

Dr. De la Cruz
Dr. De la Cruz

"AÑO DE LA DIVERSIFICACIÓN PRODUCTIVA Y DEL FORTALECIMIENTO DE LA EDUCACIÓN"

UNIVERSIDAD NACIONAL DE HUANCAMELICA

(Creada por Ley N° 25265)

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS CIVIL AMBIENTAL
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



PROYECTO MINERO

**"RENDIMIENTO DE MAQUINARIAS EN
ACARREO Y TRANSPORTE DE MINERALES EN
LA CIA. MINERA HUANCAPETÍ S.A.C."**

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS

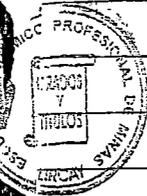
PRESENTADO POR:
BACH. ARANGO TAIPE, Félix
BACH. BELLIDO CANALES, Wilder

ASESOR:
DR. DE LA CRUZ CRUZADO, Pedro Félix

LIRCAY - HUANCAMELICA - 2015



Acta de sustentación del Proyecto Minero de los Bachilleres
 Ballido Canales Wilder Anango Jaime Felix.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE HUANCVELICA
 SECRETARIA GENERAL

CERTIFICO: QUE EL PRESENTE DOCUMENTO
 ES COPIA FIEL DE SU ORIGINAL

Sr. Mauro E. Casas Romero
 TERCER FEDATARIO
 Res. N° 0309 - 2015-R-UNH.

13 JUL. 2015

En la ciudad de Lincay, en el paraje de la Finca de la Universidad Nacional de Huancavelica a los catorce días del mes de enero del dos mil quince a horas 8:00PM. se reunieron los miembros del jurado calificador conformados por el Presidente H. Sc. Huamancayo Espinoza Rodrigo, Secretario Ing. Carlos Carlos Paul Percy y Ing. Carlos Silesca Juan Pablo, el presidente del jurado de lectura de la Resolución de Consejo de Facultad N° 039-2015-Finca-UNH, explica la modalidad de la sustentación del Proyecto Minero denominado "C Rendimiento de Maquinarias en Acosmo y Transporte de Minerales en la Cía. Minera Huancaputi S.A.C." para la cual se le otorga 30 minutos para su exposición a los bachilleres Ballido Canales Wilder y Anango Jaime Felix una vez concluida la sustentación se pasa a la ronda de preguntas por parte de los jurados las que son respondidas en forma satisfactoria, se invita al sustentante y público asistente a retirarse del auditorio por un momento para debatir el resultado, seguidamente se invita a los asistentes retornar al auditorio, donde el secretario del jurado calificador da lectura el acta de sustentación de los dos etapas que comprendi la modalidad del Proyecto Minero del bachiller Ballido Canales Wilder siendo el resultado de la siguiente manera:

1^{ra} etapa: promedio de evaluación de asignatura 15

2^{da} etapa: promedio de la sustentación del Proyecto 13

Dando como resultado Final 14 (Catorce) como nota aprobatoria

El bachiller Anango Jaime Felix siendo el resultado de la siguiente manera:

1^{ra} etapa: Promedio de evaluación de asignatura 14

2^{da} etapa: Promedio de la sustentación del Proyecto 14

Dando como resultado Final 14 (Catorce) como nota aprobatoria, de esta manera se da por concluida la sustentación del Proyecto Minero siendo a horas 8:50PM. se firma en señal de conformidad.

H. Sc. Huamancayo Espinoza Rodrigo
 presidente

Ing. Carlos Carlos Paul Percy
 Secretario

Ing. Carlos Silesca Juan Pablo
 Vocal

DEDICATORIA

A mis padres Benigno y Paulina, y hermanos Pedro y Macedonio por su apoyo continuo durante mis estudios superiores.

Félix

DEDICATORIA

A mis Padres Sergio y Julia, mi Esposa Lucero, mi hijo Benjamín que me impulsan diariamente en ser el mejor y seguir escalando como profesional.

Wilder

AGRADECIMIENTO

Agradecemos de antemano al Ing. Moisés Luyo Armas Gerente de Operaciones, Ing. Oswaldo Jara Superintendente de Mina de la Cía. Minera Huancapeti S.A.C., por darnos la oportunidad de realizar el Estudio Técnico, y su apoyo incondicional durante el tiempo permanecido, del mismo modo mis agradecimientos a los maestros operadores Cristian Moran, -Milton Tello, quienes aportaron sus conocimientos y experiencias para ser realidad este estudio, respondiendo las diferentes dudas que se tuvo durante nuestra permanencia en el centro minero Hércules.

Asimismo Agradecer a nuestros padres por su apoyo incondicional y moral durante toda nuestra formación profesional (primaria, secundaria y superior), y a todos los docentes por su guía y comprensión en todos los años académicos y fuera de ellas.

INDICE

	Pág.
DEDICATORIA.....	.ii
AGRADECIMIENTO.....	.iii
INDICE.....	.iv
RESUMEN.....	.v
INTRODUCCION.....	.vi

CAPITULO I GENERALIDADES

1.1. UBICACIÓN.....	10
1.2. ACCESIBILIDAD.....	12
1.3. CLIMA Y VEGETACIÓN.....	12
1.4. RECURSOS.....	12
1.4.1. HUMANOS.....	12
1.4.2. HÍDRICOS.....	13
1.4.3. ENERGETICOS.....	13
1.5. INFRAESTRUCTURA.....	13
1.6. HISTORIA.....	13

CAPITULO II GEOLOGIA

2.1. GEOLOGÍA REGIONAL.....	15
2.2. GEOLOGÍA LOCAL.....	15
2.2.1. CENTRO VOLCÁNICO HÉRCULES.....	15
2.2.2. STOCK COLLARACRA.....	16
2.3. DEPOSITO MINERAL.....	16
2.3.1. VETAS MINA HERCULES.....	18
2.3.2. VETAS MINA COTURCAN.....	18
2.4. MINERALIZACIÓN.....	18
2.4.1. MINERALIZACIÓN EN VETAS.....	18

2.4.2. MINERALIZACIÓN EN CUERPOS.....	18
2.5. ZONAMIENTO MINERALÓGICO.....	19
2.6. CONTROLES DE MINERALIZACIÓN.....	20
2.6.1. CONTROLES LITOLÓGICOS.....	20
2.6.2. CONTROLES ESTRUCTURAL.....	20
2.6.3. CONTROL MINERALÓGICO.....	20
2.7. CAMBIOS LITOLÓGICOS EN PROFUNDIDAD.....	20
2.8. PROFUNDIZACIÓN DE LA MINERALIZACIÓN.....	21
2.9. LIMITE PROBABLE DE LA MINERALIZACIÓN DE HERCULES EN PROFUNDIDAD.....	21
2.9.1. POSIBILIDADES.....	22
2.9.2. MINERAL POTENCIAL.....	22

CAPITULO III

SISTEMA DE MINADO

3.1. LABOREOS MINEROS.....	25
3.1.1. LABORES DE EXPLORACIÓN.....	25
3.1.2. LABORES DE DESARROLLO.....	27
3.1.3. LABORES DE PREPARACIÓN.....	29
3.1.4. DESCRIPCION DEL SISTEMA DE EXPLOTACION.....	42

CAPITULO IV

ACARREO Y TRANSPORTE

4.1. INTRODUCCION.....	44
4.2. OBJETIVOS.....	44
4.2.1. OBJETIVOS GENERALES.....	44
4.2.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS.....	45
4.3. ACARREO DE MINA.....	45
4.3.1. CONTROL DEL EQUIPO EN LA LABOR.....	45
4.4. TRANSPORTE.....	57
CONCLUSIONES.....	55

RECOMENDACIONES.....	56
BIBLIOGRAFIA.....	57
ANEXOS.....	58

CUADROS

Cuadro 01: Rutas y Accesos a la Unidad Minera.....	12
Cuadro 02: Mineral Componentes.....	16
Cuadro 03: Mineralización con respecto al Volcánico.....	21
Cuadro 04: Mineral Potencial Mena.....	23
Cuadro 05: Resumen Mineral Potencial.....	24
Cuadro 06: Programa de Perforacion Diamantina.....	25
Cuadro 07: Técnico de Equipo de Perforación.....	29
Cuadro 08: Control de tiempos Equipo.....	31
Cuadro 09: Control de tiempos Equipos Minerales de Mena.....	32
Cuadro 10: Tiempo Total de trabajo del Equipo Jumbo	33
Cuadro 11: Datos Tomados en Campo para el Estudio	34
Cuadro 12: Cantidad de explosivos y accesorios utilizados	35
Cuadro 13: Accesorios de Voladura a Utilizar.....	35
Cuadro 14: Cuadro 14: Distribución de Taladros en un frente.....	36
Cuadro 15: Resultado después del disparo	36
Cuadro 16: Control de tiempo del Jumbo – DD 210.....	37
Cuadro 17: Tiempo de Perforación de taladro de alivio	36
Cuadro 18: Resumen de la perforación en Chimeneas.....	39
Cuadro 19: Resultado de la Voladura en Chimeneas	40
Cuadro 20: <i>Características del scoop trams en estudio</i>	45
Cuadro 21: Características del tajo de Explotación.....	46
Cuadro 22: Tiempos del Recorrido del Ciclo, para Calcular el Promedio.....	47
Cuadro 23: Intervalos de Recorrido.....	48
Cuadro 24: Tiempos del recorrido promedio.....	48
Cuadro 25: Resumen de Tiempo Promedio Ciclo.....	48
Cuadro 26: Calculo de la Capacidad Real de la Cuchara.....	50
Cuadro 27: Cuadro 27: Calculo de la Velocidad Promedio.....	50

Cuadro 28: Rendimiento del Scoop Trams CAT 11- R1300G.....	52
Cuadro 29: Cuadro 29: Detalles de Scoop Trams de 4.2 Yd ³	52
Cuadro 30: Cuadro 30: Toma de Datos de Campo.....	53
Cuadro 31: Cuadro 31: Toma de datos de Campo.....	54
Cuadro 32: Cuadro 32: Distancia Optimo del scoop.....	55
Cuadro 33: Toma de datos de Campo.....	56
Cuadro 34: Calculo de la Eficiencia de Operación.....	56
Cuadro 35: Detalles y Leyenda del Control de Maquinaria – Volquete.....	57
Cuadro 36: Propiedades para el cálculo de la Eficiencia.....	57
Cuadro 37: Seguimiento detallado del volquete.....	58
Cuadro 38: Seguimiento detallado del volquete.....	59
Cuadro 39: Cálculos de Producción por hora Real.....	60
Cuadro 40: Desempeño de la máquina.....	61
Cuadro 41: Viajes Transportado de Mineral y Desmonte de la máquina.....	61

FIGURAS

Figura 01: Plano de Localización.....	10
Figura 02: Plano de Ubicación y Accesos a la Unidad Minera.....	11
Figura 03: Minerales de Mena.....	17
Figura 04: Minerales de Ganga.....	17
Figura 05: Plano de las labores Zona Hércules.....	26
Figura 06: Malla de Perforación.....	33
Figura 07: Malla de Perforación 4 x 4 m.....	38
Figura 08: Estándar de una chimenea.....	41
Figura 09: Diseño de un tajo en Explotación.....	43
Figura 10: Scoop trams en estudio.....	46
Figura 11: Plano del lugar de Recorrido del Scoop Trams.....	46
Figura 12: Estadística relación TM/H & Distancia.....	55

FOTOS

Foto 01: Jumbo DD 210 de un Brazo.....	29
--	----

RESUMEN

El Informe Técnico tiene como objetivo el Control de Rendimientos de las Maquinarias en Acarreo y Transporte de Mineral, alternativas de solución para la mejora de la Producción, en base al análisis de las operaciones en función del tiempo, ya que como sabemos el acarreo y transporte son variables que influyen en forma prioritaria en la reducción de costos.

Inicialmente se analizaran los factores que afectan positiva y negativamente la productividad de la operación de acarreo y transporte (línea base), los métodos de trabajo, y los sistemas de control (en caso se cuente con los mismos o si sería necesario una implementación), a este análisis acompañaremos una propuesta de solución a la actividad que genera un mayor tiempo improductivo en el proceso, finalmente se propondrá una Guía para la optimización de flota en minas subterráneas con similares características que la mina analizada (Cía. Minera Condestable S.A.).

Finalmente los logros alcanzados han sido producto de:

- Apoyo y confianza de la alta gerencia.
- Responsabilidad, apoyo, motivación y trabajo en equipo de todo el personal.

INTRODUCCIÓN

El presente Informe Técnico de Investigación se ha realizado en la UNIDAD MINERA HUANCAPETI S.A.C. esta Empresa Minera viene realizando trabajos de extracción de Minerales Polimetálicos de minerales de Plata, Plomo y Zinc de años remotos, en la actualidad se retomó los trabajos desde el año 2007 y de una manera informal, con una Producción mínima a pesar de sus grandes reservas.

La Unidad Minera siempre se ha caracterizado por su Sistema de Explotación Mecanizado, incluso ha sido uno de la primeras Empresas Mineras que trabajó con equipos pesados en el sector minería. La Empresa Minera Huancapetí desde que se ha retomado la Explotación de la minería, se traza una Visión muy ambiciosa de "Ser una Gran Minería y Competitiva a Nivel de Minería" hasta el momento se observa el crecimiento rápido de la producción de 300 TM a 2300TM por día.

El desarrollo de Minado se basan a las Etapas de la Minería como: La exploración, el desarrollo, preparación y Explotación; mediante Cruceros, Galería y Rampas, los Métodos de Explotación que se aplican Corte y Relleno (Cut and Fill), Cámaras y Pilares (Room and Pillar) y Taladros Largos. En el equipamiento de la mina para poder cumplir con los objetivos y Visión que tiene la empresa minera se tiene Scoop Trams de 2.5Yd3, 4,2Yd3 y 6Yd3 y en los trabajos de avances se emplean Jumbos SANDVIK de un brazo Electrohidráulicos, en el transporte de minerales de mina a planta se utilizan los Volquetes Volvo de 28 Tm.

La implementación de equipos y maquinarias para una óptima eficiencia en sus rendimientos, es necesario hacer un estudio para su mejor control.

El Informe está compuesto por los Capítulos: I - GENERALIDADES, II - GEOLOGIA, III - SISTEMA DE MINADO, IV - ACARREO Y TRANSPORTE, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1. UBICACIÓN.

La Unidad Económica Administrativa (UEA) Mina Hercules de la Cia. Minera Huancapeti SAC., se encuentra Ubicado en la Provincia de Aija a 10 km. de ésta y a 33 km. del Distrito de Ticapampa Provincia de Recuay al margen derecho de la Cordillera Negra en el Departamento de Ancash, a una Altitud de 4,080 m.s.n.m.

Entre las Coordenadas UTM son las siguientes:

- 22 862.50 E
- 8 920 000.00 N

Geopolíticamente pertenece a la jurisdicción de las provincias de Recuay y Aija del departamento de Ancash.

Figura 01: Plano de Localización

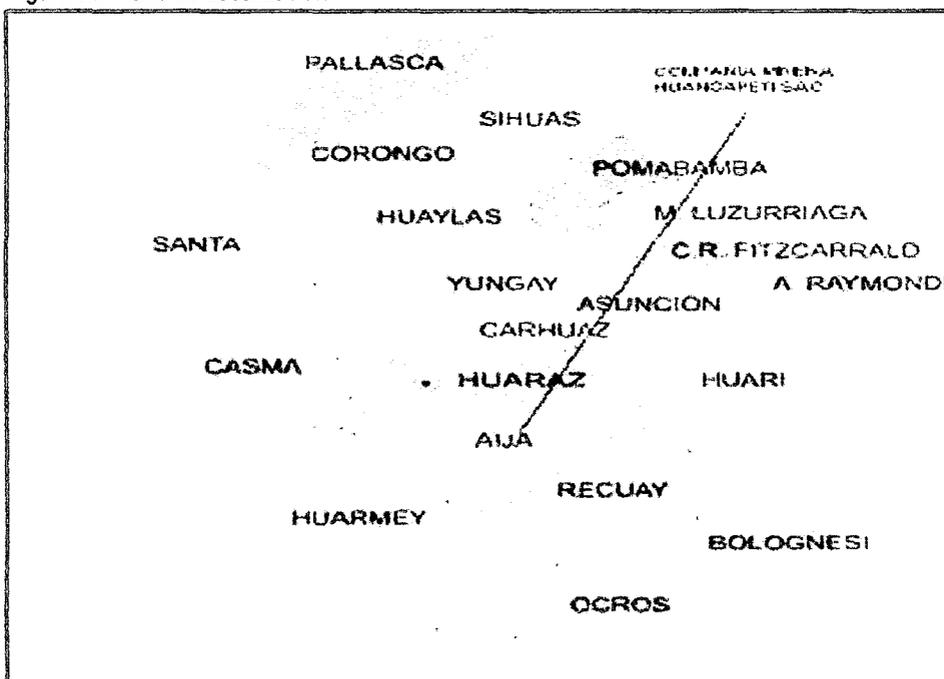
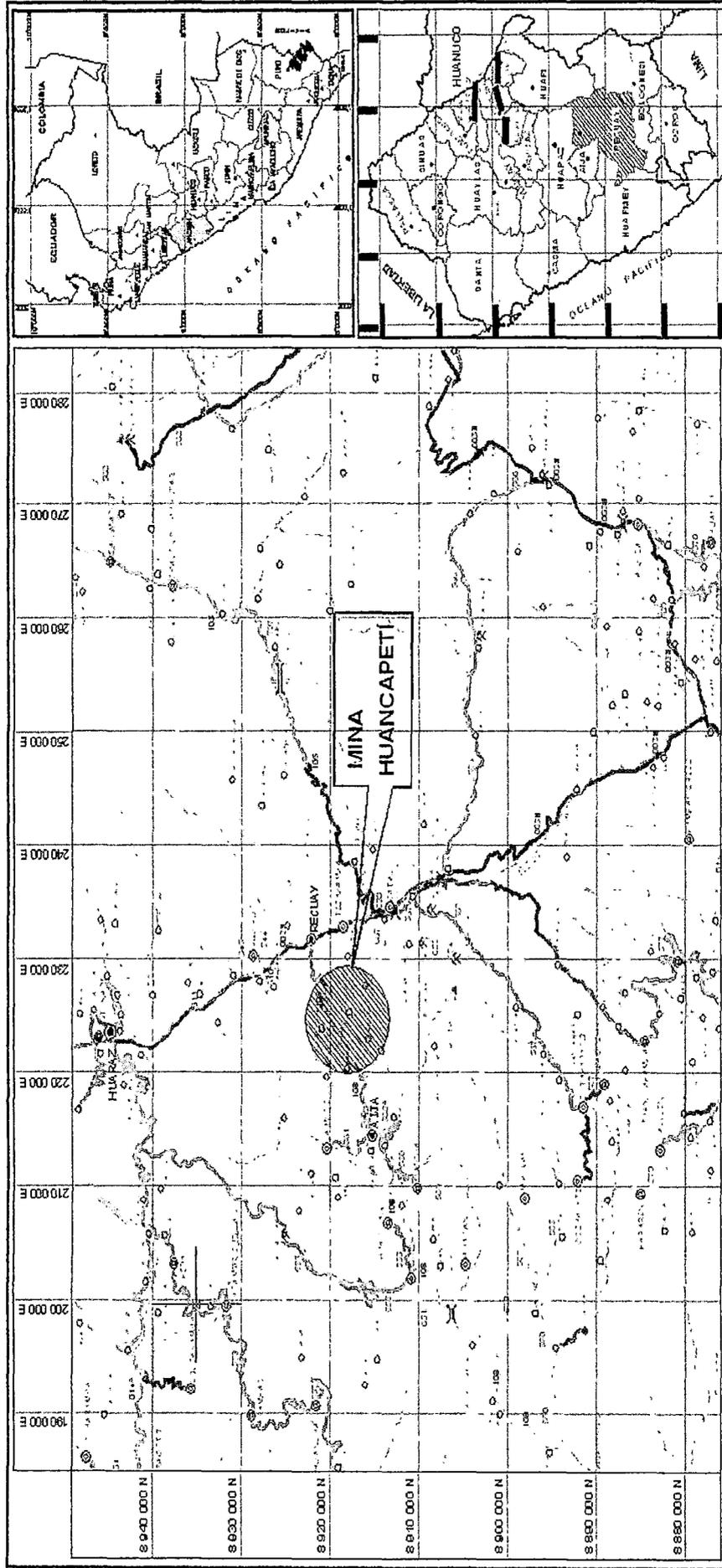


Figura 02: Plano de Ubicación y Accesos a la Unidad Minera



COMPANÍA MINERA HUANCAPETI S.A.C.			
UBICACIÓN			
1:500 000	4:800 000	1:200 000	1
13/0 - 2009	CER	PUB. AY. - AUA	PUB. AY. - AUA
		18	17
		17	18

1.2. ACCESIBILIDAD.

El medio de acceso a la Unidad Minera Hércules es por vía terrestre, asfaltada y afirmada.

