, normalmente se fractura en partículas que no pueden ajustarse entre sí como estaban en su estado natural. Esto da lugar a la existencia de vacíos en el material, provocando un aumento de su volúmen que es llamado esponjamiento.

De allí que se tiene una relación entre el material en banco y suelto.

Esta relación se obtiene por medio del "porcentaje de esponjamiento" que viene a ser el incremento de volúmen del material roto al pasar de su estado natural o insitu al estado suelto.

Siempre que sea posible, debe efectuarse un control del peso y la expansión del volúmen del material. Existen muchas variaciones de

peso en los materiales, por los cuales difiere el rendimiento en los trabajos de carguío y transporte.

El uso de toneladas o metros cúbicos de material en banco, suelto o compactado, para los estimativos de producción; dependerá de la base sobre la cuál vaya a valorizarse el trabajo.

Para determinar el porcentaje de esponjamiento, se tiene las siguientes relaciones:

$$\text{Factor Carga (LF)} = \frac{\text{Kg/m}^3 \text{ sueltos} \quad \text{Kg/LCM}}{\text{Kg/m}^3 \text{ en banco} \quad \text{Kg/BCM}}$$

$$\% \text{ Esponjamiento} = \frac{1-LF}{LF} \times 100$$

A continuación se presenta una tabla de los Factores de Carga correspondientes por cada % de esponjamiento:

% esponjamiento	factor de carga	% esponjamiento	factor de carga
5	0.95	55	0.65
10	0.91	60	0.63
15	0.87	65	0.61
20	0.83	70	0.59
25	0.80	75	0.57
30	0.77	80	0.56
35	0.74	85	0.54
40	0.71	90	0.53
45	0.69	95	0.51
50	0.66	100	0.50

Cálculo del Porcentaje de Esponjamiento - Método Práctico.

Como definición, esponjamiento es el incremento del volumen que sufre un material al ser alterado su estado natural, creandose vacios.

$$\% \text{ Esponjamiento} - 100 * \frac{\text{Volúmen del vacíos}}{\text{Volúmen del material}}$$

Descripción del método práctico:

Para determinar los volumenes se utiliza un recipiente de capacidad conocida.

Se llena distribuídamente el material al ras del recipiente utilizado y se agrega cantidades medidas de agua hasta llenar igualmente al ras el recipiente.

De tal manera que se tiene:

$$\text{Volúmen de vacíos} = \text{Volúmen de agua}$$

$$\text{Volúmen del material} = \text{Cap. del recipiente} - \text{Volúmen de agua}$$

teniendo en cuenta que:

$$1 \text{ gln} = 3.79 \text{ lts}$$

$$1 \text{ m}^3 = 263.36 \text{ gln}$$

$$1 \text{ m}^3 = 996.92 \text{ lts}$$

Peso Específico del Material

Varía para distintos tajos.

Con el P.e. se halla el peso del material, para luego hallar el tamaño de la tolva, el tamaño de la cuchara del cargador, etc.

3.2.4. CARGAS UTILES DE LOS EQUIPOS.

Para el caso de camiones Haulpak 330M de 85 TM., la capacidad de la tolva es:

Rasada.....36 m³

Colmada (SAE).....53 m³

Para el caso de Cargadores Frontales CAT 992-D la capacidad del cucharón es:

Rasada..... 8.94 m³

Colmada (SAE).....10.70 m³

Para el caso de Cargadores Frontales KOMATSU WA800 la capacidad del

cucharón es:

Rasada..... 8.66 m³

Colmada (SAE).....10.30 m³

3.3. PERFORMANCE DE LOS EQUIPOS.

3.3.1. FUERZA MOTRIZ REQUERIDA (FMR).

Considerando un camión Haulpak cargado que asciende una pendiente por una vía de acarreo mojada. Lo primero que se debe determinar viene a ser la fuerza motriz requerida para poder efectuar esta severa condición que es la que se tiene en época de invierno.

FMR es aquella necesaria para mover una máquina por una superficie de acarreo y los factores que la determinan son la Resistencia a la Rodadura (RR) y la Resistencia a la Pendiente (RP)

Para trayectos con pendientes positivas, se tiene lo siguiente :

$$FMR = RR + RP$$

(RR) Resistencia a la rodadura, medida en porcentaje, es la fuerza que opone el suelo al giro de las ruedas de un vehículo. Para que un Haulpak pueda moverse es necesario contrarrestar dicha fuerza.

Las causas más importantes que se combinan para producir la resistencia a la rodadura son:

* La fricción interna, producida en el tren de fuerza del equipo desde el volante del motor hasta los neumáticos.

* La flexión de los neumáticos, al girar las ruedas se deforman los flancos y la banda de rodadura. La magnitud de dicha deformación depende del diseño, inflación y presión de los neumáticos, así como de la superficie en la que ruedan.

* La penetración de los neumáticos, producida por el peso del vehículo vacío (Pv), el peso del combustible (Pcomb) y el peso de la carga (Pc). Estas fuerzas actúan sobre la superficie de acarreo y vienen a conformar el Peso Bruto del Vehículo (PBV), entonces se tiene lo siguiente:

$$PBV = Pv + P_{comb} + Pc$$

En equipos de movimiento de materiales en buenas condiciones de operación, los efectos de fricción interna y de la flexión de los neumáticos pueden considerarse una constante.

Algunas resistencias a la rodadura comunes, son:

Superficie del suelo : RR(%)

Asfalto.	1.5
Concreto.	1.5
Tierra lisa, aspera, seca, bien mantenida, Libre de materiales sueltos.	2.0
Tierra seca, no firmemente compactada, con algunos materiales sueltos.	3.0
Tierra lisa, no arada, mal mantenida.	4.0
Tierra suave, arada.	8.0
Terraplenes de tierra no compactados.	8.0
Tierra, baches profundos.	16.0
Grava bien compactada, seca, Libre de materiales sueltos.	2.0
Grava, no firmemente compactada, seca.	3.0
Grava suelta.	10.0
Barro con base firme.	4.0
Barro con base lisa, esponjosa.	16.0
Arena suelta.	10.0
Nieve compactada.	2.5
Nieve a 4"de profundidad, suelta.	4.5

Un vehículo puede vencer la resistencia a la rodadura cuando la Fuerza del equipo es igual a %RR x PBV.

(RP) Resistencia a la Pendiente, medida en porcentaje, es la fuerza debida a la gravedad, que debe superar un vehículo a medida que asciende una pendiente.

Un vehículo puede vencer la resistencia a la pendiente cuando la fuerza del equipo es igual a $\%RP \times PBV$.

En zonas desendentes, la fuerza de gravedad ayuda al movimiento del equipo de transporte cargado, en estos casos los frenos de servicio no son suficientes y se utilizan frenos retardadores. En trayectos de pendientes negativas, se tiene lo siguiente :

$$FMR - RR - RP$$

Es importante hacer notar:

$$FMR = \text{Pendiente Compensada} - \text{Resistencia Total}$$

3.3.2. FUERZA MOTRIZ DISPONIBLE (FMD).

Es la fuerza necesaria para poder realizar el trabajo de acarreo. A esta fuerza se le denomina Potencia.

Potencia, es un valor constante para cada equipo y viene a ser la tasa de ejecución de trabajo en relación con el tiempo.

Son dos los factores que determinan la fuerza motriz disponible, potencia y velocidad.

$$FMD - \text{Potencia} - \text{tracción} \times \text{velocidad}$$

El grado de tracción entre el neumático o zapata de la oruga y el suelo, se denomina Coeficiente de Tracción.

Al no haber adhesión del 100% entre un equipo y el suelo, este coeficiente es siempre inferior a 1.

En la siguiente tabla se indican los coeficientes de tracción más comunes para diferentes tipos y estados de conservación de suelos:

Coeficiente de tracción

Tipo de suelos	Equipos sobre neumáticos	Equipos sobre orugas
Concreto, hormigón	0.90	0.45
Arcilla gredosa, seca	0.55	0.90 (*)
Arcilla gredosa, húmeda	0.45	0.70
Arcilla gredosa con baches	0.40	0.70
Arena seca	0.20	0.30
Arena húmeda	0.40	0.50
Cantera a cielo abierto	0.65	0.55
Camino de grava (suelta)	0.35	0.50
Nieve seca compacta	0.20	0.50
Hielo	0.10	0.10
Tierra firme	0.60	0.90 (*)
Tierra suelta	0.45	0.60

(*) Supone una penetración total de la tolva.

3.3.3. FUERZA MOTRIZ UTILIZABLE (FMU).

Es la fuerza que depende del agarre de las ruedas o carriles para los diferentes tipos de suelos, y de la altitud.

Una mayor altura para las vías de acarreo, disminuye la performance de los equipos. Esto se debe a la disminución de la densidad del aire, afectando la relación combustible-aire dentro de la cámara de combustión de un motor.

El agarre viene a ser el coeficiente de tracción para los diferentes tipos y estados de conservación de suelos.

$$FMU = \text{coeficiente de tracción} \times PBV \times \% \text{ altitud}$$

3.4. METODOLOGIA GENERAL - CALCULO DE EQUIPOS

3.4.1. ESTIMACION DEL NUMERO DE VOLQUETES

1) Determinar el tonelaje de material a ser minado por nivel de origen, categoria y destino.

El diseño de un plan de minado es un proceso interativo, por consiguiente la determinación del tonelaje del desmonte u otros es estimado hasta que concuerde con la capacidad de producción del equipo existente y en caso de mineral hasta cumplir con los requerimientos o capacidad de tratamiento del pad. De esta manera se determina el tonelaje de material por nivel y categoria.

2) Determinar orígenes y destinos para mineral, desmonte y otros.

Los orígenes son obtenidos a partir del plan de minado en base anual, en estos planos se diferencia el tipo de material si es mineral u otros, la mejor alternativa es aquella que nos garantice el empleo de un mínimo de volquetes al menor costo, esta será seleccionada como el destino correcto.

En caso de mineral, el destino ya está prefijado y no es necesario hacer estudios para determinar el punto de transferencia óptimo.

3) Determinar los perfiles de acarreo.

Después que se hayan definido los orígenes y destinos el siguiente paso es determinar el perfil de acarreo; se mide en el plan anual de minado todas las distancias horizontales e inclinadas con su gradiente respectiva entre los puntos de origen y destino.

(La gradiente del terreno más la resistencia a la rodadura es la gradiente efectiva).

4) Estimación del ciclo de viaje.

Para la estimación del ciclo de viaje se emplea la información siguiente:

A) Perfil de acarreo.

Esto es obtenido a partir del plano de la serie. La información que tiene cada perfil es el tonelaje, el nivel de origen, destino y las distancias con las gradientes respectivas en cada tramo entre el origen y el destino. Dado que se conoce la longitud y la gradiente de cada tramo del perfil y conociendo las velocidades respectivas es posible determinar el tiempo que demora el volquete en negociarlo.

B) Velocidades del vehículo en cada tramo para condiciones de camión cargado y camión vacío.

Las velocidades para cada tramo son obtenidas a partir de estudios de tiempo y movimiento para cada uno de los tipos de volquetes existentes; otra manera de obtener las velocidades en cada tramo es empleando las curvas de performance proporcionadas por los fabricantes pero corregidos para la altitud en que operan los equipos, este método casi no se emplea en minas en operación porque no toma en cuenta las características inherentes de cada mina.

Los tipos de volquetes con mayor performance son asignados a las zonas más críticas (por ejemplo · niveles profundos) hasta completar el número de unidades disponibles. Después de esto, los niveles restantes que hayan sido asignados para ser extraídos con volquetes son minados con el tipo restante de volquetes.

