

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“PRINCIPALES OPERACIONES UNITARIAS EN LA
VETA PROLONGACIÓN CORDOVA Y
RECUPERACIÓN DE PUENTES DE MINERAL DE
MINA ISHIHUINCA”**

TRABAJO PROFESIONAL

PARA OPTAR EL TÍTULO DE INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

AMBROSIO CASTRO LUJAN

Ayacucho- - Perú

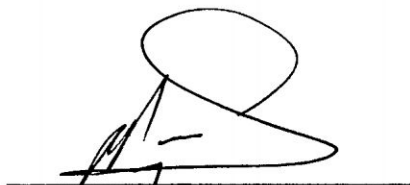
2010

Tesis
M616
Cas

**“PRINCIPALES OPERACIONES UNITARIAS EN LA VETA
PROLONGACIÓN CORDOVA Y RECUPERACIÓN DE
PUENTES DE MINERAL DE MINA ISHIHUINCA.”**

Recomendado : 20 de enero de 2010

Aprobado : 23 de julio de 2010



Ing. Carlos Prado Prado

Presidente



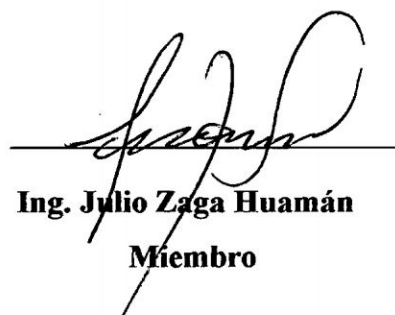
Ing. Grover Rubina Salazar

Miembro



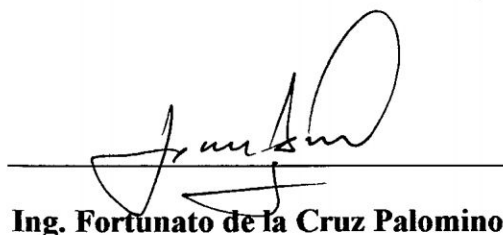
Ing. Julio Chávez Castillo

Miembro



Ing. Julio Zaga Huamán

Miembro



Ing. Fortunato de la Cruz Palomino


Secretario Docente

Según el acuerdo constatado en el acta el 23 de julio de 2010, en la sustentación de Trabajo Profesional del Bachiller en Ingeniería de Minas, Ambrosio **CASTRO LUJAN**, del trabajo de Investigación titulado **“PRINCIPALES OPERACIONES UNITARIAS EN LA VETA PROLONGACIÓN CORDOVA Y RECUPERACIÓN DE PUENTES DE MINERAL DE MINA ISHIHUINCA”**, fue calificado con la nota 15 (Quince) por lo que se da la respectiva aprobación.



Ing. Carlos Prado Prado

Presidente



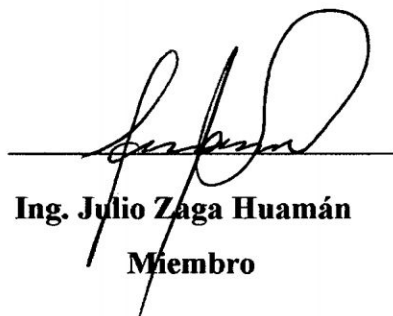
Ing. Grover Rubina Salazar

Miembro



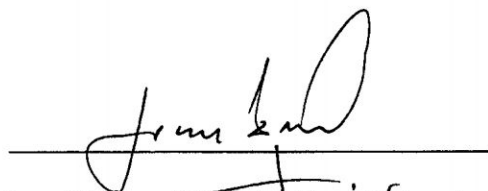
Ing. Julio Chávez Castillo

Miembro



Ing. Julio Zaga Huamán

Miembro



Ing. Fortunato de la Cruz Palomino

Secretario Docente

INDICE

DEDICATORIA	
INTRODUCCIÓN	
RESUMEN	

CAPÍTULO I GENERALIDADES

1.1. UBICACIÓN.	1
1.2. ACCESIBILIDAD.	2
1.3. CLIMA Y VEGETACIÓN.	2
1.4. RELIEVE.	3
1.5. PROPIEDAD MINERA.	3
1.6. RECURSOS.	4
1.7. METODOLOGIA.	4
1.8. OBJETIVOS:	5
1.9. ORGANIZACIÓN.	5

CAPITULO II GEOLOGÍA

2.1. GEOLOGÍA REGIONAL.	6
2.1.1 ESTRATIGRAFIA.	6
2.1.2 COMPLEJO BASAL.	11
2.1.3 ROCAS ÍGNEAS.	12
2.2. GEOLOGÍA LOCAL.	13
2.3. GEOLOGIA ECONOMICA.	14
2.3.1. GENESIS.	14
2.3.2. MINERALIZACIÓN.	15
2.3.3. ZONEAMIENTO.	16
2.3.4. ALTERACIONES.	17
2.3.5. CONTROLES Y GUÍAS DE LA MINERALIZACIÓN.	17
2.3.6. ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.	19
2.4. RESERVAS MINERALES.	24
2.5. POSIBILIDAD DEL YACIMIENTO.	26

CAPITULO III

OPERACIONES MINERAS ACTUALES

3.1.	PRINCIPALES DATOS DE PRODUCCION MINA ISHIHUINCA.	28
3.2.	DETERMINACION DE LA LEY DE CORTE.	29
3.3.	CARACTERISTICAS DE LAS LABORES MINERAS.	30
3.3.1.	DESARROLLO Y PREPARACIONES.	30
3.3.2.	LABORES DE EXPLOTACIÓN.	30
3.4.	SELECCIÓN DEL METODO DE EXPLOTACION.	31
3.5.	PARAMETROS DEL DISEÑO DE LOS TAJEOS.	33
3.6.	OPERACIÓN EN LAS VETAS ANGOSTAS DEL SECTOR CORDOVA DE MINA ISHIHUINCA.	35
3.7.	METODO DE EXPLOTACIÓN SELECTIVO "CIRCADO "	37
3.8.	CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN MINA.	38
3.8.1	ESTIMADO DE RENDIMIENTOS POR LABOR.	40
3.8.2	EFICIENCIA POR CORTE DE LA LABOR.	40
3.8.3	PERSONAL.	41
3.8.4	TIEMPO REQUERIDO PARA LA PREPARACIÓN DEL TAJEO.	42
3.9.	OPERACION EN LAS LABORES DE RECUPERACION DE MINERAL EN MINA ISHIHUINCA.	45
3.9.1	PREPARACION.	45
3.9.2	EXPLOTACION.	46
3.10.	SERVICIOS AUXILIARES	47
3.10.1	AIRE COMPRIMIDO	47
3.10.2	VENTILACIÓN.	48
3.10.2.1.	VENTILACION EN LABORES DE RECUPERACION DE MINA ISHIHUINCA.	48
3.10.2.2.	VENTILACIÓN EN LOS FRENTE DE AVANCE.	51
3.10.3	CONSUMO DE ENERGÍA ELÉCTRICA.	52
3.10.4	LINEA DE AGUA.	53
3.10.5	CARGUÍO, ACARREO E IZAJE	54

CAPITULO IV

MEJORAMIENTO DE LAS OPERACIONES UNITARIAS EN LA VETA PROLONGACION CORDOVA Y RECUPERACIÓN DE PUENTES DE MINERAL DE MINA ISHIHUINCA.

4.1.	OPERACIONES UNITARIAS.	55
------	------------------------	----

4.1.1.	PERFORACIÓN.	55
4.1.2.	VOLADURA.	68
4.1.3.	LIMPIEZA	68
4.1.4.	SOSTENIMIENTO.	71
4.1.5.	RELLENO.	76
4.2.	COSTOS DE EXPLOTACION.	77
4.2.1	COSTO DE EXPLOTACION EN LAS LABORES DE LA MINA ISHIHUINCA SECTOR CORDOVA, SEGÚN LA POTENCIA DE VETA POR MES.	77

CAPITULO V
MEDIO AMBIENTE

5.1.	BREVE DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO.	104
5.2.	ÁREA DE INFLUENCIA INDIRECTA.	104
5.3.	LOS COMPONENTES DEL PROYECTO.	106
5.4.	INSTALACIONES PARA MANEJO DE RESIDUOS.	106
5.5.	MEDIDAS DE PREVENCIÓN, CONTROL Y MITIGACIÓN PARA LOS IMPACTOS IDENTIFICADOS.	108
5.5.1.	MEDIDAS PARA LA PROTECCIÓN DE LA CALIDAD DE AIRE.	109
5.5.2.	MEDIDAS PARA LA PROTECCIÓN DEL AGUA.	110
5.5.3.	MEDIDAS PARA LA PROTECCIÓN DEL AMBIENTE BIOLÓGICO.	111
5.6.	PROGRAMA DE MONITOREO AMBIENTAL (PMA).	111
5.6.1.	MONITOREO DE CALIDAD DE AGUA SUPERFICIAL, SUBTERRÁNEA Y EFLUENTES.	111
5.7.	PLAN DE CIERRE.	113
5.7.1.	ASPECTOS GENERALES.	113
5.7.2.	MEDIDAS DE MITIGACIÓN EN LA ETAPA DE ABANDONO.	113
5.7.2.1.	OBJETIVOS.	113
5.7.2.2.	CONSIDERACIONES ESPECÍFICAS.	114
5.7.2.3.	ELEMENTOS DE DISEÑO.	114
5.7.2.4.	CRITERIOS PARA EL CIERRE.	115
	CONCLUSIONES	116
	RECOMENDACIONES	119
	BIBLIOGRAFIA	121

DEDICATORIA

*A mis padres Gregorio y Juana, con cariño y
reconocimiento, por el apoyo durante mi
Formación Profesional.*

*A mi esposa Herminia, por el apoyo
moral durante la ejecución del presente
informe.*

AGRADECIMIENTO

Hago público mi reconocimiento y gratitud, a la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A; antes Inversiones Mineras del Sur S.A., al Gerente General y contratistas de la empresa, por la oportunidad y apoyo que me brindaron durante mi permanencia en la Unidad Minera, fruto del cual es el presente trabajo.

Del mismo modo mis sinceros agradecimientos al personal técnico y de ingeniería que labora en esta mina, que dieron parte de su tiempo para su ejecución del informe.

Asimismo, mi profundo reconocimiento a los distinguidos Catedráticos de la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga por mi formación profesional y por su apoyo invaluable con sus sabios consejos de una u otra manera en la elaboración del presente trabajo.

INTRODUCCIÓN

Conciente de la labor que forja cada día las empresas mineras del país, y teniendo en cuenta el esfuerzo que realizan cotidianamente tanto ingenieros, técnicos, obreros y empleados en pro de la grandeza y desarrollo del país

Después de una larga crisis de la minería nacional por precios bajos de los principales metales de exportación; desde mediados del año 2005 se tiene una tendencia de alza del precio de los metales especialmente del oro que favorece a la industria minera nacional. Para tal fin se requiere la contribución eficiente del ingeniero en la conducción, innovación y solución de problemas mineros en el campo de la minería.

En este aspecto, Compañía de Minas Buenaventura, antes empresa Inversiones Mineras del Sur S.A. U.E.A. Caravelí – Mina Ishihuinca, planea las operaciones a la explotación racional y económica del yacimiento, para el cual se hace un estudio de las operaciones unitarias de la Veta Prolongación Córdova y, también incluyendo las labores de recuperación de mineral en sector Ishihuinca

de acuerdo a las características mecánicas y geológicas del yacimiento, para poder cumplir con el objetivo trazado.

La mina Ishihuinca explota dos grandes zonas de vetas auríferas: **zona Córdova** (vetas: Prolongación Córdova, Rajo Hondo y Honda) y **zona Ishihuinca** (Vetas: ramal norte porvenir 2, Marely, Principal techo y Milagros), cuyas rocas de caja son de granodioritas y alteraciones panizadas. La mineralización está asociada con cuarzo, pirita y calcopirita. El método de explotación es de corte y relleno ascendente convencional en vetas angostas.

En esta mina se ha implantado el área de control de calidad (supervisado por el Departamento de Geología y Mina), con fines de mantener la calidad de extracción del mineral aurífero, y así poder cumplir con el programa de producción señalada mensual y anual de las onzas Oro.

RESUMEN

El tema “**PRINCIPALES OPERACIONES UNITARIAS EN LA VETA PROLONGACIÓN CÓRDOVA Y RECUPERACIÓN DE PUENTES DE MINERAL DE MINA ISHIHUINCA**” es el resultado de mi experiencia profesional que vengo trabajando en la empresa desde el año 1999 en la E.E. ECOMINSAC hasta la actualidad, y presento a consideración de los señores miembros de jurado. Está estructurado en cinco capítulos:

Capítulo I: Contiene aspectos generales como: Ubicación y accesibilidad, clima y vegetación, relieve, breve historia de propiedad minera, recursos de la zona y la organización de la mina.

Capítulo II: Contiene la información geológica de la mina, enfocados a las condiciones estructurales, mineralógicas y las reservas minerales probadas y probables que alcanzan para el año 2009 un total de 136,608 TMS con ley promedio de 14.73 gr. Au/TM con 64,707.31 Onz. Au, mineral fuera de reservas (sub marginal e informativo) ascienden a 286,315 TMS con ley promedio de 7.55 gr. Au/TM y 69,460 Onz. Au.

Capítulo III: Contiene principales datos de la mina Ishihuinca, indicando las características de las labores mineras como labores de desarrollo y preparación; labores de explotación, así mismo el método de explotación subterránea de **corte y relleno ascendente convencional** en vetas, dentro de ello se analiza el método de explotación selectivo (“**circado**”), se efectúa con la finalidad de no diluir el mineral valioso (oro), también se hizo el control de tiempo de operación, en la preparación de un labor nuevo de producción y, la operación en labores de recuperación de mineral, de esta manera mantener el tonelaje del mineral y cumplir con la programación de producción y avances del mes.

Capítulo IV: Contiene Mejoramiento de las Operaciones Unitarias en la veta Prolongación y Recuperación de mineral de ramal piso veta Por venir de la zona de Ishihuinca. Es el tema central del presente trabajo que analiza diferentes operaciones unitarias del ciclo de minado como: Desatado de rocas, como primera medida de seguridad; perforación y voladura: en frentes de avance y labores de producción; limpieza; sostenimiento y relleno detrítico. Se concluye el capítulo presentando los cuadros del costo de operación por mes, para diferentes potencias de la veta Prolongación Córdova y costo de operación en labores de recuperación de mineral por cada actividad unitaria y los respectivos problemas – mejoramiento.

Capítulo V: Contiene aspectos generales sobre el Medio Ambiente; referido a la mina Ishihuinca, ante la importancia que merece el cuidado de Medio Ambiente como patrimonio de la humanidad. El tema presenta varios criterios para la determinación de las áreas de influencia como, instalación para manejo de residuos como: Desmonte de mina, depósito de residuos sólido y su clasificación, de igual forma el sistema de tratamiento de agua de mina de acuerdo a los niveles máximos permisibles para efluentes líquidos. En seguida las medidas para la

protección de la calidad de aire y agua y su respectivo manejo. Además se efectúa programas de monitoreo de calidad de agua y aire, y al final plan de cierre y los criterios para tal fin.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1. UBICACIÓN.

El yacimiento minero de Ishihuinca, se encuentra ubicado dentro de la franja aurífera Acarí – Caravelí – Ocoña en el Sur del Perú, donde también se ubican las minas: Calpa, Ocoña, Posco, León y otras que están ligadas al Batolito de la Costa.

Políticamente la U.E.A. Caravelí se encuentra ubicado en el paraje Suñihuilca en el distrito de Caravelí, provincia de Caravelí, departamento de Arequipa (Plano N° 01), entre las coordenadas UTM y geográficas siguientes:

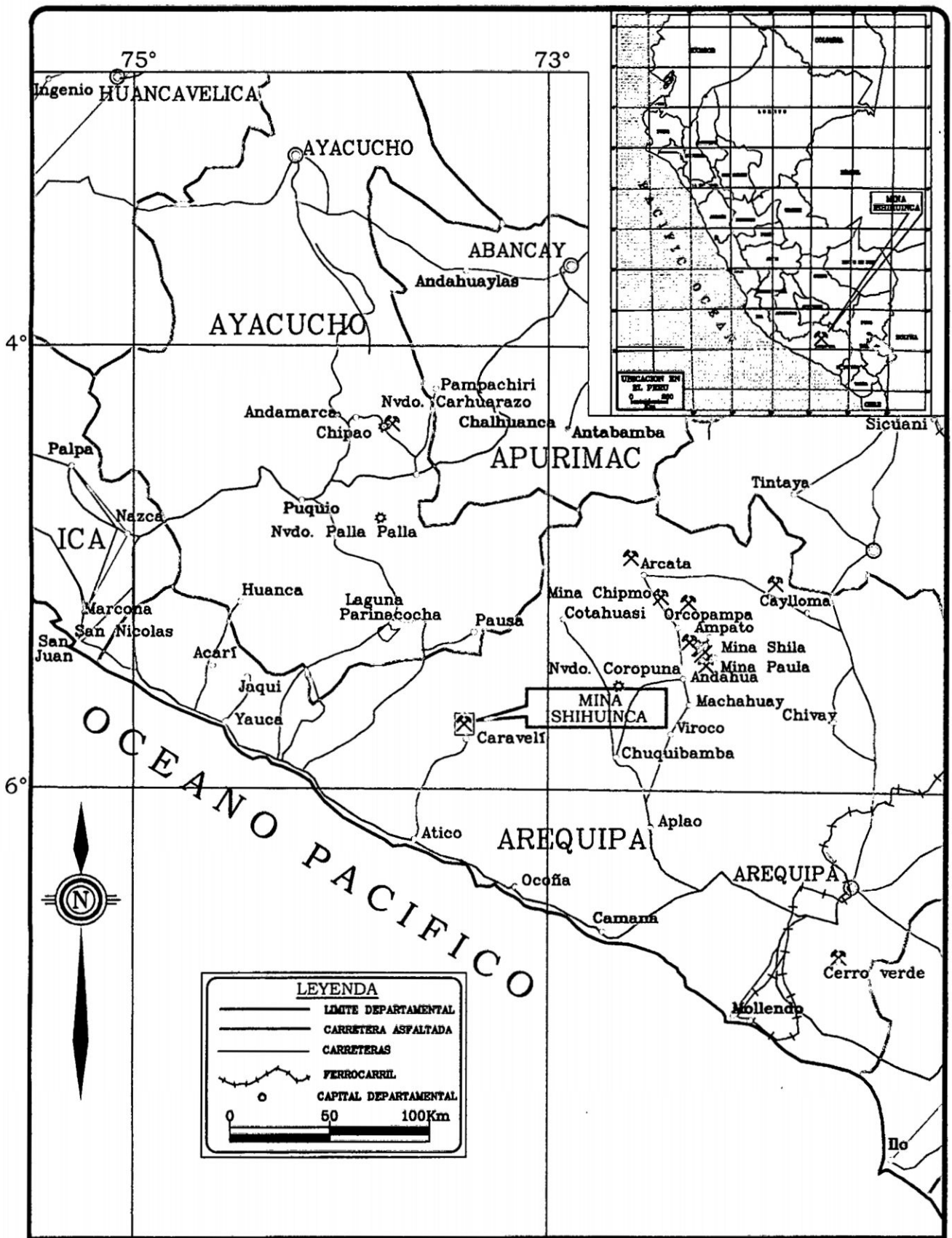
N: 8 252 100 m.

E: 670 000 m.

Latitud 15°47'30" Sur

Longitud 73°25'06" Oeste

Altitud promedio 2,000 m. s. n. m.





UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL

PLANO DE UBICACION MINA ISHIUINCA.

PLANO:	DISEÑADO: AMBROSIO CASTRO LUJAN	UBICACION: CARAVELI	PLANO:
UBICACION	DISEÑADO: ING. TOMAS JARA	ESCALA: INDICADA	01
	REVISADO: ING. ABAD YABAR C.	FECHA: JULIO - 2010	

1.2. ACCESIBILIDAD.

El acceso a la Mina desde la ciudad Lima, por vía terrestre es el siguiente:
Por la carretera Panamericana Sur hasta el puerto de Atico y luego utiliza la vía Atico – Caravelí, de la localidad de Caravelí hasta al área de operaciones; de la siguiente forma:

<u>Ruta/Tramo</u>	<u>Distancia (Km.)</u>	<u>Tiempo Hrs.</u>	<u>Tipo de Vía</u>
Lima – Atico	703	7.0	Asfaltado
Atico – Caravelí	77	2.0	Afirmada
Caravelí - Mina	7	0.3	Trocha
TOTAL	787	9.3	

1.3. CLIMA Y VEGETACIÓN.

El clima es cálido y seco durante todo el año, con esporádicas lluvias durante los meses de enero a marzo.

- Temperatura Máxima : 37°C
- Temperatura Promedio máximo anual 25°C
- Temperatura mínima 10°C
- Temperatura promedio mínima anual 12°C
- Humedad Relativa Máxima 40%
- Humedad Relativa Mínima 23%
- Humedad Relativa Promedio anual 26%

Por otro lado, el clima es otro factor que tiene influencia en las operaciones mineras. Es desértico y subtropical que influye tanto como positiva y negativamente. Favorece fuertemente la evaporación de relaves que se depositan en la cuenca, tiene incidencia en la salud de los trabajadores y la población de Caravelí por ser un clima cálido y seco.

Es negativo, al no existir regionalmente, ninguna precipitación y ocasiona ausencia casi absoluta de agua.

La vegetación es escasa a los alrededores de la unidad minera; sin embargo, se cuenta con biohuertos y con reforestaciones en el área de trabajo. En el Valle de Caravelí se cuenta con una variedad de árboles frutales y diferentes cultivos de pan llevar.

1.4. RELIEVE.

El relieve es moderado y presenta aspecto típico de llanura costera, con elevaciones suaves dentro de un fondo desértico. Al norte de Caravelí, se extiende la cordillera occidental conformada por una serie de cadenas montañosas con direcciones NO-SE y alturas que van desde los 2,500 m.s.n.m. hasta los 5,000 m.s.n.m.

El valle es el resultado de varias etapas de erosión.

- Valle juvenil desarrollado en rocas intrusivas.
- Valle senil en la ladera derecha de la llanura de Caravelí.

La llanura de Caravelí, está constituida por la acumulación de depósitos continentales y marcos del Terciario y Cuaternario, modificado por varios ciclos erosivos. El área de la mina se encuentra sobre el batolito de la costa, correspondiente al segmento de Arequipa.

1.5. PROPIEDAD MINERA.

El titular de los derechos mineros auríferos que explota Inversiones Mineras del Sur S.A. es de la sucesión Anita Fernandini de Naranjo, constituida en la Sociedad Minera de Responsabilidad Limitada "El Futuro de Ica", derechos que se encuentran en la jurisdicción de la Ex - Jefatura Regional de Minería de Ica y suman un total de 1,876 hectáreas.

Inversiones Mineras del Sur S.A. es una subsidiaria del CIA de Minas Buenaventura S.A. a la vez cuenta con las siguientes Unidades: Antapite,

Arenizo, Qatun Orcco que son concesiones de la CIA de Minas Buenaventura

1.6. RECURSOS.

Recursos Hídricos.

El área de la Mina y sus alrededores es desértica. El agua subterránea que aflora en la cabecera del valle Caravelí, es aprovechada principalmente para fines agrícolas.

Para la operación minera el agua se capta por el sistema de bombeo de dos pozos subterráneos de 35 m. de profundidad; a partir de aquí el agua se transporta en tanques cisternas hasta los reservorios de la mina que están ubicados a unos 1,000 m. de distancia. En la zona se ha constatado que la napa freática se encuentra a 14 m. de profundidad.

Recursos energéticos:

La energía eléctrica es generada por un grupo de 650 kW para la operación de la planta de tratamiento. La ciudad de Caravelí dispone de un grupo de 50 kW y una minicentral hidroeléctrica de 200 kW, que solo abastecen el consumo industrial de Caravelí.

Recursos Forestales:

En la zona no existen bosques, por esta razón la madera para usos mineros, es llevado desde Huancayo y Cuzco. Los requerimientos de madera es bastante debido a la incompetencia de las rocas encajonantes y de las estructuras mineralizadas.

1.7. METODOLOGIA.

Para el desarrollo del presente trabajo se ha realizado trabajos de campo y gabinete consistente en lo siguiente:

- a.- Trabajo de campo: estudio del ciclo de minado y eficiencias de la operación de explotación.
- b.- Trabajo de gabinete: análisis de datos, cálculos, confección de planos,

evaluación de resultados y redacción del trabajo profesional.

1.8. OBJETIVOS:

OBJETIVOS GENERALES:

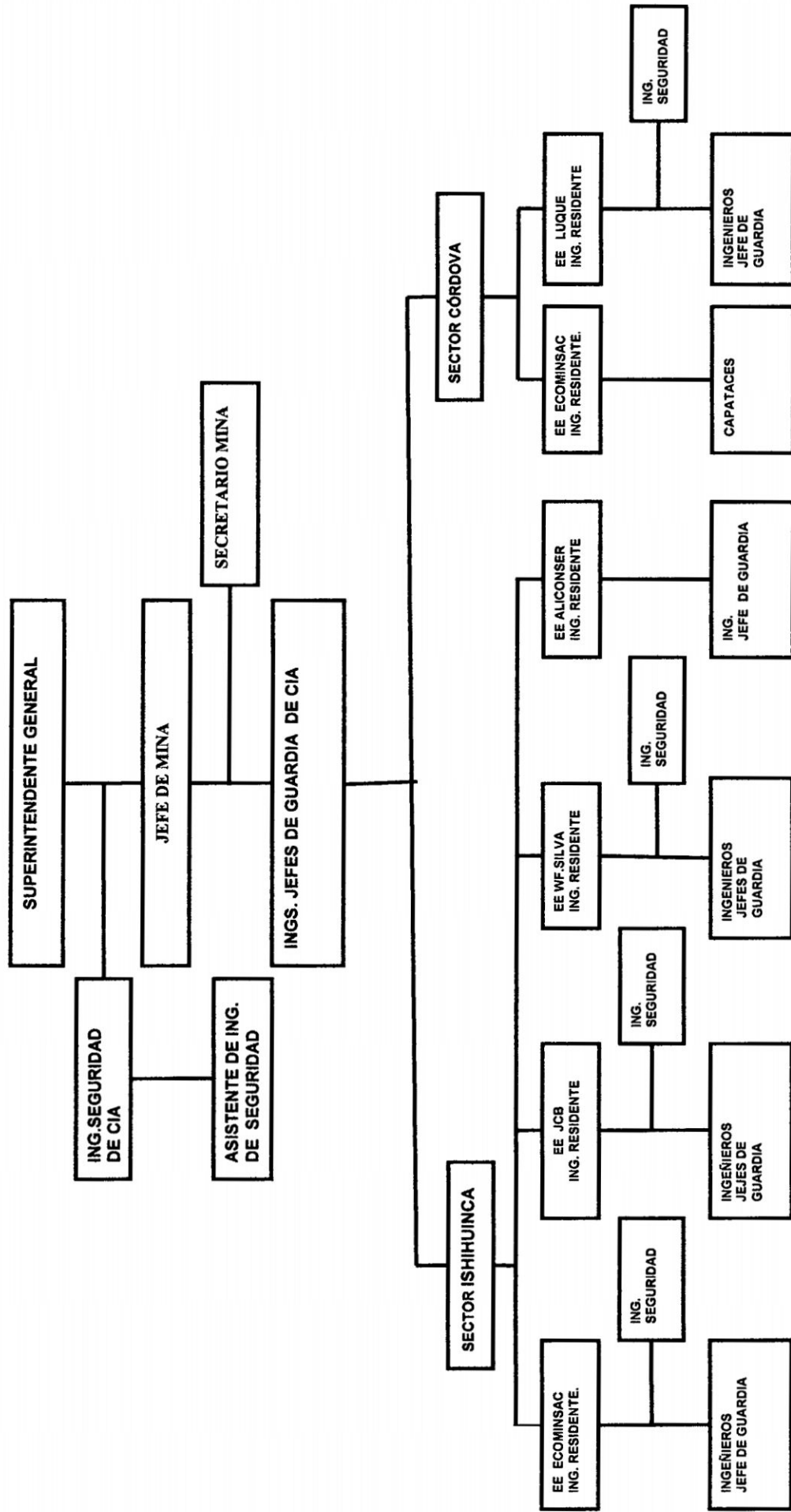
- a) Constituye un aporte en la tecnología de explotación subterránea de minerales auríferos que se presentan en vetas angostas.
- b) Servir de modelo en la técnica de recuperar puentes de mineral dejados en tajeos explotados.

OBJETIVOS ESPECIFICOS:

- a) Constituir un documento técnico en el mejoramiento de las operaciones unitarias de explotación en la veta Prolongación Córdova y recuperación de puentes de mineral en la Mina Ishihuinca.
- b) Servir al suscrito, como trabajo profesional para la obtención del Título Profesional de Ingeniero de Minas.

1.9. ORGANIZACIÓN.

La Unidad Minera de Ishihuinca perteneciente a la Inversiones Mineras del Sur S.A, está organizada bajo los lineamientos de una administración moderna, a fin de lograr la eficiencia en las operaciones, el cual se puede apreciar en el organigrama mostrado en la lámina N° 1



CAPITULO II

GEOLOGÍA

2.1. GEOLOGÍA REGIONAL.

En la región de Caravelí, afloran rocas de edad desde el proterozoico hasta el cuaternario reciente como puede apreciarse en el plano N°2 y cuya descripción es como sigue:


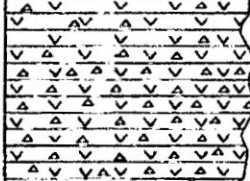
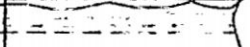

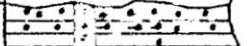


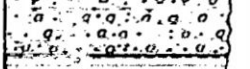
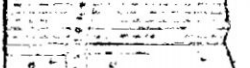
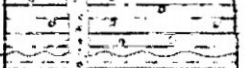
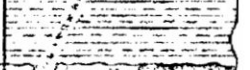
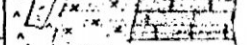
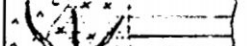
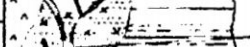
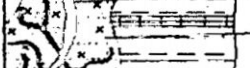
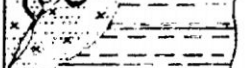
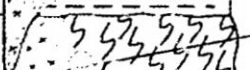
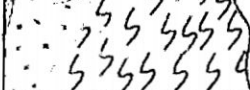
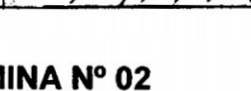
2.1.1 ESTRATIGRAFIA.

Las unidades estratigráficas importantes y presentes en la región son las siguientes (ver lámina N° 2 y 3).

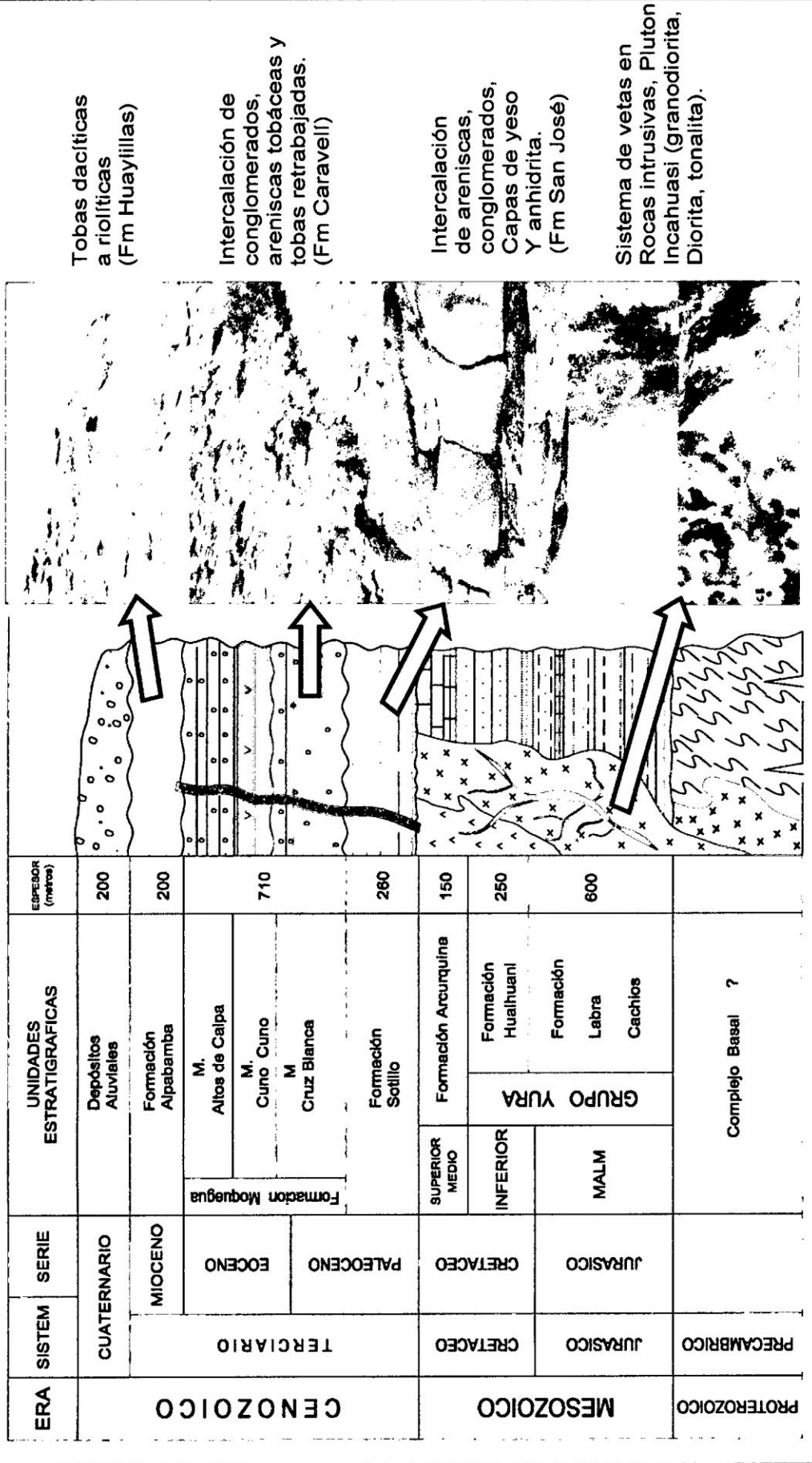
a. FORMACIÓN HUAYLILLAS.