A continuación se hace el cuadro de la distancia:

Cuadro 01: Rutas y Accesos a la Unidad

DE	A	DISTANCIA	TIPO DE CARRETERA	TIEMPO
Lima	Desv. Pativilca	191 km	Asfaltada	3 hrs
Desv. Pativilca	Recuay	196 km	Asfaltada	3 hrs
Recuay	Huanc.Hércules	30 km	Afirmada	1 hrs
Lima	Hércules	417km		7 hrs

1.3. CLIMA Y VEGETACIÓN.

En la Compañía Minera HUANCAPETI se puede distinguir un clima con características de templado a frío y seco, debido a la influencia de la altitud.

Los meses de diciembre a abril se caracterizan por la presencia de lluvias persistentes, además se aprecian las tormentas de nieve y la presencia de neblinas muy espesas durante casi todo el día, impidiendo de este modo la buena visibilidad, las temperaturas van de 0°C a 5°C en las noches y 7°C a 14 °C en el día. Durante los meses de junio a octubre se presentan los periodos de sequías con temperaturas durante el día de 5°C a 16°C y en las noches de 0°C a 1°C. Esto se pone en evidencia en altitudes superiores a los 4000 msnm, las temperaturas bajas son muy conocidas por los lugareños como "heladas".

La vegetación en la zona es escasa que está compuesta principalmente por ichu y pequeños arbustos de la zona, y la flora representado por escasos ovinos, auquénidos y vacunos.

1.4. RECURSOS.

1.4.1. HUMANOS.- El personal que labora en la mina Huancapeti como mano de obra calificada son de las provincias de Dos de Mayo, Bolognesi del departamento de Huánuco en un 60% y de las zonas de Recuay, Huaraz, Carhuaz del departamento de Ancash en un 20% y de más departamentos como Cajamarca, Cerro de Pasco, Huancavelica, La Libertad y Lima siendo un total de 20% donde es posible encontrar personal con experiencia en trabajos mineros.

1.4.2. HIDRICOS.- Las aguas que se usan con fines domésticos en los campamentos de Hércules es captada del río que baja desde la laguna Santa Rosa y la laguna Santiago donde el río viene a ser uno de los afluentes del río Huarmey. Para la mina se capta de las mismas lagunas y en épocas de lluvia son almacenados en un reservorio que se construyó en la parte superior de Coturcán Alto en la época de apogeo de la mina Alianza.

1.4.3. ENERGÉTICOS.- La energía utilizada para las diferentes operaciones de la mina es captada de la línea que va dirigida desde la provincia de Recuay hacia la provincia de Aija.

1.5. INFRAESTRUCTURA.

Los servicios con que cuenta la mina son las mismas de la ex mina Alianza ya que dicha mina dejó de funcionar hace 25 años por problemas del sindicato de trabajadores. La mina Huancapetí inició sus operaciones en el año 2007 y la infraestructura solo fue refaccionada.

1.6. HISTORIA.

La Anglo French Ticapampa Silver Mining Corporation. Explotó algunos de estos yacimientos desde 1904 hasta el año de 1,966, Santo Toribio también explotó la zona de Tarugo hasta el año 1974.

Finalmente adquiere dichas propiedades la Cía. Minera Huancapetí SAC, antes llamada Minera Alianza, que viene operando en el área desde el año 1,966, la misma que controla casi la totalidad de los yacimientos mineros de importancia en la zona Minera Huancapetí trabaja desde el año 2006 y en forma sostenida desde junio del año 2007.

Paralelamente pequeños mineros han trabajado alentados por los precios de metales, hasta Setiembre del año 2008, ante la caída de los precios todos estos pequeños mineros han abandonado.

La Compañía Minera Huancapetí SAC es una empresa minera formada por capitales peruanos creada el 2006 inicialmente con el nombre de compañía minera Lincuna SAC que tiene sede en la ciudad de Lima y ha elaborado el proyecto Huancapetí en las zonas Hércules y Coturcán para el desarrollo de la operación minera que se encuentran ubicados en el distrito minero de Ticapampa, conocido como exmina Alianza, contiene mineralización

polimetálica de plata- plomo – zinc, está dentro de la Cordillera Negra y pertenece políticamente a los Distritos y Provincia de Recuay y Aija respectivamente, Departamento de Ancash, con altitudes entre los 4,080 y 4975 msnm.

El “distrito minero de Ticapampa – Aija” en el que se circunscribe el proyecto Huancapetí, tiene una larga historia de desarrollo minero de más de 150 años, fue operado por Minera Alianza a partir del año 1960, que hasta esa época pertenecía a un pequeño minero artesanal, luego pasaría a manos de la Compañía Minera Huancapeti SAC que empezó a explotar y desarrollar la veta tarugo primero luego los Coturcán y Hércules.

El proyecto alianza nace con la firma de un contrato de Joint Ventura entre la compañía minera alianza y Billiton Exploration and Mining Perú B.V. en octubre de 1996. El área proyectada abarca una extensión de 19,000 hectáreas, llegando ese entonces a ser el titular de la propiedad la compañía minera Yahuarcocha SAC. Sus derechos mineros comprendían petitorios, denuncias y concesiones, dividiéndose en concesiones de exploración y concesiones de explotación.

Actualmente viene operando la Compañía Minera Huancapeti SAC, que es una empresa relativamente nueva en el ramo de la extracción de minerales polimetálicos, trabajan respetando el medio ambiente, y creando desarrollo en la región donde se ejecutan sus actividades.

CAPITULO II

GEOLOGIA

2.1. GEOLOGÍA REGIONAL.

En los alrededores de Aija afloran rocas sedimentarias del Jurásico – Cretáceo (formaciones Chimú, Santa, Carhuaz). El batolito de la costa, Cretáceo superior, intuye a las secuencias anteriores, los Volcánicos Calipuy forman una secuencias volcánica muy extensa y potente, constituidas por rocas piroclásticas, derrames lávicos y sedimentos continentales, esta secuencia esta plegada, es del Cretáceo superior - Terciario inferior

Localmente hay volcánico proveniente de centros volcánicos del terciario medio a superior, que están agrupados dentro del Calipuy, pequeños stocks del Mioceno – Plioceno y de composición acida intermedia como aquellos de Collaracra, Tarugo, intuyen a los Volcánicos Calipuy.

2.2. GEOLOGÍA LOCAL.

Hay dos estructuras principales Centro Volcánico Hércules y el Stock Collaracra.

2.2.1. CENTRO VOLCÁNICO HÉRCULES.- Esta ubicado en el cerro Tarugo y está limitado por las quebradas Caran y Hércules. De él han salido lavas Andesíticas y brechas piroclásticas que reposan en discordancia angular sobre las rocas Cretáceas y los volcánicos Calipuy.

Dentro de la estructura semicircular se emplazó el Pórfido Tarugo de composición dacítico, en el probable foco volcánico y el Pórfido Pincuylo. Alrededor del centro volcánico se emplazaron otros pequeños stocks como la Dacita Hércules (comúnmente conocida como Tufo Hércules), en el cerro Pucara, de donde salen diques al norte y al sur; el Pórfido Huancapeti emplazado casi en el borde de la fractura circular, el Pórfido Bellota Naguiña, al Oeste de la confluencia de las quebradas Hércules y Caran; el Pórfido Señor de Burgos y el Pórfido Olga, los tres últimos de composición similar al de Tarugo.

Los impulsos magnéticos dentro del centro volcánico determinaron el modelo del fracturamiento principal, que son fracturas del rumbo N 30° W, principalmente en los contactos del dique Dacítico (tufo), que fueron afectadas por el fallamiento principal tipo Tarugo, Wilson, con el cual se asocian un sistema de fracturas conjugado tipo Huancapeti. Fracturas tensionales tipo Nebraska, Carpa, Felix II, San Arturo, Santa Deda, Lorena, etc. Están fuera del centro volcánico y tienen un modelo groseramente radial.

Las fallas Señor de Burgos, Hércules, Tuctu, de rumbo N-E, desplazan a las Fracturas NW-SE en el sentido dextrógiro. A lo largo de la falla Hércules hay pequeños cuerpos intrusivos de brecha, turmalina, cuarzo, pirita.

2.2.2. STOCK COLLARACRA.- Esta ubicada en el cerro del mismo nombre, el cuerpo principal está a ambos lados de la quebrada Ismopata, tiene una forma más o menos circular, de el salen numerosos diques y capas (sills), que se extienden hacia Jinchis y Florida, este stock es porfiríticos y de composición dacítico, está emplazado en los volcánicos Calipuy.

2.3. DEPOSITOS MINERALES.

Los depósitos minerales son de origen hidrotermal del tipo de vetas de relleno y de reemplazamiento de fracturas en rocas volcánicas e intrusivas. La mineralización es principalmente plata – plomo – zinc, como minerales de mena son galena argentífera, marmatita, galena, jamesonita, etc. En ganga de cuarzo, pirita, arsenopirita, calcita, etc.

Cuadro 02: Mineral Componentes

MINERAL DE MENA		MINERAL	
Mineral	Composición	Mineral	Composición
Galena argentífera	Ag ₂ S	Cuarzo	Si O ₂
Galena	Pb S	Pirita	Fe S ₂
Marmatita	(Zn, Fe)S	Arsenopirita	Fe As S
Jamesonita	Pb ₄ Fe Sb ₆ S ₁₄	Calcita	Ca Co ₃

Figura 03: Minerales de Mena

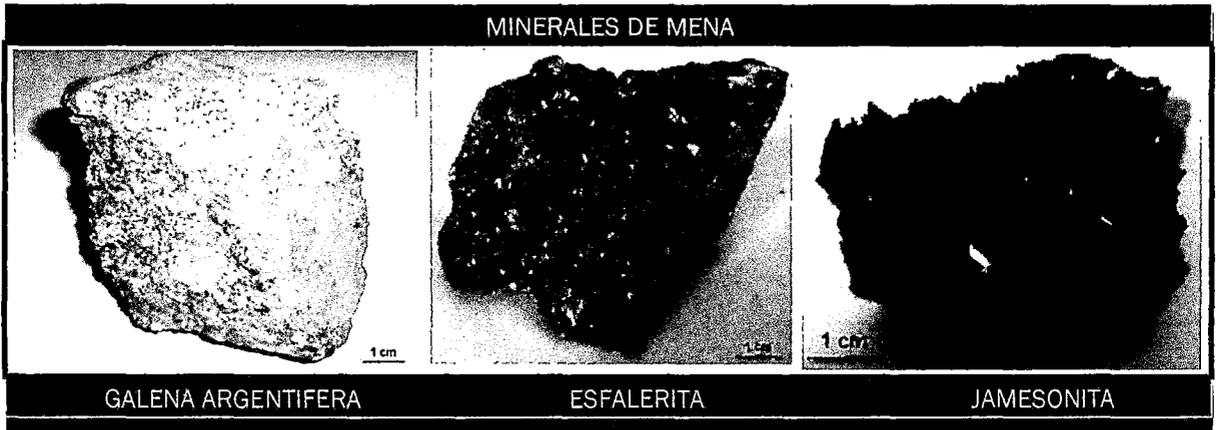
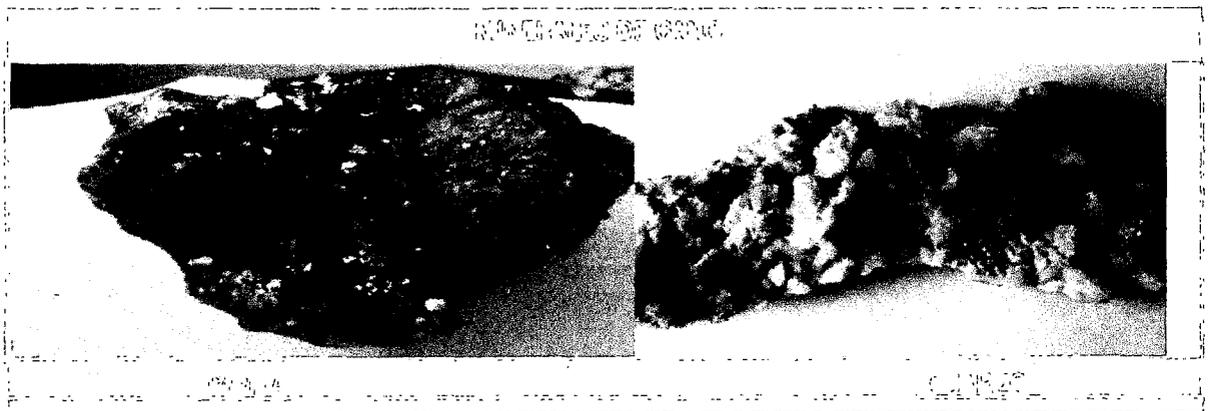


Figura 04: Minerales de Ganga



Hay dos sistemas principales de afloramientos en vetas:

Sistema Hércules.- Rumbo N 30° W, buzamiento 45° NE, longitudes de 1 a 4 km; vetas: Hércules, Corturcan, Santa Deda.

Sistema Tarugo.- Rumbo promedio N 30°- 35° E, buzamiento 80° NW – SW con longitudes de 500 a 20000mts Vetas: Tarugo, Huancapeti, Carpa, Wilson, Tuctu, Collaracra, Florida.

2.3.1. VETAS MINA HERCULES.

Las vetas de esta mina están al piso del contacto de la dacita Hércules con los volcánicos Hércules, la veta principal Hércules A esta en el contacto, mientras que las vetas manto 1, 2, Hércules B están en el volcánico Hércules y forman entre ellas un sistema de vetas ramificadas, que se unen en profundidad. La falla Hércules desplaza a estas vetas, al igual que otras del sistema Tarugo.

2.3.2. VETAS MINA CORTURCAN.

Las vetas de esta mina están al techo de la Dacita Hércules en el contacto con el volcánico Hércules y el pórfido Tarugo. Es afectada también por la falla Hércules. Las vetas Corturcan y Hércules se unen al sur en Tarugo.

2.4. MINERALIZACIÓN.

La mineralización es discontinua y errática; hay dos tipos: a) Mineralización en veta y b) Mineralización en cuerpos

2.4.1. MINERALIZACIÓN EN VETAS.- Los clavos de mineral están restringidos a vetas individuales, algunas veces en formas de columnas como en Manto 2. En las vetas del sistema Hércules, los clavos de mineral tienen anchos que no sobrepasan los 2.50m, con longitudes entre 40m y 200m, separados por zonas estériles. Hay más de un clavo de mineral pero también hay uno solo conocido, como en Florida, Jesús, Wilson.

2.4.2. MINERALIZACIÓN EN CUERPOS.- Estos se han formado por la proximidad de dos vetas, como aquellos entre las vetas "Hércules A" y "Manto 2" o por la presencia de un ramal

de vetas como Manto 2A, por la unión de dos vetas principales como Hércules A y Manto 2 en su extremo sur (figura2), por la intersección con una falla como en Huancapeti y Hércules.

Estas estructuras tienen una mineralización concentrada en la veta respectiva y diseminación entre ellas generalmente de menor ley, pero en promedio son económica y fuentes de gran tonelaje. Los cuerpos formados por la proximidad de la veta Hércules A y Manto 2 en el nivel 6 llegan hasta el nivel 5 y por debajo unos 50m; tienen la forma de troncos de pirámides con anchos variables entre 4m a 10m, y longitudes de 50m a 200m aquellos cuerpos en vetas individuales de los niveles altos tiene anchos de 3m a 5m, están asociados casi invariablemente a la mineralización de las vetas. Los cuerpos controlados por las fallas son los más persistentes y más anchos hasta de 30m, en el frontón 2 sur.

2.5. ZONEAMIENTO MINERALÓGICO.

- La mineralización en Hércules es polimetálica, plata, plomo, zinc, con un saneamiento dentro de ella; plata en la parte superior, plomo en el centro y zinc en la parte inferior.
- Dentro de la mineralización polimetálica hay concentraciones aisladas de valores altos de plata, rodeada por otras de menor ley.
- La disminución de los valores de plata en profundidad o lateralmente y un incremento de estas direcciones de plomo o zinc no significa el fin de la plata en profundidad. Hay repeticiones o alternancias de franjas de valores altos y bajos de plata sobre el nivel 6, con tendencia a repetirse en profundidad.
- Estas conclusiones y observaciones se repiten también en la mina Corturcan.
- En Corturcan hay una zona argentífera al sur de la Falla Sur, cerca del contacto con el pórfido tarugo, y rodeada por la mineralización polimetálica (8.0 Onz. Ag, 0.5 % Pb). No es conocida en Hércules, hay posibilidades de encontrarla al sur de los trabajos de esta mina.
- La zona argentífera podría encontrarse también en ambos lados de la falla Hércules, en las vetas Hércules y Corturcan, por debajo de la mineralización

polimetálica, dependiendo del sentido de las soluciones o flujos mineralizantes, los cuales parecen estar subverticales.

- No hay tendencia de un agotamiento mineralógico en profundidad tanto en cocientes metálicos, valores absolutos o por observación directa.

2.6. CONTROLES DE MINERALIZACIÓN.

2.6.1. CONTROLES LITOLÓGICOS.- Las vetas Collaracra, Huancapeti, Tarugo, Huaran, Jinchis, AAFT.15. mineralizan bien cuando están en el pórfido. En el volcánico Hércules los clavos de mineral son más anchos como puede observarse en las vetas Manto 2, Manto 1, Hércules B.

2.6.2. CONTROLES ESTRUCTURAL.- Los contactos de la Dacita Hércules con los Volcánicos Hércules o el Pórfido Tarugo son favorables para la mineralización de las vetas Hércules A y Corturcan. Las fallas transversales son favorables como la Falla Hércules en la mina del mismo nombre, la falla (veta) Tarugo con la veta Corturcan, la veta Huancapeti con la falla Infiernillo. Uniones, ramales, proximidad de veta son favorables como en las vetas Hércules. Las uniones verticales son limitadas por la profundización de la estructura.

2.6.3. CONTROL MINERALÓGICO.- No hay mucha influencia. Arsenopirita y turmalina son favorables en Hércules y Corturcan, en Huancapeti y Collaracra la presencia de arsenopirita.

2.7. CAMBIOS LITOLÓGICOS EN PROFUNDIDAD.

Las rocas sedimentarias Cretáceas habrán de encontrarse por debajo de Hércules, principalmente al norte y al oeste de la quebrada del mismo nombre, probablemente en la cota 3600. En la zona central de Hércules la actividad ígnea es mayor, las rocas sedimentarias pueden estar ausentes. El Pórfido Collaracra tiene una extensión reducida en profundidad.

2.8. PROFUNDIZACIÓN DE LA MINERALIZACIÓN.

Cuadro 03: Relación de Mineralización con respecto al Volcánico

	Longitud	Longitud	Relación	Profundidad	Profundidad
	Mínima	Máxima		Mínima	Máxima
Afloramiento veta	3	4	01-mar	1	1.333
Mineral nivel 6	1	1.25	01-mar	333	417
Desnivel superf. Nivel 6	-	-	-	180	300

La relación de la mineralización con un centro volcánico, la gran longitud de los afloramientos favorecen la continuidad y profundización de Hércules – Corturcan, al menos persistan el tipo de roca relacionado al centro volcánico. Los niveles más profundos con mineralización conocida son: El Triunfo (3990), Juana de Arco (3800) en Collaracra; el Frontón 2 Sur (4020) en Hércules.

La mineralización polimetálica presenta alternancias en el incremento de plata, plomo y zinc, no ay indicios de un agotamiento mineralógico en profundidad y de forma rápida, más bien hay buenos indicios para encontrar una zona argentífera por debajo de la polimetálica, con lo cual las posibilidades de persistencia de la mineralización en profundidad son buenas.

2.9. LIMITE PROBABLE DE LA MINERALIZACIÓN DE HÉRCULES EN PROFUNDIDAD.

El nivel más profundo con mineralización conocida es el 3850 en Collaracra e el 4020 en el Frontón 2 de Hércules. Los siguientes datos permitirán calcular teóricamente el límite probable de la mineralización en profundidad.

Se puede considerar que el fondo de la mineralización este entre 180m y 300m. por debajo del nivel 6, es decir entre las cotas 3880 y 3760. Si se tiene en cuenta que la mineralización puede extenderse todavía 500m al norte y otros 500m al sur, la profundidad calculada o estimada es más conservadora todavía.