C) Factores de velocidad en puntos de cambio de gradiente, salida y llegada en puntos de carguío y descarga; y en curvas cerradas.

Cuando hay algún tipo de cambio en la configuración del perfil de acarreo normalmente ocurren variaciones en la velocidad del vehículo; para cuantificar este cambio, la velocidad para ese tramo pequeño es obtenida corrigiendo la velocidad promedio del vehículo en una rampa de la misma gradiente que el del tramo pequeño por el factor de velocidad; para que el vehículo llegue a tener la velocidad promedio es necesario que la longitud del tramo tenga un mínimo de longitud, cualquier tramo que no tenga este mínimo tendrá una velocidad corregida.

El factor de velocidad es calculado en función de la aceleración del vehículo, de la velocidad con que entró al tramo y de la distancia del tramo en que opera el cambio de velocidad.

D) Tiempos fijos.

Estos tiempos son los que emplea el volquete en cuadrarse, demoras en los orígenes y en los destinos, tiempos de carguío y descarga.

La manera en que se obtienen estos datos es a partir del análisis estadístico de los datos de campo de tiempos de carguío, descarga y de las demoras asociadas en cada punto. Solamente se disponen de datos promedio para toda la mina, una manera más precisa de obtener estos datos sería evaluándolos para cada tipo de roca y por niveles, ya que el material tiene diferentes grados de comportamiento de un nivel a otro no obstante que geológicamente pueden ser el mismo tipo de roca.

Con todos los datos anteriores la duración del ciclo de viaje es determinado de la siguiente manera:

*- Tiempo de ida cargado (TIC) : $TIC = DI/VIC$

*- Tiempo de retorno vacío (TRV) : $TRV = DR/VRV$

*- Tiempos fijos (TFT) : $TFT = TC + TD + DC + DD$

Donde

TIC - tiempo de ida cargado

DI - distancia de porción de perfil en trayecto de ida cargado

VIC - velocidad de ida cargado correspondiente a DI

TRV - tiempo de retorno vacío

DR - distancia de porción de perfil en trayecto de retorno vacío

VRV - velocidad de retorno vacío correspondiente a DR

TFT - tiempo fijo total

TC - duración de carguío

TD = duración de descarga

DC - demoras en punto de carguío

DD = demoras en punto de descarga

La duración de un ciclo de viaje (DCV) es: $DCV = TIC + TRV + TFT$

Por lo tanto para conseguir la producción y el requerimiento de equipo por cada perfil de acarreo, se tiene:

Ciclos/hr - 60 min/ciclo total

Carga/camión - fc camión x densidad x ef c

Producción/camión m - ciclos/hr x carga/camión x ef c x ef op x ef m

camiones/cargador = $1 + \frac{\text{ciclo total/camión}}{\text{ciclo total/cargador}}$

Carga/pase = fc cargador x densidad x ef c (mínima)

Pases/camión = $\frac{\text{carga/camión}}{\text{carga/pase}}$

Pases/hora = 60 min/(ciclo CF/60) , ciclo CF = 38.4 seg.

Producción/CF = carga/pase x pases/hr x ef op x ef m

CF = $\frac{\text{plan mina/día}}{\text{produc. CF/día}}$

4. OPTIMIZACION EN LAS OPERACIONES DE MOVIMIENTO DE MATERIALES.

4.1. ESTUDIO DE TIEMPOS Y MOVIMIENTOS DE MATERIALES MYSA.

TRANSPORTE DE MINERAL TAJO CARACHUGO SUR.

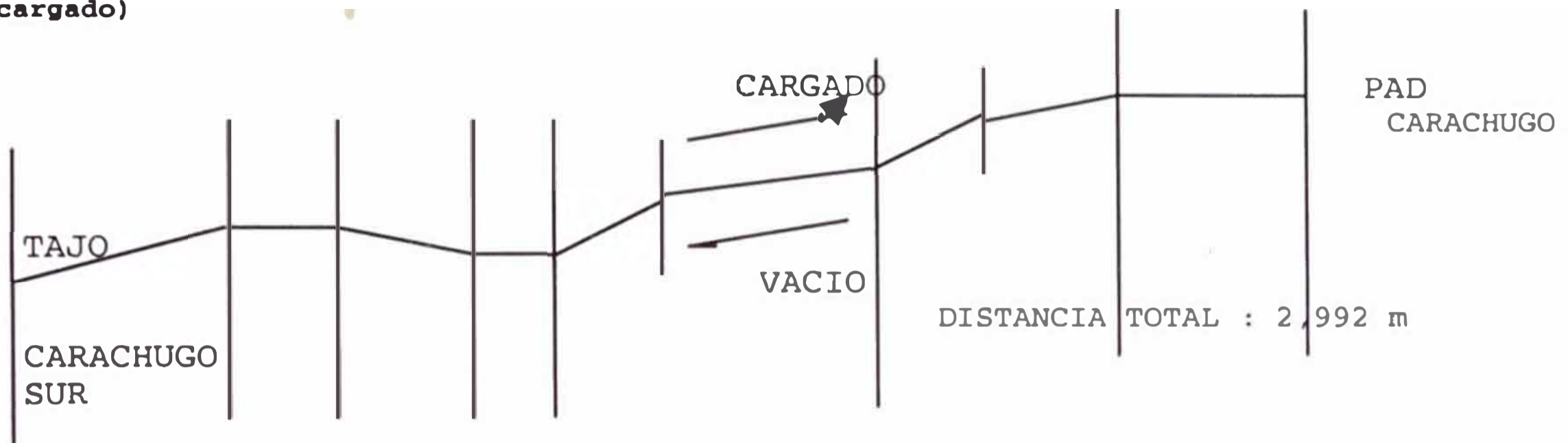
TIPO DE MOVIMIENTO	TIEMPO min	CICLOS	TIEMPO min
transporte cargado	10.95	# ciclos / hr	2.96
transporte vacío	5.11	hrs. efectivas / día	18.50
carguío	3.20	# ciclos / día	54.79
descarga	1.00	# ciclos / turno	18.26
ciclo completo	20.26		

DEMORAS		TIEMPO hrs/día
CAMBIO GDIA.	0.25 hrs x 3 gdias =	0.75
DISPAROS		0.66
PETROLEO + AGUA		0.33
ENGRASE C.F.		0.50
TOTAL DEMORAS NO OPERATIVAS		2.24
espera en carguío, espera en descarga, mantención de accesos		3.26
HORAS EFECTIVAS *		18.50

* Horas promedio efectivas del día representativo para todos los circuitos. Las demoras operativas se pueden minimizar dependiendo del trabajo de supervisión.

PERFIL DE TRANSPORTE DE MINERAL TAJO CARACHUGO SUR

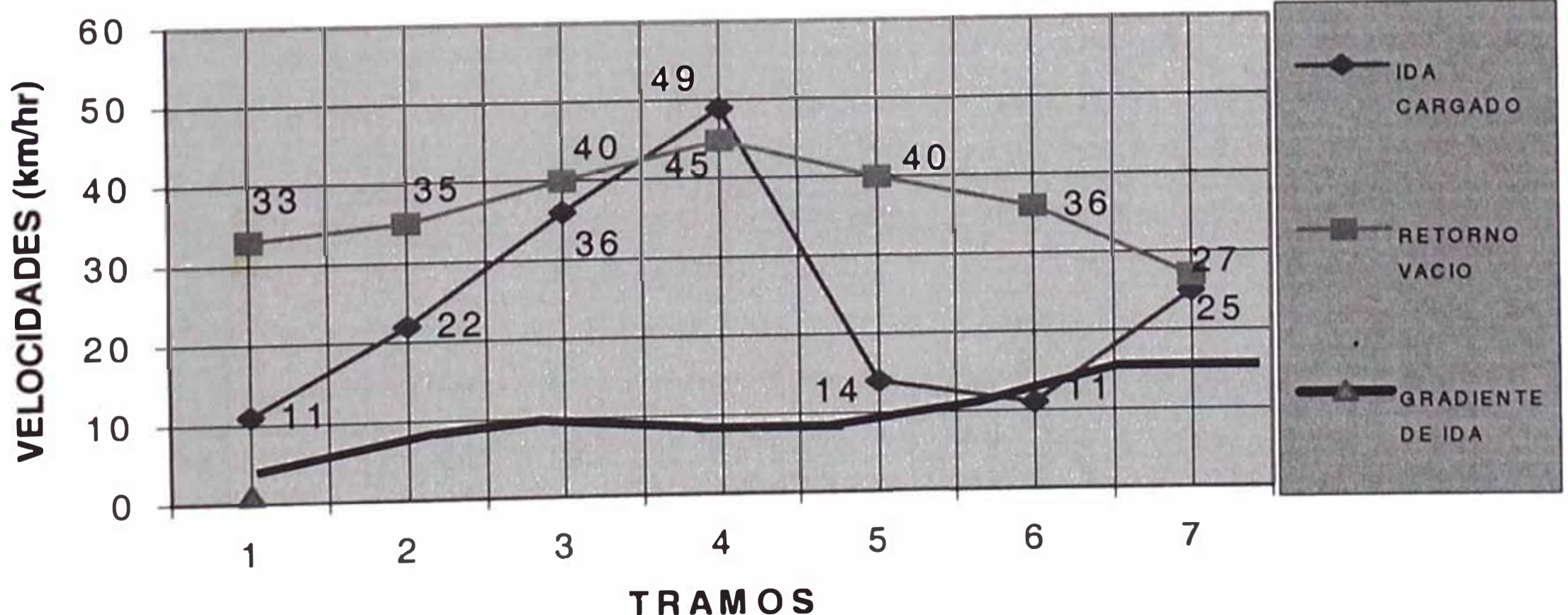
TRAMO	TRAMO	TRAMO	TRAMO	TRAMO	TRAMO	TRAMO
1	2	3	4	5	6	7
vel. carg. 11 km/hr	22	36	49	14	11	25
dist. 622 m	260	250	328	242	478	203
t. carg. 3.39 min	0.71	0.42	0.40	3.09	1.76	1.18
pendiente +8 % (cargado)	+2.5	-6	+1.5	+9	+7	+10
					+8	0



vel. vacío 33 km/hr	35	40	45	40	36	27
t. vacío 1.13 min	0.45	0.38	0.44	1.08	0.54	1.09

