

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE
HUAMANGA**

Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil

Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas



**Nuevo Sistema de Izaje y Profundización
del Pique para Incrementar la Producción
de la Mina Ishihuinca—Caraveli**

Tesis para Optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR :

Abel Jorge Via y Rada Carrasco

AYACUCHO - PERU

1999

**"NUEVO SISTEMA DE IZAJE Y PROFUNDIZACIÓN DEL PIQUE
PARA INCREMENTAR LA PRODUCCION DE CAMINA
ISHIHUINCA -CARAVELI"**

RECOMENDADO 04 DE octubre de 1999 (último dictamen para la sustentación)

APROBADO 07 DE octubre de 1999 (fecha de sustentación)

Ing. GROVER RUBINA SALAZAR
MIEMBRO

Ing. CIRO BACA GUTIERREZ
MIEMBRO

Ing. CARLOS A. VARGAS JAUREGUI
MIEMBRO

Ing. INDALECIO QUISPE RODRIGUEZ
MIEMBRO

Ing. CESAR CRUZ CARBAJAL
PRESIDENTE
DECANO FIMGC.

El Sr. ABEL JORGE VIA Y RADA CARRASCO ha sustentado la Tesis "NUEVO SISTEMA DE IZAJE Y PROFUNDIZACIÓN DEL PIQUE PARA INCREMENTAR LA PRODUCCION DE CAMINA ISHIHUINCA-CARAVELI", para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas, el día 07 de octubre de 1999; Habiendo obtenido la nota aprobatoria de CATORCE (14), tal como consta en el libro de Actas respectiva, de la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil.

En fé de lo cual firmamos al pie del presente.

Ing. GROVER RUBINA SALAZAR
MIEMBRO

Ing. CIRO BACA GUTIERREZ
MIEMBRO

Ing. CARLOS A. VARGAS JAUREGUI
MIEMBRO

Ing. INDALECIO QUISPE RODRIGUEZ
MIEMBRO

Ing. CESAR CRUZ CARBAJAL
PRESIDENTE
DECANO FIMGC.

Ing. CIRO BACA GUTIERREZ
SECRETARIO DE DOCENTE

CON MUCHO CARINO Y ADMIRACION
PARA MI ABUELITA ERNESTINA
POR HABERME INCULCADO SUS
SABIOS CONSEJOS

SINCERAMENTE PARA MI MADRE
GRACIELA QUIEN GUIÓ EL CAMINO
PARA MI FORMACION PROFESIONAL
ASI COMO MIS HERMANOS:PEPE Y
ABDON

CON ESPECIAL AMOR PARA
MI ESPOSA ANA Y MIS
HIJOS:JANELA,JORGE Y
NATALY

AGRADECIMIENTO

En las siguientes líneas, testimonio mi agradecimiento a la Universidad Nacional de San Cristobal de Huamanga mi Alma Mater, a los docentes de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas, por sus sabias enseñanzas. Y a todos los familiares y amigos por sus consejos.

Asimismo mis agradecimientos, al Gerente General de la Mina Ishihuinca de Inversiones Mineras del Sur S.A., en especial al Ing° Edgar Tapia Tito, quién hizo posible con su apoyo y recomendación la elaboración de la presente tesis.

INTRODUCCION

Categóricamente se puede afirmar, que el oro es el único metal que ofrece estabilidad en sus cotizaciones, y mucho le debe el actual resurgimiento de la minería aurífera a la prudente inversión nacional y extranjera.

La mina Ishihuinca de Inversiones Mineras del Sur S.A., se ubica dentro de la franja aurífera Acarí-Caravelí-Ocoña, en su meta de incrementar su producción, disminuir sus costos; determina que la capacidad de izaje de producción se rediseñe para proyecciones futuras de la empresa; por otra parte, alrededor del 63 % de las reservas minerales son eventualmente accesibles, lo que hace la imperiosa necesidad profundizar el actual Pique Principal. Estas razones me motivaron a formular el presente Proyecto: **"NUEVO SISTEMA DE IZAJE Y PROFUNDIZACION DEL PIQUE PARA INCREMENTAR LA PRODUCCION DE LA MINA ISHIBUINCA-CARAVELI"**, cuyo contenido está dividido en seis capítulos: el primero se refiere a las consideraciones generales

de la Mina, el segundo trata sobre la Geología y Reservas de la Mina Ishihuinca, el tercer capítulo describe la situación actual de las operaciones mineras y metalúrgicas, el cuarto capítulo detalla el Planeamiento y Diseño para la Ampliación del sistema de izaje, el quinto sobre la Profundización del Pique Principal y el sexto capítulo trata sobre Presupuesto, Inversiones y Evaluación Económica, además se incluye las Conclusiones, Recomendaciones, Anexos y Planos.

INDICE

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
INTRODUCCION	iii
OBJETIVOS	v
RESUMEN	vi

CAPITULO I

CONSIDERACIONES GENERALES

1.1	Ubicación y Accesibilidad	1
1.2	Clima y Relieve	2
1.3	Propiedad Minera	2
1.4	Antecedentes	4
1.5	Recursos	5

CAPITULO II

GEOLOGIA Y RESERVAS DE LA MINA ISHIHUINCA

2.1	Geología Regional	7
	2.1.1 Estratigrafía	7
	2.1.1.1 Cuaternario Reciente	7
	2.1.1.2 Formación Huaylillas	8
	2.1.1.3 Formación Caravelí	9
	2.1.2 Rocas Igneas	11
	2.1.2.1 Rocas Igneas Super Unidad Incahuasi	11
	-Diorita	12
	-Tonalita-Granodiorita	12
	-Diques de Pórfido	12
	-Diques Acidos	12
	-Diques Oscuros	12
2.2	Geología Local	12
	2.2.1 Geología Estructural	12
	2.2.1.1 Cronología Estructural	13
	2.2.1.2 Diques	14
	2.2.1.3 Vetas	15
	a) Vetas con lineamiento N45°E	15
	b) Vetas con marcado lineamiento ENE-WSW	15
	c) Vetas alineadas en general WNW-ESE	16
	d) Sector con mayor número de ramales	16
	e) Vetas compartiendo estructuras	16

2.2.2	Geología Económica	19
2.2.2.1	Mineralización	19
2.2.2.2	Características del Yacimiento	19
2.2.2.3	Controles y Guías de la Mineralización	25
2.2.2.4	Paragénesis y Zoneamiento	28
2.3	Reservas Minerales	30
2.3.1	Criterios de Cubicación	30
2.3.2	Clasificación de Reservas	31
2.3.3	Cálculo de Leyes y Tonelaje	32
2.3.4	Resumen General de Reservas	33
2.3.5	Mineral Prospectivo	34
2.4	Posibilidades del Yacimiento	36

CAPITULO III

SITUACION ACTUAL DE LAS OPERACIONES MINERAS Y METALURGICAS

3.1	Descripción General de la Mina	38
3.2	Método de Explotación	39
3.2.1	Estandares de Producción	40
3.2.2	Niveles de Producción	41
3.2.2.1	Programa de Exploraciones y Desarrollos	42
3.2.2.2	Preparación de Mina	43
3.3	Número de Tajeos y su Rendimiento	44
3.4	Volumen de Producción de la Mina y Seguridad Minera	44
3.5	Servicios Auxiliares	45
3.5.1	Aire Comprimido	46
3.5.2	Energía Eléctrica	47
3.5.3	Agua y Desague	47
3.6	Beneficio de Minerales	48
3.6.1	Ubicación de la Planta	48
3.6.2	Método de Tratamiento	48
3.6.3	Flow Sheet(circuito de operación)	48
3.6.4	Descripción de la Planta de Beneficio	49
	-Recepción de Mineral	49
	-Circuito de Chancado	49
	-Circuito de Molienda	49
	-Circuito de Flotación	49
	-Circuito de Cianuración	49
	-Circuito de Precipitación	49

3.7	Impacto Ambiental	50
3.7.1	Gestión ambiental de la Mina	50
3.7.2	Contaminantes Potenciales y Fuentes de Contaminación de la Mina	50
3.7.3	Impactos Ambientales	50
3.7.3.1	Impacto en la Salud	50
3.7.3.2	Impacto en los Recursos Naturales	51
3.7.3.3	Impacto en el Ecosistema y la Actividad Agropecuaria	51
3.7.4	Tecnología de Mitigación de los Contaminantes en la Mina	52
3.7.5	Estudio del Sistema de relaves	52

CAPITULO IV

PLANEAMIENTO Y DISEÑO PARA LA AMPLIACION DEL SISTEMA DE IZAJE DE LA MINA ISHIHUINCA

4.1	Antecedentes	53
4.2	Operación Actual del Sistema de Izaje	56
4.2.1	Esquema de Izaje	57
4.2.2	Estudio Analítico	58
4.2.3	Estudio de Tiempos y Movimientos del Sistema de Izaje	5 8
4.3	Finalidad de Ampliación del Sistema de Izaje	59
4.4	Rediseño del Winche	60
4.4.1	Base de Datos	60
4.4.2	Características de Operación del Nuevo Winche de Izaje	6 3
4.4.3	Diseño de Izaje(Cálculo por método Analítico)	63
	1. Generalidades	63
	2. Condiciones a considerar en el cálculo	64
	3. Cálculo de la capacidad de Skip	64
	4. Cálculo del Cable a Usar	67
	5. Cálculo del Winche	67
	A. Selección de dimensiones del Tambor	67
	B. Angulo de Variación	68
	C. Procedimiento de Cálculo	68
	D. Cálculo del Factor de Seguridad Efectivo	69
	E. Cálculo de Momentos	73
	F. Cálculo del Momento de Fricción	75
	G. Momentos de Aceleración y Desaceleración	75
	H. Cálculo de la Potencia del Motor	78
4.5	Infraestructura Complementaria del Nuevo Equipo	80
4.6	Planeamiento de Obras	81

CAPITULO V

PROFUNDIZACION DEL PIQUE PRINCIPAL EN LA MINA ISHIHUINCA

1	Generalidades	
5.1.1	Del Pique	82
5.1.2	Del Equipo de Izaje	83
5.1.3	De Operación de Equipo	83
.2	Profundización	83
5.2.1	Antecedentes	83
.3	Metodología de Trabajo	84
5.3.1	Perforación	84
5.3.2	Voladura	85
5.3.3	Limpieza	87
5.3.4	Sostenimiento	87
5.3.5	Entrenamiento y Seguridad	89
	-La Seguridad durante la Perforación	90
	-En la Voladura	90
	-En el Sostenimiento	90
5.3.6	Personal	92
5.4	Infraestructura Complementaria	93
5.4.1	Estaciones	93
5.4.2	Colchones	94
5.4.3	Bolsillos	94

CAPITULO VI

PRESUPUESTO, INVERSION Y EVALUACION ECONOMICA

6.1	Mercado Actual del Oro	95
6.2	Comercialización de la Producción	96
6.3	Valorización de la Producción	99
6.3.1	Valorización de los Concentrados Gravimétricos	99
6.3.2	Valorización de los Concentrados de Cobre-Oro	99
6.3.3	Valorización de los Precipitados	99
6.3.4	Resumen del Valor de Mineral de Cabeza	99
6.3.5	Ingreso por Ventas	99

6.4	Costo de Profundización del Pique	99
6.4.1	Cálculo del Precio de Pique Vertical	99
6.4.2	Precio de Estación Pique	100
6.4.3	Precio de Cámara de Carga	102
6.4.4	Precio de Avance de Bolsillos-Pique	104
6.5	Costo de Operación	108
6.5.1	Costo de Explotación	108
6.5.2	Costo de Exploraciones y Desarrollos	108
6.5.3	Costo de Beneficio	109
6.5.4	Gastos Administrativos	109
6.5.5	Gastos de Venta	109
6.5.6	Resumen del Costo de Operación	110
6.6	Inversión Requerida	110
6.6.1	Cronograma de Inversiones	113
6.7	Financiamiento	114
6.7.1	Esquema de Financiamiento	114
6.7.2	Servicio de la Deuda	115
6.8	Evaluación Económica	116
6.8.1	Estadio de Pérdidas	116
6.8.2	Flujo de Fondos	117
6.8.3	Cálculo del Valor Actual Neto	118
6.8.4	Cálculo de la Tasa Interna de Retorno	118
6.8.5	Cálculo del Índice Beneficio/Costo	119

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFIA

ANEXOS

PLANOS

OBJETIVOS

- Planear y diseñar un nuevo sistema de izaje cuya capacidad de extracción sea de 400 TM/día, determinándose las características técnicas del winche y sus condiciones de operación.
- Planear la profundización de 100 m. de Pique cuya sección es de 2.50 m x 5.00 m, con tres compartimientos, castillo subterráneo y cuadros de madera.
- Académicamente el objetivo es optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas.

RESUMEN

El yacimiento minero de Ishihuinca de Inversiones Mineras del Sur Sociedad Anónima, está ubicada en el distrito y provincia de Caravelí, departamento de Arequipa, es accesible desde la capital de la república por la carretera Panamericana Sur hasta el Km. 700, de allí se continúa al Este por una carretera afirmada de 77 Km. El relieve es moderado y presenta un aspecto típico de la llanura costera con suaves elevaciones.

Las unidades estratigráficas presentes en la zona de Ishihuinca, están formadas por rocas hipabisales cretáceas e intrusiones plutónicas que pertenecen al batolito de la costa, cubiertas por rocas terciarias y recientes, las agrupaciones mas importantes son: el batolito de la costa, compleja Bella Unión, Super Unidad Incahuasi, Formación Caravelí, Formación Huaylillas y los depósitos cuaternarios recientes. El batolito de la costa está formado por centenares de plutones individuales que constituyen un gran complejo ígneo que ha dado origen a las

superunidades Incahuasi, Linga y Tiabaya; el cuerpo principal está constituido por una asociación de diorita, granodiorita, monzonita y tonalita, cubiertos por formaciones terciarias e intruídas por rocas hipabisales del complejo Bella Unión.

Las rocas del cuadrángulo de Caravelí, han sido afectados por una serie de eventos tectónicos desde períodos pre-cámbricos que han originado zonas de dformación con características propias, cuya orientación estructural sigue la tendencia general andina.

El ensamblaje mineralógico, las texturas y la secuencia paragenética, indican que el yacimiento Ishihuinca ha sido originado por relleno de fracturas con soluciones hidrotermales de cuarzo, pirita, chalcopirita, con presencia de ORO; éstas soluciones mineralizantes están genéticamente relacionados al gran batolito costanero; el oro se presenta libre dentro de la pirita, cuarzo fino y chalcopirita.

Las vetas principales y trabajadas son: la veta Principal con un importante "clavo mineralizante" de 150 m. de longitud, potencia de 1.20 m. hasta 10 m., con 16 gr.Au/TM; la veta

Porvenir 2, presenta en el nivel 1980 una longitud económica de 200 m. con una potencia de 2 m. y una ley promedio de 11 gr. Au/TM; las vetas menores del sistema son: Despreciada, Esperanza, Campanita, sector Pique, Ramal Sur, Linda, Futuro entre otros.

El principal control de la mineralización es estructural representado por la falla regional Calpa, que ha dado origen al sistema de vetas y fracturas de tensión del yacimiento, con rumbos E-NE y NW, los buzamientos varían de 60°-80° al N.

Las reservas minerales PROBADO-PROBABLES económicamente explotables al 31 de diciembre de 1997 alcanzan a 242,598 TMS con 15.62 gr.Au/TM; como mineral prospectivo se han estimado 240,000 TMS con 10.91 gr.Au/TM para una potencia de 4.44m. El 63% de las reservas probado-probables están por debajo del Nv. 1940, considerados con eventualmente accesibles.

La producción actual de la mina es de 4,600 TM/mes con una ley de cabeza de 15.00 gr.Au/TM, el 84% de esta producción es extraída de la veta Principal y el restante de las vetas Porvenir 2 y Despreciada. Las labores de producción actualmente se encuentran en el Nv. 1940; el mineral extraído de los diferentes tajeos son acarreados a los bolsillos (pocket) del Pique Principal en el Niv.1940, luego es izado hasta los bolsillos del Niv. 2020, de donde nuevamente es transportado hasta las tolvas de superficie, para ser transportado con volquetes a la Planta de Beneficio distante 11 Km.; la capacidad instalada es de 6,000 TM/mes, actualmente viene operando con 3,450 TM/mes por los métodos de concentración gravimétrica, flotación y cianuración; con una recuperación total de oro de 80%.

La mina Ishihuinca cuenta con un sólo Pique, que se utiliza no sólo para extraer la totalidad de la producción, sino también para dar acceso a las exploraciones en profundidad, transportar al personal, equipos y materiales requeridos por las operaciones de minado; este Pique consta de tres compartimientos: dos para izaje de mineral/desmante y uno para camino/servicios; para el izaje de mineral/desmante se utilizan skips de 1.0 TM de capacidad y son del tipo de descarga por volteo. Las características principales son: 75 HP de potencia, 3/4" Ø de cable y 2.0 m/s de velocidad de izaje. El winche de izaje viene trabajando en 3 guardias/día, sobre el límite de su capacidad máxima; situación que podría comprometer el cumplimiento de los objetivos de la Empresa; éste hecho aunado a la disminución de las reservas sobre el Niv.1940 y que alrededor del 63% de las reservas minerales requieren ser accesibles para su explotación; ha hecho de imperiosa necesidad la formulación del presente trabajo: "Planeamiento y Diseño para la Ampliación del Sistema de Izaje y Profundización del Pique Principal" y cuyo resultado técnico se detallan en el desarrollo de la presente tesis.

La definición de los parámetros básicos de diseño para el cálculo del nuevo winche de izaje fueron establecidos en coordinación con la Gerencia de IMINSUR, que podemos resumir en: 400TM/día de capacidad de extracción Mineral y desmante, longitud total de izaje 470 m., velocidad óptima 4 m/s. y una potencia de 125 HP.

Bajo las condiciones de comercialización de los productos: concentrados Jigs, concentrados cobre-oro y preecipados de oro, se obtiene un valor de mineral de cabeza de US\$111.25/TM; la estructura de costos es del orden de US\$ 71.91/TM.

La inversión requerida para lograr los objetivos planteados en el presente trabajo asciende a US \$ 2'556,750 de los cuales US \$ 631,750 serán de aporte propio (IMINSUR) y los US \$ 1'925,000 restantes serán financiados vía COFIDE del Programa de Financiamiento Multisectorial para la Mediana y Gran Empresa.

Los estados financieros muestran que en el presente proyecto es de una rentabilidad aceptable para el inversionista; el Valor Actual Neto de los flujos, para una tasa de actividad de 25% es positivo y asciende a US \$ 192,117; por otra parte la rentabilidad total del proyecto es decir la T.I.R. es de 31.59%, muy por encima de la tasa activa comercial bancaria; el índice que el desarrollo o puesta en ejecución del Planeamiento y Diseño para la Ampliación del Sistema de Izaje y Profundización del Pique Principal Mina-Ishihuinca, es perfectamente viable y rentable.

CAPITULO I

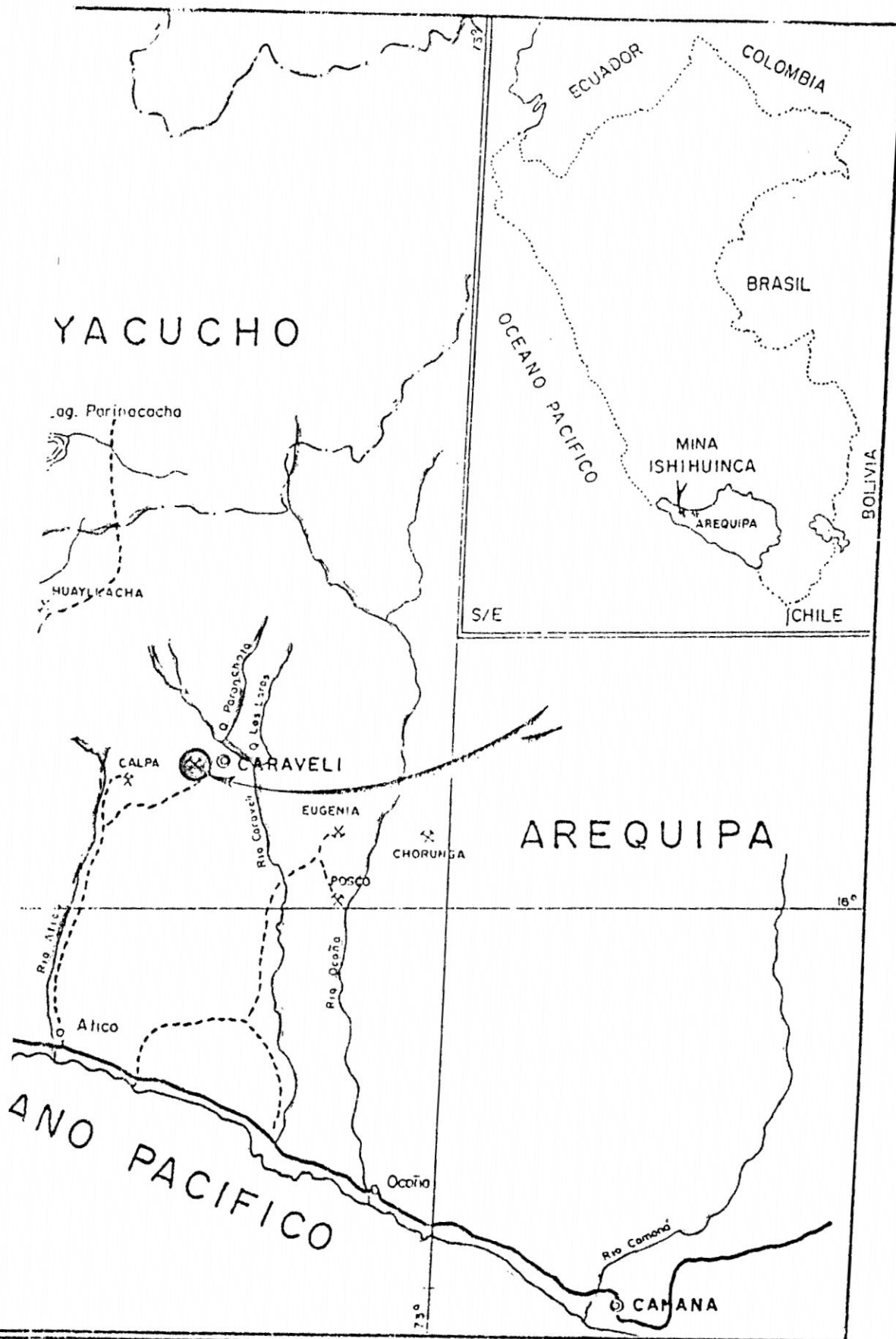
CONSIDERACIONES GENERALES

1.1. UBICACION Y ACCESIBILIDAD

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, Eugenia, Ocoña, Posco, León y otras que están ligadas al batolito de la costa.

Políticamente la mina esta ubicada en el distrito y provincia de Caravelí, departamento de Arequipa, a una altitud de 2,000 m.s.n.m. El centro poblado de Caravelí está a 6 Km. de la mina y a una altitud de 1,700 m.s.n.m.

La mina es accesible desde Lima por la carretera Panamericana Sur hasta el Km. 700 en la localidad de Atico; de allí se continúa al Este por una carretera afirmada de 77 Km. hasta el pueblo de Caravelí.



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



TÍTULO DE UBICACION Y
 ESCALA DE LA MINA ISHIHUINCA

Tesis : ABEL J. VIA Y RADA CARRASCO
 Fecha : JULIO 1997
 Escala : 1/100,000

1

UNSCH

También se puede llegar a la mina por vía aérea desde la ciudad de Lima hasta Caravelí en vuelo de dos horas. En la localidad de Caravelí existe una pista de aterrizaje para avionetas.

1.2. CLIMA Y RELIEVE

El clima es cálido y seco durante todo el año, con esporádicas lluvias durante los meses de Enero a Marzo; la temperatura llega a 37° C en los días calurosos y baja en las noches hasta 6°C.