Por Wilson y García (1962). Litológicamente: consiste de tobas y brechas piroclásticas blanco-rosadas, intercaladas con algunos horizontes de lava. Mayormente se le observa cubriendo a la Formación Caravelí y yace directamente sobre el plutón Incahuasi. Mineralógicamente, constituidas en mayor proporción por

COLUMNA ESTRATIGRAFICA DEL CUADRANGULO DE CARAVELI

ERA	SISTEM	SERIE	UNIDADES ESTRATIGRAFICAS	E. J. (metros)	LITOLOGIA			
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO	Depositos aluviales	200		Arena y gravas		
		PLEISTOCENO	Grupo Barroso	Serie Inferior	700		Lavas con intercalacion de tobas, bx y conglomerados	
							Tobas daciticas	
	TERCIARIO	MIOCENO	Volcanico Senca		80		Tobas ,lavas y bx volcanicas	
			Formacion Huayllillas		200		Tobas ,lavas y bx volcanicas	
		OLIGOCENO	Formacion Camana		500		Arenas gruesas con escasos horizontes de tobas	
			Formacion Paracas		300		Hipabisales filonenas Areniscas, lutitas ,arillas calizas tobaceas	
		EOCENO	Formacion Caraveli	M. Altos de Calpa		710		Conglomerados heterogeneos areniscas y piroclasticos
				M. Cuno Cuno				Lutitas tobaceas, limolitas
				M. Cruz Blanca				Conglomerados y areniscas
	PALEOCENO	Formacion San Jose		260		Lutitas, arcillas y venillas de yesos		
		Formacion Arcuquina		150		Calizas grís oscuras		
MESOZOICO	CRETACEO	SUPERIOR	Formacion Arcuquina		150		Calizas grís oscuras	
		MEDIO	Formacion Arcuquina		150		Complejo Bella Union	
	JURASICO	MALM	GRUPO YURA	Formacion Hualhuani		250		Cuarzitas y areniscas
				Formacion Labra		600		Sistema de Vetas Batolito de la costa
Cachilos		Formacion Labra		600		Areniscas grises intercaladas con lutitas abigarradas		
PROTEROZOICO	PRECAMBRICO	Complejo Basal		?		Granitoides		
		Complejo Basal		?		Gneiss		

COLUMNA ESTRATIGRAFICA LOCAL



Tobas dacíticas a riolíticas (Fm Huaylillas)

Intercalación de conglomerados, areniscas tobáceas y tobas retrabajadas. (Fm Caravell)

Intercalación de areniscas, conglomerados, Capas de yeso Y anhidrita. (Fm San José)

Sistema de vetas en Rocas intrusivas, Pluton Incahuasi (granodiorita, Diorita, tonalita).

feldespatos y biotitas que se presenta en laminillas y cristales de hornablenda.

Estos minerales se encuentran mayormente alterados, también tiene cuarzo en los cristales oscuros y corroídos, el grosor de la Formación varia de 100 m a 400 m.

Edad: data del Mioceno superior. Se correlaciona con tobas y derrames lávicos que afloran al Sur del Perú y en Ayacucho del centro del Perú.

b. FORMACIÓN CARAVELÍ.

Se ha reconocido ampliamente en las áreas de Ishihuinca y Córdova. Se trata primordialmente de conglomerados que aparecen discordantemente sobre las unidades del Batolito de la Costa y bajo la Formación Huaylillas, de matriz normalmente arcillosa, arenosa, hasta tobácea y con materiales cementantes como el yeso, calcita, hematina y limonita, siendo los dos primeros mayoritarios.

Comprende miembros como: Miembro Altos de Calpa, constituido por conglomerados heterogéneos, areniscas y piroclásticos. Miembro Cuno, compuesto por lutitas tobáceas, limonitas. Miembro Cruz Blanca compuesto por conglomerados y areniscas.

Edad y correlación de la Formación Caravelí, está basado en su posición estratigráfica. Yace con discordancia erosional sobre la Formación San José considerado como del Paleoceno, en ciertos lugares yacen sobre las rocas del Batolito de la Costa.

c. FORMACIÓN SAN JOSÉ.

Litológicamente, es una secuencia de areniscas, lutitas y arcillas finamente estratificadas y cruzadas por abundantes venillas de yeso e intercaladas con niveles de conglomerados; en su tercio superior existen abundantes capas de evaporitas.

Depósitos en cuencas lagunares de baja profundidad y son de color rojizo mayormente aflora en el Cerro San José al SE del pueblo de Caravelí. Infrayacen

rocas de la Formación Caravelí, con discordancia erosional y cubierta por la Formación Camaná.

Edad: fines del Cretáceo superior y principios del terciario, asignado al Paleoceno. Correlación, con la Formación Sotillo de Arequipa; Formación Seraj y Querque de región Huanta; Formación Jahuay de Omate.

Igualmente mencionamos las otras formaciones de acuerdo a la columna estratigráfica del cuadrángulo de Caravelí.

d. GRUPO BARROSO.

Litológicamente constituida por capas estratificadas de 1 m a 5 m de grosor de naturaleza andesítica y traquiandesítica, con textura porfirítica con abundantes fenocristales de feldespatos, hornblenda, biotitas, vidrio volcánico; distribuidos con cierta orientación dentro de una pasta afanítica.

En roca fresca la coloración es gris oscuro con tonalidades violáceas, rojizas, verdosas y marrones.

e. VOLCÁNICO SENCCA

Litológicamente: está constituido por tobas y brechas tobáceas de naturaleza mayormente dacítica a riolítica. Microscópicamente se observa a simple vista, feldespatos, cuarzo, laminillas de biotitas y vidrio volcánico, tiene una coloración blanca a rosado, alternado por intemperismo a gris amarillento o rojizo.

Esta Formación se presenta en bancos compactos formando cornizas verticales o en forma de depósitos de la pilli, que se intercalan con arena gruesa y tobas; en el margen del río Ocoña se presenta con igual característica cubriendo discordantemente a rocas intrusivas, hipabisales y sedimentarias a rocas de diferentes edades.

Edad: ha sido asignada al Plioceno Medio Superior. Correlación: datación

radiométrica en el Sur es de 4.3 y 2.0 millones de años.

f. FORMACIÓN CAMANA.

Litológicamente: constituida por una gruesa secuencia de areniscas calcáreas de grano medio a grueso con niveles de conglomerados fino y abundante material piroclástico que se torna más arenosa y semi terrestre hacia el NE de la cuenca, su base la constituye un potente banco compacto de color blanco a amarillento - rosado, de grosor de 20 a 40 metros.

La formación Camaná está cubierta discordante y directamente por la Formación Huaylillas.

Edad: rango del Oligoceno a Mioceno. Se correlaciona con depósitos de la misma edad del NW del Perú como son Marcona, Heath y Montera.

g. FORMACIÓN PARACAS.

Litológicamente: está integrado por areniscas de grano fino hasta conglomerados con cemento calcáreo, interestratificadas con lutitas, areniscas tobáceas, areniscas arcillosas, arcillas tobáceas, calcarenitas, margas, etc. Se intercalan dentro de esta secuencia, niveles delgados de diatomeas y estratos tobáceas con grosores centimétricos hasta más de 2 m. El color de la formación varía de gris claro a gris blanquecinos la parte superior color blanco a amarillento en la parte inferior.

Edad: por gran parte de fósiles se sitúa en el Eoceno superior. Se correlaciona con el grupo Talara y la Formación Verdum del NE peruano.

h. FORMACIÓN ARCURQUINA.

Litológicamente: secuencia de calizas grises oscuras producto final de una de las principales transgresiones del mesozoico.

Afloran en Huanca Huanca y Cotahuasi. Su contacto inferior es concordante y gradacional con la Formación Murco y en la parte superior discordante con los volcánicos Tacaza, al sur de San José en Ushua.

Edad, es de rango Albiano - Cenomaniano del Cretáceo Inferior y la correlación es con la Formación Ferrobamba del Cuzco, Apurímac, Ayacucho; Moho en Puno; Chulec y Pariatambo al norte y centro del Perú.

i. GRUPO YURA.

Litológicamente, la parte superior de esta unidad está constituida por una predominación de areniscas y lutitas haciéndose más pelítica en su parte inferior.

Los grupos son una secuencia de rocas sedimentarias con características litológicas y facies muy peculiares, de extensión regional y que generalmente incluye varias formaciones geológicas, que son: Formación Hualhuani, Formación Labra y Cachlos.

En Ishihuinca tan solo se presenta la Formación Hualhuani. Formación constituida por una secuencia monótona de cuarcitas y areniscas cuarzosas de color blanco y blanco azulinos, compactas en bancos que varían desde 50 cm hasta 3 m de grosor.

En la parte inferior presenta niveles delgados de lutitas negras con ciertos niveles con estratificación cruzada.

Afloran en los márgenes de los ríos Huanca Huanca y Cotahuasi. Las cuarcitas de la Formación Hualhuani yacen normalmente sobre la Formación Labra e infrayacen a la Formación Murco con suave discordancia erosional.

Dentro de esta Formación se tiene el Complejo Bella Unión, constituido por una serie de pequeños cuerpos que afloran a lo largo con ejes cuyo rumbo es N 30° a 40° W. Petrográficamente su composición varía de una andesita afanítica a dacita porfírica.

Edad del emplazamiento: se basan a relaciones estratigráficas. Este complejo está entre el Cretáceo medio a superior.

j. FORMACIÓN HUALHUANI.

Constituida por una monótona de cuarcita y areniscas cuarzosas de color blanco y blanco azulinos, compactas en bancos que varían desde 50 cm. Hasta 3 m. de grosor.

En la parte inferior presenta niveles delgados de lutitas negras con ciertos niveles con estratificación cruzada. Afloran en los márgenes de los ríos Huanca Huanca y Cotahuasi. Las cuarcitas de la formación Hualhuani yacen normalmente sobre la Formación Labra e infrayacen a la formación Murco con suave discordancia erosional.

Dentro de esta formación se tiene el complejo Bella Unión, constituidas por una serie de pequeños cuerpos que afloran a lo largo con ejes cuyo rumbo es N 30° a 40° W. Petrográficamente su composición varía de una andesita afanítica a dacita porfirítica.

Edad de emplazamiento: se basan a relaciones estratigráficas. Este complejo está entre el Cretáceo medio a superior.

2.1.2 COMPLEJO BASAL.

Son rocas antiguas Precambrianas que han sufrido metamorfismo de alto grado y sobre las cuales yacen las rocas más modernas. Para el caso particular de la geología de la mina, consiste de rocas metamórficas grises, granitos potásicos, diques de composición básica a intermedia, cuerpos tubulares de pegmatitas granófiro y Gneis. En Caravelí en los Cerros Ahuiny y Tororuno se presentan anfibolitas asociadas a diques de pegmatitas. Edad y correlación: métodos Rb/Sr 600 a 2000 M.A.C.

2.1.3 ROCAS ÍGNEAS.

La estructura ígnea tiene sus manifestaciones como grandes cuerpos intrusivos de los siguientes tipos, en orden decreciente en edad.

AGRUPACIONES PLUTÓNICAS DE BATOLITO DE LA COSTA Constituidos por las siguientes unidades litológicas:

a.- Rocas ígneas Súper Unidad Incahuasi. Las rocas ígneas mayormente plutónicas que se mencionan aquí, son rocas favorables a la mineralización aurífera, que corresponden a la superunidad Incahuasi, exceptuado los diques que también se mencionan por ser de naturaleza intrusita, y son:

1. Diorita: Diorita con cuarzo.
2. Tonalita: Granodiorita.
3. Granodiorita.
4. Granito.
5. Diques porfídicos.
6. Adamelita, pegmatitas, granófidos, meláfiros, granito lamprófidos, doleritas, etc.
7. Diques oscuros Andesitas, dacitas, basaltos, meláfiros, lamprófidos, doleritas, etc.
8. Las tres últimas se presentan como filones y las dos primeras están ampliamente distribuidas por las áreas de Ishihuinca y Córdova, dentro de las cuales se encuentra el yacimiento.

b.- Rocas Ígneas Superunidad Tiabaya (fuera del área)

c.- Roca Ígneas Superunidad Linga (fuera de las áreas mapeadas).

d.- Complejo Bella Unión (fuera de las áreas mapeadas).

ROCAS VOLCÁNICAS:

Formación Caravelí: Tobas ínter estratificadas con las calizas descritas anteriormente.

Formación Huaylillas: Volcánicas de tipo explosivo (tobas, ignimbritas).

DEPÓSITO FLUVIO ALUVIALES.

Los depósitos Fluvio Aluviales son depósitos de cenizas volcánicas, conos de escombros, aluviales y fluviales (arenas y gravas), etc. originados por la meteorización y erosión actual y que cubre, no solo grandes planicies, sino laderas, quebradas y grandes valles y son los más extensos en el área estudiada. La potencia de estos depósitos puede superar los 40 m. en las cercanías de los Cerros Sunihuinca y los Cerros de Córdova, pero debe ser mucho más potente hacia Caravelí.

En la Región existen varios yacimientos auríferos en explotación que, por pertenecer a la misma Edad y Formación de las rocas de la mina Ishihuinca, posee similares características geológicas que permiten relacionar los esos yacimientos con los de Ishihuinca con fines de evaluación del potencial de este último.

El cuadro regional de la Falla Calpa, la cual alcanza los linderos del basamento cristalino, infiere una profundización en las estructuras. La manifestación más clara de la Falla Calpa, es una gran zona de cizallamiento con fracturas poco espaciadas en Ishihuinca y más distantes entre sí en Córdova.

Las vetas como relleno de mineral en fallas siniestras ENE – WSW y N45°E, parecen tener su origen en la Falla Regional Calpa, tal es el caso de la veta Principal de Ishihuinca (N45°E), que probablemente es un ramal de la gran falla.

2.2. GEOLOGÍA LOCAL.

El yacimiento minero de Ishihuinca, se encuentra ubicado dentro de un Batolito granodiorítico (Plutón Incahuasi) favorable para la mineralización aurífera

por estar ligado a una intensa de formación sintectónica y presentar una diferencia magmática muy marcada. (Ver plano N° 3)

La morfología del depósito está definida por sistema de vetas y estructuras, que está relacionado con los episodios tectónicos-magmáticos, así tenemos:

- a) La formación de estructuras que guían el emplazamiento de las rocas ígneas superunidad Incahuasi.
- b) La Inyección Incahuasi:
 - b.1) Blastomilonitas - filonitas por comprensión NW - SE
 - b.2) Inyección de diques porfídicos.
 - b.3) Conclusión de la solidificación, enfriamiento.
- c) Activación de fallamientos sinestrales profunda ENE - WSW, NE - SW y sus respectivas fracturas tensionales.
- d) Inyección del pegmatitas en el sistema sinextral y fracturas tanto tensionales como de enfriamiento.
- e) Reactivación del fallamiento sinextral profundo, produce reapertura de fracturas y nuevas fracturas.
 - e.1. Inyección de diques melanocrático, con distensión NNE - SSW.
- f) Reactivación del fallecimiento sinextral y Formación de nuevas y dislocación de las anteriores.
 - f.1. Relleno Hidrotermal.
- g) Reactivación sinextral y fallamiento gravitacional. Con esta reactivación la mineralización muchas veces ha sido desplazada y/o moderadamente brechada.

2.3. GEOLOGIA ECONOMICA.

2.3.1. GENESIS.

Los depósitos de Ishihuinca, por sus características generales, es un yacimiento de origen hidrotermal en la fase epitermal a mesotermal, presentándose

en vetas del tipo de relleno fracturas. Las áreas económicamente favorables están localizadas.

2.3.2. MINERALIZACIÓN.

La mineralización del oro está asociado con Cuarzo, Pirita, Calcopirita, y está relacionado a un movimiento inicial o continuo sinestral a lo largo de las estructuras E – W, cortando a las estructuras de tensión NE – SW, y siguiendo las fallas normales.

Una post mineralización de fallas normales y varios eventos de reactivación estructural, incluyendo la veta principal, han generado una fragmentación de vetas pre-existentes.

Las fallas transcurrentes han servido de canales a soluciones hidrotermales cuyo foco más profundo puede corresponder a Incahuasi como Tiabaya, esta última aún como intrusión ciega es el área de Ishihuinca – Córdova.

La mineralización es hidrotermal con relleno de fracturas con un solo elemento económico, que es el ORO, y en el yacimiento mineral se distingue dos zonas de mineralización: hipógenos y supergénicos.

LOS MINERALES METÁLICOS HIPÓGENOS.

Las especies que se asocian a este yacimiento son:

CUARZO: Generalmente como relleno de fracturas, presentando inclusiones de Pirita, calcopirita y arsenopirita.

PIRITA: Asociado al cuarzo, sirve de receptáculo a la mineralización aurífera. Se presente en cristales piroédricos fuertemente microfracturados, conteniendo muchas veces inclusiones de oro. Generalmente se encuentra diseminada en el cuarzo.

CHALCOPIRITA: Se ha notado la presencia de este mineral en los niveles 1980, 1890, 1700, 1650 y mayormente en el nivel 1940, constituyendo un receptáculo y guía de la mineralización aurífera. El aspecto es masivo mayormente anhedral, teniendo inclusiones de oro.

ORO: Se presenta nativo, en granos globulares y anhedrales. Se le encuentra muchas veces diseminado en el cuarzo contiguo a la pirita y también como inclusiones en la pirita.

ARSENOPIRITA: Generalmente como inclusiones de reemplazamiento en la pirita.

LOS MINERALES METÁLICOS SUPERGÉNICOS:

Las especies minerales correspondientes son:

BORNITA: Por la alteración de calcopirita.

CALCOSINA: Dispersa en cuarzo como producto de la alteración.

DIGENITA: Generalmente alterado con la calcopirita.

COVELITA: Se presenta en hilos de alteración de Calcopirita, Pirita, Arsenopirita.

LIMONITA: Producto de la alteración de pirita.

Las diferentes estructuras mineralizadas en venas de calcita, cuarzo y en brechas con fragmentos de roca tienen una potencia variable generalmente desde 0.25m hasta 0.90m.

LOS MINERALES DE GANGA:

Dentro de las vetas se encuentra ciertos minerales no metálicos, tales como feldespatos, rodocrosita, turmalina, epídota, caolín, clorita, sericita, calcita, siderita, cuarzo, etc. que constituyen la ganga.

2.3.3. ZONEAMIENTO.

Zoneamiento es el resultado de una distribución de minerales en zonas en el yacimiento. El zoneamiento típico del yacimiento de Ishihuinca son óxidos en la

parte superior, una franja de sulfuros secundarios al medio y sulfuros primarios en la zona más profunda.

2.3.4. ALTERACIONES.

Además de las alteraciones mencionadas en el acápite anterior se presentan los siguientes:

Silicificación Cuarzo secundario y varias generaciones.

Sericitación Cuarzo-Pirita-sericita.

Argilización de la roca encajonante.

Potásica: Potasio secundario.

Piritización: Pirita masiva de grano fino a grueso.

Cloritización: producto de alteración de los minerales máficos.

2.3.5. CONTROLES Y GUÍAS DE LA MINERALIZACIÓN.

Control estructural.

En la localización de la mineralización, es sin lugar a dudas, el control estructural es el que mayor influencia ha tenido, siendo las fallas sinestrales parecen ser las más importantes y las zonas alejadas de diques oscuros parecen ser más continuas. Vale decir que el fallamiento pre mineral, emplazado en una falla inversa sinestral preexistente, está compuesta por las fallas de vetas Principal (ancho orden de 30 m) y Milagros.

Las inflexiones asociadas a bajos buzamientos, parecen ser más favorables para el incremento del volumen (clavos) en las vetas más largas.

Las intersecciones de las fallas, fracturas subhorizontales de enfriamiento, favorecieron la formación de clavos de mineral en las inmediaciones de las estructuras principales. Este parece ser un control bastante importante y extendido (caso de la veta principal de Ishihuinca).

Las fallas transversales posteriores a la veta principal no parece ser importantes dentro del área mapeada de Ishihuinca ni en Córdova.

La Cola de caballo limita la mineralización.

Control Mineralógico:

El control mineralógico del mineral de oro, está relacionado y asociado a la presencia de Cuarzo, Pirita, Calcopirita teniendo en cuenta las siguientes características:

- ❖ Relleno de cuarzo - sulfuros es más favorables para valores de oro.
- ❖ Relleno de calcita exclusiva es menos favorable
- ❖ Pirita es importante sobre todo la fracturada.
- ❖ La presencia de esfalerita - calcopirita establece tendencias de elevación de leyes, aunque no sean directamente proporcional. En Córdova no se presentan estos minerales.
- ❖ Cuarzo + calcedonia (opalescente) + especuladita + pirita pueden indicar clavos muy ricos en profundidad. Esto referido a las veta Marta y Esperanza.
- ❖ Limonitas provenientes de piratas auríferas son las más favorables, sobre todo si se encuentran en cuarzo cavernoso.
- ❖ Serita + cuarzo + caolín + clorita - biotita + ortosa determinan zonas de alteración.
- ❖ La alteración filica es muy indicativa de clavos auríferos.
- ❖ Se debe tener en cuenta los hilos de pirita y hematita-lomonitas como exclusivo relleno aurífero (sin ganga de cuarzo no calcita), desde que los sulfuros son los mejores asociados con el oro.
- ❖ El oro aparece relleno micro facturas y cavidades de pirita principalmente, por lo que produce una erraticidad de leyes.

- ❖ Desde el centro de Ishihuinca aumenta cuarzo hacia el Este y aumenta calcita hacia el Oeste. Distritalmente desde Ishihuinca hacia el norte aumenta el cuarzo disminuye la pirita y parecen desaparecer los sulfuros de metales base.

Control Litológico.

El control litológico está asociado a las rocas de caja constituida por granodiorita y tonalita.

2.3.6. ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.

Veta Prolongación Córdova.

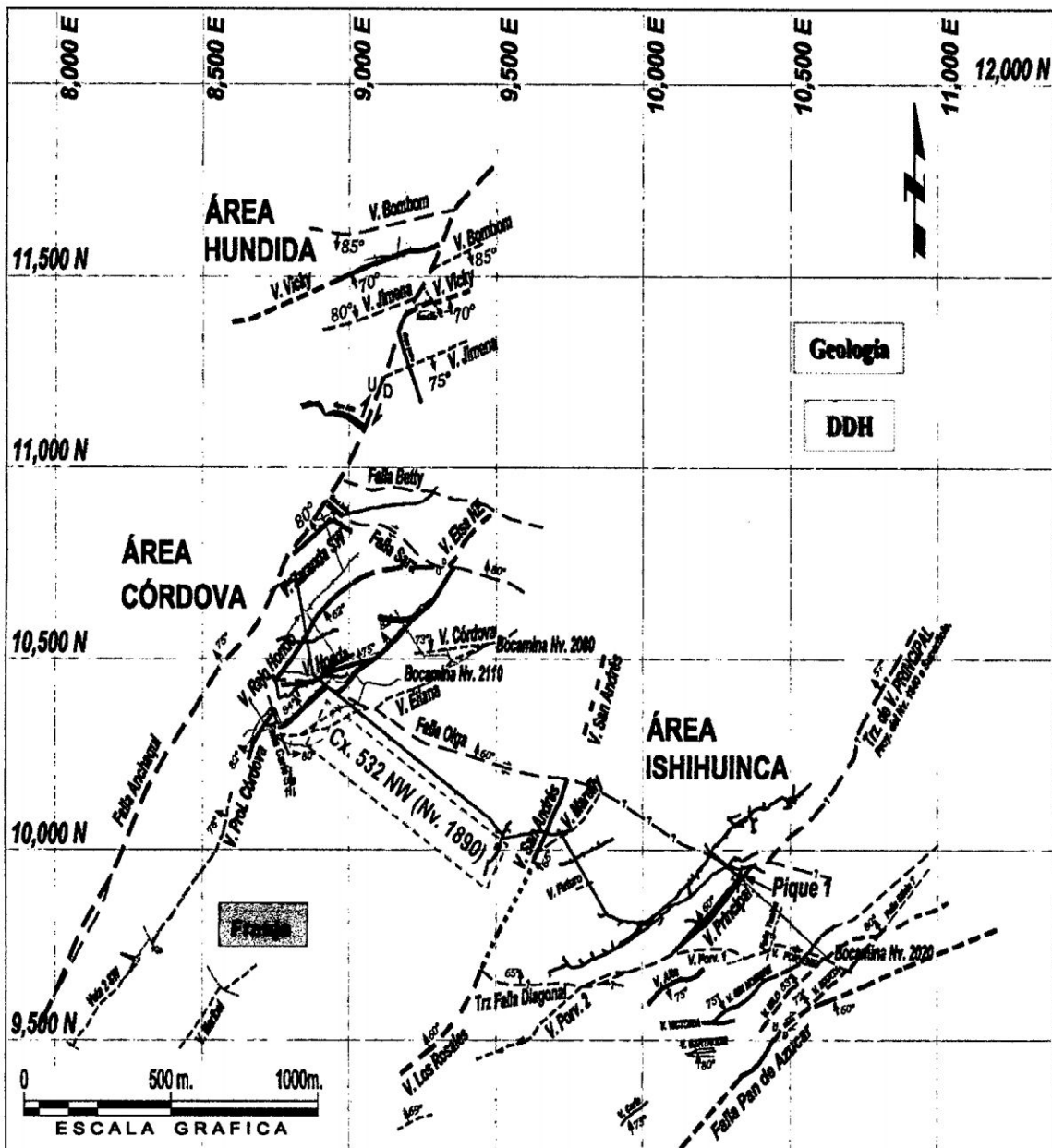
Esta veta reconocida en superficie se ha desarrollado en los niveles 2170, 2110 a partir de Crucero 744 NW y se vienen desarrollando en los niveles 2080 y 1890; además se han reconocido en los niveles intermedios con Sondajes Diamantinos. Esta veta tiene rumbo de N56°E, 82° - 84° NW de buzamiento, potencia promedio de 0.94 m. y 15.40 gr Au/TM, perteneciendo al sistema de la veta Principal Techo. Ver plano N° 4

Es una estructura mineralizada tipo rosario, conformada por bandas de cuarzo gris con parches de pirita – calcopirita distorsionada por fallas transversales del sistema NW – SE del tipo dextral normal e inverso, con clavos mineralizados centrales entre dichas fallas.

Las mayores posibilidades de seguir encontrando mineral se ubican con el avance de la galería 052 W en el nivel 2080, así con en el desarrollo que se viene efectuando en el nivel 1890.

Veta Rajo Hondo.

Esta veta en superficie aflora 22 m cubierta en su mayor parte por la



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA FACULTAD DE ING. MINAS , GEOLOGIA Y CIVIL ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE ING. DE MINAS		
ESTRUCTURAS MINERALIZADAS MINA ISHIHUINCA		
GEOLOGIA DIBUJO: AMBROSIO CASTRO L.	ESCALA: INDICADA APROBADO:	PLANO N°: 04
REVISADO:	FECHA: JULIO - 2010	

Formación Caravelí (Ti-Cv) y Formación Huaylillas (Ti-Hu), tiene un rumbo promedio de N45°E, 62°NE de buzamiento, reconocidos a su vez en profundidad con Sondajes Diamantinos con resultado muy favorables; además esta veta es reconocida en el nivel 2146 y se está desarrollando en el Nv. 2080.

La mineralización de esta veta está conformada por disolución de Pirita, islas de calcopirita y calcosina como mineral de alteración en una matriz de cuarzo gris, rellenando estructura tipo rosario. Potencia promedio de la veta es 0.97 m. con 16.14 gr.Au/TM.

Veta Honda.

Reconocida en superficie, se viene desarrollando en los niveles 2110 y 2080; actualmente se viene desarrollando en el nivel 1890; correspondiendo a un ramal mineralizado al techo de la veta Prolongación Córdova, afectado por la falla transversal post mineral Olga del sistema de rumbo (NW-SE), 65°NE de buzamiento, hacia el W tiende a unirse con la veta Rajo Hondo.

La mineralización es principalmente óxidos de limonita y hematina con Cuarzo gris poroso con Formación de pequeñas geodas. Potencia y ley promedio de la veta es 0.78 m. y 16.51 gr.Au/TM.

Veta Ramal Norte Porvenir 2.

La veta se le reconoce desde el nivel 1940; es una veta menor al techo de la veta Principal comportándose como un lazo cimoiado, y que en profundidad vuelve a unirse a la veta Principal Techo; el rumbo promedio es de S70°W a E – W, 65°NW de buzamiento. Siendo la potencia y ley promedio de 1.13 m. y 14.78 gr.Au/TM.

El relleno mineral es similar a los de la veta Principal, con pirita en bandas angostas de cuarzo y silicificación hacia las cajas. Generalmente la caja techo está controlada por fallas de activación reciente.

Veta Marelly.

La veta es una estructura mineralizada que ha sido reconocida en los niveles 2110, 1890, 1790, 1750 y 1650; pero sin embargo, es una Veta-Falla que estaría controlando a la veta Milagros en los niveles inferiores; de rumbo promedio $S75^{\circ}W$ y buzamiento contrario 65° al SE y que en profundidad se une a la veta Principal Techo. Siendo la potencia y leyes promedio de 1.18 m. y 18.23 gr.Au/TM.

El relleno de mineral consiste de pirita en veta de cuarzo algo brechado y silicificación menor hacia las cajas, principalmente al piso. La caja techo se comporta como una falla longitudinal.

Veta Porvenir 2.

La veta es denominada por el cambio de rumbo que hace la veta Principal Techo hacia el SW, $S70^{\circ}W$.

Es una veta – falla compuestas por pequeños lentes de mineral; bx de Cuarzo-Pirita diss de grano fino y bx de roca sericitizada con panizo en las cajas y fuerte rouge, y que es controlada hacia el SW por la falla diagonal con un sistema de rumbo de NW – SE. Presenta potencia y ley promedio de 1.17 m. y 15.09 gr.Au/TM.

Veta Principal Techo.

La veta es una de las estructuras mineralizadas más importantes en la Mina Ishihuinca. Tiene rumbo promedio $N50^{\circ}E$ y buzamiento de 50° a 65° NW. Hacia el Suroeste cambia a $S70^{\circ}W$, y se le conoce como veta Porvenir 2.

Geológicamente es una veta ancha, que en los niveles superiores correspondía a una sola estructura llamada veta Principal. En los niveles inferiores, prácticamente a partir del nivel 1840 hacia abajo, la veta se va ramificando en otras vetas, separadas entre sí por “caballos” de baja ley o estériles, forzando zonas de

ensanchamientos importantes en sus uniones, por lo que en la práctica se les está nombrando como vetas Principal Techo, Principal intermedio y Principal Piso.

La mineralización de la veta Principal Techo está formada por vetas, vetillas y diseminación de pirita, menos Calcopirita, dentro de bandas de cuarzo y silicificación hacia las cajas, principalmente al piso de la veta. Hacia el techo y en la parte media, se presentan mayormente cajas falladas, con movimientos de reactivación recientes, que en muchos casos separan la mineralización con la presencia de “falsas cajas”; así mismo, hacia la caja piso, dentro de la estructura silíceea, se presentan vetas menores con mineralización económica, por lo que es importante hacer continuas estocadas en la etapa de explotación, para trabajar la totalidad de la mineralización. Potencia y ley promedio es 1.27 m. y 16.01 grAu/TM.

La veta Principal Techo, presenta mineralización hacia la parte central del yacimiento, en los niveles inferiores 1700 y 1650, mas no debajo del nivel 1600 salvo a la altura de la sección 4W – 8W, con una tendencia a continuar debajo del nivel 1600, pero siempre regularmente. La construcción del Pique 081 y su posterior desarrollo de galería al W en el nivel 1550 nos ha definido parcialmente que la mineralización ya no profundiza hasta esta zona.

Veta Milagros.

La veta Milagros es conocida en los niveles 1750, 1700 y 1650; en el nivel 1600 se encuentra truncada a media altura por la falla longitudinal 12. Tiene dirección N50°E y 60° NW de buzamiento. Es paralela a la veta Principal Techo, controlada al Noreste en el nivel 1750 por una falla sub-horizontal y la falla (Marely) y está controlada al Oeste por la Veta-Falla Marely, de buzamiento contrario. Al NE aparentemente se une a la veta Principal.

La mineralización se presenta en cuarzo en bandas, con venas y venillas de Pirita – Calcopirita y silicificación principalmente al piso de la veta, donde es común

la salida de estructuras silicificadas de buzamiento contrario, como una especie de Links. Presenta potencia y ley promedio de 0.73 m. y 12.67 gr.Au/TM.

Hacia el Suroeste, la mineralización es mayormente similar a la veta Principal Techo, con predominancia de Pirita, menor Calcopirita, bandas de cuarzo y silicificación hacia las cajas, principalmente al piso.

Hacia la parte central y a niveles inferiores, parece tener influencia de control de la mineralización una falla diagonal-longitudinal recientemente reactivada, conocida como falla 12.

La Veta Alta.

Esta veta es importante por el rumbo casi paralela a la veta principal y por el contenido de valores. Hacia el SW intersecta a los diques pórfido y melanocráticos produciéndose una aparente disipación de la estructura, hacia el NE la veta es intersectada con la veta porvenir.

Las vetas Esperanza, Marta e Hilo.

Estas vetas parecen ser interesantes pero están muy influenciadas por el sistema de diques melanocráticos y tienen una orientación paralela a ellas. Sin embargo, pueden mejorar hacia el NE en donde los diques están ramaleados y son angostos.

Las Vetas Diques.