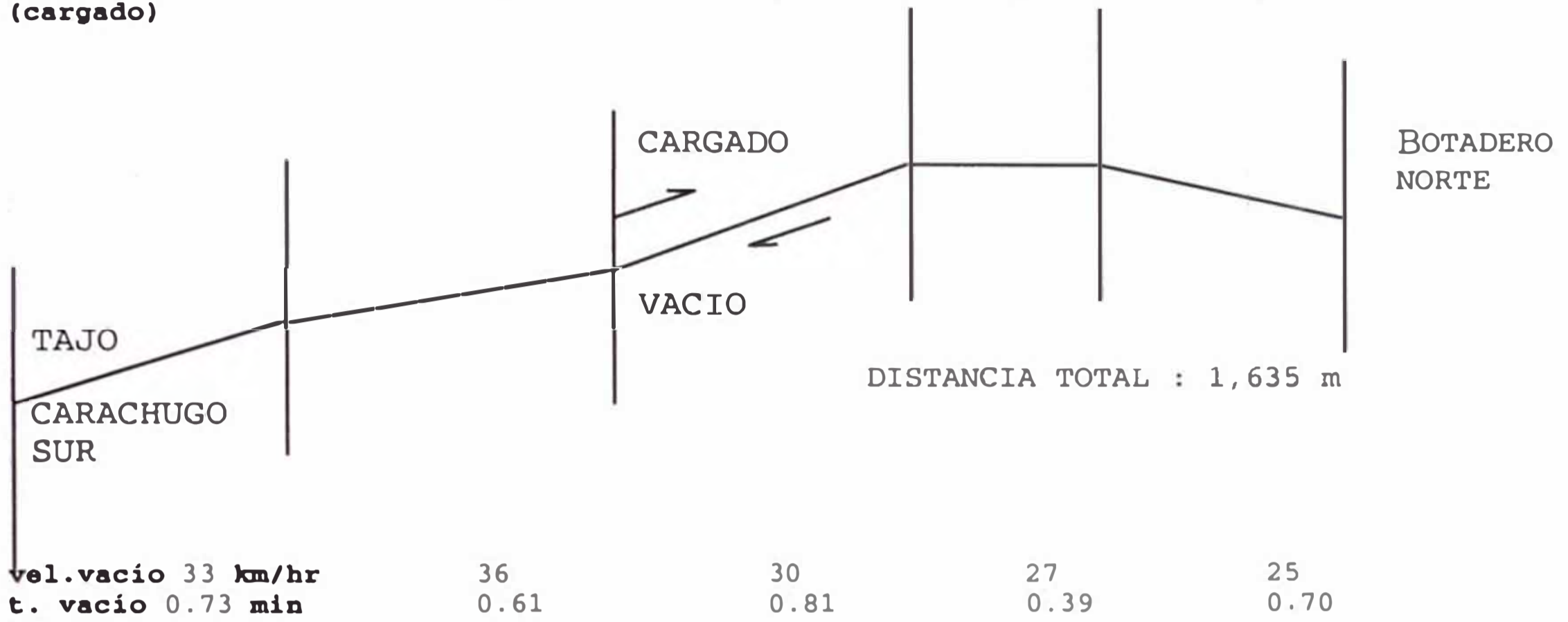
GRAFICO VELOCIDAD-GRADIENTE
TRANSPORTE DE MINERAL TAJO CARACHUGO SUR

	DIST	TIC	TRV	VIC	VRV	GRAD CARG.
	mts	min	min	Km/hr	Km/hr	%
TRAMO 1	622	3.39	1.13	11	33	8
TRAMO 2	260	0.71	0.45	22	35	2.5
TRAMO 3	250	0.42	0.38	36	40	-6
TRAMO 4	328	0.4	0.44	49	45	1.5
TRAMO 5	720	3.09	1.08	14	40	8
TRAMO 6	322	1.76	0.54	11	36	9
TRAMO 7	490	1.18	1.09	25	27	0
TOTALES	2992			24	37	



PERFIL DE TRANSPORTE DE DESMONTE TAJO CARACHUGO SUR

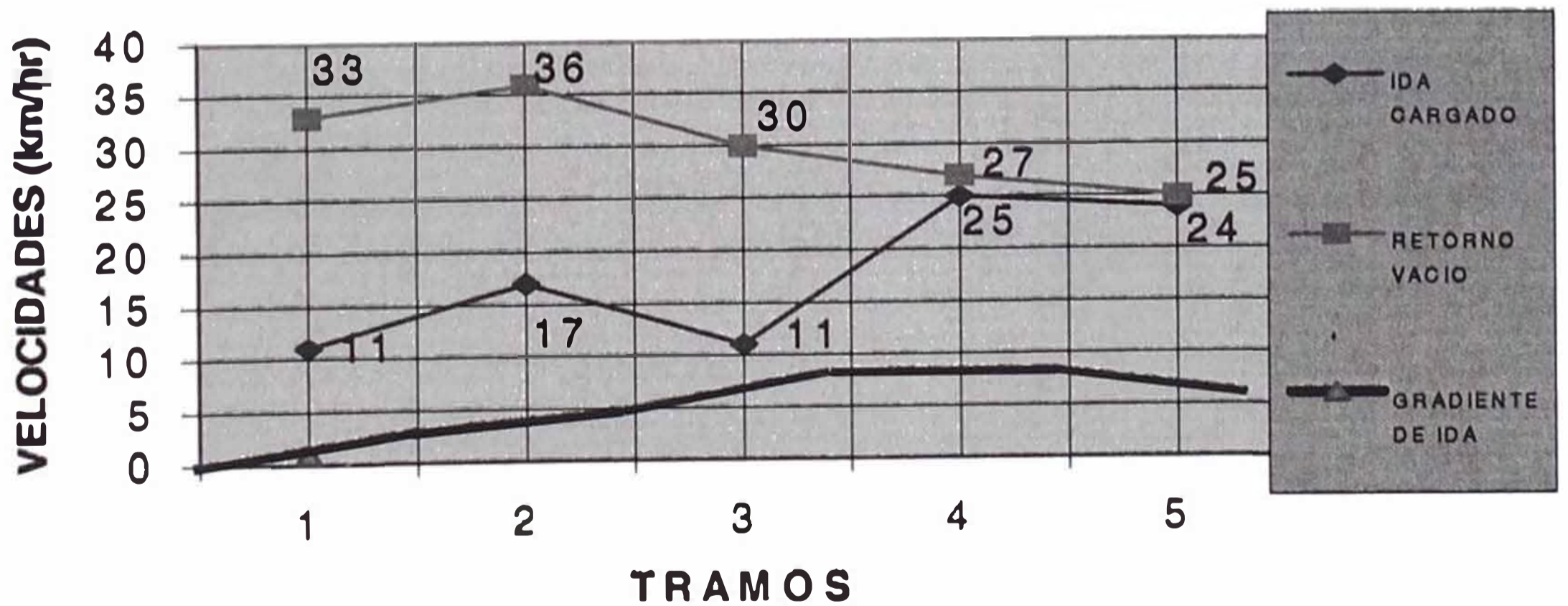
TRAMO 1	TRAMO 2	TRAMO 3	TRAMO 4	TRAMO 5
vel.carg. 11 km/hr	17	11	25	24
dist. 400 m	365	405	175	290
t.carg. 2.18 min	1.29	2.21	0.42	0.73
pendiente +8 % (cargado)	+5	+9	0	-8



vel.vacio 33 km/hr	36	30	27	25
t. vacio 0.73 min	0.61	0.81	0.39	0.70

GRAFICO VELOCIDAD-GRADIENTE
TRANSPORTE DE DESMONTE TAJO CARACHUGO SUR

	DIST	TIC	TRV	VIC	VRV	GRAD CARG.
	mts	min	min	Km/hr	Km/hr	%
TRAMO 1	400	2.18	0.73	11	33	8
TRAMO 2	365	1.29	0.61	17	36	5
TRAMO 3	405	2.21	0.81	11	30	9
TRAMO 4	175	0.42	0.39	25	27	0
TRAMO 5	290	0.73	0.7	24	25	-8
TOTALES	1635			18	30	

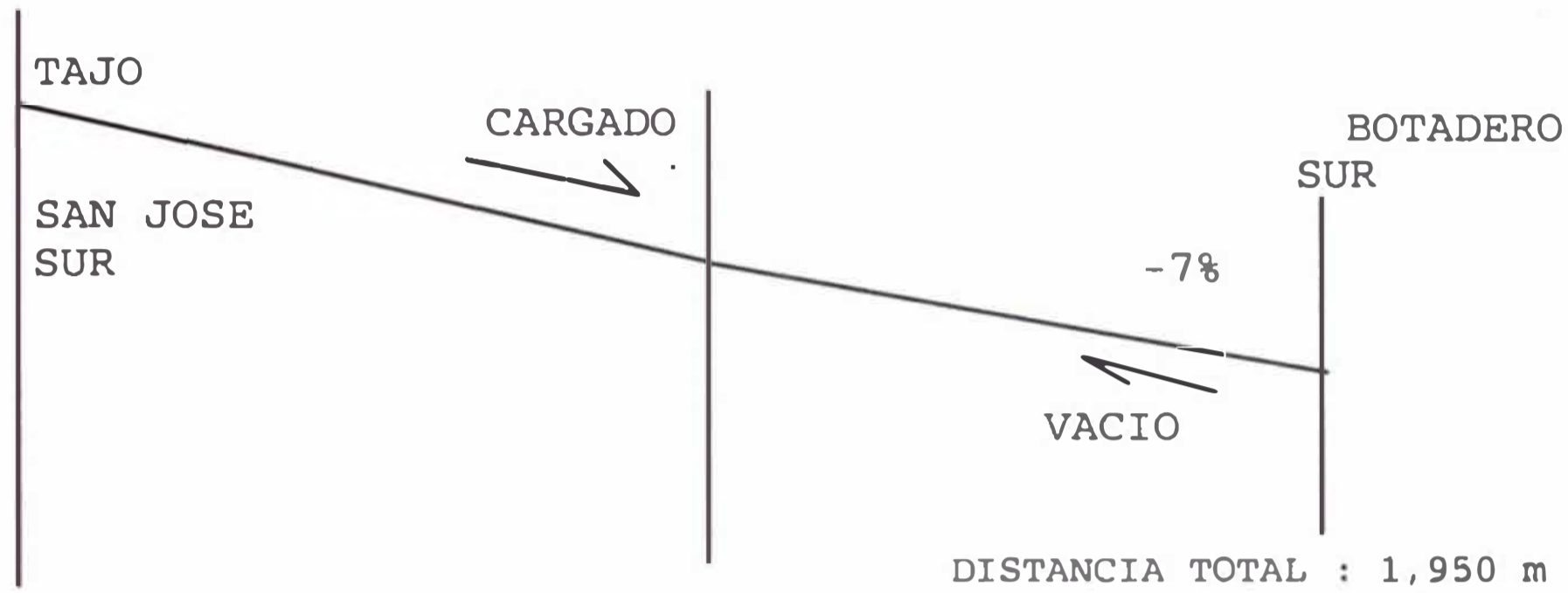


PERFIL DE TRANSPORTE DE DESMONTE TAJO SAN JOSE SUR

TRAMO
1

vel.carg. 24 km/hr
dist. 1950 m
t.carg. 4.88 min

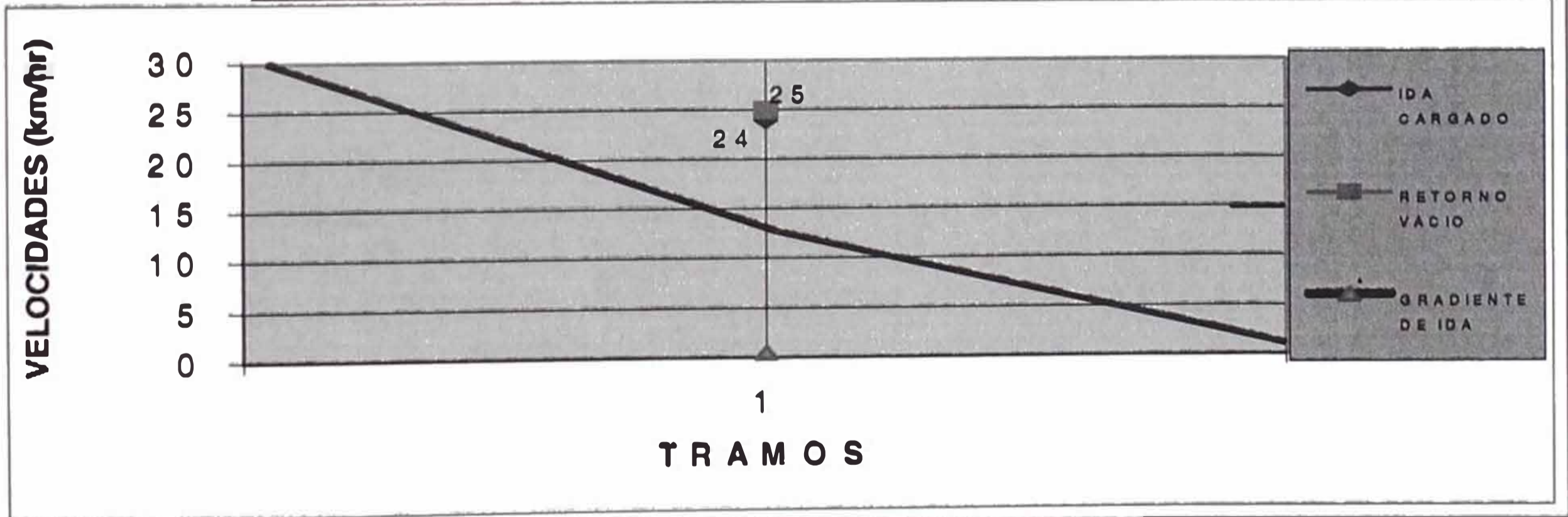
pendiente
(cargado) - 8%



vel.vacio 25 km/hr
t. vacio 4.68 min

GRAFICO VELOCIDAD-GRADIENTE
TRANSPORTE DE DESMONTE TAJO SAN JOSE SUR

	DIST	TIC	TRV	VIC	VRV	GRAD CARG.
	m ts	m in	m in	Km /hr	Km /hr	%
TRAMO 1	1950	4.88	4.68	24	25	-7.5
TOTALES	1950			24	25	