Las reservas de mineral probadas y probables han sido calculadas hasta la cota 3935, 140m por debajo del nivel 6. La mineralización persiste en el frontón 3, cota 4020, debajo de este frontón hay 85m para llegar al límite calculado en profundidad, desnivel que se acortara

con el frontón 4. Es poco probable que en una profundidad de 85m se agote la mineralización, teniendo en cuenta la longitud de la mineralización y el tipo de ella.

2.9.1. POSIBILIDADES.

Las intersecciones de las vetas Hércules y Corturcan con las estructuras Señor de Burgos, Huancapeti, Tarugo son zonas favorables para seguir encontrando mineralización más allá de las zonas conocidas (figura 1.4). El nivel 290 de Corturcan corresponde con la parte superior de Hércules, hay 150m verticales, 330m sobre veta con mineral para ser explotada hasta el nivel 4060. Hércules y Corturcan ofrecen las mejores posibilidades para encontrar buenos valores y tonelaje.

Las vetas Huancapeti, Tarugo, Wilson, Tuctu, Llacsha, Esperanza, Florida, Jesús, ofrecen clavos de minerales angostos, pequeños pero de buena ley. Collaracra es la veta mas argentífera de la zona con tetraedrita en el nivel 3750, con buenas posibilidades de profundización y que podría ser el reflejo de lo que podría encontrarse en Hércules en profundidad si hay cambios mineralógicos por litología o por zoneamiento.

2.9.2. MINERAL POTENCIAL.

Las propiedades de Minera Alianza están en un distrito minero relativamente sin explotar con muchas posibilidades para encontrar mineral tanto en la veta más trabajada que es Collaracra como en Hércules en los extremos norte y sur de la actual zona de trabajo, Corturcan y en el resto de las otras vetas, que tienen muy pocos trabajos en relación con la longitud de los afloramientos y la profundidad a la que han sido trabajadas.

Cuadro 04: Mineral Potencial Mena

2013					
MINA	CONDICION	T.M.S	Ag Oz/TCS	%Pb	%zn
HERCULES	Probable	678,976.00	3.72	2.26	2.81
	Probado	1,767,805.00	4.02	2.39	2.79
Sub Total		2,446,781.00	3.87	2.33	2.80
COTURCAN	Probable	99,396.84	6.40	1.80	1.73
	Probado	288,667.16	4.64	2.15	2.28
Sub Total		388,064.00	5.52	1.98	2.01
HUANCAPETI	Probable	62,975.00	5.84	1.80	3.13
	Probado	203,125.00	7.60	2.09	3.22
Sub Total		266,100.00	6.72	1.95	3.18
TARUGO	Probable	22,595.00	4.15	3.47	3.60
	Probado	22,684.00	4.02	3.44	3.58
Sub Total		45,279.00	4.09	3.46	3.59
ALSACIA	Probable	27,020.00	5.20	2.20	5.91
	Probado	28,250.00	5.22	2.21	5.92
Sub Total		55,270.00	5.21	2.21	5.92
COLLARACRA	Probable	14,020.00	10.50	0.59	1.65
	Probado	60,890.00	10.49	0.64	1.82
Sub Total		74,910.00	10.50	0.62	1.74
FLORIDA	Probable	13,330.00	10.70	6.50	1.99
	Probado	53,315.00	7.16	4.51	2.37
Sub Total		66,645.00	8.93	5.51	2.18
NEBRASKA	Probable	11,790.00	5.90	4.43	4.49
	Probado	11,700.00	5.90	4.43	4.49
Sub Total		23,490.00	5.90	4.43	4.49
JESUS	Probable	840.00	9.50	5.80	3.95
	Probado	5,320.00	7.03	6.75	6.90
Sub Total		6,160.00	8.27	6.28	5.43
SANTA DEDA	Probable	1,790.00	4.64	2.85	2.52
	Probado	1,810.00	4.70	2.85	2.54
Sub Total		3,600.00	4.67	2.85	2.53
LLACSHA	Probable	3,285.00	3.80	2.95	2.32
	Probado	2,325.00	3.80	2.95	2.32
Sub Total		5,610.00	3.80	2.95	2.32
Total General		3381909.00	6.13	3.14	3.29

Cuadro 05: Resumen Mineral Potencial

MINERAL POTENCIAL				
MINAS	TMC	Ag Oz/Tn	Pb %	Zn %
HERCULES	6110000.00	4.27	2.23	2.59
COTURCAN	4195000.00	5.47	2.36	2.92
OTROS	5200000.00	6.50	2.77	3.19
TOTAL	15505000.00	8.12	3.68	4.35

El mineral potencial asido calculado teniendo en cuenta la relación entre las áreas explotadas y de reservas de mineral con respecto al área total y la frecuencia de número de clavos de mineral encontrados. Ha sido separado por niveles, ver cuadro 04.

CAPITULO III

SISTEMA DE MINADO

3.1. LABOREOS MINEROS.

La obtención de los recursos económicos es muy importante y necesario, se consigue utilizando la ciencia y la tecnología, cuidando nuestro recurso más importante y valioso el hombre; Huancpeti respeta las normas y etapas establecidos por la minería aplicando los conocimientos y experiencia laborales.

3.1.1. LABOREO DE EXPLORACIÓN.

Es el conjunto de trabajos importantes encaminado a determinar el valor económico, la posición, características mineralógicas y geomecánicas del yacimiento.

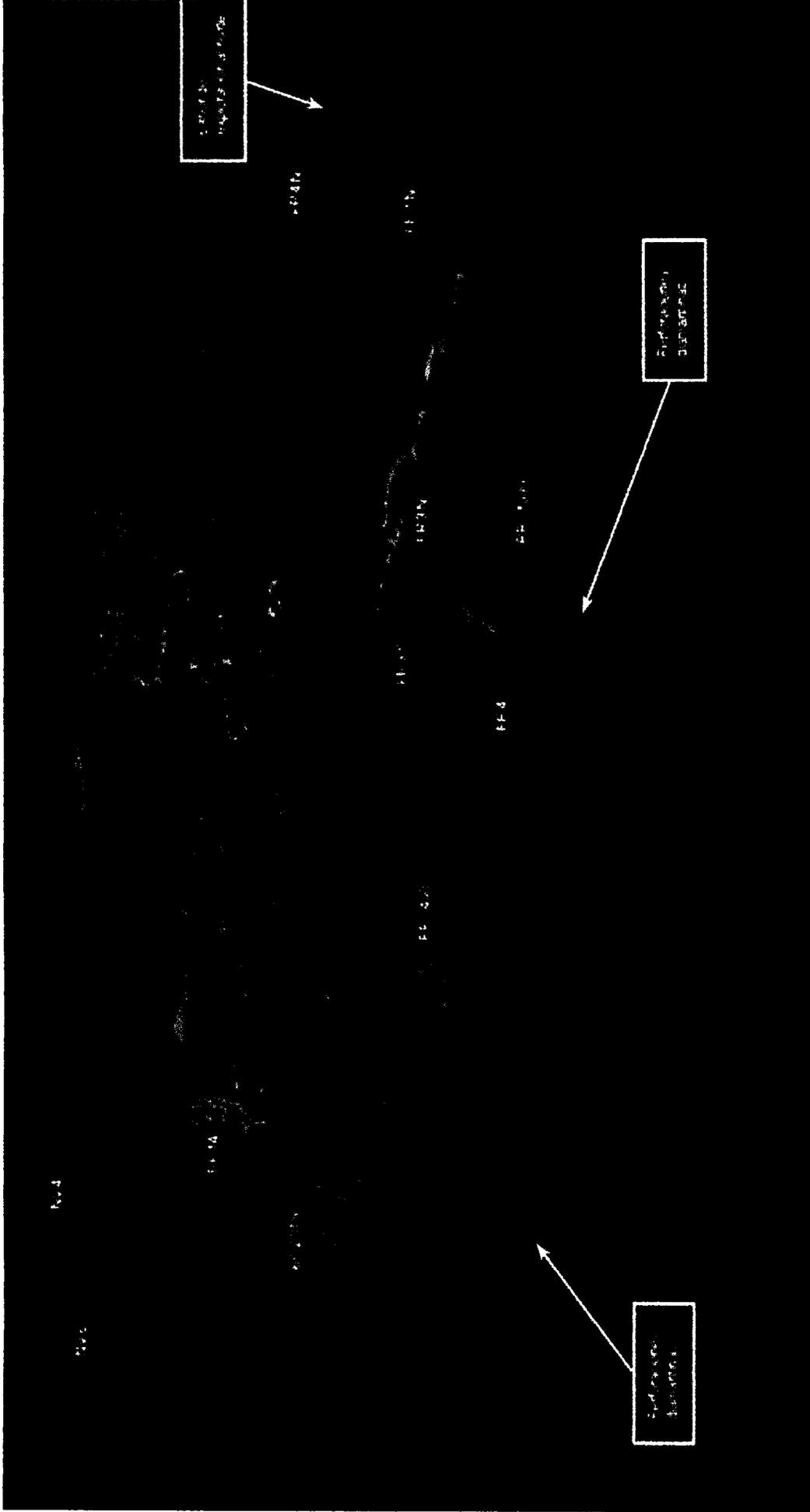
Para la exploración se ejecutan generalmente Perforaciones Diamantinas y también se realizan Chimeneas y algunas labores auxiliares y que dan buenos resultados.

En la Mina Hércules; actualmente se viene realizando perforaciones diamantinas ejecutadas por la empresa COPERMIN, con el objetivo principal de ampliar y restituir las reservas minerales, la información será clasificada como recurso mineral inferido.

Cuadro 06: Programa de Perforación Diamantina

RESUMEN DEL PROGRAMA DE PERFORACION DIAMANTINA MINA HERCULES		
CAMARA DIAMANTINA	LONGITUD (m)	OBJETIVO
CM1 - 790	494.00	Hercules - Manto 2
CM2 - 790	554.00	Hercules - Manto 2
CM1 - 270 E	505.00	Hercules - Manto 2
CM2 - 270 E	525.00	Hercules - Manto 2
CM1 - 400	1212.00	Hercules - Manto 2
CM1 - 270I - S	277.00	Hercules - Manto 2
CM2 - 270I - S	749.00	Hercules - Manto 2
CM1 - 270I - N	886.00	Hercules - Manto 2
CM1 - FF4 - SW	860.00	Stock Work
CM2 - FF4 - SW	480.00	Stock Work
TOTAL	6542.00	

Figura 05: Plano de las labores Zona Hércules



Fuente: Mina Hércules

3.1.2. LABOREO DE DESARROLLO.

Entre las labores principales de desarrollo tenemos los Cruceros Rampas y Galerías con el objetivo principal de mantener paralelamente nuestra Producción.

Las Rampas, y Cruceros son labores principales para desarrollar la mina que van paralelamente al yacimiento y posteriormente llegar a ello..

El ciclo de trabajo para labores de Desarrollo como es la Rampas y Cruceros son de la misma manera, como se describe:

PERFORACIÓN Y VOLADURA.- La perforación se realiza con equipos electrohidráulicos (Jumbos Rocket Boomer de 1 brazo y 2 brazos). Para la voladura se emplea el Anfo, E-3000 y E-5000, CD, como accesorios Fanel LP y MS, fulminante N° 8, Carmex y Mecha Rápida.

VENTILACIÓN.- Después del disparo se realiza la ventilación de forma natural o con ventilación artificial, se utilizan equipos mecánicos eléctricos.

En las labores para tener una buena ventilación, y ser eficiente con un mínimo de 12,00 pies cúbicos en el frente de trabajo, manteniendo el parámetro que regula las normas establecidas como el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional Decreto Supremo N° 055 – 2010 EM.

REGADO.- En general al inicio de cada guardia se realiza el regado para eliminar el polvo, detectar los tiros cortados y rocas sueltas el regado debe ser un hábito de todo trabajador Minero.

DESATADO.- El desatado se realiza manualmente utilizando barretillas de longitud apropiada (4'-6'-8'-10'-12') de acuerdo a la sección de la labor siendo los de mayor tamaño de material liviano de acuerdo al reglamento de seguridad, para estos trabajos se debe cumplir con los procedimientos y estándares.

SOSTENIMIENTO.- La política de Huancapeti es metro avanzado, metro sostenido dependiendo del tipo de terreno, la presencia del terreno es bastante variado y se utiliza

bastante variado se utiliza diferentes tipos de sostenimiento. Entre los principales actualmente utilizamos tenemos: Pernos helicoidales con malla eletrosoldadas, cuadros madera, cimbras, Split set y swellex.

LIMPIEZA.- Se realiza con scoop diesel de: 4.2 Yd³, 6 Yd³, que son propiedad de la Cia. Minera Huancapeti.

Para el desarrollo de las labores debe cumplirse los siguientes parametro.

- Todas las labores con secciones de 3.5m x 3.5m y en casos de extracción principal de 4.0m x 4.0m y deberán cumplir con los estándares establecidos.
- Las instalaciones de servicios, estarán a una distancia no mayor a 20 m del frente.
- Las alcayatas para la instalación de las tuberías de aire, agua y drenaje, deberán estar espaciadas entre si cada 3.0 m y para el cable eléctrico cada 2.5 m.
- La instalación de cable eléctrico deberá estar, independientes y al lado opuesto de las otras instalaciones, con una separación mínima de 1 m.
- Cuneta en uno de los hastiales con dimensiones de 0.3 x 0.3m. en galerías y cruceros.
- Las tuberías de aire y agua y cable eléctricos deben ir colgadas en alcayatas a altura de a altura de 1.8m y 2.8m y a una distancia de 3m y de 2.5 para el cable eléctrico entre cada alcayata.
- Las mangas de ventilación se instalaran en la parte superior, aseguradas correctamente en alcayatas o tacos de madera colocados en los taladros.
- A indicación del topógrafo, perforar los taladros en los puntos de gradiente ubicados por topografía así como también los puntos topográficos.
- La manga de ventilación siempre debe estar a 20m del frente de perforación.

- Además, estas y las otras labores en mina, deberán cumplir con todas las especificaciones técnicas relacionadas con el ancho, alto y la geometría de curvatura en el techo.
- Se construirá refugio según especifica en el D.S 055 2010 – EM.

Las Galerías; son los trabajos que se realizan en estructuras conocidas, con la finalidad de ampliar o comprobar las reservas conocidas, de tal forma que la mena este totalmente disponible para la preparación y su seciente Explotación.

3.1.3. LABOREO DE PREPARACION.

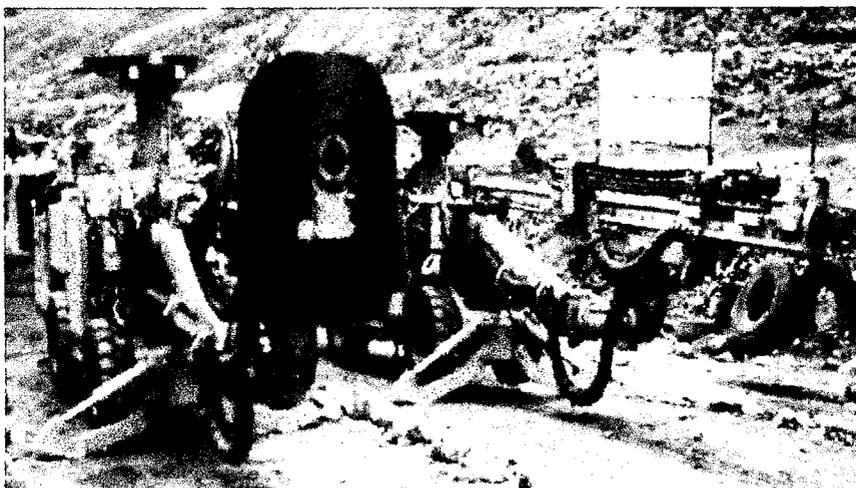
Las labores de preparación están constituido por Subniveles, Chimeneas, a diferencia con las exploraciones.

Son labores tendientes a delimitar el block de explotación y prepararlo a fin de iniciar la explotación del mineral.

En el trabajo se hace un estudio de trabajo del equipo de perforacion para hallar y ver las dificultades y deficiencias y poder mejorar con un minimo costo, para este se realiza con la ECM Servitral y ODLA; en la operación mina, se realizó el seguimiento de la perforación y voladura de inicio al final de la guardia.

En la mina Coturcan se perfora con jumbos de: Jumbo 282 (Servitral), con barras de 14 pies Jumbo DD 210 (ODLA), con barras de 12 pies Simba DL 210 (Servitral).

Foto 01: Equipos de Perforación



Cuadro 07: datos Técnico de Equipo de Perforación

Equipo: Jumbo RB-282	Unidad: Coturcan
Modelo: CAT	Fecha: 18/03/2013
Marca: Atlas Copco	Operador: Junior
Contrata: SERVITRAL	Ayudante: Tello

CONTROL DEL EQUIPO RB – 282 (JUMBO DE 2 BRAZOS).

El tiempo de control del Equipo de Perforación Jumbo RB- 282, se realiza desde el momento que ingresa la guardia para poder controlar todo el tiempo de trabajo y de esa forma sacar la eficiencia y posteriormente poder encontrar los tiempos muertos.

El Objetivo del control del Jumbo es encontrar las deficiencias si es problema del equipo, factor personal, u condición de trabajo de esa forma corregir o implementar. El trabajo que se va realizar es en las siguientes labores Rp (-) 950, Fr 9 Sur y By Pass 7 Sur.

Cuadro 08: Control de Tiempo de Equipo

ACTIVIDADES	FECHA	HED	HORAS	MINUTOS	SEGUNDOS
Ganar a sala de reuniones		07:00:00	07:36:38	00:36:38	
España para charla		07:35:38	07:43:54	00:07:16	
Charla de 5 minutos		07:43:54	07:58:22	00:14:28	
reparación de guardia		07:58:20	08:06:14	00:07:46	
Traslado al Boomer estacionado		08:06:14	08:10:06	00:03:52	
inspeccion física del Boomer		08:10:06	08:26:57	00:16:51	
Traslado de Boomer a Fr-9		08:26:57	08:37:40	00:10:43	
Revisión de labor		08:37:40	08:44:17	00:06:37	
instalacion de servicios auxiliares		08:44:17	08:54:52	00:10:35	
problemas de instalacion de agua		08:54:53	09:02:33	00:07:40	
desate de techo del acceso a la camara de carguo	perforacion	09:02:52	09:12:42	00:09:50	
cambio de barra		09:12:42	09:19:21	00:06:39	
cambio de posicion		09:19:21	09:20:59	00:01:38	
revisión del area caído		09:20:59	09:23:06	00:02:07	
	ciclo perforacion para split sets	09:23:06	09:25:10	00:02:04	
cambio de barra para instalar split set		09:25:10	09:29:51	00:04:41	
	ciclo instalacion del split set	09:29:51	09:30:17	00:00:26	
cambio a barra de perforacion		09:30:17	09:31:23	00:01:06	
	ciclo perforacion para split sets	09:31:23	09:33:08	00:01:45	
cambio de barra para instalar split set		09:33:08	09:34:19	00:01:11	
	ciclo instalacion del split set	09:34:19	09:34:31	00:00:12	
cambio a barra de perforacion		09:34:31	09:34:58	00:00:27	
cambio de posicion		09:34:58	09:36:33	00:01:35	
	ciclo perforacion para split sets	09:36:33	09:39:21	00:02:48	
cambio de barra para instalar split set		09:39:21	09:39:46	00:00:25	
detencion del equipo		09:39:46	12:10:20	02:30:24	
recojo de materiales		12:10:20	12:23:59	00:13:39	
Fr-9a Cruz 9p-950 y Fr-7		12:23:59	12:36:29	00:12:30	
abastecimiento de combustible		12:36:29	12:50:11	00:13:42	
Cruz 9p-950 y Fr-7 y Fr-7		12:50:11	01:05:51	00:15:40	
instalacion de servicios auxiliares		01:05:51	01:14:33	00:08:42	
no hay agua		01:14:33	01:21:50	00:07:17	
limpieza del frente		01:21:50	01:31:26	00:09:36	
pintado de malta		01:31:26	01:48:13	00:16:47	
	Ciclo de perforacion 1	01:48:13	01:48:41	00:00:28	
	Ciclo de perforacion 2	01:48:41	01:49:15	00:00:34	
	Ciclo de perforacion 3	01:49:15	01:50:41	00:01:26	
	Ciclo de perforacion 4	01:50:41	01:54:40	00:03:59	
Revisión del equipo		01:54:40	01:55:13	00:00:33	
	Ciclo de perforacion 5	01:55:13	01:57:13	00:02:01	
	Ciclo de perforacion 6	01:57:13	01:59:49	00:02:36	
detencion del equipo		01:59:49	02:00:06	00:00:17	
	Ciclo de perforacion 7	02:00:06	02:04:16	00:04:10	
detencion de la perforacion		02:04:16	02:10:36	00:06:20	
	Ciclo de perforacion 7	02:10:36	02:12:32	00:01:56	
	Ciclo de perforacion 8	02:12:32	02:16:46	00:04:14	
cambio de broca		02:16:46	02:15:21	00:00:41	
	Ciclo de perforacion 9	02:15:21	02:17:23	00:02:02	
	Ciclo de perforacion 10	02:17:23	02:20:28	00:03:05	
	Ciclo de perforacion 11	02:20:28	02:22:40	00:02:12	
	Ciclo de perforacion 12	02:22:40	02:24:46	00:02:06	
	Ciclo de perforacion 13	02:24:46	02:26:50	00:02:04	
	Ciclo de perforacion 14	02:26:50	02:29:07	00:02:17	
	Ciclo de perforacion 15	02:29:07	02:31:11	00:02:04	
	Ciclo de perforacion 16	02:31:11	02:33:12	00:02:01	
	Ciclo de perforacion 17	02:33:12	02:34:59	00:01:47	
	Ciclo de perforacion 18	02:34:59	02:36:54	00:01:55	
	Ciclo de perforacion 19	02:36:54	02:39:08	00:02:14	
	Ciclo de perforacion 20	02:39:08	02:40:46	00:01:40	
	Ciclo de perforacion 21	02:40:46	02:42:09	00:01:23	
	Ciclo de perforacion 22	02:42:09	02:46:50	00:04:41	
	Ciclo de perforacion 23	02:46:50	02:48:47	00:01:57	
	Ciclo de perforacion 24	02:48:47	02:50:50	00:02:03	