Aparentemente de tipo destal y muestra un relleno de cuarzo lechoso dominante. Solo un tramo cercano a veta Rosales muestra potencia de relleno importante. Hacia el sector pique (hacia el Sur) tiende a ramalearse.

Es angosto y ramaleado, aunque diversas estructuras muestran alteración con potencias superiores a dos metros. Pero el relleno en sí es inferior a 0,80 m.

2.4. RESERVAS MINERALES.

En el presente Cálculo de Reservas Minerales de la Mina Ishihuinca, al 31 de julio del 2009, se ha considerado las vetas que actualmente se vienen trabajando y son vetas de área Córdova y área Ishihuinca, que son:

Área Córdova	Área Ishihuinca
Veta Prolongación Córdova.	Veta Marely.
Veta Rajo Hondo.	Veta Porvenir 2.
Veta Honda.	Veta Principal Techo.
San Andrés	Veta Milagros.

En los siguientes cuadros se presenta la reserva total de la mina, así como las reservas minerales de la veta Prolongación Córdova, motivo del presente trabajo.

MINA ISHIHUINCA

RESUMEN DE RESERVAS POR ACCESIBILIDAD

Al 31 julio del 2009

MINERAL DE MENA						
VETA	Accesible			Eventualmente accesible		
	Ancho	gr Au/TM	TMS	Ancho	gr Au/TM	TMS
Prolongación Córdova	0.94	15.40.	21,420	0.91	15.92	9,285
Rajo Hondo	0.97	16.14	5,140	1.14	19.20	4.960
Honda	0.78	16.51	6,500	0.70	13.35	2,340
Ramal Norte Porvenir 2	1.13	14.78	17,480	1.26	13.70	8,720
Marely	1.18	18.23	11,570	1.07	12.60	3,040
Porvenir 2	1.17	15.09	4,650			
Principal Techo	1.27	16.01	9,200			
Milagros	0.73	12.67	7,468			
SUB TOTAL	1.03	15.67	83,428	1.02	15.89	28,345

Fuente: Compañía de Minas Buenaventura; Mineral de MENA + Mineral Marginal,

MINERAL MARGINAL

VETA	ACCESIBLE			EVENTUALMENTE ACCESIBLE		
	ANCHO	gr Au/TM	TMS	Ancho	g Au/TM	TMS
Prolongación Córdoba	0.81	10.82	5,705	0,94	10,25	2 670
Rajo Hondo	0.76	9.22	1,970	0,79	8,81	1,370
Honda	0.76	10.48	1,640	0,75	9,59	1,865
Ramal norte Porvenir 2	0,89	10.73	2,800			
Marely	0.82	9.56	1,195			
Porvenir 2	1.06	9.35	2,960			
Principal Techo	0.70	8.64	1,450			
Milagros	0.87	12.10	1,210			
SUB – TOTAL	0.87	10.29	18, 930	0.88	9.97	5,905

RESUMEN DE RESERVAS MINERALES

RESUMEN GENERAL DE RESERVAS				
(Al 31 julio del 2009)				
		PROMEDIO DILUIDO		
MINERAL	T MS.	ANCHO	g Au/TM	Onz Au
ECONÓMICO o MENA > 12.29 g Au/TM	111, 773	1.03	15.72	56,491.12
MARGINAL > 8.00 á < 12.29 g Au/TM	24, 835	0.87	10.29	8,216.19
TOTAL GENERAL RESERVAS	136,608	0.97	14.7327	64,707.31

2.5. POSIBILIDAD DEL YACIMIENTO.

Criterios geológicos que justifican el mayor potencial de mineral:

- Se trata de varias vetas alineadas paralelamente, vertical y horizontalmente con comunicación profunda (algunas siguen siendo paralelas en los 200 m. verticales).
- Gran inflexión sinextral hacia el Este de áreas mapeadas, que puede mostrar clavos importantes si no están ramaleadas. Si la inflexión fuera constante y de tipo regional se tendría clavos muy largos en horizontal y vertical.
- Vetas principales generalmente indican una mayor extensión vertical que en volcánicos, con zoneamiento vertical muy marcado.
- Aparición de zonas brechozas pre-minerales (zonas de desgarre tensional dentro de fallas de rumbo).
- Rumbo y buzamiento sinextral y tendidos respectivamente sin variaciones horizontales ni verticales, darían buen potencial.

Criterios geológicos que muestran limitaciones del potencial del mineral son:

- Inflexión de tendencias hacia el W de Rosales dentro del alineamiento. Disminución real y notable vertical del cuarzo con aumento de calcita hacia el W.
- Inflexiones de buzamientos que registran la potencia de los clavos, a pesar de tener una inflexión sinextral favorable en el rumbo. Esta restricción no parece ser tan severa como las inflexiones dextrales de rumbo para las vetas senextrales. La intersección de estructuras son favorables en la vertical y no así en la horizontal.

- Ramales de tensión sólo darán escasas reservas, salvo una gran extensión vertical sin variación de rumbo y buzamiento, lo que no es común.
- Alejamiento de las estructuras mineralizadas con respecto a la veta principal de Ishihuinca, que parece ser el foco principal de la mineralización y relación estrecha con la falla regional Calpa.

CAPITULO III
OPERACIONES MINERAS ACTUALES

3.1. PRINCIPALES DATOS DE PRODUCCION MINA ISHIHUINCA.

La Mina Ishihuinca en el año 2009, viene trabajando en dos zonas y en 6 niveles entre el nivel 1790 y nivel 2080.

ZONAS	% APORT	TMH
Zona Córdova	56.6	29,018
Zona Ishihuinca:		
▪ Tajeos normales	9.30	4,755
▪ Tajeos de recuperación	34.10	17,510
TOTAL	100.00	51,283

En todas las labores de producción se aplica el método de minado de corte y relleno ascendente convencional, perforación en dirección horizontal y como sostenimiento se utiliza la madera bruta del eucalipto.

3.2. DETERMINACION DE LA LEY DE CORTE.

La ley de corte también se conoce como la ley mínima explotable o "cut-off" determinada en el punto de equilibrio económica de una unidad minera. El propósito es clasificar los minerales en económicos y no económicos por un período de tiempo determinado. Una explotación de los depósitos minerales con una determinada ley de "cut-off" no genera pérdidas ni ganancias.

La ley de "cut-off" es variable, dependiendo únicamente de precio de los metales, ley de explotación y el costo de operación.

Se puede expresar por:

$$\text{Ley de corte} = \frac{\text{Costos}}{P \times Rm \times F \times Pu} \dots\dots\dots(A)$$

Donde:

Costo = costo geológico + costo operacional + costo empresarial + otros

P = producción

Rm = recuperación metalúrgica %

FI = Factor de liquidez del mineral % (reducciones, maquilas, penalidades + seguro + flete Y otros).

P.u = Precio unitario de venta del mineral

Esta ecuación nos permite apreciar y saber la ley mínima de explotación de la mina Ishihuinca cuyos,

Costo asciende a US\$ 157.08/TM

Recuperación metalúrgica es 84.005 %.

El precio del oro proyectado para el año 2010 es de 980.650 dólares/onza

Factor de liquidez es el precio neto pagable es el 80% de la cotización del oro.

Aplicando la relación (A.)

$$\text{Ley de corte} = \frac{157.08 \frac{\text{US\$}}{\text{TM}}}{1 \times 0.84 \times 0.80 \times 980 \frac{\text{US\$}}{\text{onz}}} = 0.24 \frac{\text{onz}}{\text{TM}}$$

Siendo:

$$\text{Ley de corte} = 7.44 \text{ gr. Au/TM}$$

3.3. CARACTERISTICAS DE LAS LABORES MINERAS.

3.3.1. DESARROLLO Y PREPARACIONES.

Galerías.- Las galerías están desarrolladas a lo largo del yacimiento con una sección de 7' x 7', usando como elemento de sostenimiento los cuadros de madera de 8" x 10' y se realiza a cada 60 metros de desnivel y se ejecuta sobre estructura. Ver lámina N° 04.

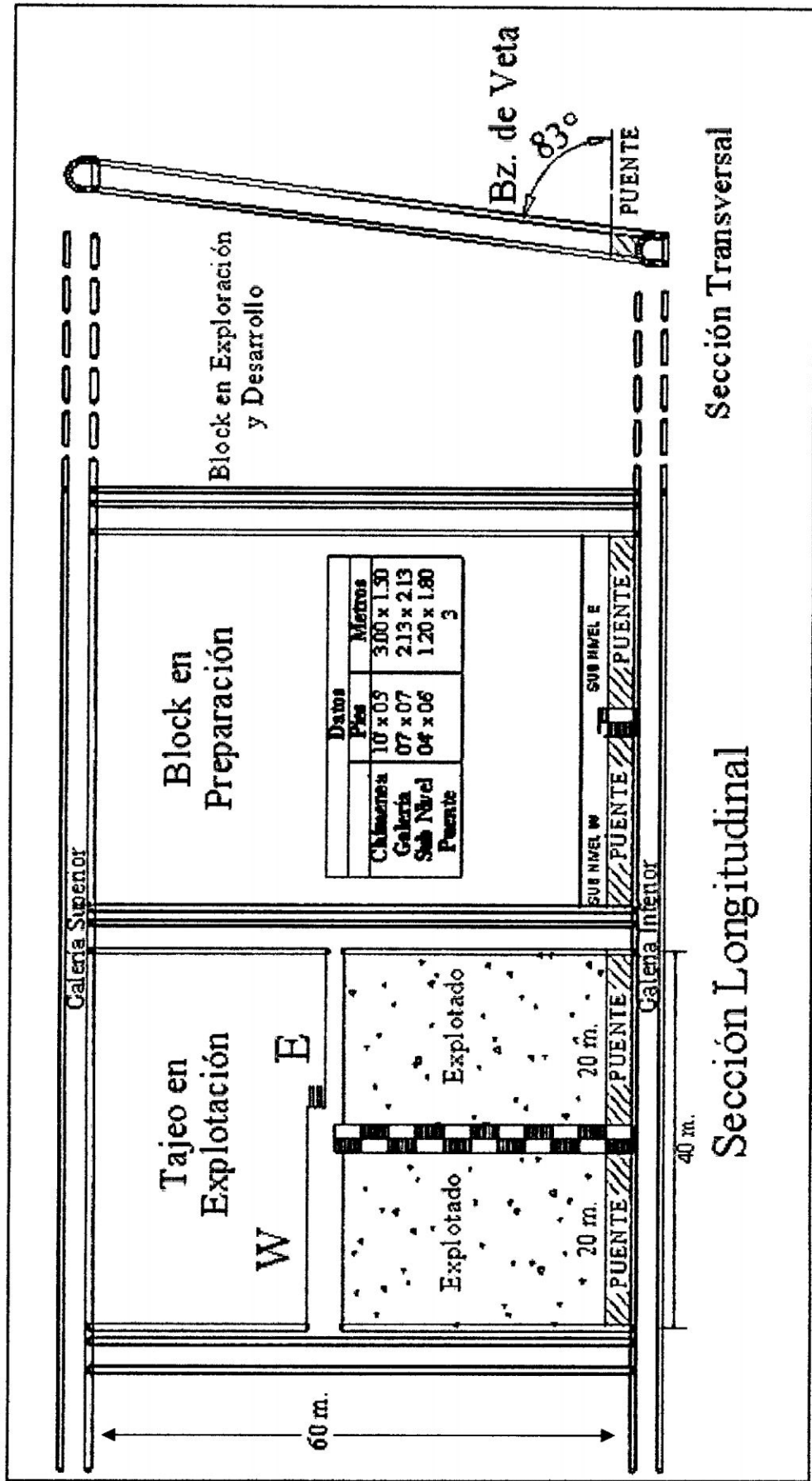
Chimeneas.- Se realizan a cada 40 metros de distancia y es de doble compartimiento (Buzón-Camino) hasta los 40 metros de altura. De ahí un solo compartimiento hasta su comunicación.

Subniveles.- Se realizan a partir de la chimenea dejando un puente de 3 m, hacia ambos extremos aproximadamente de 20 metros. Según la mineralización, estos subniveles son de sección 4' x 6' sostenidos con cuadros y a los extremos se levanta chimeneas que nos va servir para el abastecimiento de madera, relleno, etc.

3.3.2. LABORES DE EXPLOTACIÓN.

Tajeos.- Los tajeos de explotación están delimitados por las chimeneas de ventilación y relleno, así mismo por las galerías superior e inferior que hacen un block de 40 m. x 60 m., cuya explotación se realiza por el método de explotación de corte y relleno ascendente.

LÁMINA Nº 04: DISEÑO DE EXPLOTACIÓN EN LA VETA PROLONGACIÓN CÓRDOVA.



El corte se inicia desde el subnivel con perforación en breasting y sostenimiento con madera, aplicando el método de "Circado" si la potencia de la veta es inferior a 0.50 metros.

3.4. SELECCIÓN DEL METODO DE EXPLOTACION.

En la explotación del yacimiento de mina Ishihuinca, sector Córdova, se aplica el método de Explotación Subterránea de Corte y Relleno Ascendente Convencional.

Teniendo en cuenta que se trata de mineral de oro, para la elección del método se consideró los siguientes parámetros.

1) LA GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO. Se define a través de su:

- **Forma general:** (Equidimensional o masivo, Tabular-laminar, irregular)
- **Potencia de la veta:** (Muy angosto, angosto, intermedio, ancho)
- **Buzamiento:** (Inclinado < 20°, intermedio 20° - 55°, parado > 55°)
- **Profundidad desde la superficie**

2) DISTRIBUCIÓN DE LEYES. Se definió como:

- Uniforme
- Gradual o diseminado:
- Errático:

3) CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS, GEOMECAÑICAS Y PROPIEDADES FÍSICAS DE MINERALIZACIÓN Y DEL ENCAJONANTE.

De acuerdo al informe geomecánico, el tipo de roca que predomina según R.M.R.

Tipo de roca	:	III-A	y	III-B
Calidad	:	Regular A,	Regular B	

Valoración	:	51 - 60	41 – 50
Factor de esponjamiento	:	1.82	o 82%
Mineralización	:	Relleno de fracturas	
Minerales asociados	:	Pirita y calcopirita	
Peso específico de mineral insitu	:	3.10 Tm/m ³	
Roca	:	2.50 Tm/m ³	
Competencia de la roca de caja techo	:	Regular – mala	
Competencia de la roca de caja piso	:	Mala.	
Buzamiento	:	Regular	
Cajas	:	Deleznables	
Potencia de veta	:	Hasta a. 0.30 m.	

a) VENTAJAS.

- Minado selectivo (“circado” mineral).
- Buena recuperación 98%
- Baja dilución.
- El mineral se extrae inmediatamente después del disparo.
- Permite la clasificación de mineral mediante el pallaqueo.
- Permite rellenar al instante con descaje de cajas

b). DESVENTAJAS.

- Disparo por turno.
- Numerosos tajeos.
- Baja producción.
- Mayor uso de mano de obra.
- Costo de producción elevada.

3.5. PARAMETROS DEL DISEÑO DE LOS TAJEOS.

Para mantener una explotación racional y normal en la operación minera, se ha planificado los siguientes:

El nivel esta en producción, el siguiente nivel en preparación y el último nivel en exploración y desarrollo, asimismo el tonelaje de mineral que se extrae es repuesto mediante la cubicación y así mantener la vida de la mina.

El diseño de las labores de explotación, incluye los parámetros siguientes:

A.- CONDICIONES DE DISEÑO Y OPERACIÓN

. Dimensiones del block	: 40mx 60m (Ver lámina 04)
. Ancho mínimo de minado	: 0.70 m.
. Sección de la galería	: 7'x7' = 2.10 m x 2.10 m
. Sección de la chimenea	: 10'x5' = 3.00 m x 1.50 m
. Sección de subniveles	: 4'x6' = 1.20 m x 1.80 m

B.- DATOS DE OPERACIÓN.

. Producción diaria	170 TM/día
. Producción mensual	4,250 TM/mes
. Producción anual	51,000 TM/año
. Reserva de mineral económico	136,608 TM
. Vida útil de la reserva actual	2.7 años
. N° de días de operación por semana	6 días
. N° de días de operación por mes	25 días
. N° de días de operación por año	300 días
. N° de horas efectivas de trabajo por turno	8 horas
. N° de turno por día	2 turno/día

PREPARACION:

Para la explotación de veta Prolongación Córdova se requiere que el block cubicado se encuentre entre dos niveles desarrollados por galerías con una diferencia de nivel de 60 metros y delimitados entre dos chimeneas laterales.

Los trabajos de preparación son los siguientes:

1). CONSTRUCCIÓN DE BUZÓN/CAMINO: Se construye en el punto medio del block cubicado a partir del nivel abajo, el buzón sirve para depositar la carga que va provenir de los disparos, en seguida se procede el armado de sobre cuadros para iniciar el subnivel a ambas alas.

2). PERFORACIÓN DEL SUBNIVEL: Se inicia a partir del Bz/c del primer s/c se ejecuta a ambas alas de sección 1.20 m x 1.80 m, sobre la estructura mineralizada a lo largo del block hasta comunicar a las chimeneas laterales, dejando un puente de 1.50 m. dependiendo del valor económico.

EXPLOTACIÓN:

Una vez comunicada el subnivel a las chimeneas laterales, se defina dos formas de perforación y son. Perforación en dirección horizontal y Perforación vertical.

- **Perforación en realce,** se efectúa en vetas uniformes, cajas competentes, se dispara una ala completa del tajeo con taladros inclinados de 75° con la máquina perforadora Jack-leg con barrenos de 4 pies de longitud.

- **Perforación en dirección horizontal,** Se realiza cuando las vetas son deleznable y en vetas donde presentan caballos; se dispara con barrenos de 6

pies "circado", luego de la limpieza se procede el armado de cuadro inmediatamente, el ciclo comprende: Limpieza de mineral+ armado de cuadro + perforación y voladura:

Por continuos accidentes por caída de rocas se definió el siguiente estándar de trabajo.

Dimensiones:	Altura de corte máximo	=	2.0m.
	Altura de relleno a la corona	=	0.50m
	Altura total del piso a la corona	=	2.50m

3.6. OPERACIÓN EN LAS VETAS ANGOSTAS DEL SECTOR CORDOVA DE MINA ISHIHUINCA.

Consideraciones generales:

Labor	=	TJ-875 E –W, TJ-832 E-W
Nivel	=	2020
Veta	=	Honda
Potencia de veta promedio	=	0.40 m
Buzamiento	=	80° NW
Perforación	=	Horizontal – breasting

La roca encajonante de la veta Honda es bastante deleznable, presenta falsas cajas y caballos en la mineralización por ende alta dilución.

La ley es variable, bajando inclusive por debajo de la ley de "cut-off."

Para mejorar la eficiencia en la producción y controlar la dilución se procede la operación de la siguiente manera:

1. Desde la galería ejecuta una chimenea en el intermedio del block, para ello se efectúa los primeros disparos "circado" en mineral una altura de 2.00 m.

Como promedio, luego de recuperar el mineral se desquincha la sección necesaria, procediendo la limpieza del desmonte (ver lámina 4).

2. Se arma la tolva y camino de acuerdo el estándar establecido.
3. Se continúa la chimenea de sección 10' x 5', de igual forma se dispara "circando" el mineral y desquinche de cajas dando la sección necesaria para el armado del sobre cuadro.
4. Una vez armado el sobre cuadro de doble compartimiento. Se ejecuta el subnivel de sección 4' x 6' a ambas alas, hasta comunicar a las chimeneas laterales del block; en vista que las cajas son deleznable, se fortifica con el cuadro de madera de eucalipto.
 - Si la veta presenta leyes favorables de potencias mayores de 0.30m y menores de 0.70 metros se procede el método de "Circado".
 - Con la carga del ala que está en ejecución, se rellena el Subnivel comunicada dependiendo de la potencia de la veta. En partes donde la potencia de la veta es menor de 0.50 m. se rellena con descaje de caja piso, a manera de ampliar la sección para el pase de la carretilla.
5. Una vez comunicada ambos subniveles, se inicia con el siguiente s/cuadro; para ello se dispara "circado" el mineral y procediendo después el desquinche respectivo, dando sección necesaria para el armado del siguiente s/cuadro, desde ahí se inicia el primer corte con perforación en dirección horizontal.
 - Se prepara el piso horizontal del tajeo, colocando sobre él yute o (tela artillera) y encima tablas de 1 pulgada de diámetro, se hace este proceso para evitar la pérdida de finos de mineral valioso.
 - El siguiente turno al ingresar, comprueba la ventilación como la primera medida de seguridad, en seguida el regado de carga con agua, desatado de rocas sueltas, colocado de guarda cabeza tipo marchavante, puntal de

seguridad si fuera necesario, para asegurar la labor de la posible caída de rocas.

- Se inicia la limpieza, trasladando la carga de mineral al buzón con carretilla, si la carga del disparo es desmonte se traslada a ala que está en relleno.

Para mantener el ciclo de minado de inmediato se efectúa el descaje del caja piso a $\frac{1}{2}$ turno, dando la sección necesaria para el pase de la carretilla máximo de 0.70 m.

El personal al retornar del refrigerio sigue el mismo procedimiento: Regado de carga, desatado de rocas sueltas, limpieza desmonte relleno la otra ala, armado de cuadro y p/v en mineral al final del turno. Se mantiene un ala en producción y la otra en relleno.

Se efectúa dos disparos por turno para poder cumplir el programa de producción.

Cajas muy deleznable lo que requiere sostenimiento inmediato.

3.7. METODO DE EXPLOTACIÓN SELECTIVO "CIRCADO "

Se aplica este método para zonas mineralizadas con potencia angostas. Se definió el método de "circado" con potencias menores de 0.50 m. y se consideró el ancho de minado mínimo de 0.70 metros para poder manipular la carretilla con facilidad.

En operación en vetas con potencias menores o iguales de 0.50 metros se dispara primero la parte desmonte (caja piso), dejando colgado el mineral económico, luego de efectuar el relleno del tajeo mediante el pampeo. (Ver lámina N° 5), se dispara el mineral colocando al yute y tablas para no perder los finos de mineral. Sobre la carga se coloca el puntal de seguridad con plantilla como sostenimiento preventivo, en seguida se procede la limpieza de mineral.

ANCHO DE LA LABOR EN MÉTODO DE "CIRCADO"

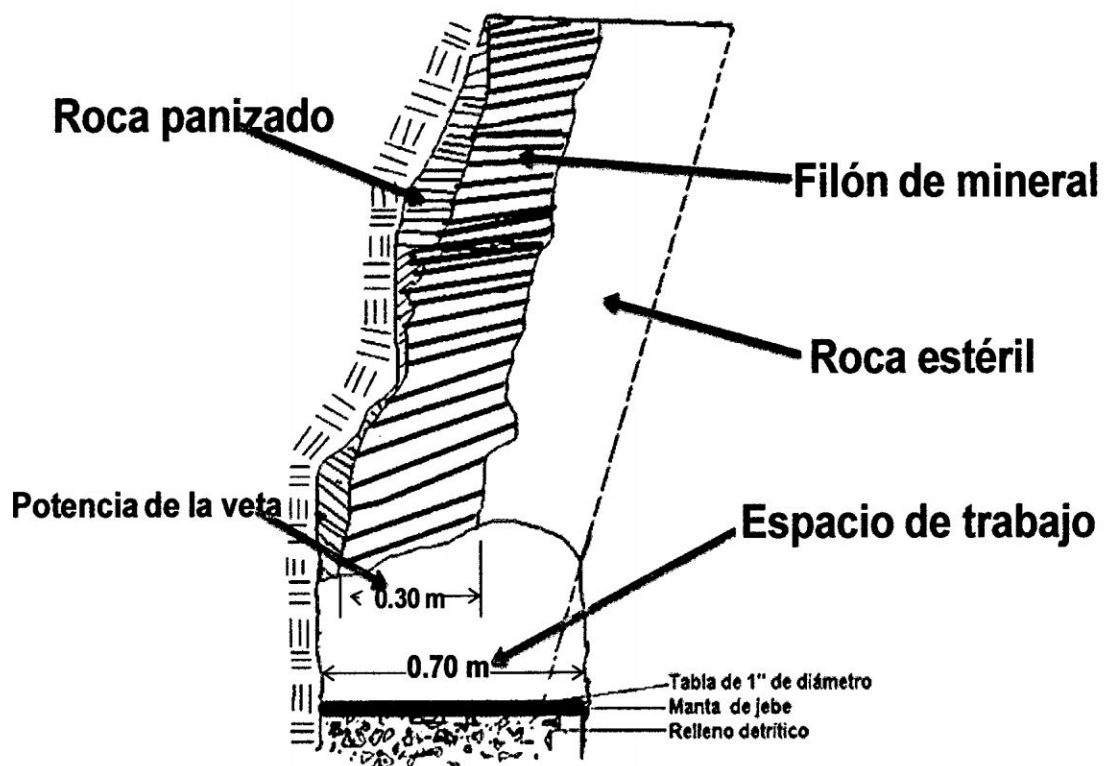


LÁMINA N° 05: MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SELECTIVO "CIRCADO"

Cuyo ciclo de minado es: Limpieza de desmonte + disparo en mineral + ventilación + sostenimiento con puntales + limpieza mineral +p/v parte desmonte.

El proceso consiste en los siguientes:

- 1.- Acumulación de taladros en mineral y en roca estéril.
- 2.- Disparo parte desmonte.
- 3.- Pampeado el desmonte como relleno.
- 4.- Disparo de mineral previo colocado de yute y tablas. (Ver lámina N° 05)

VENTAJAS.

- Mineral selecto,
- Se utiliza parte desmonte para rellenar lado adyacente del tajeo.

DESVENTAJAS.

- Volumen de mineral obtenido es mínimo por disparo.
- Incomodidad en momento de perforación y limpieza, por lo tanto baja eficiencia.
- Alto costo en mano de obra.

3.8 CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN MINA.

La producción diaria es de 170 TMH. Este mineral se proviene de las 2 zonas Ishihuinca: Tajeos normales, recuperación y Córdova. El mineral que proviene de preparaciones y desarrollos aporta el 2-3% de la producción total aproximadamente.

La producción proviene de 36 labores como promedio y el aporte de mineral de las dos zonas, se indica en el cuadro siguiente:

LABORES	% APOORTE PROMEDIO POR MES	PRODUCCION MENSUAL (TMH)
Zona Córdova	56.6	2,419
Zona Ishihuinca:		
▪ Tajeos normales	9.30	398
▪ Tajeos de recuperación	34.10	1,457
TOTAL	100.00	4,274

CALCULOS:

Labor	Tj-915 E-W
Longitud del block	40 metros
Altura del block	60 m.
Buzamiento del block	80 NW
Promedio potencia veta	0.94 m.
Peso especifico del mineral	3.10 TM/m ³
Perforación	Breasting
Avance por disparo	1.40 m.
Altura de corte	2.0 m.
Altura de relleno a la corona	0.50 m.
Altura total del piso a la corona del tajeo	2.50 m.

TAJEOS:

Cálculo del tonelaje del block insitu:

$$\text{TM/BLOCK} = 60\text{m.} \times 40\text{m.} \times 0.94 \text{ m.} \times 3.10\text{TM/m}^3 = 6,993.60 \text{ TM}$$

Castigo por pilares y puentes 4%

$$\text{TM/Block castigado} = (6993.60 \text{ TM/block}) \cdot 0.96 = 6,713.86 \text{ TM/block}$$

CALCULO DE TONELAJE EXTRAÍDO POR TURNO:

- $\text{TM/turno} = 1.40 \text{ m.} \times 0.94 \text{ m} \times 2 \text{ m} \times 3.10 \text{ tm/m}^3 = 8.20 \text{ TM/turno}$

$$\text{TM/día} = 8.20 \quad \text{TM/turno} \times 2 \text{ turnos/día} = 16.40 \text{ TM/día}$$

- El N° de corte por block = $(60\text{m.} \times 0.96 / 2 \text{ m./corte}) = 29 \text{ cortes/block}$
- tiempo de tajeado por corte : $(40\text{m/corte})/2.8\text{m/día} = 14 \text{ días/corte}$

El tiempo de rellenado por cada corte:

Nota.- Se rellena especialmente con la carga de las estocadas.

- Relleno/día = $1.50\text{m} \times 1.20\text{m} \times 1.80\text{m} \times 1.82^*2 = 11.79 \text{ m}^3 \text{ esponj/día}$
- Sección requerida para el relleno = $37\text{m} \times 0.94 \text{ m} \times 2\text{m} = 69.56 \text{ m}^3$
- Tiempo de rellenado/corte = $69.56 \text{ m}^3 / 11.80\text{m}^3/\text{día} = 6 \text{ días/corte}$

TIEMPO TOTAL DE DEMORA PARA EL RELLENO

- Tiempo de tajeado de mineral por corte : 14 días
- Demora en el armado de s/cuadro y reparación del buzón : 3 días
- Total 17 días/corte

- EL TIEMPO DE TAJEADO DEL BLOCK.

- 17días/corte x 29.00 cortes/block = 489.6 días/block
- Total 1 año + 4 meses**

3.8.1 ESTIMADO DE RENDIMIENTOS POR LABOR.

$$\begin{aligned} \text{TM/Corte} &= 40 \text{ m} \times 2.00 \text{ m} \times 0.94 \text{ m} \times 3.10 \text{ TM/m}^3 = 233.12 \text{ TM/Corte} \\ \text{TM/día} &= (233.12 \text{ TM/corte})/17\text{días/corte} = 13.71 \text{ TM/día} \\ \text{TM/guardia} &= (13.71 \text{ TM/día}) / 2 \text{ turnos/día} = 6.86 \text{ TM/turno} \end{aligned}$$

3.8.2 EFICIENCIA POR CORTE DE LA LABOR.

En vista que la labor tiene dos alas, una de las alas está en producción y la otra debe estar en relleno, de esta manera mantener la producción diaria.

Considera:

Tiempo de operación y el número de tareas

Tiempo de operación	ALA E		ALA W		RESUMEN	
	Días	Tareas	Días	Tareas	Días	Tareas
Producción	8	32	6	24	14	56
Relleno	5	20	5	20	10	40
Armado de s/cuadro	0	0	3	12	3	12
Otros	1	4	0	0	1	4
TOTAL	14	56	14	56	28	112

$$TM/hg = (233.12 \text{ TM/corte}) / 112hg/turno/corte = 2.08 \text{ TM/hg}$$

$$Eff. = (2.08 \text{ TM/hg}) / 3.1 \text{ tm/m}^3 = 0.67 \text{ m}^3/hg$$

Para esta operación la eficiencia de mina será

$$Eff. = (170 \text{ TM/día}) / 351 \text{ hombres/día} = 0.484 \text{ TM/hg.}$$

3.8.3 PERSONAL.

En la mina Ishihuinca se trabaja con sistema de contratas por lo que el personal que trabaja en esta mina se distribuye conforme al siguiente cuadro.

(Ver cuadro 3.1)

CUADRO 3.1 DISTRIBUCIÓN DE PERSONAL EN MINA

DESCRIPCION	CIA	EMPRESAS ESPECIALIZADAS					TOTAL
		ECOMINSAC	JCB	LUQUE	SILVA	OTROS	
INGENIEROS							
ING. DE MINAS	3						3
ING. DE GEOLOGIA	3						3
ING. DE SEGURIDAD	2						2
ING. DE MINA - CONTRATA		3	3	3	3		12
ING. DE SEGURIDAD - CONTRATAS	0	1	1	1	1		4
ING. DE MEDIO AMBIENTE	2						2
EMPLEADOS	2						2
SUB TOTAL INGENIEROS	12	4	4	4	4	0	28
OBREROS							
EXPLOTACION		54	36	32	22		144
EXPLORACION/DESARRO/PREPAR.		10	12	6	8		36
PIQUES							0
SERVICIOS AUXILIARES	20	30	14	6	1		71
REHABILITAC. (GAL., CRUCEROS)	4	4	6	0	0		14
ACCIDENTADOS		1	1	1	0		3
VACACIONES	2	11	8	3	2		26
OTROS SERVICIOS			2				2
SUBTOTAL OBREROS MINA	26	110	79	48	33	0	296
MEDIO AMBIENTE		1	2				3
SEGURIDAD MINA	1	3	2				6
MANTENIMIENTO MINA	2						2
GEOLOGIA	8	2	1	5			16
SUB TOTAL OTROS OBREROS	11	6	5	5	0	0	27
TOTAL	49	120	88	57	37	0	351

3.8.4 TIEMPO REQUERIDO PARA LA PREPARACIÓN DEL TAJEO.

Se considera los siguientes trabajos.

- P/v +armado del bz/c
- P/v +armado del primer s/cuadro
- Avance del subnivel a ambas alas

1. ARMADO DEL BUZON CAMINO.-

Sección : Altura 2.00m

: Ancho 3.00m

: Longitud 3.00m

El volumen roto para el buzón es $18\text{m}^3 = 33$ carros U35

Considerando el factor de esponjamiento de 82%

CONTROL DE TIEMPO Y TAREAS EN PREPARACIÓN DEL TAJEO:

Se considera dos pasos:

a) DISPARO DE CHIMENEA PARA EL ARMADO DEL BZ/C:

DESCRIPCION DE OPERACIÓN	Nº TAREAS	Nº DIAS
P/V sección para la tolva	2	
Limpieza de carga +acarreo + P/V	2	01
Limpieza desmonte a pulso+ acarreo + desquinche	4	
Preparación de elementos del s/cuadro base y s/c chato	2	
Traslado de elementos del s/cuadro y prep. Rajados	2	
Acabado de limpieza de desmonte segundo turno	2	01
SUB TOTAL	14	02

b) ARMADO DE TOLVA CAMINO:

DESCRIPCION DE OPERACIÓN	Nº TAREAS	Nº DIAS
Armado de tres cuadros base + enrejado	3	
Armado de cuadro chato:		
Colocado de solera + preparado de mortero + armado de S/cuadro	3	01
Acabado de armado (bloqueado+ encamado y otros)	2	
Armado del Shut y acondicionamiento	2	01
SUB TOTAL	10	02

2. ARMADO DEL PRIMER SOBRE CUADRO:

Sección : Altura = 2.20 m
 Ancho = 1.50m
 Largo = 3.00m

DISPARO PARA SECCION DEL PRIMER SOBRE CUADRO

DESCRIPCION DE OPERACIÓN	Nº TAREAS	Nº DIAS
P/V realce para dar sección el primer sobre cuadro	2	
Limpieza + Acarreo + P/v	2	
Preparación de elementos del s/c y traslado al lugar de trabajo	2	01
Limpieza de desmonte +desquinche + limpieza de desmonte	2	
Armado de sobre cuadro	2	01
Acabado de armado del sobre cuadro más P/v del subnivel	2	0.5
SUB TOTAL	12	2.5

3. AVANCE DEL SUBNIVEL A AMBAS ALAS

DESCRIPCION DE OPERACIÓN	Nº TAREAS	Nº DIAS
Longitud total de sub nivel = 37 metros		
Avance por disparo = 1.40 metros		
Nº de disparos = 26 disparos	52	13
TOTAL	88	19.50

Como se ve la preparación de tajeos de producción, dura aproximadamente 20 días con 88 tareas.