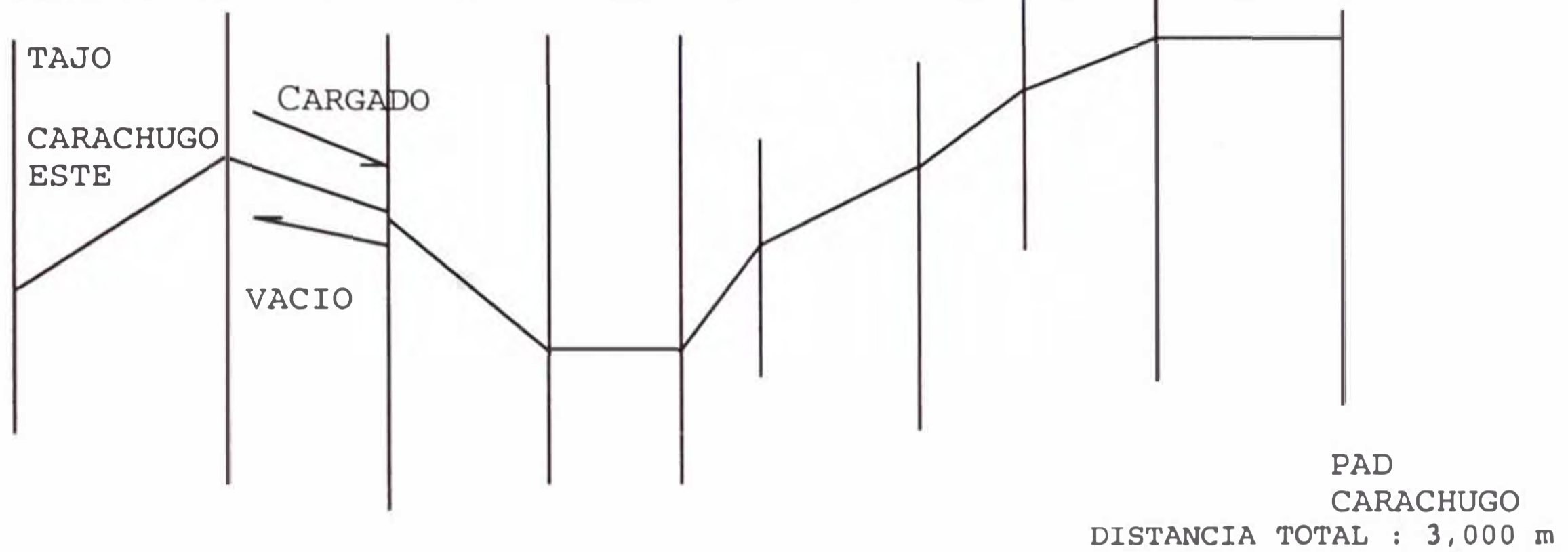


PERFIL TRANSPORTE DE MINERAL TAJO CARACHUGO ESTE

TRAMO 1	TRAMO 2	TRAMO 3	TRAMO 4	TRAMO 5	TRAMO 6	TRAMO 7
v.carg.11km/hr	33	27	49	14	11	25
d. 550 m	400	190	328	242	478	490
t.carg.3.00min	0.73	0.42	0.40	3.09	1.76	1.18

pendiente (cargado) +8%

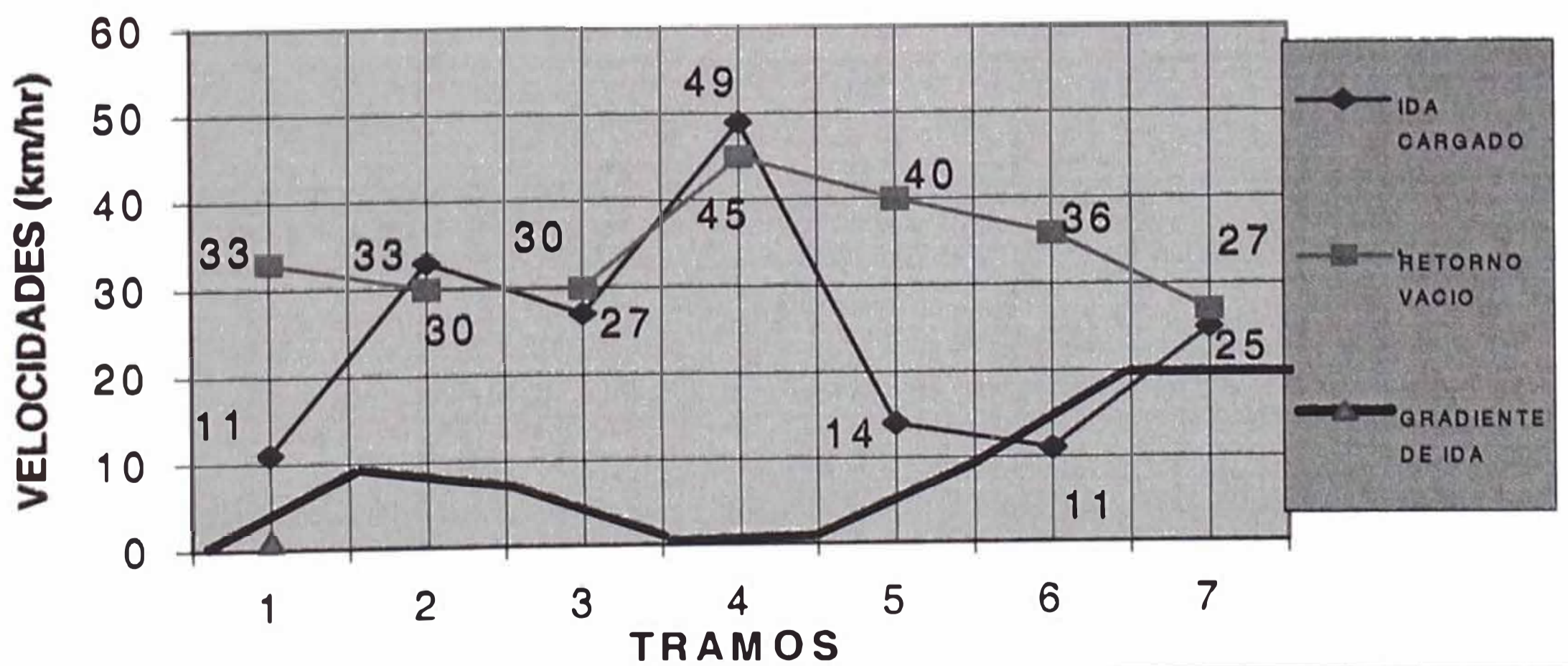
TRAMO	TRAMO	TRAMO	TRAMO	TRAMO	TRAMO	TRAMO
+8%	-5	-10	+1.5	+9	+7	+10
					+8	0



v.vacio 33km/hr	30	30	45	40	36	27
t.vacio 1.01min	0.80	0.38	0.44	1.08	0.54	1.09

GRAFICO VELOCIDAD-GRADIENTE
TRANSPORTE DE MINERAL TAJO CARACHUGO ESTE

	DIST	TIC	TRV	VIC	VRV	GRAD CARG.
	mts	min	min	Km/hr	Km/hr	%
TRAMO 1	550	3	1.01	11	33	8
TRAMO 2	400	0.73	0.8	33	30	-5
TRAMO 3	190	0.42	0.38	27	30	-10
TRAMO 4	328	0.4	0.44	49	45	1.5
TRAMO 5	720	3.09	1.08	14	40	8
TRAMO 6	322	1.76	0.54	11	36	9
TRAMO 7	490	1.18	1.09	25	27	0
TOTALES	3000			24	34	



PERFIL DE TRANSPORTE DE DESMONTE TAJO CARACHUGO ESTE

	TRAMO 1	TRAMO 2	TRAMO 3
vel.carg.	11 km/hr	37	36
dist.	400 m	350	300
t.carg.	2.15 min	0.57	0.50