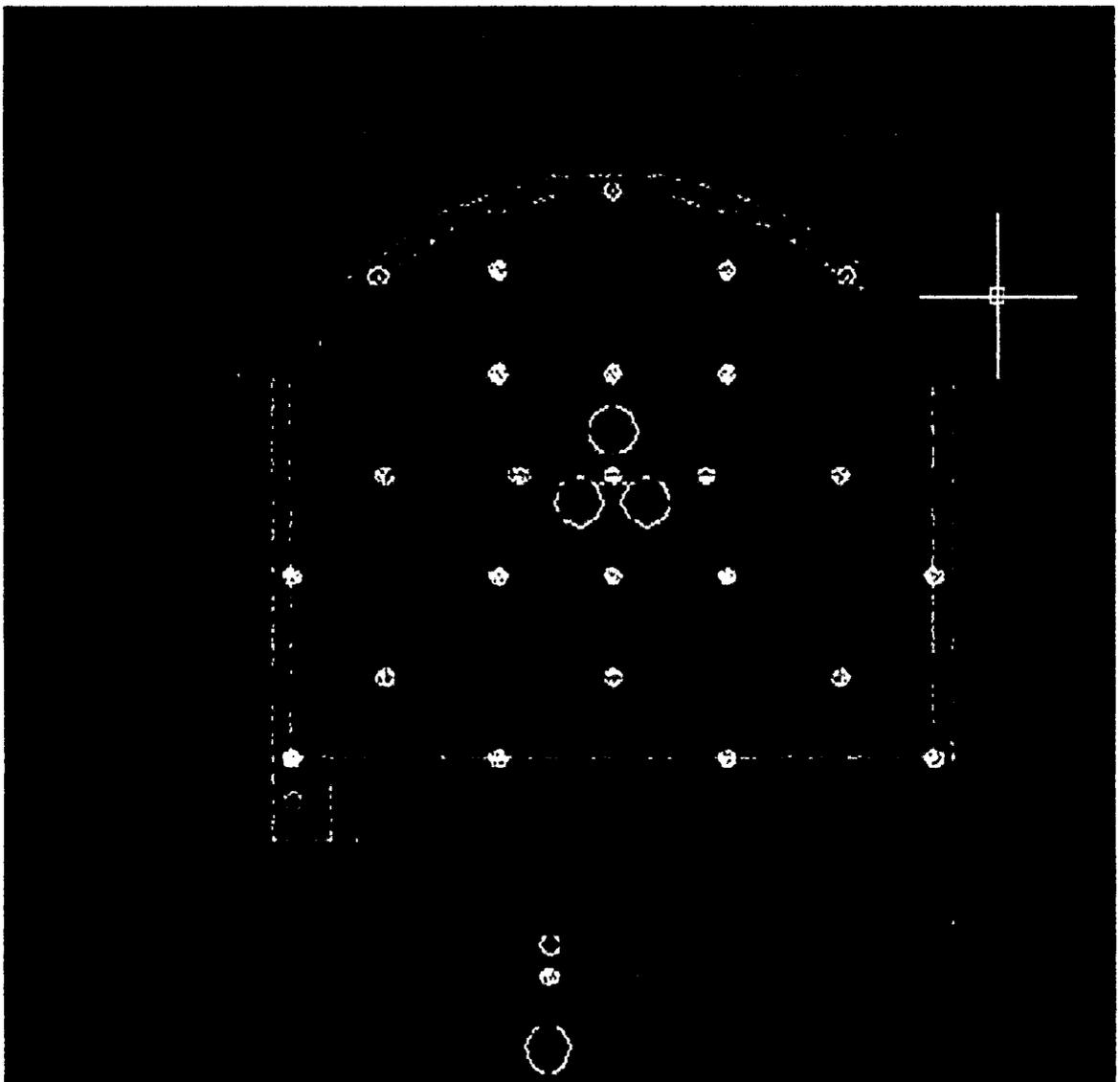
Cuadro 09: Control de tiempos Equipos Minerales de Mena

DESCRIPCIÓN DE OBRAS	UNIDAD	INICIO	FIN	DURACIÓN
ajustado de dirección		03:20:40	03:26:44	00:06:04
pintado de malla de perforación		03:30:44	03:44:08	00:13:24
posicionamiento del equipo en el frente		03:46:08	03:50:28	00:04:20
instalación de servicios auxiliares		04:00:20	04:06:17	00:05:57
Ciclo de perforación 1		04:06:17	04:08:39	00:02:22
Ciclo de perforación 2		04:08:39	04:10:48	00:02:09
Ciclo de perforación 3		04:10:48	04:13:34	00:02:46
Ciclo de perforación 4		04:13:34	04:16:21	00:02:47
Ciclo de perforación 5		04:16:21	04:18:46	00:02:25
Ciclo de perforación 6		04:18:46	04:21:32	00:02:46
Ciclo de perforación 7		04:21:32	04:24:33	00:03:01
Ciclo de perforación 8		04:24:33	04:27:37	00:03:04
Ciclo de perforación 9		04:27:37	04:30:48	00:03:11
Ciclo de perforación 10		04:30:48	04:34:41	00:03:53
Ciclo de perforación 11		04:34:41	04:38:02	00:03:21
Ciclo de perforación 12		04:38:02	04:41:38	00:03:36
cambio de broca		04:41:38	04:47:47	00:06:09
Ciclo de perforación 13		04:47:47	04:51:09	00:03:22
Ciclo de perforación 14		04:51:09	04:54:43	00:03:34
Ciclo de perforación 15		04:54:43	04:58:22	00:03:39
Ciclo de perforación 16		04:58:22	05:02:41	00:04:19
Ciclo de perforación 17		05:02:41	05:07:32	00:04:51
Ciclo de perforación 18		05:07:32	05:12:36	00:05:04
Ciclo de perforación 19		05:12:36	05:17:08	00:04:32
Ciclo de perforación 20		05:17:08	05:21:27	00:04:19
Ciclo de perforación 21		05:21:27	05:25:38	00:04:11
Ciclo de perforación 22		05:25:38	05:29:49	00:04:11
Ciclo de perforación 23		05:29:49	05:34:51	00:05:02
Ciclo de perforación 24		05:34:51	05:39:05	00:04:14
Ciclo de perforación 25		05:39:05	05:43:24	00:04:19
Ciclo de perforación 26		05:43:24	05:47:45	00:04:21
Ciclo de perforación 27		05:47:45	05:52:22	00:04:37
Ciclo de perforación 28		05:52:22	05:57:55	00:05:33
Ciclo de perforación 29		05:57:55	06:03:30	00:05:35
limpieza de taladros y colocación de guías		06:03:30	06:10:20	00:06:50
cambio de broca		06:10:20	06:17:53	00:07:33
Ciclo de perforación 30		06:17:53	06:25:58	00:08:05
limpieza de taladros		06:25:58	06:34:51	00:08:53
Ciclo de perforación 31		06:34:51	06:43:41	00:08:50
Ciclo de perforación 32		06:43:41	06:52:41	00:09:00
desatado del frente		06:52:41	07:01:33	00:08:52
Ciclo de perforación 33		07:01:33	07:10:20	00:08:47
Ciclo de perforación 34		07:10:20	07:19:46	00:09:26
Ciclo de perforación 35		07:19:46	07:29:30	00:09:44
Ciclo de perforación 36		07:29:30	07:39:41	00:10:11
Ciclo de perforación 37		07:39:41	07:50:40	00:10:59
limpieza de taladros		07:50:40	08:01:40	00:11:00
Ciclo de perforación 38		08:01:40	08:12:50	00:11:10
cambio de broca		08:12:50	08:24:35	00:11:45
Armadura 1		08:24:35	08:37:12	00:12:37
Armadura 2		08:37:12	08:50:50	00:13:38
Armadura 3		08:50:50	09:04:30	00:13:40
cambio de broca		09:04:30	09:18:10	00:13:40
limpieza de taladros y regado del		09:18:10	09:32:42	00:14:32
reposición de brazos		09:32:42	09:47:30	00:14:48
desinstalación de servicios auxiliares		09:47:30	10:02:51	00:15:21
rotura de tubo de aire y reparación		10:02:51	10:17:50	00:14:59
retiro de la labor estación de Bomper CC-1 Del FN-7517		10:17:50	10:32:03	00:14:13
llenado de reporte y check list		10:32:03	10:47:49	00:15:46
salida a superficie		10:47:49	11:03:00	00:15:11

Cuadro 10: Tiempo Total de trabajo del Equipo Jumbo

	03:16:27	27.28 %
	6:12:43	51.77 %
Demoras no operativas	2:30:50	20.95 %
	17:00:00	100.00 %

Figura 06: Malla de Perforación



Cuadro 11: Datos Tomados en Campo para el Estudio

Emboquille	Penetración	Retiro	Maniobra	T.perf./tal	T.perf./tal(min)	Long.perf.	Vel.perf.(m/min)
00:00:08	00:01:38	00:00:11	00:00:25	00:02:22	2.37	3.45	1.46
00:00:06	00:01:39	00:00:30	00:00:19	00:02:34	2.57	3.45	1.34
00:00:09	00:01:22	00:00:15	00:00:33	00:02:19	2.32	3.45	1.49
00:00:09	00:01:28	00:01:24	00:00:38	00:03:39	3.65	3.45	0.95
00:00:17	00:01:21	00:00:38	00:00:35	00:02:51	2.85	3.45	1.21
00:00:09	00:01:15	00:00:25	00:00:15	00:02:04	2.07	3.45	1.67
00:00:08	00:01:40	00:00:16	00:00:28	00:02:32	2.53	3.45	1.36
00:00:11	00:01:13	00:00:39	00:00:16	00:02:19	2.32	3.45	1.49
00:00:09	00:01:26	00:00:23	00:00:13	00:02:11	2.18	3.45	1.58
00:00:09	00:01:19	00:00:21	00:00:22	00:02:11	2.18	3.45	1.58
00:00:12	00:01:18	00:00:23	00:01:09	00:03:02	3.03	3.45	1.14
00:00:10	00:01:36	00:00:15	00:00:13	00:02:14	2.23	3.45	1.54
00:00:07	00:01:25	00:00:33	00:00:16	00:02:21	2.35	3.45	1.47
00:00:11	00:01:29	00:00:24	00:00:15	00:02:19	2.32	3.45	1.49
00:00:12	00:01:35	00:00:28	00:00:22	00:02:37	2.62	3.45	1.32
00:00:11	00:01:33	00:00:28	00:00:21	00:02:33	2.55	3.45	1.35
00:00:05	00:01:33	00:00:47	00:00:09	00:02:35	2.58	3.45	1.34
PROMEDIO							
00:00:10	00:01:28	00:00:29	00:00:24	00:02:31	2.51	3.45	1.40

Cuadro 12: Cantidad de explosivos y accesorios utilizados

DATOS DE CAMPO	
CONTRATA	SERVITRAL
GUARDIA	DIA
FECHA	15/03/2013
LABOR	FR - 7
NIVEL	7
MAESTRO	Junior
AYUDANTE	Tello
SECCION	3.5m X 3m
N° DE TALADROS PERFORADOS	26
N° DE TALADROS DE PRODUCCION	25
N° DE TALADROS EN CORONA	5
LONGITUD DE PERFORACION (m)	3.45m
DIAMETRO DE TALADRO (mm)	45
METRO PERFORADO/FRENTE	89.7
MATERIAL DISPARADO	DESMONTE
FACTOR DE ESPONAJAMIENTO	60
DENSIDAD DE ROCA(Tn/m ³)	2.5
TIPO DE ROCA(RMR)	ROCA REGULAR
N° DE TALADROS RIMADOS	3
TIEMPO RIMADO POR TALADRO	00:03:38
LONGITUD DE RIMADO (m)	3.4

Cuadro 13: Accesorios de Voladura a Utilizar

ACCESORIOS DE VOLADURA	UND
CARMEX DE 8 PIES	2
MECHA RAPIDA (Ft)	3
FANEL DE 14 Ft	30
EXPLOSIVOS	Kg
ANFO (Kg)	62.5
EMULNOR 5000 (11/4 X 8) Kg	6.54
EMULNOR 50000 (1 X 7) Kg	12.88
CORDON DETONANTE (m)	35
TOTAL	81.92

Cuadro 14: Distribución de Taladros en un frente

Periodo Corto	N° Taladros	N° Fanel	Long. de Carga	Explosivo (Kg)	Total Expl (KG)
AARANQUE	2	1	3.06	4.14	8.27
ARRANQUE	2	2	3.06	4.14	8.27
Periodo Largo					
1° AYUDA DE ARRANQUE	4	3	2.32	3.15	12.6
2° AYUDA DE ARRANQUE	4	4	2.16	2.92	11.68
TALADRO DE PRODUCCIÓN	4	5	1.86	2.52	10.08
ARRASTRE	5	6	2.06	2.78	13.92
CUADRADOR	4	7	2.16	2.92	11.68
CORONA	5		0.8	1.08	5.41
ALMIO	4			TOTAL	81.92

Cuadro 15: Resultado después del disparo

RESULTADOS	
AVANCE PROMEDIO POR DISPARO (m)	3.00
PORCENTAJE DE AVANCE (%)	86.96
TIEMPO DE PERFORACION (min/tal)	2.51
PIES PERFORADOS POR LABOR (Pies/frente)	294.29
PIES PERFORADOS POR GUARDIA (Pies/guardia)	996.88
N° LABORES PERFORADOS/GUARDIA	2.00
VELOCIDAD DE PENETRACION (m/min)	1.40
VELOCIDAD DE PENETRACION (Pies/min)	0.43
EFICIENCIA DE PERFORACION	82.02
CARGA POR TALADRO DE PRODUCCION (kg)	3.15
CARGA POR TALADRO TECHO (kg)	1.08
FACTOR DE POTENCIA (Kg/Tn)	1.04
FACTOR DE POTENCIA (Kg/m)	27.31
FRAGMENTACION	REGULAR
REMDIMIENTO (TM/Hr-Frente)	39.38
VOLUMEN ROTO/Frente (m3)	31.50
TONELAJE ROTO POR TALADRO (TM)	3.03
TONELAJE ROTO POR/Frente (m3)	78.75
TIEMPO DE RIMADO (min/Tal)	3.63
VOLUMEN ROTO/Guardia (m3)	83.50
TONELAJE ROTO/Guardia (m3)	208.75
PRODUCCION	1500 - 1600 TMS/día
DISPONIBILIDAD FISICA (%)	79.05
PERFORACION POR HORA (Tal/Hr)	31.32
EFICIENCIA DE PERFORACION JUMBO (%)	302.09

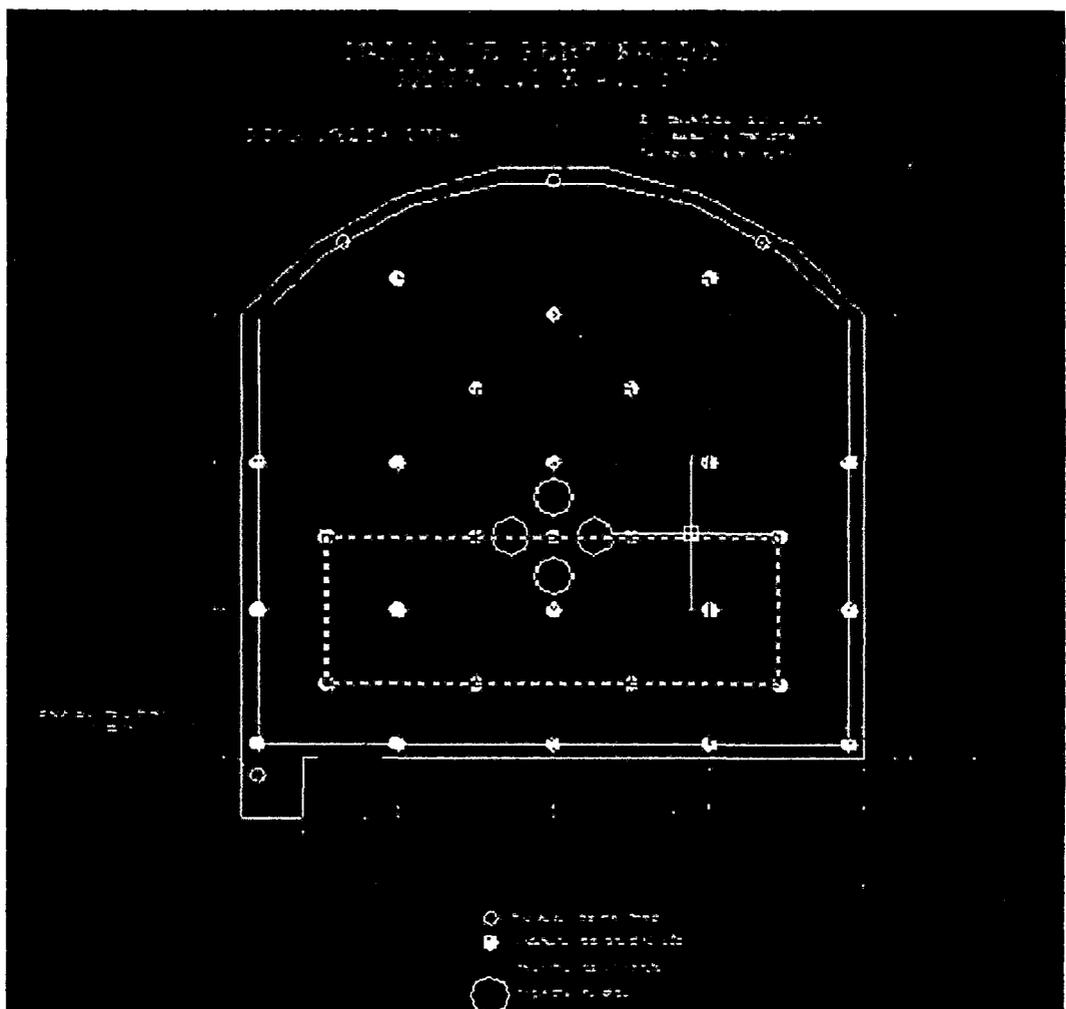
Cuadro 16: Control de tiempo del Jumbo – DD 210