3.9. OPERACION EN LAS LABORES DE RECUPERACION DE MINERAL EN MINA ISHIHUINCA.

Descripción de operación:

En la década de los 80, en las labores de mina Ishihuinca explotaron el oro con leyes superiores a 15 gr Au/Tm, dejando bloques de mineral en diferentes zonas como mineral marginal y ramales con potencias de 0.60 m hasta 1.20m con leyes de 11.10 gr.Au/TM a 7.00 gr.Au/TM en los niveles 1980 y 1790 .

En vista que va agotando la reserva de mineral en la unidad actualmente; la empresa vio la necesidad urgente de recuperar el mineral los tramos de valor económico.

La veta Principal es una veta ancha llegando potencias hasta 3 m. de ancho y presenta una ramificación a partir del nivel 1840. Ver lamina N° 6

Las labores de recuperación actualmente son:

Tj-288 E-W, Tj-155, Tj.129, Tj-130, Tj-184, Tj-270 Y OTROS

3.9.1 PREPARACION.

1. REHABILITACION DE GALERIA 236 E.

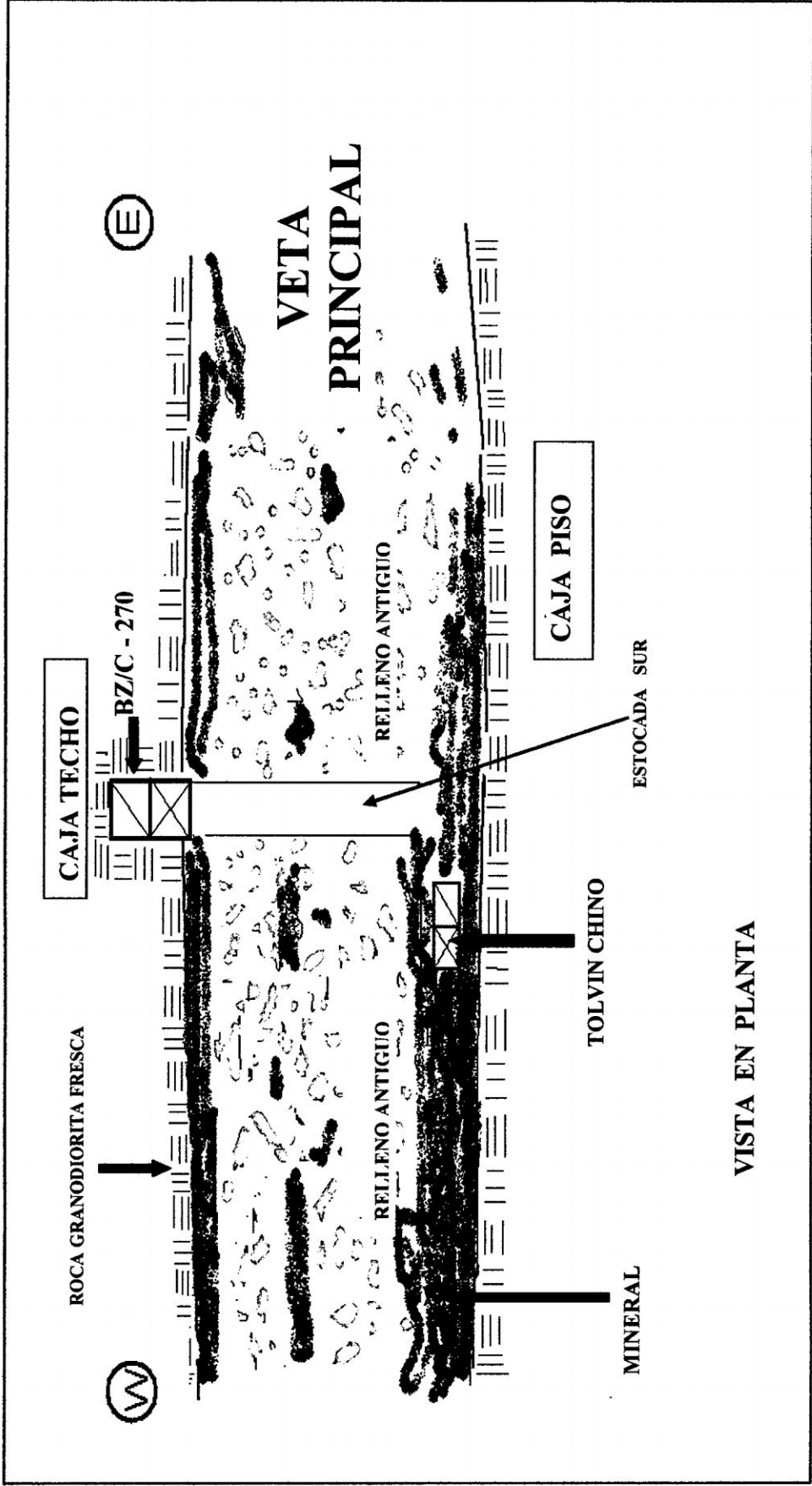
Para la recuperación de mineral en los tajeos de 270 y 288 se procedió la rehabilitación de la galería 236 E, de sección 2.40m.x 2.70m. Utilizando como sostenimiento la madera bruta de eucalipto. En esta rehabilitación se recuperó los puentes de mineral, las zonas de valor económico, y desde luego se procedió la preparación del T-270, y T-288.

El trabajo es efectuado por 3 personas: 01 maestro perforista, 01 ayudante perforista y 01 maderador.

2. CONSTRUCCION DEL BUZON CAMINO.

Se procede el armado de tolva desde la galería para poder depositar el

RECUPERACIÓN DE PUENTES DE MINERAL RAMAL PISO Y TECHO DEL TAJEO 270 E-W



VISTA EN PLANTA

material disparado. En seguida una chimenea de doble compartimiento de sección de 3.00m. x 1.50m. para después armar el primer sobre cuadro por cubos, lo hace así para garantizar la seguridad del personal y evitar el planchoneo.

3. PERFORACION DEL SUBNIVEL.

Una vez armado el primer sobre cuadro, se procede el avance del subnivel a ambas alas de sección 1.20 mx1.80 m. previo armado de cuadro de madera completo y colocado de guarda cabeza tipo marchavantes, estándar establecido por la Compañía.

3.9.2 EXPLOTACION.

Para iniciar el primer corte, se efectúa estocadas en ambas alas con el fin de localizar la mejor zona de mineral con leyes mayores de 7.00gr.au/Tm., que han dejado en operaciones anteriores. El desmonte de la estocada es aprovechado para rellenar el subnivel. En seguida se levante el siguiente el 2do s/cuadro armando por partes, primero echadero luego el camino (ver lám. N° 7).

➡ Se inicia el primer corte con perforación en dirección horizontal del Bz/c manteniendo el ciclo de minado los siguientes

limp. + armado de cuadro +p/v.

➡ La limpieza de mineral se realiza entre dos personas mediante el uso de lampa, pico y carretilla depositando en el buzón - echadero.

➡ Armado de cuadro completo con encribado y enrejado laterales hasta la altura del tirante para poder aguantar las presiones laterales del techo y piso. El diámetro del redondo seleccionado es de 8 pulgadas de diámetro como mínimo.

➡ El disparo se efectúa al final del turno, para mantener el ciclo de minado.

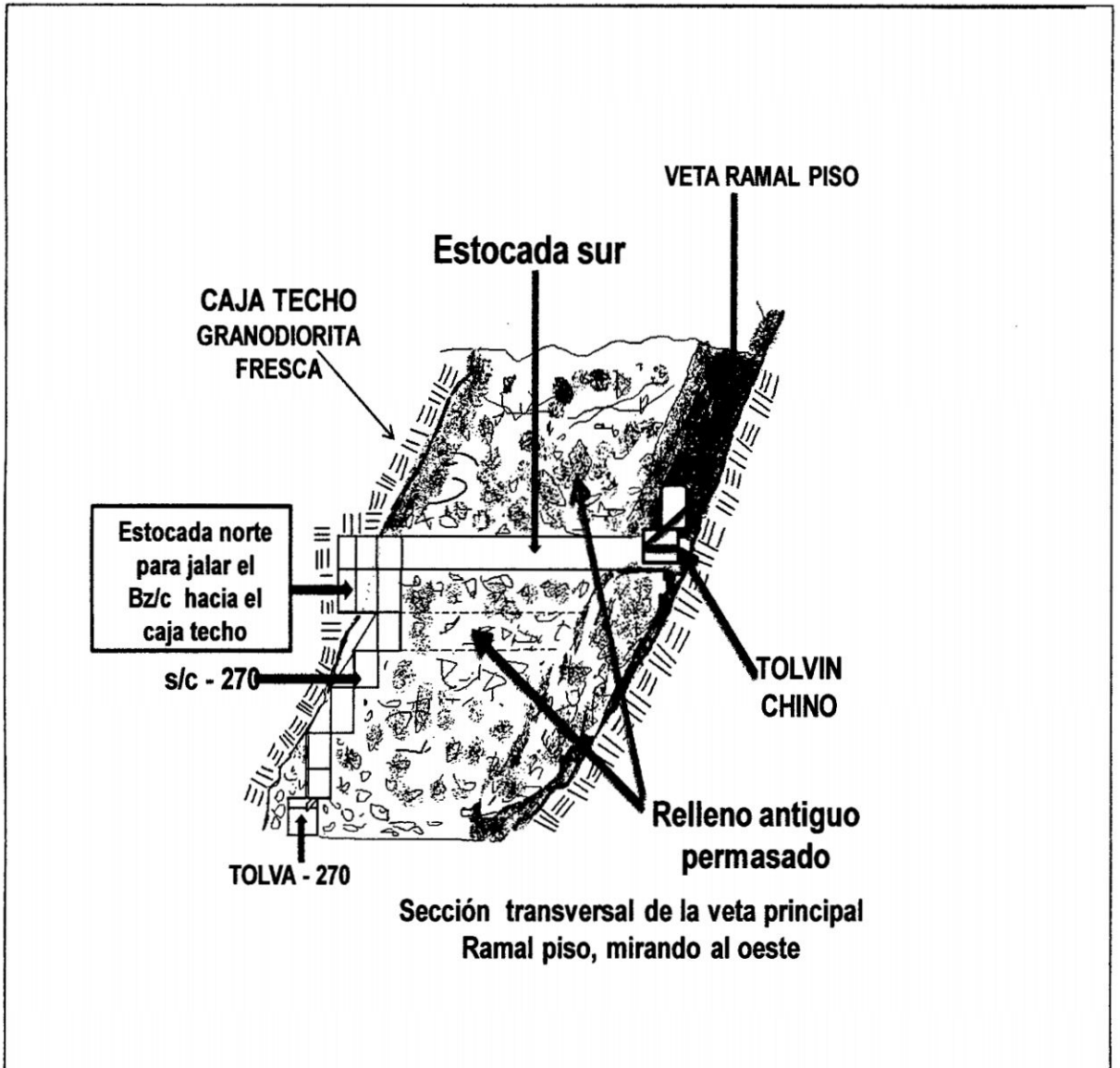


LÁMINA N° 07:

- Se ventila la labor con aire comprimido y ventiladoras axiales eléctricos de 5000 CFM.
- El relleno se obtiene de corona pobre y de estocadas, ya que algunos tajeos de recuperación en los primeros corte no cuentan con chimeneas de relleno.
- A partir del 7mo sobre cuadro se ejecutó una chimenea para el transporte de madera y ventilación, evitando de esa manera el mayor consumo de mano de obra en el transporte de madera.
- Comentario:

En los dos labores de recuperación entre Tj-270 y Tj-288 se mantenía el Bz/c sobre estructura, lo cual era un problema en el armado del s/c ocasionando los siguientes problemas:

Labor de alto riesgo debido a la presencia de material suelto en la corona y algunas veces fracturamientos por operaciones anteriores propenso a caer y dañar al personal. Además la presencia de presión lateral y del techo en el Bz/c que este provocaría la rotura de lo enrejados y el encribado con facilidad.

Debido a estos factores, el Bz/c está manteniendo en roca dura (caja techo); y el mineral se extrae por medio de una estocada desde el sobre cuadro auxiliar o tolvin al echadero principal del tajeo.

3.10. SERVICIOS AUXILIARES

3.10.1 AIRE COMPRIMIDO

El aire comprimido es importante dentro de una mina convencional ya que las perforadoras como las palas que se utilizan son neumáticos; es decir, funcionan con aire comprimido; para ello la empresa cuenta con dos compresoras de 1,000 CFM de marca INGERSOL RAND y una compresora portátil R 700 ATLAS COPCO de 500 CFM, cada uno, ubicadas en el nivel 2060.

El aire que proporciona las compresoras es almacenada en un pulmón de aire, ubicada en el Nv. 2060 de donde salen dos tuberías de 6" y 4" de diámetro, la tubería de 6" es para proporcionar al Nv. 1890 donde también se tiene dos pulmones de aire y a través de la tubería de 4" se suministra a los demás niveles inferiores.

3.10.2 VENTILACIÓN.

La mayor parte de labores de producción de sector Córdova cuenta con chimeneas comunicadas al nivel 2080, por lo tanto la ventilación es natural, aparte que el personal saliente luego de chispear, deja la válvula abierta del aire para que pueda expulsar rápidamente los gases del explosivo.

Las chimeneas y labores ciegas es ventilada por la tubería de tercera línea; dicha tubería de una pulgada de diámetro está instalada desde la galería o nivel inferior. Los frentes de avance horizontales como galerías y cruceros es ventilado con ventiladores eléctricas mediante mangas.

3.10.2.1. VENTILACION EN LABORES DE RECUPERACION DE MINA ISHIHUINCA.

Las labores de recuperación de mineral Tj-288; Tj-270; Tj-130; Tj-126 no cuentan con chimeneas de ventilación o son deficientes ya que los niveles superiores es inaccesible, por lo tanto es ventilado con ventiladores eléctricos impelentes, debido que la temperatura sobre pasa los 30°C, mantener dentro de los límites permisibles, según el Reglamento de B y S. Minera.

El Reglamento de Bienestar y Seguridad Minera en nuestro país, obliga a que todos las labores subterráneas se mantenga una circulación de aire limpio y fresco suficiente y adecuado en concordancia con el número de personas y las operaciones que se realiza.

Cuando las minas se encuentran hasta los 1,500 m.s.n.m, en los lugares de trabajo, la cantidad de aire necesaria por hombre será de $3\text{m}^3/\text{minuto}$. En otras altitudes la cantidad de aire será de acuerdo con la siguiente escala:

1500	a	3000 m.s.n.m	+ 40%
3000	a	4000 m.s.n.m	+ 70%
4000	a	más	+100%

En el nivel 1890, está instalada dos ventiladores eléctricos que ventila cada una a dos labores, siendo una de ellas que abastece a los tajeos 288 y 270 de capacidad 10 HP Y 5000 CFM. Ventilador N° 03.

Se efectuó el cálculo necesario para verificar la proporción de aire suficiente para cada persona y remover el polvo, mejorar la temperatura del lugar de trabajo.

Labor	:	Tj-288 y Tj-270	
Longitud	:	90 y 60m = 150m.	= 492.13 pies
Sección de la labor	:	5' x 5' Sección del camino =	25 pies ²
Altitud	:	1890 m.s.n.m.	= 6,200 pies

Condiciones sub ambientales

Temperatura efectiva :	27°C	=	80.5°F
Humedad relativa:	26%		
Presión atmosférica			
Número de personas que trabajan en cada labor		=	8 personas

a). CÁLCULO DE CANTIDAD DE AIRE NECESARIO SEGÚN EL NÚMERO DE PERSONAS EN LAS LABORES DE TJ-288 Y TJ-270 NV 1890.

Altitud = 6,200 pies.s.n.m

$$Q1 = n q (1+\%) \quad f-1 \quad \text{reemplazando}$$

$$Q1 = 8 \text{ personas} \times 106 \text{ pies}^3/\text{minuto} (1+ 40\%) = 1,187.2 \text{ pies}^3/\text{minuto}$$

b). CÁLCULO DE CANTIDAD DE AIRE NECESARIO PARA LA DILUCIÓN DE CONTAMINANTES GASEOSOS, CONSIDERANDO EL USO DE EXPLOSIVOS.

Explosivo: dinamita de 45% por 7"8" x 7"

$$Q2 = A \times V1 \times N \quad F-2$$

$$Q2 = 25 \text{ pies}^2 \times 50 \text{ pies/ minuto} \times 1 = 1,250 \text{ pies}^3/\text{minuto}$$

c). CÁLCULO DE CANTIDAD DE AIRE NECESARIA PARA MANTENER UNA TEMPERATURA EFECTIVA DE 30°C.

$$Q3 = A \times V1 \times N$$

$$Q3 = 25 \times 50 \times 1 = 1,250 \text{ pies}^3/\text{minuto}$$

Finalmente:

$$Q \text{ total} = Q1+Q2+Q3 = 1,187.2+1,250 +1,250 = 3,687.20 \text{ pies}^3/\text{minuto}.$$

Caudal del aire necesaria **Q total = 3,687.20 pies³/minuto**

d). Cálculo de velocidad de aire = $V = Q/A = 3,687.20 \text{ pies}^3/\text{minuto}/25 \text{ pies}^2$

$$V = 147.49 \text{ pies}/\text{minuto}.$$

e). Cálculo de la sección de a manga a usar.

Se considera 20 a 40 veces menor que la sección de la labor entonces

$$\text{Sección de la manga} = 25 \text{ pies}^2/20 \quad \text{S.manga} = 1.25 \text{ pies}^2$$

f). Cálculo de diámetro de la manga

$$\text{S.manga} = 3.1416 D^2/4 \quad \text{reemplazando} \quad D = 1.26 \text{ pies} = 0.38 \text{ metros}$$

g). Cálculo de la velocidad de aire dentro de la manga (V.aire)

$$\begin{aligned} V.\text{aire} &= Q_t/\text{sección de la manga} \quad \text{reemplazando} \\ &= 3,687.20 \text{ pies}^3/\text{mint}/ 1.25 \text{ pies}^2 \quad \quad \quad = 2,949.80 \text{ pies}/\text{minuto}. \end{aligned}$$

h). Cálculo del perímetro de la manga (P)

$$P = 2r(3.1416) \quad \text{reemplazando} = 3.1416 (1.26\text{pies}) = 3.96 \text{ pies}.$$

i). Cálculo de caída de presión wg.

$$W_g = KLP(V)^2/5.2 A \quad \quad \quad = 6.115 \text{ pulg de agua}$$

j). Cálculo de potencia del ventilador que se requerirá.

$$HP = W_g * Q * 5.2/ 33,000 * E$$

$$\text{Potencia necesaria} = 5,5 \text{ HP}$$

Donde:

$$K : \text{Coeficiente de fricción} \quad \quad \quad = 23.44 \times 10^{10}$$

$$Q : \text{Cantidad de aire requerida} \quad \quad \quad = 387.20 \text{ CFM}$$

$$A : \text{Área de la manga de ventilación} \quad \quad \quad = 1.25\text{pies}^2$$

$$P : \text{Perímetro del ducto (manga)} \quad \quad \quad = 3.96\text{pies}$$

$$W_g : \text{Caída de presión por la longitud de la manga.} \quad \quad \quad = 6.115 \text{ pulg. agua}$$

$$E : \text{Eficiencia del ventilador} \quad \quad \quad = 65\%$$

$$L : \text{Longitud de la manga desde la estación del ventilador} = 492.13 \text{ pies}$$

3.10.2.2. VENTILACIÓN EN LOS FRENTES DE AVANCE.

labor Cx 873N

sección 7'x 7'

a)- Sección de la manga a usar (s)

$$S = 7 \text{ pies} \times 7 \text{ pies} / 30 \quad \quad \quad = 1.633 \text{ pies}^2$$

b)- Cálculo de diámetro de la manga (D)

$$S = 3.1416 D^2/2 \quad D = 18 \text{ pulgadas.}$$

c). Cálculo de la velocidad de aire dentro de la manga (V.aire)

$$\begin{aligned} V.\text{aire} &= Q_t/\text{sección de la manga} \quad \text{reemplazando} \\ &= 3,687.20 \text{ pies}^3/\text{mint}/ 1.633 \text{ pies}^2 \quad = 2,258 \text{ pies/minuto.} \end{aligned}$$

d). Cálculo del perímetro de la manga (P)

$$P = 2r(3.1416) \quad \text{reemplazando} = 3.1416 (1.5\text{pies}) = 4.71 \text{ pies.}$$

e). Cálculo de caída de presión wg.

$$W_g = KLP(V)^2/5.2 A \quad = 5.44 \text{ pulg. de agua}$$

f). Cálculo de potencia del ventilador que se requerirá.

$$HP = W_g \times Q \times 5.2/ 33,000 \times E$$

POTENCIA NECESARIA = 5 HP

Donde:

K	: Coeficiente de fricción	= 23.44 x 10 ¹⁰
Q	: Cantidad de aire requerida	= 3,687.20 CFM
A	: Área de la manga de ventilación	= 1,633 pies ²
P	: Perímetro del ducto (manga)	= 4.71 pies
Wg	: Caída de presión por la longitud de la manga	= 5.44 pulg. Agua
E	: Eficiencia del ventilador	= 65%
L	: Longitud de la manga desde la estación del ventilador	= 820 pies

$$HP = \frac{5.44 \times 3,687.2 \times 5.2}{33,000 \times 0.65} = 4.86 \cong 5$$

$$HP = 5$$

3.10.3 CONSUMO DE ENERGÍA ELÉCTRICA.

La demanda y la distribución de la energía eléctrica en todas las

operaciones de mina, planta concentradora y servicios será los siguientes:

<i>EQUIPOS</i>	<i>Cantidad</i>	<i>% de Operación</i>	<i>KW/H</i>	<i>KW</i>
Compresora EP-250,1000CFM N° 1 200HP	01	100	164.03	164.02
Compresora EP-250, 1000CFM N° 2 200HP	01	100	164.02	164.02
Winche de izaje CIR 200 HP	01	80	131.21	131.21
Winche de arrastre de dos tamboras 20 HP	01	25	4 10	4.10
Locomotora GOODMAN de 4.5 ton	02	80	10.8	17.28
Locomotora BEV WRS de 1.5 ton	04	80	7.8	24.96
Bomba sumergible de achique (GRINDEX)	02	30	32.8	19.68
Electro bomba STERLING de 40 HP	02	20	32.8	13.12
Ventilador eléctrico AIRTEC 10,000 CFM, 15 HP	03	100	12.30	36.90
Ventilador eléctrico AIRTEC 5,000 CFM, 15 HP	05	100	8.20	41.00
Ventilador eléctrico repotenciado de 40 HP	02	100	32.8	65.60
Lámpara de mina CEAG	200	90	0.053	9.54
				691.43
Pérdida en línea 5%				34.57
Imprevistos 15%				103.71
			Total consumo (KW)	829.71

Es decir los dos grupos abastecen la demanda requerida.

La Compañía cuenta con tres grupos electrógenos CAT DE 650, 750 y 800 KW estando en funcionamiento el de 650 y 750 KW.

3.10.4 LINEA DE AGUA.

En el nivel 2060 se encuentra con dos pozas de almacenamiento de agua, uno es exclusivamente para agua potable y otra para agua industrial.

POZA N° 1: Cuya capacidad 20 m³ agua potable traído desde el pueblo en camión cisterna.

POZA N° 2: Capacidad de 40 m³.

El agua ácida de la mina es bombeada desde interior mina mediante bombas sumergibles estacionados en diferentes niveles para luego almacenar

en el pozo N° 2 del nivel 2060 para su tratamiento y luego es usado en la perforación.

3.10.5 CARGUIÓ, ACARREO E IZAJE

En la Mina Ishihuinca se explota en varios niveles, siendo el nivel de extracción de desmonte y/o mineral el nivel 2020, que se realiza con locomotora **GOODMAN de 4.5** toneladas que jala aproximadamente 12 carros mineros de U35.

Otro nivel principal de extracción es el nivel 1890 que también utiliza locomotora **GOODMAN** a batería que jala 14 carros mineros de U35. (Ver anexo lámina N° 16, foto 07)

Toda producción de mina es izada a través del pique que tiene un winche de izaje **Marca CIR de 200 HP**, provistas de balde de aproximadamente de 4 toneladas de capacidad. (Ver anexo lámina N° 16, foto 08)

CAPITULO IV

MEJORAMIENTO DE LAS OPERACIONES UNITARIAS EN LA VETA PROLONGACION CORDOVA Y RECUPERACIÓN DE PUENTES DE MINERAL DE MINA ISHIHUINCA.

4.1. OPERACIONES UNITARIAS.

Las principales operaciones unitarias que se realiza en la Mina Ishihuinca son los siguientes:

4.1.1. PERFORACIÓN.

En la perforación se utiliza el siguiente equipo:

Barreno	Brocas
4' patero	40 mm.
6' pasador	38 mm.

Para avances verticales (chimeneas)

3' patero	41 mm.
-----------	--------

5' pasador	39 m
------------	------

Para obtener el rendimiento cercano al 100% de las máquinas perforadoras, es necesario que estas trabajen con

Perforación con barreno de 6 pies	= 1.19 "
Cambio de posición para el siguiente taladro	= 0.83 "
Ciclo total	= 5.01 minutos
Eficiencia	= 5.00 minutos/taladro

CALCULO CON DATOS OBTENIDOS.

Velocidad de penetración del barreno (vp):

$e = vp.t \dots\dots(i)$, reemplazando en la relación (i)

$$vp = 1.60m/5.01minutos/tal$$

$$vp = 0.32 \text{ metros/minuto}$$

Cálculo de horas netas de perforación HNP

$$HNP = 60 \text{ min/hora} \times \text{Effmox} \times Rm \dots\dots(ii)$$

Donde:

Effmo : Eficiencia de mano de obra 90%

Rm : Rendimiento de la máquina perforadora 90%

Reemplazando en (ii):

$$HNP = 60\text{min/hora} * 0.90 * 0.90$$

$$HNP = 48.60 \text{ minutos/hora}$$

Cálculo de capacidad de perforación:

$$C = HNP/\text{ciclo total de perforación} \dots\dots(iii)$$

Reemplazando en (iii)

$$C = 48.60 \text{ mint/hora}/5.01 \text{ mint/tal.}$$

$$C = 9.70 \text{ taladros/hora}$$

Tiempo de demora en perforación.

$$\text{Tiempo de Perf. } 34 \text{ taladros}/9.7 \text{ talad./hora} = 3.51 \text{ horas}$$

$$\text{Tiempo total de perforación/disp.} = 3 \text{ h} + 31 \text{ mint.}$$

Tiempo neto de perforación (Tn)

$$T_n = 34 \text{ talad/disp} \times 5.01 \text{ mint./talad.}$$

$$T_n = 2.839 \text{ horas/disp.} = 2 \text{ horas y } 51 \text{ minutos}$$

Rendimiento de la perforación (R)

$$R = 60 \text{ min/hr} \times V \times T_n$$

$$R = 60 \text{ min/hr} \times 0.32 \text{ metros/mint.} \times 2.839 \text{ hr}$$

$$R = 54.51 \text{ m. perf/disp.}$$

A) DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y DISTRIBUCIÓN DEL EXPLOSIVO EN AVANCES HORIZONTALES Y VERTICALES.

A.1). FRENTE DE AVANCES HORIZONTALES.

El trazo o diagrama de distribución de taladros y la secuencia de salida de los mismos, presenta numerosas alternativas de acuerdo a la naturaleza de la roca y las características del equipo perforador. En nuestro caso para el diseño básico de voladura, mostramos el método de cuadrados, con arranque en paralelo, que corresponde al corte: "Quemado o Cilíndrico" y la distribución de los taladros y la orden de salida (ver lámina 8).

- Consideraciones generales:

Labor	: Crucero 873 N
Tipo de roca	: Granodiorita fresca
Sección de la labor	: 7"x 7"

CÁLCULO DE NÚMERO DE TALADROS.

a). Densidad del explosivo (D)

$$D = \frac{m}{v}, \quad v = \frac{3.1416 \times L \times d^2}{4} \quad \dots\dots\dots 1$$

ESTÁNDAR PARA MALLA DE PERFORACIÓN DE UN FRENTE HORIZONTAL

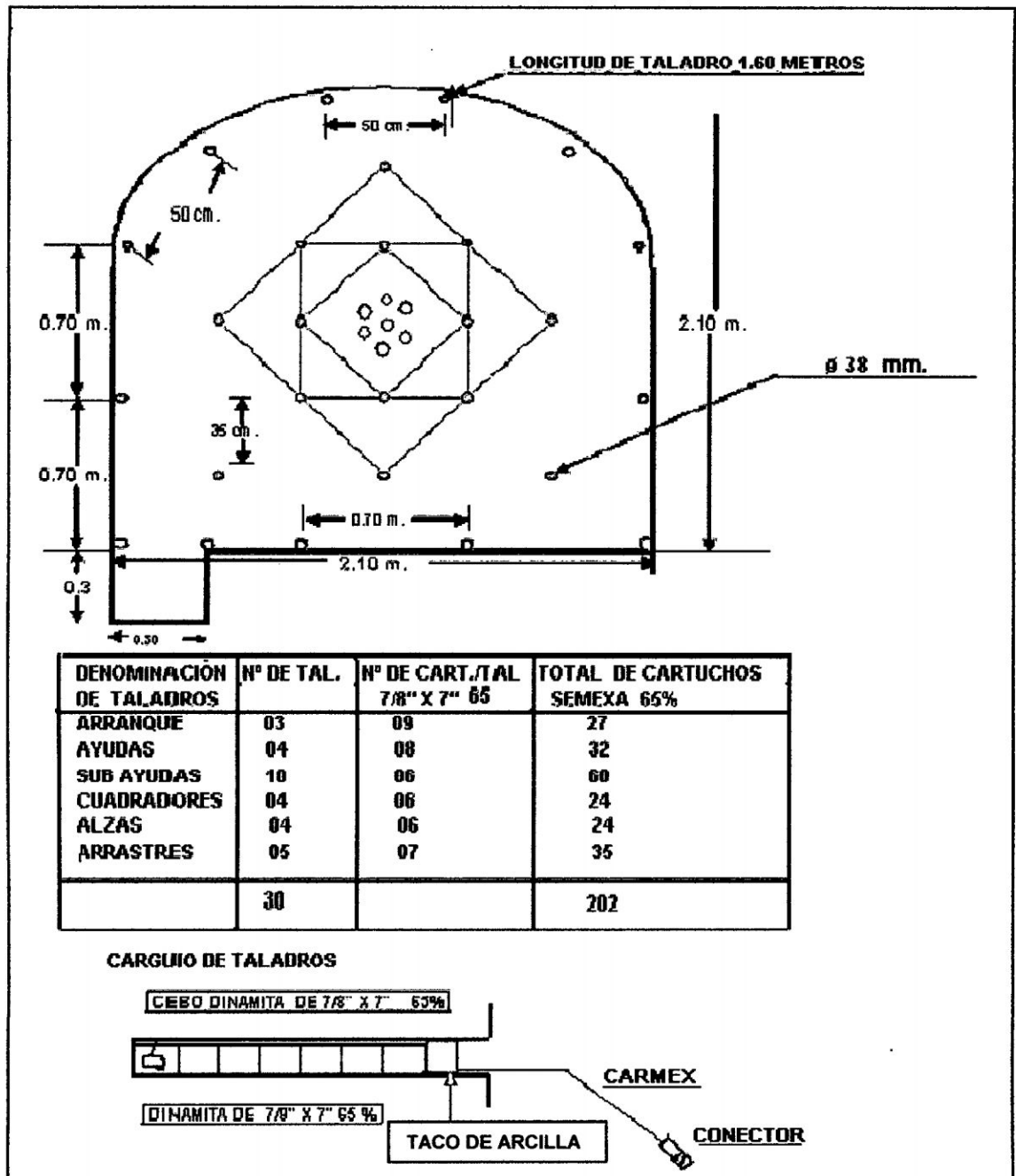


LÁMINA N° 08

D = Densidad del explosivo (cartucho) kg/m³

d = diámetro del cartucho (m) = 0.022225 m.

v = volumen del cartucho (m³)

Donde:

m = masa del cartucho (kg) = 0.08 kg.

L = longitud del cartucho (m) = 0.1778 m

$$v = \frac{3.1416 \times 0.1778 \times (0.022225)^2}{4} = 6.89 \times 10^{-5}$$

Reemplazando en la relación I

$$D = \frac{0.08}{6.89 \times 10^{-5}} = 1,161.10$$

$$D = 1,161.10 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

b). Cálculo de la masa explosiva (M)

$$M = K(L^3 + L \times S \times 0.88) \dots \quad \text{II}$$

Donde:

L = Longitud del taladro (m) 1.60

S = Sección de la labor (m²) 4.41

M = Masa explosiva (kg)

k = Constante de roca 1.57 (kg/m³), 0.88 equivalente a 12% de descuento del volumen por el arco.

Reemplazando en relación II

$$M = 1.57 (1.60^3 + 1.60 \times 4.41 \times 0.88)$$

$$M = 16.17 \text{ kg.}$$

c) Concentración de la carga o confinamiento. Cc

$$Cc = 0.45 \text{ kg/m}$$

d) Cálculo de longitud de taladro cargado LTC

LTC = M/Cc.....III

Reemplazando en relación III

TLC = 35,93 m

e). Cálculo de longitud total de taladro perforado LtTP

L.t.T.P100%

LTC66% de longitud del cargadoIV

$$LtTP = \frac{35.93 \times 100}{66} = 54.44m$$

e) Cálculo de número de taladros NT

TABLA N° 1

NT = LtTP/long.tal..... VI

Reemplazando en relación VI

NT = 34 taladros.

NT = 30 Taladros cargados.

$$K_{promedio} = \frac{1.50 \times 1.65}{2} = 1.57$$

Tipo de rocas	K: kg/m³
Muy fáciles	1.00 -1.20
Fáciles	1.10 – 1.30
Difíciles	1.30 – 1.50
Muy difíciles	1.50 -1.80

- Tipo de roca : Granodiorita
- Sección de la labor : 2.10 m x 2.10 m
- Longitud de taladro : 1.60 m
- Avance por disparo : 1.40 m
- Nº de taladros por disparos : 30 taladros cargados
- Nº de taladros de alivio. : 04 taladros
- Explosivo utilizado : Dinamita semexa 65 de 7/8"x7"

Nº de cartuchos : 202 cartuchos
Volumen roto/dispar : 6.174 m³ insitu
Factor de carga : 2.62 kg/m³
Kg. de explosivo/m. avance : 11.54 Kg/m. avance

A.2). FRENTES DE AVANCES VERTICALES.

CHIMENEAS DE DOBLE COMPARTIMIENTO.

Ver lámina 9

Tipo de roca : Granodiorita fresca
Sección de la chimenea : 10' x 5' = 3.00 m x 1.50 m
Longitud del taladro : 5 pies

1. CÁLCULO DE NÚMERO DE TALADROS Nº TAL.

$$N^{\circ}\text{Tal} = 0.34 \text{ tal/pies}^2 \times A + H1$$

$$N^{\circ}\text{Tal} = 0.234 \text{ tal/pies}^2 \times 10 \times 5 \text{ pies}^2 + 17$$

$$N^{\circ} \text{ Tal} = 29 \text{ taladros}$$

TABLA Nº 02

Donde:

A: Sección de chimenea (pies)

H1: Factor de roca

%ad: % de adición de cart.

ROCA	H	H1	%ad
Muy dura	22	17	14
Dura	16	12	11
Intermedia	11	7	0
Suave	6	2	0
Muy suave	1	0	0

2. CÁLCULO DE CARGA EXPLOSIVA.

a). Cálculo de longitud total de taladro perforado LtTP

$$LtTP = 1.50 \text{ m/tal} \times 29 \text{ tal} = 43.50 \text{ m/disp}$$

b). Cálculo de longitud de taladro cargado LTC

$$\text{LTC} = 43.50 \text{ m/disp} \times 66/100 = 28.71 \text{ m/disp}$$

c). N° cartuchos = 28.71 m/disp x 0.45 kg/m = 161.49 cart/disp

Por ser roca dura adicionar el 14% el explosivo

$$161.49 \text{ cart} \times 1.14 = 184.10$$

TOTAL = 184 CARTUCHOS

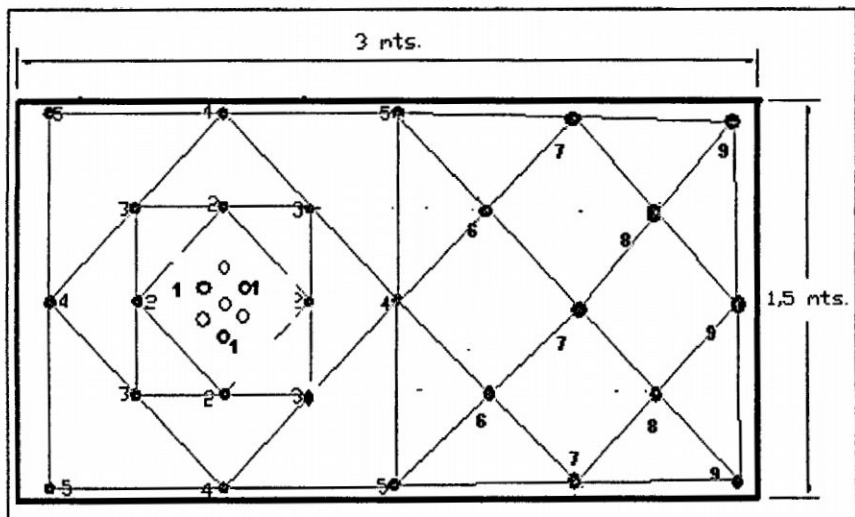
Avance por disparo	= 1,30metros
Número de taladros cargado	= 29 taladros
Número de taladros de alivio	= 04 taladros
Explosivo dinamita 7/8" x7" de 65	= 184 cartuchos
Accesorios	= Cármex de 8'
Factor de carga	= 2.52 kg/m ³
Volumen roto por disparo	= 5.85 m ³
Kg. Explosivo/metro de avance	= 11.32 Kg./m. avance

B). DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION EN LAS LABORES DE PRODUCCIÓN.

El trazo que se emplea en los tajeos de producción es de acuerdo de la potencia de la veta y la dureza del terreno (ver lamina 10).

Los trazos	Potencia
1. Lineal	de 0.3m a 0.50m
2. Zig-zag	de 0.60m a 0.80m
3. Alternados: 2 en 1	de 0.90m a 1.10m
3 en 2	de 1.20m a 1.40m
4 en 3	de 1.50m a 2.00m

INVERSIONES MINERAS DEL SUR S.A.
U.E.A. CARAVELI
ESTANDAR PARA MALLA DE PERFORACION DE UNA CHIMENEA DE DOBLE COMPARTIMENTO



DENOMINACION DE TALADROS	Nº DE TALADROS	Nº DE CARTAL	TOTAL DE CARTUCHOS SEMEXA DE 7/8"X7" 65
ARRANQUE	03	08	24
AYUDAS	04	07	28
SUB AYUDAS	10	06	60
CUADRADORES	12	06	72
TOTAL	29		184

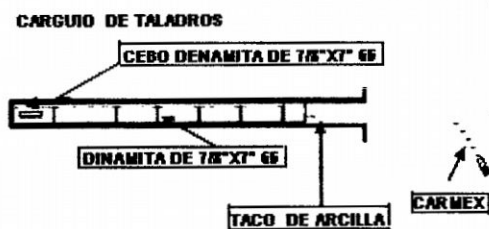


LÁMINA Nº 09: DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN EN CHIMENEA

En la mina Ishihuinca se realiza de dos maneras diferentes de perforación, siendo:

- Perforación en dirección horizontal (breasting.)
- Perforación en dirección vertical.

B.1). PERFORACION EN DIRECCION HORIZONTAL (BREASTING)

Consiste en arrancar el mineral con taladros horizontales, evitando de esta manera la desestabilización de las cajas, por consiguiente dar mayor seguridad al personal (ver lámina 10).

La perforación de producción en la mina Ishihuinca, para corte y relleno ascendente presentan las siguientes:

VENTAJAS.

- Permite controlar fácilmente la dilución y pérdida de mineral de valor económico, perforando solo en la veta.
- Dar mayor seguridad del personal, haciendo sostenimiento inmediato luego de la limpieza.
- Se controla fácilmente la altura del corte y la estabilidad de las cajas.

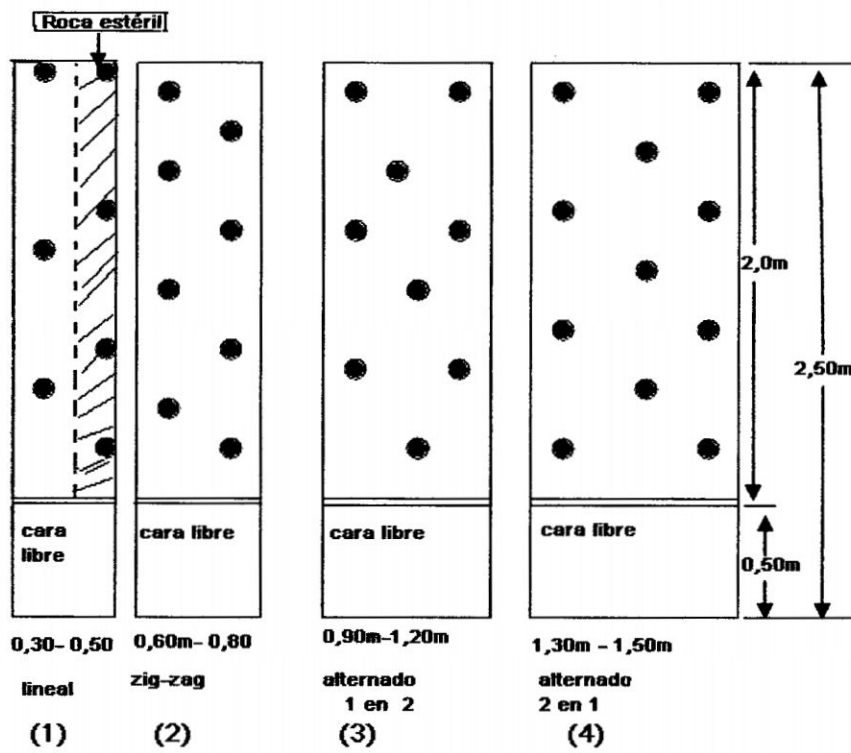
DESVENTAJAS.

- En vetas angostas hay que perforar y limpiar muchas veces seguidas.
- Baja productividad.

B.2). PERFORACION DE TAJEOS EN DIRECCIÓN VERTICAL

Consiste en arrancar el mineral, con taladro inclinado y/o vertical aproximadamente 75°

ESTANDAR MALLA DE PERFORACION PARA VOLADURA DE VETAS EN BREASTING.



VENTAJAS.

- la perforación y la limpieza son operaciones independientes,
- Los disparos pueden efectuarse con mayor número de taladros aumentando la eficiencia

DESVENTAJAS.

- Altura de corte después del disparo.
- Su rigidez, genera problemas cuando los límites de la veta son irregulares.
- Alta dilución

DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION PARA LOS TAJEOS CON PERFORACIÓN EN DIRECCIÓN HORIZONTAL.

Cálculo de número de taladros

a). Cálculo de densidad lineal del explosivo Dc:

$$D_c = 3.1416 \cdot D \cdot d^2 / 4 \dots\dots\dots I$$

Donde:

Dc: densidad lineal (kg/m)

D : densidad del cartucho (kg/m³) =1,159.8 kg/m³

d : diámetro del cartucho =0.022225 m.

Reemplazando en la relación I se obtiene

$$D_c = \frac{3.1416 \times 1,159.8 \frac{kg}{m^3} \times (0.022225m)^2}{4}$$

b). ~~Cálculo de masa explosiva (m)~~ $D_c = 0.45 \frac{kg}{m}$

$$M = K(L^3 + L \cdot S) \dots\dots\dots II$$

L = Longitud del taladro = 1.50 m

Reemplazando en la relación II

$$M = 0.60 \text{ kg/m}^3 ((1.50)^3 + 1.50 (2.1 \times 0.30))$$

K = constante de explosivo/roca 0.60 kg/m³

$$M = 2.565 \text{ kg.}$$

Ver cuadro N° 4.1

Donde

S = Sección de la labor a x h

a = ancho de la veta 0,30 m.

h = altura de corte 2.10 m

M = masa explosiva kg

TABLA N° 3

Tipo de roca	K: kg/m ³
Muy suave	0.2
Suave	0.4
Intermedio	0.8
Dura	1
Muy dura	1.2

c). Cálculo de longitud de taladro cargado L.T.C.

$$L.T.C = M/Dc \dots\dots\dots III$$

$$L.T.C = 2.565 \text{ kg} / 0.45 \text{ kg/m} \quad L.T.C = 5.70 \text{ m.}$$

d). Cálculo de longitud total de taladro perforado LtTP

$$L.t.T.P \dots\dots\dots 100\% \dots\dots\dots IV$$

$$L.T.C \dots\dots\dots 60\% \text{ cargado en los tajeos}$$

Reemp. En relación IV

$$LtTP = LTC \times 100\% / 60\% = 9,50 \text{ m.}$$

e). Cálculo de número de taladros N° tal.

$$N^\circ \text{ tal} = \frac{LtTP}{L}$$

Long. Taladro V

Reemp. En relación V

N°Tal = 9.50 m./1.50 m/tal.

NT = 7 taladros

Ver cuadro 4.1

CUADRO N° 4.1 CUADRO DE EFICIENCIAS SEGÚN LA POTENCIA DE LA VETA POR DISPARO

Potencia de veta m	RESUMEN DE DATOS SEGÚN, EL CÁLCULO PARA CADA POTENCIAS DE VETA										Factor de carga	
	M kg Explosivo	N° Cartuchos x disparo	LTC (M)	LITP (m)	N° Taladros por disparo	Volumen disparo m³	Torrelaje x disparo	Espaciamiento (m)	Burden (m)	Malla de Perforación	kg/m²	kJ/TM
0.3	2.565	32	5.7	9.5	7	0.9	2.79	0.3	0.3	lineal	2.85	0.92
0.6	3.105	39	6.9	11.5	8	1.8	5.58	0.4	0.26	zigzag	1.73	0.50
0.8	3.465	43	7.7	12.83	9	2.4	7.44	0.4	0.35	2 en 1	1.44	0.47
1.2	4.185	52	9.3	15.5	11	3.6	11.16	0.6	0.3	2 en 1	1.16	0.38
1.5	4.725	59	10.5	17.5	12	4.5	13.95	0.5	0.42	3 en 2	1.05	0.34
	3.609	45	8.02	13.37	9.4	2.64	8.18	0.44	0.33		1.65	0.53

LEYENDA

ESTANDARES DE DIMENSIONES DEL TAJEO

- * M : Masa explosiva (kg) * Altura de corte : 2,00 m.
- * N° cart/disp : Número de cartuchos por disparo * Altura total del piso a la corona : 2,50 m.
- * LTC Longitud de Taladro Cargado (m) * Altura de relleno a la corona : 0,50 m.
- * LITP : Longitud total de Taladro Perforado (m) * Ancho de minado mínimo : 0,70 m.
- * N° tal Número de taladros * Eficiencia delbarreno : 85%
- * Longitud delbarreno : 1,50 m.
- * Peso específico del mineral : 3,10 Tm/m³

4.1.2. VOLADURA.

Es una operación unitaria muy importante y necesaria para explotar el mineral en el tajeo, por los siguientes razones.

- Es una operación peligrosa.
- Necesita la interrupción de todas las actividades dentro de una distancia de seguridad, que puede durar de 30 minutos hasta 2 horas, lo cual significa una tecnología de producción discontinua.
- El reinicio de la actividad minera sólo puede ejecutarse después de la eliminación de los gases tóxicos de la explosión mediante la ventilación forzada con duración de varios minutos, duración que está en función de la eficiencia de la ventilación.
- La voladura es convencional se utiliza dinamita de 45 % y 65% el carguío se efectúa manualmente mediante un atacador de madera, mecha blanca con fulminante N° 8, cármex de 6; 7; 8 pies y el encendido es con mecha rápida. (Ver anexo, lamina N° 11°)

4.1.3. LIMPIEZA

a) Limpieza de carga en los tajeos.

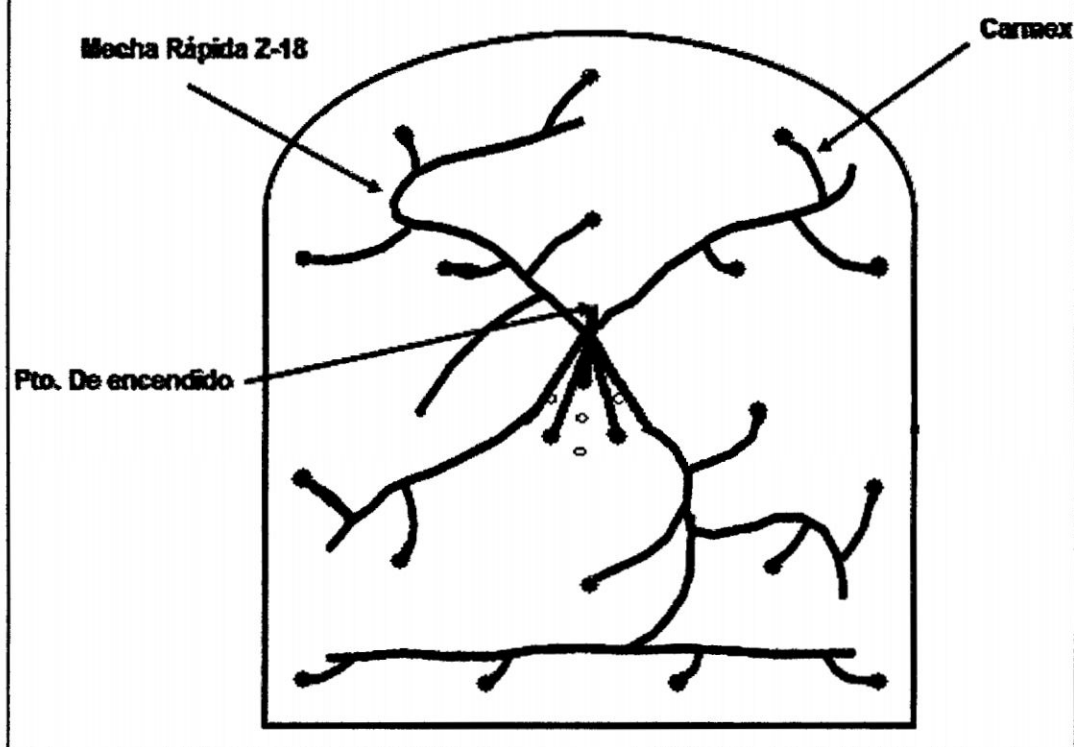
Una vez efectuada la ventilación, desatado de rocas sueltas y colocado de guardacabeza tipo marchavante, se procede a la limpieza de mineral, lampeando a pulso directamente a la carretilla, y se traslada hasta el primer echadero buzón, usando como herramientas; el pico y lampa.

El ciclo de minado en los tajeos con perforación horizontal comprende: Perforación, Voladura, ventilación, regado, desatado, limpieza de carga y sostenimiento, el relleno se efectúa una vez terminado el corte.

El número de carros obtenidos depende de la potencia de la veta lo que representa de la siguiente manera:

LÁMINA N° 11: AMARRE - VOLADURA

Línea troncal Z-18 para arranque de corte quemado de 7 taladros



En los tajeos donde la potencia de la veta supera a 1.20 metros trabajan 3 personas para poder cumplir el ciclo de minado utilizando dos carretillas.

El tiempo promedio de limpieza es aproximadamente 4 horas, siendo las horas restantes para efectuar el sostenimiento y perforación.

b).- Limpieza en los frentes de avance.

La limpieza en los frentes de avance se efectúa con la pala neumática LM 36, con tres personas y son: Maestro perforista, ayudante perforista y enmaderador.

La sección de las labores horizontales como (galerías, cruceros) es de 7'x7'

- Nº de carros por disparo promedio de 13 carros U35
- El tiempo promedio de llenado al carro U35 es 7.55 minutos/carro.
- Ciclo total de llenado 12.15 minutos/carro.

Cuando se efectúa limpieza a pulso se trabaja 4 personas.

Tiempo de llenado al carro 15 minutos.

Ciclo total de llenado al carro minero U35 20 minutos

Tiempo total de limpieza es de 4 horas y 40 minutos

RENDIMIENTO DE PALA NEUMATICA LM 36

Característica de la pala Eimco:

- Capacidad de la cuchara	(m ³)	0.14
- Motor de tracción	(HP)	8.70
- Motor de cuchara	(HP)	9.80
- Velocidad de marcha	(m./mint.)	60
- Ancho de vía	(m.m.)	500
- Consumo de aire	(CFM)	210

TIEMPO DE DEMORA EN CAMBIAR EL CARRO CARGADO CON VACIO

Estación del carro vacío en 100 metros del frente como promedio.

Demora en llevar el carro cargado + manipuleo en el cambio+ retorno=5 minutos.

Ciclo total de operación /carro = 12.15m

4.1.4. SOSTENIMIENTO.

En la mina Ishihuinca, se utiliza como elemento de sostenimiento la madera bruta de eucalipto en los tajeos y labores de avance.

El sostenimiento se efectúa según la clase de terreno. El Departamento de Geomecánica es el encargado del estudio de la clasificación del macizo rocoso y las características geomecánicas de las rocas encajonantes de la veta, para luego da recomendaciones en el diseño del sostenimiento.

En la mina Ishihuinca se presentan 4 clases de terrenos y son:

- Terreno compacto, no requiere sostenimiento ejemplo: Cruceros roca granodiorita.
- Terreno fracturado;
- Terreno quebrado;
- Terreno suave.

TIPOS DE SOSTENIMIENTO QUE SE UTILIZA EN LA MINA ISHIHUINCA.

1. Sostenimiento con cuadros de madera:
 - a. Cuadros rectos. Ver lámina 14 figura 03 en el anexo.
 - b. Cuadros cónicos.
 - c. Cuadros cojos
 - d. puntales de seguridad.

e. Marchavantes.

2. Sostenimiento con Split Set.

3. Sostenimiento con malla electrosoldadas.

1). SOSTENIMIENTO EN LOS FRENTES

a). Sostenimiento con split set. Se coloca en los frentes de avance cuando se presentan en condiciones de roca fracturada, se procede el colocado del split set de 6 pies de longitud, colocando en dirección perpendicular a las rajaduras o planos de discontinuidad.

b). Sostenimiento con malla electrosoldadas. Es la combinación con el Split Set, su finalidad es impedir la caída de fragmento de rocas.

c). Cuadros de madera (cónicos, rectos y cojos) se utiliza cuando el terreno es quebrado o suave, se arma cuadros cónicos de madera de eucalipto de 8" de diámetro como mínimo con encribado hasta la corona y enrejados laterales este tipo de terreno carga presiones del techo y hastiales (paredes y cajas) ver anexo 07, estándares de cuadro de galería.

2). SOSTENIMIENTO EN LABORES DE PRODUCCION (TAJEOS).

El sostenimiento se ejecuta inmediatamente de haber hecho la limpieza de carga, el diámetro de la madera depende de la sección de la labor. Los tipos de sostenimiento son los siguientes:

a). Cuadros cónicos.- Se utiliza cuando ambas cajas (techo, piso) y corona son deleznales, se procede el armado de cuadro cónico encribando la corona, enrejado laterales y bloqueado. Ver la figura 05 de lámina 14 en el anexo.

b). Cuadros cojos.- Se utiliza en los siguientes casos: (Ver la figura 04 de lámina 14 en el anexo).

- Cuando el caja techo presenta terreno suave y panizado, con presencia de cuñas, el poste se coloca en caja techo precisamente en lado suave, patilla en caja piso terreno estable, encribado y enrejado.
- Cuando el caja piso es suave, el poste se coloca en lado piso con patilla en caja techo, encribado y enrejado.

c). Sostenimiento con puntales de seguridad.-

Es el elemento más simple y uso frecuente en el sostenimiento de labores mineras.

La regla técnica poner los puntales con una ligera inclinación de 5 a 10 grados hacia delante, fuera de la línea perpendicular a la caja techo con el doble propósito de:

- . Prevenir su caída bajo el peso del mineral o desmonte, y
- . Permitir su ajuste hacia su real posición con una pequeña presión de la caja techo.

Se coloca una "plantilla" de tabla sobre la "cabeza", y una patilla de forma trapezoidal en caja piso en donde se quede empotrado el pie del puntal, y así distribuir la carga del terreno.

Es un sostenimiento preventivo, se coloca antes de iniciar la limpieza de carga en lugares donde requiera. Ver lámina 15 figura 06 en el anexo.

d). Marchavantes.- Generalmente se llama "guarda cabeza" tipo marchavante son rajados o redondos de tres metros o menos, que se utiliza en todas las labores mineras en donde se arma cuadros, consiste en introducir a golpes algunos largueros de bajo del sombrero del penúltimo cuadro, haciendo pasar por encima del sombrero del último cuadro ya que sirve como puente, la finalidad de colocado de guarda cabeza tipo marchavante es para prevenir la protección al

personal de la posible caída de rocas, se coloca después de cada disparo y se recoge una vez armado el siguiente cuadro.

3).- SOSTENIMIENTO EN LABORES DE RECUPERACIÓN DE MINERAL.

El sostenimiento es primordial, por ser labores alto riesgo y además por trabajar de bajo de relleno y zonas desestabilizadas por operaciones anteriores.

El tipo de sostenimiento que se usa en las labores de recuperación es

Cuadro cónico con espaciamiento de cuadro a cuadro es de 0,80m. a 1.00 metros, con redondos de 8 a 10 pulgadas de diámetro, y colocando una plantilla de tabla de 2" de diámetro en la base del poste para impedir el hundimiento prematuro de los postes por la presión del techo.

El encribado de la corona se efectúa con redondos de 6" de diámetro, colocando la última fila de encribado con rajados bien cerrado con el fin de impedir la caída de material menuda lo cual dañaría al personal.

Los enrejados laterales se efectúa con rajados de madera de eucalipto hasta la altura del tirante espaciados a 0.10 metros de rajado a rajado, la función de los enrejados es aguantar el material suelto de los hastiales.

Marchavantes se coloca para iniciar la limpieza del material con redondos de 6 y 5 pulgadas de diámetro de 3.00 metros de largo, lo cual sirve como puente.

La función fundamental es aguantar el material hasta limpiar la carga y armado del siguiente cuadro y a la vez protección del personal.

SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET:

El Split set consiste en un tubo rasurado a lo largo de su longitud, uno de los extremos es ahusado y el otro lleva un anillo soldado para mantener la platina. Al ser introducido el perno a presión dentro de un menor diámetro, se genera una

presión radial a lo largo de toda su longitud contra las paredes del taladro, cerrando parcialmente la ranura durante este proceso. La fricción en el contacto con la superficie del taladro y la superficie externa del tubo rasurado constituye el anclaje, el cual se opondrá al movimiento o separación de la roca circundante al perno, logrando así indirectamente una tensión de carga.

Estos son utilizados para sostener galerías, cruceros y otros trabajos de desarrollo, en condiciones de roca fracturada a intensamente fracturada y/o débil, de calidad mala a muy mala y en condiciones de altos esfuerzos. Si las labores son conducidas en mineral, el enmaderado debe ser más consistente para mantener la presión y el movimiento de la roca en los contornos de la excavación. (Figura 01 y 02 de lámina 12) del anexo.

El diámetro de los tubos ranurados varía de 35 a 46mm, con longitudes de 5 a 12 pies. Pueden alcanzar valores de anclaje de 1 TM a 1.5 TM por pie de longitud. Los Split sets son usados mayormente para reforzamiento temporal, usualmente conformando sistemas combinados de refuerzo en terrenos de calidad regular a mala. En roca intensamente fracturada y débil no es recomendable su uso.

Su instalación es simple, solo se requiere de máquinas jack leg. Proporciona acción de refuerzo inmediato después de su instalación y permite una fácil instalación de la malla.

El diámetro del taladro es crucial para su eficacia, el diámetro recomendado para los Splits sets de 39 mm. es de 35 a 38 mm, con diámetros mas grandes se corre el riesgo de un anclaje deficiente y con diámetros más pequeños es muy difícil introducirlos. Son susceptibles a la corrosión en presencia de agua, a menos que sean galvanizados.

SOSTENIMIENTO CON MALLA ELECTROSOLDADA

La malla electro soldada consiste en una cuadrícula de alambres soldados en sus intersecciones, generalmente de N° 10/08, con cocadas de 4" x 4", construidas en material de acero negro que pueden ser galvanizadas. La malla viene en rollos o en planchas. Los rollos tienen 25 m de longitud por 2 m de ancho y las planchas usualmente tienen 3 m de longitud por 2 m de ancho. Ver foto 05 de lámina N° 13 del anexo.

4.1.5. RELLENO.

El relleno es otro de las operaciones unitarias del ciclo de minado, que se realiza después de concluir el corte de una ala completa para luego continuar el siguiente corte.

El material de relleno es detrítico que se obtiene de las labores de desarrollo, se echa por la chimenea de relleno por la acción de la gravedad.

Hay varias formas de rellenar el tajeo, siendo los siguientes:

a. Cuando las vetas tiene potencias menores de 0.70 metros.

En vista que el corte se efectúa a base de sostenimiento se necesita ancho de la labor un promedio de un metro, entonces se rellena con descaje de caja piso por lo tanto no requiere desmonte. Se inicia inmediatamente el corte con perforación en dirección horizontal, aplicando el método de "circado", luego de limpiar el mineral se dispara descaje el caja piso al final del turno.

b) Cuando la veta tiene potencias mayores de 0,70 metros

Se rellena con material proveniente de los frentes de desarrollo o también se obtiene de las estocadas según el planeamiento.

Cuando una de las alas es mineral pobre, se procede a asentar como corona pobre, el ciclo continuará hasta llegar a la zona mineralizada.

4.2. COSTOS DE EXPLOTACION.

4.2.1 COSTO DE EXPLOTACION EN LAS LABORES DE LA MINA ISHIHUINCA SECTOR CORDOVA, SEGÚN LA POTENCIA DE VETA POR MES.

CONSIDERACIONES GENERALES

Potencia de la veta	0.30 metros
Labor	Tj-832 E-W
Veta	Honda
Tipo de perforación	Horizontal
Método de minado	" Circado"
Método de explotación	Corte y relleno ascendente convencional
Operación por mes	25 días
Número de trabajadores por turno	2 mineros perforista y ayudante
Número de disparos por guardia	2 disparos.
Barreno	4 y 6 pies
Malla de perforación	zig-zag
Número de taladros	7 taladros.

1. CUANDO LA POTENCIA DE LA VETA = 0.30 METROS.

Para los cálculos respectivos ver el cuadro N° 4.1

DESCRIPCIÓN DE OPERACIÓN	Nº DE DIAS	Nº DE TAREAS
- Extracción de mineral	14	56
- Realce para sobre cuadro tipo chimenea dos disparos	01	04
- Armado del sobre cuadro (preparación+ transporte+ Izaje y armado)	02	08
- Extracción de mineral	05	32
Total	25	100

A).- COSTO DE EXPLOTACION EN TAJEOS POR MES EN SOLES.

a). Explosivo

Tajeos:

Cartuchos de	: 44 disp/mes x 32 cart/disp x 0.55 soles/car	= S/. 774.40
Cármex de 7 pies	: 44 disp/mes x 7 cármex/disp x 1.47 soles/cármex	= S/. 452.76
Mecha rápida	: 44 disp/mes x 4 metros/disp x 1.08 soles /metro	= S/. <u>190.08</u>
		S/. 1,417.24

Realce para sobre cuadro dos disparos.

Cartucho 45%	: 2 disp/mes x 122 cart/disp x 0.55 soles/cart	= 134.20
Cármex de 7 pies	: 2 disp/mes x 22 cármex/disp x 1.47 soles/cármex	= 64.68
Mecha rápida	: 2 disp/mes x 10 metros/disp x 1.08m soles/metro	= <u>21.60</u>
		\$/ 220.48

b. Costo por longitud de taladro perforado (m).

Tajeos

Tajeos:	44 disp/mes x 9.5 metros/disk x 3.75 soles/metro perforado	= 1,567.50
Realce s/c	: 2 disp. x 23 taladros x 1.40 m./tal x 3.75 sol/m. perf.	= <u>241.50</u>
		\$/ 1,809.00

c. Costo por mano de obra.

Maestro perforista	50 tareas x 84.53 soles /tarea	= 4,226.50
Ayudante perforista	50 tareas x 78.15	
soles /tarea		= <u>3,907.50</u>
		\$/ 8,134.00

Sub total = 11580.72

B). RESULTADOS OBTENIDOS.

Mineral	: 34.32 m ³ x 143.39 soles/m ³	= 4,921.14
---------	--	------------

S/cuadro	: 1 s/cuadro x 476.91 soles/s/cuadro	= 476.91
Puntal de seguridad	: 36 puntales x 27.77 soles/puntal	= 999.72
Guarda cabeza	: 36 guardacabezas x 23.05 sol./guardacabeza	= 829.80
Desquinche para s/c	: 9m ³ x 60 soles/m ³	= 540.00
Descaje en el tajeo	: 45.76m ³ x 60 soles/m ³	= <u>2,745.60</u>
Total		\$/ 10513.17

UTILIDAD = S/. 10513.17 - S/. 11,580.72= -1,067.55 soles

Pérdida, no conviene trabajar.

2. CUANDO LA POTENCIA DE VETA = 0.60 METROS.

DESCRIPCIÓN DE OPERACIÓN	Nº DE DÍAS	Nº DE TAREAS
Extracción de mineral	14	56
Realce para s/c (desquinche+relleno)	1.5	06
Desquinche sección para el sobre/cuadro en mineral	1.0	04
Armado se s/c (prep.+ traslado+izaje+solera)	1.5	06
Extracción de mineral	<u>7.0</u>	<u>28</u>
Total	25 días	100

A) COSTO DE OPERACIÓN

a). Explosivos:

- Tajeos

- ✓ Cartucho de 45% : 42 disp/mes x39cart/dispx0.55 soles/cart. = 900.90
- ✓ Cármex de 7 pies : 42 disp/mes x8carmex/dispx1.47soles/cármex = 493.92
- ✓ Mecha rápida : 42 disp/mes x3met/dispx1.08soles/metros = 136.08

Realce para sobre cuadro en desmonte 2 disparos tipo CH

- ✓ Cartucho de 45% : 2 disp/mes x 64 cart/disp x 0.55 soles/cart. = 70.40
- ✓ Cármex de 7 pies : 2 disp/mes x 15 cármex/disp x 1.47 soles/cármex = 44.10
- Mecha rápida : 2 disp/mes x 5 met/disp x 1.08 soles/metros = 10.80

Desquinche en mineral dando sección para el sobre cuadro

- ✓ Cártucho de 45% : 80 cart/disp x 0.55 soles/cart = 44.00
- Cármex de 7 pies : 20 cármex/disp x 1.47 soles/cármex = 29.40
- Mecha rápida : 10 met/disp x 1.08 soles/metros = 10.80

S/. 1,740.40

b) Costo por longitud perforado

- . Tajeos : 42 disp/mes x 11.50 metros/disp. x 3,75 soles/m. perf. = 1,811.25
- . Realce : 2 disp x 16 tal./disp x 1,40 metros/tal x 3,75 soles/m.perf. = 168.00
- . Desquinche: 20 tal/disp x 1.10 met/tal x 3,75 soles/m. perforad = 82.50

S/. 2,061.75

c) Costo de mano de obra

- Maestro perforista : 50 tareas x 84.53 soles/tarea = 4,226.50
- Ayudante perforista : 50 tareas x 78.15 soles/tarea = 3,907.50

S/. 8,134.00

Sub total = 11936.15 soles

B) RESULTADO OBTENIDO:

- Mineral : 69.12 m³ x 143.39 soles/m³ = 9,911.12
- S/cuadro : 1 s/c x 476.91 soles /sobre cuadro = 476.91
- Puntal de seguridad : 35 puntales x 27.77 soles/puntal = 971.95
- Guarda cabeza : 35 guarda cabezas x 23.05 soles/guar = 806.75
- Desquinche para s/c : 5.4 m³ x 60 soles/m³ = 324.00

- Descaje en el tajeo : 10 m³ x 60 soles/m³ = 600.00

S/. 13,090.73

UTILIDAD = 13,090.73 – 11,936.15 = 1,154.58 soles.

(3). CUANDO LA POTENCIA DE VETA ES = 0.80 METROS.

DESCRIPCIÓN DE OPERACIÓN	Nº DE DÍAS	Nº DE TAREAS
• Extracción de mineral	14	56
• Realce para s/cuadro (desquinche en desmonte y mineral)	03	14
• Relleno	03	12
• Extracción de mineral	<u>05</u>	<u>20</u>
TOTAL	25	102

38 disparos en el tajeo.

A) COSTO DE PRODUCCIÓN

a) Explosivos

Tajeos:

- Cartucho de 45% : 38 disp/mes x 44 cart/disp x 0.55 soles/cart. = 919.60

- Cármex de 7 pies : 38 disp/mes x 9 cármex/disp x 1.47 soles/cármex = 502.74

- Mecha rápida : 38 disp/mes x 3 met/disp x 1.08 soles/metros = 123.12

Realce para sobre cuadro en desmonte 2 disparos tipo CH

- Cartucho de 45% : 2 disp/mes x 95 cart/disp x 0.55 soles/cart. = 104.50

- Cármex de 7 pies : 2 disp/mes x 18 cármex/disp x 1.47 soles/cármex = 52.92

- Mecha rápida : 2 disp/mes x 5 met/disp x 1.08 soles/metros = 10.80

Desquinche en mineral, dando sección para el sobre cuadro

- Cartucho de 45% : 80 cart/disp x 0.55 soles/cart. = 44.00

- Cármex de 7 pies : 20 cármex/disp x 1.47 soles/cármex = 29.40

- Mecha rápida : 10met/disp x 1.08soles/metros = 10.80
1,797.88

b). Costo por longitud perforado.

Tajeos : 38disp/mes x 12.83metros/disp. x 3.75 soles/m. perf. = 1,828.28
Realce : 2 disp x 19 tal./disp x 1,50 met/tal. X 3,75 soles/m.perforado = 213.75
Desquinche: 20 tal/disp x 1.10 met/tal x 3,75 soles/m. perfor = 82.50
2,124.53

c).Costo de mano de obra.

Maestro perforista : 51 tareas x 84.53 soles/tarea = 4,311.03
Ayudante perforista : 51 tareas x 78.15 soles/tarea = 3,985.65
8,296.68

Sub total = 1,797.88 + 2,124.53 + 8,296.68 = \$/. **12,219.09**

B). RESULTADO OBTENIDO

- Mineral : 69.12 m³ x 143.39 soles/m³ = 9,590.46
- S/cuadro : 1 s/c x 476.91 soles /sobre cuadro = 476.91
- Cuadro cojo : 29 puntales x 104.18 soles/cuadro = 3,021.22
- Guarda cabeza : 29 guarda cabezas x 23.05 soles/guar = 668.45
- Desquinche para s/c : 4.2 m³ x 60 soles/m³ = 252.00
\$/ 14,009.04

UTILIDAD = 14,009.04 – 12,219.09 = 1,789.95 soles.

(4). CUANDO LA POTENCIA DE LA VETA = 1.20 METROS

DESCRIPCIÓN DE OPERACIÓN	Nº DE DÍAS	Nº DE TAREAS
• Extracción de mineral	13	52

• Realce para s/cuadro (desquinche en desmote y mineral)	03	12
• Relleno	04	26
• Extracción de mineral	<u>05</u>	<u>20</u>
TOTAL	25	110

36 disparos en el tajeo

Volumen de mineral extraído (36 x 1,40 + 3)x1,20x2.00 = 128.16 m³

A). COSTO DE EXPLOTACIÓN

a) Explosivos

Tajeos:

- Cartucho de 45% :36 disp/mes x 52 cart/disp x 0.55 soles/cart = 1,029.60
- Cármex de 7 pies :36 disp/mes x 11carmex/disp x 1.47soles/carmex = 582.12
- Mecha rápida :36 disp/mes x 4met/disp x 1.08soles/metros = 155.52

Realce para sobre cuadro en desmote 2 disparos tipo CH

- Cartucho de 45% : 2 disp/mes x 122cart/disk x 0.55 soles/cart. = 134.20
- Cármex de 7 pies : 2 disp/mes x 22carmex/disk x 1.47soles/carmex = 64.68
- Mecha rápida : 2 disp/mes x 10met/disk x 1.08soles/metro = 21.60

Desquinche en mineral dando sección para el sobre cuadro

- Cartucho de 45% : 60 cart/disk x 0.55 soles/cart. = 33.00
- Cármex de 7 pies : 15 carmex/disk x 1.47soles/carmex = 22.05
- Mecha rápida : 10 met/disp x 1.08soles/metros = 10.80

b). Costo por longitud de taladro perforado

Tajeos : 36 disp/mes x 15.50metros/disp. x 5.604 soles/m. perf = 3,127.03

Realce : 2 disp x 23 tal./disp x 1.50 met/tal x 3.75 soles/m.perf = 258.75
 Desquinche : 15 tal/disp x 1.10 met/tal x 5.604 soles/m. perforado = 92.47

c). Costo de mano de obra.

Maestro perforista : 55 tareas x 84.53 soles/tarea = 4,649.150
 Ayudante perforista : 55 tareas x 78.15 soles/tarea = 4,298.250
 Sub total \$/ **13,414.14**

B). RESULTADO OBTENIDO

Mineral (36 disp/mes x 1.40m/dis x 3m.) x 1.20m x 9m x 114.39 = 14,660.22
 S/cuadro : 1 s/c x 476.91 soles /sobre cuadro = 476.91
 Cuadro completo : 28 puntales x 143.67soles/cuadro = 4,022.76
 Guarda cabeza : 28 guarda cabezas x 23.05 soles/guar = 645.40
 Desquinche para s/c : 1.80 m³ x 60 soles/m³ = 108.00
\$/ 19,913.29

UTILIDAD = S/19,913.29 – S/ 13,414.14 = **6,499.15 soles.**

(5). CUANDO LA POTENCIA DE VETA ES = 1,50 METROS.

DESCRIPCIÓN DE OPERACIÓN	Nº DE DÍAS	Nº DE TAREAS
- Extracción de mineral	13	58
- Relleno	04	24
- Realce para s/cuadro (desquinche en desmonte y mineral)	01	04
- Armado de s/cuadro (preparación + Transp + izaje)	01	06
- Extracción de mineral.	<u>06</u>	<u>30</u>
TOTAL	25	122

38 disparos en el tajeo

Volumen extraído de mineral 168.60 m³

A). COSTO DE EXPLOTACIÓN

b) Explosivos

• TAJEOS

- Cartucho de 45%	:38 disp/mes x59cart/disp	x0,55 soles/cart	=1,233,10
- Cármex de 7 pies	:38 disp/mes x12carmex/disp	x1.47soles/carmex	= 670,32
- Mecha rápida	: 38 disp/mes x4met/disp	x1.08soles/metros	= 164.16

Realce para sobre cuadro en desmonte 2 disparos tipo CH

- Cartucho de 45%	:2 disp/mes x122cart/disp	x0.55 soles/cart.	= 134.20
- Cármex de 7 pies	:2 disp/mes x22carmex/disp	x1.47soles/carmex	= 64.68
- Mecha rápida	:2 disp/mes x10met/disp	x1.08soles/metros	= 21.60

b). Costo por longitud de taladro perforado

Tajeos:	38disp/mes x 17.50metros/disp.	x 3.75soles/m. perf	= 2,493.75
Realce:	2 disp x 23 tal./disp	x 1.50 met/tal x 3.75soles/m.perf	= 258.75

c). Costo de mano de obra

Maestro perforista	: 61 tareas x 84.53 soles/tarea	= 5,156.33
Ayudante perforista	: 61 tareas x 78.15 soles/tarea	= <u>4,767.15</u>
Sub total	s/	14,964.04

B). RESULTADO OBTENIDO

- Mineral	(38 disp/corte x 1.40m/disp+3m.)x1.50mx2mx114.39	= 19,286.15
- S/cuadro	: 1 s/c x 476.91 soles /sobre cuadro	= 476.91
- Cuadro completo	: 28 puntales x 143.67soles/cuadro	= 4,022.76

- Guarda cabeza : 28 guarda cabezas x 23.05 soles/guar = 645.40
s/ **24,431.22**

UTILIDAD = 24,431.22 – 14,964.04 = 9,467.18 soles.

NOTA: Todo el cálculo efectuado está resumido en los cuadros N° 4.6, 4.7, 4.8 y 4.9 en el anexo 1, 2 y 3.

4.3 MEJORAMIENTO DE LAS OPERACIONES EN CADA ACTIVIDAD UNITARIA.

4.3.1. PROBLEMAS QUE PRESENTAN EN DIFERENTES ACTIVIDADES UNITARIAS Y SU JUSTIFICACIÓN.

En todo trabajo cotidiano se presenta serios problemas de lo más simple hasta lo más complejo, a continuación se detalla:

1. DESARROLLOS Y EXPLORACIONES:

a). PROBLEMAS EN LA PERFORACIÓN

En el crucero 873 y 532 NW se avanzó en roca dura granodiorita fresca, por lo tanto la demora en la perforación era un problema cotidiano, esto se originaba por los siguientes razones:

- Uso de un solo barreno de 4 pies como estándar, entonces el avance promedio por disparo era de 1.00 metros.
- Recalentamiento en los 34 taladros propenso a romper por fatiga
- En caso de rotura ocasionaba demora en traer otro barreno, de esta manera pudiendo perder el disparo programado.

SE MEJORÓ HACIENDO LAS SIGUIENTES ACCIONES CORRECTIVAS:

- . Se estandarizó tener una máquina de STAND BY en la misma labor.
- . Se estandarizó tener dos barrenos integrales de 4 pies y un barreno de 6 pies.
- . Afilado de los 3 barrenos para cada perforación evitando de esta manera la rotura.

b). PROBLEMAS EN VOLADURA.

Al principio se usaba el explosivo semexa 65 de 7/8"x7" y guía blanca de 6 pies de con encendido manual, en todos los taladros, disparando solo de 4 pies lo cual no reflejaba el avance requerido,

SE MEJORÓ HACIENDO LAS SIGUIENTES ACCIONES CORRECTIVAS:

- . Se estandarizó el uso del cármex de 7 pies de guía
- . Uso del explosivo de mayor potencia semexa de 1 1/8"x 7" para el carguío de taladros de arranque y las ayudas.
- . Perforación con barreno de 6 pies logrando obtener el taladro de 1.50 metros como promedio.

c). PROBLEMAS EN LA LIMPIEZA.

El obstáculo fundamental para mejorar la eficiencia en avances fue la extracción de la carga.

La carga del frente en los primeros momentos es evacuado por dos trabajadores hasta el poket del pique principal, una distancia aproximado de 500 metros, por lo tanto en un frente de avance trabajaba 5 personas para poder cumplir con el ciclo de minado.

SE MEJORARON HACIENDO LAS SIGUIENTES ACCIONES CORRECTIVAS:

- * Se proporcionó 16 carros U35 destinados para el crucero en mención y una locomotora de capacidad de 10 carros U35,
- * Se preparó un ambiente para la cola de carros en una distancia menor a 100 metros, lo cual facilitó en el cambiado rápido de carros cargados con vacíos.

EN RESUMEN SE MEJORÓ:

- * Se reduce el número de personal de 5 a 3 personas.
- * Se prolongó la vida útil de los barrenos integrales de 250 pies a 400 pies mediante el uso de dos barrenos y el afilado a su debido momento.
- * Mayor avance en los disparo de los frentes, mejorando de 1.00 metro hasta 1.50 metros pudiendo reducir el costo de operación.
- * Cumplimiento de programa de avances, superando el metraje programado de 40 metros a 70 metros. De esta manera se logra el objetivo planeado de, cubicar más labores de producción de mineral que es futuro de la mina.

2. EXPLOTACIONES:

Labores normales del sector Córdoba.

a). Dimensiones del block del nivel 2020 al 2080 era de 60 x 40 metros.

PROBLEMAS POR MAYOR DIMENSION DEL BLOCK DE CUBICACIÓN.

La altura del block de cubicación en sector Córdoba estaba diseñada con una altura de 60 metros por 40 metros de ancho.

Como resultado de la dimensión indicada, conllevó problemas serios como:

Desgaste prematuro de los elementos del sobre cuadro, ya que el mineral al caer de altura mayores de 40 metros crea serios problemas como: Rotura del entablado del buzón, desgaste de los enrejados y postes del sobre cuadro.

Esto ocasiona ciertas deficiencias como:

- Reparación repetidas veces, exponiendo al personal en espacios abiertos.

- Paralización de extracción en períodos de reparación del buzón.
- Uso de personal adicional para el transporte de madera solo izando manualmente.

SE MEJORÓ CON LAS SIGUIENTES ACCIONES CORRECTIVAS.

Se estandarizó el diseño del block para los siguientes niveles con dimensiones de

. Altura del block = 40 metros.

. Longitud del block = 40 metros.

b). PROBLEMAS EN SOSTENIMIENTO:

En vista que las cajas son inestables, se coloca cuadros completos con encribado hasta la corona y enrejado de laterales hasta la altura del tirante.

Para iniciar la limpieza de carga se coloca guardacabeza tipo marchavantes con redondos de menor diámetro. Esto hace que se demora en la extracción del mineral y personal adicional para el traslado de la madera.

POSIBLES MEJORAS:

No se mejoró en nada, ya que las cajas de las estructuras mineralizadas es panizado y deleznable, presentando falsas cajas y cuñas en toda la estructura.

c). PROBLEMAS EN LA DILUCIÓN.

Los factores que producen la dilución se distinguió los siguientes:

Dilución por la producción y la dilución estructural.

1.- LA DILUCION POR LA PRODUCCIÓN .- Se produce durante el minado y se puede identificar varios tipos de dilución

- Por perforación,
- Exceso consumo de explosivo,

- Espacio mínimo de trabajo en un tajeo o frente.

2.- DILUCIÓN POR PERFORACIÓN.- Normalmente llamado “picado de cajas” se producen por las siguientes causas:

- Falta de paralelismo de los taladros al buzamiento de la veta.
- Taladros ejecutados de una misma estación.
- Falta de habilidad del perforista en adecuarse a las condiciones físicas de la labor (veta angosta y sinuosa).

El control de dilución por perforación se realiza mediante las siguientes acciones:

- Capacitación al personal perforista.
- Control de paralelismo de los taladros mediante el uso mínimo de 2 atacadores como guía.
- Observación del color de detritus durante la perforación.
- Supervisión de los ángulos de corte con la cara libre y el buzamiento de la veta

3.- DILUCION POR EXCESO CONSUMO DE EXPLOSIVO.

La dilución por exceso consumo de explosivo, es el efecto de dañar las cajas que genera el sobre fragmentación y sostenimiento adicional de la labor y se produce por las siguientes causas:

- Falta de control en el carguío de los taladros.
- Uso de material remanente de guardias anteriores.
- Uso de material explosivo inadecuado.

El control de dilución se efectúa mediante las siguientes acciones:

- Calcular la cantidad de carga necesaria para cada taladro
- Tener el mineral con fragmentación homogénea.

4.- DILUCIÓN POR EL ESPACIO MÍNIMO DE TRABAJO.

La fuente principal de la dilución en vetas angostas:

- El buzamiento de la veta.
- Las irregularidades de las vetas en el ancho y dirección, que obliga ensanchar hasta el ancho mínimo de trabajo. Ver Lámina N° 05

5.- LA DILUCIÓN POR ESTRUCTURAS GEOLOGICAS.

Se producen por las siguientes causas:

- La presencia de caballos en la mineralización.
- La resistencia de las rocas de caja.

El control de dilución se efectúa mediante el pintado de la malla de perforación.

LABORES DE RECUPERACIÓN DE MINERAL.

PROBLEMAS DE AVANCE: CONSTRUCCIÓN DE BUZONES.

En los dos labores de recuperación entre Tj-270 y Tj-288 se mantenía el Bz/c sobre estructura, lo cual era un problema en el armado del sobre cuadro ocasionando los siguientes problemas:

Labor de alto riesgo debido a la presencia de material suelto en la corona y algunas veces fracturamientos por operaciones anteriores propenso a caer y dañar al personal. Además la presencia de presiones laterales y del techo en el Buzón camino, que este provocaría la rotura de lo enrejados y el encribado con facilidad prematuramente.

Par evitar estas deficiencias se efectuó las siguientes medidas correctivas:

- **MANTENER EL BUZÓN CAMINO EN CAJA TECHO:** Debido a estos factores ya mencionados, el Buzón camino se procedió hacer jale respectivo hacia la caja techo mediante una estocada, manteniendo de esa manera en roca firme granodiorita fresca. El mineral se extrae por medio de una estocada, desde el tolvín auxiliar al echadero principal del tajeo, como se muestra en la Lámina 06

SE MEJORÓ LOS SIGUIENTES:

- Mayor seguridad para el personal, evitando asentar todo el relleno antiguo para cada corte.
- Se disminuyó enormemente consumo de las tareas.
- Disminuyó el consumo de madera por corte.

4.3.2. ALTERNATIVAS PARA MINIMIZAR EL TIEMPO DE OPERACIÓN POR CORTE EN LABORES DE RECUPERACIÓN DE MINERAL.

La veta principal presenta tres ramales, siendo ya explotado en la década 80 por tener leyes favorables, quedando solamente la veta de ramal piso y una parte de ramal central..

En la fecha se efectúa el avance la recuperación de mineral del ramal piso, para ello se efectuó el avance de buzón camino por el caja techo en roca competente, lo cual sirve como acceso hasta la veta mediante una estocada sur pasando por el relleno antiguo promedio de 10 metros. La labor presenta un alto potencial de riesgo, por lo se usa sostenimiento con cuadros de madera y el colocado respectivo de marchavantes para cada armado de cuadro.

En la veta del ramal piso se construyó una chimenea auxiliar para el transporte de madera y ventilación al nivel 1940.

El block cubicado tiene un promedio de 30m. De longitud ramal piso y

ramal central de 10 metros de largo, con potencia de 1.50m. Como promedio aprox. Ver lámina 07

La demora y el consumo de tareas es bastante debido que el buzón camino está ubicado fuera de la veta, por tal motivo si hizo el análisis de tiempo y consumo de tareas por mes y por corte, siendo tratadas las dos alternativas para luego elegir la más beneficioso.

ALTERNATIVA A.

**CONSTRUCCION DEL BZ/C FUERA DE LA ESTRUCTURA MINERALIZADA
(CAJA TECHO)**

ALTERNATIVA B.

**ARMADO DEL TOLVIN AUXILIAR EN VETA (BUZON CHINO) EN LA VETA
DEL RAMAL PISO.**

Anteriormente el buzón camino se mantenía en la estructura mineralizada hasta el séptimo sobre cuadro, lo cual era una operación de alto riesgo por mantener el camino en una zona removida por operaciones antiguas, demorando en levantar el s/cuadro para el siguiente corte, por lo que se visto por conveniente manteniendo en terreno firme caja techo.

Si hizo el análisis respectivo según el cuadro N° 4.2 y 4.3

Según el cuadro analizado el más óptimo es la segunda alternativa, armado de un tolvín auxiliar en ramal piso. Por ende menor consumo de mano de obra y madera.

DATOS GENERALES

Labor	T-270 w ramal piso y centro
Veta	principal piso

Nivel	1890
Potencia promedio de veta	1,20m
Altura de corte	1,80m
Altura de relleno a la corona	0,40m
Altura total de corte	2,20m
Longitud de zona mineralizada	20 metros ramal piso 10 metros ramal central

Para mejorar la eficiencia y la productividad en la recuperación de mineral se hizo evaluaciones con el fin de minimizar los costos de operación y el tiempos; para ello se propuso dos alternativas siendo ellos:

4.3.2.1. ALTERNATIVA A.- MANTENER EL BUZON CAMINO FUERA DE LA ESTRUCTURA (CAJA TECHO). Manteniendo el buzón camino fuera de la estructura mineralizada, se efectuó los siguientes trabajos:

- . Desquinche, dando sección necesaria para el armado del sobre cuadro y jalado de carga como relleno al tajeo.
- . Armado de sobre cuadro.
- . Asentada de corona pobre hasta llegar a la estructura mineralizado ramal piso.
- . Ejecución de una estocada para completar el relleno.
- . Recuperación de mineral los 30 metros.

Una vez terminada el corte necesita rellenar los 30 metros para iniciar el siguiente corte, para ello debe obtener 60 carros de material detrítico de U35.

El relleno se obtiene de las siguientes fuentes:

- * Desquinche sección para el sobre cuadro = 18 carros
- * Asentada de corona pobre sección: 10m x 1,20 m x 1.80 m = 14 carros.

* Estocada de longitud 7 metros: 7m x 1.2m x 1,80m = 28 carros.

Total de relleno requerido 60 carros

LA OPERACIÓN CONSISTE EN LAS SIGUIENTES ACTIVIDADES.

DESCRIPCIÓN DE ACTIVIDADES	Nº DE TAREAS	Nº DE DÍAS
1.- Desquinche sección para el S/C en roca dura		
De sección 3.0mx1.50mx2.20m		
P/V desquinche para el S/C sección completa	2	
Limpieza de carga rellenando el tajeo + P/V	3	01 día
Limpieza de carga rellenando el tajeo	3	
Limpieza de carga + colocado de solera	2	
Preparado de elementos del s/c + traslado a la labor	2	01 día
2.- Armado el sobre cuadro.		
Armado de sobre cuadro calato	2	
Encribado, bloqueado y enrejado laterales	2	
Entablado de la división y colocado de parrillas	2	1,5 días
3.- Asentada de corona pobre los 10 metros.		
8 disparos, armado de cuadro completos	16	4 días
4.- Ejecución de una estocada para completar el relleno		
Longitud de 7 metros con 5 disparos	15	2,5 días
5.- Recuperación de mineral los 30 metros		
Avance 1,40 metros por disparo	44	11 días
6.- Reparación del buzón y otros	02	0,5 días

Total

95 21,50 días

4.3.2.2. ALTERNATIVA B: ARMADO DE TOLVIN AUXILIAR EN LA ESTRUCTURA MINERALIZADA EN LA VETA RAMAL PISO.

La operación consiste en las siguientes actividades:

1. Desquinche para el tolvin auxiliar en la veta, con las siguientes medidas:

Altura : 2,00m.

Largo : 2,50m.

Ancho : 1,20m.

2. Armado de tolvin y camino en la estructura mineralizado ramal piso.
3. Ejecución de estocadas para rellenar el tajeo.
4. Recuperación de mineral los 27,50 metros.
5. Reparación del buzón o echadero del tajeo.

LA OPERACIÓN CONSISTE EN LAS SIGUIENTES ACTIVIDADES:

DESCRIPCIÓN DE ACTIVIDADES	Nº DE TAREAS	Nº DE DÍAS
1. Desquinche para el tolvin chino		
P/V + limpieza de mineral	2	
P/V dando sección + limpieza de mineral	2	
Preparación de elementos del sobre cuadro		
Para el tolvin + traslado	2	01 día
2 Armado del tolvin chino		
Armado de tolvin	2	
Enrejado, bloqueado y encribado	2	01 día

Entablado de la división y acabado.	2	0,5 días
3. Ejecución de una estocada para rellenar el tajeo		
Longitud 10 metros, 7 disparos	21	3,5 días
4. Recuperación de mineral los 27,50 metros, avance por		
Disparo 1,40metros, 20 disparos y 2,50 tareas por turno	50	10 días
5. Reparación del buzón y otros trabajos		
	02	0,5 días
Total	85	16,5 días

Comentario: Del tolvín auxiliar tiene que descargar otra persona adicional en cada disparo y echar al buzón principal, por lo tanto la tarea se incrementa en numeral 4.

CUADRO Nº 4.2 ALTERNATIVA (A) MANTENER EL AVANCE DEL BUZÓN CAMINO FUERA DE LA ESTRUCTURA MINERALIZADA EN EL TAJEO 270

DESCRIPCIÓN DE OPERACIÓN	DATOS DE OPERACIÓN					RESULTADOS DE OPERACIÓN						
	Tareas	Días de operación	Cart. 45 de 7" x 7/8"	Cármex 7 pies	Mecha ráp. (m)	Metros perf.	Desq. desmont.	Avance (m)	Mineral m³	Sobre cuadro	Cuadro compl.	Guarda-cabeza
1. Desquinche para el B/C +relleno y preparación los elementos del S/C + traslado a la labor	12	2	200	50	15	55	9					
2. Armado del sobre cuadro	6	1.5	0							1		
3. Asentada de corona sobre los 10 metros del tajeo	16	4	80	40	16	44	24			8	8	
4. Ejecución de estocada de 7 metros para relleno	15	2.5	425	85	15	127	7			5	5	
5. Recuperación de mineral los 30 metros	44	11	588	147	63	200		64.8		20	20	
6. Reparación del buzón	2	0.5	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
TOTAL	95	21.5	1293	322	109	426	33	7	64.8	1	33	33

COSTO DE PRODUCCIÓN

DESCRIPCIÓN	Cantidad	C.U.(Soles)	TOTAL(Soles)
Cartucho 45 de 7/8"x7" (c/u)	1293	0.55	711.15
Cármex de 7 pies (c/u)	322	1.47	473.34
Mecha rápida (m)	109	1.08	117.72
Total de metros perforados (m)	426	5.6	2385.6
Total de mano de obra:			0
*Maestro perforista (c/u)	45	84.53	3803.85
*Ayudante perforista (c/u)	50	78.15	3907.5
EPP+HERR (c/u)	95	4.5	427.5
TOTAL	2340	5.054	11826.66

UTILIDAD = 7576.482 SOLES/CORTE

RESULTADOS DE PRODUCCIÓN

DESCRIPCIÓN	Cantid.	P.U	TOTAL(Soles)
Desquinche para sobre cuadro (m³)	33	52.92	1746.36
Estocadas sur de 1.20m x 1.80 m.(m)	7	340.92	2386.44
Extracción de mineral (m³)	64.8	143.39	9291.672
Cuadros completos (c/u)	33	143.67	4741.11
Sobre cuadros (c/u)	1	476.91	476.91
Guardacabezas (c/u)	33	23.05	760.65
TOTAL	171.8	112.94	19403.142

LEYENDA: m³ : Metro cúbico insitu.
m : Metro.

CUADRO N° 4.3 ALTERNATIVA (B) ARMADO DE TOLVIN EN VETA DE RAMAL PISO SIN LEVANTAR EL BZ/C PRINCIPAL Y ASENTAR LA CORONA POBRE EN EL T-270

DESCRIPCIÓN DE OPERACIÓN	DATOS DE OPERACIÓN				RESULTADOS DE OPERACIÓN							
	Tareas	Días de operación	Cart. 45 de 7"x7/8"	Cármex 7 pies	Mecha ráp.(m)	Metros perf.	Desq. desmont.	Avance (m)	Mineral m³	Sobre cuadro	Cuadro compl.	Guarda-cabeza
1. Desquinche para el tolvin+limp. mineral+ preparación de elementos del S/C + traslado a la labor.	6	1	120	30	10	33			5.54			
2. Armado del tolvin chino y acabado.	6	1.5	0							1		
3. Ejecución de estocada de 10 metros para relleno	21	3.5	595	119	21	178.5		10			7	7
4. Recuperación de mineral los 27,50 metros	50	10	560	140	60	182			59.4		18	18
5. Reparación del buzón	2	0.5	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
TOTAL	85	16.5	1275	289	91	393.5	0	10	64.94	1	25	25

COSTO DE PRODUCCIÓN

DESCRIPCIÓN	Cantidad	C.U	TOTAL(Soles)
Cartucho 45 de 7/8"X7" (c/u)	1275	0.55	701.25
Cármex de 7 pies (c/u)	289	1.47	424.83
Mecha rápida (m)	91	1.08	98.28
Total de metros perforados	393.5	5.6	2203.6
Total de mano de obra:			
*Maestro perforista (c/u)	40	84.53	3381.2
*Ayudante perforista (c/u)	45	78.15	3516.75
*EPP+HERR (c/u)	85	4.5	382.5
TOTAL	2218.5	4.827	10708.41

UTILIDAD = 7192.64 SOLES/CORTE

RESULTADOS DE PRODUCCIÓN

DESCRIPCION	Cantid.	P.U	TOTAL(Soles)
Desquinche para sobre cuadro (m³)	0	52.92	0
Estocadas sur de 1.20m x 1.80 m. (m)	10	340.9	3409
Extracción de mineral (m³)	64.94	143.4	9312.40
Cuadros completos (c/u)	25	143.7	3592.5
Sobre cuadros (c/u)	1	476.9	476.9
Guardacabezas (c/u)	25	23.05	576.25
10 tareas por el doble movimiento	10	53.4	534
TOTAL	135.94	131.7	17901.05

LEYENDA

P.U : Precio unitario en soles

C.U : Costo unitario en soles

(c/u) : Cada uno.

**CUADRO N° 4.4 COSTOS OPERATIVO POR CADA ACTIVIDAD UNITARIA EN LABORES DE RECUPERACION DE MINERAL T-270
SEGÚN LA ALTERNATIVA (A)**

OPERACIONES UNITARIAS	DATOS OPERACION				COSTO DE PRODUCCIÓN				Costo operativo por cada Actividad unitaria. soles/TM						
	TAREAS		EXPLOSIVO		TAREAJE		EXPLOSIVOS								
	Ayudant perforista	Perforista	Cart. 45 de 7"x7/8"	Cármex de 7"	mecha rápida (m)	Metros perforados	EPP+HERR	Ayudante perforista		Perforista	Cart.45 de 7"x7/8"	Cármex de 7"	Mecha rápida (m).	metros perf.	TOTAL
Perforación	7	7				426	63	547,05	591,71				2385,6	3587,36	17,9
Voladura	3	2	1293	322	109		22,5	234,45	169,06	711,15	473,34	117,72	0	1728,22	8,6
Limpieza	11	10					94,5	859,65	845,3	0	0	0	0	1799,45	9,0
Sostenimiento	20	18					171	1563	1521,54	0	0	0	0	3255,54	16,2
Relleno	9	8					76,5	703,35	676,24	0	0	0	0	1456,09	7,2
TOTAL	50	45	1293	322	109	426	427,5	3907,5	3803,85	711,15	473,34	117,72	2385,6	11826,66	58,9

El costo operativo en labores de recuperación hasta el primer echadero es 58.9 soles/TM de mineral, Según la alternativa (A) para las EMPRESAS ESPECIALIZADAS

CUADRO N° 4.5 COSTOS OPERATIVO POR CADA ACTIVIDAD UNITARIA EN LABORES DE RECUPERACION DE MINERAL T-270
SEGÚN LA ALTERNATIVA (B)

OPERACIONES UNITARIAS.	CONSUMO EN PRODUCCIÓN			COSTO DE PRODUCCIÓN					Costo de producción por cada Actividad unitaria. Por tonelada de mineral. Soles/TM					
	TAREAS	EXPLOSIVO		Metros perforados	COSTO POR TAREAJE			EXPLOSIVOS		Metros perforados				
		Perforista	cat. 45 de 7"x7/8"		Carmex de 7'	mecha rápida (m)	EPP+HERR				Ayudante perforista	Perforista	Cartas de 7"x7/8"	Carmex de 7'
Perforación	6	6		394	54	468,9	507,18					2203,6	3233,68	16,1
Voladura	2	2	1275	289	18	156,3	169,06	701,25	424,83	98,28	0	0	1567,72	7,8
Limpieza	14	10			108	1094,1	845,3	0	0	0	0	0	2047,4	10,2
Sostenimiento	16	16			144	1250,4	1352,48	0	0	0	0	0	2746,88	13,7
Relleno	7	6			58,5	547,05	507,18	0	0	0	0	0	1112,73	5,5
TOTAL	45	40	1275	289	91	394	382,5	3516,75	3381,2	701,25	424,83	98,28	10708,41	53,3

Costo operativo de producción hasta el primer echadero es 53.30 soles/TM de mineral, según la alternativa (B) para las EMPRESAS ESPECIALIZADAS.

4.4. CALCULO DE COSTO DE OPERACIÓN Y LA UTILIDAD SEGÚN EL MEJORAMIENTO DE OPERACIONES UNITARIAS.

a). COMPARACIÓN DE UTILIDAD POR EL USO DE BARRENO DE 5 PIES EN LAS CHIMENEAS SIMPLES Y DE DOBLE COMPARTIMIENTO.

Perforación en la chimenea con barreno de 4 pies antes, de acuerdo a los precios unitarios.

Ahora se perfora con barreno de 5 pies, datos tomados de la página 62.

Trabajan: 2 personas.

. Perforista	1x 84,53	= 84,53 soles
. Ayudante	1x 78,15	= 78,15 soles
. Cartuchos 65%	184x 0,57	= 104,88 soles
. Cármex	29x 1,47	= 42,63 soles
. Mecha rápida	20x 1,08	= 21,60 soles
. Pies perforados	33x 1,40x 5,60	= <u>258,72</u> soles
		= 590,51 soles/disp.

Costo de perforación y voladura/disparo 590,51 soles/disp./1.30 m/disp.

Se obtiene 454,24 soles/metro de avance

SE MEJORÓ

Compañía paga según P.U por metro de avance 592,76 soles

Con el avance de 1,30 metros se bajó a 454,24 soles/disparo.

UTILIDAD/DISPARO: Según el uso de longitud del barreno.

Con barreno de 4 pies 592.76 soles/m. - 590.51 soles = 2.25 soles/disparo

Con barreno de 5 pies 592.76 soles/m. - 454.24 soles = 138.52 soles/disparo

Siendo la diferencia: 138.52 soles- 2.25 soles = **136.27 soles/disparo.**

CRUCERO 873N

Nivel 1890

Datos tomados de la página 61

Trabajan: 3 personas.

Longitud del taladro = 1.40 m

Perforista	1x 84,53	= 84,53
Ayudante	2x 78,15	= 156,30
Cartuchos 65	202x 0,57	= 115,14
Cármex	30x 1,47	= 44,10
Mecha rápida	8x 1,08	= 8,60
Pies perforados	34x 1,50x 5,60	= <u>285,60</u> = 694,27

Costo de perforación y voladura/disparo s/ 694,27soles/disparo/1.40 m/disp.

Se obtiene 495.91 soles/metro de avance.

SE MEJORÓ

Compañía paga según P.U por metro lineal 693,64 soles

Con el avance de 1,40 metros se bajó a 495,91 soles

UTILIDAD/DISPARO: Según el uso de longitud del barreno.

Barreno de 4 pies 693.64 soles/m. - 694.27 soles = - 0.63 soles (pérdida)

Barreno de 6 pies 693.64 soles/m. - 495.91 soles = 197.73 soles/disparo

Siendo la diferencia: 197.73 soles - (- 0.63 soles) = **198.36 soles/disparo-**

CAPITULO V

MEDIO AMBIENTE

5.1. BREVE DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO.

La Mina Ishihuinca, explota el mineral aurífero en dos zonas. Ishihuinca y Córdova que se presenta en vetas de potencias variables desde 0.30 m. hasta 1.50 m, para lo cual se aplica el método de explotación de Corte y relleno Convencional. Estas zonas en conjunto producen 170 TMD y 4,250 TM/mes, mineral que es tratado en una planta de beneficio situado a 13 kilómetros de la mina por el método de Cianuración siendo el cianuro de sodio.

5.2. ÁREA DE INFLUENCIA INDIRECTA.

El área de influencia indirecta está relacionada con la topografía y la hidrografía del área de explotación. Morfológicamente la zona se ubica entre el Océano Pacífico y el Contrafuerte Andino que determina que su relieve presente una configuración bastante accidentada.

La Mina Ishihuinca se encuentra sobre una ladera inclinada, de desierto

montano bajo subtropical, sin presencia de lluvias., quebrada abajo se encuentra una llanura que llega hasta el Pueblo de Caravelí.

La zona es desértica y la explotación no tendrá grandes emisiones de gases ni explosiones que puedan a sobrepasar estos límites naturales. En lo que respecta al recurso hídrico, esta se halla a 5 Km. En la quebrada de Caravelí, no existiendo posibilidades de arrastre de desechos líquidos que escape del área de operaciones vía ríos o quebradas.

En función de los componentes potencialmente afectados, el área de influencia indirecta abarca una extensión de 2,500 ha, encerrados dentro de una poligonal cerrada.

A continuación se mencionan los criterios empleados para la determinación de las áreas de influencia.

a).- Criterios ambientales.

- Área de ubicación de las diferentes instalaciones y actividades de la mina.
- Totalidad de los componentes que podrían ser afectados por las actividades de operación y cierre de la mina.

b).- Criterios meteorológicos.

- Dirección y velocidad predominantes del viento.

c).- Criterios de Cuencas.

- Las potenciales descargas de efluentes mineros se producirán directamente sobre la parte baja de la mina y donde comienza la llanura de Caravelí.

d).-Área de Influencia Directa Social.

El área de influencia socioeconómica directa del Proyecto de explotación de la Unidad Minera se focaliza en la localidad de Caravelí. Ello en razón que las ampliaciones en las instalaciones de explotación del mineral se construirán al interior de dicha localidad y sus efectos sociales, económicos y culturales se concentrará en quienes la integran y residen en ella.

e).- Área de influencia indirecta social.

Considerando este emplazamiento geográfico y de demarcación política, que a su vez genera interacciones sociales con el entorno más amplio a nivel distrital, podemos válidamente considerar como área de influencia indirecta al distrito de Caravelí.

5.3. LOS COMPONENTES DEL PROYECTO.

a).- Acceso a las labores subterráneas.

Las labores de explotación realizadas actualmente en la zona Ishihuinca y Prolongación Córdova

son accesibles por medio del Nivel 2020, que es además el nivel principal de transporte, donde transita una locomotora a batería. La Veta de Prolongación Córdova tiene acceso por medio de la carretera de acceso.

b).- Labores mineras subterráneas.

La Empresa Inversiones Mineras del Sur S.A para dotar de un ambiente adecuado a la mina, tiene construido labores para mejorar la ventilación, como son las chimeneas hacia superficie de los niveles superiores.

5.4. INSTALACIONES PARA MANEJO DE RESIDUOS.

a.- Desmonte de mina:

Para el almacenamiento de desmonte proveniente de la mina, se viene construyendo Andenes en el Nivel 2020, que tendrá una capacidad de 200,000 m³ (520,000 TM). Y es de fácil acceso a las locomotoras que operan en este nivel.

b).- Depósito de residuos sólidos domésticos.

Los residuos sólidos domésticos generados en los campamentos, viene siendo depositado en un relleno sanitario, convenientemente construido y que posteriormente será empaquetado. El relleno ha sido proyectado para un tiempo de vida de 5 años. La ampliación se realizará de acuerdo a la vida de la mina.

Estos desechos sólidos se caracterizan por ser de un 20% correspondiente a basura orgánica y 80% a vidrios, plásticos, cartones y otros desechos inorgánicos. Ver láminas 17, 18 y 19 en el anexo.

El relleno sanitario se encuentra ubicado a 500 m. al este de los campamentos a inicio de la llanura de Caravelí. Este relleno se halla sobre una excavación que tiene geomembrana inicial.

c).- Cancha de Chatarra.

El patio o almacén de residuos sólidos Industriales se encuentra ubicado en el lado oeste de la Quebrada Caraveli, en él se deposita todo el material de fierro que se considere reutilizable, reciclable y recuperable, desde alambre hasta repuestos de equipos malogrados.

d).- Manejo de combustibles, lubricantes y aceites usados:

Para el almacenaje de combustibles se dispone de un grifo que cumple con las normas ambientales vigentes y para el manejo de lubricantes y aceites usados se cuenta con una ambiente donde cada producto es clasificado y almacenado en cilindros.

e).- Sistema de manejo de agua de mina

Los requerimientos de agua industrial para la operación unitaria de perforación y voladura, en las labores de exploración, desarrollo, preparación y explotación, es de aproximadamente de 8 m³/día consumidos en la explotación, por consiguiente es primordial la recuperación de las aguas residuales (efluentes) producto de estas operaciones, los mismos que se efectúan en sumideros instalados en el nivel más bajo.

f).- Sistema de tratamiento de efluentes domésticos

La Mina. Ishihuinca y Córdova, cuenta con una zona de tratamiento de aguas residuales domésticas, a inicios de Llanura de Caravelí, a 200 m. aguas abajo de los campamentos y oficinas administrativas. Para dicho fin, actualmente está operando la planta, cuyos sistemas están diseñados para tratar aguas servidas de origen doméstico y no contaminados químicamente.

El efluente clarificado se colecta en un reservorio de 100 m³ de capacidad para ser usado en el regado de vías en superficie.

5.5. MEDIDAS DE PREVENCIÓN, CONTROL Y MITIGACIÓN PARA LOS IMPACTOS IDENTIFICADOS.

El Plan de Manejo Ambiental (PMA) que se establece para la operación de la Mina Ishihuinca, contempla las medidas que serán puestos en práctica durante las operaciones cotidianas de explotación y que serán conocidas por el personal que labora en interior mina, talleres, campamento y oficinas, Depósitos de Desmonte y demás componentes de la operación y por la Jefatura que se encarga de la supervisión de los trabajos y que es responsable del cumplimiento del PMA.

5.5.1. MEDIDAS PARA LA PROTECCIÓN DE LA CALIDAD DE AIRE.

a).- CONTAMINACIÓN POR PARTÍCULAS Y GASES.

Las actividades de excavación, carguío, transporte de material, movimiento vehicular entre otros, vienen generando material particulado y gases al ambiente y se considera inevitable, pues constituyen el eje de la operación de la mina, por lo que el planteamiento de un apropiado manejo ambiental se hace necesario a fin de minimizarlos o mitigarlos, las siguientes medidas:

- ☉ Humedecimiento del material removido luego de la voladura, el acarreo del mineral y/o desmonte y llenado de volquetes, para evitar el levantamiento excesivo de polvo, en temporada de estiaje o cuando lo amerite.
- ☉ Humedecimiento de las vías de acceso, utilizando sistema de rociadores de agua con camiones cisternas, bajo una frecuencia adecuada al tráfico y uso de la vía.
- ☉ Control de emisiones de combustión de los vehículos de transporte de mineral, desmontes u otros materiales en general, a través de la exigencia del certificado de opacidad u otro, indicando que se encuentran dentro de los límites máximos permisibles exigidos por las normas aplicables.
- ☉ Para minimizar este impacto en los trabajadores, se establecerán el uso obligatorio de equipos de protección personal contra polvos.
- ☉ Aplicación del programa de monitoreo de calidad de aire (gases y partículas), a fin de confirmar a través de los resultados de análisis, el comportamiento y evolución de la calidad del aire.

b).- CONTAMINACIÓN POR RUIDO.

Las actividades de explotación en la mina generan ruido debido al uso de perforadores, motores y explosivos, cuyos efectos serán mitigados tomando las

siguientes medidas:

- ✦ Establecer un horario específico para la voladura que vaya acorde con la dirección del viento y de menor actividad en los alrededores.
- ✦ Control a través del monitoreo de la calidad de ruido ambiental para evaluar la afectación al medio circundante al proyecto.
- ✦ Control a través del monitoreo de niveles de ruido en el ámbito laboral de modo de requerir la obligatoriedad del uso de protección auditiva para el personal en las áreas internas donde se excedan los límites establecidos, así como la aplicación de rotación de personal en caso de riesgo por mayor exposición.
- ✦ Aplicar el criterio de reducción o minimización en la fuente, es decir emisiones de ruido en los equipos (compresores, generadores, motores, bombas, turbo expansores, etc.) que forman parte de las operaciones aplicando medidas de atenuación como silenciadores, aisladores acústicas, etc.

5.5.2. MEDIDAS PARA LA PROTECCIÓN DEL AGUA.

a.- MANEJO DE EFLUENTES.

Los efluentes en la unidad están constituidos por las aguas residuales domésticas e industriales. Las aguas domésticas provienen del uso de agua potable en los servicios de campamento y alimentación, así como en los servicios higiénicos existentes. El efluente industrial sería generado principalmente por las perforaciones y el agua de mina, las cuales serán tratadas en posas adecuadas de estabilización, sedimentación y neutralización.

- Las aguas residuales domésticas que provienen de los campamentos, serán tratados en una planta de tratamiento y el agua tratada será usada para el

regado de las vías.

- Los efluentes industriales generadas principalmente por las aguas de mina y perforaciones deberán ser tratadas en pozas de estabilización y sedimentación antes de ser descargadas al ambiente o rehusadas para áreas verdes, regado de vías.

5.5.3. MEDIDAS PARA LA PROTECCIÓN DEL AMBIENTE BIOLÓGICO.

- La flora en el área de la mina es escasa, está conformado por espinos y cactus que se mantienen con la humedad generada durante la época de invierno. En el valle de Caravelí la vegetación es variada y abundante.
- En la zona de la mina, la fauna está conformado por mamíferos como: zorros, ratones propias de la zona, también es notoria la presencia de aves como: tórtolas, cernícalos.
- Una medida propuesta para mitigar impactos es no perturbar los hábitats adyacentes a la zona de la mina, llevando a cabo toda la operación dentro de los límites establecidos, prohibiéndose intervenir otras zonas fuera de estos límites.

5.6. PROGRAMA DE MONITOREO AMBIENTAL (PMA).

5.6.1. MONITOREO DE CALIDAD DE AGUA SUPERFICIAL, SUBTERRÁNEA Y EFLUENTES.

a)- Monitoreo de calidad de agua superficial.

Las estaciones serán monitoreadas con una frecuencia trimestral, Este programa de monitoreo funcionará durante las etapas de operación y cierre para controlar los impactos del proyecto.

b).- Monitoreo de Calidad de Agua Subterránea.

El programa de monitoreo de calidad de agua subterránea funcionará durante la etapas de operación para identificar los efectos negativos de la operación minera de Inversiones Mineras del Sur, sobre los componentes ambientales. El monitoreo será trimestral.

c).- Monitoreo de Calidad de Aire.

Se han establecido las estaciones de monitoreo ambiental de calidad de aire y emisiones, en base a la ubicación de las instalaciones destinadas a las operaciones y que han sido determinadas en el estudio de línea base. De igual forma, se determinará el monitoreo de emisiones gaseosas en la Casa Fuerza.

Por las características y magnitud de la operación, se establece que la frecuencia para el monitoreo de calidad de aire y emisiones, será trimestral.

d).- Monitoreo de Ruido.

Las fuentes de ruido producidos durante las operaciones de explotación y establecidos en los puntos que forman parte de la línea de base y los límites de los mismos son monitoreadas trimestralmente.

h).- Monitoreo de Estabilidad Física y Química de los depósitos

Las estaciones de monitoreo de estabilidad física y geoquímica, corresponden a la ubicación de la infraestructura relacionada a los depósitos de desmonte y/u otras instalaciones que incluyan la acumulación de materiales dentro del área de las operaciones.

Los parámetros de monitoreo de control de la estabilidad física y geoquímica, son los siguientes:

- Control topográfico a través de hitos para detectar desplazamientos de

instalaciones de almacenamiento.

- Análisis del Potencial Neto de Neutralización (PNN) a través de las pruebas de balance ácido base (ABA) de los materiales que se disponen en los diferentes depósitos.

5.7. PLAN DE CIERRE.

5.7.1. ASPECTOS GENERALES.

El objetivo del Plan de Cierre intermedio y final es establecer estrategias para las instalaciones de mina, campamento y servicios auxiliares, asimismo; implementar programas para rehabilitar áreas disturbadas por las operaciones mineras-metalúrgicas antes, durante y después de concluidas las operaciones.

El Plan de Cierre consiste en la toma de tecnologías que se requieran para alcanzar la seguridad física y la protección ambiental a largo plazo en el entorno de la operación minera y preparación mecánica. Para ello es de vital importancia tener en cuenta las condiciones climáticas y ambientales específicas del lugar donde está emplazado el asiento minero.

5.7.2. MEDIDAS DE MITIGACIÓN EN LA ETAPA DE ABANDONO.

5.7.2.1. OBJETIVOS.

Los objetivos fundamentales que se espera alcanzar con el Plan de Abandono o Cierre de las operaciones mineras, son las siguientes:

- Asegurar la recuperación del terreno ocupado por las operaciones mineras, ya sea para su uso original o para otros proyectos alternativos.
- Prevenir la degradación física y química ambiental.
- La protección de la salud e integridad física de las poblaciones cercanas y el medio ambiente, el mantenimiento de la estabilidad física.

- Un uso beneficioso de la superficie de la tierra una vez que se concluyan con las operaciones de explotación minera.

5.7.2.2. CONSIDERACIONES ESPECÍFICAS.

El plan general de cierre de las operaciones de explotación y mecánica de materiales de construcción deberá tener en consideración los aspectos siguientes:

- Las carreteras de acceso.
- Pilas de desechos sólidos y suelos.
- Instalaciones de campamentos y servicios auxiliares.
- Medidas que garanticen la estabilidad del suelo superficial.
- La estabilidad física comprenderá actividades de control, mantenimiento y/o ejecución de obras para asegurar la estabilidad de infraestructura, construcciones y terreno donde fue ocupada por la actividad minera-metalúrgica: bocamina, labores mineras, talud natural, cancha de relaves, etc.
- La estabilidad química comprenderá programas, actividades de control y/o ejecución de obras para asegurar la mitigación de la contaminación química por efluentes, durante y post cierre, causando por infiltraciones de aguas ácidas y contaminación atmosférica.

5.7.2.3. ELEMENTOS DE DISEÑO.

Para el plan de restauración se tendrá en cuenta los siguientes elementos de diseño:

- Características del material.
- La renivelación.
- La estabilidad física.

- El cercado y control de accesos.
- La demolición/remoción.

5.7.2.4. CRITERIOS PARA EL CIERRE.

Los criterios adoptados para el cierre o abandono son las siguientes:

- Características físicas de las operaciones mineras y canchas de desmonte.
- Potencial para contrarrestar los hechos extremos; como terremotos y vientos huracanados, etc.
- Uso requerido de la tierra después de las actividades de explotación y depósitos de desmonte.

CONCLUSIONES

1. El yacimiento minero de Ishihuinca se encuentra emplazado metalogénicamente en la superunidad Incahuasi con gradación comagmática de granito – tonalita (gd-To) correspondiente al área Nazca-Ocoña.
2. La secuencia estratigráfica de Ishihuinca comprende los depósitos aluviales (Cenozoico Cuaternario), formación Huaylillas (Mioceno Superior) y formación Caraveli (Paleoceno-Eoceno).
3. La mineralización aurífera está emplazada por relleno de fracturas en roca gradacional granodiorita y tonalita (gd -To).
4. La mina Ishihuinca tiene cubicado mineral económico en 136608 TMS, con una potencia promedio de 0.97m. y una ley de 14.73 gr. Au/TM. A julio del 2009, presentando solamente una vida de la mina cerca de 2.7 años.
5. El sistema de minado es subterráneo, siendo el método de minado de Corte y Relleno ascendente convencional, con relleno detrítico de cajas y de frentes estériles de desarrollo.

6. La potencia de la veta varía entre 0.30 m. a 1,50m. aproximadamente.
7. Se aplica el método de explotación selectivo "circado" para vetas con potencias menores de 0,50 metros, y el colocado de mantas y tablas para no perder los minerales finos de valor económico.
8. La producción óptima de la mina Ishihuinca, es de 170 TMS/día de mineral tratado.
9. El aporte de mineral de la mina es como sigue: zona Ishihuinca tajeos normales 9,3%, tajeos de recuperación 34,1%; zona Córdova 56,6%
10. Consume excesivo de madera en labores de recuperación de mineral
11. Se ha estandarizado el colocado de guarda cabeza con redondos de 6" de diámetro en todas las labores donde se utiliza el sostenimiento con madera como sostenimiento preventivo hasta concluir la limpieza de carga.
12. Se estandarizó en labores de producción, perforación en dirección horizontal (breasting), con la finalidad de controlar la dilución y seguridad para el personal.
13. La utilidad por mes de la explotación del mineral aurífero está en función de la potencia de la veta, como se observa en el cuadro siguiente:

Potencia	Utilidad/pérdida
0.30 m.	-1,067 soles (Pérdida.)
0.60 m.	1,154 Soles (Utilidad)
0.80 m	1,789 Soles (Utilidad)
1.20 m.	6,499 Soles (Utilidad)
1.50 m.	9,467 Soles (Utilidad)

14. En labores de recuperación de mineral T-270 la alternativa (B) es más aceptable, armando el tolvin auxiliar en la estructura mineralizada, menor consumo de tarea y mayor seguridad para el personal.

15. El costo operativo en labores de recuperación es 58.90 soles/TM según la alternativa (A), y 53.3 soles/TM en la alternativa (B). Puesto en el primer echadero.
16. El costo operativo según, la potencia de la veta por cada tonelada de mineral, puesto en el primer echadero en labores de Veta Prolongación Córdova fue lo siguiente: Ver Cuadro N° 4.8 del anexo 02.

Potencia	S/ Tonelada
0.30 m	108.84 Soles/Tonelada.
0.60 m	55.70
0,80 m	47.00
1.20 m	33.76
1.50 m	28.63

17. Se estandarizó el uso de dos barrenos de 4 pies y uno de 6 pies para cada perforación en los frentes horizontales. De esta manera mejorar la utilidad y la preparación de nuevos tajeos.
18. Se estandarizó el uso de 4 cilindros clasificados de la siguiente manera:
- a). Depósitos de residuos doméstico es de color verde.
 - b). Depósito para residuos metálicos es de color amarillo.
 - c). Depósito para residuos inflamables es de color rojo.
 - e). Depósito para residuos peligrosos es de color azul.

RECOMENDACIONES

1. Realizar estudios de mejoramiento de cada una de las operaciones unitarias de la mina, para disminuir el costo de operaciones, que hasta fecha van en ascenso: año 2007: US \$ 108.44/TCS, año 2008: US \$ 135.67/TCS, año 2009: US \$ 142.50/TCS = 157.08/TM, a pesar que la situación macro económica es medianamente estable.
2. Capacitar a los trabajadores de mina en todas las labores de producción para evitar la dilución en la rotura del mineral, mediante el contorneo con la pintura, indicando a los trabajadores la ubicación de taladros dentro del contorneo, observación de color de detritus durante la perforación, control de paralelismo de los taladros al buzamiento de la veta.
3. Estandarizar el colocado de yute y las tablas en los tajeos para evitar la pérdida de finos de mineral valioso, en la etapa de voladura.
4. Continuar con el método de explotación "circado" en vetas angostas, disparando parte desmonte primero y dejando colgado el mineral.
5. En labores de recuperación de mineral, el armado de los sobre cuadros

debe efectuar por cubos para evitar posible planchoneo y por ende demora en la ejecución.

6. En labores de recuperación para iniciar la limpieza de mineral debe colocarse guarda cabeza tipo marchavantes, con redondos de 6" de diámetro lo cual sirve como protección a los trabajadores.
7. El departamento de geomecánica debe realizar la evaluación y hacer conocer a los supervisores del estado de las labores, para tomar decisiones oportunas y anticiparnos a los problemas en el terreno principalmente referido al sostenimiento.
8. La empresa debe implementar los trabajos de prospección mediante la realización de sondajes diamantinos, a fin de poder ubicar mayores reservas de mineral, como también encontrar nuevas estructuras mineralizadas, tanto en Ishihuinca como en Córdova.

BIBLIOGRAFIA

- 1) DIAZ W. Avances de la Minería Peruana en la protección ambiental. Editado por Cifren. Lima 1998.
- 2) INSTITUTO TECNOLÓGICO GEO MINERO DE ESPAÑA. Manual de Evaluación Técnico Económico de Proyectos Mineros de Inversión". Ed. 1997.
- 3) INSTITUTO GEOLÓGICO MINERO Y METALÚRGICO. Cuadrángulo Geológico de Caraveli. Lima 2005.
- 4) INMINSUR S.A. DEPTO. GEOLOGÍA-ISHIHUINCA. Cálculo de reservas de la mina Ishihuinca. Reporte interno. Julio 2009.
- 5) INMINSUR S.A. DEPTO. GEOLOGÍA-ISHIHUINCA. Evaluación Geomecánica. Reporte interno. Área geomecánica. Año 2008.
- 6) NAVARRO TORRES, VIDAL F. LLANQUE MAQUERA, OSCAR E. Explotación Subterránea, Métodos y Casos Prácticos. Ed. Puno 1999.
- 7) LÓPEZ JIMENO. Manual de perforación y voladura de rocas. Instituto Tecnológico Geominero de España. Madrid 1998.

A NE X OS

ANEXO N° 01

CUADRO N° 4.6 COSTO DE OPERACIÓN DE ACUERDO DE LA POTENCIA DE LA VETA POR MES

Potencia Veta (m)	COSTO EN SOLES										COSTO TOTAL	
	EXPLOSIVOS		Metros perforados (m)	Mano de obra		cartuchos de 7/8"x7"	carmex 7 pies 1,47sol/u	Mecha rápida(m) 1,08 sol/m.	Metros perforados 3,75 sol/m	Perf. mano de obra (sol/tarea)		Ayud. 78.15
	Cart. 45% 7/8"x7"	Carmex 7 pies		Mecha rápida (m)	Asent. Mecha rápida (m)							
0.3	1652	352	196	482.4	50	908.6	517.44	211.68	1809.00	4226.5	3907.5	11580.72
0.6	1846	386	146	549.8	50	1015.3	567.42	157.68	2061.75	4226.5	3907.5	11936.15
0.8	1942	398	134	566.54	51	1068.1	585.06	144.72	2124.53	4311.03	3985.65	12219.09
1.2	2176	455	174	643.5	55	1196.8	668.85	187.92	2413.13	4649.15	4298.25	13414.1
1.5	2486	500	172	734	61	1367.3	735	185.76	2752.50	5156.33	4767.15	14964.04
	10102	2091	822	2976.24	267	5556.1	3073.77	887.76	11160.90	22569.51	20866.05	64114.09

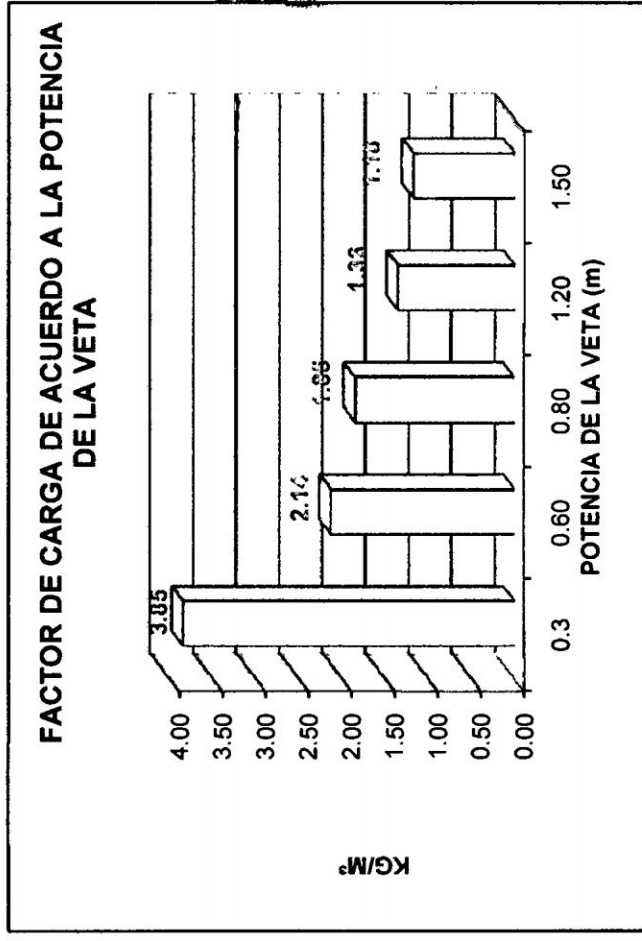
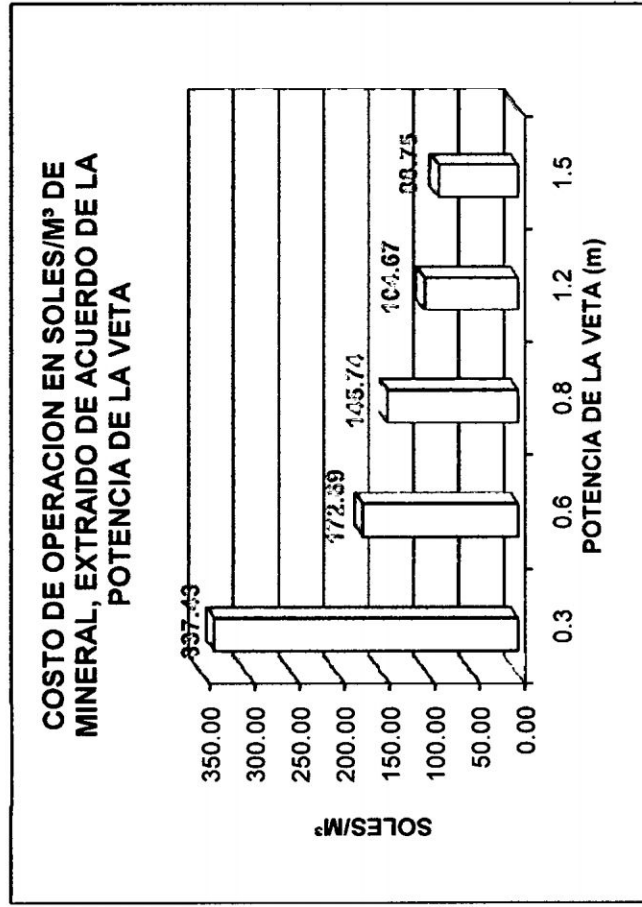
CUADRO N° 4.7 RESULTADOS DE LA OPERACIÓN POR MES A LA POTENCIA DE VETA

Potencia Veta (m)	COSTO EN SOLES										Total Soles		
	SOSTENIMIENTO					Mineral	Asent. corona pob. 60,00s/m³	Puntal seg. 27,77s/u	S/Cuadro 476,91s/u.	Cuadro cojo 104,18s/u.		Cuadro completo 143,67s/u.	Guarda cabeza 23,05s/disp
	Mineral m³	Asent. Cor.pob m³	Puntal seg.	Sobre cuadro	Cuadro cojo								
0.3	34.32	54.76	36	1	0	4921.14	3285.6	999.72	476.91	0	0	829.8	10513.17
0.6	69.12	15.4	35	1	0	9911.12	924	971.95	476.91	0	0	806.75	13090.73
0.8	83.84	4.2	0	1	29	9590.46	252	0	476.91	3021.22	0	668.45	14009.04
1.2	128.16	1.8	0	1	0	14660.22	108	0	476.91	0	4022.76	645.4	19913.29
1.5	168.6	0	0	1	0	19286.15	0	0	476.91	0	4022.76	645.4	24431.22
	484.04	76.16	71	5	29	58369.10	4569.6	1971.67	2384.55	3021.22	8045.52	3595.8	81957.46

ANEXO N° 02

CUADRO N° 4.8 INDICES Y COSTO OPERATIVO HASTA EL PRIMER ECHADERO PARA CADA POTENCIA DE VETA

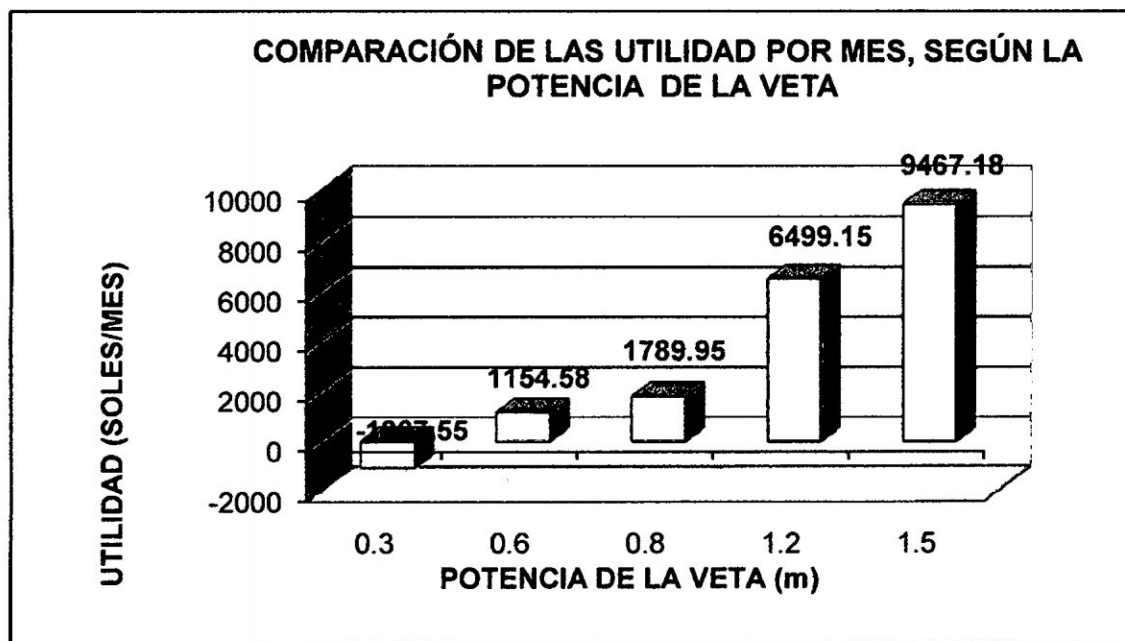
potencia de veta (m)	Costo de operación x mes (soles)	Longitud de tal.perf/mes (m)	mineral extraído m³	dinamita 45% de 7/8" x 7"	mano de obra tareas	mineral Tm	n° de carros	Explosivo kg	INDICES					Costo por tonelaje soles/Tm		
									kg/m³	kg/Tm	kg/carro	Tm/tarea	m.perf./Tm		ton./tal	
0.3	11580.72	482.4	34.32	1652	100	106.4	68	132.16	3.85	1.24	1.94	1.06	4.53	0.33	337.43	108.84
0.6	11936.15	549.8	69.12	1846	100	214.3	136	147.68	2.14	0.69	1.09	2.14	2.57	0.58	172.69	55.70
0.8	12219.09	566.54	83.84	1942	102	260	165	155.36	1.85	0.60	0.94	2.55	2.18	0.69	145.74	47.00
1.2	13414.14	643.5	128.16	2176	110	397.3	252	174.08	1.36	0.44	0.69	3.61	1.62	0.93	104.67	33.76
1.5	14964.04	734	168.6	2486	122	522.66	332	198.88	1.18	0.38	0.60	4.28	1.40	1.07	88.75	28.63
	64114.14	2976.24	484.04	10102	534	1500.7	953	808.16	2.08	0.67	1.05	2.73	2.46	0.72	169.86	54.79



ANEXO N° 03

CUADRO N° 4.9 UTILIDAD EN OPERACIÓN POR MES, SEGÚN LA POTENCIA DE LA VETA

OPERACIÓN	POTENCIA DE LA VETA				
	0,30 m	0,60m	0,80m	1,20m	1,50m
COSTO OPERATIVO (SOLES)	11580.72	11936.15	12219.09	13414.14	14964.04
RESULTADO DE OPERACIÓN (SOLES)	10513.17	13090.73	14009.04	19913.29	24431.22
UTILIDAD EN SOLES	-1067.55	1154.58	1789.95	6499.15	9467.18



ANEXO N° 04

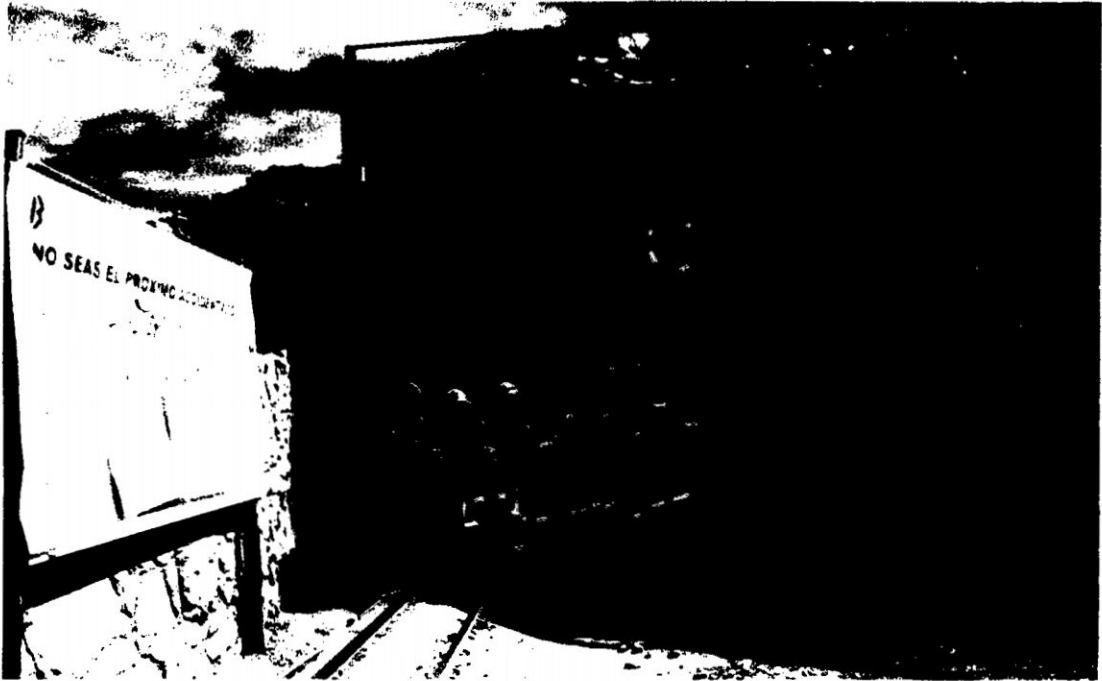


Foto N° 01: Boca mina nivel 2020 Mina Ishihuinca, nivel principal de extracción de mineral.

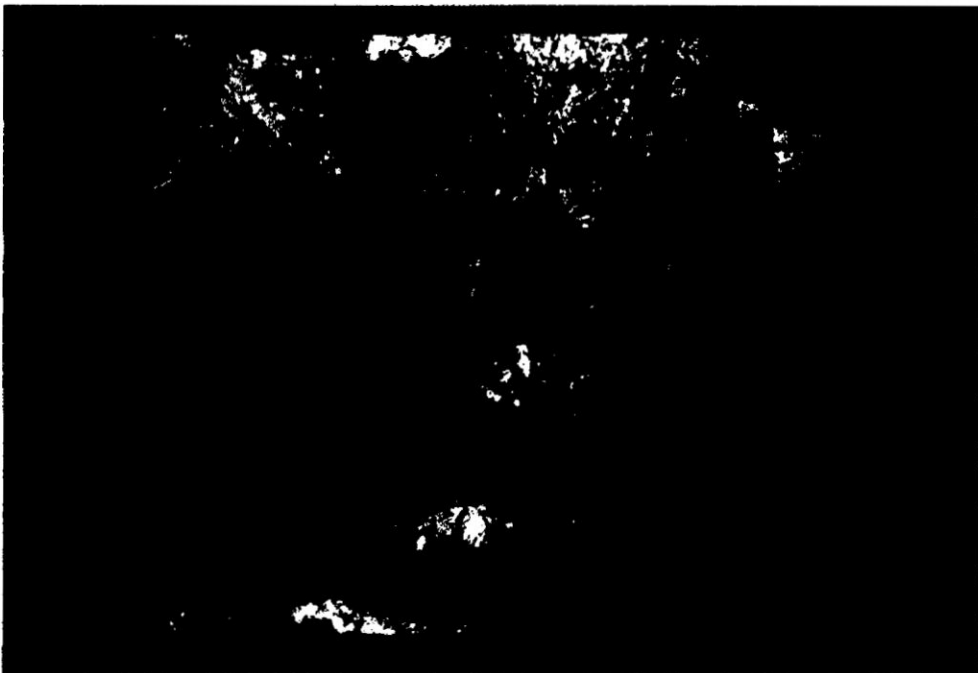


Foto N° 02: Marcado de la veta aurífera para la perforación en zig-zag en el Frente de un tajeo.

ANEXO N° 05

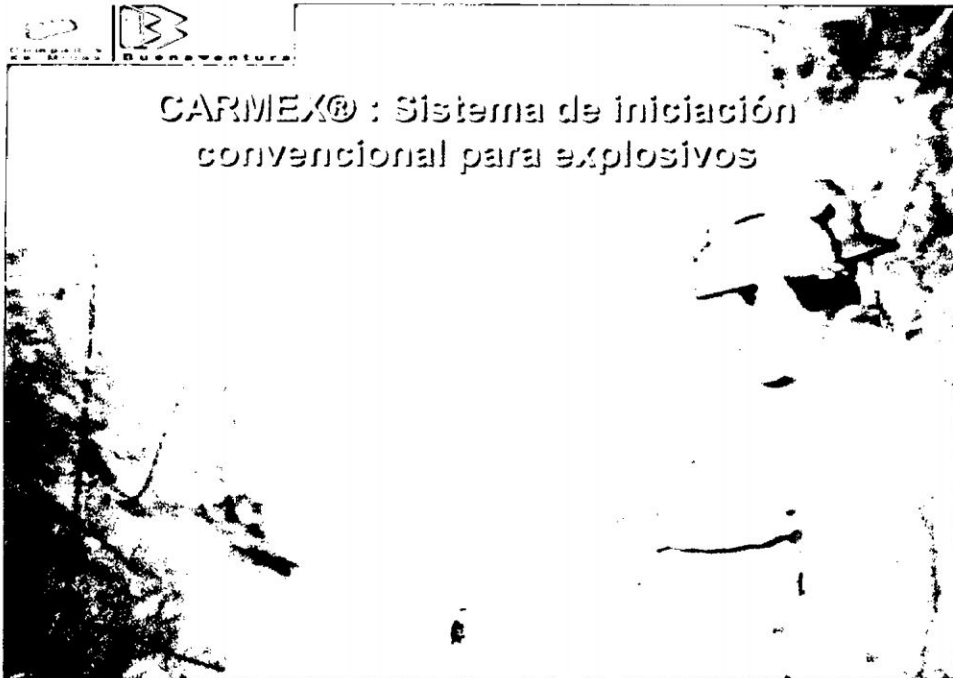
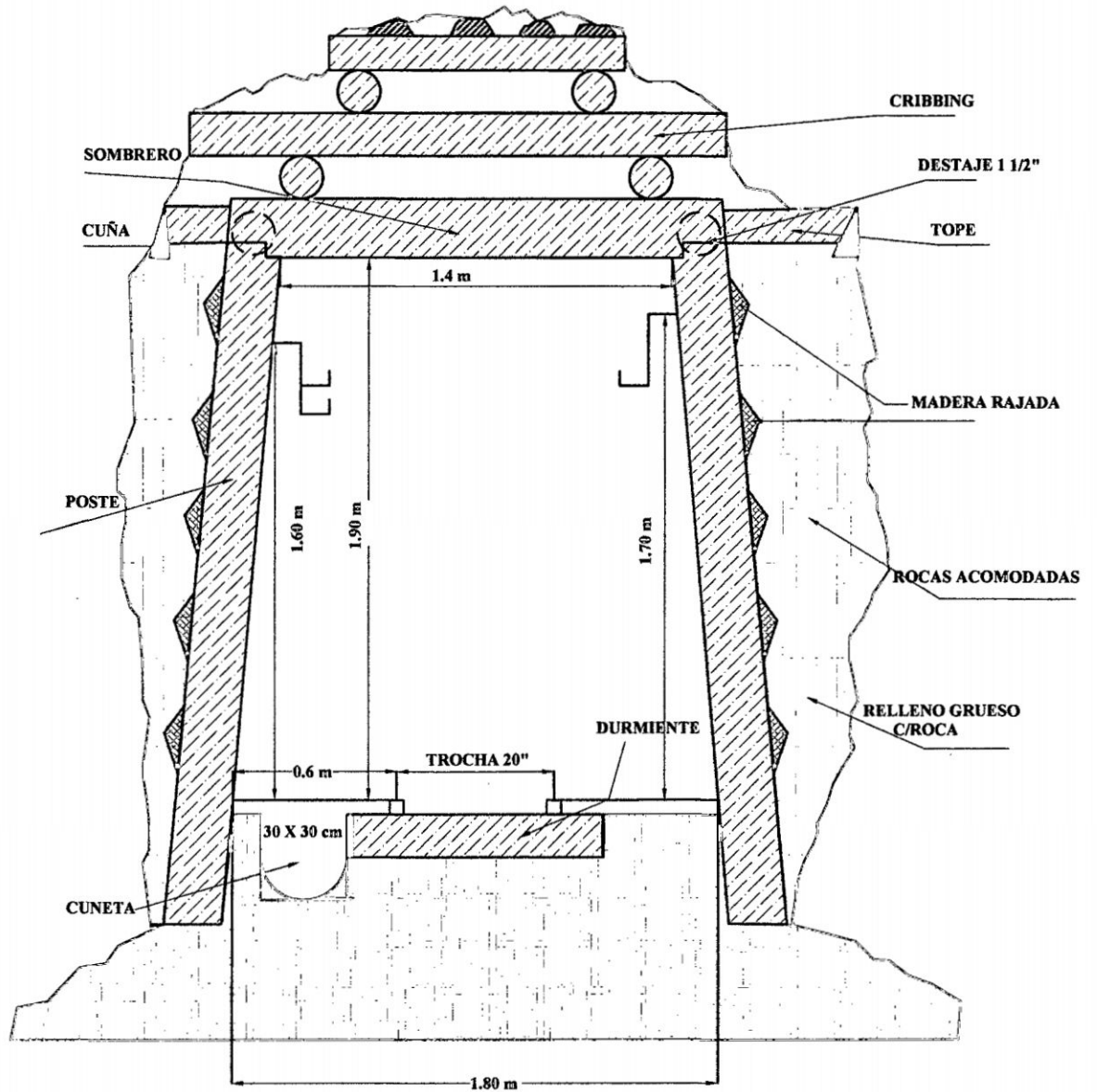


Foto N° 03: Encendido de taladros en frente de avance con sistema convencional Cármex.



Foto N° 04: Ing. Supervisor dando indicaciones de cómo hacer la reparación (doblado) de un cuadro de madera.

UNIDAD ISHIHUINCA
NORMAS PARA CUADROS DE GALERIA
ESTANDARES



DISTANCIA ENTRE CUADROS

TERRENO SUAVE A 1.00 m DE LUZ
 TERRENO MEDIO A 1.20 m DE LUZ



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL

COMPAÑIA DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A.

DISEÑO: E STANDAR CUADROS DE GALERIA	MINA: ISHIHUINCA DIGICAT: AMBROSIO CASTRO LUJAN REVISAD:	UBICACION: CARAVELI ESCALA: INDICADA FECHA: JULIO - 2010	ANEXO: <div style="font-size: 2em; font-weight: bold; margin: 0;">07</div>
--	--	---	---

LÁMINA Nº 12

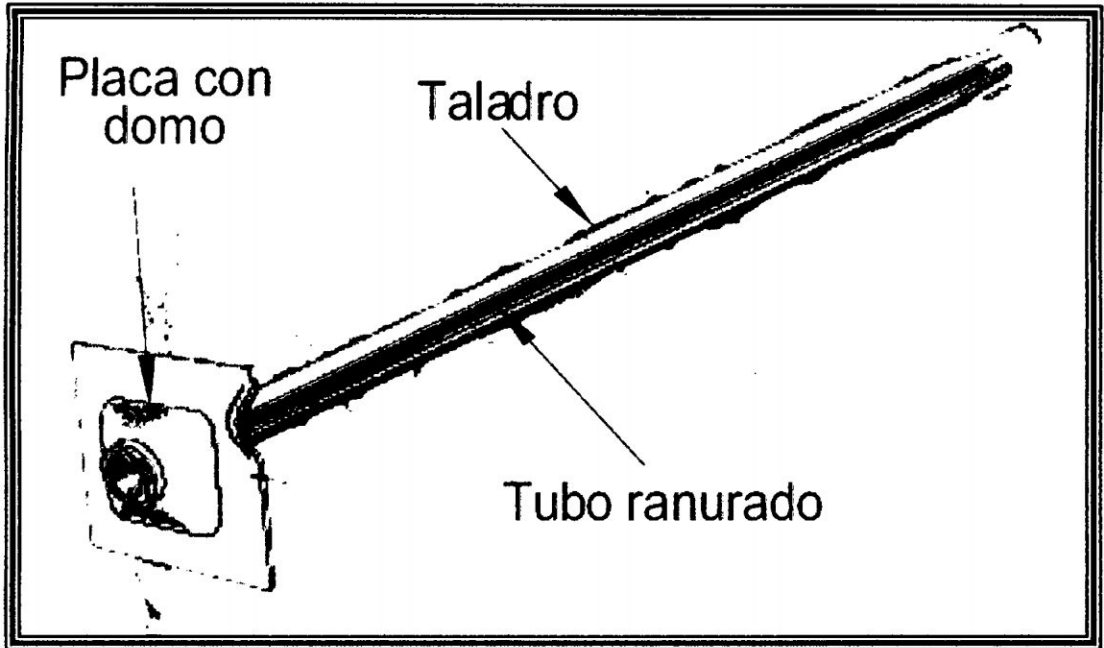


FIGURA Nº 01

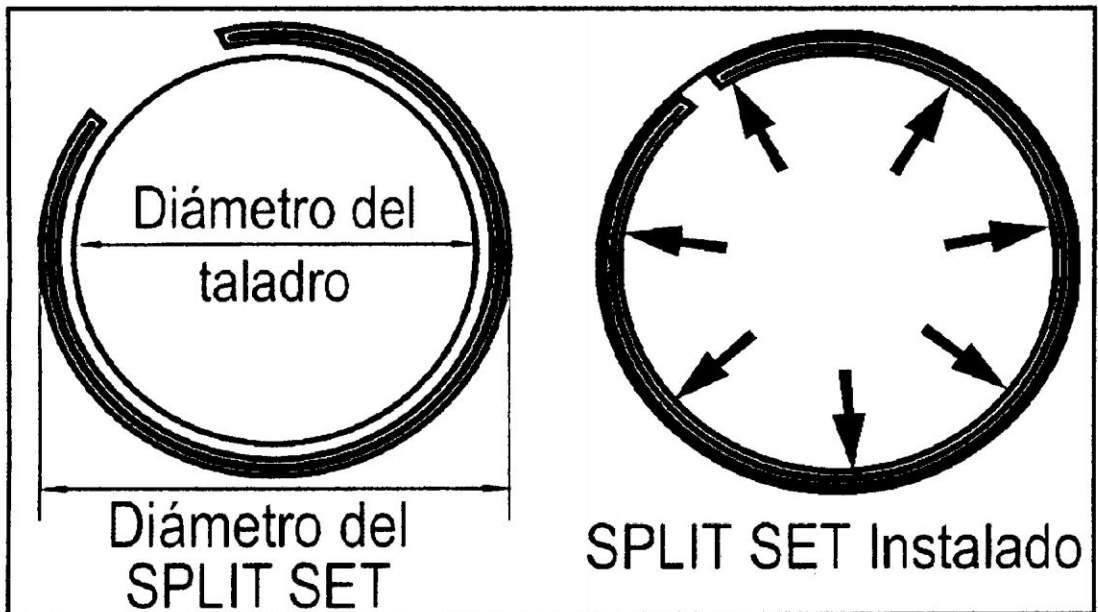


FIGURA Nº 02

LÁMINA Nº 13

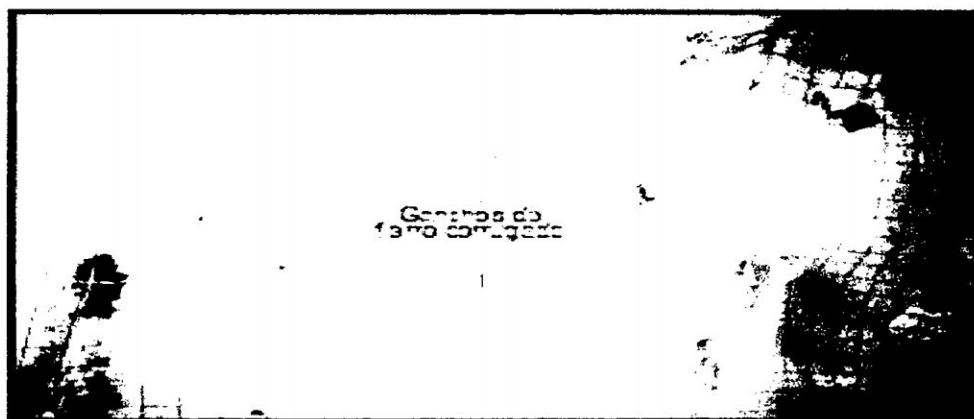
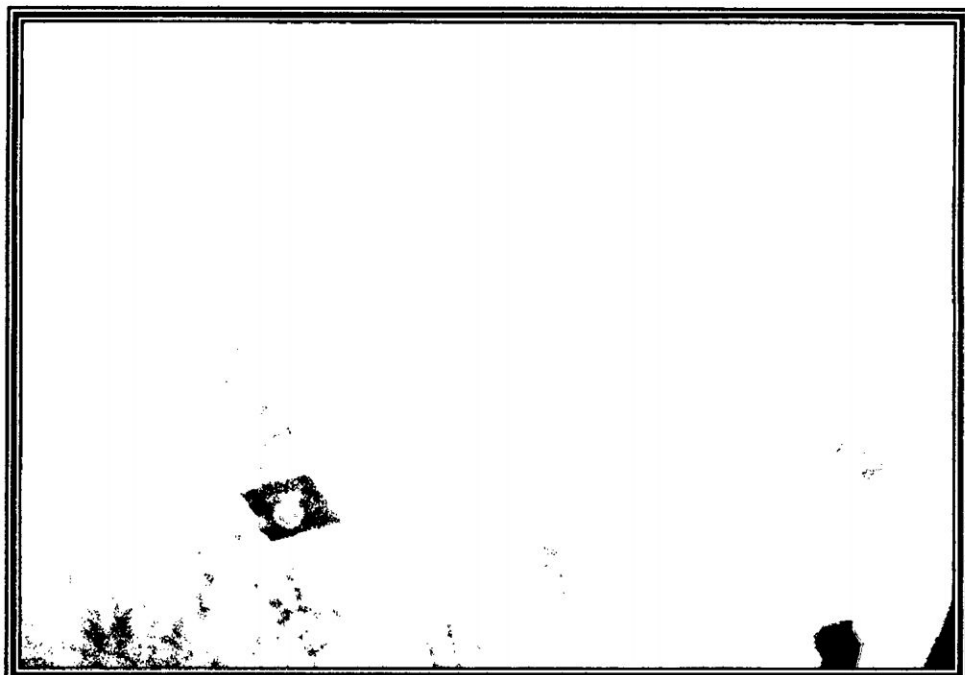


FOTO Nº 05

LÁMINA N° 14

FIGURA 03

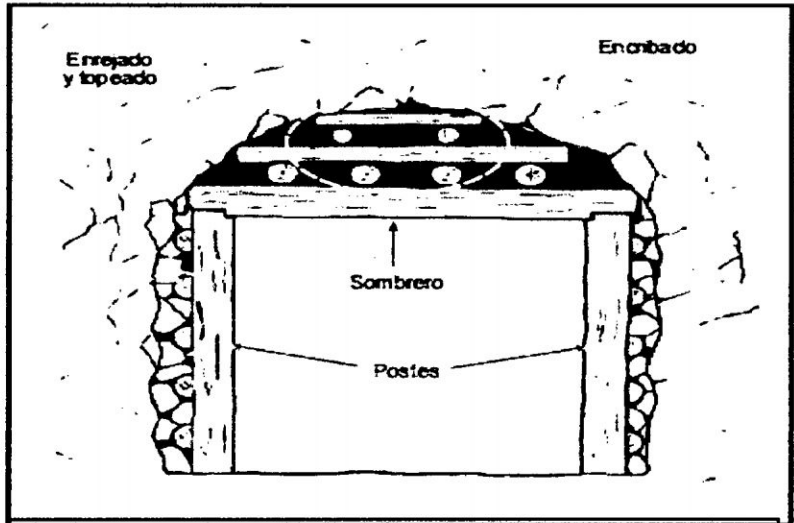


FIGURA 04

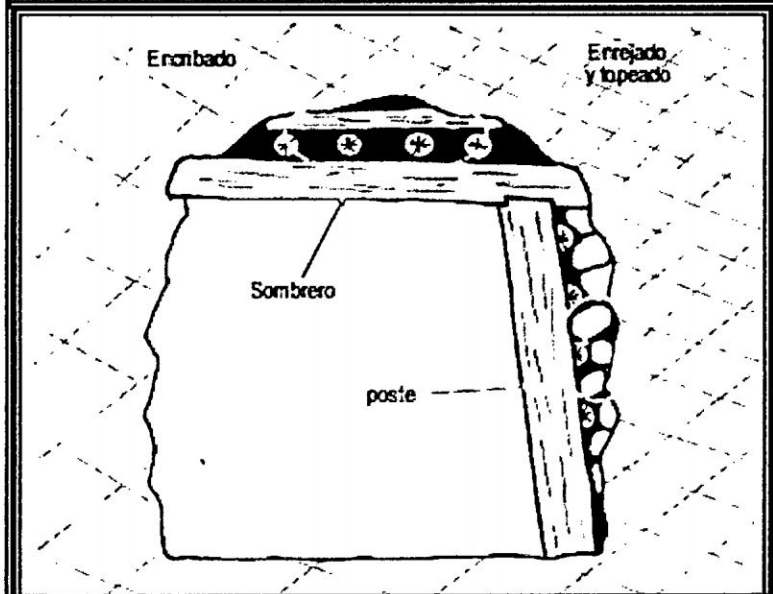


FIGURA 05

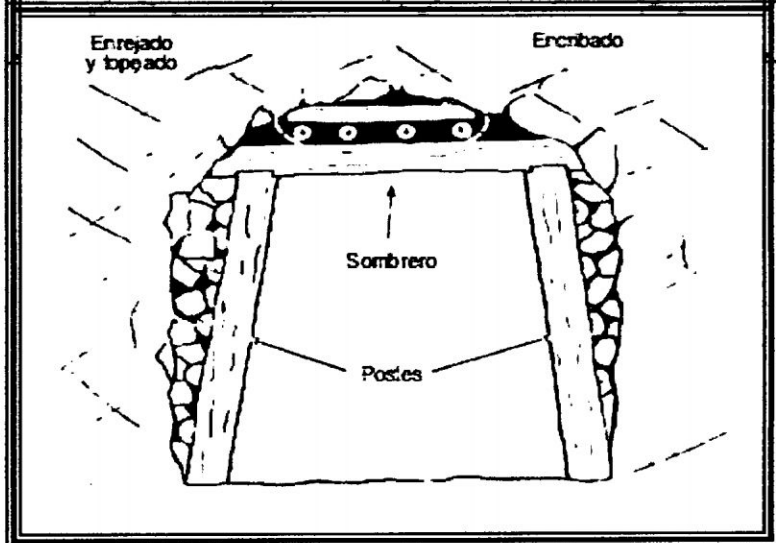


LÁMINA N° 15

FIGURA 06

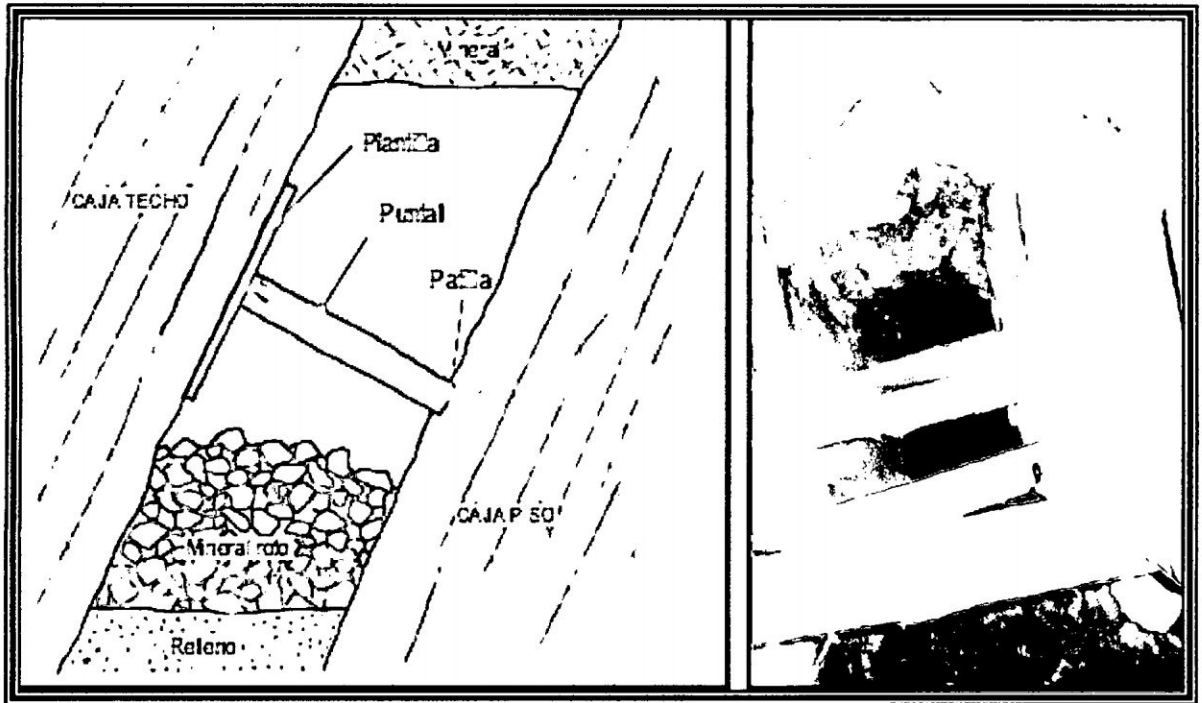


FOTO N° 06

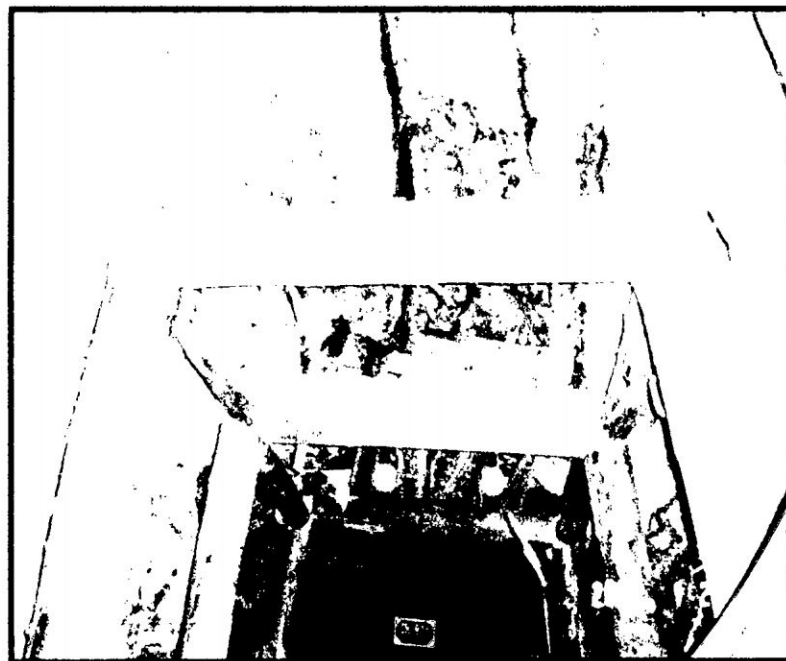
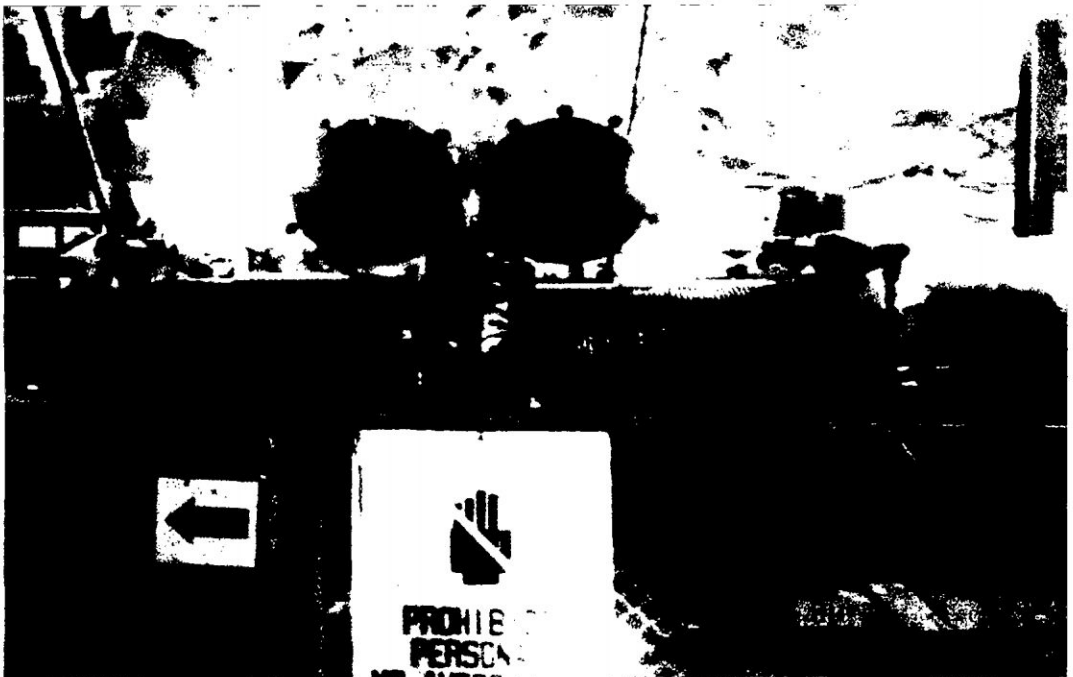


LÁMINA N° 16



LOCOMOTORA GOODMAN DE 4.5 TN. JALANDO 12 CARROS

FOTO N° 07



VISTA DE FRENTE DE WINCHE CIR

FOTO 08

LÁMINA N° 18

Depósito para residuos inflamables

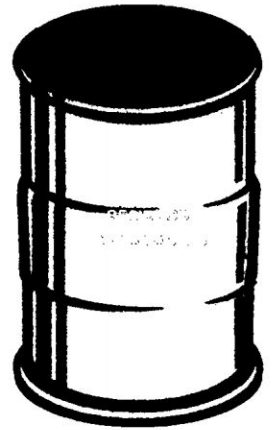
Son aquellos de color **rojo**, en los cuales se puede depositar lo siguiente:

- Aceiteras
- Bidones para aceite
- Brochas
- Cojines de cera
- Cartuchos de tinta
- Correctores
- Latas de pintura

- Envases de spray en general
- Filtros para aceite
- Filtros para combustible
- Motas para pizarra acrílica
- Plumones en general
- Resaltadores
- Tampones

Materiales impregnados con:

- Aceites lubricantes
- Acetona
- Aguarrás
- Alcohol
- Gasolina
- Grasas
- Kerosene
- Petróleo
- Terokal
- Thinner



Depósito para residuos peligrosos

Son aquellos de color **azul**, en los cuales se pueden depositar los siguientes:

- Envases para aditivos
- Envases para insecticidas
- Crisoles de arcilla y porcelana
- Escorias de Fundición
- Focos de mercurio
- Guías para explosivos
- Restos y lodos de carburo
- Mangueras de alta presión
- Muestras insolubles
- Papel autocopiante
- Restos de soldadura eléctrica

Materiales impregnados con:

- Xantatos
- Cianuro de sodio
- Carburo de calcio
- Alcohol Metílico
- Lejía
- Concentrados
- Reactivos
- ANFO



LÁMINA N° 19

INSTALACIÓN PARA EL MANEJO DE RESIDUOS