pendiente (cargado)	8%	-7	-6
---------------------	----	----	----

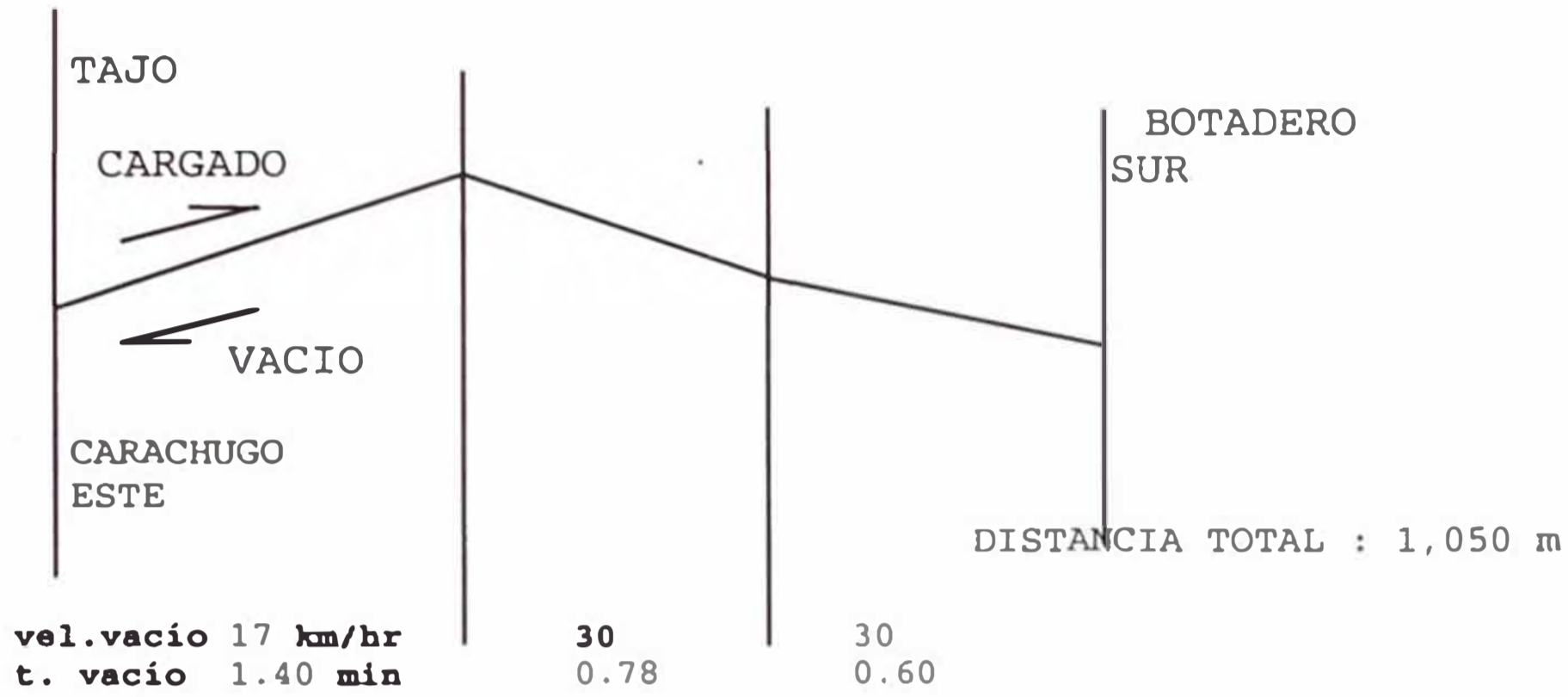
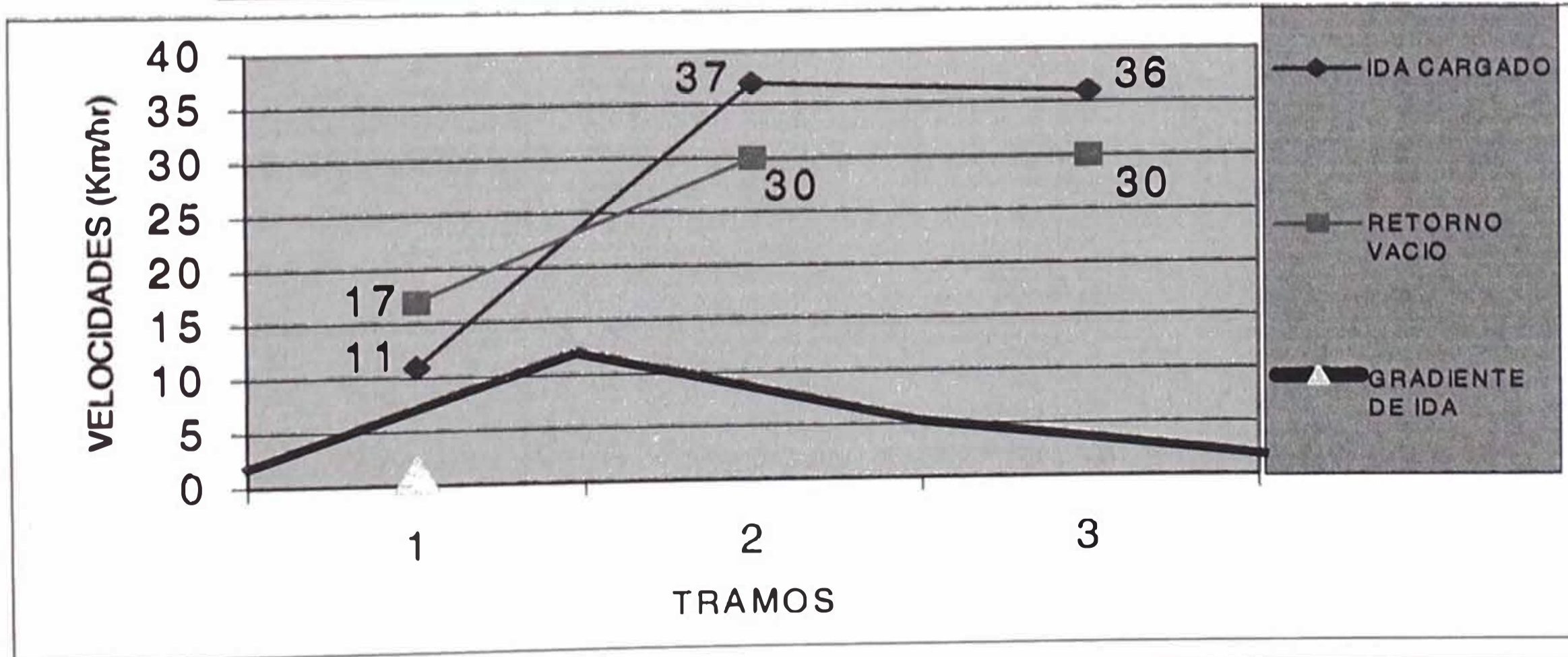


GRAFICO VELOCIDAD-GRADIENTE
TRANSPORTE DE DESMONTE TAJO CARACHUGO ESTE

	DIST	TIC	TRV	VIC	VRV	GRAD CARG.
	mts	min	min	Km/hr	Km/hr	%
TRAMO 1	400	2.15	1.40	11	17	8
TRAMO 2	350	0.57	0.70	37	30	-7
TRAMO 3	300	0.50	0.60	36	30	-6
TOTALES	1050			28	26	



4.2. COSTOS HORARIOS DE POSESION Y OPERACIÓN DE UN CAMION

DATOS GENERALES:

Máquina: Tipo de unidad de acarreo.

Vida estimada (años) N
 Utilización de la máquina al año (horas/año) hrs
 Tiempo de posesión (horas) total hrs

1.- COSTO DE POSESION :

Adquisición:

- a.- Precio de entrega (incluyendo accesorios) (A)
- b.- Menos el costo de reemplazo de neumáticos (B)
- c.- Precio de entrega menos neumáticos (A-B)
- d.- Menos valor residual al reemplazo (C=48%A)
- e.- Valor a recobrar mediante el trabajo (D=A-B-C)

Costo de adquisición por hora (D/total hrs)

Seguros, intereses e impuestos:

- f.- Seguros (US\$/hr)
 ..S= ((N+1)/2*N)*A*Tasa de seguros)/hrs
- g.- Intereses (US\$/hr)
 ..I= ((N+1)/2*N)*A*Tasa de interes)/hrs
- h.- Impuestos (US\$/hr)
 ..T= ((N+1)/2*N)*A*Tasa de impuestos)/hrs

COSTO TOTAL POSESION (US\$/HR) (D/total hrs)+S+I+T

2.- COSTO DE OPERACION:

- a. Combustibles Precio unitario x Consumo horario
- b. Lubricantes, filtros, grasa . . (Depreciación/hr efectivas)xfrep
- c. Neumáticos Costo de remplazo/duración
- d. Reservas para reparaciones
 . Multiplicador de uso prolongado x Factor de reparación básico

COSTO TOTAL DE OPERACION (US\$ /HR) a+b+c+d

POSESION Y OPERACIÓN DE LA MAQUINA (US\$ /HR) 1 + 2

SALARIO HORARIO DEL OPERADOR (incluye beneficios sociales) . .OP

COSTO TOTAL DE POSESION Y OPERACIÓN 1 + 2 + OP

Máquina :	Camión Haulpak 330M
Vida estimada	(años) 5
Utilización de la máquina al año	(horas/año) 2000
Tiempo de posesión	(total hrs) 10000

1.- COSTO DE POSESION :

Adquisición:

a.- Precio de entrega (incluyendo accesorios)	(US\$)	652000
b.- Menos el costo de reemplazo de neumáticos	(US\$)	66000
c.- Precio de entrega menos neumáticos	(US\$)	586000
d.- Menos valor residual al reemplazo	(US\$)	312960
e.- Valor a recobrar mediante el trabajo	(US\$)	273040

Costo de adquisición por hora	(US\$/hr)	27.30
-------------------------------	-----------	-------

Seguros, intereses e impuestos:

f.- Seguros (1.5%)	(US\$/hr)	2.93
g.- Intereses (12%)	(US\$/hr)	23.47
h.- Impuestos (1.5%)	(US\$/hr)	2.93

COSTO TOTAL POSESION	(US\$/hr)	56.63
----------------------	-----------	-------

2.- COSTO DE OPERACION:

a. Combustibles 1.25\$/hr x 10.35gln/hr	(US\$/hr)	12.94
b. Lubricantes, filtros, grasa (652000/(50x6x18.5x5x0.77x0.82))x0.1	(US\$/hr)	3.83
c. Neumáticos 66000/(6000 hrx(1x0.9x1x1x1x0.8x0.7x1))	(US\$/hr)	21.83
d. Reservas para reparaciones 1 x 9\$	(US\$/hr)	9.00

COSTO TOTAL DE OPERACION	(US\$/hr)	47.60
--------------------------	-----------	-------

POSESION Y OPERACIÓN DE LA MAQUINA	(US\$/hr)	104.23
------------------------------------	-----------	--------

SALARIO DEL OPERADOR (incluye benef. sociales)	(US\$/hr)	11.50
--	-----------	-------

COSTO TOTAL DE POSESION Y OPERACIÓN	(US\$/hr)	<u>115.73</u>
-------------------------------------	-----------	---------------

Después de este resumido análisis, la toma de desición para cierta flota será la que nos proporcione :

- 1.- Mayor productividad.
- 2.- Mayor uso de equipo.
- 3.- Menor costo unitario.

4.4. PRODUCCION, DISPONIBILIDAD Y REQUERIMIENTO DE EQUIPOS

Considerando un buen fracturamiento de la roca por la voladura se ha considerado un factor de carguío de 0.95 .

El factor de eficiencia $E_{eff} = e_{f o} \times e_{f m}$, donde:

$$E_{f o} = (18.5/3) / 7.5 = 0.82$$

$$E_{f m} = (18.5 \times 6) / (24 \times 6) = 0.77$$

Evaluando con la información obtenida por cada perfil de acarreo se consigue los siguientes resultados

CARACHUGO SUR

Densidad(insitu) (Tm/m3) - 2.0678

Factor de carga del volq(m3 insitu)= 33

Factor de carga del cargador (m3) - 9.82

Horas efectivas por día - 18.50

Días efectivos por mes - 26

W O R 0.320:1

AÑO 1,996	MINADO			DIST.	TIEMPO (min)				
	ANUAL	MES	DIA		IDA	VUELTA	CARGA	DESCARGA	CICLO
	tms	tms	tms	m	CARG.	VACIO			TOTAL
MINERAL	1893000	157750	6067.308	2992	10.95	5.11	3.20	1.00	20.26
DESMONTE	606000	50500	1942.308	1635	6.83	3.24	3.20	1.00	14.27
TOTALES	2499000	208250	8009.615						

AÑO 1,996	CICLO	CARGA	PROD.	NUMERO	CARGA	PASES	PASES	PROD.	NUMERO
	HORA	CAMIÓN	CAMIÓN	CAMIONES	PASE	CAMIÓN	HORA	CARGADOR	CARG.
		tms	tms/hr		tms			tms/hr	
MINERAL	2.9615		115.156	7.33				841.383	0.39
DESMONTE	4.2046		163.494	5.46				tms/dia	0.12
TOTALES		64.826		12.79	14.214	4.56	93.75	15565.592	0.51

4.5. ANALISIS DE PRODUCCION

El siguiente viene a ser un modelo que representa la proyección de minado, con este diseño se puede planificar a corto plazo equipos, personal y número de días que hacen falta o exceden en un programa de producción cualquiera:

MINA	PLAN 1,996		PRODUC. A ABRIL '96		SALDO POR PRODUCIR	
	M3	M3 x KM	M3	M3 x KM	M3	M3 x KM
Carahugo y San José	4923077	20026323	1703025	6233072	3220052	13793251

Meses programados por año	12
Meses producidos	4
Meses por producir	8
Días efectivos programados/mes	25
Días efectivos por producir	200

ANALISIS DE PROYECCION	CARACHUGO Y SAN JOSE	
	M3	M3 x KM
Producción promedio por día	17,030.25	62,330.72
No. días efectivos por producir	200	200
Producción programada por día	21,000	76,860
Producción proyectada	4,200,000	15,372,000
% de avance	34.59%	31.12%
Faltan (+ ó -) días reales	189	221
Faltan (+ ó -) días proyectados	153	179

4.5.1. CALCULO DE VOLQUETES REQUERIDOS SEGÚN PLAN DE MINADO.

Los materiales que son acarreados en una mina a tajo abierto son caracterizados por la combinación de inventario de los materiales movidos, líneas de espera, asignaciones, tiempo, ubicación de carguio, acarreo y descarga y procesos de reemplazo de los equipos en producción. Sólo pueden desarrollarse los sistemas del acarreo eficaces a través de una consideración detallada de estos procesos en un armazón de análisis de sistemas en este caso de tipo minero. Por otra parte, las cargas excesivas y cuellos de botella de la producción producirán cambios inesperados a este análisis. Este sistema trabaja con cada componente y es diseñado de tal manera que encajen propiamente con otros componentes en lugar de funcionar solos.

Los camiones y cargadores son muy comunes en tajo abierto, se han desarrollado muchos modelos en computadora para estudiar estos sistemas en vista de su importante y relevancia al análisis de sistemas del acarreo. Este análisis es una herramienta para el área de planeamiento y sirve para la distribución de probabilidades en modelos de simulación. Primero la variable controlable e ingobernable de los sistemas debe identificarse, para luego definirse funcionalmente, finalmente la solución de las relaciones funcionales deben integrarse en una medida de efectividad para tomar una decisión particular.

El siguiente cuadro muestra el requerimiento de camiones para todo los perfiles de producción :

4.6. ESTIMADO DE COSTOS.

4.6.1. ESTIMADO DE COSTOS DE TRANSPORTE.

Para conseguir el estimado de los costos de transporte para cada uno de los perfiles de movimiento de materiales, se tiene

$$N \times \text{Cto. posesión} + (N - S/B) \times \text{Cto. operación}$$

Costo Transporte -

Producción de flota

Donde :

N - # de camiones totales.

S/B - camiones stand by

Costo/camión = costo fijo/camión + costo variable/camión

- costo posesión + costo operación

Costo/camión = \$ 56.63/hr + \$ 59.10/hr = \$115.73/hr

(viene de 4.2.)

Costo cargador

Costo Carguío -

Producción del cargador

1 tms 1.12 tc

4.6.2. COSTO UNITARIO ESTIMADO DE ACARREO DEL MINERAL ENTREGADO EN EL PAD DE CARACHUGO.

Los siguientes estimados son generados a partir del número designado de camiones y cargadores, dependiendo mucho de las distancias, condiciones de las vías de acarreo, conciencia del personal, eficiente liderazgo y un buen control en condiciones adversas diferentes en las que se puede llegar a optimizar y reducir los costos obtenidos.

A estos costos, solo se les está cargando los costos correspondientes de desmonte movido en igual periodo.

ACARREO DE MINERAL AL PAD DE CARACHUGO							
O & W	COSTO CARGUIO	COSTO ACARREO FLOTA	COSTO ACARREO CAMIONES S/B	COSTO TOTAL	PRODUCCION FLOTA	PRODUCCION CARGADOR	COSTO UNITARIO
	\$ / hr	\$ / hr	\$ / hr	\$ / hr	tc / hr	tc / hr	\$ / tc
O	125	694.38	56.63		616.907	751.235	2.170
W		462.92			583.907	751.235	
O	125	1157.3	56.63		662.982	751.235	2.718
W		462.92			605.55	751.235	
O	125	694.38	56.63		659.561	743.315	1.855
W		347.19			606.214	743.315	

4.6.3. DESARROLLO DE LA INVESTIGACION.

Es muy importante tratar de mantener una velocidad promedio en el ciclo de acarreo, mejorando los accesos, pendientes, curvas, ancho y tráfico dentro de las vías principales de los camiones de producción.

Realizando un análisis en cada perfil de transporte se ha conseguido incrementar la producción y por consiguiente reducir los costos.

Los resultados que se presentan en el siguiente cuadro han sido originados verificando tramo por tramo las variantes de velocidades con respecto a la gradiente, velocidad de ingreso a cada tramo, distancia del tramo y como acelera y desacelera cada camión al ingreso y salida de cada tramo.

ANALISIS Y MEJORA EN LA PRODUCCION Y COSTOS									
No.	PERFIL	# TRAMO	GRAD %	TIEMPO GANADO min	GANANCIA EN VELOC. km / hr	PRODUCCION GANADA tc / hr	PROD / anual GANADA tc / hr	VARIACION CTO. TRANSP \$ / tc	VARIACION CTO. UNIT. \$ / tc
1	MIN C. SUR	3 - IDA	-6	+ 0.07	+ 7	2.138	12340.536	- 0.001	- 0.005
2	DESM C.SUR	2 - IDA	+5	+ 0.14	+ 2	5.786	33396.792	- 0.003	- 0.004
3	MIN S.J.SUR	4 - IDA	-1	+ 0.07	+ 4	1.482	8554.104	- 0.002	- 0.004
4	MIN S.J.SUR	7 - IDA	+1.5	+ 0.07	+ 7	1.482	8554.104	0.003	- 0.004
5	MIN S.J.SUR	7 - RET	-1.5	+ 0.04	+ 5	0.848	4894.656	- 0.001	- 0.002
6	MIN C. ESTE	4 - IDA	+1.5	+ 0.03	+ 4	1.002	5783.544	- 0.001	- 0.002
	TOTAL			+ 0.42		12.738	73523.736		

4.6.4.EVALUACION DE COSTOS OBTENIDOS

INCIDENCIA EN LA PRODUCTIVIDAD

-El costo de transporte y/o acarreo de mineral depende de la producción obtenida por los camiones en cada perfil de acarreo. A mayor producción, los costos disminuyen. Incide directamente y es muy sensible al ciclo de acarreo, como se puede observar en el cuadro de análisis y mejora de la producción.

-De la evaluación se ha determinado que se puede mejorar sustancialmente si se corrigen los siguientes puntos:

*La salida de los tajos deben de tener un tramo primero horizontal para vencer la aceleración del equipo en pendiente positiva.

*Existen zonas de mucho tráfico como la de ingreso al grifo que a su vez antecede una curva muy cerrada. Otra es en el cruce principal (subida al pad y desvío a Maqui Maqui por un lado y a la salida de la mina por el otro).

*La rampa que une Carachugo Sur y la ruta hacia Carachugo Este y San Jose es relativamente estrecha y presenta un gran tramo con pendiente mayor a +9%.

*En el ingreso al botadero norte debe de mejorarse el radio de curvatura, pues a continuación se sube una rampa de +9%.

-La producción en los perfiles de acarreo se ha incrementado al considerar mejores ciclos por hora de cada unidad, optimizando y consiguiendo mayor producción a menor costo.

4.7. VARIABLES IMPORTANTES PARA LA OPTIMIZACION.
CONTROL DE EQUIPOS EN OPERACIÓN Y CONCIENCIA DEL
PERSONAL.

El supervisor de campo en el control de equipos de carguío, acarreo y equipos auxiliares, cumple un rol muy importante ya que es el que inicia y mantiene la comunicación de un trabajo eficiente con los operadores, personal de mantenimiento y jefaturas en general.

Los trabajos que involucran el movimiento de materiales en tajo abierto se puede optimizar considerando los siguientes aspectos:

Trabajo grupal entre turnos de operación, supervisores y trabajadores.

Seguridad y orden en todo momento del trabajo.

Supervisión y comunicación en todo instante.

Control y mantenimiento de accesos y plataformas.

Producción con seguimiento continuo de campo para los distintos materiales.

Monitoreo de equipos.

4.7.1. PARAMETROS DE ORDEN Y CONTROL EN LAS OPERACIONES DE ACARREO.

CUIDADO DE LOS EQUIPOS

Inspección cuidadosa, pre-uso de cada equipo y chequeo durante toda la jornada de trabajo diario.

La colaboración y el trabajo grupal en una empresa de movimiento de tierras es una buena tendencia para la optimización del tajo. Este trabajo grupal no solo se debe dar dentro de una guardia de trabajo sino también en los relevos al cambio de turno.

La comunicación se realiza escrita mediante reportes de inspección de equipo y se madura con la concientización y comunicación oral.

REPORTES DE INSPECCION DE EQUIPO .

IMPLEMENTACION DEL SISTEMA DE TRABAJO.

-Motivar al personal la importancia y el buen uso de reportes de inspección, función constante de los supervisores de campo.

-Cada equipo contará con un block impreso de reportes por día.

-La inspección visual del equipo debe efectuarse al inicio del turno y durante la jornada de trabajo si es que se detecta alguna condición general del equipo que sea necesario reportar.

-Cada operador debe dejar escrito en el equipo el reporte de inspección efectuado en su unidad.

-La misma operación de inspección la deben realizar los operadores de los turnos siguientes del día.

-El operador del último turno entrega a su supervisor al final de la jornada el reporte diario de inspección efectuada por todos los turnos del día.

-Este reporte diario por turnos ayuda a programar el número de equipos, tonelaje de mineral y/o desmonte a mover, sirve para evaluar al operador en el cuidado del equipo y a los mecánicos en detectar fallas mayores y llevar un mejor control de los servicios de mantenimiento.

VENTAJAS DEL SISTEMA DE TRABAJO CON LOS REPORTE DE INSPECCION DE EQUIPOS EN OPERACION :

-Mejores coordinaciones operativas entre supervisores y el personal.

-Mejora el relevo de equipo hombre a hombre.

-Permite tener continuidad en la operación de carguío y acarreo.

-Disminuyen reclamos por fallas del equipo entre los operadores

de uno y otro turno.

-Disminuyen las demoras operativas.

-Mejora la disponibilidad mecánica y operativa de los equipos.

-Brinda una herramienta evaluativa del personal.

-Enseña a tener más responsabilidad al operador en el cuidado del equipo.

-Pueden llegar en casos a disminuir reparaciones mayores.

-Menor costo en reparación de equipos.

Con el mismo propósito se puede preparar reportes de inspección para tractores y equipos auxiliares en general.

CONTROL DE CARGUIO - TONELAJE TRANSPORTADO

Dar seguimiento al tonelaje medido en la balanza por parte del operador del camión indicando por radio al operador del cargador frontal el peso faltante antes de comenzar un ciclo de acarreo, de manera que se aproxime lo más posible al tonelaje óptimo a transportar, de acuerdo a las condiciones de pisos y a las condiciones climáticas.

No es suficiente el sistema de luces laterales que indican el tonelaje de cada camión Haulpak .

Esta medida despierta el interés de los operadores al conservar un tonelaje parejo en cada viaje y les dá un tiempo de carguío uniforme.

Este sistema de trabajo ayuda al operador del cargador frontal a poder calcular el tonelaje aproximado de los camiones sin balanza ya que en la práctica el peso de los materiales varía constantemente, según el tipo de roca y su ubicación en el tajo.

CONTROL DEL CICLO DE PRODUCCION

Cada operador de camión puede darse cuenta cuando el operador de camión que va delante avisa por radio al operador del cargador frontal su tonelaje faltante, en ese momento puede calcular los movimientos próximos del camión que va delante y le sirve para poder cerrar el circuito de acarreo, minimizando demoras.

De esta manera se presenta mejoras en los rendimientos y en el control de la supervisión, facilitando el trabajo y optimizando.

BUEN MANTENIMIENTO DE LAS VIAS DE ACARREO

Para este propósito se debe tener el aporte de todos los turnos de trabajo, manteniendo bien las vías de recorrido de tal manera que exista continuidad de trabajos en arreglos realizados.

Sería ventajoso dejar de una guardia a otra incidencias escritas en un libro de operaciones, datos como :

- Demoras observadas en la operación con sus tiempos respectivos.
- Condiciones de los frentes de carguío y descarga, comportamiento y nivelación de estos pisos de trabajo.
- Alternativas tanto para las zonas de carguío, rutas de acarreo y zonas de descarga.
- Horas de precipitación fluvial, viento o exceso de calor habidas en la guardia saliente, de tal manera que se pueda definir la secuencia de trabajos de los equipos auxiliares y del personal de lastrado de accesos, para que se pueda proseguir con el cuidado de las vías de operación.
- Tiempo promedio del ciclo en cada frente de carguío, para poder considerar la flota requerida si es que se tiene mayor o menor número de unidades de acarreo según se presente la disponibilidad mecánica y operativa de estos equipos.
- Labores realizadas por turno de trabajo en mantenimiento de vías, lugares de carguío y descarga de los materiales para el lastrado.

CONTROL EN EL ABASTECIMIENTO DE COMBUSTIBLE DE LOS CAMIONES

Es frecuente que los operadores de camión en determinados momentos ó cerca de finalizar su turno se encuentren haciendo cola en el grifo por cuidar el mínimo en el tanque de cada unidad, dejando al cargador frontal parado por falta de equipos de acarreo.

Se ha realizado el seguimiento a este problema y se tiene el siguiente resultado:

1ro. Teniendo en cuenta que la capacidad útil de consumo de cada Haulpak 330M es de 280 gln. y que cada camión consume alrededor de 20 gln/hr ; se tendría teóricamente que el combustible a tanque lleno alcanzaría 12 a 14 hrs de trabajo antes de tener problemas con la falta de petróleo.

2do. La alarma que avisa la falta de combustible de cada camión, suena muchas veces cuando el equipo se encuentra desplazandose en gradiente positiva de ruta larga, como es el caso de la subida a San José.

Esto revierte en el operador cuando no se percata o no comprueba el hecho con el visor exterior del equipo el cual indica en una superficie plana la cantidad real del combustible alojado en el tanque de la unidad.

3ro. La solución no es abastecerse cuando un operador crea o esté seguro del faltante de petróleo en su unidad.

El operador debe de tratar de que se tenga la mayor cantidad de combustible en su equipo, de que manera,

4to. Es necesario que cada camión de la guardia "A" con faltante de petróleo, se abastezca ordenadamente y sin hacer cola en el grifo, solamente un 50 % de su capacidad y, antes de las 13:00 hrs. completar su tanqueado. Todos estos

movimientos deben realizarse con un sistema de monitoreo via radio para agilizar el abastecimiento.

El resto de camiones de este primer turno de trabajo que no tienen a primera hora problemas de combustible se pueden abastecer a partir de las 11:00 hrs.

De esta manera se puede mantener a todos los Haulpak con más del 75% de combustible al término del primer turno y se tendría suficiente petróleo para que en el segundo turno se puedan abastecer sin problemas después de las 21:00 hrs.

Trabajando ordenadamente con este sistema de monitoreo radial, los operadores del tercer turno no tendrían problemas con combustible durante toda la jornada de amanecida, prescindiendo además de un grifero.

CONTROL DE TODAS LAS NORMAS DE SEGURIDAD
EN EL MOVIMIENTO DE TIERRAS Y EQUIPO PESADO

Se tiene que dar más énfasis en el programa de seguridad "Control de Pérdidas", de manera de poder conseguir buen control del cuidado y movimiento de los equipos.

La concientización a los operadores y personas trabajadoras en general en reportar incidentes de trabajo observados, así como reportarlos a su debido momento es una herramienta capaz de optimizar las operaciones.

Para complementar y poder llevar a cabo cada uno de estos siete Parámetros de Orden y Control en las Operaciones de Acarreo, se puede, aún más, considerar lo siguiente :

1ro. Jornadas de trabajo por guardia efectiva de 7:30 horas, respetando la $\frac{1}{2}$ hora de refrigerio en cada turno.

2do. A estos siete Parámetros de Orden y Control es posible medirlos como rendimiento de los trabajadores tanto personal como de toda la guardia, con esta información se puede evaluar e inclusive poder asignar incentivos económicos en base a estándares de los trabajos realizados en movimiento de materiales, producción, preparación y conservación de accesos y plataformas, rampas, conformación de bermas de seguridad, mantenimiento de vías e inclusive incentivos donde se considere el esfuerzo de los trabajadores por la seguridad y el medio ambiente.

Esto iría a favor no solo del trabajador sino de la empresa.

SECUENCIA COMUNICATIVA EN EL CONTROL Y CUIDADO DE EQUIPOS
ENTRE LAS GUARDIAS DE OPERACION.
EFICACIA EN EL RELEVO OPERATIVO.

La comunicación en el rol de la productividad cumple el papel mas importante para optimizar las operaciones de mina en un tajo abierto, esta comunicación está dispuesta en dos partes:

COMUNICACION/APORTE DE LAS GUARDIAS EN LA FAENA DIARIA

Este tipo de comunicación, la más importante, parte de la concientización, primero, entre los jefes de cada una de las guardias de operación y estos a su vez transmitidos a cada uno de los operadores de equipos y auxiliares de campo inclusive. Esta forma de trabajo solo funciona si la cabeza de la operación está convencida de ello y realiza la gestión peregne de unión y trabajo de continuidad operativa → "Buen Liderazgo".

La eficacia en el relevo operativo al final de cada turno de trabajo, es, si se sigue con la secuencia comunicativa, un factor positivo que impondrá menores tiempos muertos y por conclusión la optimización en las operaciones de movimiento de materiales.

Otro factor que cabe mencionar para la eficacia en el relevo es la condición climática ambiental.

En épocas de lluvia se deben realizar los cambios de turno con relevo hombre a hombre en cada equipo en el mismo tajo de trabajo.

En épocas secas donde los equipos requieren de limpieza de filtros por la cantidad de polvo en el ambiente, se deben

realizar los relevos tan cerca a los talleres como lo sea posible el área de mantenimiento para este propósito, ya que, el cuidado de los equipos influencia en su disponibilidad mecánica y disminuyen costos en reparaciones.

MONITOREO/SISTEMA DE COMUNICACION Y OPTIMIZACION

El monitoreo viene a ser un sistema integrado por una coordinación operativa, en base a un sistema computacional enlazado en red satelital y una comunicación radial dirigida desde una estación con panorama visual, para todos y cada uno de los equipos en la operación, procesando la estadística y rutina operativa mediante un computador.

PROPOSITO DEL MONITOREO

Optimizar los trabajos en tajo abierto, entre los más importantes se pueden citar:

- Realizar cambios rápidos y seguros en rutas de acarreo.
- Reparar rápida y eficientemente condiciones inseguras en las rutas de acarreo.
- Obtener un ciclo de acarreo óptimo.
- Reemplazar rápidamente algún equipo con fallas de operación ó fallas mecánicas.
- Control del carguío vs tonelaje transportado.
- Disminuir las pérdidas de bienestar humano, materiales y económicas.
- Obtener rapidamente y en cualquier momento reportes de todo tipo, de gran ayuda para la planificación a corto plazo y para la evaluación tanto de la producción como del desempeño personal.

4.8. ELECCION TECNICA DE LOS NEUMATICOS.

TOMA DE DECISION Y REDUCCION DE COSTOS.

En minería a cielo abierto, los neumáticos vienen a conformar un porcentaje alto de los costos en reemplazo directo para los equipos de carguío y acarreo.

Para la elección correcta del neumático se debe considerar:

- La carga soportada por el neumático, máquina en vacío y máquina con carga.

Naturaleza del suelo, estado y perfil de accesos de operación.

Naturaleza y estado de las zonas de carguío y descarga.

- Longitud del ciclo (trayecto de ida con carga y retorno vacío).
- Número máximo de ciclos por guardia.
- Duración de cada guardia.
- Problemas que se pueden presentar en el conjunto máquina-neumático.
- Comportamiento de los neumáticos (desgaste en los flancos o en la cima).
- Posibilidades de montaje indicadas por el constructor de neumáticos fuera de carretera.

DISTANCIAS, PENDIENTES Y VELOCIDADES DE LOS EQUIPOS

Un gran número de neumáticos sufren sopladuras y desgaste prematuro de llantas y suspensiones debido básicamente a las condiciones operativas en los accesos, pendientes, peraltes, radios de curvatura.

El desgaste prematuro se manifiesta rápidamente cuando existe bajo-inflado de los neumáticos, sobrecarga de los equipos de acarreo y excesiva velocidad en tramos con largas distancias.

Un neumático fuera de carretera consta de cuatro componentes principales:

- Capas de la carcasa, mantienen la presión de inflado del neumático al soportar la carga, ofrecen gran resistencia al calor, al impacto y a los cortes.
- Talones, todas las capas son atadas a haces de alambres de acero, son las partes que encajan el neumático en el aro.
- Cinturones de acero, circundan la carcasa en la sección transversal de la banda de rodamiento, estos cinturones soportan las fuerzas circunferenciales.
- Banda de rodamiento, de variados diseños para diferentes terrenos, resistentes a la tracción, abrasión y a los cortes.

Un deterioro muy común es la separación entre elementos de los neumáticos, esto generalmente es consecuencia de un calentamiento excesivo debido a:

- Velocidades más elevadas que las recomendadas para las cargas y presiones consideradas.
- Un bajo inflado o una sobrecarga para la utilización prevista.

La separación entre elementos de los neumáticos pueden agravarse o generarse por fuerzas mecánicas como :

- Fuerzas laterales al tomar curvas de radio muy pequeño.
- Martilleo debido al encalaminado de los accesos por falta de mantenimiento.
- Choques imprevistos.

Para el cuidado de los neumáticos en trayectorias curvas no peraltadas se recomienda velocidades máximas de acarreo para diferentes radios de curvatura. Ver el siguiente cuadro:

Radio mínimo (m)	Velocidad máxima (km/hr)
15	8
25	10
50	15
95	20
140	25
210	30
270	35
375	40
475	45
600	50

En el caso de curvas peraltadas la relación entre radio, velocidad y peralte para eliminar condiciones inseguras y mejorar el cuidado de los neumáticos en las curvas se puede controlar considerando la velocidad adecuada.

Ver el siguiente cuadro:

Radio (m)	Velocidad (km/hr)										
	15	20	25	30	35	40	45	50	55	60	65
	Peralte (%)										
50	3.54	6.29	9.83	14.16	19.27	25.17	31.85	39.33	47.59	56.63	66.46
60	2.95	5.24	8.19	11.80	16.06	20.97	26.55	32.77	39.66	47.19	55.39
70	2.53	4.49	7.02	10.11	13.76	17.98	22.75	28.09	33.99	40.45	47.47
80	2.21	3.93	6.14	8.85	12.04	15.73	19.91	24.58	29.74	35.39	41.54
90	1.97	3.50	5.46	7.86	10.71	13.98	17.70	21.85	26.44	31.46	36.92
100	1.77	3.15	4.92	7.08	9.63	12.58	15.93	19.66	23.79	28.32	33.23
110	1.61	2.86	4.47	6.43	8.76	11.44	14.48	17.88	21.63	25.74	30.21
120	1.47	2.62	4.10	5.90	8.02	10.49	13.27	16.39	19.83	23.60	27.69
130	1.36	2.42	3.78	5.44	7.41	9.68	12.25	15.13	18.30	21.78	25.56
140	1.26	2.25	3.51	5.06	6.88	8.99	11.38	14.05	16.99	20.23	23.74
150	1.18	2.10	3.28	4.72	6.42	8.39	10.62	13.11	15.86	18.88	22.15
160	1.11	1.97	3.07	4.42	6.02	7.86	9.95	12.29	14.87	17.70	20.77
170	1.04	1.85	2.89	4.16	5.67	7.40	9.37	11.57	14.00	16.65	19.55
180	0.98	1.75	2.73	3.93	5.35	6.99	8.85	10.92	13.22	15.73	18.46
190	0.93	1.66	2.59	3.73	5.07	6.62	8.38	10.35	12.52	14.90	17.49
200	0.88	1.57	2.46	3.54	4.82	6.29	7.96	9.83	11.90	14.16	16.62

Este cuadro es aplicable cuando se construyen nuevos accesos y rampas en la operación, y, si es necesario se puede colocar en un cartel la velocidad requerida como un aviso preventivo antes de llegar a la zona de curvatura.

Para construir accesos definitivos de operación por los que se recorrerán infinidad de veces con camiones bien cargados sin perjudicar la parte mecánica de estos equipos, se deben considerar para dos puntos con diferentes cotas, distancias necesarias para conseguir la gradiente efectiva y aprovechable para obtener un menor ciclo de acarreo.

4.8.1. METODO DEL TKPH PARA ELECCION DE NEUMATICOS
CASO SAN JOSE

El TKPH (toneladas kilómetro por hora) ó TMPH (toneladas milla por hora) viene a ser la característica de la capacidad de trabajo de un neumático. Depende de la concepción de los neumáticos y varían según los tipos de cubierta y dimensiones. Estos valores están definidos en función de la carga, de la velocidad y para una temperatura ambiente normalizada de 38° C.

$$\text{TMPH} = \text{TKPH} \times 0.685$$

Para el cálculo del TMPH se emplea la tonelada corta que corresponde a 2000 lbs. es decir 907 kg.

TKPHcb EXPLOTACION DE BASE:

TKPHcb define la necesidad específica de la explotación y se obtiene por la relación:

$$\text{TKPHcb} = Q_m \times V_m \dots\dots\dots(1)$$

donde: Q_m - carga media por neumático.

Para el caso Haulpak 330M el peso del vehículo vacío es de 62.934 tn y el peso del vehículo cargado 140.046 tn.

$$Q_m = \frac{Q_c + Q_v}{2} = \frac{23.10 + 14.93}{2} - 19.02 \text{ tn}$$

Q_c - peso por neumático, camión con carga, expresado en toneladas.

El cálculo de Q_m deberá efectuarse teóricamente para cada neumático.

En la práctica se supondrá, ante la falta de medidas, que cada neumático de un mismo eje lleva la misma carga. En consecuencia el cálculo será efectuado para el eje delantero y para el eje trasero.

Al final se utilizará el valor de Q_m más elevado.

En la mayoría de los casos, para los camiones de dos ejes la repartición del peso total en carga (peso vacío + carga útil) es del 33.3% para el eje delantero en sencillo y del 66.7% para el eje trasero en gemelo. En vacío es el eje delantero el más pesado.

En consecuencia Q_m afectará casi siempre la posición delantera.

V_m - velocidad media de explotación.

$$V_m = \frac{L \times N}{H} = \frac{5.636 \times 2 \times 10.74 \times 3}{18.50} = 19.63 \text{ km/hr}$$

donde:

L = longitud del ciclo. El ciclo de referencia debe ser aquel donde la

velocidad media es más elevada.

N = número máximo de ciclos por día.

H = duración del período de trabajo.

Los tiempos de parada, tales como la espera de los volquetes al cargador, espera en la descarga, el llenado del combustible, la pausa por la hora de refrigerio y de forma general toda parada inferior o igual a una hora, serán incluidas en el período de trabajo.

en (1) : $TKPH_{cb} = \underline{373.36 \text{ tn}}$

TKPH REAL DE EXPLOTACION:

$$\text{TKPH real} = \text{TKPHcb} \times k_1 \times k_2 \dots (2)$$

Para obtener el TKPH real en la explotación, debemos tener en cuenta:

a) la longitud de los ciclos superiores a 5 km., esta corrección se realiza aplicando el coeficiente K1 al TKPHcb según la tabla siguiente:

L (km)	K1	L (km)	K1	L (km)	K1	L (km)	K1	L (km)	K1
		11	1.13	21	1.19	31	1.21	41	1.23
		12	1.14	22	1.19	32	1.21	42	1.23
		13	1.15	23	1.20	33	1.22	43	1.23
		14	1.16	24	1.20	34	1.22	44	1.23
5	1.00	15	1.16	25	1.20	35	1.22	45	1.23
6	1.04	16	1.17	26	1.20	36	1.22	46	1.23
7	1.06	17	1.17	27	1.21	37	1.22	47	1.23
8	1.09	18	1.18	28	1.21	38	1.22	48	1.23
9	1.10	19	1.18	29	1.21	39	1.22	49	1.23
10	1.12	20	1.19	30	1.21	40	1.22	50	1.23

b) La temperatura ambiente en la explotación (TA).

Para una misma velocidad, una temperatura ambiente en la explotación superior a 38°C aumenta el TKPH real de explotación.

Inversamente, una temperatura inferior a 38°C disminuye el TKPH real de explotación.

Esta corrección se realiza con el coeficiente K2 para aplicar al

TKPHcb :

$$k_2 = V_m + \frac{[0.25 \times (TA - 38^\circ)]}{V_m} = \frac{19.63 + [0.25 \times (17 - 38)]}{19.63} = 0.733$$

donde:

Vm – velocidad media de explotación.

TA – temperatura ambiente máxima a cubierto (dato metereológico dado por la mina T máx.= 17°C desde Ene'95 hasta Jun'96).

Para las temperaturas TA » 15°C y TA « 15°C ver coeficientes k2 en la siguiente tabla:

Vm Km/hr	Temperatura ambiente							
	<15°C	15°C	17.5°C	20°C	22.5°C	25°C	27.5°C	30°C
10	0.400	0.425	0.488	0.550	0.613	0.675	0.738	0.800
12	0.500	0.521	0.573	0.625	0.677	0.729	0.781	0.833
14	0.571	0.589	0.634	0.679	0.723	0.766	0.813	0.857
16	0.625	0.641	0.680	0.719	0.758	0.797	0.836	0.875
18	0.666	0.681	0.715	0.750	0.785	0.819	0.854	0.889
20	0.700	0.713	0.744	0.775	0.806	0.838	0.869	0.900
22	0.727	0.739	0.767	0.795	0.824	0.852	0.881	0.909
24	0.750	0.760	0.786	0.813	0.839	0.865	0.891	0.917
26	0.769	0.779	0.803	0.827	0.851	0.875	0.899	0.923
28	0.785	0.795	0.817	0.839	0.862	0.884	0.906	0.929
30	0.800	0.808	0.829	0.850	0.871	0.892	0.913	0.933
32	0.812	0.820	0.840	0.859	0.879	0.898	0.918	0.938
34	0.823	0.831	0.849	0.868	0.886	0.904	0.923	0.941
36	0.833	0.840	0.858	0.875	0.892	0.910	0.927	0.944
38	0.842	0.849	0.865	0.882	0.898	0.914	0.931	0.947
40	0.850	0.856	0.872	0.888	0.903	0.919	0.934	0.950
42	0.857	0.863	0.878	0.893	0.908	0.923	0.938	0.952
44	0.864	0.869	0.884	0.898	0.912	0.926	0.940	0.955
46	0.869	0.875	0.889	0.898	0.916	0.929	0.943	0.957
48	0.875	0.880	0.893	0.898	0.919	0.932	0.945	0.958
50	0.880	0.885	0.898	0.898	0.923	0.935	0.948	0.960

Entonces, para determinar el TKPH real de explotación, en (2):

$$T_{kph \text{ real}} = 373.36 \times 1.13 \times 0.733 = \underline{375.22 \text{ tn}}$$

Comparando TKPH neumático con el TKPH real de explotación,
se tiene:

MICHELIN XKDIA - 392 tn > 375.22 => conviene

BRIDGESTONE E2A - 415 tn > 375.22 => conviene

MICHELIN XDTA4 - 480 tn > 375.22 => elegido

MICHELIN XDTB4 - 567 tn > 375.22 => conviene

(modelo con alto costo de adquisición)

4.8.2. EVALUACION DE COSTOS OBTENIDO

En el cálculo determinado, se ha elegido el neumático con mayor margen de seguridad posible, pensando en no comprar necesariamente el de mayor costo.

Cada ruta de acarreo es independiente para el cálculo del TKPH y por lo tanto se podría llegar a mejores conclusiones determinando y comparando los TKPH obtenidos por cada perfil de acarreo con los neumáticos del mercado.

5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

-La Optimización del carguío y acarreo se refleja cuando se consigue buena comunicación interpersonal y a todo nivel dentro de una empresa minera.

-La seguridad es la forma real de obtener mejor control y cuidado de las operaciones, optimiza los trabajos mineros en general.

-Este estudio ha sido dirigido a tratar de mejorar el trabajo grupal que debería de existir en una mina productiva.

-Con los parámetros de orden y control, comunicación a todo nivel, buen liderazgo, monitoreo operativo, cuidado de equipos, preparación y conservación de accesos de operación, se puede llegar a aproximarse a una producción real y a conseguir la flota optima requerida para distintos ritmos de producción al menor costo. De esta manera se puede optimizar toda la operación de movimiento de materiales en cualquier tajo abierto, obteniendo así, mayor productividad.

-La designación de ubicaciones para rutas de acarreo, pendientes y curvas, materiales utilizados para la construcción de suelos para los accesos, construcción de drenajes oportunos y eficientes; si los relacionamos con los recorridos de camiones cargados y vacíos, son factores importantes que se deben considerar para planificar y/o mejorar las rutas, bajando los costos de transporte, combustible, neumáticos, etc.

-En minas de diseminados de oro y explotación a tajo abierto; la calidad del mineral roto, selectividad, buen blending y la menor extracción de contaminantes como materiales orgánicos y arcillas; son, si se tiene un buen control, factores muy importantes para mejorar la productividad.

-Al final se concluye que la presente investigación aporta no solo normas y procedimientos sino bastante acercamiento a la realidad operativa de variables numerosas y complejas que conforman la optimización del acarreo en minas a cielo abierto.

6. BIBLIOGRAFIA.

- Eugene P. Pfleider. Surface Mining. AIME committees.
Published by American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc. New York 1972. (First Edition).
- Arthur B. Cummins & Ivan A. Given. SME Mining Engineering Handbook - Volume 2. AIME. New York 1973.
- Herbert L. Nichols, Jr. Movimiento de Tierras - Manual de Excavaciones. USA 1966. (Primera Edición).
- Terex. Manual de Producción y Costo de Equipos para movimiento de suelos.
- FIGMM PIM 96-1. Seminario: Selección de Equipo y Maquinaria en la Industria Minera. Lima 1996.
- Caterpillar Inc. Manual de Rendimiento Caterpillar. Editado por CAT Inc. USA 1994.
- Ricardo Rodríguez Gómez. Optimización de la Productividad. Editorial Trillas S.A. México 1986. (Primera Edición).
- Colegio de Ingenieros del Perú. Mantenimiento de Maquinaria Pesada Caterpillar. Lima 1994.
- Abraham Naupari Alvarez. Bases para la elaboración de estudios de Factibilidad Técnico - Económico y Financiero para Proyectos de Inversión para la Industria Minero - Metalurgica. Lima 1986 (Primera Edición).