Nº DE TALADROS	DATOS TOMADOS EN CAMPO				TIEMPO DE MANIOBRA	TIEMPO DE ENCOUILLE	TIEMPO DE PERFORACION	TIEMPO DE BARRIDO	CAUSEO EROCA	TIEMPO CICLO	LONGITUD DE TALADRO (m)	OBS	VELOCIDAD m/seg	VELOCIDAD m/hora	LONGITUD DE TALADRO (pies)	VELOCIDAD pies/seg	VELOCIDAD pies/hora
1	14:21:02	14:23:52	14:25:00	14:25:21	00:31:02	00:01:50	00:01:08	00:01:12	00:03:12	1:20		0.037	119.472	10.493	0.124	355.323	
2	14:23:50	14:26:02	14:27:03	14:28:40	00:30:30	00:01:12	00:01:06	00:01:32	00:03:23	1:20		0.046	174.545	10.493	0.159	572.616	
3	14:29:38	14:32:13	14:31:45	14:33:55	00:30:58	00:01:25	00:01:33	00:03:29	00:03:25	1:20		0.034	123.871	10.493	0.113	406.501	
4	14:32:13	14:33:22	14:35:25	14:35:34	00:30:18	00:01:29	00:02:07	00:03:29	00:03:33	1:20		0.026	93.659	10.493	0.035	307.279	
5	14:32:50	14:34:41	14:35:20	14:38:30	00:30:22	00:01:45	00:01:39	00:03:10	00:02:56	1:20		0.032	116.354	10.493	0.106	381.770	
6	14:45:34	14:45:53	14:47:56	14:48:06	00:37:04	00:01:19	00:02:13	00:03:10	00:03:36	1:20	Falta de H2O	0.026	93.659	10.493	0.035	307.279	
7	14:48:53	14:49:20	14:51:24	14:51:33	00:36:47	00:01:27	00:02:04	00:03:29	00:03:27	1:20		0.026	92.563	10.493	0.035	304.351	
8	14:52:02	14:52:23	14:54:10	14:54:19	00:36:29	00:01:21	00:01:47	00:03:29	00:02:46	1:20		0.030	107.964	10.493	0.038	153.227	
9	14:54:47	14:55:19	14:57:23	14:57:16	00:36:28	00:01:32	00:02:05	00:03:28	00:03:17	1:20		0.025	81.302	10.493	0.032	292.917	
10	14:57:52	14:58:23	15:00:39	15:00:45	00:36:16	00:01:31	00:02:16	00:03:10	00:03:23	1:20		0.024	84.706	10.493	0.027	277.906	
11	15:01:20	15:01:42	15:03:25	15:03:27	00:36:31	00:01:22	00:01:38	00:03:27	00:02:31	1:20		0.033	117.651	10.493	0.107	385.666	
12	15:04:25	15:04:47	15:06:20	15:06:40	00:36:58	00:01:22	00:01:33	00:03:20	00:03:33	1:20		0.034	123.871	10.493	0.113	406.501	
13	15:18:43	15:19:24	15:21:14	15:21:34	00:37:00	00:01:41	00:01:52	00:02:28	00:03:44	1:20		0.029	102.637	10.493	0.034	137.458	
14	15:41:53	15:42:49	15:44:13	15:44:21	00:36:29	00:01:56	00:01:24	00:03:28	00:02:57	1:20		0.036	137.143	10.493	0.123	449.944	
15	15:44:56	15:45:20	15:48:14	15:48:23	00:36:35	00:01:24	00:02:54	00:03:29	00:04:02	1:20		0.018	66.207	10.493	0.020	217.214	
16	15:48:41	15:49:26	15:51:24	15:51:30	00:36:20	00:01:43	00:01:55	00:03:29	00:03:07	1:20		0.028	100.171	10.493	0.031	323.655	
17	15:52:00	15:52:23	15:54:12	15:54:10	00:36:30	00:01:23	00:01:45	00:03:18	00:03:00	1:20		0.029	105.633	10.493	0.034	340.746	
18	15:55:07	15:55:22	15:56:57	15:57:43	00:36:37	00:01:15	00:01:15	00:03:28	00:02:35	1:20		0.034	121.763	10.493	0.112	397.345	
19	15:37:30	15:37:39	15:39:33	15:39:41	00:36:25	00:01:29	00:01:54	00:03:28	00:02:36	1:20	Se corto la barra en el taladro	0.026	101.052	10.493	0.032	331.510	
20	15:39:54	15:40:06	15:41:47	15:41:55	00:36:13	00:01:11	00:01:42	00:03:26	00:02:14	1:20		0.031	112.941	10.493	0.103	370.542	
21	16:02:13	16:02:35	16:04:24	16:04:32	00:36:18	00:01:22	00:01:49	00:03:28	00:02:37	1:20		0.029	105.633	10.493	0.035	345.746	
22	16:02:03	16:02:35	16:04:04	16:04:11	00:36:31	00:01:32	00:01:29	00:03:27	00:02:33	1:20		0.036	129.431	10.493	0.118	424.626	
23	16:07:40	16:08:16	16:09:27	16:09:35	00:36:20	00:01:26	00:01:11	00:03:28	00:02:24	1:20		0.045	152.254	10.493	0.148	532.328	
24	16:09:44	16:10:04	16:11:35	16:11:43	00:36:09	00:01:20	00:01:31	00:03:28	00:02:01	1:20		0.035	126.593	10.493	0.115	415.333	
25	16:11:50	16:12:14	16:14:13	16:14:26	00:36:15	00:01:16	00:02:34	00:03:28	00:02:43	1:20		0.026	92.563	10.493	0.035	304.301	
26	16:13:57	16:14:25	16:16:10	16:16:17	00:36:31	00:01:26	00:01:45	00:03:27	00:04:43	1:20	Cambio de Eroca	0.030	109.714	10.493	0.100	359.935	
27	16:25:00	16:25:12	16:26:53	16:26:51	00:36:43	00:01:12	00:01:41	00:03:28	00:03:44	1:20		0.032	114.052	10.493	0.104	374.211	
28	16:22:00	16:22:23	16:24:22	16:24:29	00:36:08	00:01:14	00:01:55	00:03:27	00:02:23	1:20		0.027	91.607	10.493	0.032	317.607	
29	16:24:41	16:25:05	16:26:53	16:27:45	00:36:12	00:01:24	00:01:55	00:03:10	00:02:36	1:20		0.029	104.727	10.493	0.033	343.575	
30	16:27:18	16:27:45	16:29:33	16:29:41	00:36:13	00:01:27	00:01:48	00:03:28	00:02:36	1:20		0.030	106.637	10.493	0.037	349.936	
31	16:30:02	16:30:19	16:32:18	16:32:26	00:36:27	00:01:37	00:01:39	00:03:10	00:02:47	1:20		0.032	116.354	10.493	0.106	381.770	
32	16:32:44	16:33:06	16:35:12	16:35:10	00:36:16	00:01:22	00:02:35	00:03:28	00:04:14	1:20	Cambio de Eroca Remolada	0.025	91.429	10.493	0.031	299.913	
T. TOTAL					00:58:09	00:14:57	00:56:56	00:04:18	00:01:11	00:16:31	392.00		0.038	3591.475	335.958	3.273	11781.054
TIEMPO PROMEDIO					00:01:43	00:00:28	00:01:47	00:00:12	00:00:30	00:04:36	1.20		0.031	112.234	10.499	0.102	368.270

Cuadro 17: Tiempo de Perforación de taladro de alivio

TIEMPO DE PERFORACION DE TALADROS DE ALIVIO						
Nº DE TALADROS	TIEMPO DE MANIOBRA	TIEMPO DE EMBOQUILLE	TIEMPO DE PERF.	TIEMPO DE BARRIDO	TIEMPO CICLO	LONGITUD DE TALADRO (M)
1	00:02:20	00:00:07	00:03:21	00:00:55	00:07:13	3.40
TIEMPO TOTAL	00:02:20	00:00:07	00:03:21	00:00:55	00:07:13	3.40
TIEMPO PROMDIO	00:02:20	00:00:07	00:03:21	00:00:55	00:07:13	3.40
TIEMPO DE CAMBIO DE LA RIMADORA PARA LOS ALVIOS						00:01:58
TIEMPO TOTAL DE PERFORACION						02:25:42

Figura 07: Malla de Perforación 4 x 4 m



Las Chimeneas tienen un estándar con una sección de 1.5m x 1.5 y debe cumplir con las siguientes especificaciones técnicas:

- Puntales de madera cada 1.00 m.
- 2 sogas colgadas en la longitud de la labor para acceso.
- 2 tuberías de aire comprimido, una para operación y la otra para ventilación.
- Refugios c/15 m.
- Taladros para los puntos topográficos.
- En caso que sean inclinadas solo se omitirá la instalación del puntal de madera.

Cuadro 18: Resumen de la perforación en Chimeneas

DATOS	
• N° Taladros perforados	32
• Horas por guardia	12
• Tiempo de cambio por broca (01 Cambio)	00:01:10 Hr.
• Tiempo Promedio Total del ciclo de Perf. por Taladro	00:04:16 Hr.
• Tiempo Promedio Total del ciclo de Perf. del Taladro de alivio	00:07:13 Hr.
CALCULO DE PERFORACION	
1. Horas efectivas de Perforación	2.43 hr/guardia
2. Tiempo total de perforación por taladro	4.42 min/taladro
3. Velocidad media de perforación	0.75 m/min
4. Metros perforados por guardia	105.80 m/guardia
5. Radio total de penetración del jumbo	43.67 m
6. Eficiencia de perforación	20 %

Cuadro 19: Resultado de la Voladura en Chimeneas

DESPUES DE LA VOLADURA	
a) Promedio de longitud de taladro	3.30 m
b) N° de taladros a cargar	32
c) Avance efectivo	3 m
d) Longitud total perforado	105.00
e) Sección	4 m X 4 m
f) Cantidad de Explosivo	89.32 kg.
g) Área de excavación	11.96 m ²
h) Volumen de mineral	35.88 m ³
i) Peso específico del Mineral	3 TM/ m ³
j) Toneladas rotas	89.69TM
k) Densidad de carga	0.87 Kg/m
l) Factor de carga	2.49 Kg/ m ³
m) Factor de potencia	1.00 Kg/TM

3.1.4. DESCRIPCION DEL SISTEMA DE EXPLOTACION.

Los métodos de Explotación aplicados, va dependiendo de la dureza de la roca encajonante, potencia y buzamiento de la veta son tres básicamente.

Cámaras y Pilares (Room and Pillar).

El método de cámaras y pilares se aplica en los mantos y brechas con buzamiento promedio de 30° y potencia de 2 a 5m en los casos de vetas muy echadas.

Por lo general se recuperan los pilares, dejando solo los puentes de los niveles o pilares en la zona de cruce de fallas previo relleno.

- La determinación del tonelaje roto lo realiza la sección de geología, mina, seguridad y topografía.
- De acuerdo a la necesidad de operación – la fragmentación requerida es de 8" como máximo.
- El método de explotación será el de cámaras y pilares y si hay algún cambio, obedecerá a un análisis y estudios por area de planenamiento

Corte y Relleno Ascendente (Cut and Fill).

Actualmente el método de minado predominante en esto el con perforación en B reasting, y en cuerpos y vetas mayores a 2 m. El Metodo de Camaras y Pilares son variantes con el Corte y Relleno principalmente en la zona de Hercules.

Además de las diferencias económicas a favor del corte y relleno ascendente, la distribución geológica irregular del mineral en los ejes horizontal y vertical hace inapropiado utilizar cualquier método que requiera la perforación de taladros largos.

La estructura mineralizada no tiene un comportamiento continuo a lo largo de sus ejes longitudinal y vertical, debido a esta sinuosidad es que se debe emplear un método de minado que nos permita realizar la perforación en breasting para evitar la sobre dilución.

Además se tiene como principal la colocación y almacenamiento de desmonte y relaves.

En este sentido el método de cámaras y pilares con su variante de corte y relleno ascendente tiene la ventaja de utilizar tanto el desmonte y el relave que se originan de la explotación como elemento de sostenimiento para estabilizar las labores y contribuye a un ambiente de trabajo seguro, nos permite una perforación en breasting y la estructura mineralizada tiene el buzamiento y la potencia propicia para utilizar este Método...

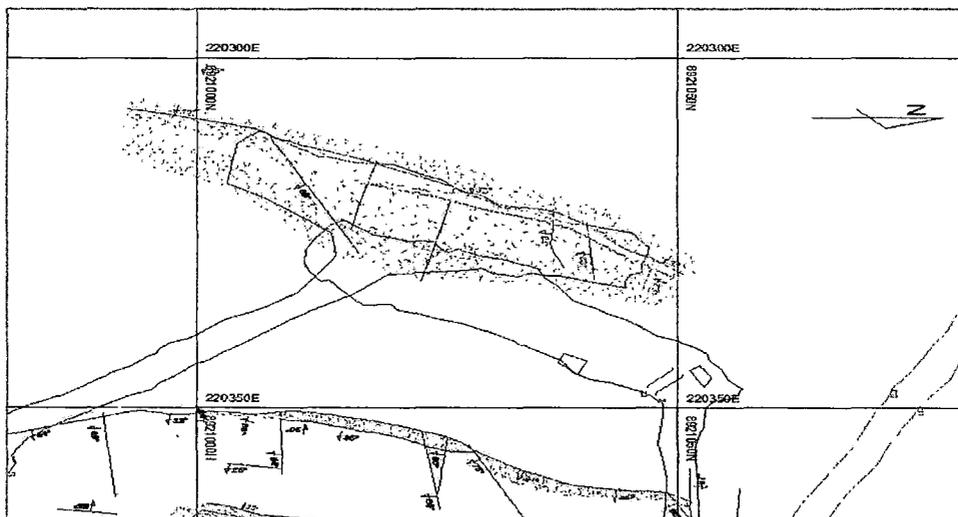
El método de explotación aplicado en la Veta Huancapetí es el **Corte y Relleno ascendente Mecanizado**, ver anexo 7.

En la actualidad la Cía. minera Huancapetí tiene una producción de 2 500 TM/Día.

Breasting: Este método consiste en realizar perforaciones en forma horizontal manteniendo siempre la cara libre en la parte inferior que nos permite facilitar permite facilitar el disparo. Se emplea para tajeos en mayor y menor potencia como también en Accesos y Cruceros en desmonte.

Ciclo de minado: Las operaciones mineras se ejecutan de modo progresivo y sistemático en conformidad con el Plan de Producción y fundamentalmente comprenden las operaciones básicas de explotación como PERFORACIÓN, VOLADURA, SOSTENIMIENTO CARGUIO, ACARREO Y TRANSPORTE DE MINERAL Y/O DESMONTE AL DEPÓSITO DE DESMONTES Y RELLENO.

Figura 09: Diseño de un tajo en Explotación



CAPITULO IV

ACARREO Y TRANSPORTE

4.1. INTRODUCCION.

El informe Técnico tiene como objetivo encontrar el estándar en la utilización de los equipos en el acarreo y el transporte, realizando un estudio y control en el rendimiento de las maquinarias, para encontrar una buena productividad y una reducción de costos.

En el **Acarreo y el Transporte**, se tiene que seleccionar el equipo adecuado y rentable ya que se quiere una reducción de costos por el movimiento de material económico y no económico.

Para lograr el objetivo principal, primero identificaremos debilidades en:

- Disponibilidad del área de trabajo
- Habilidad, y criterio de los operadores
- Disponibilidad de recursos.
- Todo aquello que condicione un buen trabajo.

4.2. OBJETIVOS.

4.2.1. OBJETIVOS GENERALES.

- Optimizar el Acarreo y el Transporte, para incrementar la producción y reducir Costos en el Proceso, conllevando a obtener el mejor Ratio de Costos por TM - km.
- Controlar los parámetros del Proceso de Acarreo y Transporte, mediante la observación y toma de tiempo en el lugar insito a distancias variadas.

4.2.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS.

- Incrementar el rendimiento de los equipos mediante la disminución de tiempos improductivos en Acarreo y Transporte.
- Determinar parámetros y aspectos técnicos para la selección de Equipos y Maquinarias para el Acarreo y el Transporte.

4.3. ACARREO EN MINA.

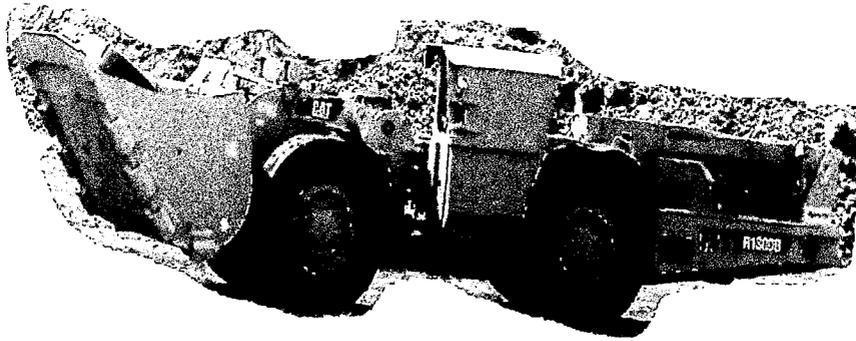
4.3.1. CONTROL DEL EQUIPO EN LA LABOR:

Calculo del rendimiento de la limpieza del tajo 23.040 hacia el echadero ch-230.

Cuadro 20: Características del scoop trams en estudio

EQUIPO Y OPERADOR			
EQUIPO	CAT 11	LABOR	TJ 23.040
MODELO	R1300G	NIVEL	NV.4 RP 540
NOMINAL	4.1 d3	DESCARGA	CH-230
	3.13 m3	DIST.ACARREO (m)	170
PESO	2,250 kg	NUMERO VIAJES	30
OPERADOR	Jhony Lastra	TIEMPO TOTAL DE LIMPIEZA	03:06:00
GUARDIA	Día	PENDIENTE	15%- 0%

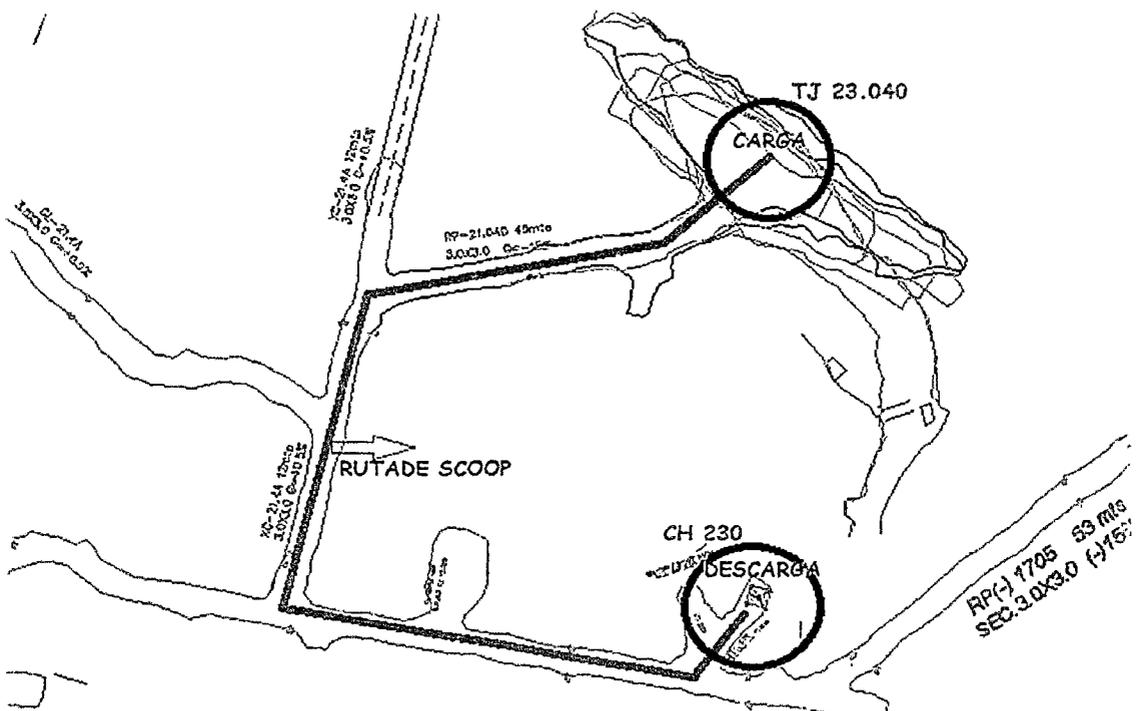
Figura 10: Scoop trams en estudio



Cuadro 21: Resumen de la perforación en Chimeneas

DATOS DE MATERIAL A TRANSPORTAR	
Material	Mineral Polimetálico (Ag, Pb, Zn)
Tipo de Roca	Buena II-B
P.e Mineral in situ	3.5
% Esponjamiento	30%
P.e Mineral Roto	2.8
Capacidad Nominal cuchara(m3)	3.1
Factor de llenado de cuchara	85%