El relieve es moderado y presenta aspecto típico de llanura costanera, con suaves elevaciones 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.

1.3. PROPIEDAD MINERA

El titular de los derechos mineros auríferos que explota la Compañía 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.

Las concesiones mineras que amparan esta propiedad son las siguientes:

CONSESIONES	N°PADRON	HAS
Ishihuinca	130	99
Ishihuinca A	231	15
Ishihuinca B	244	6
Ishihuinca C	242	6
Ishihuinca D	232	25
Ishihuinca E	233	8
Ishihuinca 2	121	320
Ishihuinca 3	114	200
Isabel la Católica A	250	12
Isabel la Católica	15	560
El Futuro	111	600
Gran Perú	112	25
	TOTAL:	1,876
		=====

La Empresa Inversiones Mineras del Sur S.A., paga como regalía el 7% de la Renta Neta de su estado financiero a la sucesión de Anita Fernandini de Naranjo, de acuerdo al contrato de cesión firmado por ambas partes y que se encuentra vigente hasta el año 2,015.

1.4. ANTECEDENTES

En el área de Ishihuinca existen indicios de que las minas fueron trabajadas desde la época de la Colonia, mediante labores cortas, como rajos, medias barretas y pequeños piques.

En octubre de 1931, el área fue denunciada por el Sr José Leanderas. En 1933 la propiedad pasó al control de la Compañía Minera Alpacay S.A., que trabaja unas minas en la provincia de Condesuyos (Arequipa).

En el año 1945, al queda los derechos mineros de libre disponibilidad, el área fue denunciada por la Sra. Anita Fernandini de Naranjo, con los derechos denominados "Ishihuinca"(antes Sunihuilca).

El 18 de febrero de 1980, los derechos mineros de Ishihuinca fueron cesionados por la Sra. Fernandini a la Empresa Inversiones Mineras del Sur S.A. (IMINSUR); compañía que dió comienzo a los trabajos mineros de desarrollo y explotación en 1981.

En marzo de 1982, IMINSUR S.A. comenzó a tratar el mineral en una planta de 50 TM/día, empleando únicamente el método de cianuración directa. A partir de esta fecha se viene operando regurlamente y la producción de la mina se ha venido incrementando hasta llegar a un aproducción actual de 200 TM/día y con una planta implementada con tres métodos de recuperación: separación gravimétrica, flotación y cianuración.

1.5. RECURSOS

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

Para la operación minera, el agua se capta por bombeo en dos pozos subterráneos de 35 mts. de profundidad, ubicados a 1,000 mts. de la planta y a corta distancia del eje del valle. Se ha constatado que la napa freática se encuentra a 14 mts. de profundidad. A partir de aquí el agua se transporta en tanques cisternas hasta los reservorios de la mina.

La energía eléctrica es generada por un grupo de 300 Kw para la operación de mina, y un grupo de 650 Kw para la operación de la Planta de Tratamiento. El pueblo de Caravelí dispone de un grupo de 50 Kw y una minicentral hidroeléctrica de 200 Kw, que sólo abastecen el consumo industrial de Caravelí.

En la zona no existe producción de madera para usos mineros, por lo que éste material se lleva desde Huancayo y Huaraz. Afortunadamente, los requerimientos de las labores subterráneas no son tan altos, debido a la naturaleza competente de la roca encajonante y de las estructuras mineralizadas.

Debido a la proximidad de la operación minera al centro poblado de Caravelí, la Empresa no está obligada a construir viviendas para sus trabajadores. El personal reside en el pueblo, la Empresa proporciona la movilidad para el transporte diario a la mina distante 6 Km. de Caravelí.

CAPITULO II

GEOLOGIA Y RESERVAS DE LA MINA ISHIHUINCA

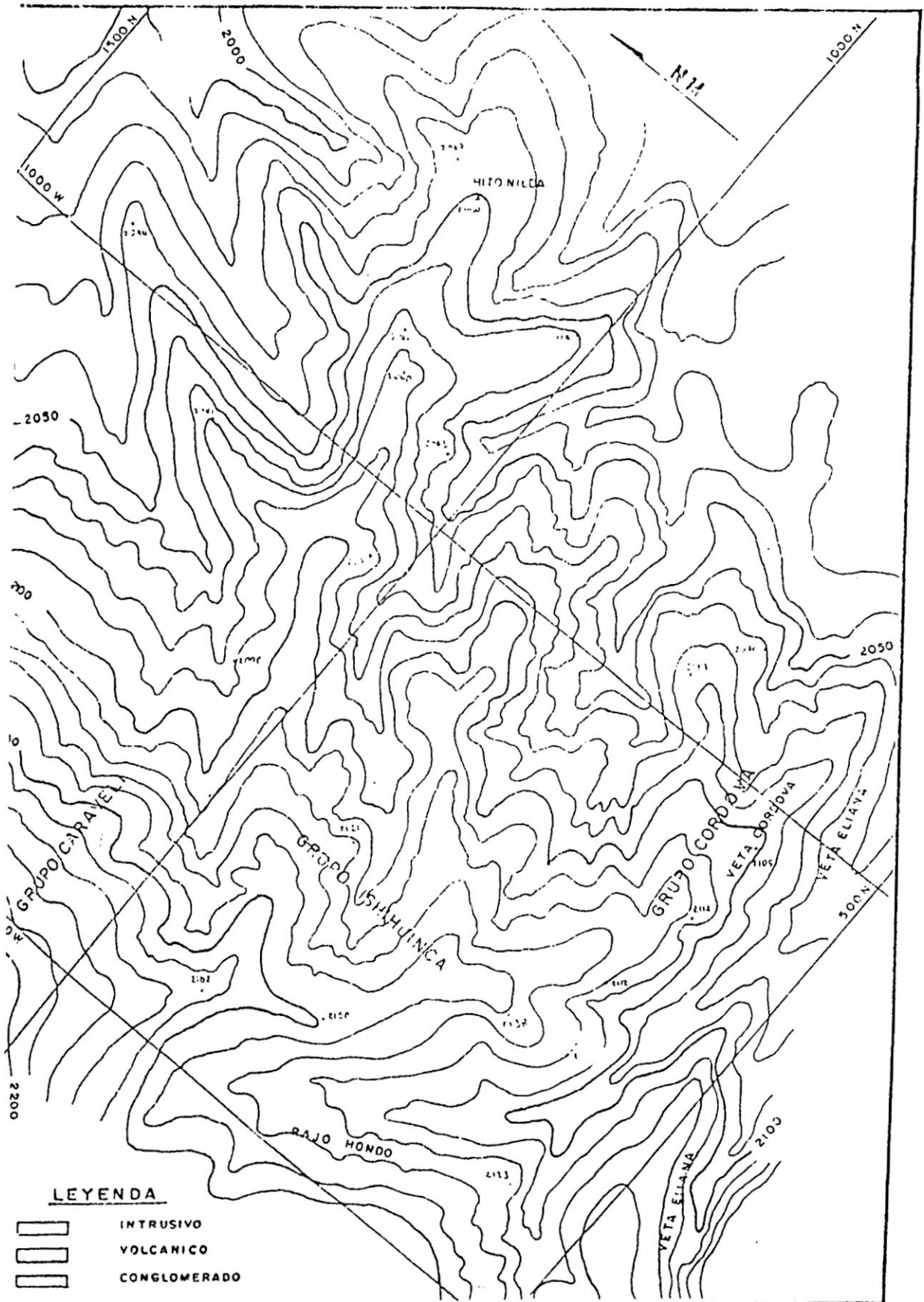
2.1.GEOLOGIA REGIONAL

2.1.1.ESTRATIGRAFIA

2.1.1.1.CUATERNARIO RECIENTE

Los depósitos fluviales y aluviales son los mas extensos en las áreas estudiadas. En el presente trabajo se los ha agrupado y no individualizado por razones de tiempo.

Aparecen en forma predominante y continúa desde la mitad del área mapeada hacia la pampa de Carvelí, dentro de las quebradas. La potencia de éstos depósitos pueden superar los 40mts. en las cercanías de los cerros Sunihuilca y en los cerros de Córdova,



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



PLANO GEOLOGICO REGIONAL

Tesis : ABEL J. VIAN RADA CARRASCO

Fecha : JULIO 1997

Escala : 1/250

Página

2

UNSCH

pero debe ser mucho mas potente hacia Caravelí. Cuando las exploraciones se dirijan al NE deberá calcularse la cubierta. Se debe tener en cuenta que en la pampa entre los cerros Sunihuilca y Caravelí también afloran rocas sedimentarias del terciario por lo que no toda esta pampa consta del fluvio-aluvial, y que existe un paleo relieve.

De todos modos parece que las rocas plutónicas muestran aquí una potente cobertura.

El cuaternario coluvial en Ishihuinca y Córdova es bastante limitado debido al relieve no muy pronunciado de los cerros. Su desarrollo entonces no supera mayormente los 10 mts. en altura ni espesor.

Una cubierta de suelo poco transportado hasta los 20 ó 30 cmts. a veces dificulta el reconocimiento geológico. Ha sido diferenciado en el mapeo como QS, y las transiciones con el coluvial han sido representadas con Qsc ó Qcs.

2.1.1.2. FORMACION HUAYLILLAS

Está constituida de tobas y brechas piroclásticas blanco rosadas intercaladas con algunos horizontes de lavas. Cubren una superficie de erosión. Mayormente se le observa cubriendo a la formación Caravelí, y a veces yace directamente sobre el plutón de Incahuasi.

Fragmentos de rocas de ésta formación son bastante livianos, con densidad menor a 2.5, pues se les nota algo poroso.

2.1.1.3.FORMACION CARAVELI

Equivalente litoestratigráfico de la formación Moquegua Superior del sur del Perú.

Se le ha reconocido ampliamente en la áreas de Ishihuinca y Córdova. Se trata de conglomerados y calizas regular y mal estratificados en la base que cubren un paleorelieve correspondiente a la superficie demudad del intrusivo ya fracturado y mineralizado.

Las calizas son de color gris claro con locales tonalidades parduzcas (intemperismo) y de aspecto arenoso y tobáceo. Se ha encontrado fósiles de bivalvos en calizas similares (rodados), pero por tratarse de afloramientos pequeños (lagunas) no se ha reconocido fósil alguno en afloramiento. Estas calizas presentan en algunos casos un aspecto tobáceo a la matriz y aumento rodados.

El conglomerado presenta diversos tipos de cantos rodados hasta de 40 cmts. de diámetro.

La matriz normalmente es arcillosa, arenosa hasta tobácea y como materiales cementantes aparecen yeso, calcita, hematita y limoniitas, siendo los primeros los mayoritarios. Normalmente

en superficie el conglomerado aparece con una matriz fiabile, al parecer por efectos de intemperismo, desde que en algunos cortes de la carretera la roca es mas compacta y consistente.

Los materiales cementantes también aparecen en fracturas dentro del intrusivo y estan conectadas con la superficie de erosión del mismo. La percolación de aguas estancadas ó de filtraciones pudo muy bien filtrarse a las fracturas del intrusivo.

En muchos lugares se ha podido comprobar que los clastos redondeados subesféricos y los alargados de la base son autóctonos, por presentar litología similar a la roca demudada y cubierta, incluso a la de fragmentos de vetas y diques ácidos como oscuros, notándose una dispersión desde el origen hasta de 5 mts.; mientras las capas superiores (+ 10 mts. de la base) presentan fragmentos de rocas similares e incluso muy diferentes a las confinadas en el intrusivo; tales son calizas micríticas, pedernal, ortocuarcitas finas y medias, tobas, derrames de basaltos, diabasas francamente ofíticas, etc.

Este conglomerado tiende a erosionarse fácilmente produciendo un suelo con los clastos, en el cual es muy difícil determinar si son transportados ó in situ, incluso cubre parcialmente al intrusivo pero como suelo actual, por lo que trazar el contacto Ti-cv/Ks-in resulta dificultoso.

Es notable la irregularidad de la superficie del plutón Incahuasi antes de la cubierta del conglomerado. Incluso se aprecia que el relieve antes de la cubierta tenía una pendiente hacia donde se encuentra el pueblo de Caravelí (NE).

2.1.2.ROCAS IGNEAS

Se tiene los siguientes tipos (orden decreciente en edad)

Agrupaciones Plutónicas: (Batolito de la Costa)

-Superunida Tiabaya (fuera del área)

-Superunida Incahuasi

-Superunida Linga (fuera de las áreas mapeadas)

-Complejo Bella Unión (fuera de las áreas mapeadas)

Rocas Volcánicas:

-Formación Caravelí: Tobas interestratificadas con las calizas descritas anteriormente

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

2.1.2.1.ROCAS IGNEAS SUPERUNIDAD INCAHUASI

Las rocas igneas mayormente plutónicas que se describen aquí, corresponden a la Superunidad Incahuasi, exceptuado los diques, que también se describen por ser de naturaleza intrusiva.

1. Diorita
-Diorita con cuarzo
2. Tonalita
-Granodiorita
3. Diques Porfídicos
4. Adamelita Pegmatitas, granófidios, meláfios,
granito lamprófidios, doleritas, etc
5. Diques oscuros Andesitas, dacitas, basaltos, meláfios,
lamprófidios, doleritas, etc.

Las tres últimas se presentan como filones.

2.2.GEOLOGIA LOCAL

2.2.1.GEOLOGIA ESTRUCTURAL

Por corresponderle el sector de Ishihuinca a una área en operación se ha creído conveniente detallar mas la problemática estructural con fines de comprender mejor y reconocer los controles de la mineralización.

2.2.1.1. CRONOLOGIA ESTRUCTURAL

Se puede inferir tentativamente en los siguientes episodios tectónicos - magmáticos, pero en forma preliminar:

- a: Formación de estructuras que guiarán al emplazamiento de la Superunidad Incahuasi.
- b: Inyección Incahuasi:
 - b.1. Blastomilonitas - filonitas por ~~compresión~~ 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 melanocráticos, con distensión NNE - SSW .
- f: Reactivación del fallamiento sinextral y formación de nuevas y dislocación de las anteriores.
 - f.1 Relleno Hidrotermal.
- g: Reactivación sinextral y fallamiento gravitacional.

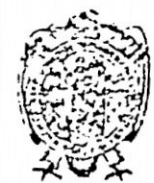
Con esta reactivación la mineralización muchas veces ha sido desplazada y/o moderadamente brochada.

No es posible todavía pensar en otras épocas de mineralización.

COLUMNA ESTRATIGRAFICA

A	PERIODO	SERIE	FORMACION	POT. m.	COLUM. ESTRAT.	DESCRIPCION	
I D Z O I C O M E S O Z O I C O	CUATERNARIO	MIO-PLIOCENO	Depositos Recientes	50	DIS-ERO	Arenas y Gravas	
			Grupo	70	DIS-ERO	Finca Volcanica	
	Barroso		45	DIS-ERO	Andesitas, traquitas		
	Volcanico Suroeste		45	DIS-ERO	Tobas, brechas de comp. de tobos		
	Formacion Huayllas		150	DIS-ERO	Tobos, lavas volcanicas y brechas volcanicas		
	Terciario		OLEOCENO	Formacion Camana	100	DIS-ERO	arenas calcareas de arena gruesa con niveles de conglomerado fino
				Formacion Paracas	100	DIS-ERO	arenas, lutitas y arcillas
	Eoceno		ECOCENO	Formacion Caraveli	150	DIS-ERO	Conglomerados con canchales rodados
				Formacion San José	60	DIS-ERO	Tobos
				Formacion Ancurquina	30	DIS-ERO	Culebras y tizas
Cretasico	INFERIOR	Grupo Yum	165	DIS-ERO	Material consolidado: Cuarcita, arenisca fina intercaladas con lutitas y arcillas magmaticas		
		Form. Huñahuasi Form. Lubracachios					
Jurasico	SUPERIOR	Complejo B-sal		DIS-ERO	Grasas		

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



COLUMNA ESTRATIGRAFICA	Tesis: ABEL J. VILA Y RADA CARRASCO	Año: 3
	Fecha: JULIO 1997	
	Escala: S/E	

UNSCH

2.2.1.2 DIQUES

Los diques porfídicos han sido inyectados preferentemente en estructuras con rubros cercanos a N - S (NO -SE), alcanzando potencias superiores a los 10 mts. En Córdoba se observan diques con este rumbo en los lados Norte y Sur. También se tiene diques orientados en general WNW - ESE, pero no tiene potencias mayores de 5 mts. Estos pueden indicar un episodio comprensivo con fracturas conjugadas WNW . SSE y WNW . ESE y con rumbo NW - SW. De haber sido así, además habría que pensar en cambios de la comprensión o solamente una distensión no correspondiente a la bisectriz de origen, que benefició más al sistema NNW - SSE, digamos tentativa una distensión general NNW - SSE. Mayormente estudios de microtectónica aclaran este aspecto.

- Los diques ácidos presentan diversa orientación y relleno estructural, lo más potentes rellenan fracturas subhorizontales de enfriamiento y los menores rellenan:
- Zonas de cizallamiento.
- Fractura de tensión.
- Fractura de enfriamiento subverticales.

Los rumbos oscilan principalmente cerca de N 70°E, que sería el lineamento dominante, pero también presentan diversas orientaciones como N 70°E, N 15°W, N-S, N 15°E, N25°E, N 40°E y E-W. Estos datos indicados corresponde incluso a promedio, por lo que se puede deducir el carácter de tensión y de enfriamiento de las estructuras.

Los diques melanocráticos presentan diversas orientaciones, pero siempre es el dominante el sistema ENE - WSW de tipo sinextral. Siguiendo este patrón de la parte W de Ishihuinca hacia el Este, se aprecia diques más potentes y menos abundantes como rumbo general N 80°E. Progresivamente estos diques van cambiando de rumbo conforme se dirigen al Este y se van ramificando (más abundantes y más angostos), alcanzando rumbos cercanos a N 45°E. Sin embargo se tiene inflexiones hacia N 75°E, pero siguen siendo angostos los diques, indicando que el ramaleo parte del SW hacia el NE.

2.2.1.3. VETAS

A). Vetas con lineamiento N 45°E:

Sector Ishihuinca

Veta Principal

Veta Alta

Veta sin nombre

Veta Hilo

Veta Marta

Veta Esperanza

Veta o sistema los Rosales.

B) veta con marcado lineamiento ENE - WSW:

Sector Ishihuinca

Veta Porvenir

Sector Piques

Veta Norte

Veta Futuro

C) **Vetas aliniadas en general WNW - ESE**

Sector Ishihuinca

Veta Diques dextral

Ramal Diques dextral

d) **Sector con mayor número de ramales e intersección de estructuras:**

Rajo Rojo - Pique

e) **Vetas compartiendo estructuras con:**

- Pegmatitas y diques ácidos en general:

Sector Ishihuinca

Veta Marta - Esperanza (prolongación)

Veta Norte, parte sistema Rosales,

Veta diques.

Veta sin Nombre, Veta Hilo.

Descripción de Vetas

Area Ishihuinca

La Veta Principal

Es la estructura más fuerte y continua, hasta donde ha sido observada en el sector Ishihuinca, Es la que actualmente está siendo explotada.

Tentativamente se le ha asociado a la anterior llamada veta "Pique", aunque la veta pique no muestra un perfecto alineamiento en la principal, pero por tener desplazamiento sinextral considerable. Otro ramal mejor alineando ("ramal central") se pierde debajo de la formación Caravelí, y no reaparece dentro del área mapeado, por lo que se desconoce el comportamiento a lo largo del rumbo.

Esta veta presenta 2 clavos mineralizados conocidos en las labores subterráneas. Dichos clavos están ubicados en zonas de intersección e inflexiones sinextrales coincidentes con lo observado en superficie.

La veta porvenir

En cierto modo se alinea con la antiguamente llamada veta pique. Pero por falta de continuidad de los afloramientos no es posible demostrar un desplazamiento similar para ambas y con igual intensidad. En esta Veta porvenir la influencia de los diques es bastante fuerte, sobre todo en el sector antiguamente trabajado. Se tiene además muchos tramos sin diques donde aparecen sólo fracturas de cizalla. En las labores subterráneas del nivel 2060 presenta mayormente bajos valores en oro, pues en los clavos esporádicos la presencia de perita y otros sulfuros es menor que la principal.

La Veta Alta:

Es importante por el rumbo que presenta (paralela a la principal) y por el contenido de valores. Hacia el SW intersecciona a los diques pórfito y melanocráticos produciéndose una aparente disipación de la estructura. Falta aún aclarar este aspecto. Hacia el NE la veta es intersectada con la porvenir.

Las vetas Esperanza, Marta e Hilo:

Parecen ser interesantes pero están muy influenciadas por el sistema de diques melanocráticos

paralelos a ellas. Sin embargo, pueden mejorar hacia el NE en donde los diques están remaleados y son angostos.

Las Vetas Diques

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

El Sistema Rosales

Es angosto y ramaleado, aunque se tiende diversas estructuras que muestran alteración superando los dos metros de potencia. Pero el relleno en sí es inferior en promedio a 0.80 mts.

La Veta Futuro:

Muestra en el limitado afloramiento un pequeño clavo de aspecto irregular tanto horizontal como vertical.

La Veta Sin Nombre

Es largo pero con muchos tramos con diques y zonas cerradas; 2 clavos cortos (20 mts.) han sido determinados pero muy distanciados (100 mts.)

- Mayormente la pirita es la más fracturada pero los demás sulfuros presentan también fracturamiento excepto cuando están presentes como inclusiones.

Muchas de estas inclusiones son relleno de cavidades desde fracturas adyacentes.

2.2.2. GEOLOGÍA ECONÓMICA

2.2.2.1 MINERALIZACION

Con el único mineral o elemento económico es el oro, entonces se subdivide el relleno por conveniencia en minerales metálicos ("minas") y no metálicos ("gangas").

2.2.2.2 CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO

Minerales Metálicos

Hipógenos:

Pirata (muy escasa)
 Calcopirata (muy escasa - rara)
 Esfalerita (muy rara - rara)
 Especularita (escasa)
 Galena (muy rara)
 Arsenopirita (rara)

Supérgenos:

Hematita (muy abundante)
 Limonitas (muy abundante)
 Brocantita (rara)
 Malanquita (rara)
 Cuprita - tenorita (raras)
 Covelita, calcosina, bornita (raras)

Minerales no Metálicos

Cuarzo (abundante)
 Calcitas
 Siderita (Abundantes y raras)
 Rodocrosita
 Turmalina (rara)
 Epidota (escasa)

Clorita (muy abundante)

Caolín (muy abundante)

Sericita (abundante)

Se dan a continuación algunos ejemplos de relleno observados en el campo:

a) **Area Ishihuinca**

Sector Rosales - Pique:

- Venas de calcita (0.20 mts) calcoporita e forma diseminada. "chispas hasta de 3 mms. y también de especularita y pirita.

Sector Pique (al NW):

- Venas de cuarzo crustificado desde las paredes con relleno final de carbonatos. Los sulfuros están oxidados (hematita - limonitas) y en parte tiñen a los carbonatos (hay ocurrencia de calcosina y especularita esporádicamente).

Las potencias varían entre 0.30 m. y escasos centímetros.

Veta Principal hacia el NE:

- Venas de cuarzo bandeado (cms + limonitas) y óxidos de cobre en ribon.

- Brechas con fragmentos de roca y cuarzo más sulfuros (oxidados o frescos) más carbonatos como relleno. Carbonatos recortan a cuarzo y sulfuros.

- Galena, esfalerita y oro mayormente son microscopios.

- Hilos tensionales irregulares y de poca extensión dentro de la caja con cuarzo + sulfuros + carbonatos.

Cuarzo es dominante entre sector Pique y veta Esperanza, sobre calcita. Así W del sector Pique aumenta considerablemente la calcita o carbonatos en general. Incluso en Rosales se tiene vetas con calcitas y chispas de calcopirita sin cuarzo. La especularita también tiende a presentarse solo con calcitas en esa dirección. Aún es necesario reconocer más este criterio.

La esfalerita es posterior a calcopirita, y ambas lo son también apaceren en cuarzo alcanzando hasta 2-3 gramos por tonelada métrica. Se ha estudiado varias minas en la región con valores de oro en ganga casi exclusiva de calcita, pero éste parece estar relacionado a cuarzo + pirita extremadamente finos (inconspicuos).

La alteración que mayormente está restringida a las inmediaciones de las vetas es la filica, y cloritización también aparece aquí pero, es mucho más extensa.

La caolinización también está presente cerca y en las cajas de las vetas, por lo que se piensa en parte de un origen hipógeno, ya que de ser solamente supérgena estaría difundida por todo el intrusivo, su asociación con la filica tanto a nivel de campo ("rocas blanqueadas") como microscópicamente podría corroborar su origen hipógeno.

Algunas fracturas de cizallamiento y tensionales no muestran relleno de cuarzo + sulfuro + oxígeno pero

sin alteración, por lo que se deduce una mayor extensión o alcance de fluidos iniciales pero sin mayor aporte de material de relleno por falta de abertura de la estructura (sólo procede de capilaridad).

En el mapeo se ha considerado estas pautas se solo alteración con relleno. A veces se nota claramente que relleno aparece en inflexiones sinestrales o dextrales favorables según el tipo de estructura y solo alteración o solo fracturas en zonas de rumbo desfavorable.

Turmalinización, feldespatización potásica y epidotización parecen estar ligados a los diques ácidos. La primera aparece en fracturas de milímetros como "soles" de turmalina, o como relleno hasta de 20 cms. Aparentemente los feldespatos aportaron material para la formación de cholo.

La feldespatización potásica se da en fracturas angostas (infiltración) y en sectores alternados a "monzonitas" - "sienitas", en donde incluso el contacto entre los granos o cristales sirvió de canal para los fluidos (infiltración y difusión).

Se nota en muchos casos que esta alteración se indica desde el día las cajas.

Epidotización es muy común con ortoza secundaria, y a veces ambas recortan al dique ácido sin salirse de sus límites a bordes a manera de fracturar internas el echelón (esfuerzo cortante sin

manifestación de desplazamiento).

La limonización está extendida a las vetas y fracturas alteradas. Cuando se ha observado relleno de cuarzo, óxido incluido con el relleno (color rojo), pero cuando se asocia sólo a clorita, caolín y/o sericita se piensa en pirita estéril de alteración (propilita) y no como de relleno (pirita aurífera). Por lo tanto se le consideraba solo en alteración de Los valores de muestreo parecen confirmar este hecho, desde que la pirita aurífera siempre está acompañada de cuarzo, a veces imperceptible (por su escaso volumen) a simple vista. El microscopio muestra asociación cuarzo - pirita.

Especularita se altera también a limonitas, pero los pseudomorfos son diferentes a los de pirita. Este aparece entre sector Pique pasando el límite NE de Ishihuinca, como mayor constituyente.

Los óxidos de cobre aparecen por lo general en la roca encajonante, como si calcopirita se hubiera también precipitado en las cajas. Además parece que carbonato de la caja y de relleno aportaron CO₂ para formar carbonatos de cobre.

- En orden decreciente en abundancia aparecen:

Pirita gruesa	(euhedral - anhedral)
Pirita fina	(euhedral - subhedral)
Calcopirita	(anhedral)
Esfalerita	(anhedral)
Arsenopirita	(euhedral - anhedral)

Galena

Oro.

- Oro aparece en: borde de calcopirita todo dentro de pirita (15 micrones).
- La alteración supergénica se desarrollan en el siguiente orden:

Calcopirita - Limonitas - covelita - digenita - calcocita - sulfatos - carbonatos.

Pirita - hematita - limonitaa. (se tiene calcopirita alterada parcial o totalmente y pirita - arsenopirita aún frescas).

2.2.2.3. CONTROLES Y GUÍAS DE LA MINERALIZACION

Estructurales

- Fallas sinextrales parecen ser las más importantes.
- Zonas alejados de diques oscuros paceren ser más continuas: desde que los diques "ramalean" a las vetas ya sea cuando son transversales o paralelos a ellas.

Pero como los transversales siempre son alcanzados por las vetas 8 muy extensos longitudinalmente) no es mayor limitación, como para las vetas que se reflejan o redactan en los diques longitudinalmente a veces en forma alternantes, incluso hasta "desaparecer".

- Inflexiones de rumbo sinextral asociadas a bajos buzamientos parecen ser favorables para el incremento de volumen (clavos), en las vetas más largas.
- Intersección de fallas, fracturar 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)
- Fallas transversales posteriores a la veta principal no parece ser importantes dentro del área mapeada de Ishihuinca ni en Córdova.
- Cola de caballo limitan la mineralización.
- Intersecciones e inflexiones importantes en Ishihuinca son:

Rajo rojo

Rajo catedral

Zona pique

200 mts. al NE del hito alto Sunihuinca. (sector NW Ishihuinca).

- Las vetas que pueden dar tonelaje en Ishihuinca son: (preliminares en orden decreciente de importancia).

Veta Principal

Veta Porvenir

Veta Alta - Veta Norte

Veta Marta - Esperanza

Veta Sin Nombre

Veta Hilo

Los Rosales y vetas Futuro presentan afloramiento limitados, y se desconoce sus proyecciones por debajo de la Formación Caravelí.

En la zona Córdova intersecciones importantes son: La unión de la veta Córdova con la veta Eliana, intersección de la veta Frida en su extremo Este con un ramal Sur. Inflexiones favorables serían las inflexiones sinextrales que presentan las vetas Frida y Elsa.

- **Mineralógicos:**

- Relleno de cuarzo - sulfuros es más favorables para valores de oro, pero parece que los sulfuros son más favorables.
- Relleno de calcita exclusiva es menos favorable.
- Pirata es importante, sobre todo la de grano o

la fracturada.

- La presencia de esfalerita - calcopirita establecen tendencias de elevación de leyes, aunque no sea en forma directamente proporcional. En Córdova no se presentan estos minerales.

- Cuarzo + calcedonia (opalescente) + especularita + pirata pueden indicar clavos muy ricos en profundidad. Esto está referido a las vetas 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 fílica es muy indicativa de clavos auríferos.

- Se debe tener en cuenta los hilos de pirita y hematita - lominitas 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 microfacturas 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.

2.2.2.4. PARAGENESIS Y ZONEAMIENTO

Hata el momento sólo se cuenta con los siguientes datos de edades absolutas aproximadas:

Superunidad Incahuasi	:	± 95 M.A. (Ks)
Superunidad Tiabaya	:	80 M.A. (Ks)
Formación Caravelí	:	± 60 M.A. (Ti Paleoceno - Eoceno)

Conociendo además que las vetas están empleadas dentro de la Superunidad Incahuasi, y a su vez ambas están erosionadas e incluidas dentro de la Formación Caravelí. se planea un lapso de tiempo máximo (aproximado) de 35 M.A. para la mineralización, es decir entre 95 y 60 millones de años.

Se debe considerar los siguientes episodios intrusivos, tectónicos y de erosión para limitar más este rango de edad: (muy resumido).

- Intrusivo diorita - tonalita - granodiorita.
- Fracturamiento general N-S (dominantes).
- Inyección de diques porfidicos.
- Reformación contemporánea hasta ligeramente posterior
- Fracturamiento en "Frio" y de "Enfriamiento" (closs):
 - Instrucciones de adamelita?.
 - Inyección de pegmatitas, alaskitas, granófidos.
 - Alteración - Turmalinización contemporánea con la anterior (en parte si).
 - Epidotización.
- Fracturamiento cercano E-W y entre N/E dominante:

- Inyección de diques ácidos (no definido).
 - Inyección de diques afaníticos melancocráticos.
 - Fracturamiento y/o reactivación compresional entre NE/E W/WW dominante:
 - Relleno de vetas con fracturamientos interminerales (por lo menos 3).
 - Tectónica distensiva
- 60 M.A. - Erosión de más de 2 1/2 kms. del Plutón y su cubiertas volcánica - sedimentaria.
- Tectónicas distensivas y compresionales terciarias.

Como podemos apreciar se puede muy bien alcanzar el límite entre el Cretáceo y el Terciario como edad de la mineralización, sobre todo pensando en una nueva generación magnética (Superunidad Tiabaya), desde que entre pegmatitas y vetas se tiene una serie de inyecciones de diques de variada composición, que no encajan en el modelo petrogenético normal de la diferenciación Incahuasi.

Algunas vetas de rumbo general N-S aún no se relacionan estructuralmente con los diques, por lo que pueden corresponder al período de diferenciación de Incahuasi (precias a diques oscuros).

Otro aspecto genético que se debe tener en cuenta es que las vetas básicamente rellenan estructuras de cizallamiento y no fallas inversas en bordes de plutones ni fracturas tensionales originadas por enfriamiento como sucede en muchos distritos mineros auríferos.

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

2.3. RESERVAS MINERALES

De acuerdo al estimado de reservas realizado por el Departamento de Geología de IMINSUR S.A. al 31 de Diciembre de 1994, existen un total de 242,598 TMS de reservas probado - probables, económicamente explotables con un promedio de 15.62 gr. de Au/TM.

El 80% de estas reservas están cubicadas sobre la veta Principal que es la estructura mineralizada de mayor importancia, el 12% sobre la veta Porvenir 2, que es la segunda veta en importancia y el 8% sobre las vetas Despreciada, Campañita, Sector Pique y otras vetas menores.

En resumen, el total de reservas probado - probables económicamente explotadas son:

TIPO DE MINERAL	T.M.S.	Gr. Au/TM
Mineral probado	156.637	5.16
Mineral probable	<u>85.961</u>	<u>16.45</u>
TOTAL RESERVAS	242,598	15.62

2.3.1. CRITERIOS DE CUBICACION

LEY DE CORTE (Cut-Off)

Mineral Económico= Total gastos (Minado + Des. +
Planta + Adm. + Finan.).

95.20 US\$/TM = 8.46 gr. Au/TM equiv. 11.254
US\$/gr.Au.

Mineral Marginal = Total gastos (Minado + Des. +
Planta)

74.12 US\$/TM = 6.59 gr. Au/TM equiv. 11.254
US\$/gr.Au.

FACTOR DE DILUCION

Se ha considerado prudente considerar el 5% como factor de dilución.

PESO ESPECIFICO

Para mineral de sulfuros 2.8 TM/m³ y para mineral de oxidos 2.6 TM/m³.

DIMENSIONAMIENTO DE LOS BLOCKS

Longitud : 40 m.
Altitud : 40 m.
Profundidad : 1/5 Log. expuesta

2.3.2. CLASIFICACION DE RESERVAS

Por el grado de certeza , el mineral ha sido clasificado como **probado y probable**, según la confianza y seguridad de su explotación.

Por su accesibilidad, se ha considerado **Accesible** las zonas actuales de trabajo y **Eventualmente Accesibles**. las zonas que requieren trabajos previos para su explotación.

2.3.3. CALCULO DE LEYES Y TONELAJE

La ley media de un bloque de mineral, se ha calculado a partir de las leyes medias de las labores expuestas que lo limitan. Los niveles inferior y superior son generalmente limitados por galerías y hacia los costados por chimeneas.

Para calcular la ley media de una cara de un bloque limitado por una galería, se utilizó la fórmula siguiente:

$$\text{Ley Media (L)} = \frac{\text{Suma (ley x Potencia)}}{\text{Suma de Potencias}}$$

El cálculo de la ley media de un bloque que tiene varias caras muestreadas, se realizó con la fórmula siguiente:

$$\text{Ley Media} = \frac{\text{Suma (Longitud + Ancho + Ley)}}{\text{Suma (Longitud por Ancho)}}$$

Los volúmenes fueron determinados, multiplicando las áreas de los bloques por los anchos de minado; las áreas se calcularon según las formas de los bloques y en plano de vetas, mientras que los anchos de veta y de minado se midieron perpendicularmente a este plano.

El tonelaje es considerado en toneladas métricas secas y se obtiene de multiplicar el volumen por el peso específico.

La ley media general de los bloques de mineral, se determina multiplicando la ley de cada bloque por su tonelaje y dividiendo luego se suman estos

productos y esta cantidad se divide entre la suma de los tonelajes.

2.3.4 RESUMEN GENERAL DE RESERVAS

VETAS	T.M.S.	POTENCIA (m)	Gr.aU/Tm.
MINERAL ACCESIBLE			
Principal	39.642	4.89	13.40
Porvenir 2	10.719	1.50	11.60
Sector Pique	1.719	0.98	9.78
Despreciada	1.612	0.90	14.87
Campanita	652	1.20	13.80
Linda	1.230	1.10	10.20
Liliana Norte	547	0.97	9.74
Link 4	-----	----	----
Link 1	<u>87</u>	<u>0.75</u>	<u>9.76</u>
Total	56.355	3.83	12.87
MINERAL EVENT. ACCE			
PRINCIPAL	152.771	6.34	17.25
Porvenir 2	18.441	1.50	11.16
Sector Pique	781	0.71	9.74
Despreciada	4.836	0.90	14.87
Campañita	5.242	1.42	19.06
Linda	1.230	1.10	10.20
Liliana Norte	1.699	1.03	10.53
Link4	960	1.98	10.06
Link 1	<u>313</u>	<u>0.75</u>	<u>9.76</u>
Total	186.243	5.44	16.44
TOTAL GENERAL	242.598	5.06	15.62

VETAS	PROBADO		PROBABLE		TOTALES	
	TMS	Gr/TM	TMS	Gr/TM	TMS	Gr/TM
Principal	123.232	16.01	69.181	17.28	192.413	16.46
Porvenir 2	21.296	11.38	7.834	11.16	29.130	11.32
Sec. Pique	2.647	9.38	---	---	2.647	9.77
Desprec.	3.224	14.87	3.224	14.87	6.448	14.87
Campañita	2.722	18.88	2.722	18.15	5.894	18.49
Linda	1.230	10.20	1.230	10.20	2.460	10.20
Liliana N.	1.133	10.31	1.113	10.36	2.246	10.33
Link 4	960	10.06	---	---	960	10.06
Link 1	193	9.76	207	9.76	400	9.76
T O T A L	156.637	15.16	85.961	16.45	242.598	15.62

CUADRO Nº 2 RESUMEN DE RESERVAS POR NIVELES

N I V E L	T.M.S.	POTENCIA	Gr. Au/Tm
2060	10.361	1.36	13.02
2020	6.440	1.16	14.23
1980	19.404	1.32	11.69
1940	53.622	3.99	13.05
1890	152.612	6.34	17.25
TOTAL GENERAL.	242.598	5.06	15.62

2.3.5. MINERAL PROSPECTIVO

Se le considera como mineral prospectivo, aquel mineral que de encuentra en los alrededores de las reservas cubicadas y que por criterios geológicos de continuidad de mineralización se tiene la certeza de su existencia.

Para este caso, se ha tomado en cuenta las secciones insovalóricas, las características mineralógicas de las vetas y los resultados de los sondeos diamantinos.

Sobre la veta principal se ha estimado mineral prospectivo hasta el nivel 1849, debajo de los bloques cubicados sobre el nivel 1940. Este mineral ha sido definido con cinco sondeos diamantinos, realizados desde el nivel 1980 inclinados, los mismos que han cortado la veta Principal en los niveles 1980 y 1840.

Sobre la veta Porvenir-2 se ha estimado como mineral prospectivo, aquel que está debajo de las reservas cubicadas en el nivel 1940. Este mineral ha sido calculado con un 75% de certeza en el tonelaje y con un 90% para la ley.

RESUMEN DEL MINERAL PROSPECTIVO

VETA	T.M.S.	ANCHO	Gr. Au/TM
Principal	169.000	5.50	11.29
Porvenir	71.000	1.00	10.00
TOTAL	240.000	4.44	10.91

2.4. POSIBILIDAD DEL YACIMIENTO

Criterios geológicos que justifican un mayor potencia:

- Se trata de varias vetas alineadas paralelamente vertical-horizontalmente con comunicación profunda (algunas siguen siendo paralelas en los 200 mts. verticales)
- Gran inflexión sinextral hacia el Este del áreas mapada puede mostrar clavos importantes si no están ramaleados. Si la inflexión fuera constante y de tipo regional se tendría clavos muy largos en la horizontal y vertical.
- Vetas en plutones generalmente indican una mayor extensión vertical que en volcánicos (roca + frías), con zoneamiento vertical muy marcado.
- Aparición de zonas brechosas 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. Esto último de lo observado en las limitadas labores mineras.

Criterios geológicos que muestren limitación del potencial son:

- Inflexión de tendencias dental. hacia el W de Rosales dentro del alineamiento.
- Disminución real y notable vertical de cuarzo con aumento de calcita hacia el Oeste.
- 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 sinextrales.

- La erosión no parece ser muy prominente, pero convendría estudiar más en detalle este asunto.

- La intersección de estructuras son favorables en la vertical y no así en la horizontal.

- Ramales de tensión solo darán escasas reservas, salvo una gran extensión vertical sin variación de rumbo y buzamiento, lo que no es común.

- Intersección "Longitudinal" de vetas y diques, así como de diques transversales, tienden a ramales a las vetas según el ángulo de la intersección. Dicho de otro modo, las estructuras pre-existentes se reactivan y "desvían" por disipación de esfuerzos, a la estructura en formación. Pero por tratarse de un lineamiento bastante profundo, estas deflexiones desfavorables no deben progresar en grandes distancias.

- Alejamiento de las estructuras mineralizadas con respecto a la veta principal de Ishihunca, que parece ser el foco principal de la mineralización y relación estrecha con la falla regional Calpa.

CAPITULO III

SITUACION ACTUAL DE LAS OPERACIONES MINERAS Y METALURGICAS

3.1. DESCRIPCION GENERAL DE LA MINA

La Mina Ishihuinca es un vacimiento minero subterráneo ubicado a 6 km. del pueblo de Caraveli. su acceso principal de superficie está ubicado en el nivel 2020 a través de un crucero de 500 m. La parte alta de la mina se encuentra abandonada a pesar de haberse quedado una importante cantidad de reservas.

El acceso a los niveles profundos, es a través de un pique vertical de 100 metros de profundidad que baja desde el nivel 2020.

Las labores de producción actualmente se encuentran en el nivel 1940 sobre las vetas principales y porvenir 2, donde la veta principal es la estructura de mayor importancia con una longitud de 160 m., un ancho promedio de 6.0 m. y valores de 16.0 gr. de Au/TM.

La producción actual de la mina es de 4.600 TM/mes con una ley de cabeza de 15.0 gr. de Au/TM. El 84% de esta producción es extraído de la veta Principal y el 16% de las vetas Porvenir 2 y Depreciada.

El mineral extraído de los diferentes tajos es acarreado a pulso de los tajos a los bolsillos (POCKET) del pique en nivel 1940. luego es izado hasta los bolsillos del nivel 2020. de donde nuevamente de 12 TM. a la planta de beneficio.

3.2. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

El método de explotación actual es el corte y relleno ascendente convencional, que consiste en la extracción de bloques de mineral por medio de cortes o rebanadas ascendentes, de 1.0 m. de alto a partir de la galería de transporte y dejando un puente de 3.0 m.

Los tajos de producción están limitados por las galerías de transporte, que se vienen construyendo con una diferencia de altura de 40 m. por 2 chimeneas de relleno distanciadas a 40 m. Al centro de cada tajo se construye la tolva-camino, que sirve de echadero de mineral y de acceso para el personal.

Las perforaciones se realiza con taladros horizontales 5 pies de largo y perforadoras manuales. Montabert T.23 y Tovo 280. La malla de perforación común es de 0.50 m. x 0.50 m. El ancho de minado varía entre 0.80 m. a 10 m. debido a la forma irregular de las estructuras.

La voladura se realiza con dinamita Dinasol de 60%. con un factor de potencia de 0.75 kg/TM., mecha de seguridad y fulminantes N^o 6.

La limpieza de mineral roto se realizada manualmente, el mineral es hechado a los busones de cada tajeo por medio de lampa y carretilla de buena ley, dejando como buena selectividad del mineral de buena ley, dejando como relleno el estéril de la sobrerotura o del desprendimiento de falsas cajas.

El relleno de los tajos se hacen con el desmonte proveniente de las labores de exploración u desarrollo, el cual es izado por el pique hasta el nivel 2020 y reciclado a los tajos de producción por los antiguos echaderos de mineral.

3.2.1. ESTANDARES DE OPERACION

La producción de la Mina Ishihuinca en 1997, superó las metas de 1996, con un total de 45.487 TM/año con una ley de cabeza promedio de 14.80 Au/TM.

La productividad general fue de 0.82 TM/hombre, cifra que resulta baja debido fundamentalmente al hecho de trabajar casi en forma manual, tajos de dimensiones pequeñas y estructuras totalmente irregulares.

En voladura, el factor de potencia fue de 0.75 Kg/TM., un fracturamiento irregular y constantes problemas de planchoneo de las falsas cajas.

En las exploraciones y desarrollos los resultados fueron óptimos, se avanzaron un total de 1.704 m., correspondiendo el 75% de este avance a la veta Principal, donde se ha ubicado importantes reservas.

Los equipos de mina se encuentran trabajando en su máxima capacidad y resultan insuficientes para cualquier ampliación futura de la mina.

CUADRO
ESTANDARES DE LA OPERACIÓN MINA 1995 - 1997

ESTANDARES	1995	1996	1997
Producción Anual (TM/año)	24.227	35.998	45.487
Producción Mensual (TM/mes)	2.019	3.000	3.790
Productividad (TM/tarea)	0.61	0.75	0.82
Lev de Cabeza (gr/TM)	13.153	17.82	14.70
Factor de Potencia (kg/TM)	0.94	0.87	0.75
Explorac. v desarrollos (m)	1.123	1.358	1.704
Recuperación Planta (%)	65	68	80

3.2.2. NIVELES DE PRODUCCIÓN

El programa de Producción Proyectado, se ha elaborado teniendo en cuenta las reservas probadas-probables y prospectivas de la Mina Inshihuinca, que suman un total de 482.598 TMS con un promedio de 13.28 gr. de Au/TM.

El programa de producción propuesto considera, que en el primer año la producción de la mina se incrementará a 60.000 TM/año, con el mineral de las preparaciones proyectadas sobre veta en el nivel 1890.

A partir del año 2. se estima que la producción aumentará a un ritmo de 72.00 TM/año y durante un periodo de 6 meses se espera obtener una producción total de 420.000 TM. con una ley de cabeza de 13.0 gr. de Au/TM.

Teniendo en cuenta, que con la mecanización de la mina disminuirá la selectividad de mineral, se ha considerado que la ley de cabeza descenderá a 13.0 gr. de Au/TM.

AÑOS	TONELAJE (TM)	LEY (gr/TM)	CONT.ORO grs. Au.
0	60.000	13.00	780.000
1	72.000	13.00	936.000
2	72.000	13.00	936.000
3	72.000	13.00	936.000

3.2.2.1. PROGRAMA DE EXPLORACIONES Y DESARROLLOS

El programa de exploraciones y desarrollos propuestos. Está dirigido a dar accesibilidad y desarrollar en los dos primeros años a las 169.240 TMS con 16.41 gr. Au/TM de reservas eventualmente accesibles, y a las 240.000 TMS de mineral prospectivos de 10.9 grs. Au/TM. existentes debajo del nivel 1940 con el cual se espera disponer de un total de 482.598 TM de reservas con un promedio de 13.28 gr. y prolongar la vida operativa de la mina 6.7 años.

En el primer año, se ha programado un total de 1.450 m. de labores de exploración y desarrollo en los niveles 1940 y 1890, sobre las vetas Principal, Porvenir 2 y Desprevenida. Para el segundo año, cuando se tenga accesibilidad por el pique, se ha programado realizar también 1.800 m. para preparar y desarrollar el nivel 1840.

3.2.2.2. PREPARACIONES MINA

Dentro del programa de Exploraciones y Desarrollos se ha considerado también, todas las labores de preparación mina, como la profundización del pique hasta el nivel 1840; la construcción de 3 wats pass para el abastecimiento de relleno, la ampliación de la infraestructura de izaje y otros trabajos necesarios para cumplir con el programa de producción proyectado.

RESUMEN PROGRAMADA DE EXPLORACIONES Y DESARROLLOS AÑO 1

NIVEL	LABORES	VETA	METROS PROGRAM.	T.N. RESERVAS
EXPLORACIONES Y DESARROLLOS				
1940	Galería 260E	Principal	100	---
"	2 chimeneas	Principal	100	---
"	Galería 260W	Porvenir 2	200	13.245
"	3 chimeneas	Porvenir	100	---
"	Galería E-W	Desprevenida	100	3.224
1890	Crucero NW	Principal	100	---
"	Galería E-W	Principal	400	152.771
"	6 chimeneas	Principal	300	---
		SUB TOTAL	1.450	169.240

PREPARACIONES MINA

2020 Cámara Winche	Principal	---	---
1980 Waste Pass	Principal	100	---
1940 Prof. Pique	Principal	---	---
1890 Estac. y Bolsillos	Principal	---	---
1890 Echadero mineral	Principal	3000	---
	SUB TOTAL	1.950	169.240

TOTAL EXPLORACIONES Y DESARROLLOS		1.950	169.240
-----------------------------------	--	-------	---------

RESUMEN PROGRAMADA DE EXPLORACIONES Y DESARROLLOS AÑO 2

NIVEL	LABORES	VETA	METROS PROGRAM.	T.N. RESERVAS
<hr/>				
EXPLORACIONES Y DESARROLLOS				
1890	Galería E -W	Porvenir 2	200	31.000
"	4 chimeneas	Porvenir 2	200	---
"	Galería E -W	Desaprobada	100	---
"	2 chimeneas	Desaprobada	100	---
1940	Cruceros NW	Principal	130	---
"	Galería E-W	Principal	470	169.000
"	5 chimeneas	Principal	250	---
"	Galerías E-U	Principal 2	200	40.000
"	3 chimeneas	Principal	150	---
		SUB TOTAL	1.800	240.000

PREPARACIONES MINA

1980 Cámara Winche	Porvenir 2	200	

1890 Prof Pique	Principal	50	---
1840 Estac. y Bolsillos	Principal	---	---
1840 Chim. Ventilación	Principal	100	---
1840 Echadero mineral	Principal	<u>300</u>	<u>---</u>
	SUB TOTAL	550	240.000

TOTAL EXPLORACIONES Y DESARROLLOS		2.350	240.000
-----------------------------------	--	-------	---------

3.3. NUMERO DE TAJEOS Y SU RENDIMIENTO

Los tajeos que se realizan en la mina Ishihuinca. esta de acuerdo al volumen requerido en la explotación, siendo el rendimiento óptimo en estas últimos años. En la actualidad se viene optimizando la producción por las razones de ampliación de la planta y como el incremento de las reservas de la mina.

3.4. VOLUMEN DE PRODUCCION DE LA MINA Y SEGURIDAD MINERA

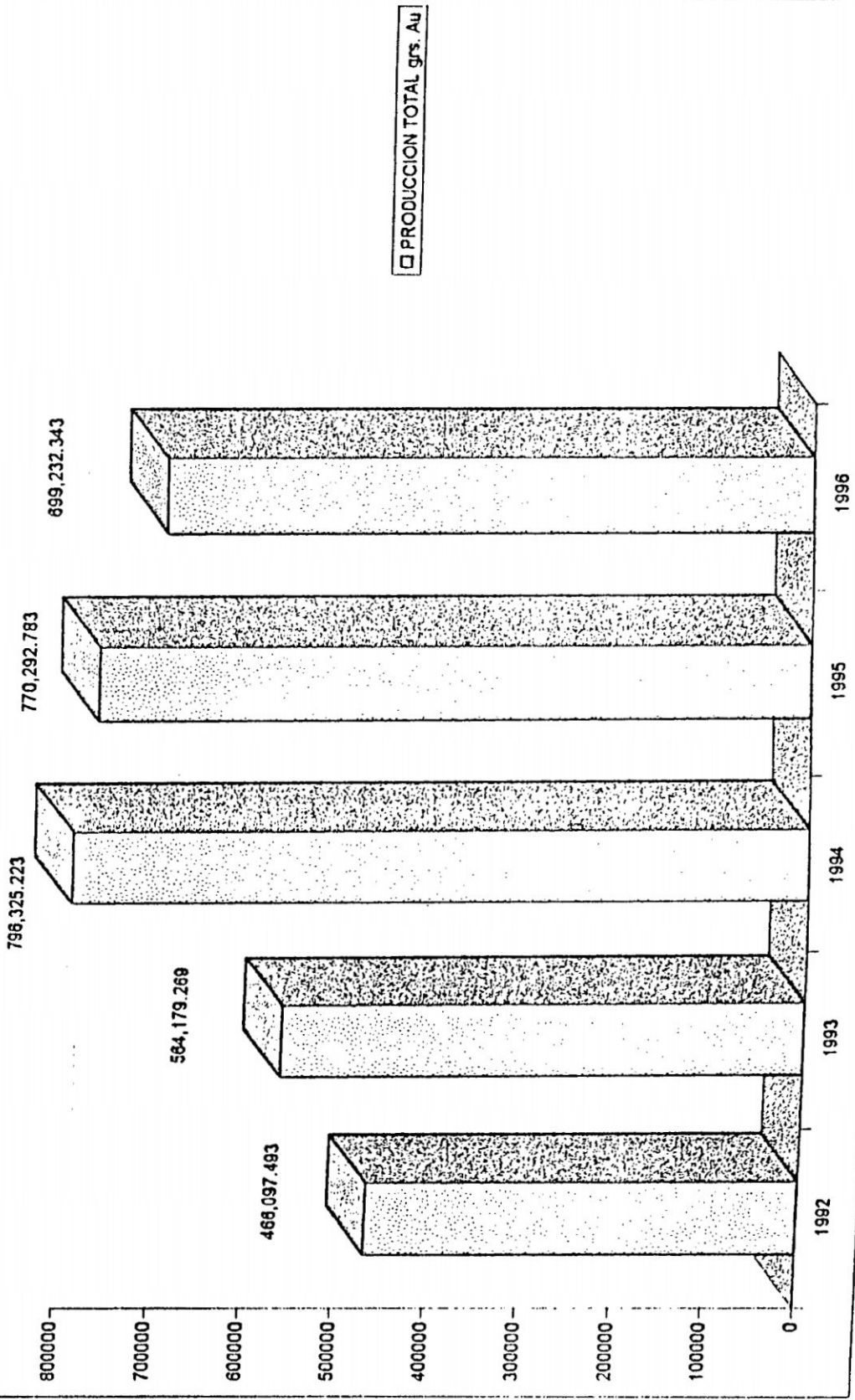
El volumen de producción dela mina. se viene incrementando. por los incrementos de las reservas. (ver cuadro de producción)

La seguridad minera que se viene implementando en la mina. esta de acuerdo a la incidencia de accidentes. Se adjunta cuadro detallado.

PRODUCCION TOTAL DE ORO POR AÑOS

Años	Precipitación grs. Au	Concentrado JIG grs. Au	Concentrado de Cobre grs. Au	PRODUCCION TOTAL grs. Au
1992	92,823.192	109,462.151	263,812.150	466,097.493
1993	73,565.181	177,097.866	313,516.222	564,179.269
1994	50,019.699	281,993.773	464,311.751	796,325.223
1995	57,684.456	301,738.134	410,870.193	770,292.783
1996	125,745.852	222,058.815	351,426.676	699,232.343

PRODUCCION TOTAL DE ORO AÑOS



DISTRIBUCION DE ACCIDENTES POR SECCIONES

SECCION	ITP FATAL	ACCIDENTES		TOTAL	PORCENT. %
		IPP	ITT		
IINSA	01		48	49	34.27
INGENIEROS S.A.	02		41	43	30.07
GUZMAN S.R.L.	01	01	25	27	18.88
CONTRATISTAS S.R.L.			23	23	16.08
PAÑIA MINA					
VICIOS MINA					
TRATAS SUPERFICIE					
NTA CONCENTRADORA			01	01	0.70
TOTAL	04	01	138	143	100

CLASIFICACION DE ACCIDENTES EN MINERIA

SEGUN CAUSA	Mina	Superf.	Total	Porcent.
sprendimiento de roca	59		59	41.26
eración carga y descarga	30		30	20.98
arreo y transporte	04		04	2.80
anipulación de materiales	12	01	13	9.09
áida de personas	09	01	10	6.99
peración de maquinaria	12		12	8.39
erforación con maquinaria	02		02	1.40
xplosivos				
herramientas	07	01	08	5.59
ránsito				
ntoxicación, Absorción, Radiación				
nergía eléctrica				
temperaturas extremas	01		01	0.70
tentados terroristas				
Clavo u objeto cortante	03		03	2.10
Atrapados	01		01	0.70
Otros				
TOTAL	140	03	143	100

JN TIPO DE LESION	Acumulado		Total	Porcent.
	Mina	Superf.		
iones	35	01	36	25.17
	65	01	67	46.85
itismo encéfalo craneano				
itismos múltiples				
iduras	04		04	2.80
(por sofocación, compresión, enterramiento, ahogamiento)	03		03	2.10
aduras y picaduras				
s	13	01	14	9.79
nes	05		05	3.50
go	01		01	0.70
aciones				
aciones (por gases, metales, no-metálicos)				
s, no-metálicos				
cución				
os extraños				
ones	03		03	2.10
	10		10	6.99
TOTAL	140	03	143	100

JUN EL ORIGEN	Acumulado		Total	Porcent.
	Mina	Superf.		
ACTOS INSEGUROS				%
ndo sin autorización, no protege o no avisa	02		02	1.40
ndo sin orden ni limpieza	06	01	07	4.89
ndo a velocidad insegura, Haciendo ineficaces los sistemas de seguridad	02		02	1.40
ndo ineficaces los sistemas de seguridad	34		34	23.77
o equipo inseguro, manos en vez de Equipos en forma insegura	05		05	3.50
ndo, depositando, mezclando, combinando, etc. de modo inseguro	13	01	14	9.79

otando posición insegura	17		17	11.89
ajando con equipo en movimiento peligroso	04	01	05	3.50
ayendo, embromando, abusando, etc.	08		08	5.59
usando equipo de protección personal	03		03	2.10
i de conocimiento o entrenamiento	02		02	1.40
taciones físicas o mentales				
portamiento impropio	03		03	2.10
<i>Subtotal</i>	<i>140</i>	<i>03</i>	<i>143</i>	<i>71.33</i>
CONDICION INSEGURA	Mina	Superf.	Total	%
ropiamente resguardo	34		34	23.77
pos o sistemas defectuosos	02		02	1.40
ribución, procedimientos, peligrosos en sobre o alrededor	05		05	3.50
inación impropia				
tilación impropia				
imenta impropia				
<i>Subtotal</i>	<i>41</i>		<i>41</i>	<i>28.67</i>
RESUMEN	Mina	Superf.	Total	%
os Inseguros	99	03	102	71.33
ndición Insegura	41		41	28.67
TOTAL	140	03	143	100

**ANALISIS COMPARATIVO DEL INDICE DE
FRECUENCIA**

AÑO	FRECUENCIA
1992	99.95
1993	77.60
1994	81.78
1995	131.64

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Juilo	Agosto	Setiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
Accidente fatal o 1TP			1	1							2	
Acumulado			1	2	2	2	2	2	2	2	4	4
Incapacidad parcial permanente 1PP											1	
Acumulado											1	1
Incapacidad total temporal 1TT	13	17	13	13	14	12	19	13	6	9	6	3
Acumulado	13	30	43	56	70	82	101	114	120	129	135	138
Horas / Hombre trab.	93,012	90,596	100,592	99,575	105,128	109,607	105,880	94,224	80,021	74,717	68,250	64,704
Acumulado	93,012	183,608	248,200	383,775	488,903	598,510	704,390	798,614	878,635	953,352	1,021,602	1,086,300
Dias pérdidas	306	282	5,281	6,261	237	339	306	263	202	270	12,318	2,791
Acumulado	306	558	5,869	13,130	13,367	13,706	14,012	14,275	14,477	14,747	27,066	29,856
Indice de frecuencia	139.77	187.65	139.18	140.60	133.17	109.48	179.45	137.97	74.98	120.45	131.87	46.30
Acumulado	139.77	163.39	154.82	151.13	147.27	140.35	146.23	145.25	136.85	137.41	137.04	131.64
Indice de severidad	3,289.90	3,112.72	62,440.35	62,877.23	2,254.39	3,092.87	2,890.06	2,791.22	2,524.34	3,613.64	180,483.51	43,134.13
ACUMULADO	3,289.90	3,202.47	24,169.60	34,212.75	27,340.80	22,900.02	19,892.39	17,874.72	16,476.69	15,468.58	26,492.70	27,483.97

3.5. SERVICIOS AUXILIARES

En el nivel 2060, se encuentran ubicados todas las instalaciones y equipos de superficie como Grupo electrógeno, Compresora, Reservorios de Agua, Bodegas, Polvorines; así como también todas las oficinas de las secciones Mina, Geología y Seguridad.

La energía eléctrica es generada por un grupo electrógeno CAT de 300 KWH de capacidad, el cual no abastece satisfactoriamente las necesidades de la mina.

El aire comprimido es suministrado por una compresora estacionaria marca Ingersoll Rand, de 1.000 PCM de capacidad, caudal que resulta insuficiente para abastecer las necesidades de los equipos de interior mina.

El agua es llevada a la mina por medio de camiones cisternas, desde los pozos ubicados a 11 km. de la mina, hasta un reservorio de 10 m³ ubicado en el nivel 2060, de donde es conducida y distribuida al interior de la mina a través de tuberías de fierro de 1" de diámetro.

Para el izaje de todo el mineral extraído de la mina, se dispone de una winche de 75 HP. y de doble tambora y 240 TM/día de capacidad, que se usa cables de acero de 7/8" de diámetro y skips de 1.0 TM de capacidad.

La ventilación de la mina es natural, el aire fresco ingresa por el nivel 2020 y baja por el pique hasta los niveles inferiores, el aire viciado sale al exterior por las chimeneas de ventilación y/o relleno formando un circuito de ventilación natural.

Para desagüe, la mina no cuenta con la infraestructura necesaria por encontrarse en una zona seca, donde no existen problemas con las aguas subterráneas: solo con el agua de la perforación que es muy escasa.

3.5.1. AIRE COMPRIMIDO

El compresor estacionario Ingersoll-Rand de 1.000 CFM., resulta insuficiente para abastecer la demanda de 1.973 CFM., requeridos para el programa de ampliación: por lo que se ha considerado conveniente adquirir un compresor de 1.000 CFM.

También se ha considerado renovar la red de distribución de aire con tubería principal de 6". tuberías secundarias de 4" y tubería de 2" en las zonas de utilización.

Para las exploraciones y desarrollo en las zonas alejadas donde no existe tuberías de aire, se ha considerado la adquisición de un compresor portátil de 500 CFM.

CUADRO

REQUERIMIENTO DEL AIRE COMPRIMIDO

EQUIPO	CANT.	CONSUMO (CFM)	TOTAL (CFM)
Pala Neumática	04	210	640
Perforadores	16	120	1.920
Tolvas y otros			200
Equivalente Perforadoras	:	2960 / 120 =	25
Factor de simultaneidad	:	16.44 x 120 =	1.973

3.5.2. ENERGÍA ELÉCTRICA

La demanda de energía eléctrica, para la operación proyectada es la siguiente:

LUGAR	ACTUAL KW.	PROYECTADO KW.
Mina	300	500
Planta	450	700
DEMANDA TOTAL	750	1.200

Para abastecer la demanda de 1.200 kw., se instalará una Casa Fuerza de 1.300 kw. en la Planta. La mina será abastecida con una línea de interconexión de 10 kv.

3.5.3. AGUA Y DESAGÜE

La demanda de agua para la operación ampliada es de 24 m³/día para la Mina y 366 m³/día para la Planta, o sea un total de 400 m³/día.

Para establecer esta demanda, se cuenta con un caudal de 160 m³/día del pozo N^o 1 y 280 m³/día del pozo N^o 2, un total de 440 m³/día.

Para el desagüe, la mina se encuentra en una zona cálida y seca, sólo se tendrá problemas con el agua de las perforaciones, éste será recolectada en el sumidero del pique y bombeado hasta el nivel 2020, donde se decantará y se recirculará a las labores de producción.

3.6. BENEFICIO DE MINERALES

3.6.1. UBICACION DE LA PLANTA

La planta de beneficio de la Unidad Minera de Ishihuinca, se encuentra ubicado a 4.0 km. al SE del poblado de Caraveli y a 11.00 km. de la Mina, en la margen derecha y pocos metros del río Caravelí.

3.6.2. METODO DE TRATAMIENTO

El método de tratamiento del beneficio de los minerales en la planta concentradora de la mina de Ishihuinca es por concentración gravimétrica, flotación y cianuración-lixiviación.

3.6.3. FLOW SHEET (CIRCUITO DE OPERACION)

CIRCUITO DE FLOTACION

En el circuito de flotación, se mejorará la flotación BULK con la instalación de dos bancos de celdas: una de 12 celdas AGITAIR N° 24, para la flotación de finos y otros bancos de 8 celdas AGITAIR N°36, para la flotación de gruesos obteniendo un concentrado BULK con valores de oro, cobre y pirita aurífera. La pulpa de alimentación será previamente clasificadas en finos y gruesos por un hidrociclón D-16.

El concentrado Bulk, pasará a una molienda en un molino de 3'x5' y luego a la flotación de cobre en un banco de 6 celdas DENVER N°18 para obtener un concentrado de cobre con valores de 40-50% de oro y 12-18% de cobre.

El relave de flotación de cobre, que es el concentrado de pirita pasa al circuito de cianuración.

CIRCUITO DE CIANURACION

En el circuito de cianuración se continuará operando con la actual infraestructura, consistente en cuatro agitadores mecánicos de 12'x12', de donde la pulpa avanza por gravedad desde el primero hasta el cuarto, cumpliendo el período de cianuración.

La pulpa de cianuración pasa a cinco espesadores de 20'x8' para realizar un lavado en contracorriente y obtener la solución rica en el espesador N° 2, la misma que será almacenada en un tanque de 300 M3 de capacidad.

CIRCUITO DE PRECIPITACION

La unida MERRYLL CROWE existente será reemplazada por una nueva de mayor capacidad 40gal/día, que posee todos sus componentes, incluyendo una botella de desoxigenación de 25 lb. de Hg. y dispositivos para adicionar Zinc en polvo.

El precipitado se cosecha en una prensa de precipitación sobre unos filtros especiales, el mismo que será enviado a Lima para su refinación. La solución Borren que resulta de la precipitación será almacenada en un tanque de 300 m3 de capacidad y sometida a un proceso de Absorción de oro en cinco columnas de carbón activado, con lo cual se espera llegar a una recuperación total en el circuito de precipitación de 15-20% de oro.

3.6.4. DESCRIPCION DE LA PLANTA DE BENEFICIO

El procesamiento de minerales de la mina se inició en el año 1981, el tratamiento de óxidos empleando únicamente el método de cianuración directa.

Con la profundización de las labores de explotación de la mina, fue necesario implementar otros métodos de recuperación de

oro para el tratamiento de los sulfuros primarios.

Actualmente la Planta de Beneficio, cuenta con instalación para el tratamiento de 3,450 TMS/mes por los métodos de separación gravimétrica, flotación y cianuración, con una recuperación total de oro de 80%.

También cuenta con un grupo electrógeno de 650 kw., para el suministro de energía eléctrica y dos pozos tubulares que abastecen de agua a todo el complejo minero. Siendo el proceso de la siguiente manera:

- Recepción de Mineral
- Circuito de Chancado
- Circuito de Molienda
- Circuito de Flotación
- Circuito de Cianuración
- Circuito de Precipitación

3.7. GESTION AMBIENTAL

Para determinar si el tratamiento de los minerales de la Mina Inshihuinca produce efectos necesarios sobre el medio ambiente, es necesario identificar y evaluar los impactos potenciales que pueden incidir sobre la salud humana, los recursos naturales, el ecosistema y la actividad agropecuaria.

3.7.1. IMPACTOS AMBIENTALES

3.7.1.1. IMPACTO EN LA SALUD

El sílice libre (SiO_2). chancado y molienda, ofrecen el mayor riesgo para la salud de los trabajadores, por causar la enfermedad ocupacional denominada Silicosis.

El agua de los relaves por su alto contenido de Cianuro Constituye otro peligro potencial para la salud de los trabajadores y para la población de Caravelí.

3.7.1.2. IMPACTO EN LOS RECURSOS NATURALES

Las partículas de polvo del circuito de molienda y trituración producen una contaminación externa y trituración producen una contaminación externa de fuerte intensidad sobre un radio, de aproximadamente 500 m. alrededor de la planta.

Los impactos sobre el suelo no son potenciales, ya que la planta se encuentra ubicada sobre una zona desértica, cuyos suelos ofrecen escasa posibilidad de ser utilizados para la agricultura.

En cuanto a los impactos sobre el agua, los elementos o sustancias que pueden contaminar son muchos y de diversa naturaleza, pero en general no son impactos significativos.

3.7.1.3. IMPACTO EN EL ECOSISTEMA Y LA ACTIVIDAD AGROPECUARIA

El mayor impacto sobre el ecosistema y la actividad agropecuaria de Caravelí se ocasionaría en caso de producir una descarga directa de relaves sin tratamiento sobre la cuenta del río Caravelí.

En este escenario el impacto será negativo y grave en intensidad y extensión, por tanto debe evitarse cualquier descarga directa, derrame o filtraciones de relaves.

3.7.2. TECNOLOGIA DE MITIGACIÓN DE LOS CONTAMINANTES DE LA MINA

Dentro del programa de Ampliación de las operaciones de la mina Ishihuinca se ha considerado una serie de medidas de prevención y control para mitigar los efectos negativos generados por el procesamiento de los minerales.

3.7.3 ESTUDIO DEL SISTEMA DE RELAVES

La cancha de relaves se ubican al lado de la planta de tratamiento, que se trasladan mediante canaletas aprovechando la gravedad. Cuando se tenga necesidad de mayor área se dispondrá de otra cancha. Se viene estudiando la necesidad de utilizar estas áreas de acuerdo a las normas y reglamento del medio ambiente (PAMA). Además se viene estudiando la recuperación y uso en el relleno de los tajos. Se adjunta cuadro.

BALANCE DE RELAVE TOTAL ACUMULADA - DICIEMBRE 1996

	Peso TMS	LEYES		Contenido Fino		Distribución	
		gr.Au/TM	% Cu	grs.Au	TM.Cu	% Au	% Cu
Relave de Flotación	51,694.850	1.241	0.024	64,162.250	12.429	48.27	64.54
Relave de Cianuración	15,428.218	4.456	0.044	68,755.388	8.828	51.73	35.46
Relave Total	67,123.068	1.980	0.029	132,917.638	19.257	100.00	100.00

CAPITULO IV

PLANEAMIENTO Y DISEÑO PARA LA AMPLIACIÓN DEL SISTEMA DE IZAJE DE LA MINA ISHIHUINCA

4.1. ANTECEDENTES

En marzo de 1982, IMINSUR inició sus operaciones con la puesta en marcha de una planta de cianuración de 50 ton/día, ubicado a 6 km. del pueblo de Caravelí, para tratar el mineral proveniente de la mina de Ishihuinca.

En 1986 se amplió la capacidad de esta planta a 2,800 TM/mes con la instalación de un molino de bolsa de 5' x 6' y de un nuevo circuito de flotación, lo que permitió incrementar la capacidad de molienda y mantener las 50 ton/día de alimentación a la Planta de Cianuración.

Cinco años más tarde, en la mina Ishihuinca se logró reconocer en profundidad dos vetas auríferas importantes; Principal y Porvenir 2, lo cual hizo que la cubicación de las reservas minerales efectuadas a Febrero de 1991, alcanzará las 307.000 TMS de mineral prospectivo con 14.6 gr. Au/TM y un potencial de 1'000.000 TM de mineral con valores atractivos de oro.

Las pruebas metalúrgicas efectuadas con estos minerales en el laboratorio C.H. Plenge (1991), indicaron la factibilidad de obtener recuperaciones superiores al 90%, siendo el procedimiento metalúrgico recomendado el de concentración por flotación asistido por gravimetría y cianuración.

Más adelante, en base a las reservas de mineral cubicadas, al potencial aurífero de la mina, y los resultados de las pruebas metalúrgicas obtenidos; la empresa tomó la decisión de expandir sus operaciones para lo cual se debía realizar entre otros trabajos la profundización del pique principal, ejecución de un amplio programa de exploraciones y desarrollos, y la construcción de una nueva Planta Concentradora ubicada muy cerca a la mina. Para ello, IMINSUR encargó a BISA la elaboración de un Estudio de Factibilidad para el proyecto de ampliación de la mina Ishihuinca a 250 TM/día que fue culminado en agosto de 1991.

En base a dicho Estudio de Factibilidad el Directorio de la Empresa acordó gestionar ante la Corporación de la Empresa Internacional el financiamiento requerido por el proyecto; así como, el desarrollo de los Estudios de Ingeniería para su construcción y puesta en marcha.

Posteriormente al Estudio de Factibilidad se realizaron algunos cambios al proyecto original. Uno de ellos fue la de mantener la planta Concentradora en su ubicación actual y ampliar su capacidad para alcanzar en primera etapa las 5,000 toneladas mensuales.

En tal sentido, en 1992 se desarrolló un programa intensivo de exploraciones y desarrollos en la mina Ishuhuınca, y en 1993; con el financiamiento disponible, se ejecutó la ampliación de la Planta Concentradora (enero - mayo) en su etapa de chancado, molienda, flotación y clauuración, lográndose a partir del mes de mayo de 1993 el tratamiento de las 5,000 T/mes. En este mismo período, se realizaron otros trabajos importantes, tales como la implementación del sistema de agua e instalación del sistema de generación y distribución de energía eléctrica y otros servicios complementarios.

Paralelamente a la ampliación de la Planta Concentradora, en la mina se reinició la profundización del pique principal desde el nivel 1940 y se inició el programa de exploraciones en el área de Huiscore. En el nivel 2020, el crucero de transporte principal desde el pique hacia superficie (450 m.) fue desquinchado íntegramente y se tuvo que cambiar y ratificar toda la línea férrea antigua para permitir un tránsito rápido y eficiente de locomotoras a batería.

En la actualidad (enero 1997), la producción de la mina Ishihuınca supera las 5,000 T/mes. Para mantener este ritmo de producción se viene exigiendo al máximo la capacidad real del Winche, lo cual podría ocasionar serias consecuencias si no se cambia este equipo.

4.2. OPERACIONES ACTUALES DEL SISTEMA DE IZAJE

La mina Ishihuinca viene produciendo alrededor de 5.000 ton/mes de minerales auríferos provenientes de las labores de desarrollo y de los trabajos de exploración en los niveles inferiores 1940 y 1890.

En cada nivel, el mineral es acarreado desde las tolvas de los tajeos hacia los bolsillos del pique principal, para luego ser izado hasta el nivel 2020. Desde este nivel, a través de un crucero de 450 m., el mineral es estriado manualmente con carros U-35 hasta la tolva de gruesos ubicada en superficie, de donde es transportada hasta la Planta Concentradora mediante volquetes.

Como se observa; la mina Ishihuinca cuenta con un solo pique que se usa no sólo para extraer la totalidad de la producción, sino también para dar acceso a las exploraciones en profundidad y transportar el personal, equipos y materiales requeridos por las operaciones de minado.

Este pique consta de tres compartimentos; dos para izaje de mineral/desmote, y uno para camino/servicios (ver figura10). Para el izaje de mineral/desmote se utilizan "skips" de 1.0 ton, de capacidad y son del tipo de descarga por volteo. Asimismo, se cuenta con una jaula con capacidad para 9 personas que es colgado de uno de los skips cuando se requiere transportar personal, equipos o materiales. El equipo de izaje lo conforma un winche de doble tambor cuyas características principales son las siguientes:

Potencia	:	75 Hp
Diámetro de cable	:	3/4"
Velocidad de izaje	:	2.0 m/s (400 fpm)

En la actualidad debido a que la producción total se extrae a través del pique, el winche de izaje viene trabajando sobre el límite de su capacidad máxima aun ritmo de 3 guardias/día, situación que podría comprometer el cumplimiento de las metas de producción se presentara algún desperfecto electro-mecánico en el equipo debido al sobrecargo del ritmo de trabajo.

Ante esta situación, la Gerencia General de IMINSUR tomó la decisión de instalar otro winche de mayor capacidad, no sólo para garantizar la extracción de la producción actual; sino para prevenir cualquier ampliación de ésta en un futuro próximo.

Asimismo debido a que las expectativas geológicas de encontrar más reservas de mineral debajo del nivel 1940 son favorables, el pique deberá seguir profundizando, para lo cual será necesario extraer el desmonte proveniente de la profundización y de los cruceros hacia las vetas en los niveles inferiores al 1840.

Por las razones señaladas, IMINSUR encargó a BISA desarrollar la Ingeniería de la infraestructura requerida para la instalación del nuevo sistema de izaje, que no solo comprende el cálculo del nuevo winche: sino también el diseño de las nuevas instalaciones de carga y descarga para los skips, tolvas de cargo en el nivel 2020 y el cambio del tipo de skips por el de descarga por el fondo.

4.2.1. ESQUEMA DE IZAJE

El esquema de extracción a través del pique para el ritmo de producción actual y futuro será el mismo que se viene empleando en la actualidad, tal como se muestra en Lámina N^o IB-1.

El mineral será izado desde los bolsillos del pique en los niveles inferiores hasta la zona de descarga ubicada en el nivel 2040 en donde el mineral será depositado en los bolsillos para luego, mediante el uso de trenes con locomotoras a batería, ser extraídos hacia superficie.

En el nivel 2020 se instalará el nuevo winche de izaje, para lo cual será necesario construir una infraestructura que no deberá inferir con la actual para no paralizar la extracción. Asimismo, se realizaría algunas instalaciones con la finalidad de agilizar el izaje, se incluye el cambio del winche actual.

4.2.2. ESTUDIO ANALITICO

Los cambios importantes a incorporarse al esquema actual de izaje son:

- a) Instalación un winche de mayor capacidad.
- b) Utilización de skips del tipo de descarga por el fondo.
- c) Mecanización y/o automatización de:
 - Tolvas de carguío (2020).
 - Sistema de carguío de skips (cada 2 niveles).
 - Sistema de descarga de skips (Nv. 2040).

4.2.3. ESTUDIO DE TIEMPOS Y MOVIMIENTO DEL SISTEMA DE IZAJE

Es importante que durante la profundización del pique, el volumen de extracción (5,000 ton/mes) se mantenga invariable, lo que implicaría independizar ambos trabajos: profundización y extracción de mineral. Esto se puede lograr, usando el comportamiento del camino como un comportamiento de izaje temporal, para lo cual será necesario instalar un winche auxiliar de baja potencia (30-50 HP) y un skip de volteo de 1.0 tonelada.

De esta manera, el material estéril producido durante la profundización del pique no se izaría hasta el nivel 2020, sino hasta un nivel intermedio, que en las condiciones actuales podría ser el Nivel 1890. Esta nueva estrategia traería como consecuencia una profundización más rápida, seguro y sin interferencia con la extracción de mineral.

4.3. FINALIDAD DE AMPLIACION DEL NUEVO SISTEMA DE IZAJE

La definición de los parámetros básicos de diseño para el cálculo del nuevo winche de izaje fueron establecidos en coordinación con la Gerencia de IMINSUR, los cuales se describen a continuación:

- a) Capacidad de extracción : 400 TM/día (mineral y desmonte)
- b) Longitud total de izaje : 470 m (Nvs. 2040-1570)
- c) Velocidad : 3 m/s (600 fpm)

Adicionalmente a estos parámetros, se tomaron en cuenta las características de la infraestructura con que cuenta el pique actual tales como su sección, número y tamaño de los compartimientos, el tipo de enmaderado y otros, que de una u otra forma influirán en la selección del winche.

En base a estos parámetros y con la información complementaria tomada en la mina Ishihuinca, se elaboró la Base de Datos mostrada en el cuadro Nº 1.

4.4. REDISEÑO DEL NUEVO WINCHE

Una vez definida la Base de Datos, se procedió el cálculo del nuevo winche para lo cual se utilizó un programa de computación (hoja de cálculo) que fue elaborado según los procedimientos y métodos recomendados por los fabricantes de estos equipos. Dicho cálculo no sólo se limitó a la determinación de la potencia del motor del winche, sino También a definir otras características adicionales, tales como la velocidad de izaje, tamaño de los skips, diámetro del cable y su factor de seguridad, tamaño de los tambores y las poleas y otros.

Antes de iniciar el proceso de cálculo, se establecieron las condiciones de operación del nuevo sistema de izaje, que de acuerdo al esquema de trabajo son tres (ver figura N° 3):

1. Izaje de mineral (skip - skips)
2. Transporte de personal (skip/jaula-skip): F.S. \geq 6.0 (skip/jaula-skip).
3. Transporte de equipos/materiales: F.S. $>$ 6.0 (skip/jaula-skip)

C-1

4.4.1. BASE DE DATOS (CALCULO DEL NUEVO WINCHE DE IZAJE)

1. Arreglo General del pique

Sección rectangular con tres compartimientos

Cacillo de izaje subterráneo

En la actualidad se tiene guías de 4" x 4"

El nuevo sistema de izaje requerirá guías de 6" x 4".

Mínimo factor de seguridad cable:	8.0
Distancia horizontal pique - tambor :	30 m.
Distancia vertical tambor polea :	6 m.
Distancia descarga skip - polea :	1.40 m.

2. Sistema de Izaje:

Winche de doble tambor

Tres capas de cable sobre tambor (1 capa muerta)

Motor de corriente alterna (AC)

Capacidad de extracción: 400 T/día (10,000 T/mes)

Tiempo neto disponible para izaje : 12 horas/día.

Números guardias/día : 3

Velocidad de cable : 4.00 m/s

Aceleración/retardación : 0.40 m/s²

Tiempo de carga/descargada : 10 s

Densidad mineral fragmento : 1.90 T/m³

Distancia neta de izaje : 470 m.

Capacidad de jaula (un piso) 9 personas.

Para el transporte del personal, la jaula se colgará de uno de los skips. Ocasionalmente se transportara sobre la jaula equipos con un peso máximo de 1.5 ton.

3. Condiciones ambientales y facilidades de energía.

Altitud de la cámara del winche : 2,020 m.s.n.m.

Temperatura de la cámara de winche : (15-20)°C. HR=40-60%

Temperatura del pique : (18.25) °C.

Alto voltaje : 440 V 60 Hz. Trifásico

Voltaje auxiliar : 220

El cálculo se inicia con la evaluación de las condiciones de operación generando diferentes alternativas para cada uno de ellos en función de la velocidad de izaje, tal como se muestra en el cuadro N^o 2. En general, a medida que se incrementa la

velocidad de izaje, la potencia del motor aumenta; pero la capacidad del skip requerido disminuye al igual que el diámetro del cable y por consiguiente el tamaño de los tambores.

Evaluando el cuadro de cálculo, específicamente para una velocidad de 3.0 m/s se tiene que la condición crítica es la de transporte de personal que establece un diámetro de cable de 1" para garantizar un factor de seguridad mayor a 8.0; el cual también influye en el tamaño de los tambores (60" x 36") y poleas (60").

Con estos parámetros de base, nuevamente se recalcula cada operación, llegando a establecer las características finales del winche de izaje conforme se muestra en el Cuadro N^o 3.

Una vez que se ha verificado la funcionalidad del winche en cada condición de operación, se determinó las características finales del nuevo winche de izaje requerido:

C-2

Velocidad de izaje	: 3.0 m/s (600 fpm)
Capacidad de skip	: 2.0 T.
Diámetro de cable de izaje	: 1"
Diámetro de Tambor	: 60"
Ancho del tambor (3 vueltas)	: 36"
Potencia RMS	: 125 HP

4.4.2. CARACTERÍSTICAS DE OPERACIÓN DEL NUEVO WINCHE DE IZAJE

ALTURA NETA DE IZAJE	:	470 M (SKIP -SKIP)
TIEMPO DE IZAJE	:	12 HORAS/DIA
CAPACIDAD DE IZAJE	:	400 T/DIA
CAPACIDAD DE JAULA	:	9 PERSONAS
CAPACIDAD DE JAULA (MATERIAL/EQUIPO)	:	1.5 T
CONDICIÓN DE OPERACIÓN	:	1 2 3

VELOCIDAD (FPM)	:	600	600	600
(M/S)	:	3.0	3.0	3.0
CAPACIDAD SKIP (T)	:	2.00	2.00	2.00
PESO DE SKIP VACIO (T)	:	1.40	1.40	1.40
FACTOR DE SEGURIDAD	:	> 6.0	>8.0	> 6.0
DIAMETRO DE CABLE (")	:	1.00"	1.00"	1.00"
DIAMETRO MÍNIMO TAMBOR (")	:	60	60	60
ANCHO MÍNIMO DE TAMBOR (")	:	36	36	36

FACTOR DE SEGURIDAD	:	8.5	9.7	8.0
POTENCIA RMS A.C. (HP)	:	100	85	122

4.4.3. DISEÑO DE IZAJE

(Cálculo por el Método Analítico)

1. GENERALIDADES:

- 1.1. Extracción de 1,000 TC
- 1.2. Horas de trabajo 12 efectivas
- 1.3. 2 guardias de 6 horas c/u
- 1.4. El sistema será izamiento balanceado usando skips

2. CONDICIONES A CONSIDERAR EN EL CALCULO

2.1. LONGITUD DE CABLE:

- Profundidad de pique	200 m.
- Piso exterior a pulso volteo skip	26.90 m.
- Haita el punto de volteo o el skip	226.90 m.
- Punto de volteo skip a eje polea	7.50 m.
- Distancia eje polea eje tambor	38.20 m.
- Haita el centro de la polea (7.50 m)	234.90 m.
- Haita el centro del tambor (38.20 m)	272.70 m.
- Máxima longitud del cable por desenrollar	769.0 pies

A la longitud anterior se tiene que agregarle 50m. más de cable para empalmes y amarres de las jaulas y skips, más tres vueltas como mínimo debe quedar en el tambor. Estos dos últimas longitudes se añaden solo para los efectos de cálculo pues el fabricante posteriormente los puede modificar al momento de enviar el pedido y también según el tipo de cable.

3. CALCULO DE LA CAPACIDAD DE SKIP:

Los datos que se disponen son:

3.1. Mineral que debe ser izado:	1,000 TC/dia
3.2. Tiempo efectivo de trabajo:	12 horas

ASINAMIENTO

Ta =	10 segundos
Td =	5 segundos
Em =	20 segundos

Asumiendo sucesivamente valores para la capacidad del skip, se obtienen diferentes valores para la velocidad de los skips de acuerdo a su respectiva capacidad.

Las fórmulas a utilizar son las siguientes:

$$N = \frac{T/\text{día}}{\text{heff} \times T/\text{skip}} \quad (1)$$

$$tT = 3,600/N \quad (2)$$

$$tv = tv - (ta + td + t) \quad (3)$$

$$v = \frac{E}{T - (ta/2 + td/2)} \quad (4)$$

Donde:

- N = Número de viajes del skip por hora
- T = Tiempo de izamiento $tT - t$
- tT = Tiempo total del ciclo de izamiento
- tv = Tiempo a velocidad uniforme velocidad plana)
- t = Tiempo muerto en carga o descarga del skip.

Usando valores sucesivos para la capacidad de skip y empleando 4 fórmulas anteriores, he obtenido los datos que figuran en el siguiente cuadro, lo que permite seleccionar el skip de la capacidad adecuada. Para una velocidad recomendable a la profundidad del pique.

TN. POR DIA	HORAS EFECT.	TN. SKIP	VINES HORAS	T.TOTAL SEG.	T. VELOC UNIFOR	VELOCIDAD	
						tt/s	tt/mi
1,000	12	1	83.3	43.0	8.0	48.0	2880
1,000	12	1.5	55.6	65.0	30.0	24.8	1488
1,000	12	12	41.7	88.0	51.0	12.7	762
1,000	12	3	27.8	130.0	95.0	7.3	438
1,000	12	4	20.8	173.0	138.0	5.1	306

De cuadro anterior he considerado el skip de 2 TN. de capacidad y cuya velocidad está dentro de los límites permisibles para la profundidad del pique.

4. CALCULO DEL CABLE A USAR:

Existen unas tablas de MEWHITE WIRE para seleccionar cables:

- Peso muerto que tiene que soportar cable:

4.1. Mineral	4,000 libros
4.2. Skip	2,000 libros
4.3. Jaula	<u>3,500 libros</u>
	9,500 libros

Son 9,500 libros más su propio peso, los cálculos figuran en el siguiente cuadro:

&	LDG PIE	PESO lb/ft	PESO CABLE LIBRAS	PESO MUERTO EN LB	PESO LIBRAS	PESO TOTAL Ton.	RESIST ROTURA	FACT. DE SEGUR
7/8	769	1.23	946	9.500	10446	5.22	32.2	6.17
1	769	1.60	1230	9.500	10730	5.36	41.8	7.82
11/8	769	2.03	1561	9.500	11061	5.53	52.6	9.52
11/4	769	2.50	1924	9.500	11421	5.71	64.6	11.30
13/8	769	3.03	2330	9.500	11830	5.91	77.7	13.13

De acuerdo al factor estático de los diferentes diámetros de cable de 1/1/8" cuyo factor de seguridad estático aceptable para profundidades de 500 a 1000 pies de 1.0.

5. CALCULO DE WINCHE:

a). SELECCIÓN DE DIMENSIONES DEL TAMBOR:

- Considerando $D = 64d$

Siendo:

D = Diámetro del tambor

d = Diámetro del cable

Esta relación ha sido escogido según la recomendación del fabricante y de las reglas de seguridad de BUREAD OF MENES

$$d = 64 \times 1 \frac{1}{8} = 72" = 6 \text{ pies}$$

Longitud del Tambor:

- Cable por enrollar:

+ Longitud hasta el punto de volteo

de skip

744.4

- + Para empalmes y amarres (50 m) 164.1
- + Total... 908.0 pies 3 vueltas
- Número posible de vueltas en el tambor:
 $\frac{908.5'}{3} + 3 \text{ vueltas} = 48.4 + 3 = 51.4 \text{ vueltas}$
 6'.....
- Considerando 2 hiladas de cable en el tambor:
 Longitud de la cara del tambor:
 $(51.4 - 2) \times 1 \frac{1}{8} = 29''$
- Luego las dimensiones de c/tambor winche será:
 Diámetro : 6 pies
 Largo de la cara : 4 pies
 Este winche deja un margen para una futura prolongación del pique con el consiguiente aumento del cable enrollado.

B) ANGULO DE VARIACIÓN:

Datos disponibles:

- Distancia de la polea al eje del tambor 125.3'
- Cara del tambor 4 pies
- $Tg \theta = \frac{4}{125.3} = 0.015961$
- Ángulo de variación = $0^{\circ}55'$; que es menor al ángulo permisible que es $1^{\circ}30'$

C) PROCEDIMIENTO DE CALCULO:

- Viaje por horas.

$$N = \frac{\text{Toneladas/día}}{\text{viajes/hr.}} = \frac{1.000}{12 \times 2} = 41.7$$

$$\text{h.eff.} \times T \text{ skip } 12 \times 2$$

- Tiempo total en C/viaje:

$$tT = \frac{3600}{N} = \frac{3600}{41.7} = 86.0 \text{ seg.}$$

$$N \quad 41.7$$

- Tiempo velocidad uniforme:

$$t_v = t_r - (t_a + t_d + t)$$

$$t_v = 86 - (10 + 5 + 20) = 51 \text{ seg.}$$

- velocidad plena o máxima

$$\text{velocidad en ft/seg} = v$$

$$V = \frac{E}{T - (t_a/2 + t_d/2)} = \frac{744.4}{66 - (10/2 + 5/2)} = 12.7$$

$$T - (t_a/2 + t_d/2) \quad 66 - (10/2 + 5/2)$$

$$\text{ft/seg} = 162 \text{ ft/min}$$

Estos datos se observan en el primer cuadro:

* CALCULO DE ACELERACIÓN Y RETARDACIÓN

$$a = \frac{V}{t_a} = \frac{12.7}{10} = 1.27 \text{ pie/sg}^2$$

$$t_a \quad 10$$

$$d = \frac{v}{t_d} = \frac{12.7}{5} = 2.54$$

$$t_d \quad 5$$

D) CALCULO DEL FACTOR DE SEGURIDAD EFECTIVA

Los valores que lo determinan son:

1º Cargas = w

2º Aceleración w x a/g

3º Flexión (esfuerzo adicional interno al doblarse el cable sobre la polea)

La suma de todas estas fuerzas las obtenemos empleando la siguiente fórmula; que es utilizada sólo para cable de 6 x 19.

$$f = w + \frac{w \times a}{g} + 288,000 \frac{d^3}{D}$$

Donde:

W = Mineral + skip + jaula + cable (hasta polea)

w = 4,000 + 2000 + 1561 + 11,061 libras

d = 1 1/8 = 1.125 pulgadas

d = 6' = 72 pulgadas

Reemplazando estos datos tenemos:

$$f = \frac{(11061 \times 1.27)}{32.2} + \frac{288000 \times (1.125)^3}{72}$$

$$f = 17,217151 = 8.6 \text{ TC}$$

- Resistencia a la rotura del cable 1 1/8 = 52.6 Tc
- Factor de seguridad dinámico = 52.6 ./ 8.6 = 6.12

Este es el factor con el que realmente el cable y que debería tener un mínimo de 4 para las condiciones del problema.

* PESO DE C/POLEA:

- Considerando un diámetro igual que para los tambores he usado la siguiente fórmula empírica.

$$w_p = 1000 + (D-5) 570 \text{ Siendo } D = 6$$

$$w_p = 1000 + (6-5) 570$$

Aproximadamente 1600 lbs.

* PESO DE C/TAMBOR

Ha sido calculado por la siguiente fórmula:

$$W_T = 200 A \text{ Siendo:}$$

A = Area de la superficie del tambor en
pies²

Reemplazando:

$$W_T = 200 n \times 6 \times 4 = 15,000 \text{ libras}$$

* PESO DE ENGRANAJES : = W

10% del peso de un tambor = 1500 libras.

EN EL TAMBOR

- Revoluciones por segundo y a máxima velocidad:

$$v = n \times D = 12.7 - 6 \times n = 0.6737 \text{ RPM}$$

$$v = 40-42 \text{ PRM}$$

- Vueltas acelerando:

$$\frac{RPS}{2} \times \frac{t_a}{2} = \frac{0.6737}{2} \times \frac{10}{2} = 3.37 \text{ vueltas}$$

- Vueltas desacelerado:

$$\frac{RPS}{2} \times \frac{t_d}{2} = \frac{0.6737}{2} \times \frac{5}{2} = 1.68 \text{ vueltas}$$

- Vueltas a velocidad constante:

$$\begin{aligned} RPS \times t_v &= 34.36 \text{ vueltas} \\ &= 34.36 \times 51 \end{aligned}$$

La longitud total por corres o longitud total del cable que debe ser enrollado en el izamiento hasta el punto de volteo del 1 skip es de 744.4 pies.

* COMPROBACION

- Cable desarrollado en
aceleración $3.37 \times n \times D = 63.7$
- Cable desarrollado en
desaceleración $1.68 \times n \times D = 31.8$
- Cable desenrollado a
velocidad constante $34.06 \times n \times D = 648.9$

Total Pies 744.4

siendo $d = 6$

E). CALCULO DE MOMENTOS

CONSIDERANDO:

-	Mineral	4,000 lbs
-	Jaula	2,000 lbs
-	Carro	<u>3,500 lbs</u>
		9,500 lbs

Peso del cable 6 x 9 de 1 1/8 pulgada = 2.03 lb/
diámetro del tambor = D = 6 pies

	<u>MOMENTOS</u>	<u>CARGAS QUE SUBE</u>
0	Vueltas 9500 lbx3pies =	28500 lb-pies
3.37	Vueltas 9500 lbx3pies =	28500 lb-pies
37.73	Vueltas 9500 lbx3pies =	28500 lb-pies
39.41	Vueltas 9500 lbx3pies =	28500 lb-pies

	<u>MOMENTOS</u>	<u>CARGAS QUE SUBE</u>
0	Vueltas 744.4 pies x 2.03 lb/piesx3pies=	4533.0 lb-pie
3.37	Vueltas 600.7 pies x 2.03 lb/piesx3pies=	4145.0 lb-pie
37.73	Vueltas 31.8 pies x 2.03 lb/piesx3pies=	194.0 lb-pie
37.73	Vueltas 744.4 pies x 2.03 lb/piesx3pies=	0 lb-pie

	<u>MOMENTOS</u>	<u>CARGAS QUE BAJA</u>
0	Vueltas 5500 lbx3pies =	16500 lb-pies
3.37	Vueltas 5500 lbx3pies =	16500 lb-pies
37.73	Vueltas 5500 lbx3pies =	16500 lb-pies
39.41	Vueltas 5500 lbx3pies =	16500 lb-pies

MOMENTOSCARGAS QUE BAJA

0	Vueltas	0 piesx2.03lbpiesx3pies = 0 lb-pie
3.37	Vueltas	63.7piesx2.03lbpiesx3pies = 388.0 lb-pie
37.73	Vueltas	712.6piesx2.03lbpiesx3pies= 4343.0 lb-pie
39.41	Vueltas	744.4 piesx2.03lbpiesx3pies = 04533.0 lb-pie

MOMENTOS TOTALESA1). DE LA CARGA QUE SUBE

Vuelta	0	3.37	37.73	39.41
Carga	28,500	28,500	28,500	28,500
Cable	4,533	4,145	194	0
TOTAL	33,033	32,645	28,994	21,033

A2) DE LA CARGA BAJA

Vuelta	0	3.37	37.73	39.41
Carga	16,500	16,500	16,500	16,500
Cable	0	388	43.40	4,533
TOTAL	16,500	32,645	28,994	21,033

MOMENTOS NETOS

0	Vueltas	16,533pies/lb
3.37	Vueltas	15,757pies/lb
37.73	Vueltas	7,854pies/lb
39.41	Vueltas	7,467pies/lb

F) CALCULO DEL MOMENTO DE FRICCIÓN

Para calcular el momento de fricción he utilizado la siguiente fórmula:

$$M_f = \frac{M_m + M_m}{2 \text{ eff}} - M_c$$

Siendo:

$$M_m = \text{Momento neto máximo} = 15533$$

$$M_m = \text{Momento mínimo} = 7467$$

$$M_c = \text{Momento de la carga neta (miñeral)} = 4000 \times 3$$

$$\text{eff} = \text{Eficiencia} = 0,8 \text{ del momento medio}$$

Reemplazando:

$$M_f = \frac{16533 + 7467}{2 \times 0,8} - 400 \times 3 = 15000 - 12000$$

$$M_f = 3000 \text{ pies-lb}$$

G) MOMENTOS DE ACELERACIÓN Y DESACELERACION

Las cargas que deben ser aceleradas o desaceleradas son los siguientes:

-	2 jaulas	3,500 c/u	7,000 lbs
-	2 skips	2,000 c/u	4,000 lbs
-	Mineral		4,000 lbs
-	2 Cables		4,525 lbs
-	2 tambores	15.000 c/u	30.000 lbs
-	Engranajes 10% del peso ta.		1,500 lbs
-	2 poleas	1,600 c/u	<u>3.200 lbs</u>
			w= 54,225 lbs

Peso total del cable proviene de los
siguientes:

Profundidad de pique	200.0 m.
	<u>72.0</u>
Hasta el centro del tambor winche	272.6 m.
Cable para empalmes amarres etc.	50.0 m.

= 1050.1 pies	322.6 m.

Más 3 vueltas en el tambor $03 \times D_{xn} = 56.5$ pies

* LONGITUD TOTAL = 1,058.1 + 1114.6 pies

Pero como son dos tambores, la longitud necesaria del cable será el doble y cuyo peso total será:

$1114.6 \text{ pies} \times 2 \times 2.03 \text{ lb/pies} = 4525 \text{ lbs.}$

* CONSIDERANDO ADEMÁS LOS SIGUIENTES DATOS
CALCULADOS

- Velocidad plena (V) = 12.6 pies/seg.
- Aceleración (a) = 1.27 pies/seg²
- Desaceleración (d) = 2.54 pies/seg²

Se calculan las fuerzas de aceleración y desaceleración:

Fuerza de aceleración

$W \times a = 54225 \times 1.27 = 2139 \text{ lbs}$

g 32.2

Fuerza de desaceleración

$$\frac{W \times a}{g} = \frac{54225 \times 1.27}{32.2} = 2139 \text{ lbs}$$

Para las cargas en movimiento o (incluyendo tambores y poleas) su radio se giro, se puede asumir que es igual al radio de los tambores del winche, luego se tendrá momento de aceleración:

$$M_a = 2139 \times 3 = 6417 \text{ pie/lb.}$$

De idéntica manera se obtiene momento de desaceleración:

$$M_d = 4277 \times 3 = - 12831 \text{ pie/lb.}$$

En la página siguiente tabla, figura un cuadro con la suma de los momentos para el sistema de izamiento balanceado con las condiciones adoptadas en este segundo caso:

La potencia ha sido calculado con la siguiente fórmula:

$$H_p = \frac{2 \times n \times R.P.S.}{550} \times M \frac{2 \times 3.1416 \times 0.66}{550}$$

Reemplazando valores se tiene que:

$$H_p = 0,00769 M.$$

TABLA DE MOMENTOS

VUELTAS:

Momento estático neto:

16533	15757	15754	7854	7854	7467
-------	-------	-------	------	------	------

Momento de fricción:

3000	3000	3000	3000	3000	3000
------	------	------	------	------	------

Momento de desaceleración:

-	-	-	-	12831	12831
---	---	---	---	-------	-------

Momento de Aceleración:

6417	6417	-	-	-	-
------	------	---	---	---	---

Momento total (M):

0	10	10	61	61	66
---	----	----	----	----	----

Potencia H.p:

200.0	193.6	144.4	3.6	1522	1823
-------	-------	-------	-----	------	------

H). CALCULO DE LA POTENCIA DEL MOTOR:

Se usará un motor de corriente alterna cuya capacidad (la he) determinado por el método "ROOT MEAN SQUARE" R.M.S. y (usando) la fórmula siguiente:

aplicando

$$Hp = \frac{A^2 t_a + (B^2 + C^2 + BC) / 3 \times T_v + D^2 t_d}{k_1 t_a + k_2 t_v + k_1 t_d + k_3 t}$$

Siendo un motor de corriente alterna, los valores a usar para los coeficientes del denominador son los siguientes:

$$k_1 = 1/2 \quad k_2 = 1 \quad k = 1/4$$

Como en el complejo o cuadro anterior, algunos de los datos contenidos puntos del ciclo de trabajo y que figuran en el cuadro anterior deben ser corregidos. Se ha considerado como potencia máxima para acelerar el motor en un segundo; 160% de la capacidad normal los valores reales de la potencia en a y en D serán:

* Potencia media estimada

$$\frac{200 - 83.6}{2} = 141.8 \text{ H.S}$$

2

- Considerando el 1.6% de esta potencia $141.8 \times 1.6 = 226.9 \text{ Hp}$.

- En el caso de que la aceleración y desaceleración tiene lugar en el segundo, pero, el valor en el siguiente calculo es de:

$$t_a = 10 \text{ gr.} \quad \text{y} \quad t_d = 55 \text{ g.}$$

Luego tendremos:

$$226.9 - 10 = 22.7 \text{ Hp. al rotor acelerado}$$

$$226.9 - 5 = 22.7 \text{ Hp. al rotor desacelerado}$$

La potencia corregida para los puntos A y D será:

$$A = 193.6 + 22.7 = 216.0 \text{ Hp.}$$

$$D = -15.22 - 45.4 = -60.6 \text{ Hp.}$$

Los valores a usar en la fórmula son:

$$A = 216.0$$

$$C = 13.6$$

$$B = 144.0$$

$$D = 60.6$$

$$K1 = 1/2$$

$$t_a = 10 \text{ sg.}$$

$$t_n = 20 \text{ sg.}$$

$$K2 = 1$$

$$t_d = 5''$$

$$K3 = 1/4$$

$$t_v = 51''$$

- Reemplazando los valores tenemos:

$$\frac{(216)^2 + (144)^2 + 144 \times 83.6 \times 51 + (60.6)^2 \times 5}{1/2 \times 10 + 1 \times 51 + 1/2 \times 5 + 1/4 \times 20}$$

$$HP = \frac{1160.875}{150} = 135 \text{ HP}$$

150

MOTOR RECOMENDABLE = 150 HP

4.5. INFRAESTRUCTURA COMPLEMENTARIA DEL NUEVO EQUIPO

Para el funcionamiento rápido y eficiente del nuevo equipo de izaje será necesario contar con nuevas instalaciones complementarias, cuyos diseños están en función al tamaño de los skips, velocidad de izaje y la profundidad del pique. A continuación se describen los sistemas más importantes:

- a) Sistema de Cargío de skips (niveles inferiores más importantes):
- Dos bolsillos con sus respectivas parrillas para "banqueo" ($d \leq 12''$).
 - Un alimentador de cadenas con accionamiento numérico de pistón.
 - Un dosificador metálico con compuerta de placa con accionamiento neumático de pistón.
- b) Sistema de descarga de skips (Nivel 2040).
- c) Tolvas de carguío en galería principal de transporte (Nivel 2020).

4.6. PLANTEAMIENTO DE OBRAS

En función a la Ingeniería Básica desarrollada para la instalación del nuevo sistema de izaje, se elaboró el Cronograma de Obras mostrado en la Lámina N^o C-1. En ella se observa que será necesario un tiempo mínimo de 6 meses para la construcción del nuevo sistema de izaje.

CAPITULO V

PROFUNDIZACION DE PIQUE PRINCIPAL EN LA MINA ISHIHUINCA

5.1. GENERALIDADES:

5.1.1. DEL PIQUE

El pique está ubicado en la caja pero del sistema de vetas en roca granodiorita de consistencia dura. Es de sección rectangular con un área excavada de 2.5 m x 5.00 m²

El sostenido es con cuartones de 8" x 8" de madera montaña tipo huayruro ??, dividido en tres compartimientos: dos para izaje mineral-desmante uno para camino y servicio. La figura N^o 1 nos muestra los detalles.

5.1.2. DEL EQUIPO DE IZAJE

Velocidad de izaje 3.0 m/s (60 .pm.)

Capacidad de skip 2.0 T.

Diámetro del cable 1"

Diámetro del tambor 60"

Ancho del tambor 36"

Potencia 124 HP.

5.1.3. DE OPERACIÓN DE EQUIPO DE IZAJE

Altura neta de izaje	470 m
Tiempo de izaje	12 horas/día
Capacidad de izaje	400 T/día
Capacidad de jaula	1.5 T.

5.2. PROFUNDIZACION:

5.2.1. ANTECEDENTES

(El estudio preliminar de BISA) fue confirmado con los resultados del programa de perforación diamantina. es decir que la mineralización continuaba en profundidad.

El equipo actual de izaje de 75 HP con cable de 3/4" o con una capacidad de skips de 1.0 T a una velocidad de izaje de 1.0 m/s juntamente con la capacidad de la tambora limitaron la altura neta de izaje hasta 250 m. (niveles 2020, 1980, 1940, 1890, 1840, 1790).

Por todo lo expuesto se hicieron los cálculos para seleccionar el equipo de izaje que nos permite ingresar a mayores profundidades en mismo pique, además profundizar el pique sin detener la actual operación, dicho de otro modo: izar 140 T de mineral, 40 T de desmonte en exceso de labores de exploración y desarrollo, bajar 5 T de madera para el sostenimiento y el movimiento del personal distribuidos en los cuatro últimos niveles, todo esto en un máximo de 12 horas; las otras 12 horas del día debe utilizarse exclusivamente para los trabajos de reprofundización del pique.

5.3. METODOLOGÍA DEL TRABAJO

La dureza de la roca nos permite continuar con el mismo tipo de sostenimiento, es decir; cuadros colgantes de madera montaña, colchón cada 25 m. estaciones de 50 m. bolsillo cada 20 m. para mineral y desmonte.

La primera fase es de perforación - voladura - nos permitirá instalar en la segunda fase tres cuadros colgantes, quedando libre uno 3.50 m. como protección para la próxima voladura.

La disponibilidad del equipo de izaje es de 12 horas nocturnas y en un sólo skip (compartimiento central) permitiendo tres disparos semanales y seis mensuales.

El personal tiene esta altamente capacitado en todas las labores propias de la reprofundización, ya que en todas las fases existe la posibilidad de accidentes que lamentar.

CICLO DE TRABAJO

ACTIVIDAD	1ª SEMANA	2ª SEMANA	3ª SEMANA	4ª SEMANA
Excavación 4 disp	-----			
Sostenimiento 3 cds.		-----		
Excavación 4 disp.			-----	
Sostenimiento 3 cds.				-----

5.3.1. PERFORACIÓN

El equipo de perforación por el peso que presenta debe ser montabert T-28 la cantidad debe ser de tres; dos máquinas perforando y una lista para reemplazar en caso de falta intempestiva. a la perforación es a sección completa y con el

piso ligeramente inclinado hacia tal manera que cada uno perfora cada sección. El trazo en perforación es en "V" de 5 pies de profundidad a excepción de la V que debe ser de 6 para asegurar la inclinación del piso, la FIG. Nº 2 muestra el trazo de perforación.

La sección del pique se controla con 4 plomadas colgadas del último cuadro, se pinta el trazo de perforación y la inclinación es controlada personalmente por el supervisor con la ayuda de un clinómetro FIG Nº 3.

La barra de avance de la máquina es reemplazada por un mango de pico instala en la empuñadura de la máquina, se perfora inicialmente con los barrenos de tres pies en todas las secciones cuidando que no ingrese lamas en los taladros con la ayuda de tapones de madera (tacos). Terminando esta primera fase de la perforación se pide skips para secar el agua acumulada de la perforación ya que no se dispone de una barro justificada por la ausencia de agua de filtración.

Finalmente se para los taladros con barreno de 6' y 5' respectivamente para que una vez concluida se retira las máquinas y herramientas para limpiar los taladros con un soplete de 1/2" 0 y cucharilla según sea necesario.

El rendimiento; 60 1/12.5 m², bastante alto justificado con la dureza del terreno.

5.3.2. VOLADURA

Una buena distribución de la carga explosiva harán posible la disminución de la zona resquebrajamiento (over break) especialmente en la zona de mayor amplitud (5.0 m) ya que antes de instalar los cuadros tendríamos expuesto un área de 42.5 m²

aproximadamente a cada lado.

El explosivo utilizado es dinamita de 60%, guía de agua corriente y fulminante N^o 6, no se prevee el uso de otros accesorios de voladura apropiado al tipo de trabajo por la ausencia de filtraciones y el alto costo que representa.

La distribución de la carga explosiva en los diferentes taladros FIG N^o 4 es como sigue:

NOMBRE	N ^o TALADROS	CANT.	UNIDAD	TOTAL
Arranque	A	06	08	48
Ayudas	B	24	06	144
Cuadradores	C	16	05	80
Cuadradores	D	14	06	84
TOTAL		60		356

La figura N^o 2 nos muestra el orden de encendido ampliando la cara libre y asegurándole la voladura para obtener un fracturamiento del siguiente orden:

	TAMAÑO	%DISTRIBUCIÓN
Bloques	más 0.40 m	10
.....	0.20-0.40	45
.....	0.05-0.20,	40
Finos	memos 0.05 m	05

El rendimiento de la voladura es del orden de 87% de la profundidad de la perforación, es decir $1.50 \text{ m} \times 0.87 = 1.30 \text{ m}$.

Los 356 cartuchos $\times 0.80 \text{ Kg/cant.} = 284.80 \text{ Kg}$.

$284.80 \text{ Kg.} / 1.30 \text{ m} = 219.08 \text{ Kg/m}$

$284.80 \text{ Kg} / 12.50 \text{ m}^3 = 22.78 \text{ Kg/m}^3$.

El personal de perforación que son 6 y el supervisor posterior chispeo.

5.3.3 LIMPIEZA

El coeficiente de esponjamiento es de 50% y para la sección de 12.52 se tiene: $12.5 \text{ m}^2 \times 1.30 \text{ m} \times 1.5 = 24 \text{ m}$ viajes de skip para limpiar la carga total: $24.3 / 0.45 \text{ m}^3 = 53$ viajes.

El record del último avance del pique fue de 5 viajes/hora, lo que nos asegura la limpieza total en dos turnos de 6 horas, para ellos en el turno de día bajar dos hombres a instalar las guías de avance las guías enteras con pernos pesantes de 5" y la última con clavos de 5" y tolbas, estos dos hombres son los encargados de dejar expedido el tope del pique para la limpieza.

La limpieza es a pulso con un trabajador en cada esquina del pique un supervisor-timbrero, un hombre que maneja el guarda cabeza por posible caída de material en la subida o el momento de vaciar la carga.

La tarea del primer turno de limpieza es izar 26 skips, y el segundo turno debe dejar limpio y desatado lateral y del piso.

5.3.4. SOSTENIMIENTO

Los cuadros se preparan solamente en el turno de día por los riesgos que representa la noche que no se visualiza bien los trazos, la FIG indica los detalles de los destajos de todos los elementos:

02 Longarinas

02 divisores

02 cabezales

08 postes

Tres enmaderadores son los encargados de preparar totalmente 3 cuadros completos, estos deben ser representados con pintura con sus respectivos agujeros para los templadores, el último día de la semana deberá ser transportado hasta la estación del Nv 2020 en forma ordenada para el descanso.

Para bajar la madera, estos tres enmaderadores provistos de una soga de 3/4" ϕ cuelgan de la parte baja del skip uno por uno las longarinas, luego dentro del skip los dos cabezales en un viaje y los dos divisores en el otro, finalmente 4 postes en cada viaje.

En el fondo del pique se distribuyeron cuatro hombres para recibir la longarina (dos por lado). dos hombres que se encargarán de instalar los ganchos templaderos y un supervisor-timbrero, todos están previstos sus correas de seguridad tipo paracaidistas y sogas de 2/4" 0. Cuadro colgado la madera y un extremo llega al último, dos hombres amarraran la longarina para jalar hacia un extremo. Cuando el otro extremo de esta longarina llega al último piso los otros dos hombres amarran e indican que sigan bajando hasta que la longarina que libre en el espacio abierto, se ordena detener el descanso y la ayuda de las sogas se pone horizontal la longarina, antes de desatar la soga del skip se vertical la altura no mayor de 1.50 m. se instala los ganchos templadores. Posteriormente se instalan los cabezales, luego los divisores y finalmente de las tuercas de los ganchos

templadores.

La siguiente es el centrado y boclado de cuadro. el centrado se hace ayuda de unos listones cortados a la medida para mover el cuadro a donde la indica, esta plomada esta colgada del cuadro maestro (estación o colchón) en una pequeña escuadra de madera de 2" x 2", lo que se hace es compartir las distancias tanto a lo largo de las longarinas como de los cabezales.

Una vez compartida en los 8 puntos entonces se procede a picar la patilla para medir los bloques, cortarlos e instalarlos donde les corresponda con la ayuda de un combo de 20 lbs.

Finalmente cada 3 cuadros se instalan las guías de madera de 4" cuidando de que el empalme sea en el cuadro como se muestra en la FIG N° 6.

5.3.5. ENTRENAMIENTO Y SEGURIDAD

Ambas tarea son las más debido a que constantemente no se están excavando piques en nuestro medio, por ello es escaso el personal con experiencia y los pocos que saben ya no desean exponerse a los riesgos de esta dura tarea, por ello el personal debe entrenarse siguiendo los pasos:

- 1º. Manipulando de la manera, vertical y cuidado de sogas, preparado de madera.
- 2º. Lampeo en el fondo, zona de seguridad, manejo de la guia de avance, timbrado, cuidado con tiros cortados.
- 3º Ayuda perforizar, verticalmente del desatado del piso, control de aire, agua taponeado de taladros. cuidado en el soplete de taladros, manipuleo de explosivos y

lo más importante estado físico y mental para subir la escalera colgante.

- 40 Colgado de madera en piso seguro, manipulando de tablas y el uso de la correa de seguridad.
- 50 Centrado y bloqueo de cuadros.

La seguridad durante la perforación

- 10 El guarda cabeza debe estar completamente cerrado.
- 20 Las válvulas de aire y agua deben estar en el último cuadro
- 30 Buen estado de las gamarrillas.
- 40 Antes de iniciar los tiros cortados, de encontrarse deben descargarse con agua.
- 50 El supervisor debe verificar el buen estado de la escalera de soga y la soga de auxilio.
- 60 Ubicación precisa del personal en el momento del sopleteo de los taladros.
- 70 Guardar y asegurar bien los equipos y herramientas en el último piso.

En la voladura

- 10 Bajar los explosivos cuando se halla terminado en sopleteo de los taladros y guardado de equipo.
- 20 Después del preparado la carga se debe recubrir con grasa o alquitrán.
- 30 Amarrar la soga de auxilio a la escalera colgante para jalar éste después que sale el último hombre.
- 40 El supervisor debe ubicar al personal de chisperos y quien jalará la soga.

- 50 En el momento del chispeo debe encontrarse en el fondo solamente los encargados de esta labor (dos) y el supervisor.

En la limpieza

- 10 Desatar constantemente de las paredes
- 20 Estar previsto de un combo de 20 lbs. para eliminar bloques grandes que dificultarán el carguío.
- 30 No sobrecargar el skip.
- 40 Indicar al winchero que los primeros metros debe jalar lentamente.
- 50 Verificar y contar tiros costados.

En el sostenimiento

- 10 Buen uso de las herramientas, corvinas, formones y azuelas.
- 20 Verificar constantemente las sogas y un buen amarrado para ello después de utilizar hay que guardarlo y colgarlo convenientemente.
- 30 Uso constante de las correas de seguridad de todo el personal que cuelga los cuadros.
- 40 Antes de centrar los cuadros se debe entablar el piso inferior en su totalidad.

Es así, que el principal peligro de la profundización de piques se encuentra en la caída de objetos que alcanzan pronto velocidades considerables y no perdona, por ello será necesario instalar un trampa en el Nv 2020 que sólo debe abrirse al paso del skip.

5.3.6. PERSONAL

Supervisión

- 01 Ing. Jefe de pique
- 01 Administrador

Mano de obra

- 02 capataces
- 06 mineros especialista
- 03 enmaderaderos
- 04 peones
- 02 wincheros
- 02 ayudantes de enmaderador

Tareas / disparos		Tareas/cuadro	
01	02	01	01
06	06	06	06
		03	03
02	04		
01	02	02	
		02	
10	14	02	03
		12	10

Siendo la eficiencia del disparo de 1.30m y la altura que cubre un cuadro de 1.70m. entonces resulta que el rendimiento de la mano de obra es de 34.70 tareas/m.

<u>Excavación</u>	29 tareas /m
- Perforación y disparo	7.69
- Limpieza con instalación de guía	12.31
 <u>Sostenimiento</u>	 14.70 tareas/m.
- Preparación y trans. de madera	1.76
- Colgado de cuadros	7.06
- Centrado de cuadros	5.88

5.4. INFRAESTRUCTURA COMPLEMENTARIA

5.4.1. ESTACIONES

Los niveles están espaciados a 50 m. de altura. en cada una de ellas se excavan las estaciones conforme a la FIG N° 7. cuando se llega al nivel se excava un grueso de 7' x 7' en una longitud de 10 m. excava un crucero se ensancha lateralmente y en altura para formar la estación. concluida esta labor se reinicia la profundización del pique en 4 m. aproximadamente. con ayuda de andamios de escaleras se arma un encofrado de madera para recibir la estructura de fierro corrugado y posteriormente el vaciado con concreto. sobre este anillo se instalan 4 longarinas que soportarán los cabezales y divisores del cuadro maestro o cuadro de estación. este cuadro debe ser nivelado y centrado desde el colchón. La altura de los postes debe estar entre los 20 pies y 18 pies (altura suficiente para ingresar tubos, rieles y equipos de mina, los detalles podemos en la FIG N°8. El cuadro maestro luego es asegurado con pernos de 3/4" x 18" desde los cabezales y divisores a las longarinas. Siendo los postes de 18 de altura es necesario topearlos en dos partes y ajustarlos con

tirantes de fierro corrugado de 3/4". así el conjunto será más fuerte al peso del skip.

Las guías de madera de 4" x 4" deben ser preparadas las espigas de tal manera que permita sacar fácilmente cuando haya necesario de bajar algún equipo.

5.4.2. COLCHONES

La mejor manera de estabilizar los cuadros colgantes y bocablos en el pique evitando que colapsen es que cada 14 cuadros deben ser soportados por 4 longarinas de 8" x 8" x 12' que van soportados en las paredes reforzadas por concreto armado como indica la FIG N°9. Se evita que todo el peso de los cuadros más las tuberías descansen sobre cuadros congelados, sino este peso debe recaer directamente en éstas longarinas aseguradas con abrazaderas de fierro.

5.4.3. BOLSILLOS

Son el número de 2 (para mineral y desmonte) y se excavan a partir de los colchones, consta de:

- 1º Una cámara de chuteo
- 2º Una chimenea inclinada de 60% de 10' x 10'
- 3º Una cámara de troceo.

La capacidad de cada uno es de 200 T. por la consistencia de la roca y la sección circular de la chimenea inclinada no requiere de sostenimiento artificial.

CAPITULO VI

PRESUPUESTO INVERSIÓN Y EVALUACIÓN ECONOMICA

6.1. MERCADO ACTUAL DEL ORO

La producción nacional de oro fino es 1997, fue de 42,163 Kg, de los cuales el 57.5% proviene de los lavaderos aluviales y el 42.5% restantes del labores minero: Inversiones Mineras del Sur S.A. participa en la producción nacional con 1.33%. Por otro lado se conoce que el 65.24% de la producción nacional de 1996, fueron explotados al mercado internacional por un valor total de US\$499.9millones.

La oferta de oro en el nivel mundial, en un período específico, está compuesta normalmente, por la producción minera de dicho período. Los otros componentes son: las ventas de las reservas de los países, la recuperación secundaria (Serap) y los préstamos y repagos del metal. Entre los principales países productores destacan Sudáfrica, Estados Unidos, la ex-uni6n Soviética, Australia, Canadá y Brasil: nuestro país se ubica en 99 lugar.

Por su parte, la demanda tiene distintos orígenes. De lejos, el más importante es la industria de la joyería. Otros componentes son la industria electrónica, la industria de las piezas dentales, la fabricación de medallas y monedas y la demanda de inversión. Italia, Estados Unidos, Taiwán y Arabia Saudita son los principales países fabricantes de joyería (ver cuadro adjunto).

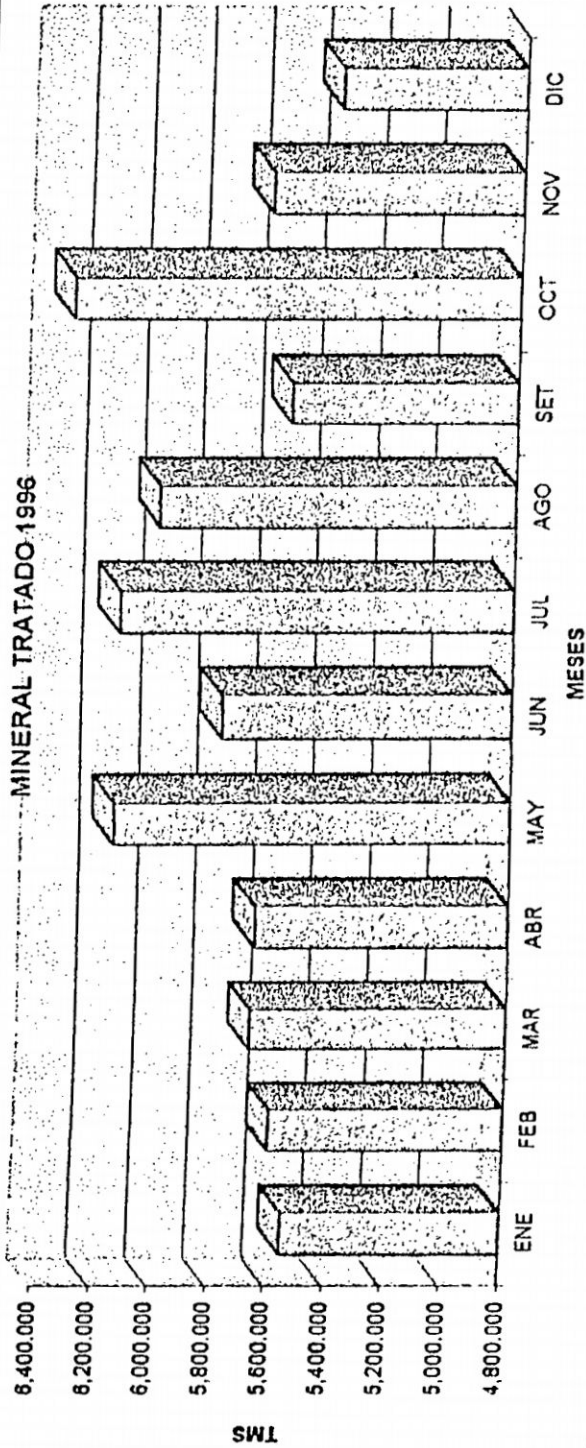
CUADRO

Producción Nacional de Oro en 1997

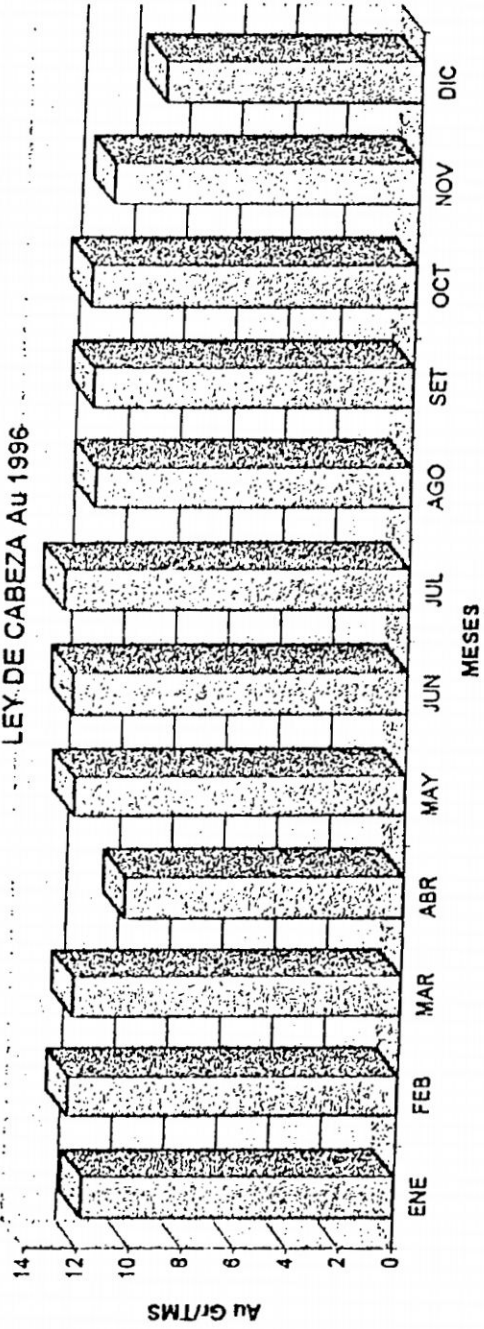
PRODUCTORES	Kg. Fino
Lavaderos y aluvial	22.556
Minera Yanacocha S.A.	5.176
Aurifera Retamas	3.967
Poderosa S.A.	1.765
Minera Aufifera Calpa S.A.	1.703
Consorcio Horizonte S.A.	1.015
Tintaya	917
Minas Ocaña	609
Minas Orcopampa	576
Inversiones Mineras del Sur S.A.	558
Otras	3.321
TOTAL	42.163

fuentes: Sociedad Nacional de Minería y Petróleo

MINERAL TRATADO 1996



LEY DE CABEZA AU 1996



PRODUCCION EFECTIVA ORO EN PRECIPITACION POR AÑOS

Años	PRECIPITADO	BOTONES	PRODUCCION
	grs. Au	grs. Au	grs. Au
1992	92,780.110	43.08	92,823.192
1993	73,504.481	60.70	73,565.181
1994	49,928.247	91.45	50,019.699
1995	57,586.147	98.31	57,684.456
1996	125,663.477	83.38	125,746.852

PRODUCCION EFECTIVA DE CONCENTRADO JIG POR AÑOS

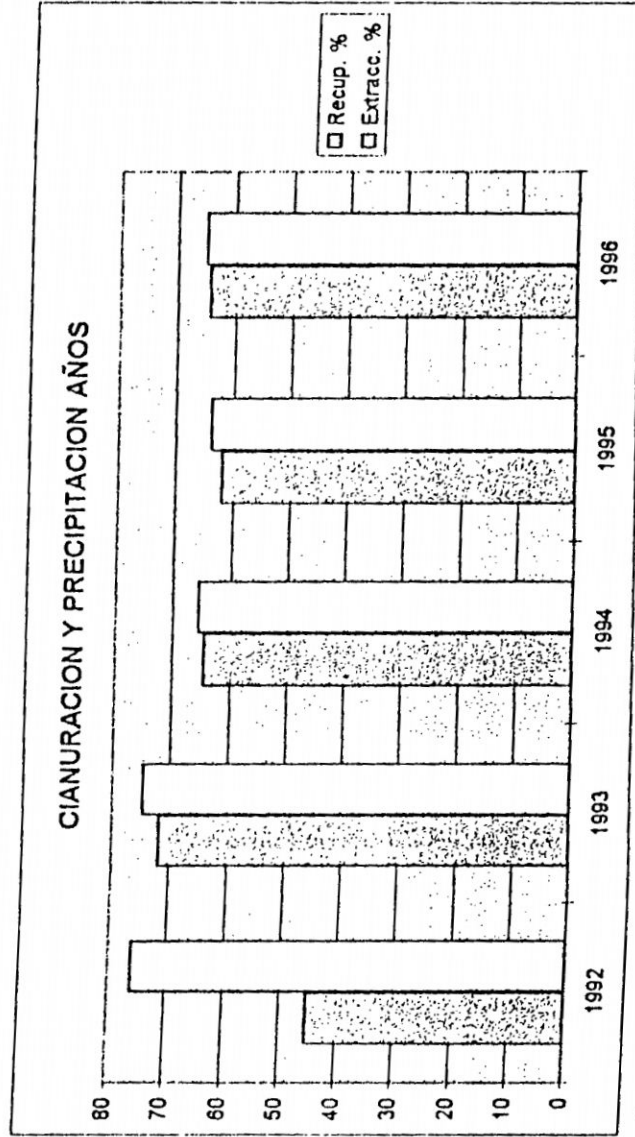
Año	Peso TMS	Ley gr. Au/TM	Cont. Fino grs. Au	Recup. %	Ratio
1992	241.685	452.912	109,462.151	17.59	144.39
1993	323.531	547.391	177,097.866	27.46	136.54
1994	525.996	536.113	281,993.773	31.35	118.75
1995	733.958	411.111	301,738.184	33.46	94.13
1996	773.675	287.018	222,058.815	26.66	89.92

ANALISIS EFECTIVO DE PRECIPITACION POR AÑOS

Año	m ³	SOLUCION RICA		SOLUC.BARREN		PRODUC. gramos Au	EFICIENCIA P.P. %
		Ley gr.Au/m ³	Cont.Fino gramos	Ley gr.Au/m ³	Cont.Fino Gramos		
1992	18,157	5.579	101,294.510	0.466	8,471.318	92,823.192	91.64
1993	17,882	4.288	76,692.074	0.174	8,126.893	73,565.181	95.92
1994	16,153	3.138	50,691.869	0.041	672.170	50,019.699	98.67
1995	19,014	3.127	59,467.490	0.093	1,783.034	57,684.456	97.00
1996	29,230	4.333	126,666.978	0.031	920.126	125,746.852	99.27

ANÁLISIS EFECTIVO DE CIANURACION

Año	CABEZA CIANURACION			RELAVE DE CIANURACION			FINOS PROD.		
	Peso TMS	Ley gr.Au/TM	Cont.Fino gramos	Peso TMS	Ley gr.Au/TM	Cont.Fino gramos	Recup. %	Extracc. %	P.P. gr/Au
1992	10,935.158	18.790	205,476.231	10,935.158	9.526	104,181.721	45.18	76.01	92823.192
1993	12,168.735	8.433	102,629.339	12,168.735	2.131	25,997.265	71.68	74.73	73565.181
1994	9,965.201	7.776	77,492.778	9,965.201	2.689	26,800.909	64.54	65.41	50019.699
1995	9,998.690	9.327	93,258.605	9,998.690	3.379	33,791.115	61.86	63.77	57684.456
1996	15,428.218	12.666	195,422.366	15,428.218	4.456	68,755.888	64.35	64.82	125746.852



LABORES		\$/Disp.
1. PERSONAL		
peón		873.74
2. LEY SOCIAL		
13% del peón		130.56
3. MAQUINA PERFORADORA Y ACCESORIOS		
Máquina Perforadora	50 tal x 5' x \$ 0.22	55.00
Barreno de 3' :	50 tal x 3' x \$ 90/250'	54.00
Barreno de 5' :	50 tal x 2' 100/250'	40.00
Piedra esmeril	\$ 24 / 20 disp.	<u>1.20</u>
TOTAL PERFORADA Y ACCESORIOS		150.20
4. EXPLOSIVOS		
Fulminantes FANES	50 TAL. X \$ 0.50	25.00
Cordón detonante P-5	90 pies x \$ 0.34	30.60
Dinamita	50 tal. x car. x \$ 0.20	<u>60.00</u>
TOTAL EXPLOSIVOS		115.60
5. LIMPIEZA Y ACARREO		
Wincha de izaje	8 hr. x \$ 31.59	252.72
Locomotora	4 hr. x 15.12	60.48
TOTAL LIMPIEZA Y ACARREO		<u>16.50</u>
		313.20
6. HERRAMIENTAS		
Lampas, Picco, Herramientas de madera, etc.		
	\$ 670.50 / 150 d. x 4 d.	17.88
7. SOSTENIMIENTO		
Madera	520 pies 2 x \$ 1.10	
Concreto	1.0 m. 3 x \$ 200.00	572.00

TOTAL SOSTENIMIENTO		772.00
8. GASTOS ADMINISTRATIVOS		
Ing° Supervisor	\$ 15.00 x 3 d.	45.00
Capataz	10.00 x 3 d.	30.00
Bodeguero	8.00 x 3 d.	24.00
Leyes Sociales 90%		89.10
TOTAL GASTOS ADMINISTRATIVOS		188.10
9. IMPREVISTOS		
10% del total del 1 al 8 (\$ 2,561.28)		256.12
10. UTILIDAD DEL CONTRATISTA		
15% del total del 1 al 9 (\$ 2,817.40)		422.60
11. TOTAL PRECIO POR DISPARO		3,240.00
PRECIO POR METRO DE PIQUE		2,700.00

(T) : Tarea

(d) : día

6.4.2. PRECIO DE ESTACION PIQUE

CALCULO DE COSTOS DE ESTACION-PIQUE TIEMPO DE TRABAJO:

3 Semanas

ACTIVIDADES:

Desquinse Estación : ancho inicial 5 mts.

altura total 5 mts.

profundidad 2.50 mts.

Ancho menor 4 mts.

altura en caja crucero 2.50 mts.

Metros cúbicos de Rotura : 40 m

Preparación e Instalación base de cuadrado

Preparación de 8 patillas para las soleras

Prepar. e Inst. de plataforma p/instalar

Nivelación y centrado del conjunto

Blocado final con empatillado

Encofrado del anillo

Preparación de armadura de Fe corrugado

Transporte y llenado concreto en el anillo.

CALCULO DE COSTOS DE ESTACION

1. COSTO FIJO

COSTO FIJO MENSUAL (pique) S/. 31,006.99

TOTAL COSTO FIJO

S/. 31,066.00 X 21/30 S/. 21,704.89

2. COSTO VARIABLE

COSTO VARIABLE POR DISPARO S/. 220.78 (pique)

Disparos Posibles:

55 Tal --- mueven --- 13.50 m

x Tal --- mueven --- 40.00 m

x = 163 Taladros

1 Disp ----- 30 Tal.

x Disp -----163 Tal.

x = 5.4 Disp.

COSTO POR DISPAROS POSIBLES

5.4 X S/. 220.78 = S/. 1,194.23

Eficiencia 67% S/. 798.79

Disparos Soplados + 5% 838.73

3. PRECIO TOTAL DE ESTACION

COSTO FIJO S. 21,704.89

COSTO VARIABLE 838.73

SUBTOTAL S/. 22,543.62

5% imprevistos y administrativos 1,127.18

SUBTOTAL 23,670.81

15% Utilidad 3,550.62

PRECIO TOTAL DE ESTACION S/. 27,221.43

US \$ 11,834.40

(x US\$ = S/. 2.30)

6.4.3. PRECIO DE CAMARA DE CARGA PARA LOS BOLSILLOS Y COLCHON
DE SOSTENIMIENTO DEL PIQUE PRINCIPAL

ACTIVIDADES PROGRAMADAS

1. Voladura, limpieza del área de las cámaras de carga de los dos bolsillos.
2. Colocación de cuadros de madera en las cámara de carga y shuteo.
3. Construcción del colchón, que comprende:
Preparación de 8 patillas para las soleras de base, encofrado para el colchón, armado de la estructura de fierro corrugado, movimiento de materiales, llenado de concreto, instalación y nivelación de soleras.

ESPECIFICACIONES

Tiempo considerado para el trabajo : 15 días.

BASE DE CALCULO

Se ha tomado como base de calculo, el determinado para el pique vertical, en los siguientes items:

Costo por metro cubico: s/. 404.42

Imprevistos y gastos administrativos 5% (riesgos de trabajo en el pique)

Utilidad 15%

Costo Fijo mes S/. 31,006.99 (incluye armado de cuadros)

PRECIO TOTAL DE LAS CAMARAS Y COLCHON

Costo actividad N° 1 y N° 2	s/. 13,103.11
Costo actividad N° 3	s/. 7,690.23
	=====
PRECIO TOTAL	S/. 20,793.34
	US\$ 9,040.58

6.4.4. PRECIO DE AVANCE DE BOLSILLOS - PIQUE

I) COSTO FIJO	S/.
1.- Supervisión	
33% del costo mensual de supervisión	
Pique 0.33 x 3.581.84 =	1,182.01

2. MONTO DE OBRA MENSUAL	
Perforista 2 s/. 14.65 + 1.14+11.84	1,657.95
Ayudante 2 s/. 14.10 + 1.11+11.41	1,697.05
Enmad-Lampero 4S/. 14.65 + 1.14+11.84	3,315.90

8	6,570.90
89.29% Leyes sociales	5,867.90
Asignación Familiar 8 x s/. 13.20 =	105.60

TOTAL MANO DE OBRA	12,543.66
	=====

4. IMPLEMENTO DE SEGURIDAD

Casco Minero	8 s/.	12.71/180 d.	0.56
Botas de jebe	8 s/.	28.51/75 d.	3.04
Guantes cuero	8 s/.	6.60/30 d.	1.81
Corresponde p/			
Lamparas	8 s/.	10.46/150 d.	0.56
Lámpara de			
carburo	8 s/.	43.38/150 d.	2.31
Carburo de calcio	8 s/.	1.74 4 d.	3.48
Respirador P Polvo	8 s/.	9.57/75 d.	1.02
Pant. y saco de jebe	8 s/.	85.02/75 d.	4.53

TOTAL MENSUAL DE IMPLEMENTOS DE	<u>17.31</u>
SEGURIDAD (30 D. X S/. 17.31)	<u>519.30</u>

=====

COSTO FIJO MENSUAL

1. Supervisión	1,182.01
2. Mano de Obra	12,543.66
3. Implementos de seguridad	<u>519.30</u>
TOTAL COSTO FIJO	<u>14,244.96</u>

=====

II. COSTO VARIABLE

Datos Técnicos:

Sección en el Chute 1.5 x 1.5
 Sección en chimenea 2.5 x 2.5
 Sección Cámara tronco. 3.0 x 2.5 x 2.5 m.
 Parrilla espaciadas inclinadas
 Tipo de roca : dura

Limpieza : lampeo a pulso el skip.

1.	PERFORACION		
a)	Perforadora		
	35 Talx5' x 1.1 x s/. 5,500.00/60,000'		17.65
b)	Manguera de Jebe 1"		
	30 mts. x s/. 8.94/150 d.		1.79
c)	Manguera de Jebe 1/2"		
	30 mts. x s/. 4.25/150 d.		0.85
d)	Grapas y accesorios		
	10% de (b + c)		0.26
e)	Aceite (Torcula 100)		
	1 Gl. x s/. 11.64/4 d.		2.91

			23.46
2.	BARRENOS		
	Barrenos de 3' 105' x s/. 132.63/250 pies		55.70
	Barrenos de 5' 70' x s/. 158.73/250 pies		44.44
	Piedra Esmeril 2 x s/. 40.00/20		4.00

			104.15
3.	HERRAMIENTAS		
	Lampas	2 x s/. 14.93/ 30	1.00
	Picos	1 x s/. 15.04/ 30	0.50
	Llave stilson	1 x s/. 163.94/150	1.09
	Comba 8 lbs	1 x s/. 19.99/ 30	0.67

			3.26
			=====

4. EXPLOSIVOS

Fulminantes	35 Tal x s/. 0.21	7.35
Dinamita	35 Tal x 7 x s/. 0.35	85.75
Mecha de seguro	35 Tal x 6 x s/. 0.07	<u>14.70</u>
		<u>107.80</u>

COSTO VARIABLE POR DISPARO

238.67

III. COSTO VARIABLE MENSUAL

Costo por disparo		238.67
Disparos posibles	50	11,933.45
Eficacia y	85%	10,143.43
Disparo Sopladors		
TOTAL COSTO VARIABLE MENSUAL		10,143.43

IV. COSTO DE BOLSILLO - CHIMENEA

Costo Fijo	14,244.96
Costo variable	<u>10,143.43</u>
Costo mensual	24,388.39

Imprevistos y Gastos Administrativos

(5% de S/. 24,388.39) 1,219.42

Costos al contratista 25,607.81

Utilidad (15% de s/.25,607.81) 3,841.14

PRECIO TOTAL

29,448.99

Avance Mensual 55 mts.

PRECIO POR METRO S/. 29,448.89/55 = S/. 535.44

US\$ 232.80

6.5.2. COSTO DE EXPLORACIONES Y DESARROLLOS

El costo de Explosiones y Desarrollos, se ha estimado teniendo en cuenta el Programa de Explosiones, Desarrollos y Preparaciones a ejecutarse en los años 1 y 2.

COSTO DE EXPLOSIONES Y DESARROLLOS AÑO 1

LABORES	MTS. PROGRAM.	INVERSIÓN US\$
Galería y Cruceros	900	360,000
Chimeneas	550	165,000
Preparación Mina		<u>370,000</u>
TOTAL		895,000
COSTO POR T. (895,000/60,000 T)		14.92

COSTO DE EXPLOSIONES Y DESARROLLOS AÑO 2

LABORES	MTS. PROGRAM.	INVERSIÓN US\$
Galería y Cruceros	545	440,000
Chimeneas	550	210,000
Preparación Mina		<u>380,000</u>
		1'030,000
COSTO POR T. (1'030,000/72,000 T)		14.31

6.5.3. COSTO DE BENEFICIO

El costo de beneficio se ha establecido en base a los datos históricos existentes de la planta, los mismos que fueron proporcionados por el Departamento de Contabilidad de la Empresa IMINSUR S.A.

Los gastos que constituyen el costo de beneficio se encuentra divididos en 3 rubros principales: Mano de obra, Suministros y Gastos Diversos.

En el rubro mano de obra están considerados todos los gastos de personal, en el rubro suministros están contemplados todos los gastos de reactivos, combustibles, repuestos y demás materiales de planta y en el rubro diversos se consideran todos los gastos de transporte, pago de contratistas y demás servicios.

6.5.4. GASTOS ADMINISTRATIVOS

Para una operación proyectada a 6.000 T/mes, se ha considerado que la actual infraestructura administrativa, será necesario ampliarla y dotarla de una implementación moderna; por lo tanto se ha considerado que los gastos administrativos se incrementarán en un 29% con relación a los gastos actuales.

6.5.5. GASTOS DE VENTA

Considerando que los gastos de venta están en función directa del volumen de la producción, los gastos de venta actuales por toneladas se mantendrán durante el período del proyecto.

Los gastos de venta actuales proporcionados por el Departamento de Ventas son: US \$ 3.50/T.

6.5.6 RESUMEN DE COSTO DE OPERACIÓN

RUBRO	US\$/T
a) Costo de Explotación	23.54
b) Costo de Exploraciones y desarrollos	14.31
c) Costo de beneficio	22.87
d) Gastos Administrativos	7.69
e) Gastos de venta	<u>3.50</u>
TOTAL US\$	71.91/T

6.6. INVERSIÓN REQUERIDA

La inversión estará destinada a la adquisición del equipo para el sistema de izaje, profundización del pique labores de explosión y desarrollos necesarios en cada nivel de la mina. La composición de la inversión requerida es la siguiente:

A. INVERSIÓN FIJA

A.1. MAQUINARIA Y EQUIPOS

ITEM	ESPECIFICACIONES	CANTIDAD	APORTE	FINANCIA	TOTAL
			PROPIO	MIENTO	
			US \$	US \$	US \$
01	WINCHE DE IZAJE (Características Técnicas)	01	250,000	-	250,000
02	INSTRUMENTOS Y ACCESORIOS DE SISTEMA DE IZAJE	VARIOS	60,000	-	60,000
	TOTAL		310,000	-	310,000

..2 INVERSIONES EXPLORACIONES Y DESARROLLOS

ANO	LABORES	MTS PROGRAMADO	INVERSION FINANCIADO US \$
<u>AÑO 1</u>			
NIVEL			
1940	Galerías 7' x 8'	400	160,000
1940	Chimeneas 5' x 5'	250	750,000
1940	Galerías 7' x 8'	400	160,000
1890	Cruceros 7' x 8'	100	40,000
1890	Chimeneas 5' x 5'	300	900,000
1890	Echadero de mineral	300	135,000
1890	Prof. del pique	50	135,000
1940	Esta. y Bolsillos	Est.	40,000
2020	Waste Pass	100	30,000
	Cámara winche izaje	Est.	30,000
		1,900	895,000
<u>AÑO 2</u>			
NIVEL			
1890	Galerías 7' x 8'	300	120,000
1890	Chimeneas 5' x 5'	300	90,000
1840	Galerías 7' x 8'	670	268,000
1840	Cruceros 7' x 8'	130	52,000
1840	Chimeneas 5' x 5'	400	120,000
1840	chimeneas ventilación	100	30,000
1840	Echadero de mineral	300	135,000
1840	Prof. del pique	50	135,000
1840	Esta. y Bolsillos	Est.	50,000
1880	Waste Pass	100	30,000
		2,350	1'030,000
T O T A L E S		4,250	1'925,000

A.3 INTANGIBLES

ITEM	ESPECIFICACIONES	CANTIDAD	APORTE PROPIO US \$	FINANCIAMIENTO US\$	TOTAL US\$
01	ESTUDIOS	EST.	80,000	-	80,000
02	INGENIEROS Y SUPERVISIÓN	EST.	120,000	-	120,000
	TOTAL				200,000

A.4. SIN ASIGNACIÓN ESPECIFICO (ESCALAMIENTO)

Se considera un 5% de la inversión total con el objeto de cubrir los mejores precios que podrían tener los equipos y labores del momento de ejecutarlos; el monto asciende a US\$ 121,750.

RESUMEN DE LA INVERSIÓN REQUERIDA

RUBRO	APORTE	FINANCIA	TOTAL
	PROPIO	MIENTO	
	US\$	US\$	US\$
A.1 INVERSIÓN EN MAQUINARIAS Y EQUIPOS	310,000	-----	310,000
A.2 INVERSIÓN EN EXPLORACIÓN Y DESARROLLOS	-----	1'925,000	1'950,000
A.3 INTANGIBLES			
A.4 SIN ASIGNACIÓN ESPECIFICO (ESCALAMIENTO)	200,000	-----	200,000
	121,750	-----	121,750
GRAN TOTAL	631,750	1'925,000	2'556,750
PARTICIPACIÓN	25%	75%	100%

CRONOGRAMA DE INVERSIONES (US\$)

RUBRO	AÑOS	
	1	2
A.1 MAQUINARIAS Y EQUIPOS	310,000	-----
A.2 EXPLOSIONES Y DESARROLLOS	895,000	1'030,000
A.3 INTANGIBLES	200,000	-----
A.4 ESCALAMIENTOS	70,000	51,500
T O T A L E S	1'475,250	1'081,500

6.7. FINANCIAMIENTO

La inversión total de US\$ 2'556.750, será cubierto el 25% (US\$ 631.750) con aporte propio, es decir con el desembolso de IMINSUR S.A. y el 75% restante (US\$ 1'925.000) será gestionado al programa de Financiamiento Multisectorial para la mediana y gran Empresa, diseñada para atender las necesidades del sector minero.

6.7.1. ESQUEMA DE FINANCIAMIENTO

- Monto	=	US \$ 1'925.000
- Tasa de interés	=	17% anual
- Amortización	=	Trimestral
- Plazo	=	3 años
- Período de ejecución	=	0.5 años (seis meses)

a) CALCULO DE LA ANUALIDAD

$$R = \frac{P \cdot r(1+r)^t}{(1+r)^t - 1}$$

Donde:

R = Anualidad

P = Monto de préstamo

r = Tasa de interés

t = Período en años

$$R = 1'925,000 \times \frac{0.17 (1 + 0.17)^3}{(1 + 0.17)^3 - 1}$$

$$R = \text{US\$ } 871,204.336$$

b) Amortización (A)

A = Anualidad - Intereses

6.7.2 SERVICIO DE LA DEUDA (EN US \$)

FINAL CAPITAL DEL ANO	PENDIENTE DE PAGO	INTERES (17%) SOBRE CAPITAL PENDIENTE DE PAGO	AMORTIZACION DE CAPITAL	ANUALIDAD	CAPITAL AMORTIZADO ACUMULADO
0	1'925,000	163,625	----	163,625	----
1	1'925,000	327,250	543,954	871,204	543,954
2	1'381,046	234,777	636,427	871,204	1'180,388
3	744,619	126,585	744,619	871,204	1'925,000

6.8 EVALUACION ECONOMICA

6.8.1. ESTADO DE PERDIDAS/GANANCIAS PROYECTADO

(EN DOLARES AMERICANOS)

RUBRO :	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3
- INGRESO POR VENTAS				
. Concentrados 4Jicgs	1'662,600	1'995,120	1'995,120	1'995,120
. Concentrado Cu-Au	3'903,600	4'684,320	4'684,320	4'684,320
. Precipitados de Oro	1'108,800	1'330,560	1'330,560	1'330,560
. TOTAL INTERES	6'675,000	8'010,000	8'010,000	8'010,000
- COSTOS				
. Explotación	1'412,400	1'694,880	1'694,880	1'694,880
. Explot. y Desarrollos	853,600	1'030,320	1'030,320	1'030,320
. Beneficio	1'372,200	1'646,640	1'646,640	1'646,640
. Administrativos	461,400	553,680	553,680	553,680
. De venta	210,000	252,000	252,000	252,000
. TOTAL COSTO	4'314,600	5'177,520	5'177,520	5'177,520
- MARGEN BRUTO DE OPERACION				
- DEPRECIACION		(62,000)	(62,000)	(62,000)
- INTERESES	(163,625)	(327,250)	(227,250)	(127,250)
- REGALIAS (7%)	(166,228)	(193,274)	(193,274)	(193,274)
- RENTA NETA	2'031,547	2'244,956	2'337,429	2'445,621
- PARTICIPAC. DIRECTORIO 3%	162,524	179,596	186,994	195,950
- INGEMMET 1.5%	30,473	33,674	35,061	36,684
- UTILIDAD IMPOSIBLE	1'334,550	2'021,686	2'115,374	2'213,287
- IMPUESTO A LA RENTA 37%	630,263	751,724	732,688	813,916
- UTILIDAD DE EJERCICIO	1'158,257	1'379,962	1'332,686	1'394,371

6.8.2 FLUJO DE FONDOS (Dólares americanos):

<i>FUENTES</i>	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3
APORTE PROPIO = US\$ 631,750				
FINANCIAMIENTO = US\$ 1'925,000				
UTILIDAD NETA	1'158,287	1'279,962	1'332,686	1'394,371
DEPRECIACION		62,000	62,000	62,000
SUB TOTAL = 2'556,750	1'158,287	1'341,962	1'394,686	1'456,371
<i>USOS</i>				
INVERSIONES = 2'256,750				
AMORTIZACIONES		543,954	636,427	744,619
SUB TOTAL = 2'256,750		543,954	636,427	744,619
TOTAL FONDOS DISPONIBLES	1'158,287	798,008	758,259	711,752

6.8.3 CALCULO DEL V.A.N. (Valor Actual Neto)

Tasa de descuento o actualización = 25%

F.Fn = Flujo de fondos del periodo (n)

$$VAN = \sum FF-I$$

$$VAN = -I + \left\{ \frac{FF_1}{(1+i)^1} + \frac{FF_2}{(1+i)^2} + \frac{FF_3}{(1+i)^3} + \frac{FF_4}{(1+i)^4} \right\}$$

$$VAN = -I + \left\{ \frac{1'158,287}{(1+0.25)^1} + \frac{798,008}{(1+0.25)^2} + \frac{758,259}{(1+0.25)^3} + \frac{711,752}{(1+0.25)^4} \right\}$$

$$VAN = -1'925,000 + \{926,630 + 510,725 + 388,228 + 291,534\}$$

$$VAN = \text{US\$ } 192,117$$

(25%)

6.8.4 CALCULO DE LA TASA INTERNA DE RETORNO: TIR

$$TIRF = i_1 + \frac{VANFi \cdot (i_2 - i_1)}{VANFi + VANFj}$$

TIRF= Tasa interna de retorno de financiación

VANFi = Valor actual neto positivo

VANFj = Valor actual neto negativo

i = Tasa de actualización baja

j = Tasa de actualización alta

$$TIRF = 25 + \frac{192,117 \cdot (37-25)}{192,117 + 157,432}$$

$$\underline{\underline{TIRF = 31.59\%}}$$

6.8.5 CALCULO DEL INDICE BENEFICIO/COSTO

$$\text{INDICE B/C} = \frac{\Sigma B_{AC}}{\Sigma C_{AC} + \text{Inversión}}$$

Tasa de actualización = 25%

❖ Suma de beneficios actualizados:

$$\Sigma B_{AC} = \frac{6'675,000}{(1+0.25)} + \frac{8'010,000}{(1+0.25)^2} + \frac{8'010,000}{(1+0.25)^3} + \frac{8'010,000}{(1+0.25)^4}$$

$$\Sigma B_{AC} = 5'340,000 + 3'125,853 + 4'101,120 + 3'280,896$$

$$\Sigma B_{AC} = \text{US\$ } 15'847,869$$

❖ Suma de costos actualizados

$$\Sigma C_{AC} = \frac{4'314,600}{(1+0.25)} + \frac{5'177,520}{(1+0.25)^2} + \frac{5'177,520}{(1+0.25)^3} + \frac{5'177,520}{(1+0.25)^4}$$

$$\Sigma C_{AC} = 3'451,680 + 3'313,612 + 2'650,890 + 2'120,712$$

$$\Sigma C_{AC} = 11'536,894$$

$$\text{Indice B/C} = \frac{\text{US\$ } 15'847,869}{\text{US\$ } 11'536,894 + \text{US\$ } 2'556,750}$$

$$\text{Indice B/C} = \frac{\text{US\$ } 15'847,869}{\text{US\$ } 14'093,644}$$

$$\text{Indice B/C} = 1.12 : 1$$

CONCLUSIONES

1. El Plutón Incahuasi en Caravelí (Cerro Sunihuilca y Córdova) es favorable para la mineralización aurífera por estar ligado a una intensa actividad tectónica y presentar una diferenciación magnética muy marcada.
2. Las vetas como relleno mineral en fallas sinestrales ENE - WSW y N 45 °E parecen tener su origen en la falla regional calpa. Tal es el caso de la veta Principal Ishihuinca (N45°E) que probablemente es un ramal de la gran falla.
3. Inflexiones de rumbo a la izquierda están acompañadas en ciertos tramos por inflexiones de buzamiento desde la vertical hasta 50°, habiéndose producido claros de mineral en estos tramos.
4. Al 31 de diciembre de 1994, las reservas minerales probado-probables es 242,598 TMS con leyes de 15.62 gr. Au/T. para un potencia de 5.06 m. El 80% de estas reservas están ubicados sobre la veta principal, 13% sobre la veta parcial 2 y 8% sobre las vetas despreciada, Campañita, sector pique y otros menores.

5. El 60 % de las reservas totales de la mina, 152,612 TMS con 17.25 gr. Au/T y una potencia de 5.06 m. y están considerados como eventualmente accesibles y se ubican debajo del Nv. 1940.
6. La profundización del Pique Principal en 100 m. de longitud, dará accesibilidad a las reservas referidos en Item 5 antes mencionada; además convertirá en probado - probable los 240,000 T de mineral estimado como potencial; para lo cual se ha programado 3,250 m. de labores de desarrollo.
7. La producción actual de la mina es de 4,600 T/mes con una ley de 15.0 gr/TM.Au, y la profundidad futura será de 6,000 T/mes con los mismos contenidos de oro.
8. Las características principales de operación del nuevo winche de izaje son:

Potencia	=	12.5 HP
Ancho de tambor	=	36"
Diámetro de tambor	=	60"
Diámetro de cable de izaje	=	1"
Capacidad de skip	=	2.0 T
Velocidad de izaje	=	3.0 m/s
9. El diseño del trazo de perforación para la profundización del pique cuyo sección es de 5 m x 2.5 m., indica utilizar 60 taladros, distribuidos 6 en el arranque, 24 ayudas, 30 cuadradores.
10. No hay filtraciones de agua en el pique, lo que obvia el bombeo, que es un cuello de botella en trabajos verticales descendentes.

11. El valor del mineral de cabeza es US\$111.25/T
12. La estructura del costo total de operación es de US\$ 71.91 /T.
13. El momento de las inversiones asciende a US \$ 2'556,750, de los cuales US \$ 631,570 serán aporte propio y el restante US \$ 1'925,000 financiados del Programa Multisectorial para la Mediana y gran Empresa (COFIDE).
14. Los estados funcionarios muestran los siguientes resultados:

- VAN (25%)	=	US \$ 192,117
- TIR	=	31.59%
- B/C	=	1.12/1

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda desarrollar el programa de exploraciones y desarrollos mineros en los 3,250 m. planificados para dos años: en los que está considerado los 100 m. de profundidad del pique cuyo sección es de 2.50 m x 5.00 m. El cumplimiento del programa dará accesibilidad a 152,000 TMS de mineral con 17.25 gr. Au/T y una potencia de 5.06 m. y además convertirá los 240,000 T de mineral potencial en reservas minerales.
2. Se recomienda la adquisición, implementación y montaje del nuevo Winche de acuerdo a las especificaciones técnicas y operación concluido en el presente estudio; en el lapso considerado como urgente.
3. Los Estados Financieros nos indican que el proyecto para la ampliación del sistema de izaje y profundización del pique principal - Mina Ishihuinca, es de una rentabilidad aceptable en el mercado financiero, además muestra su perfecta viabilidad, por lo que se recomienda su ejecución teniendo en cuenta el aspecto técnico que se indica en el contenido del presente trabajo.

BIBLIOGRAFIA

- Borisov-~~Bl~~okov Labores Mineras. Editorial MIR
MOSCOW. 1976
- Blank-Tarquín Ingeniería Económica. Editorial Mc
Graw Hill. México 1986
- CARBAJAL D' ANGELO Elementos de Proyectos de Inversión
3ra Ed.-Editorial Hozio
Lima-1990
- DE MONTRE~~V~~IL L. Orogénesis del Oro en el Perú
Banco Minero del Perú
Lima-1989
- Dupont Manual para usos de Explosivos.
Editorial CESCA. México 1976
- Exton Mckinstry Geología de Minas. Editorial
Omega. Barcelona 1977
- FERNANDEZ T. Geología en Ishihuinca
Informe Técnico-1995
- Ingemmet Geología de los Cuadrángulos de
Pausa y Caravelí. Lima 1983
- Mallqui A. Servicios Auxiliares Mineros de
Inversión. Huancayo 1986
- Novistsky Transporte y extracción de Minas.
Buenos Aires 1962
- Naupari A. Elaboración de Proyectos Mineros.
Primera Edición. Lima 1986
- Osterman W. Mecánica Aplicada al Laboreo de
Minas. Editorial Omega. Barcelona
1966
- Prado R. Control de Operaciones Mineras.
Editorial San Marcos. Lima 1987

Stoces B.

Elección y Crítica de los Métodos
de Explotación en Minería.
Edición Omega, Barcelona 1966

Vidal A.

Explotación de Minas, Tomo I, II y
III. Ediciones Omega, 1966

ANEXO

TABLA No 1
 CARACTERISTICAS DE LOS CABLES DE ACERO
 6 x 19 ALMA DE FIBRA

DIAMETRO		PESO kg./m.	CARGA DE RUPTURA EFECTIVA EN TONELADAS	
mm.	Pulg.		160 Kg./mm.	180 Kg./mm.
3.18	1/8	0.04	0.55	0.63
4.76	3/16	0.08	1.18	1.30
6.35	1/4	0.15	2.17	2.49
7.94	5/16	0.24	3.35	3.86
9.53	3/8	0.36	4.82	5.53
11.11	7/16	0.46	6.52	7.50
12.70	1/2	0.62	8.48	9.71
14.30	9/16	0.79	10.70	12.25
15.90	5/8	0.98	13.15	15.15
19.05	3/4	1.40	18.78	21.59
22.23	7/8	1.90	25.40	29.21
25.40	1	2.48	33.02	37.92
28.60	1 1/8	3.12	41.46	47.72
31.75	1 1/4	3.76	50.98	58.61
34.93	1 3/8	4.55	61.24	70.49
38.10	1 1/2	5.43	72.58	83.46
41.27	1 5/8	6.37	84.73	97.07

Fuente : Cables de Acero, Rona Meuna.

FIGURA Nº 5

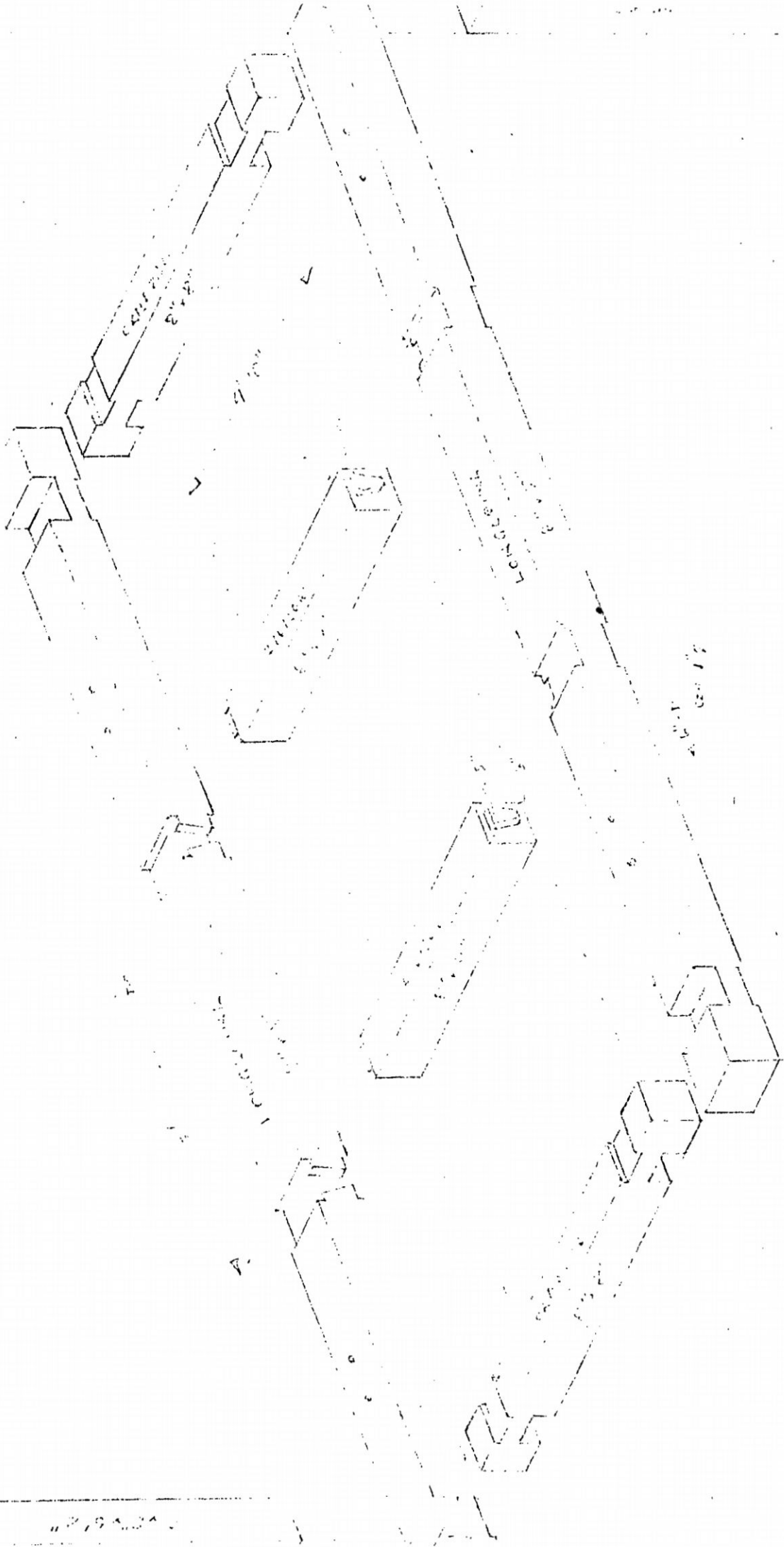


FIGURA N° 11

CONDICIONES DE OPERACION