Figura 11: Plano del lugar de Recorrido del Scoop



Cuadro 22: Tiempos del recorrido del ciclo, para calcular el promedio

N° de Viajes	Distancia de Limpieza (m)	Número de Cuchareo	Tiempo de Carguio (Seg)	Viajes con Carga (Seg)	Tiempo de descarga (Seg)	Viajes sin Carga (Seg)	Ciclo Total (Seg)	Ciclo Total (min)
1	175	2	58	141	9	124	332	5.53
2	175	3	60	139	7	120	326	5.43
3	175	3	65	137	9	114	325	5.42
4	175	3	62	136	8	125	331	5.52
5	175	3	60	136	6	126	328	5.47
6	175	2	39	138	8	122	307	5.12
7	175	3	57	141	7	122	327	5.45
8	175	2	38	135	8	123	304	5.07
9	175	2	37	135	9	129	310	5.17
10	175	2	45	134	9	128	316	5.27
11	175	3	56	139	9	120	324	5.40
12	175	2	39	138	10	125	312	5.20
13	175	3	57	135	8	128	328	5.47
14	175	2	51	132	7	127	317	5.28
15	175	2	48	130	8	127	313	5.22
16	175	2	47	135	8	128	318	5.30
17	175	2	42	140	7	126	315	5.25
18	175	3	59	134	8	121	322	5.37
19	175	2	39	132	8	122	301	5.02
20	175	3	62	133	10	120	325	5.42
21	175	3	60	139	10	118	327	5.45
22	175	2	49	137	9	124	319	5.32
23	175	3	60	137	11	118	326	5.43
24	175	2	38	132	9	128	307	5.12
25	175	2	44	132	9	131	316	5.27
26	175	2	64	136	9	130	339	5.65
27	175	3	63	144	8	132	347	5.78
28	175	3	61	140	8	126	335	5.58
29	175	3	50	135	8	128	321	5.35
30	175	2	63	138	10	130	341	5.68
TIEMPO TOTAL			1573	4090	254	3742	9659	
TIEMPO TOTAL			26.22	68.17	4.23	62.37	161	160.98
PROMEDIO (minutos)			0.75	1.95	0.12	1.78	4.6	5.37
velocidad promedio				87.29		95.4		

Cuadro 23: Tiempos del recorrido promedio

NUMERO DE INTERVALOS	RANGO DE INTERVALOS	AMPLITUD DE INTERVALO
$m = 1+3.32*\log N$ N° DE VIAJES = 30 $m = 5.90404257$	$R = X_{\max} - X_{\min}$ Limite Superior $X_{\max} = 5.78$ Limite Superior $X_{\min} = 5.02$	$C = R / m$
$m = 6$	$R = 0.76$	$C = 0.1267$

Cuadro 24: Tiempos del recorrido promedio

TIEMPO DEL CICLO (min)	Marca de clase (xi)	N° de Acarreo (fi)	xi*fi	N° de Acarreo acum. (Fi)	hi	Hi	%hi
5.02 - 5.14	5.08	4	20.32	4	0.1143	0.1143	11.429
5.14 - 5.27	5.21	6	31.26	10	0.1714	0.2857	17.143
5.27 - 5.40	5.34	5	26.70	15	0.1429	0.4286	14.286
5.40 - 5.53	5.46	10	54.60	25	0.2857	0.7143	28.571
5.53 - 5.66	5.59	3	16.77	28	0.0857	0.8000	8.571
5.66 - 5.78	5.72	2	11.44	30	0.0571	0.8571	5.714
Σ		30	161.09		0.8571		85.714
PROMEDIO			5.37				

Cuadro 25: Resumen de Tiempo Promedio

RESUMEN DE DATOS	Minutos	Horas	HORA
TIEMPO TOTAL DE TRABAJO	186.00	3.10	0.13
TIEMPO NETO DE TRABAJO	160.98	2.68	0.11
CICLO DE ACARREO			
TIEMPO PROMEDIO DE CARGA	0.75		
TIEMPO PROMEDIO DE DESCARGA	0.12		
TIEMPO PROMEDIO DE VIAJE CON CARGA	1.95		
TIEMPO PROMEDIO DE VIAJE SIN CARGA	1.78		
TIEMPO PROMEDIO POR CICLO DE ACARREO	5.37		
VELOCIDAD			
VELOCIDAD PROMEDIO DE VIAJE CON CARGA (km//hr)	87.29	5.24	
VELOCIDAD PROMEDIO DE VIAJE SIN CARGA (km//hr)	95.40	5.72	

CALCULOS DE EFICIENCIA Y RENDIMIENTO EN LA LIMPIEZA DE MINERAL

EQUIPO	CAT 11 - R1300G - 4.1Yd3
LABOR	TJ 23.040 - CH-230
PRIMER TIEMPO	11:40:00 - 12:42:00
SEGUNDO TIEMP	02:20:00 - 04:24:00

A. EFICIENCIA DE OPERACIÓN (EO).

$$\text{Eficiencia en la Operación (\%)} = \frac{\text{Tiempo neto de Trabajo} * 100}{\text{Tiempo Total de Trabajo}}$$

$$\text{Eficiencia en la Operación (\%)} = \frac{160.98}{186} * 100$$

Eficiencia en la Operación (%) = 86.55%

$$\text{Tiempo Efectivo por hora (TEh)} = \text{Eficiencia} * \text{Minutos por Hora}$$

Tiempo Efectivo por hora (TEh) = 86.55*60 = 51.93min/hr

B.- RENIMIENTO (TM/HR).

Teniendo los datos:

Tiempo Fijos (TF) = TC + TD

TC: Tiempo Promedio de Carga = 0.75min

TD: Tiempo Promedio de Descarga = 0.12min

TF = 0.87min.

$$\text{Tiempo Variable (TV)} = \text{TPVC} + \text{TPVSC}$$

TPVC: Tiempo Promedio de Viaje con Carga = 1.95min

TPVSC: Tiempo Promedio de Viaje sin Carga = 1.78min

$$\text{TV} = 3.73\text{min.}$$

TIEMPO PROMEDIO POR CICLO (TPC)

$$\text{TPC} = \text{TF} + \text{TV} = 0.87\text{min} + 3.73\text{min} = 4.60\text{min/ciclo.}$$

$$\text{TPC} = 0.0777\text{Hr/ciclo}$$

Cuadro 26: Calculo de la Capacidad Real de la

Capacidad Real de cuchara (CRC) Y Cantidad de carga transportada por ciclo	
CNC: Capacidad Nominal de la Cuchara (m3)	
Fc: factor de Llenado de la Cuchara (%)	$\frac{\text{CNC} \times \text{Fc} \times \text{P.e}}{\text{Fact Esp}} = 5.68 \text{ Tn/cuchara}$
P.e.: Peso Especifico del Material	
Fact.Esp: Factor de Esponjamiento	
Cantidad de Carga transportado por ciclo (Qc) = 5.68 Tn. de mineral/ ciclo	

Cuadro 27: Calculo de la Velocidad Promedio

Velocidades	
V1: Velocidad Promedio con Carga	
V2: Velocidad Promedio sin Carga	
Velocidad Prom. = $(V1 + V) / 2$	= 91.34 m/min
	= 5.48 Km/Hr

CALCULO DEL RENDIMIENTO DEL SCOOP CAT 11 R1300G REAL

Considerando los tiempos muerto:

$$RSR = \frac{TEH * CRC}{Tf + \frac{2DA}{16.67} VP} = \frac{294.74}{4.59} = 64.19$$

D: Distancia de Acarreo	= 170m
VP: Velocidad Promedio	= 5.48Km/Hr.
TF: Tiempo Fijo	= 0.87min
TEH: Tiempo Efectivo de Acarreo por Hora	= 51.93min/Hr
CRC: Capacidad Real de la Cuchara	= 5.7m ³

CALCULO DEL RENDIMIENTO DEL SCOOP CAT 11 R1300G TEORICO

Sin considerar los tiempos muertos:

$$RSR = \frac{TEH * CRC}{Tf + \frac{2DA}{16.67} VP} = \frac{340.55}{4.59} = 74.17 \text{Ton/Hr.}$$

D: Distancia de Acarreo	= 170m
VP: Velocidad Promedio	= 5.48Km/Hr.
TF: Tiempo Fijo	= 0.87min
TEH: Tiempo Efectivo de Acarreo por Hora	= 60.00min/Hr
CRC: Capacidad Real de la Cuchara	= 5.7m ³

Cuadro 28: rendimiento del Scoop Trams CAT 11- R1300G

RUTA DE ACARREO	DISTANCIA DE ACARREO (m)	RENDIMIENTO REAL (Tn/Hr)	RENDIMIENTO TEORICO (Tn/Hr)
TJ23.040 - CAM XC 21.4A	75	85.48	118.76
TJ23.040 - ECHADERO CH-230	170	64.19	74.17
CAM ACUM. 540 – CAM ACUM.70	250	36.14	41.68

ESTUDIO DE TIEMPO DEL SCOOP 4.2 Yd3.

Son equipos de carga, acarreo y descarga fabricados por la Empresa CATERPILLAR de patente americana que se fabrican en Canadá y Australia y que se adecuan a los rigores más extremos de las labores mineras en el Perú.

Cuadro 29: Detalles de Scoop Trams de 4.2 Yd3

ZONA	:	COTURCAN
OPERADOR	:	MOYA
LABOR	:	TJ 280 C1 - ECHADERO RP 300
CAPACIDAD NOMINAL Yd3	:	4.2 Yd3
CAPACIDAD NOMINAL m3	:	3.21m3
MATERIAL	:	Mineral
PESO ESPECIFICO	:	3 ton/m3
DISTANCIA	:	40 m
TIPO VIA	:	Horizontal
FACTOR DE LLENADO	:	0.85
FACTOR DE ESPONJAMIENTO	:	60%
DISPONIBILIDAD FISICA	:	86.56%
DISPONIBILIDAD MECANICA	:	80%
PRODUCCION HORARIA	:	81.12 ton/hora
VELOCIDAD CON CARGA	:	1.60 m/seg
VELOCIDAD SIN CARGA	:	1.67m/seg

Cuadro 30: Toma de Datos de Campo

CONTROL DE TIEMPO DE SCOOP - CAT 13 - 4.2 Yd ³				
OPERADOR: Moya				
SCOOP TRAMS: MOD. R1600G CIA.				
PROCESOS SEUNDARIOS	PROCESOS PRINCIPALES	INICIO	TERMINO	TIEMPO DEL PROCESO
Taller de Mantenimiento y Reunion de Operadores		07:00:00	07:52:20	00:52:20
Ingreso de exterior a comedor RP 210		07:52:20	08:04:31	00:12:11
Coordinación en Reparto de Guardia		08:04:31	08:07:08	00:02:37
		08:07:08	08:27:08	00:20:00
		08:27:08	08:34:22	00:07:14
		08:34:22	08:42:56	00:08:34
		08:42:56	08:49:15	00:06:19
		08:49:15	08:54:24	00:05:09
		08:54:24	08:07:16	00:12:52
Limpeza de via Tj 33 B del Fr 5		09:07:16	09:17:40	00:10:24
	1ra cuchara	09:17:40	09:21:22	00:03:42
	2da cuchara	09:21:22	09:24:56	00:03:34
	3ra cuchara	09:24:56	09:28:42	00:03:46
	4ta cuchara	09:28:42	09:32:02	00:03:50
	5ta cuchara	09:32:02	09:36:28	00:04:56
	6ta cuchara	09:36:28	09:40:38	00:04:10
	7ma Cuchara	09:40:38	09:44:32	00:03:54
		09:44:32	09:51:00	00:06:28
		09:51:00	09:56:15	00:05:15
		09:56:15	10:01:49	00:25:45
Se traslado del Hachadero del Tj 280 a camara de acumulo 1ra cuchara		10:01:49	10:23:48	00:21:59
	2da cuchara	10:23:48	10:25:38	00:01:50
	3ra cuchara	10:25:38	10:27:39	00:02:01
	4ta cuchara	10:27:39	10:29:59	00:02:00
	5ta cuchara	10:29:59	10:31:35	00:01:56
	6ta cuchara	10:31:35	10:33:37	00:02:02
	7ma cuchara	10:33:37	10:35:34	00:01:57
	8va cuchara	10:35:34	10:37:28	00:01:54
	9na cuchara	10:37:28	10:39:41	00:02:13
Se traslado mineral de Hachadero del Tj 280 a Camara de C. 1ra cuchara		10:39:41	10:43:25	00:03:48
	2da cuchara	10:43:25	10:46:53	00:03:28
	3ra cuchara	10:46:53	10:50:27	00:03:50
	4ta cuchara	10:50:27	10:54:46	00:04:58
	5ta cuchara	10:54:46	10:59:10	00:04:56
	6ta cuchara	10:59:10	11:03:50	00:04:38
	7ma cuchara	11:03:50	11:06:49	00:03:59
Se coordino con supervisor		11:06:49	11:11:51	00:05:02
Se subio Ro 300 al Tj 280 C		11:11:51	11:14:39	00:02:48

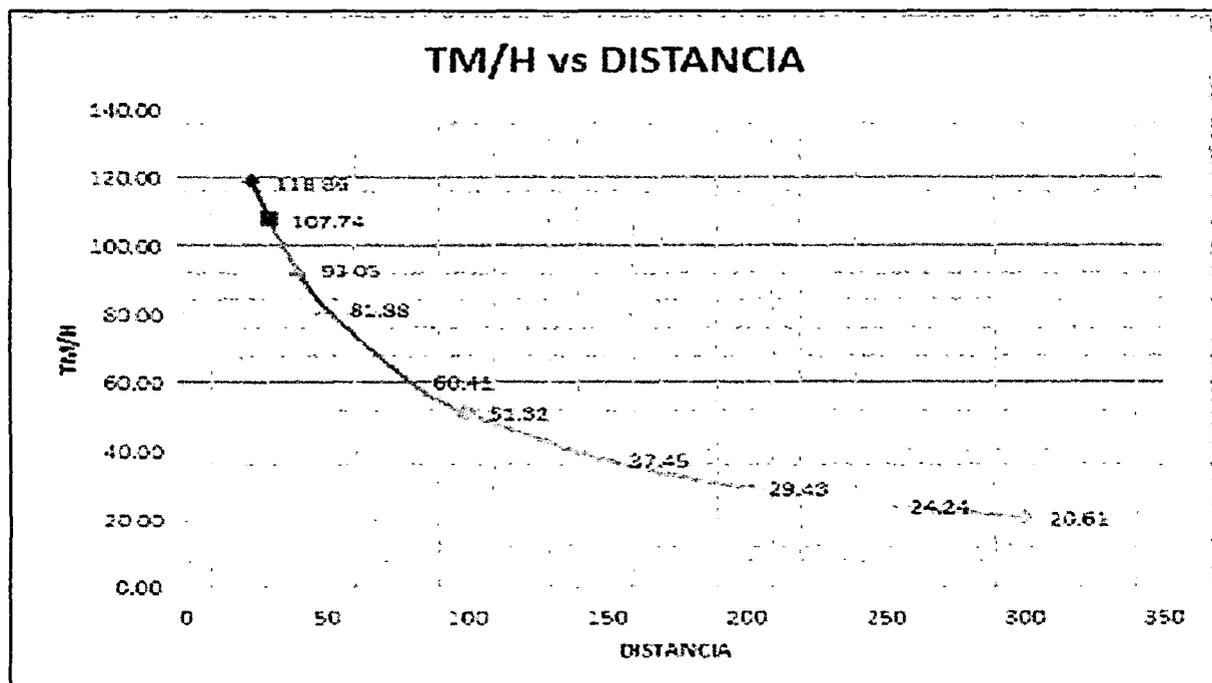
Cuadro 31: Toma de datos de Campo

PROCESOS SEUNDARIOS	PROCESOS PRINCIPALES	INICIO	TERMINO	TIEMPO DEL PROCESO
Lleno reporte		11:14:39	11:25:58	00:11:19
Se traslado mineral del Tj 250 al echadero	1ra cuchara	11:25:58	11:28:37	00:02:39
	2da cuchara	11:29:05	11:31:44	00:02:39
	3ra cuchara	11:32:08	11:34:29	00:02:31
	4ta cuchara	11:34:29	11:36:17	00:02:48
	5ta cuchara	11:36:17	11:38:17	00:03:00
	6ta cuchara	11:39:17	11:41:18	00:02:51
	7ma cuchara	11:42:05	11:44:46	00:02:37
	8va cuchara	11:44:46	11:47:42	00:02:56
	9na cuchara	11:47:42	11:50:28	00:02:41
	10ma cuchara	11:50:23	11:53:17	00:02:54
	11ma cuchara	11:53:17	11:55:43	00:02:26
	12ma cuchara	11:55:43	11:58:19	00:02:36
	13ra cuchara	11:58:07	12:01:08	00:03:01
	14ta cuchara	12:01:03	12:03:46	00:02:38
	15ta cuchara	12:03:46	12:06:31	00:02:51
	16ta cuchara	12:06:37	12:09:23	00:02:46
	17ma cuchara	12:09:23	12:12:16	00:02:53
	18va cuchara	12:12:09	12:15:03	00:02:37
	19na cuchara	12:15:03	12:18:03	00:03:00
	20ma cuchara	12:18:03	12:21:03	00:02:30
	21ra cuchara	12:21:03	12:24:23	00:03:00
Se traslado a la G1 370 al Mechadero		12:22:01	12:25:33	00:03:10
Turno de trabajo terminado		12:25:33	12:31:21	00:05:50
Se raspo la via		12:31:23	12:42:23	00:11:00
Traslado de Equipo a un lugar seguro		12:42:23	12:55:23	00:13:00
ALMUERZO		12:55:23	13:43:23	00:48:00
Se ayudo al Area de ventilación		15:43:23	15:45:23	02:02:00
	1ra cuchara	15:43:23	15:45:53	00:02:30
	2da cuchara	15:51:23	15:54:13	00:02:55
	3ra cuchara	15:54:16	15:57:23	00:03:05
	4ta cuchara	15:57:23	16:01:13	00:03:50
	5ta cuchara	16:01:13	16:04:23	00:03:10
	6ta cuchara	16:04:23	16:07:21	00:02:58
	7ma cuchara	16:07:21	16:09:58	00:02:37
	8va cuchara	16:09:58	16:11:53	00:02:55
		16:12:51	16:17:27	00:04:30
		16:17:27	16:27:18	00:09:55
		16:27:18	16:28:23	00:01:05
Se inspecciona la labor		16:28:27	16:37:33	00:09:10
Se pampo la labor		16:33:33	17:03:35	00:35:02
Se inspecciona el trabajo de la mañana		17:03:33	17:11:23	00:04:54
Se continuo pampoando		17:13:23	17:40:22	00:26:53
Se apoyo al grupo de trabajo		17:40:27	17:46:03	00:05:41
Se lavo el equipo		17:46:03	17:57:04	00:11:01
		17:57:04	18:00:19	00:03:15
Se apoyo al area de ventilacion a sacar ventilador a superficie		18:00:15	18:15:39	00:15:20
			TIEMPO	11:15:39

Cuadro 32: Distancia Optimo del Scoop

DISTANCIA	T.CARGUIO	T.TRANSF	T.DESCGA	T.RETOR.	T.TOTAL CICLO	TON	TM/Hr.
24	00:01:23	00:00:50	00:00:08	00:00:14	00:02:35	5.12	118.86
30	00:01:23	00:01:02	00:00:08	00:00:18	00:02:51	5.12	107.74
40	00:01:23	00:01:23	00:00:08	00:00:24	00:03:18	5.12	93.05
50	00:01:23	00:01:44	00:00:08	00:00:30	00:03:45	5.12	81.88
80	00:01:23	00:02:46	00:00:08	00:00:48	00:05:05	5.12	60.41
100	00:01:23	00:03:28	00:00:08	00:01:00	00:05:59	5.12	51.32
150	00:01:23	00:05:12	00:00:08	00:01:29	00:08:12	5.12	37.45
200	00:01:23	00:06:56	00:00:08	00:01:59	00:10:26	5.12	29.43
250	00:01:23	00:08:40	00:00:08	00:02:29	00:12:40	5.12	24.24
300	00:01:23	00:10:24	00:00:08	00:02:59	00:14:54	5.12	20.61

Figura 12: Estadística relación TM/H & Distancia



Cuadro 33: Toma de datos de Campo

N° Ciclos	T.Cuchareo	T.Ida Carga	T.Descarga	T.Vuelta Vacio	T.Total Ciclo
1	00:01:59	00:00:21	00:00:07	00:00:21	00:02:48
2	00:01:45	00:00:23	00:00:06	00:00:21	00:02:35
3	00:00:55	00:00:25	00:00:09	00:00:27	00:01:56
4	00:01:10	00:00:32	00:00:07	00:00:23	00:02:12
5	00:01:07	00:00:23	00:00:10	00:00:27	00:02:07
Promedio	0:01:23	0:00:25	0:00:08	0:00:24	0:02:20

Cuadro 34: Calculo de la Eficiencia de Operación.

1.- CAPACIDAD REAL DE LA CUCHARA (CRC):	
$CRC = (\text{Volumen de la Cuchara} * Pe * Fil) / Fe =$	5.12ton
DONDE:	
CRC : Capacidad real de la cuchara TM	
Pe : Peso especifico del material a Transportar	
Fil : factor de llenado de la cuchara	
Fe : Factor de esponjamiento	
2.- DISPONIBILIDAD FISICA(DF)	
$DF = (h.n.o * 100) / hp =$	83.46%
DONDE:	
hp : % de tiempo de operación, horas programadas por estado fisico-equipos	
h.n.o. : horas netas de operación	
3.- NUMERO DE VIAJES POR HORA(VUELTA)	
$Viajes/Hora = (60mm/hr * DF) / TTC =$	22 Viajes
4.- PRODUCCION HORARIA(TM/Hr)	
$Prod/Hr = (CRC * VIAJE/Hr) * DF =$	94.01ton/hora
5.- DISPONIBILIDAD MECANICA(DM)	
$DM = (hp - (M + R)) * 100 / (hp - M) =$	87.56%
DONDE:	
DM : Disponibilidad Mecanica%	
hp : Horas programadas para el trabajo del equipo	
M : Mantenimiento o tiempo de reparación en general de equipo	
R : Reparación ó tiempo de reparaciones en general	
6.- EFICIENCIA DE OPERACIÓN(EO)	
$EO = (hp - (S + r + M + R)) * 100 / (hp - (S + r)) =$	67.83%
DONDE:	
EO : Porcentaje de utilización durante las horas programadas	
S : Servicios	
r : Refrigerio	
M : Mantenimiento	

4.4. TRASPORTE.

4.4.1 CONTROL DEL VOLQUETE.

Son equipos de fabricación argentinos d bajo perfil y de gran maniobrabilidad y resistencia, cargan hasta 26 toneladas, son ligeros y estan diseñados para las labores mineras extremas, se han adaptado bien a las exigencias de la minería peruana, pero necesitan mantenimiento especializado que sólo lo tiene la empresa Ferreyros, no está muy generalizado en nuestro país, tiene una fuerte competencia en los Volvos.

Cuadro 35: Detalles y Leyenda del Control de Maquinaria -

DETALLES DE MAQUINAEIA	Tiempo Inevitable		Mineral	
CONDUCTOR: Urbado Chavez V.	Tiempo Productivo		Desmonte	
PLACA : AGM949	Tiempo Evitable			
GUARDIA : Día	Tiempo Operativo			

Cuadro 36: Propiedades para el cálculo de la Eficiencia

Eficiencia		Indicador de Desempeño	Porcentaje
$\text{Eficiencia} = \frac{\text{TTTraslado} + \text{TTOperacion}}{\text{Tiempo Total}}$		Eficiencia	73.07%
		deficiencia	26.93%
		Tiempototal Total	100.00%
RATIO - Turno Día		Ciclos	Cantidad
$\text{RATIO}_{\text{Desmonte-Mineral}} = \frac{\text{N}^\circ \text{Ciclos de Desmonte}}{\text{N}^\circ \text{Ciclos de Mineral}}$		Desmonte	1
		Mineral	6
		Total de Ciclo	7

Cuadro 37: Seguimiento detallado del volquete

PROCESOS PRINCIPALES	Inicio	Termino	Tiempo del Ciclo (hh/mm/ss)	Mineral o desmonte	Tiempo del ciclo	NOTA
se encuentran los volquetes con carga en cancha coturcan	07:00:00	07:34:37	00:34:37			
llenado de herramientas de gestion	07:34:37	07:36:30	00:01:53			
tiempo por firma de mecanico + coordinaciones	07:36:30	07:44:07	00:07:37			
	07:44:07	08:07:24	00:23:17			
de mora por espera de personal de control de balanza	08:07:24	08:11:07	00:03:43			
pesa con carga en la balanza	08:11:07	08:11:49	00:00:42			
balanza a cancha de mineral	08:11:49	08:13:40	00:01:51			
descarga de mineral	08:13:40	08:14:22	00:00:42			
de la cancha de mineral a balanza	08:14:22	08:14:59	00:00:37			
pesa de tara	08:14:59	08:15:50	00:00:51			
	08:15:50	08:30:45	00:14:55			0:14:55
garita coturcan a comedor	08:30:45	08:37:06	00:06:21			
tiempo de parada por reparto de guardia	08:37:06	08:38:18	00:01:12			
comedor a CC 4 de FR7	08:38:18	08:46:50	00:08:32			
Tiempo de estacionamiento	08:46:50	08:47:37	00:00:47			
tiempo de espera de scoco	08:47:37	08:59:30	00:11:53			
Tiempo de carguio	08:59:30	09:03:17	00:03:47			
CC 4 de FR7 a garita coturcan	09:03:17	09:25:00	00:21:43			
tiempo de espera por firma de guia	09:25:00	09:26:17	00:01:17			
garita coturcan a balanza planta	09:26:17	09:49:30	00:23:13			
espera por presencia de volquete en balanza	09:49:30	09:50:23	00:00:53			
pesa con carga en la balanza	09:50:23	09:51:05	00:00:42			
balanza a cancha de mineral	09:51:05	09:52:45	00:01:40			
descarga de mineral	09:52:45	09:53:30	00:00:45			
de la cancha de mineral a balanza	09:53:30	09:53:59	00:00:29			
pesa de tara	09:53:59	09:54:28	00:00:29			
	09:54:28	10:15:40	00:21:12			0:21:12
garita coturcan a CC 4 de FR7	10:15:40	10:30:37	00:14:57			
Tiempo de estacionamiento	10:30:37	10:31:50	00:01:13			
tiempo de espera	10:31:50	10:33:40	00:01:50			
Tiempo de carguio	10:33:40	10:38:50	00:05:10			
tiempo por dar pase al volquete	10:38:50	10:43:30	00:04:40			
CC 4 de FR7 a garita coturcan	10:43:30	11:00:59	00:17:29			
tiempo de espera por firma de guia	11:00:59	11:03:45	00:02:46			
garita coturcan a balanza planta	11:03:45	11:26:42	00:22:57			
pesa con carga en la balanza	11:26:42	11:27:10	00:00:28			
balanza a cancha de mineral	11:27:10	11:29:30	00:02:20			
descarga de mineral	11:29:30	11:30:35	00:00:35			
de la cancha de mineral a balanza	11:30:35	11:30:40	00:00:05			
pesa de tara	11:30:40	11:31:45	00:01:05			
	11:31:45	11:50:40	00:18:55			0:18:55
garita coturcan a CC 2 de FR7	11:50:40	12:04:10	00:13:30			
Tiempo de estacionamiento	12:04:10	12:05:30	00:01:20			

Cuadro 38: Seguimiento detallado del volquete

PROCESOS PRINCIPALES	Inicio	Termino	Tiempo del Cklo (hh/mm/ss)	Mineral o desmonte	Tiempo del ciclo	NOTA
Tiempo de carguio	12:05:30	12:11:39	00:05:39			
CC 2 de FR7 a garita coturcan	12:11:09	12:26:30	00:15:31			
tiempo de espera por firma de guia	12:26:40	12:28:19	00:01:39			
garita coturcan a balanza planta	12:28:19	12:51:55	00:23:36			
almuerzo en planta	12:51:55	13:50:55	00:59:00			
pesa con carga en la balanza	13:50:55	13:53:05	00:02:10			
balanza a cancha de mineral	13:53:05	13:56:10	00:03:05			
descarga de mineral	13:56:10	13:57:10	00:01:00			
de la cancha de mineral a balanza	13:57:10	13:58:20	00:01:10			
pesa de tara	13:58:20	13:59:25	00:01:05			
parada por coordinacion con otros operadores	13:59:25	14:16:58	00:16:33			1:26:28
parada por coordinacion con otros operadores	14:16:09	14:22:44	00:06:36			
de taller a garita	14:22:44	14:24:20	00:01:36			
parada por coordinacion con otros operadores	14:24:20	14:39:40	00:15:20			
Tiempo de estacionamiento	14:39:40	14:40:23	00:00:43			
Tiempo de carguio	14:40:23	14:45:09	00:04:46			
CC 4 de FR7 a garita coturcan	14:45:09	15:01:50	00:16:41			
tiempo de espera por firma de guia	15:01:50	15:03:30	00:01:40			
garita coturcan a balanza planta	15:03:30	15:28:50	00:25:20			
pesa con carga en la balanza	15:28:50	15:29:05	00:00:15			
balanza a cancha de mineral	15:29:05	15:30:35	00:01:30			
descarga de mineral	15:30:35	15:31:05	00:00:30			
de la cancha de mineral a balanza	15:31:05	15:31:59	00:00:54			
pesa de tara	15:31:59	15:32:33	00:00:34			
parada por coordinacion con otros operadores	15:32:33	15:50:34	00:18:01			1:26:14
garita coturcan a CC 4 de GL 370	15:50:34	16:00:33	00:09:59			
Tiempo de estacionamiento	16:00:33	16:02:03	00:01:30			
Tiempo de carguio	16:02:03	16:08:08	00:06:05			
CC 4 de GL 370 a garita coturcan	16:08:08	16:18:22	00:10:14			
tiempo de espera por firma de guia	16:18:22	16:20:10	00:01:48			
garita coturcan a balanza planta	16:20:10	16:43:50	00:23:40			
pesa con carga en la balanza	16:43:50	16:44:10	00:00:20			
balanza a cancha de mineral	16:44:10	16:45:30	00:01:20			
descarga de mineral	16:45:30	16:46:20	00:00:50			
de la cancha de mineral a balanza	16:46:20	16:46:50	00:00:30			
pesa de tara	16:46:50	16:47:08	00:00:18			
parada por coordinacion con otros operadores	16:47:08	17:07:59	00:20:51			1:17:25
garita coturcan a CC FR95 de RP 950	17:07:59	17:22:06	00:14:07			
Tiempo de estacionamiento	17:22:06	17:22:59	00:00:53			
Tiempo de carguio	17:22:59	17:29:01	00:06:02			
CC FR95 de RP 950 a cancha de desmonte	17:29:01	17:51:10	00:22:09			
descarga de desmonte	17:51:10	17:52:50	00:01:40			
parada por coordinacion con otros operadores	17:52:50	17:56:01	00:03:11			0:43:02
lavado de volquete	17:56:01	18:16:10	00:20:09			
parada hasta llenar el combustible	18:16:10	18:39:50	00:23:40			
echado de combustible- se realiza la cola	18:39:50	18:46:30	00:06:40			
coturcan a mercurles	18:46:30	19:00:00	00:13:30			
			12:00:00			

Cuadro 39: Cálculos de Producción por hora Real

1.- Capacidad real de la Tolva del Volquete (CRV):		
CRV = (Vol.Tolva*Pe*F II)/fe	Factor de llenado(FII)	0.85
CVR = (20Yd ³ *0.76452m ³ /Yd ³ 3.0Tn/m ³ *0.85)/1.6	Factor de esponjamiento(fe)	1.6
CVR = 24369 Tn	1Yd ³ = 0.7645m ³	
2.- Disponibilidad Física(DF):		
DF = (H.n.o*100)/hp	Horas netas de operación(h.n.o.)=10.85	
DF = (10.85*100)/12		
DF = 90.42 %		
3.- Eficiencia de Operación(EOp):		
EOp = ((hp-(S + m))*100)/hp	S:t.inevitable	
EOp = ((12-(3.23))*100)/12	m: t. evitable	
EOp = 73.08 %	hp: horas programadas	
4.- Tiempo por viaje de Mineral(Horas/Ciclo)		
Hr./Ciclo= 08:16:40/6 viajes = 1:22:47Horas/Ciclo	Tiempo de viaje Total	08:16:40
	Tiempo Promedio	01:22:47
5.- Tiempo por viaje de Desmonte(Horas /ciclo)		
Hr /Ciclo= 00:48:02/1 viaje =00:48:02Horas/Ciclo	Tiempo de viaje Total	00:48:02
	Tiempo Promedio	00:48:02
6.- Producción por hora real del Mineral		
PPHRM = CRV * Viaj./Hr	Tiempo Promedio	1.38hrs
PPHRM = 24.369Tn *1 Viaj./1.38Hor	CRV	24.369Tn
PPHRM = 17.66Tn /Hr		
7.- Producción por hora real de Desmonte		
PPHRD = CRV*Viaj./Hr	Tiempo Promedio	0.80hrs
PPHRD = 8.12m ³ *1 Viaj./6 Hr = 10.15Tn/Hr.	CRV	8.12m ³

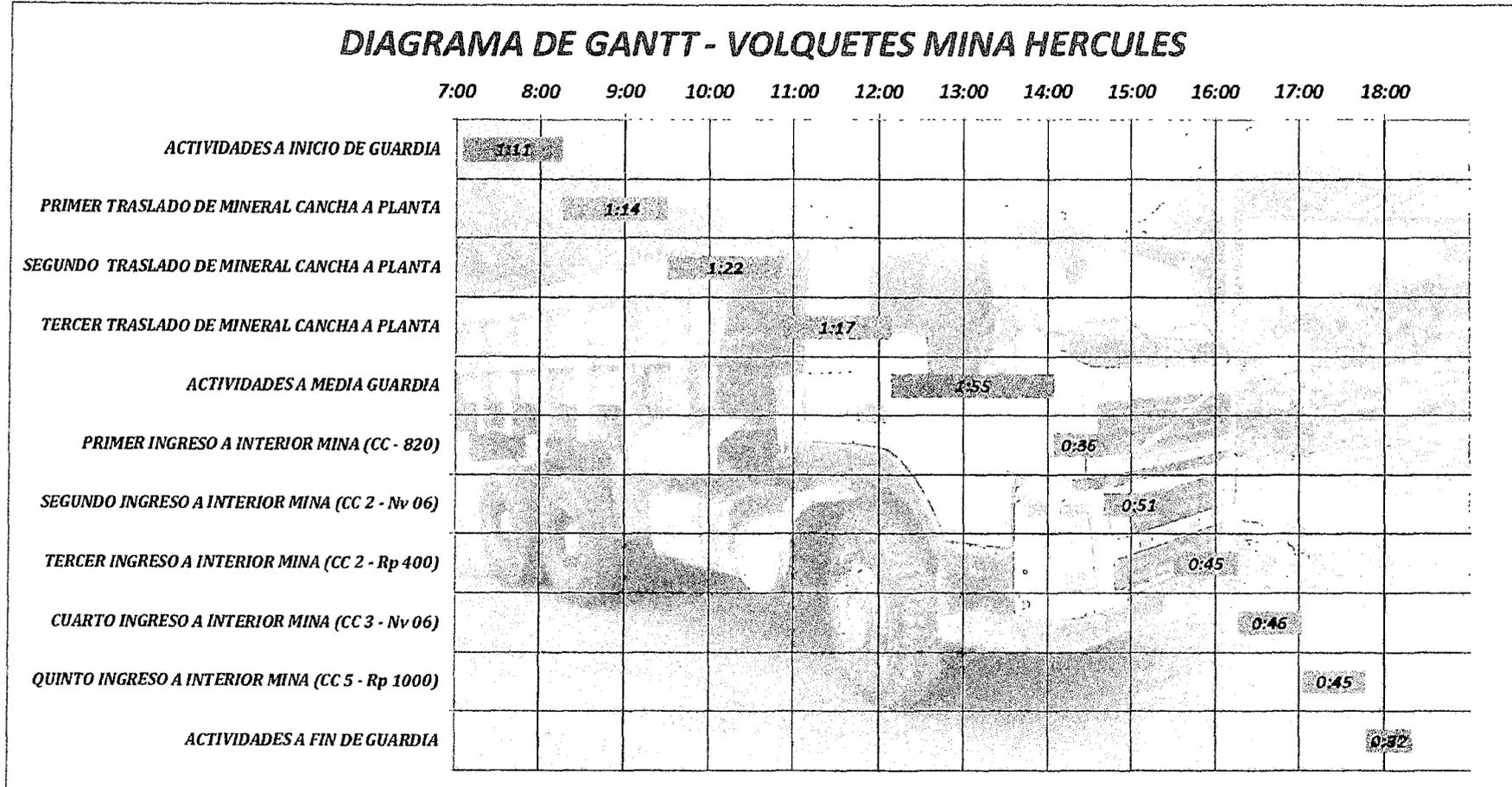
Cuadro 40: Desempeño de la máquina

INDICADORES DE DESEMPEÑO			
		EN HORAS	%
A) TIEMPO TOTAL OPERATIVO(Horas)	03:42:21	3.71	30.88
B) TIEMPO TOTAL PRODUCTIVO(Horas)	05:03:46	5.06	42.19
C) TIEMPO TOTAL INEVITABLE(Horas)	02:19:06	2.32	19.32
D) TIEMPO TOTAL EVITABLE(Horas)	00:54:47	0.91	7.61
TIEMPO TOTAL	12:00:00	12	100

Cuadro 41: Viajes Transportado de Mineral y Desmonte

ITEM	N° VIAJES	TIEMPO TOTAL POR CICLO	TIEMPO PROMEDIO POR CICLO
N° DE TRANSPORTE DE MINERAL	6	08:16:40	01:22:47
N° DE TRANSPORTE DE DESMONTE	1	00:48:02	00:48:02
TOTAL DE VIAJES	7	9:04:42	2:10:49

Cuadro 42: Diagrama de Gantt – VOLQUETES MINA HERCULES



CONCLUSIONES

1. Se mejoró el rendimiento de Maquinarias y Equipos en el Acarreo y Transporte eliminando las horas muertas y minimizando los costos de producción.
2. Se controló los Parámetros de Acarreo y Transporte, tomando los tiempos de los Equipos y Maquinarias a diferentes distancias.
3. Logramos controlar y Optimizar los Costos eliminando los tiempos improductivos.
4. Se logró calcular la cantidad de Equipos y Maquinarias necesarios para el Acarreo y Transporte de mineral, de acuerdo al objetivo de producción diaria.

RECOMENDACIONES

1. Seguir mejorando el rendimiento de las Maquinarias y Equipos teniendo un supervisor exclusivamente para evitar las horas muertas y mejorar los costos.
2. Mejorar los parámetros y estándares para tener eficiente trabajo de los Equipos y Maquinarias
3. Mejorar el control de las Maquinarias y equipos, evitando las paradas y esperas realizando una buen planeamiento y organización.
4. Cumplir el programa de mantenimientos de las Maquinarias y Equipos para alcanzar los objetivos de producción.

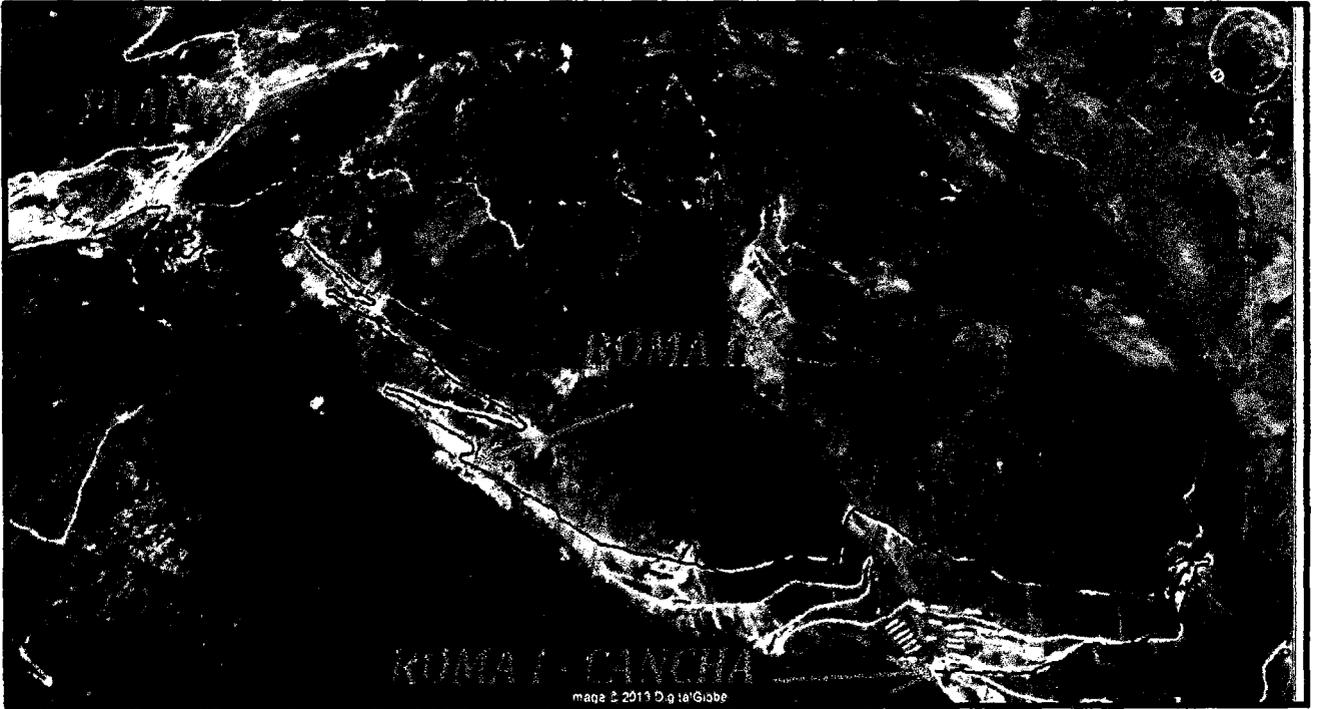
BIBLIOGRAFIA

1. MANUEL FUENTE ELESCAN "Equipamiento de Minas Subterráneas" - 2010
2. E. HOEK & E.T. BROWN: "Excavaciones Subterráneas en roca", Ed. McGRAW – HILL - 1980.
3. LOPEZ JIMENO, E: "Manual para el Diseño de Minas", ITG – 1986.
4. S. BORISOV, M.KLOKOV, B. GORNOVOI "Labores Mineras" - 1976
5. AGREDA TURRIATE, CARLOS. "Operaciones Mineras Unitarias de Perforación y Voladura de Rocas", Lima, Junio 1996.
6. INFORMES TECNICOS DE BIBLIOTECA FIMC.

ANEXOS

ANEXOS N° 1

Recorrido de los Volquetes mina a planta.

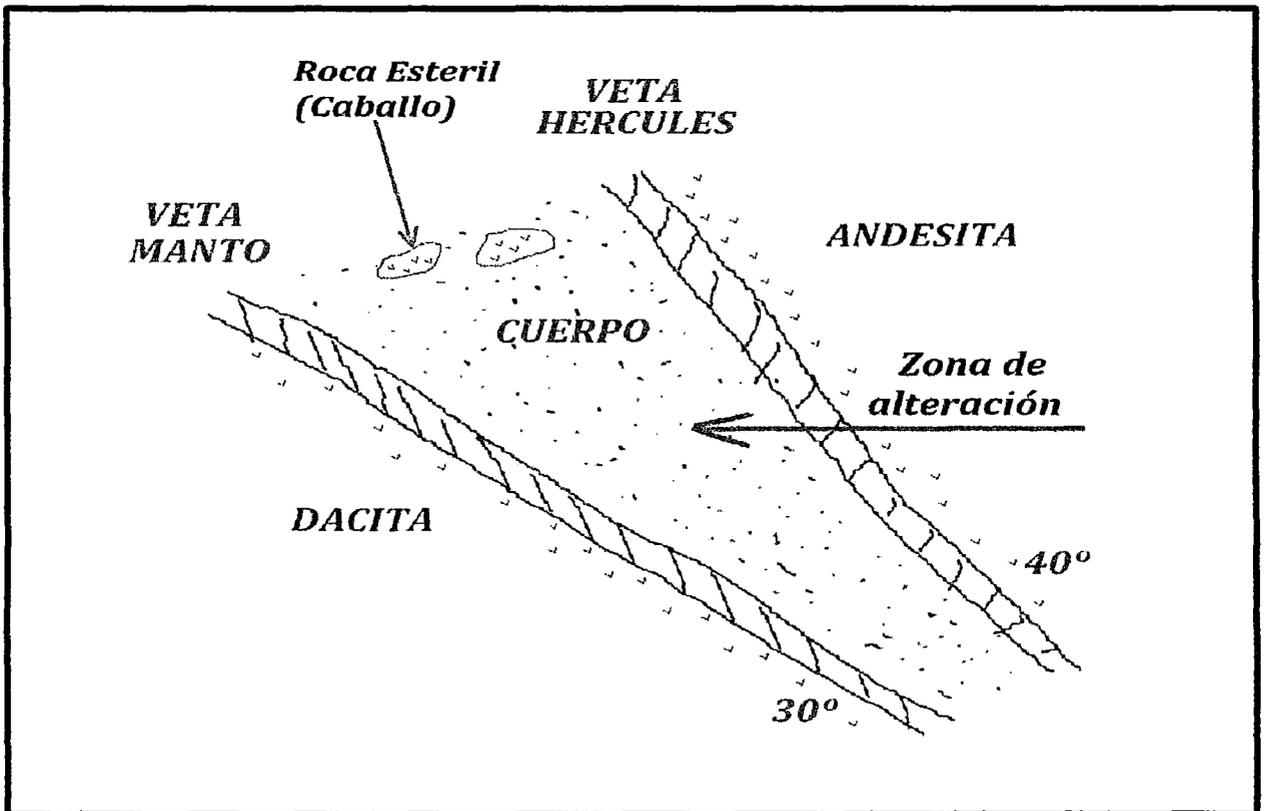


MAQUINARIAS DE TRANSPORTE



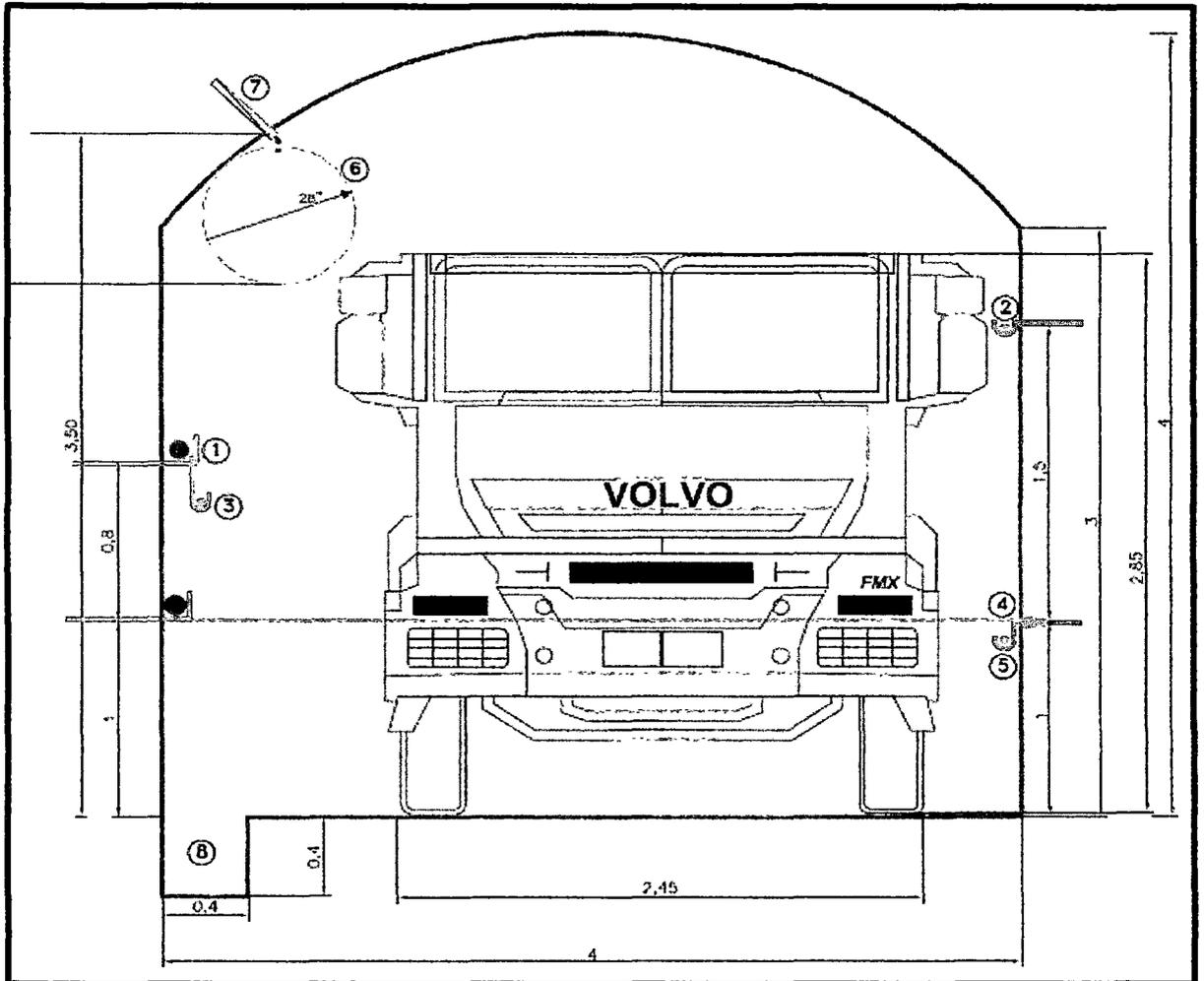
ANEXO N° 2

FORMACION DE LA MINERALIZACIÓN HÉRCULES.



ANEXO N° 3

Estándar de un frente de Laboreo Principal.

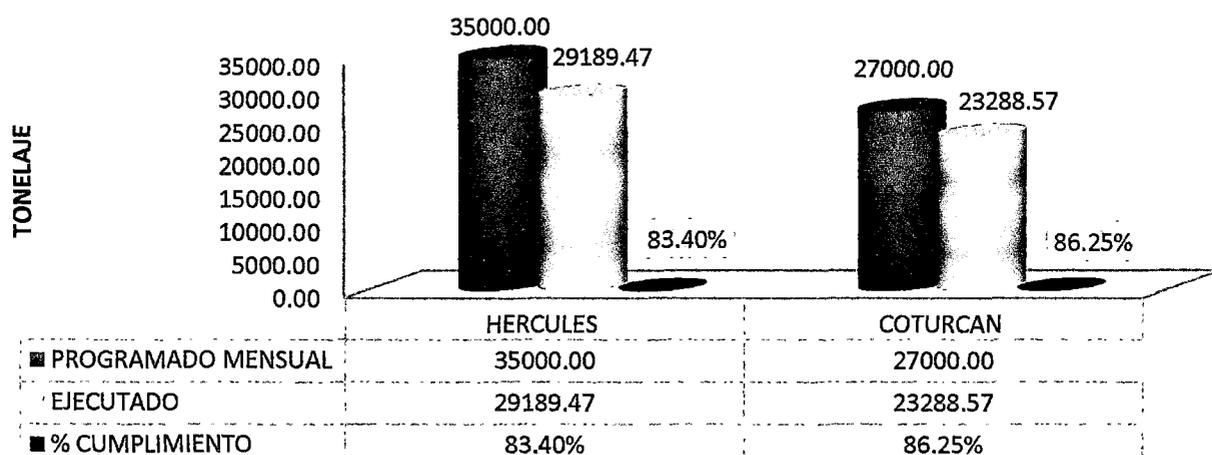


ANEXO N° 4

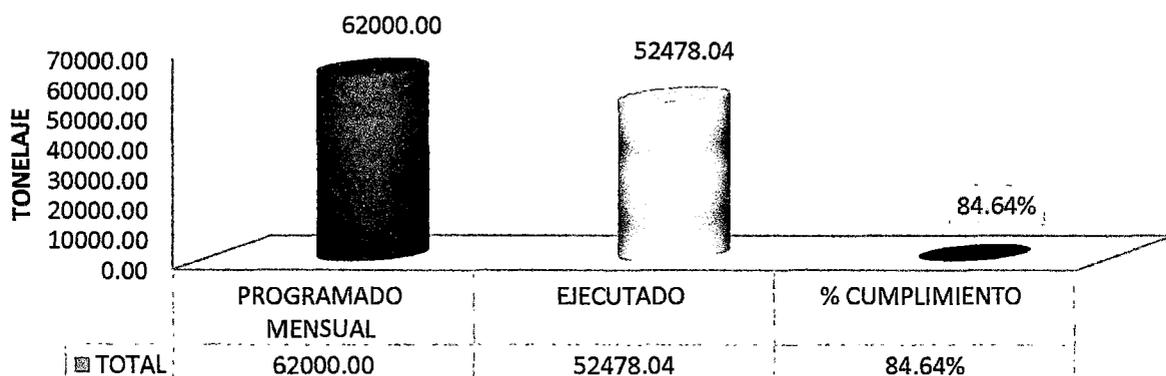
CUADRO DE PROGRAMA MENSUAL Y SU CUMPLIMIENTO

MINA	TRANSPORTADO MENSUAL 01-31 DE OCTUBRE 2014		
	PROGRAMADO MENSUAL	EJECUTADO	% CUMPLIMIENTO
HERCULES	35000.00	29189.47	83.40%
COTURCAN	27000.00	23288.57	86.25%
TOTAL	62000.00	52478.04	84.64%

TRANSPORTE DE MINERAL POR ZONAS

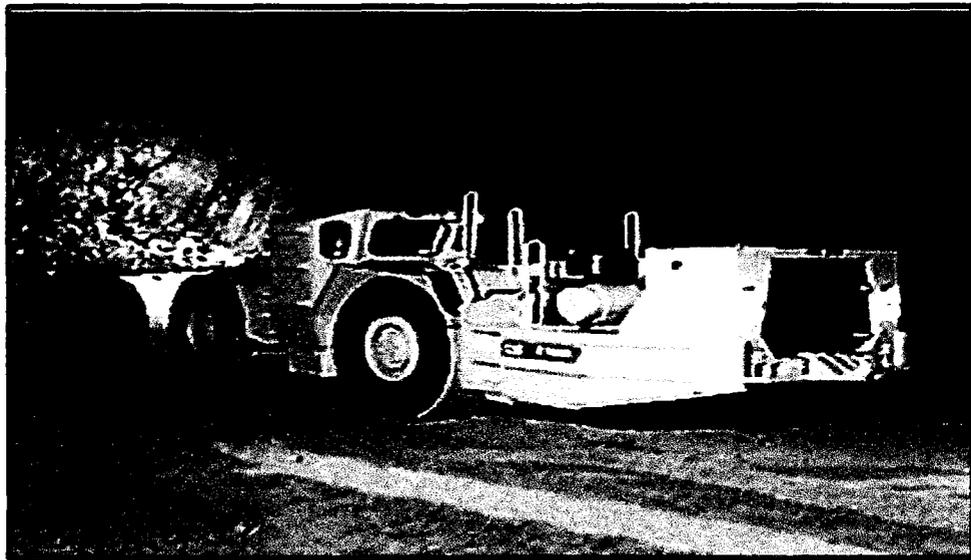
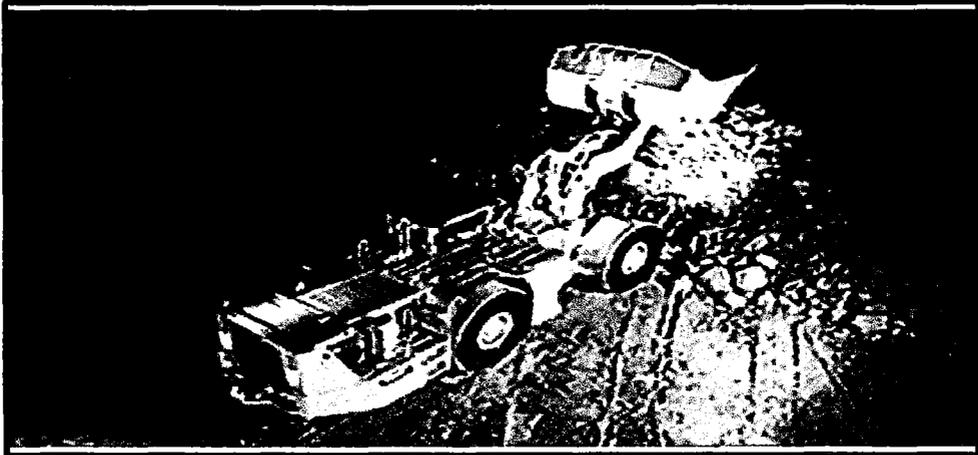


TRANSPORTE DE MINERAL - MINA



ANEXO N° 5

Detalle de los equipos que se utiliza para el acarreo de mineral en los tajos – CAT- 21 de 6 Yd3



ANEXO N° 6

EVALUACIÓN ECONÓMICA

Aplicación del Valor Actual Neto (VAN) y tasa interno de retorno (TIR)

$$VAN = \sum_{t=j}^{t=n} \frac{BNJ_t}{(1+i)^t}$$

DONDE:

i = TASA DE ACTUALIZACIÓN

BNJ = BENEFICIO NETO ACTUAL DESDE $J=1$ HASTA N AÑOS

N = PERIODO DE DURACIÓN DEL PROYECTO

AÑO	INGRESOS	GASTOS	FLUJO DE CAJA
0			
1			
2			

$$TIR = \sum_{t=1}^n \frac{BNJ}{1+a} = 0 = VAN$$

DONDE:

a = TIR

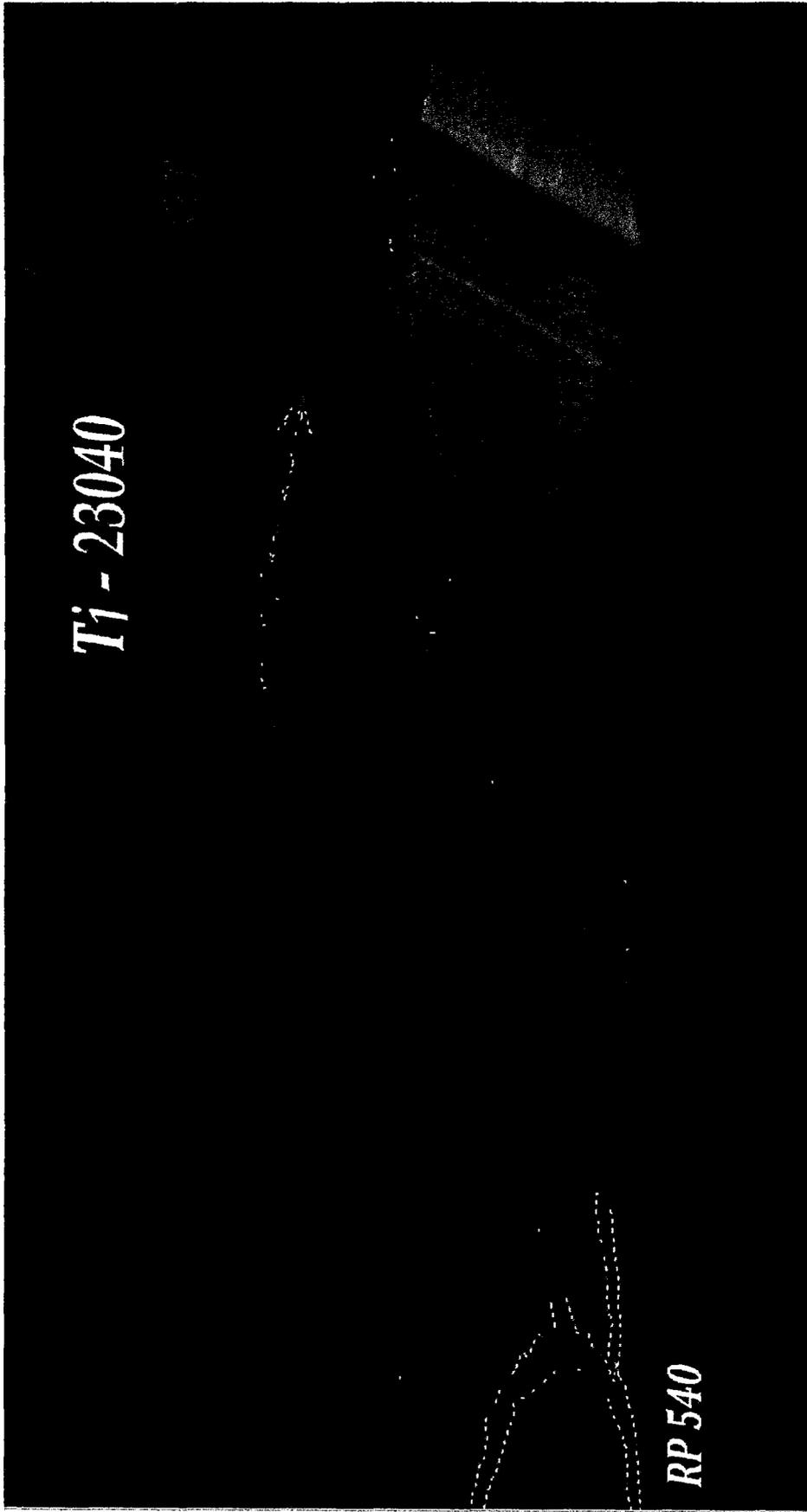
ANEXO 7
MÉTODO DE EXPLOTACION 1

Cámaras y Pilares (Room and Pillar).



MÉTODO DE EXPLOTACION 2

Corte y Relleno



Ti - 23040

RP 540

ANEXO N° 8

Diagrama de distribución de equipos y Volquetes:

