

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA
UNIDAD DE POST GRADO

Reducción del impacto ambiental en minas con la disposición de residuos en subsuelo

TESIS Para optar el grado académico de: MAGISTER EN CIENCIAS AMBIENTALES Mención en
Desarrollo Sustentables en Minería y Recursos Energéticos

AUTOR:

Fernando Enrique Toledo Garay

LIMA – PERÚ 2006

DEDICATORIA

A Alonso, como tributo a su existencia, para que continúe mi lucha para forjar un país digno de él.

AGRADECIMIENTOS:

Mi especial agradecimiento al asesor, magíster ingeniero **Pablo Antonio Núñez Jara** decano de la facultad de Ingeniería Geológica; Minera, Metalúrgica y Geográfica (FIGMMG), en la realización de esta tesis por el desprendimiento en la utilización de su valioso tiempo; Además, por su apoyo incondicional a mi superación profesional.

También debo agradecer al señor profesor de los cursos de Gestión Ambiental y Desarrollo Sostenible y Auditoria Ambiental, doctor ingeniero **Julio Delgado Bellido**, por su orientación y sabios consejos en la realización de este trabajo.

A mi señora esposa, Amelia y a mis hijas Kathia, Natalia y Carmen, por su inquebrantable e incondicional apoyo a mis esfuerzos en la realización de este trabajo. A todas ellas mi eterno agradecimiento.

RECONOCIMIENTO

Mis leales reconocimientos a los señores Ingenieros del Ministerio de Energía y Minas, don Oswaldo Tovar y don Roger Arévalo; a Centromín Perú S.A. en el nombre de don Abdel Arroyo Aguilar; a la empresa Los Quenuales en la persona de don Pedro Carrión de la unidad Yauliyacu. Reconozco que sin sus aportes y facilidades para obtener y procesar valiosa información técnica, fundamental e indispensable para la formulación y solución del problema de investigación de este estudio, no se podría haber culminado.

Reconozco también la desprendida colaboración en la edición de este trabajo de la señorita Johvanna Mabell Miranda Olivera, eficiente secretaria de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos.

RESUMEN

Para disminuir significativamente el impacto ambiental producido por el sistema de minado subterráneo, se tiene que disponer los residuos sólidos y los relaves en el interior de minas, ocupando las cavidades abiertas originadas por la explotación del mineral valioso. Esta hipótesis demuestra la viabilidad de disminuir el impacto ambiental producido por la industria minera, basado en el marco teórico de la calidad de la explotación de minas.

En esta tesis se demuestra que sí se extrae el mineral económico, más la ganga y más lo estrictamente necesario de roca para dar acceso al equipo, se podrá disponer en el interior de minas del 86% al 88% de relaves en minas nuevas y el 100% en minas antiguas como Casapalca, con una inversión que alcanza sólo US.\$ 6'109,000; pero lográndose gran rentabilidad con un valor presente neto (VAN) de US.\$ 28'400, 000 y una tasa interna de retorno (TIR) del 465%.

En minería subterránea, el incremento de la dilución es un indicador de la baja calidad de las técnicas aplicadas en la explotación de minas, que se traduce en la baja productividad; donde se utilizan recursos humanos y físicos para extraer desperdicios que contaminan el ambiente.

Entre las páginas 87 y 88, se demuestra que, Centromín Perú S.A. fue más eficiente y contaminó menos la superficie de la biosfera que la empresa privada Los Quenuales. Centromín pudo extraer 35,226 t de concentrado bulk; 58,817 t de concentrado de zinc y depositar sólo 885,957 t de relave; mientras que la empresa privada, con la ventaja de los precios altos de los metales no ferrosos y preciosos y haber elevado su producción al doble con 1'240,000 t/año; ha logrado extraer sólo 30,962 t de concentrado bulk, 52,324 t de concentrado de zinc, ambas con leyes mas bajas que su

antecesora; pero ha contaminado la superficie de la biosfera con 1'156,458 t de relave al cerrar el año 2,005, superando en 30.55% a Centromín Perú S.A.

En esta tesis se propone cambiar radicalmente los sistemas y métodos de minado, preparando tajeos con puentes y pilares reemplazados con concreto armado o relave cementado previamente, a fin de recuperar totalmente el mineral contenido en estos. De esta manera, se podrá garantizar la retención total del relave fluido, decantarlo, filtrar el agua, controlar el drenaje para recircular en circuito cerrado con la concentradora, después de la masiva extracción de todo el mineral fragmentado contenido de cada tajeo.

Las ventajas obtenidas con este nuevo sistema, para beneplácito de los empresarios, el bienestar del entorno social y la preservación del ambiente, son:

Primero, la recuperación del 10% al 15% del mineral cubicado.

Segundo, evitar que la mina colapse por explosión de las rocas encajonantes (muy comunes en Casapalca), con la consecuente pérdida de dinero en equipo atrapado, mineral “enterrado” y hasta de pérdida de vidas humanas.

Tercero, se tendrán ahorros en entibación de mina y en remediación del medio ambiente.

Se tendrá en cuenta que no se trata de disponer el relave como relleno hidráulico, aplicado sólo a los métodos de Corte y Relleno, técnica que ha resuelto el problema de disposición de relaves sólo parcialmente, más no el impacto producido por el incremento de los finos en las canchas de relaves.

ABSTRACT

To significantly minimize the environmental impact taken place by the system of having underground mined, it has to arrange the solid residuals and the tailing inside of the mines, occupying the open cavities originated by the exploitation of the ore. This hypothesis demonstrated, the viability of minimizing the environmental impact generate for the mining industry, based on the theoretical mark of the quality mining exploitation.

This thesis demonstrates that if the economic ore is extracted, but the bargain and but the strictly necessary of rock to give access to the machinery, we'll be able to have inside mines 86% to 88 % tailing in new mines, and 100% in old mines as Casapalca mine, with derisive investment of U.S.\$ 6'109,000.00, but being achieved great profitability with a Net Present Value (NPV) of U.S.\$ 28'400,000.00, and with Internal Rate of Return (IRR) of 465%.

In underground mining, the dilution increment is an indicator of the drop quality of techniques applied in the mines exploitation that it translates himself in fall productiveness; where human and physiques resources are used to extract waste that contaminate the environment.

Among the pages 87 and 88, it's demonstrated that; the state company was efficient and it dirtied less the surface of the biosphere that the private company The Quenuales. Centromín Perú S.A. could extract 35,226 t of concentrated bulk; 58,817 t of concentrated of zinc and only deposit 885,957 t of tailing; while the private company, with the advantage of the high prices of all the metals and to have elevated their production to twice as much with 1'240,000 t/year, it has been able to only extract 30,962 t of concentrated

bulk, 52,324 t of concentrated of zinc; but it has dirtied the surface of the biosphere with 1'156,458 t from tiling when closing the year 2,005, surpassing in 30.55% to Centromín-Perú S.A.

This thesis intends to radically change the systems and methods used to mine, preparing stops with bridges and pillars replaced previously with strengthen concrete or cemented tailing, in order to recover the contained ore totally. In this manner, it will be able to guarantee the total retention of fluid tailing, to cry up, the water to filter and to check the drainage to circulate very close to the extracting the circuit with concentration plant, after of mass all ore contents in each stop.

The obtain advantages with this new system, to goodwill of the managers, the benefit of social turn and the environmental preservation, they are: First, the recovery of 10% to 15% ore inventory. Second, to avoid that collapse the mine to outburst of the hanging and foot wall rock (very ordinary at the Casapalca mine), With consequently loss of money in equipment to over taker, ore to inter and until loss life humans. Third, they'll have parsimony in support or mine and environmental reparation.

I acquaint that it isn't discuss of to arrange the tailing like hydraulic fill, only applied to the Cut and Fill methods, technique that only partially has solved the problem of tailing disposition, not the impact taken place by the increment of the fine ones in the tailing dam.

TABLA DE CONTENIDO

Nº	Página
Dedicatoria.....	iii
Agradecimientos.....	iv
Reconocimientos.....	v
Resumen.....	vi
Abstract.....	viii
Listado de Figuras.....	xv
Listado de Cuadros.....	xvi
Introducción.....	1
A. Sustentación del Tema	1
B. Antecedentes	1
C. Planteamiento del Problema	4
D. Formulación de Objetivos	10
E. Importancia del Tema en la Solución de los Problemas Concretos de la Sociedad, la Ciencia y la Tecnología	11
F. Carácter Novedoso del Proyecto y Originalidad	12
G. Formulación de la Hipótesis	13
Capítulo I	15
1.0.0. Elaboración del Marco Teórico	15
1.1.0. Planteamiento Teórico para la Resolución del Problema	19
1.2.0. Introducción de las Conclusiones en la Teoría	20
Capítulo II	21
2.1.0. Extensión territorial de la Mina Casapalca.....	21
2.2.0. Limitaciones Temporales del Problema de Investigación	23
2.3.0. Definición de las Unidades del Análisis del Problema de Investigación de la Mina Casapalca.....	24

Nº	Página
Capítulo III	29
3.0.0. Las Operaciones Mineras en la Mina Casapalca	29
3.1.0. Parámetros de Operación de la Mina Casapalca	32
Capítulo IV	40
4.0.0. Planteamiento de la Solución al Problema	40
4.1.0. Disposición de Residuos Sólidos y Relaves en el Interior de la Mina Casapalca para Disminuir Significativamente el Impacto Ambiental	40
4.2.0. Ventajas e Inconvenientes en Depositar Relaves en el Interior de Mina	41
4.3.0. Capacidad Volumétrica de la Mina Casapalca para Depósito el 100% de Relave en su Interior	45
4.4.0. Diseño de Depósito de Relaves en Interior de la Mina Casapalca	52
4.5.0. Depósito de Relaves en Cuanto se Culmine la Fracturamiento y Extracción del Mineral	53
Capítulo V	55
5.0.0 Determinación de los Parámetros Técnicos	55
5.1.0 Determinación de las Variables del Diseño	55
5.2.0 Diseño de Concreto para Obtener una Resistencia de: 280 Kg./Cm ²	56
5.3.0 Cálculo de Parámetros a partir de la Resistencia del Concreto y el Acero Especificados para la Construcción de Losas	57
5.3.1. Cálculo del Momento Máximo de Flexión y la Máxima Fuerza Cortante para el Dimensionamiento y Refuerzo de la Losa sobre las Galerías	58
5.3.2. Cálculo del Esfuerzo Cortante y los Estribos	59
5.4.0. Cálculo de Estructuras para Taponear Áreas Antiguas	59

Nº	Página
5.4.1. Cálculo de Losas para Taponear Chimeneas	59
5.4.2. Cálculo del Momento Máximo de Flexión, la Fuerza Cortante y el Peralte de la Losa Tapón de Chimeneas	60
5.4.3. Cálculo del Peralte de la Losa de Chimeneas.....	60
5.4.4. Cálculo del Refuerzo de la Losa Tapón de Chimeneas	60
5.4.5. Chequeo del Cortante y Cálculo de Espaciamiento de Estribos de la Losa Tapón de Chimeneas	60
5.5.0. Cálculo de Losa Verticales Tapones para Galerías	61
5.5.1. Cálculo de la Carga en la Losa Vertical Tapón de Galería	61
5.5.2. Cálculo de Momentos para Carga Concentrada a un Tercio de Altura del Piso para Losa Empotrada en Ambos Extremos.....	61
5.5.3. Cálculo de la Fuerza Cortante	61
5.5.4. Cálculo del Espesor (e) de la Losa Tapón de Galería	62
5.5.5. Cálculo del Refuerzo en la Cara Libre de la Losa Tapón de Galería	62
5.5.6. Cálculo del Refuerzo en la Cara Cargada de la Losa Tapón de Galería	62
5.5.7. Cálculo del Esfuerzo Cortante y los Estribos en la Losa Tapón de Galería	62
5.6.0. Metrados de los Elementos Estructurales	63
5.6.1. Tapones de Galería	63
5.6.2.. Tapones de Chimeneas	63
5.6.3. Losa de Preparación de Tajeos.....	63
5.7.0. Estimado de Cemento, Agregados y Acero de los elementos Estructurales de Concreto Armado de: $f_c' = 280 \text{ Kg. /cm}^2$	64
5.7.1. Para Tapones de Galerías	64
5.7.2. Para Tapones de Chimeneas	64
5.7.3. Para las Losas de Preparación de Tajeos	64
5.8.0. Estimado de Materiales para Encofrado	65
5.8.1. Para Tapones de Galería	65
5.8.2. Para Tapones de Chimeneas	65

Nº	Página
5.8.3. Para las Losas de Preparación de Tajeos	65
5.9.0. Estimado de la Mano de Obra	66
5.9.1. Para Tapones de Galería	66
5.9.2. Para Tapones de Chimeneas	66
5.9.3. Para las Losas de Preparación de Tajeos	66
5.10.0. Drenaje del Agua del Relave	67
5.11.0. Operaciones y Funcionamiento del Nuevo Diseño de Método de Explotación Ecológico con Pilares y Puentes Cementados	68
5.11.1. Condiciones de Aplicación	68
5.11.2. Preparación de los Tajeos Ecológicos de Explotación	69
5.11.3. Explotación del Tajeo Ecológico con Pilares y Puentes Cementados	70
5.11.4. Etapa de Depósito de Residuos Sólidos y Relaves de Minas	71
5.11.5. Depósito de Relave Remanente	72
Capítulo VI	80
6.0.0. Evaluación Económica	80
6.1.0. Estructuras de Costos en la Ejecución del Proyecto de Depósito de Relaves en el Interior de Minas	80
6.1.1. Costo por cada Tapón de Galería	80
6.1.2. Costo por cada Tapón de Chimeneas	81
6.1.3. Costo por Losa de Preparación de Tajeo	81
6.2.0. Ejecución del Proyecto de Taponeo de Áreas Abiertas	82
6.3.0. Estructuras de Costos del Proyecto	83
6.3.1. Evaluación Financiera del Proyecto en U S.\$ x 1000	84
6.3.2. Estructura de Costos en la Operación de Mina con Depósito de Relaves en Tajeos Terminados	85
6.3.3. Estructura de Costos Unitarios de Producción con Nuevo Método de Explotación y Proyecto Ejecutado en US.\$ / t.....	87

Nº	Página
6.3.4. Balance Metalúrgico con la Producción Actual 2,005	87
6.3.5. Balance Metalúrgico Antes de la Privatización	87
6.3.6. Alternativas de los Precios de los Metales Básicos	89
6.3.7. Valorización de Concentrado Bulk de Casapalca con Producción de 1'240,000 t/año	90
6.3.8. Valorización de Concentrado Zinc de Casapalca con Producción de 1'240,000 t/año	91
6.3.9. Estructura de Costos de Operación y Simulación de Resultados Económicos en U S.\$ x 1000 para la Mina Casapalca	92
6.3.10. Comparación con el Costo Actual de Mina	93
6.4.0. Estructura de Costos para Rellenar Tajeos Terminados Antiguos, dentro del Área en Operación o Sobre Galerías con Línea Férrea de Acceso a la Producción	93
6.4.1. Fuerza Laboral en la Etapa de Preparación	94
6.4.2. Fuerza Laboral en la Etapa de Relleno	94
6.4.3. Labor Diaria.....	94
6.5.0. Costo por los Insumos en el Depósito de Relaves	94
6.5.1. Costo por Instalación de Tubería.....	94
6.5.2. Costo por la Preparación de Tajeos	95
6.6.0. Costo Directo para Depositar Relaves en Tajeos Vacíos Explotados por el Método Shrinkage en Casapalca	95
Capítulo VII	96
7.0.0. Conclusiones y Recomendaciones	96
7.1.0. Conclusiones	96
7.2.0. Recomendaciones	101
Capítulo VIII	103
Referencias.....	103
Apéndice I	104
Apéndice II	110

LISTADO DE FIGURAS

Nº		Página
1.	Mapa Índice de las Minas del Centro del Perú	25
2.	Cuenca del Río Mantaro de Casapalca al Callao	26
3.	Mina Casapalca y Depósito de Relaves Chin Chan	27
4.	Mina Casapalca y Depósito de Relaves del Oeste	28
5.	Método de Shrinkage Stopping – Etapa de Rotura	33
6.	Método de Shrinkage Stopping – Etapa de Extracción	34
7.	Método de Shrinkage Stopping – Etapa de Relleno	35
8.	Diseño de Tapones de Concreto Armado para Galerías	74
9.	Diseño de Tapones de Concreto Armado para Chimeneas	75
10.	Diseño de Método de Tajeos con Pilares y Puentes Cementados	76
11.	Diseño de Losa de Concreto Armado para Reemplazar los Puentes de Contención de Mineral	77
12.	Método de Explotación con Pilares y Puente Cementados – Variantes en Roca Deleznable	78
13.	Perforación Down The Hole (DTH)	79

LISTADO DE CUADROS

Nº	Página
Tabla 3.7 Resultados Analíticos de Efluentes Líquidos Minero Metalúrgicos	7
Anexo 1 Niveles Máximos Permisibles de Emisión para Unidades Minero-Metalúrgicas	8
Tabla Producción Bruta de Mina Casapalca por décadas	9
(TABLE I-1) Casapalca Mine Production and Reserves (million metric tons)	36
Producción y Reservas de Casapalca 1992 (en millones de toneladas métricas)	37
Producción y Reservas de Casapalca 1994 (millones de toneladas métricas)	37
Tabla V-9 Casapalca Mine: Metallurgical Performance-1992	38
Balance Metalúrgico de la Planta Concentradora de Casapalca	38
Producción Bruta de Mina Casapalca por décadas.	47
5.9.0. Estimado de la Mano de obra, 1) Para Tapones de Galerías, 2); Para Tapones de Chimeneas, 3) Para las Losas de Preparación de Tajeos	66
6.3.0. Estructura de Costos del Proyecto	83
6.3.1. Evaluación Financiera del Proyecto en US. \$ 1000	84
6.3.3 Estructura de Costos Unitarios de Producción de Casapalca con Nuevo Método de Explotación en US.\$/T	87
6.3.4. Balance Metalúrgico con la Producción Actual 2,005	87
6.3.5. Balance Metalúrgico antes de la Privatización	87
6.3.6. Alternativas de Precios de los Metales Básicos	89
6.3.7. Valorización de Concentrado Bulk de Casapalca con Producción de 1'240,000 t/año	90

Nº		Página
6.3.8.	Valorización de Concentrado de Zinc de Casapalca con Producción de 1'240,000 t/año	91
6.3.9.	Estructura de Costos de Operación y Simulación de Resultados Económicos en US.\$ x 1000 para la Mina Casapalca	92
6.3.10.	Comparación con el Costo Actual de Mina	93
6.4.0.	Estructura de Costos para Rellenar Tajeos Terminados Antiguos, Dentro del Área en Operación o sobre Galerías con Línea Férrea de Acceso a la Producción.....	93
6.4.1.	Fuerza Laboral en Etapa de Preparación	94
6.4.2.	Fuerza Laboral en Etapa de Relleno	94
6.4.3.	Labor Diaria	94
6.5.1.	Costo por Instalación de Tubería	94
6.5.2.	Costo en la Preparación de Tajeos.....	95
6.6.0.	Costo Directo para Depositar Relaves en Tajeos Vacíos Explotados por el Método de Shrinkage en Casapalca	95

INTRODUCCIÓN

A. Sustentación del Tema

El tema se sustenta en la posibilidad de efectuar una explotación minera limpia, sostenible y capaz de coexistir con las demás actividades económicas, como la agricultura, la ganadería, piscicultura, turismo; así como con la biodiversidad silvestre. Con esta finalidad, se aplicarán los conocimientos científicos de la mecánica de fluidos en los campos de la hidrostática y la hidrodinámica, puestos en práctica al transporte de fluidos, la contención de grandes masas de sólidos en suspensión, tecnificándose el drenaje de agua para la separación de los sólidos y lograr de esta manera la devolución del material sin valor económico extraído de las labores mineras para dar lugar al mejor uso de los espacios superficiales y disminuyendo el impacto ambiental generado por la industria minera.

B. Antecedentes

El proceso evolutivo tecnológico para hacer posible el depósito de los relaves en el interior de mina, se detuvo en 1973 con la estatización de la empresa norteamericana Cerro de Pasco Corporation, para convertirse en Centromín Perú S.A. Las minas operadas por la mencionada empresa en las que se iniciaron las pruebas de "Relleno Hidráulico" a fines de la década de los 60 fueron: Cerro de Pasco, Casapalca y Morococha. En casapalca a principios de los 70 se estuvo probando el depósito de relaves con relativo éxito en el tajeo N° 19-241-245, perteneciente al "split" 241 de la veta M, en el nivel 1900.

Hasta ahora, se cuenta con muy poca información en el mundo sobre el tema exclusivo de depósito de relaves en el interior de mina. En Alemania, según Peschken y Rainer¹, se ha trabajado sobre las técnicas de clasificación y bombeo, más no las de retención y drenaje para hacer posible el depósito del cien por ciento de relave producido.

Anderson, Angus y López, Roy², manifiestan que las técnicas de deshidratación del relave previa al bombeo, es una buena alternativa para depositar parte del relave en la mina y que esta técnica se ha generalizado a lo largo del Canadá y ya está en vías de aplicación en Brasil, Australia y el Perú. La nueva tecnología propuesta por los ingenieros Angus Anderson y Roy López para bombear relave en forma de pasta mezclada con cemento, genera un costo mayor debido a las instalaciones para efectuar la deshidratación y el remezclado del relave con el cemento; además de la utilización de mayor cantidad de energía por el incremento de la gravedad específica del material para el bombeo, y al costo adicional del cemento incorporado.

Con el hecho de que el relave pase de suspensión acuosa a pasta, se elimina la alternativa de que fluya por gravedad a las zonas bajas de la mina. Así mismo, se encuentran muchos artículos publicados en revistas especializadas nacionales y extranjeras sobre las técnicas de depósito de relaves en canchas o presas y del "Relleno Hidráulico" como soporte de los hastiales y piso de trabajo.

Sin embargo, no hay nada escrito sobre las técnicas de manejo espacial, retención de los sólidos y el drenaje de agua clarificada, con fines ecológicos, tal vez debido a que en los países industrializados las operaciones de minado son a cielo abierto y en las pocas minas

¹ **PESCHKEN y RAINER**, 1995. "Escombros de Flotación como Relleno de Bombeo en Galerías de Mineralde Bleiberg-Kreuth". *Glückan Alemania*, pp: 16-17.

² **ANDERSON, ANGUS y LÓPEZ, ROY** (1998). "Empleo de Relaves para Relleno con Pasta. Lima, Perú, *Minería*, Abril, N° 247, pp. 22 al 24.

subterráneas, falta voluntad administrativa, debido a una evaluación sesgada generada por el costo de bombeo

Los proyectos de construcción de presas o canchas de relave y el "Relleno Hidráulico", darán las pautas para el depósito del relave en el subsuelo, referente al bombeo, selección y utilización de las líneas de conducción, comportamiento del fluido; pero respecto a la sistematización de la retención de sólidos, decantación, percolación, clarificación del agua y reciclaje, captando y conduciendo el agua de retorno a la planta, serán materia de estudio e investigación.

El deterioro del ambiente en la sierra del Perú, ocasionado por el irracional tratamiento de los desechos de la industria minera se evidencia no sólo con la desaparición de la fauna y flora, fluvial y lacustre, sino por la disminución o total desaparición de las cuencas lacustres, transformándose los espejos de agua en llanuras de relave color plomizo sin indicios de vida, dando la impresión de un paisaje lunar.

Citemos algunos ejemplos, de la sierra central del Perú: ya no se tiene fauna y flora en los lagos Huasca cocha, Huaqra cocha, Azul cocha, Paco cocha y en los ríos Rimac, Mantaro, Huallaga y Chanchamayo; y los lagos Morococha y Huasca cocha ya no tienen espejo de agua; sin embargo, no se encuentra con ninguna referencia bibliográfica que cuente estos actos depredatorios.

Los Programas de Adecuación y Manejo Ambiental (PAMA), apoyados en una legislación inconsistente no han hecho más que legalizar la depredación ambiental.

La International Organization for Standardization ISO (Organización Internacional de Normalización) de Calidad, aplicado a la mejora continua

del Ambiente ISO-14000³, tampoco tiene la contundencia para frenar el impacto y la depredación del ambiente.

Las normas ISO-14000 son de dos tipos: de lineamientos y de especificaciones. Todas las normas excepto ISO-14001 son de lineamientos descriptivos más no prescriptivos. Las normas 14001 especifican el sistema de administración ambiental, razón por la que las empresas prefieren registrarse en ISO-14001 antes que ISO-14000, para ser calificados en la calidad del ambiente sin menguar el impacto que producen las operaciones minero metalúrgicas.

La única manera de persuadir a las empresas de que adopten la decisión de menguar el impacto ambiental, producido por los desechos de la industria minera es demostrándoles que con tal decisión se incrementarán sus ganancias; debido a la recuperación de los bloques de mineral valioso inaccesibles y los ahorros generados por la disminución o eliminación de elementos de entibación.

C. Planteamiento del Problema de Investigación

El mayor problema ambiental que genera la industria minera es la disposición de residuos sólidos. Este problema en el sistema de minado superficial de canteras llega a niveles inmanejables, por lo que en muchos países europeos está proscrita; así mismo, en los Estados Unidos de Norte América, hay empresas que han dejado de operar en la década del cincuenta; sin embargo, en la actualidad siguen sembrando desolación y muerte por la contaminación ambiental, motivo por el cual los gobiernos federal y estatales les han aplicado severas multas, habiéndoles hecho

³ **CASCIO JOSEPH, WOODS SIDE GAYLE y MITCHELL PHILIP**, 1997. *Guía ISO 14000 Las Nuevas Normas Internacionales para la Administración Ambiental*. México D.F., Mc Graw – Hill.

quebrar⁴. En cambio, en el Perú, los gobiernos de turno permitieron⁵ y permiten que las empresas mineras que explotan por el sistema de minado a tajo abierto, derramen setecientas toneladas de basura por cada tonelada de metal beneficiado⁶. Esta irracionalidad ha dando lugar a la acción impertinente de las organizaciones populares liderados por algunos miembros de la iglesia Católica y organizaciones no gubernamentales ecologistas, a falta de la actitud ética del gobierno de turno, ha dado lugar a situaciones de conflictos, que desprestigian el nivel cultural de la nación peruana, y la perdida de seguridad y confiabilidad de los inversionistas extranjeros en el Perú.

C.1. Determinación del Problema de Investigación

El problema de contaminación ambiental en la industria minera se distingue por las siguientes evidencias: la trasformación del paisaje natural, bello, armonioso con la diversidad biológica y estético con la concepción humana de la vida; por otro, que es artificial, desolador, antiestético y dañino para la conservación de la diversidad biológica. Por el impacto negativo producido en el desarrollo socioeconómico de las demás actividades productivas para el sustento de la población circundante como la agricultura, ganadería, pesquería, turismo y otros. Por el rechazo de la población organizada a las actividades mineras sin distinción de los sistemas y métodos de minado, debido a los antecedentes generados por el sistema de explotación a “cielo abierto”.

⁴ **NATIONAL GEOGRAPHIC.** 2000, Marzo, L.6, N° 3: *El Legado de la Minería Metálica*. México D.F., Revista oficial de National Geographic Society, pp:77-95

⁵ **GOBIERNO CENTRAL.** 1991, Noviembre. *Ley Marco de la Inversió Privada*, Decreto Legislativo N° 708. Lima-Perú. *Diario El Peruano*.

⁶ **Calculado de: INSTITUTO DE INGENIEROS DE MINAS DEL PERÚ.** 2005, Febrero, N° 329 año LII: *US \$ 70 Millones Invierte Southern Perú en Depósitos Lixiviabiles en Toquepala*, Lima, Perú, Revista MINERÍA, Órgano Informativo del Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, pp:16-17.

C.2. Determinación del Impacto Ambiental en la Mina Casapalca

La mina Casapalca, hoy con el nombre cambiado a Yauliyacu de la Compañía Minera Los Quenuales, cuenta con pasivo ecológico grande, debido a más de un siglo de operación⁷. En este lapso ha devastado los pastos naturales en una extensión 182 Ha⁸ depositando los relaves sobre esta vegetación.

Cuando se formula un proyecto se acompaña un EIA (Estudio de Impacto Ambiental) y cuando la operación de una mina está en marcha, como lo fue Casapalca antes de la privatización, se presenta un PAMA (Programa de Adecuación y Manejo Ambiental) al MEN (Ministerio de Energía y Minas); asimismo, las empresas presentan avances del PAMA junto con el informe anual de producción. La información base para determinar los impactos ambientales, se obtuvo de las direcciones generales de: Asuntos Ambientales y de Fiscalización. De esta información se han calculado y obtenido la siguiente determinación del impacto negativo en esta mina, específicamente referente a los residuos sólidos y relaves, ya que la investigación se realiza con el fin de menguar este impacto:

C.2.1. Gases: Emitidos a la atmósfera como producto de la detonación de la dinamita y el ANFO, estos son gases como el CO y CO₂ por la explosión de 540 Kg./día de la dinamita y gases nitrosos como consecuencias de la detonación de 5,000 Kg./día de ANFO.

C.2.2. Agua Contaminada: Según el PAMA presentado por Centromín Perú, se puede comparar las tablas: N° 3.7 del PAMA con la tabla del Anexo N° 1 de la a.m. N° 011-96-EM/VMM, respectivamente:

⁷ **MARIO SAMAMÉ BOGGIO.** 1972. La Minería Peruana, Biografía y Estrategia de una Actividad Decisiva. Lima-Perú, editorial "La Confianza"S.A.

⁸ **MINISTERIO DE ENERGÍA Y MINAS (MEM).** 1996. Programa de Adecuación y Manejo Ambiental (PAMA), de Casapalca, Centromín Perú S.A. Lima-Perú. Dirección General de Asuntos Ambientales. (Calculado con esta información).

Tabla 3.7⁹**Resultados Analíticos de Efluentes Líquidos Minero Metalúrgicos**

Compañía: Centromín Perú S.A. Unidad de Producción – Código: Casaplca /3

Fechas de Muestreo: 1996-Mayo – (08, 15, 22, 28)

Laboratorio: Analítico de Centromín Perú S.A.

Cod	Descripción de la estación	Flujo m ³ /día	Ph	T.S.S Mg/l	Elementos Disueltos en mg/l					CN/T
					Pb	Cu	Zn	Fe	As	
301	Agua industrial	3,700	8.5	28.00	0.01	0.01	0.15	0.13	0.01	TR
302	Salida Dep. de Relaves Chinchán	8,710	8.20	23.00	0.01	0.01	0.28	0.18	0.03	TR
306	Salida túnel Carlos Francisco	862	7.40	49.00	0.50	2.59	30.62	10.50	0.01	TR
307	Efluente agua Industrial Concentradora	1,618	7.30	57.00	6.75	1.63	24.19	1.14	0.03	0.05
310	Salida Dep. de relaves Tablachaca	181,746	8.20	4.00	0.14	0.01	0.08	0.15	0.01	TR
314	Salida túnel Graton	641,090	8.00	52.00	0.42	0.06	0.70	0.64	0.03	TR
315	Río Rimac después de la salida de Graton túnel	966,880	8.00	6.00	0.09	0.04	0.52	0.77	0.01	TR
N.M.P	Valores en cualquier momento		5.5-10.5	100	1	2	6	5	1	2

Esta tabla 3.7, comparada con el Anexo 1 “Niveles Máximos Permisibles de Emisiones para Unidades Minero-Metalúrgicas”, dados en la Resolución Ministerial N° 011-96-EM/VMM, que se transcribe a continuación:

⁹ **MINISTERIO DE ENERGIA Y MINAS (MEM).** 2,002, agosto, Programa de Adecuación y Manejo Ambiental, Centromín Perú S.A. Unidad Casapalca, 1992. Lima, Perú, Dirección General de Asuntos Ambientales.

Anexo¹⁰ 1

Niveles Máximos Permisibles de Emisión para Unidades Minero-Metalúrgicas

Parámetro	Valor en cualquier momento	Valor promedio anual
Ph	Mayor que 6 y menor que 9	Mayor que 6 y menor que 9
Sólidos en suspensión (mg/l)	50.0	25.0
Plomo (mg/l)	0.4	0.2
Cobre (mg/l)	1.0	0.3
Zinc (mg/l)	3.0	1.0
Hierro (mg/l)	2.0	1.0
Arsénico P.P.M.	1.0	0.5
Cianuro total P.P.M.	1.0	1.0

Si se compara en las filas de los códigos 306 y 307 de la tabla 3.7 con los Límites Máximos Permisibles (L.M.P.) del Anexo 1 de la columna “valores promedio anual”, se puede observar que sólidos en suspensión son muy altos superando en más del 50% mg/l; así mismo, en Pb vuela con 6.75 mg/l y 0.50 mg/l, en cobre también con 2.59 mg/l y 1.63 mg/l, en zinc supera en mucho con 24.19 mg/l y 30.62 mg/l, en hierro 1.14 mg/l y 10.50 mg/l; en cambio en arsénico y en cianuro están por de bajo que el L.M.P. Esta agua contaminada produce gran impacto en la naciente del río Rimac sin posibilidades de vida¹¹; aun que la ley lo permita, las evidencias están allí, donde dicurre el río no hay señales de vida.

C.2.3. Suelos: Desde principios del siglo pasado se ha trabajado la mina Casapalca, pero se tiene información sólo a partir del año 1950, cuando Cerro de Pasco Corporation inició la recuperación del desastroso incendio de la sección Aguas Calientes ocurrido en 1947. Extraído de los inventarios de Reserva encontrados en la empresa que a continuación se muestra:

¹⁰ **MINISTERIO DE ENERGIA Y MINAS (MEM).** 1996. Resolución Ministerial N° 011-96-EM/VMM. Lima-Perú, Dirección General de Asuntos Ambientales.

¹¹ **MUNICIPALIDAD METROPOLITANA DE LIMA.** 1998. Plan de Gestión Ambiental para una Ciudad Saludable 1999 – 2002. Lima-Perú, Comisión de Servicios a la Ciudad y al Medio Ambiente.

Tabla Producción Bruta de Mina Casapalca por décadas¹².

1950 a 1959	3'600,000t
1960 a 1969	5'400,000t
1970 a 1979	6'300,000t
1980 a 1989	8'160,000t
1990 a 1999	7'130,000t
2000 a 2005	6'750,000t
2006 (Proyectado a marzo del 2,006)	309,000t
Total Producción en 52 años	37'649,000t

En el PAMA presentado por Centromín Perú al MEM se puede encontrar que en 50 años de operación de la mina desde 1950 hasta fines del año 2,000, se depositaron 23'111,000 t de relaves; pero, en 1993 cerraron Tablachaca, el último de los depósitos antiguos, afectando sólo 144 Ha¹³ de tierras de pastoreo en los valles altos del Tablachaca y el Rimac. Desde esta fecha hasta el 2,000 depositaron 8'320,000 t de relave; sin embargo en el lapso del 2000 al 2006, la producción alcanzó a 14'538,000 t. Si consideramos que de esta producción se recupera el 8% de minerales con valores metálicos y el relaves alcanza el 92%; entonces tenemos: $14'538,000 \text{ t} \times 0.92 - 8'320,000 \text{ t} = 5'055,000 \text{ t}$ de relaves que fueron a para a la cuenca del río Rimac. Podemos deducir también que este depósito afecta 38 Ha de tierras de pastoreo del que fue el fértil y bello valle de Chinchán: $14'538,000 \text{ t} \times 0.92 + 8'320,000 \text{ t} = 2'1695,000 \text{ t} / 2.40 \text{ t/m}^3 = 9'040,000 \text{ m}^3 / 75 \text{ m} = 125,500 \text{ m}^2 / 10,000 \text{ m}^2 = 12.60 \text{ Ha} \times 3 = 38 \text{ Ha}$.

¹² LIZARRAGA, CORNELIO (Geólogo de División), 1988. *Inventarios Anual de Reservas, Mina Casapalca. Casapalca, Perú*, Centromín Perú S.A.

¹³ Calculado con la producción, el ratio de concentración, el peso específico promedio del relave y la altura de los depósitos de relaves.

C.3. Formulación del Problema de Investigación

¿Cómo disminuir significativamente el impacto ambiental originado por la disposición de los residuos sólidos depositados en la superficie de la propiedad minera o circundante a esta?

D. Formulación de Objetivos

D.1. Objetivo Central

Utilizar la mayor cantidad de residuos sólidos y relaves en el relleno de cavidades originados por la extracción.

D.2. Metas para Alcanzar este Objetivo

D.2.1. Demostrar la posibilidad espacial para disponer los residuos sólidos en el Interior de la mina.

D.2.2. Demostrar la factibilidad técnica a fin de que la disposición de residuos sólidos en interior de minas no ocasionara problemas operativos, así como la recirculación de agua contaminada no ocasionará paralizaciones en las operaciones mineras.

D.2.3. Demostrar que una producción limpia en minería, produce mayor rentabilidad que una remediación ambiental, bajo un marco legal justo.

E. Importancia del Tema en la Solución de los Problemas Concretos de la Sociedad, la Ciencia y la Tecnología

E.1. La Importancia Social

La sociedad peruana demanda la ejecución de los proyectos mineros basados en lo que esta investigación científica pretende demostrar matemáticamente, siendo patéticas las protestas sociales en contra de los proyectos mineros, como los de Tambo Grande en Piura, Cerro Quilish, la Granja en Cajamarca y Tintaya en el Cuzco¹⁴. En Casapalca se colmarían las siguientes expectativas:

E.1.1. La eliminación o disminución de sustancias químicas vertidas a la cuenca del Rimac, para mejorar la calidad del agua a fin de que pueda ser utilizada en los campos de cultivo.

E.1.2. La utilización de espacios geográficos ocupados por las canchas de relave en el cultivo de pastos naturales.

E.1.3. La eliminación del peligro latente de que el relave sea arrastrado por las aguas de los ríos Chinchán y Tablachaca a la cuenca del Río Rimac en forma de aluvión, con el consecuente desastre ecológico.

E.1.4. Crear la posibilidad de que la mina pueda expandir la producción, creando mayor número de puestos de trabajo.

¹⁴ **COLEGIO DE INGENIEROS DE MINAS DEL PERÚ**. 2005, mayo/junio, Nº 35 año XI: *COLEGIO DE INGENIEROS DE MINAS DEL PERÚ CONSEJO DEPARTAMENTAL DE LIMA CAPÍTULO DE INGENIEROS DE MINAS PRONUNCIAMIENTO*. Lima - Perú, *EL INGENIEROS DE MINAS*, Revista del Instituto del Capítulo del Ingenieros de Minas del Perú, pp: 16-17.

E.2. La Importancia Científica y Tecnológica

Radica en encontrar las mejores alternativas de disposición de residuos sólidos y relaves en interior de minas, decantarlas y recircular el agua, para la solución de tres problemas afín de alcanzar el desarrollo sustentable en la explotación de los recursos minerales, de manera que se puedan aprovechar los del presente sin comprometer los del futuro:

El primero es trascendental, porque resolverá la coexistencia territorial de la industria minera con otras actividades económicas, haciendo posible la erradicación de la miseria y con esto lograr la paz social, tan añorado por nuestro pueblo peruano.

En segundo lugar, se logrará la máxima recuperación de los recursos minerales y una explotación más selectiva a escala masiva.

Por último, se logrará colocar a la vanguardia de la tecnología en la explotación minera en América Latina y en el mundo, como lo estuvimos desde inicios del siglo XX hasta mediados de la década de los sesenta.

F. Carácter Novedoso del Proyecto y Originalidad

En toda explotación minera subterránea, se extrae el mineral masivamente de los tajeos, dejando pilares y puentes de mineral económico, con la finalidad de evitar el colapso de la mina. Estos puentes y pilares representan un desperdicio y depredación de los recursos minerales, haciéndose que la recuperación del minado baje a niveles depredadores en función del método de explotación empleado. La novedad de esta investigación está en extraer los pilares y puentes antes de la producción masiva, para reemplazarlos con relleno hidráulico cementado y reforzado con acero, o con relleno en pasta, o con concreto reforzado, según se requiera.

La originalidad se encuentra en la planificación y preparación de los métodos de explotación para el relleno masivo de los tajeos previa a la voladura y extracción total del mineral de los tajeos.

Lo original y novedoso es que se devolverá al lugar de donde se extrajeron la mayor parte de los residuos sólidos extraídos de la mina¹⁵; aproximadamente entre el 86% al 88% (teóricamente) de los residuos sólidos y relaves en la práctica se obtiene entre el 93% al 90.403%, como se puede deducir de las tablas 5.3.4. y 5.3.5 del capítulo V de esta tesis. De esta manera se menguará el impacto ambiental y la depredación de los recursos naturales de la biosfera; acción que hasta la fecha no se ha puesto en práctica en el mundo.

G. Formulación de la Hipótesis

G.1. Enunciado de la Hipótesis

Para disminuir significativamente el impacto ambiental producido por el sistema de minado subterráneo, se tiene que disponer los residuos sólidos y relaves en el interior de minas, ocupando las cavidades abiertas originadas por la extracción del mineral valioso.

G.2. Identificación de Variables de la Hipótesis

G.2.1. Variable Principal Independiente:

D_{rs} = Disposición de 1400 m³ / día de residuos sólidos en interior de minas y recirculación de 127 l/seg. de agua contaminada

¹⁵ **STOCES, B.** 2003. *Elección y Crítica de los Métodos de Explotación en Minería*. Barcelona-España, Ediciones Omega S.A.

G.2.2. Variable Dependiente:

I_{am} = Impacto ambiental producido por la emisión de 3,304 t/día de relave sobre los espacios geográficos y 11'019,000 l/día de agua contaminada vertidos al río Rimac.

G.2.3. Variable de Transición:

V_c = Volumen de cavidades abiertas

G.3. Interpretación Matemática de la Hipótesis

$$I_{am} < D_{rs}$$

$$I_{am} > D_{rs}$$

$$\text{Si: } D_{rs} = V_c$$

$$\text{Luego: } I_{am} \quad 0$$

CAPÍTULO I

1.0.0. ELABORACIÓN DEL MARCO TEÓRICO

El conocimiento científico aspira a ser totalmente impersonal y trata de formular lo descubierto por el intelecto colectivo de la humanidad¹⁶. Ciertamente, desde el descubrimiento de la piedra como arma o instrumento de servicio a la humanidad, o de la rueda, la pólvora, la imprenta, etc. La humanidad ha tejido una compleja y reticulada estructura de conocimientos, que en la actualidad es imposible que la mente de un solo hombre pueda abarcar tanto espacio de conocimientos. En este siglo que iniciamos, sólo la especialidad y la especialización pueden hacer progresar el conocimiento humano en la multitud de disciplinas científicas.

El marco teórico en que se basa una determinada investigación, se reduce a lo estrictamente necesario para demostrar la certeza y validez de una hipótesis¹⁷.

El caso de *disminuir significativamente el impacto ambiental producido por el sistema de minado subterráneo, optimizando la disposición de residuos sólidos y relaves en el interior de minas, ocupando las cavidades abiertas originadas por la extracción del mineral valioso*, menguando el daño al ambiente biótico y las economías de la población del entorno minero; incrementa y enriquece la teoría científica de la ciencia ambiental y la tecnología de la industria minera; pero, el mayor aporte es a la concepción filosófica de la vida con *el aprovechamiento de los recursos del presente sin*

¹⁶ **RUSSELL, BERTRAND**, 1983. *El Conocimiento Humano*. Buenos Aires, Argentina, Ediciones Siglo Veinte. capítulo I

¹⁷ **BUNGE, MARIO**, 1985. *La Ciencia su Método y su Filosofía*. Buenos Aires Argentina, Ediciones Siglo Veinte.

*comprometer los del futuro*¹⁸, especialmente la economía de las grandes mayorías; esta teoría es novedosa en el Perú y el Mundo.

Esta investigación busca la resolución del problema generado por un grupo humano en desmedro de las grandes mayorías ambas ligadas al mismo espacio geográfico con distintas e injustas distribuciones de la riqueza.

El caso de Casapalca, que se encuentra a 120 Km. de la ciudad de Lima, Capital de Perú, con 9'123.189 habitantes¹⁹, que representa el 29% de la población de toda la república, merece ser estudiado ambientalmente para mejorar la calidad de vida de sus habitantes.

Casapalca se ubica en la ladera del flanco derecho (sur) del valle joven del río Rimac cuyo rumbo es de Este a Oeste, la gradiente en el tramo inicial entre Casapalca y San Mateo es de (-) 5% y el promedio entre esta mina que es la naciente y la desembocadura en el callao es de (-) 3.67%, pendientes que desfavorecen la decantación de los metales pesados. Los depósitos de relaves antiguos se encuentran esparcidos en ambos flancos de las laderas del valle aguas a bajo, ahora maquillados por una tenue vegetación. Los lechos de estos depósitos tienen gradientes entre 10% y 20% que favorecen el transporte de sólidos en los incrementos de las precipitaciones pluviales. Estos sólidos generalmente son paulatinamente arrastrados al río Rimac; sin embargo, la ubicación de estos depósitos de relaves maquillados por la vegetación no genera tanto problema como el vertimiento directo de relaves de la planta concentradora a la cuenca de Rimac.

Si la disposición de los relaves de la mina más profunda de América se hubiera estudiado ambientalmente y con rigor científico, la población y las

¹⁸ Segundo Principio Guía de las Naciones Unidas sobre el Medio Ambiente Humano, 1972.

¹⁹ I.N.E.I. 2005. Boletín espacial. *Perú Proyecciones de Población por Años Calendarios Según Departamentos, Provincias y Distritos*. Lima – Perú, boletín informativo del Instituto de Estadística e Informática del Perú.

autoridades estuvieran enteradas de que la mayor parte de relaves y demás desechos fueron vertidos y lo son hasta ahora a la cuenca del río Rimac, no sólo por la mina Casapalca, sino por todas las empresas que operan y operaron en sus riveras. Las evidencias están en el desequilibrio volumétrico de la producción histórica de la mina menos, la sumatoria de los depósitos de relaves y lo relleno como relleno hidráulico; demostrado en esta tesis.

La empresa generadora de agua potable SEDAPAL tendría costos más bajos en el mantenimiento de las represas por el deslamado²⁰; así mismo, la empresa Centromín Perú S.A. y el estado hubieran tendido mayores ingresos por la venta de esta unidad operativa, así como la actual empresa minera Los Quenuales unidad Yauliyacu, tendrían menores costos de operación y de remediación ambiental. Ahora, debieran de cambiar de mentalidad e invertir más dinero en estudios de ingeniería. Económicamente y ambientalmente el país se habría beneficiado tanto por la explotación de la mina, los usos espaciales de las laderas del valle, los usos de agua del río Rimac, en riego, hidroeléctrica y potable. El estudio de cada uno de estos problemas podrían ser temas de posteriores tesis de maestrías en ciencias ambientales de posteriores promociones.

La ausencia total de la fauna y la flora en el curso del río Rimac es otra evidencia de la alta contaminación directa. Asimismo²¹, las múltiples enfermedades cancerígenas contraídas por los habitantes de Lima, que podrían adjudicarse al asbesto contenido en los relaves y otros males ocasionados por las trazas de plomo y otros metales pesados que están afectando la calidad de vida de los limeños, también podrían ser temas de tesis de ingenieros químicos dedicados al estudio ambiental.

²⁰ **MUNICIPALIDAD METROPOLITANA DE LIMA.** 1998 noviembre: Plan de Gestión Ambiental para una Ciudad Saludable. Lima – Perú, comisión de servicios a la ciudad y medio ambiente, Temas Estratégicos: El Agua, pp: 8-10.

²¹ *Ibid.*, Plan de Gestión Ambiental para una Ciudad Saludable, en calidad del agua, p:10.

En la actualidad en la superficie de la mina Casapalca, ni siquiera los depósitos de los relaves de ambos flancos del valle del río Rimac, ni el de Chinchán aparecen en la Carta Nacional en las diferentes escalas. Los depósitos de relaves de Casapalca, como la de todas las minas, ni los inmensos depósitos de los “Striping” de Toquepala, Cuajone, Marcona y otras minas aparecen en la Carta Nacional²², esto evidencia que son ignorados por el Instituto Geográfico Nacional.

La hipótesis plantea una solución de preservación ambiental, ordenamiento territorial y tecnología minera. Para esto se requiere también voluntad política de los gobiernos, a fin de tener un sustento legal para que las empresas se adecuen a una posibilidad viable de disponer sus desechos sin perjudicar el uso de la superficie destinado a la ganadería, la agricultura y la vida silvestre. Si la disposición de desechos no concierne a la expectativa popular. ¿Por qué las comunidades campesinas se oponen a la ejecución de los proyectos mineros? En el transcurso del tiempo se intensificarán las protestas y reclamos por el torpe manejo de los espacios geográficos, al punto que la hipótesis planteada en esta investigación científica se convierta en un AXIOMA del ordenamiento ambiental y territorial para explotar los recursos minerales del Perú y del mundo.

Sin embargo, el planteamiento operacional toma a las ciencias físicas como auxilio en el manejo de las sustancias nocivas al ecosistema a fin de transportarlo, depositarlo en las cavidades mineras decantándolo para recircular el agua, evitando el contacto con la red hidrográfica del ecosistema del lugar. Esta aparente y sencilla operación, que en un laboratorio sería intrascendente, al tratarse de grandes masas de sustancias desechables, dificulta el retorno a la mina por la complejidad de los problemas que ocasiona su condición fluida, generando aparentes costos altos de operación, por la sesgada interpretación legal de los usos de la tierra.

²² **INSTITUTO GEOGRÁFICO NACIONAL**, marzo de 2002. Carta Nacional a la escala 1/25,000. Figuras 3 y 4, trabajados por el autor de la tesis para que aparezcan los depósitos de relaves en el plano.

1.1.0. Planteamiento Teórico para la Resolución del Problema

Basado en la antigua teoría de la explotación de minas, consistente en la extracción de los minerales por excavaciones subterráneas, siguiendo una secuencia cíclica de la Exploración y Desarrollo, Preparación y Explotación²³; utilizando diferentes Métodos de Explotación²⁴ y sistemas de minado²⁵. La teoría de minado antiguo no contempla dos aspectos trascendentales: 1) La recuperación de puentes y pilares (tácitamente se da como perdido), al reconocer en los distintos métodos de explotación, porcentajes de recuperación entre el 60% y 90%²⁶. 2) La disposición subterránea de los residuos sólidos, como alternativas obligatorias para conservar la estabilidad de las rocas circundantes a la explotación.

En esta nueva teoría de explotación de minas con visión sustentable para efectuar la extracción de los minerales cautelando la preservación ambiental, generando mayor rentabilidad a las inversiones privadas y procurando mejor calidad de vida al entorno social, con el justo ordenamiento territorial para que las demás actividades económicas convivan en mutua colaboración social y económica con la industria minera. Esta nueva teoría de la extracción de los minerales plantea tres principios básicos para adaptarlos a las condiciones litológicas, mineralógicas, geomecánicas, geoestructurales e hidrogeológicas para diseñar los nuevos métodos de explotación, estos son:

1) La explotación de minas a escala industrial se debe efectuar sólo por métodos subterráneos.

²³ **STOCES, B.**, 1962. *Elección y Crítica de los Métodos de Explotación en Minería*. Barcelona-España, Ediciones Omega S.A.

²⁴ **VIDAL, V.**, 1970. *Explotación de Minas*, Tomo III: "Método de Explotación". Barcelona-España, Ediciones Omega S.A.

²⁵ **YOUNG, GEORGE J.**, 1963. "Elementos de Minería". Barcelona-España, Editorial Gustavo Gili S.A.

²⁶ **LEWIS, ROBERT S. / CLARK GEORGE B.** 1961. *Elements of Mining*. New York - USA, Edition: John Wiley and Son, Inc.

2) La preparación de una mina debe consistir en la extracción previa de puentes y pilares para ser remplazados con relleno hidráulico cementado, o relleno en pasta, o concreto; en todos los casos reforzados con acero de construcción según lo requiera el caso.

3) La disposición de residuos sólidos debe de ser sólo subterránea, para que no quede ningún espacio abierto en los tajeos de explotación, conservándose abiertos sólo las galerías y chimeneas de acceso, ventilación y drenaje. Toda empresa demostrará lógica y matemáticamente el remanente de los residuos sólidos que podrían ser vertidos en la biosfera, con fines estrictamente económicos.

1.2.0. Introducción de las Conclusiones en la Teoría

A) La empresa minera Los Quenuales, unidad Yauliyacu no tiene una planificación racional debido, vislumbrado en las leyes de cabeza, se nota que no cuidan la dilución.

B) La empresa antedicha no es económicamente competitivamente, pese a tener mayores ventajas en cuanto a la ubicación geográfica y las condiciones del yacimiento. Por que al no importarles el problema de la dilución baja su rentabilidad e incrementa la generación de relave. No teniendo mas alternativa que incrementar la altura del depósito de relaves de Chinchán, con el peligro de que pueda colapsar produciéndose un desastre ecológico, o verter el relave al río Rimac.

CAPÍTULO II

2.1.0. Extensión Territorial de la Mina Casapalca

El ámbito espacial del problema de se ubica en la propiedad actual de la empresa minera Yauliyacu, ubicada en el distrito de Chicla, Provincia de Huarochirí, departamento de Lima, delimitada por las siguiente coordenadas geográficas: por el occidente donde se localiza el distrito de San Mateo, están el punto NW con latitud sur $11^{\circ}44'22''$, longitud este $76^{\circ}16'39''$ y cota 3,250 m SNM y el punto SW con latitud $11^{\circ}44'48''$, longitud este $76^{\circ}07'25''$ y cota 4,400 m SNM. Los puntos al extremo oriental, donde se encuentran las localidades de Chinchán y las vetas H tienen las siguientes coordenadas geográficas respectivamente: punto NE con latitud Sur $11^{\circ}30'32''$, longitud este $76^{\circ}14'25''$ y cota 4,600 m SNM; punto SE con latitud sur $11^{\circ}36'$, longitud este $76^{\circ}08'35''$ y cota 4,850 m SNM, encerrando lo que fue el “Derecho Especial del Estado Casapalca” con 13,843 hectárea.

Por Decreto Supremo N° 042-76-EM/DGM del 23 de septiembre de 1976 se crea el “Derecho Especial del Estado Casapalca” con 13,843 hectáreas de propiedad de la Empresa Minera del Centro del Perú Sociedad Anónima (Centromín Perú S.A.).

Este derecho especial se compone de una serie de rectángulos en el plano, distribuidos en forma irregular en función al rumbo de los afloramientos de las estructuras mineralizadas; sin embargo, los puntos extremos situados cerca a la localidad de San Mateo tienen las siguientes coordenadas geográficas: Punto NW con latitud Sur $11^{\circ}44'22''$, longitud Oeste $76^{\circ}16'39''$ y cota 3,250 m SNM; punto SW con latitud Sur $11^{\circ}44'48''$, longitud Oeste

76°07'25" y cota 4,400m SNM. Los puntos al extremo oriental, cerca a la localidad de Chinchán y el nivel H1 tienen las siguientes coordenadas geográficas: Punto NE con latitud Sur 11°30'32", longitud Oeste 76°14'25" y cota 4,600 m SNA; punto SE con latitud sur 11°36'04", longitud Oeste 76°08'35" y cota 4,850 m SNM, encerrando el área mencionado al principio. Un noventa por ciento del área se encuentra dentro de la jurisdicción del distrito de Chicla de la provincia de Huarochirí del Departamento de Lima.

Este derecho especial fue trasferido en venta, al sector privado después de habersele cambiado el nombre, de Casapalca a "Compañía Minera Yauliyacu".

La planta concentradora se ubica en la margen izquierda (Sur) del Río Rimac, accesible por la carretera central frente al kilómetro 120, el punto de confluencia del torrente de relaves que fluye al río Rimac por deterioro e inoperatividad de la bomba que impulsa el relave al depósito de Chinchán, tiene las siguientes coordenadas: latitud S 11°38'22"; longitud W 76°16'23" y cota 4,200 m SNM. El punto de confluencia del rebose de relave del depósito de Chinchán y las torrenteras pluviales que fluyen arrastrando sustancias contaminantes al río Rimac tiene las siguientes coordenadas geográficas: latitud S 11°37'17", longitud W 76°13'45" y cota 4,400 m SNM.

Los puntos de confluencia de las torrenteras pluviales que fluyen hacia el río Rimac naciendo en los depósitos de relave antiguos de la mina Casapalca son:

Depósito de Casapalca: latitud S 11°38'22", longitud W 76°16'23" Y cota 4,200 m SNM; Depósito de Antuquito: latitud S 11°38'48", W 76°16'13" y cota 4,080 m SNM; Depósito de Tablachaca 1: latitud S 11°39'11", longitud W 78°15'11" y cota 4,020 m SNM; Depósito de Yauliyacu: latitud S 11°40'32", longitud W 76°15'40" y cota 3,900 m SNM; Depósito de Bella vista: latitud S 11°41'04" longitud W 76°15'57" y cota 3,850 m SNM;

concluyendo con la emisión del desagüe de Graton Túnel: latitud S 11°44'35'', longitud W 76°17'43'' y cota 3,200 m SNM.

Además de estos focos de contaminación del río Rimac aguas abajo, al oeste se encuentran muchos otros focos de contaminación procedente de minas en actividad y paralizadas, como las de Paco cocha, Millotingo, Tamboraque, Viso y Perú Bar que están fuera del alcance de este estudio.

La figura N° 1, Mapa Índice de Minas del Centro del Perú a escala 1/2'000,000 ilustra y ubica las principales minas del centro del Perú, así como el Centro Metalúrgico de La Oroya; la figura N° 2 Mapa de la Cuenca del Río Rimac: Casapalca-Callao, que muestra toda la extensión del Río Rimac a escala 1/500,000, ilustra la importancia de la cuenca por ser el agua que abastece a la capital del Perú; sin embargo, es la que recibe la mayor contaminación procedente de la industria minera.

Figura N° 3 Plano de la Mina Casapalca y Depósito de Relaves Chinchán, a escala 1/25,000, muestra el relieve del Valle del Río Rimac entre la concentradora de Casapalca y el mayor depósitos de relaves operativos en la actualidad que es Chinchán. Figura N° 4 Plano de la Mina Casapalca y los Depósitos de Relaves Casapalca, Antuquito, Tablachaca, Yauliyacu y Bella vista; a escala 1/25,000, muestra el relieve del Valle del río Rimac entre la concentradora de Casapalca y la ubicación de los depósitos de relaves que actualmente están colmados; pero sin embargo, siguen siendo fuentes de contaminación por la acción de vientos y lluvias.

2.2.0. Limitaciones Temporales de Problema de Investigación

El problema se remonta hasta el año 1968 cuando se iniciaron las operaciones de relleno hidráulico y los intentos de depositar el relave en la mina Casapalca de propiedad de la empresa norteamericana Cerro de Pasco Corporation. Esta empresa fue estatizada por el gobierno

revolucionario presidido por el General Juan Velasco Alvarado, adoptando el nombre de “Empresa Minera del Centro del Perú” o “Centromín Perú” y la “División Casapalca” pasó a denominarse “Unidad de Producción Casapalca” desde 1973 hasta su privatización ocurrida en 1997, pasando a denominarse empresa minera Yauliyacu. La estatización fue bajo el pretexto de reparar el daño ambiental producido por la mina a la cuenca del río Rimac.

2.3.0. Definición de las Unidades de Análisis del Problema de Investigación en la Mina Casapalca

Las unidades de análisis del problema de investigación para alcanzar las evidencias científicas son:

- A) La producción histórica de la mina Casapalca durante los últimos cincuenta años.
- B) La sumatoria de volúmenes de todos los depósitos de relaves existentes en la superficie de la litosfera, en ambos márgenes del río Rimac.
- C) La estimación de áreas abierta y el cálculo volumétrico de espacios abiertos dentro de la mina Casapalca, desde el nivel H_1 , hasta el nivel 3900
- D) El estudio de las alternativas de explotación a fin de producir la mínima cantidad de residuos sólidos.
- E) El estudio de las alternativas de diseño a fin de depositar la mayor cantidad de relave y residuos sólidos en los tajeos vacíos y demás labores inhabilitadas en el interior de la mina Casapalca, sin crear problemas en las operaciones mineras ni generar sobre costos de producción.
- F) Analizar los costos integrados de producción y de remediación real del ambiente con el sistema tradicional, comparado con el análisis de costos aplicando el nuevo sistema de explotación de minas con visión sustentable.

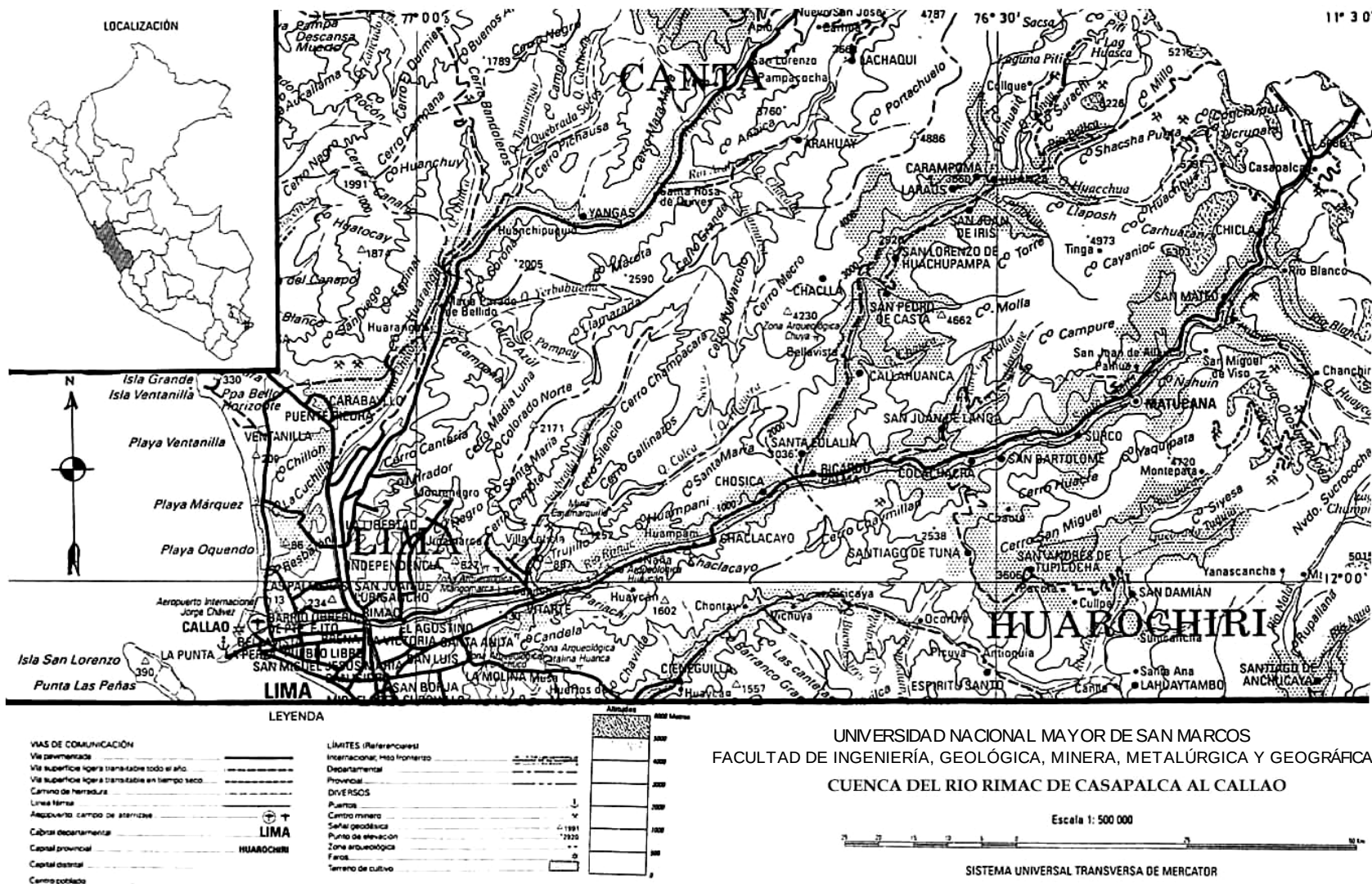
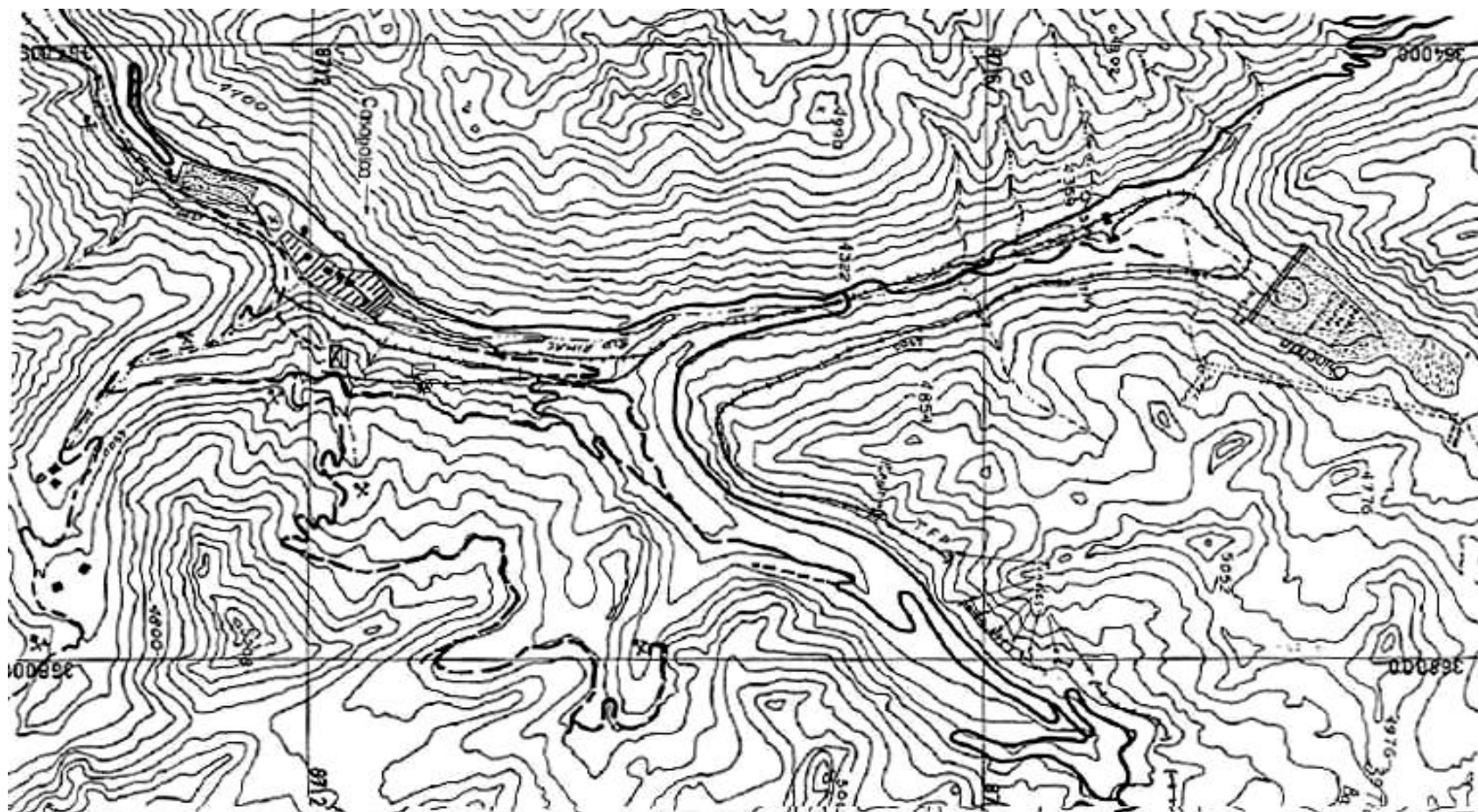


FIGURA Nº 02



LEYENDA:

Depósito de relaves	Estación de ferrocarril:
Carreteras: Asfaltada:	Afirmada:
Ferrocarril:	Concentradora:
Mina: X	De ferrocarril:
Túneles: Hidráulicos	

Fecha: 19/08/99

0 1.0 1.1 2.0 2.1 Km.

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
FACULTAD DE INGENIERÍA, GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA

MINA CASAPALCA Y DEPÓSITO DE RELAVES CHINCHÁN
PLANO A CURVAS DE NIVEL

Dibujado por: FERNANDO ENRIQUE TOLEDO GARAY

Escala: 1/25,000

FIGURA Nº 03

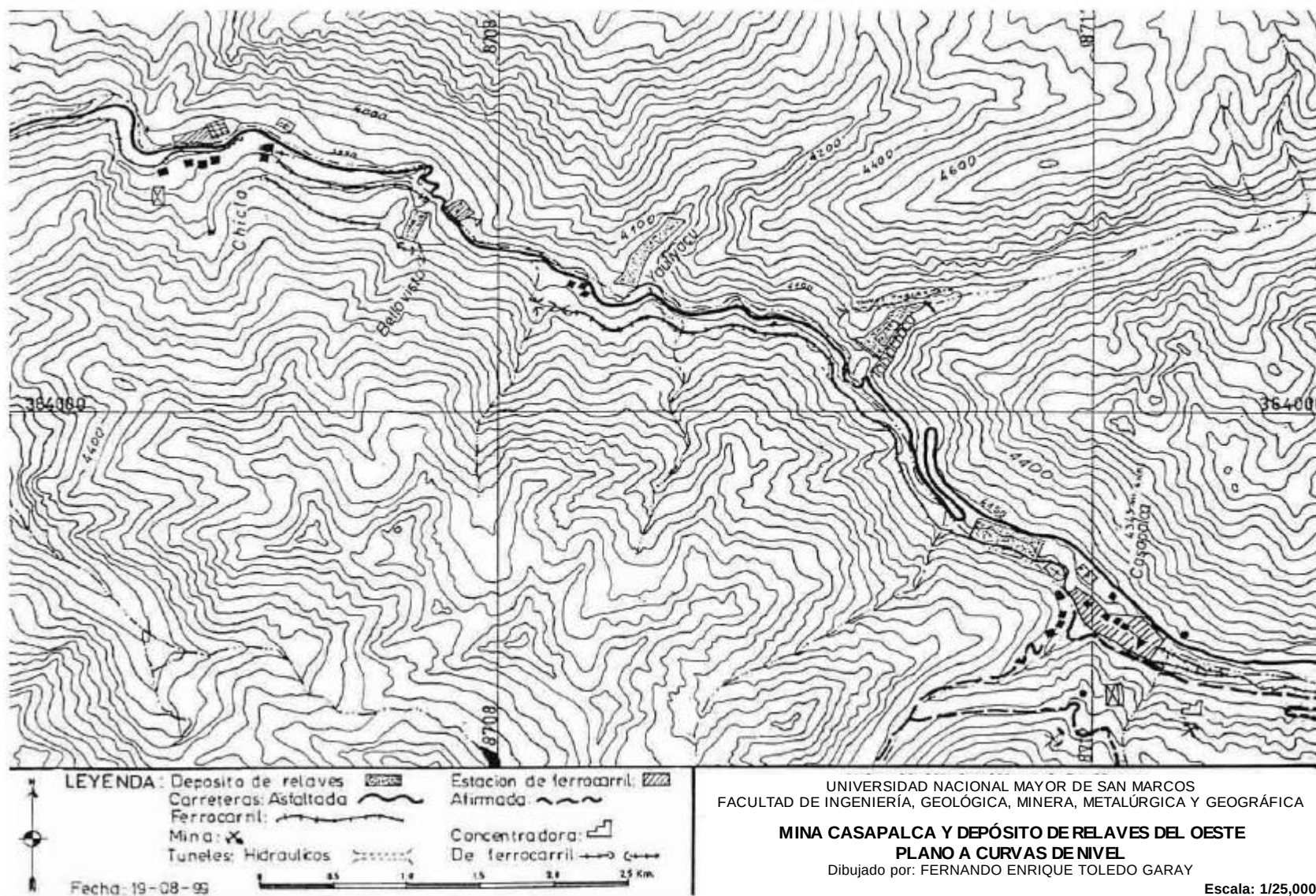


FIGURA Nº 04

CAPÍTULO III

3.0.0. LAS OPERACIONES MINERAS EN LA MINA CASAPALCA

En la actualidad se están aplicando sistemas combinados de extracción, el antiguo sistema convencional y el mal aplicado sistema “Trackless” en las partes altas de la mina.

El sistema de explotación subterráneo convencional aplicado en esta mina, fue el mas eficiente en toda la América entre las décadas del 60 y 70. En los Estados Unidos se logró eficiencias elevadas con el sistema de canteras (Cielo Abierto u “Open-Pit”) y en el Canadá las altas eficiencias se lograron con el sistema subterráneo “Trackless”; pero el Perú la tuvo en el sistema convencional con esta mina.

En estas dos décadas, Casapalca recibió intensas visitas de ingenieros de minas de muchos países mineros de América del Sur y del Norte. Tal fue la fama de la eficiencia de Casapalca, que los egresados de las universidades de los Estados Unidos tenían como objetivo de aprendizaje y de adquirir experiencia en tecnología de punta en el sistema convencional, que despreciaban trabajos mejor remunerados en su país para venir al Perú y trabajar en esta mina.

El diseño original del sistema de explotación es el convencional, con equipo de tracción montado sobre rieles, habiéndose usado tecnología de avanzada en la mecanización del manejo en este sistema. Hace mas de treinta años ya teníamos en los ferrocarriles del subsuelo en la mina, cambios de bifurcación automáticos accionados eléctricamente; así mismo, ya contábamos con el manejo a control remoto de las locomotoras en las

estaciones de carguío de mineral, también contábamos con compuertas de chutes desplazadas sobre “Colchones de aire”, para controlar la caída de mineral de las tolvas a los carros mineros de descarga automática (carros de tipo Gramby). En los tajeos se utilizaban “winches” (cabrestantes) a control remoto para el arrastre del mineral a las tolvas.

En las figuras 5, 6 y 7 se muestran las etapas de una explotación racional y planificada que Centromín Perú debía de haber adoptado para optimizar la mina y elevar su valor: la figura N° 5 muestra la etapa de fragmentación y aplanado mecanizada con “winches” a control remoto, la figura N° 6 visualiza la etapa de extracción racional y planificada sin empleo de explosivos y en la figura N° 7, se expone la etapa de relleno con relave, haciendo del tajeo vacío un depósito de relave.

Los métodos de explotación diseñados y aplicados adecuadamente a la morfología y características mecánicas de yacimientos de minerales, fueron el “Shrinkage Stopping” (Tajeo reducido o corte y reducción) y el “Cut and Fill” (Corte y relleno), el primero para efectuar una explotación masiva o voluminosa y el segundo para la recuperación de pilares, reduciéndose el riesgo de colapsamiento de las rocas encajonantes.

Esta empresa privada, en la actualidad no hace mas que continuar con la irracionalidad en cuanto al planeamiento de minado y la aplicación de los métodos de explotación aplicados por la empresa estatal, cuyos fines y metas no fueron el desarrollo tecnológico de la minería nacional, ni el beneficio económico del pueblo peruano; sino los intereses políticos de los gobiernos.

Una industria que maravilló al mundo a costa de mucha inversión de capital privado y el sacrificio de muchos peruanos, entre obreros e ingenieros que dejaron su existencia y juventud, fue sistemáticamente depredada y

destruida por una organización burocrática estatal al servicio de los intereses de los proveedores de equipo y de algunos malos empresarios mineros nacionales.

En la actualidad el sistema combinado no funciona eficientemente, debido a tres factores fundamentales: El primer problema se encuentra en la dotación de aire atmosférico, tan necesario para el ambiente de trabajo; no se cuenta con el flujo suficiente para bajar la temperatura geotérmica generada por la oxidación exotérmica de los sulfuros, así como la dilución de los polvos y gases producidos por las explosiones de la dinamita y el ANFO. Esta insuficiencia del flujo de aire se debe al derrumbamiento de algunas galerías y chimeneas de ingreso y salida de aire fresco y viciado respectivamente. Debido al inadecuado ambiente de trabajo y la falta de motivación ha bajado la productividad.

El segundo problema se debe a la insuficiencia de dotación de aire comprimido, tan importante para el funcionamiento eficiente de las máquinas perforadoras neumáticas y demás máquinas que funcionan con esta fuente de energía dinámica; esta insuficiencia de aire comprimido se debe a la irracional distribución y la falta de mantenimiento de las líneas de abastecimiento de este fluido.

El tercer problema se encuentra en la irracionalidad del planeamiento de minado, este inadecuado planeamiento ejecutado por un personal sin capacitación y experiencia, generó la caída de los avances de las exploraciones y los desarrollos, los que arrastraron la caída de la producción. La desesperación por la falta de mineral, hizo que la extracción de los bloques de mineral se realizara sin dejar pilares, motivo que originó y continua causando continuas explosiones de las rocas encajonantes y el cierre de áreas de explotación.

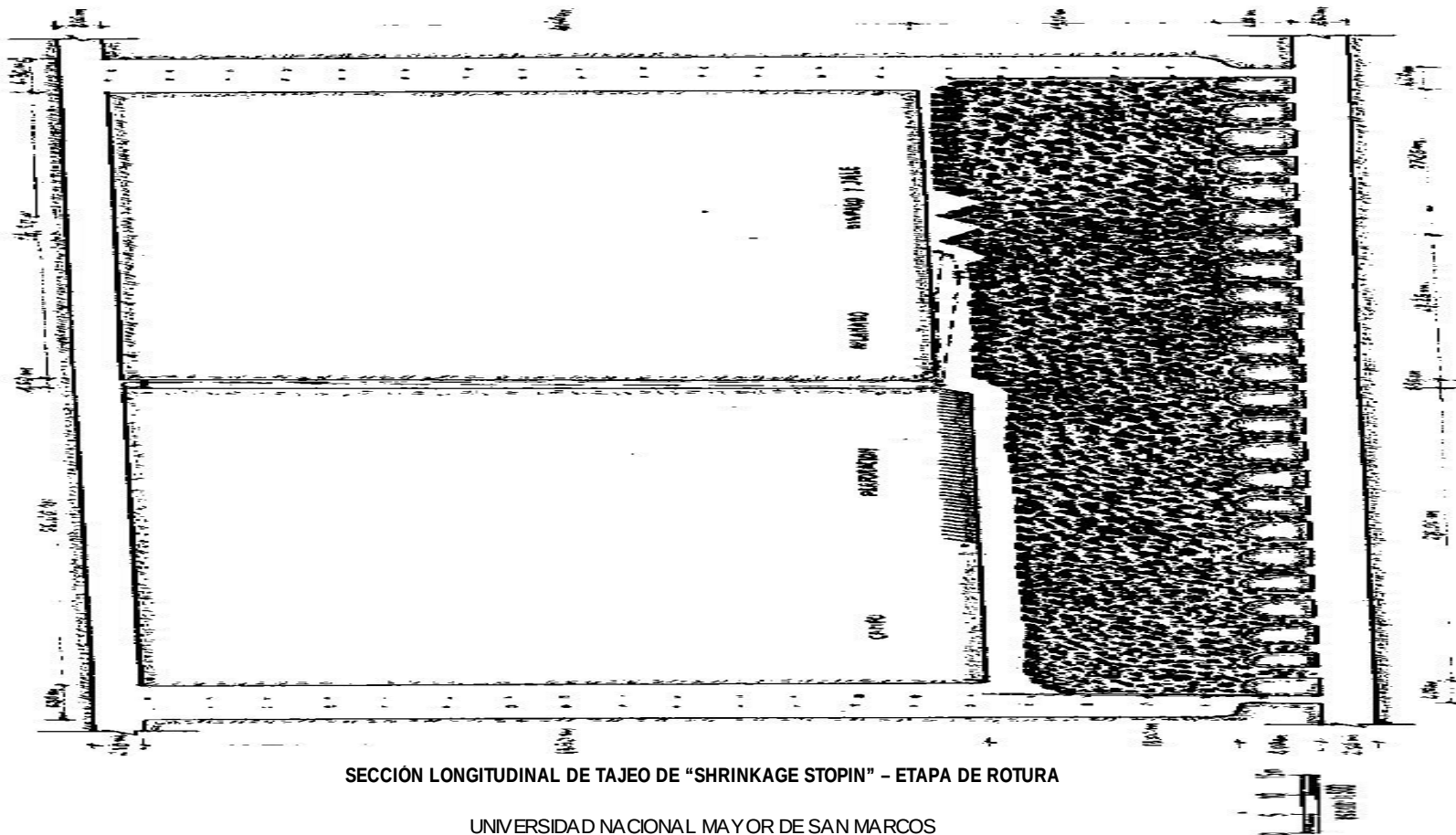
Toda esta operación fue paulatina y sistemática, iniciado en el primer año de la década de los ochenta. Pese al deficiente manejo administrativo y técnico la mina resistió dos décadas de depredación. Esta mina no colapsó totalmente, gracias a sus obreros, que todavía han conservado la cultura tesonera del trabajo minero y la destreza de las operaciones.

3.1.0. Parámetros de Operación de la Mina Casapalca

La mina Casapalca se opera entre las altitudes de 3,200 m SNM. en la que se encuentra el Túnel Graton de 11 Km. de longitud, cerca del distrito de San Mateo, hasta los 4,900 m SNM. donde se ubica la bocamina H1, cerca de Ticlio, o sea esta mina tiene una profundidad de 1,700 m.

La bocamina del nivel principal identificado por el número 1700 se ubica en la localidad de Casapalca, frente a la planta de Beneficio, sus coordenadas geográficas son: 11°30' de latitud sur y 76°10' de longitud oeste a una altitud de 4,450 m SNM.

No hay otra mina en el Perú que cuente con la infraestructura subterránea de Casapalca; aquí se tienen instalaciones para talleres de reparaciones de locomotoras eléctricas, máquinas perforadoras, aguzadora de barrenos, almacenes, polvorines de explosivos, oficinas de ingenieros y sobrestantes, comedores para obreros, sobrestantes e ingenieros, cocina, vestuario, duchas y retretes con excelente iluminación y ventilación.



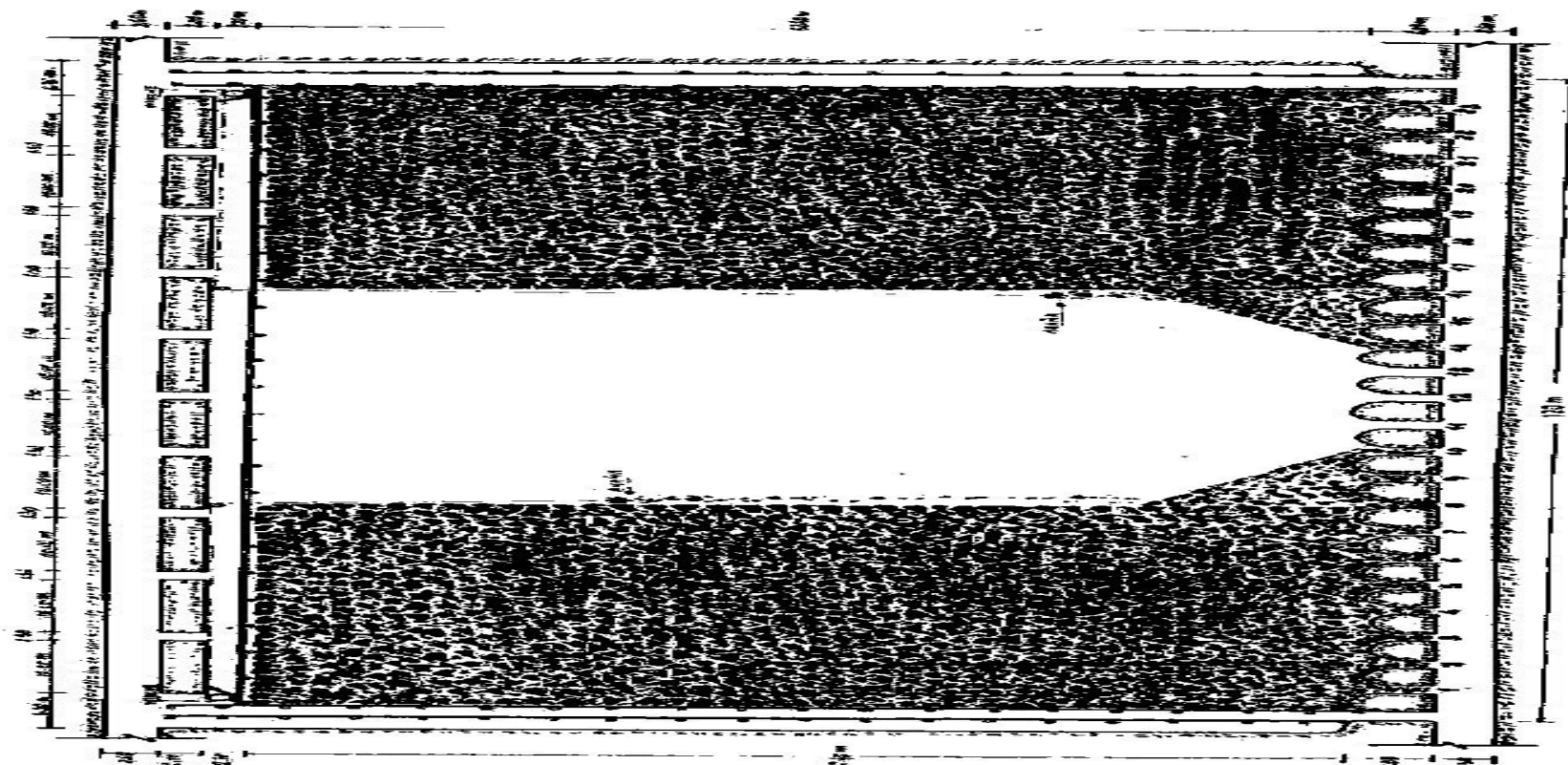
SECCIÓN LONGITUDINAL DE TAJEO DE "SHRINKAGE STOPIN" - ETAPA DE ROTURA

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
FACULTAD DE INGENIERÍA, GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA

MÉTODO DE SHRINKAGE STOPIN - ETAPA DE ROTURA

Diseñado por: FERNANDO ENRIQUE TOLEDO GARAY

FIGURA Nº 05



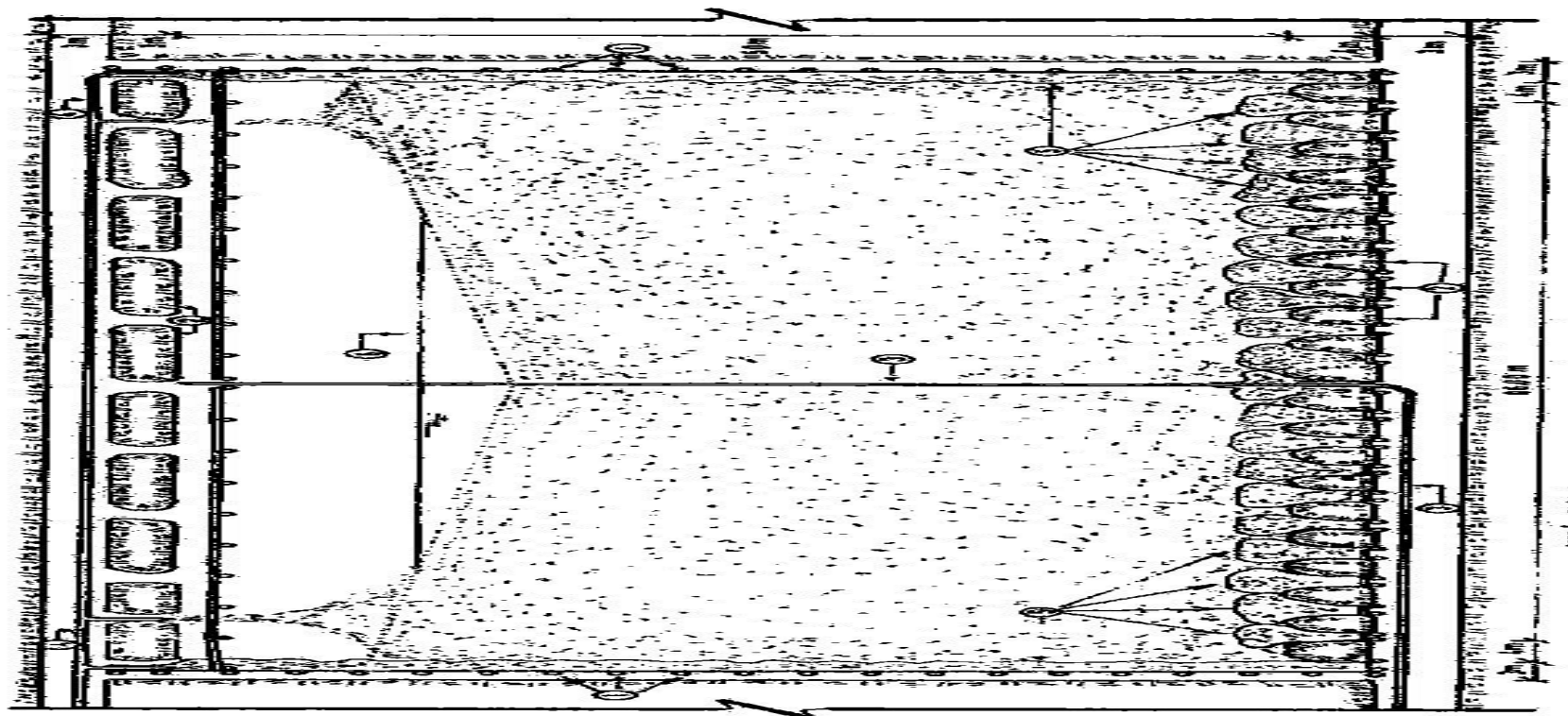
SECCIÓN LONGITUDINAL DE TAJEO DE "SHRINKAGE STOPIN" – ETAPA DE ROTURA

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
FACULTAD DE INGENIERÍA, GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA

MÉTODO DE SHRINKAGE STOPIN – ETAPA DE EXTRACCIÓN

Diseñado por: FERNANDO ENRIQUE TOLEDO GARAY

FIGURA Nº 06



LEYENDA:

1. Puntales en línea de camino
2. Puentes de mineral
3. Tubería de Drenaje de Agua
4. Tubería de Relave
5. Tapones del Depósito de Relave
6. Espejo de agua

SECCIÓN LONGITUDINAL DE TAJEO DE "SHRINKAGE STOPIN" - ETAPA DE DEPOSITO DE RELAVES

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
FACULTAD DE INGENIERÍA, GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA

MÉTODO DE SHRINKAGE STOPIN - ETAPA DE RELLENO

Diseñado por: FERNANDO ENRIQUE TOLEDO GARAY

FIGURA Nº 07

Asimismo, no se encuentran minas en el Perú que tengan veintinueve niveles y más de setenta vetas de más de mil metros de longitud cada una. Todas las vetas tienen sus rumbos de norte a sur, son casi paralelas pero algunas se interceptan ya sea en longitud como en profundidad, todos superan los 70° de buzamiento, son casi verticales Y la mayoría tiene entre 80° y 85° de buzamiento.

Hasta los años setenta se mantuvo reservas de mineral poli metálico de 20 millones de toneladas, habiéndose bajado paulatinamente debido a la política del gobierno militar del general Juan Velasco. En 1988 bajaron las reservas hasta los 10 millones de toneladas, con leyes de 0.30% de cobre, 1.6% de plomo, 2.7% de zinc y 185 g/t. de plata²⁷.

En 1992; la empresa consultora británica, "Internacional Mining Consulting Limited (IMCL), contratada por "Centromín Perú" S.A. bajo condiciones nada transparentes, por la presión del Comité Espacial de Privatización de Centromín Perú S.A. (CEPRI-CENTROMIN); realizó los estudios de evaluación de las unidades de producción de esta empresa, por lo que transcribo los resultados que se encuentran en los documentos de Centromín Perú S.A.:

(TABLE I-1)²⁸
Casapalca Mine Production and Reserves
(million metric tons)

Production 1992	HEAD GRADES (Jan – Dec. 1992)				Proven and Probable	Potential
	%Cu	%Pb	%Zn	Ag g/t		
0.57	0.4	1.5	3.8	136	5.9	12.8

²⁷ LIZARRAGA, CORNELIO. (Geólogo de División), 1988. *Inventarios Anual de Reservas, Mina Casapalca*. Casapalca, Perú, Centromín Perú S.A.

²⁸ INTERNATIONAL MINING COSULTING. 1994. *Informe de Valuación de la Mina Casapalca*, Lima, Perú, Centromín Perú S.A.

Esta información no fue real por estar proyectado con resultados de enero a junio de 1992, fecha en que concluyeron los estudios.

Los resultados reales reportados los primeros días de enero de 1993 fueron los siguientes:

Producción y Reservas de Casapalca 1992
(en millones de toneladas métricas)

Producción 1992	LEYES DE CABEZA (Enero - Diciembre 1992)				Probado y Probable	Potencial
	%Cu	%Pb	%Zn	Ag g/t		
0.63	0.4	1.6	4.0	138	5.6	12.8

Como se puede observar en el siguiente cuadro, dos años después la producción se mantuvo, pero las reservas se incrementaron; así como las leyes de cobre, plomo y plata, el zinc bajó ligeramente:

Producción y Reservas de Casapalca 1994
(millones de toneladas métricas)

Producción 1992	LEYES DE CABEZA (Enero - Junio 1994)				Probado y Probable	Potencial
	%Cu	% Pb	%Zn	Ag g/t		
0.31	0.43	2.20	3.90	277	6.2	12.8

Con estas reservas y leyes, y los precios de los metales cotizados en ese año, el valor que tuvo cada tonelada del mineral extraído de la mina fue de USA 94.10. Este valor es muy atractivo, con los costos de minado subterráneo de USA 27.66/t en 1992, pero mejorándose aun mas con los costos de USA 23.28/t en 1994.

Asimismo, en los informes de los consultores de IMCL, se encuentra el balance metalúrgico de la Planta Concentradora de Casapalca, que transcribo a continuación:

(Table V-9)

Casapalca Mine: Metallurgical Performance – 1992

Products	Tonnages	Head Grades			
		% Cu	% Pb	%Zn	Ag g/t
Feed	570,562	0.36	1.53	3.78	136
Concentrates:					
Copper	1,208	23.40	14.66	3.65	6,952
Recoveries %		13.90	2.24	0.30	10.85
Lead	12,462	5.75	54.40	4.81	3,752
Recoveries %		47.47	77.63	3.74	60.42
Zinc	32,376	1.26	1.82	58.90	246
Recoveries %		18.98	5.92	88.43	10.30

De este cuadro podemos deducir que la suma de los tres concentrados (cobre, plomo y zinc) ascienden a 46,046 t/año que relacionando con la producción de la mina que es 570,562 t/año tenemos el ratio de 1 a 12.39 o sea que por cada tonelada de mineral beneficiado, se echa a la superficie de la biosfera 12.39 t. de relaves. También podemos manifestar que sólo el 8% del mineral extraído es mena beneficiable y el resto que es el 92%, es ganga sin valor económico; por lo tanto, es basura que contamina el medio ambiente. Sin embargo, estos porcentajes de beneficio no son constantes y su variación obedece a muchos factores técnicos, logísticos, económicos y de políticas de empresa y de estado.

En el reporte metalúrgico de enero a agosto de 1994 se encuentra el siguiente cuadro:

Balance Metalúrgico de la Planta Concentradora de Casapalca 1994.

Productos	Toneladas	Leyes			
		Cu %	Pb %	Zn %	Ag g/t
Mineral de Cabeza	422,184	0.30	1.14	3.49	141.73
Concentrados:					
Plomo	9,469	8.77	51.24	7.32	4,679.07
% Recuperación			80.99	4.70	74.05
Zinc	22,143	1.24	1.46	59.25	204.20
% Recuperación			5.41	89.08	9.41

En esta tabla se puede apreciar que el ratio de mineral a relave sube de 12.39 a 13.35. Así mismo, como la suma de los concentrados alcanza a 31,612 t., baja el porcentaje de obtención de concentrado de 8 a 7.5, por lo tanto sube la cantidad de relave de 92% a 92.5%. Esta variación sucede por dos motivos: si en la mina no se está trabajando con lealtad y eficiencia, se extrae desmote de las rocas encajonantes para enmascarar la producción, en este caso se dice que se está diluyendo los valores. Cuando en la planta concentradora se trabaja con negligencia y falta de lealtad, se permite que los valores se pierdan en los relaves, aumentándose el volumen de los desechos.

CAPITULO IV

4.0.0. PLANTEAMIENTO DE LA SOLUCIÓN AL PROBLEMA

4.1.0. Disposición de Residuos Sólidos y Relaves en el Interior de la Mina Casapalca, para Disminuir Significativamente los Impactos Ambientales.

Devolver los relaves al seno de la tierra no es tan fácil ni tan simple como parece, requiere de conocimientos científicos y técnicos que la ingeniería y el diseño creativo deben conjugar en una producción limpia, sin ensuciar los espacios geográficos.

En la década del 60, muchos ingenieros de minas egresados de las mejores universidades de Europa, Estados Unidos, Canadá e Ibero América, sabían que la pirita es un mineral muy susceptible a la oxidación y por lo tanto a la combustión espontánea en condiciones termodinámicas aparentes.

En Cerro de Pasco, la combustión espontánea del gran cuerpo de pirita fue muy común hasta mediados de la década del 70. Por esta razón se tenía el temor de devolver el relave con alto contenido de este mineral a los tajeros²⁹.

La tecnología del relleno hidráulico, en los países desarrollados, había dado resultados sorprendentes en la obtención de alta productividad a fines de la década de los 50. Este antecedente, impulsó a los ingenieros de la Cerro de Pasco Corporation a planificar y diseñar una planta de relleno hidráulico en Cerro de Pasco, pero sin pensar en introducir el relave a la mina, sino

²⁹ **Mc KINSTY, HUGH EXTON**, 1994. *Geología de Minas*. Barcelona-España, Ediciones Omega S.A.

moliendo y cicloneando material aluvial de cantera, exenta de pirita y otros sulfuros.

A mediados de los 60, por estudios realizados en Estados Unidos, Canadá y España se supo que la pirita contenida en el relave es inofensiva, debido a que la posibilidad de oxidarse y arder es muy remota y casi imposible, por el alto grado de humedad y confinamiento con otros minerales incombustibles como los silicatos y feldespatos, que se mezclan con la pirita durante el chancado, la molienda y el proceso de flotación³⁰.

La disposición de residuos sólidos y relaves mineros consiste en el diseño de nuevos métodos de explotación o la adaptación de los existentes, con la finalidad de que al término de la extracción del mineral del tajeo, y quedando este vacío, sirva de receptáculo para depositar los relaves, desmontes y otros desechos orgánicos como lubricantes, llantas y desperdicios de madera.

4.2.0. Ventajas e Inconvenientes en Depositar Relaves en el Interior de Mina Casapalca

La mayor ventaja que cualquier mina debe tener al lograr depositar los relaves dentro de los tajeos es generar un impacto ínfimo al medio ambiente y por este echo se reducirían sus costos en remediación del medio ambiente.

Ya hemos visto en el capítulo VI que Southern Perú Copper Corporation (SPCC), gastó 60 millones de dólares en la construcción del depósito de relaves y 14.7 millones de dólares anuales en las operaciones para depositar sus relaves. A estos costos se tiene que agregar los de remediación ambiental, no reportados por esta empresa.

La empresa minera aurífera Yana cocha S.R.L. gastó cerca de dos millones de dólares americanos anuales en remediar con re vegetación, a razón de 612,000 m²/año con un costo unitario de USA.\$3.21/m².

La mina Casapalca de la empresa minera Yauliyacu, no tiene un costo alto en la ejecución de un depósito de relaves, porque la empresa estatal Centromín Perú ha asumido el pasivo ecológico y ha absorbido el costo de ejecución del depósito de relave de Chin-Chan. Su costo de operación tampoco es alto por que en las noches no tienen la necesidad de bombear el relave a su depósito.

Algunos ingenieros de minas piensan en el Relleno Hidráulico es la solución al problema ambiental. Veamos que esta probable solución no es posible: El relave apto para la utilización del relleno hidráulico debe tener una granulometría entre las mallas -40 y +200, el 100 por ciento del relave contenido en la masa fluida consta del 35% de sólidos, de este contenido, el 19.7% de sólidos está debajo de la malla 200. Como el relleno hidráulico debe constar del 90% de material que tenga una granulometría sobre la malla 200 (arenilla) y un 10% de finos; consecuentemente se podrá utilizar solo 60% de los relaves como relleno hidráulico³¹. El 40% restante pasará a ocupar los espacios geográficos, contaminando suelos, ríos y lagos.

En la industria minera nacional se ha hecho muy poca ingeniería. ¿Cómo podemos hacer reingeniería si no hemos hecho ingeniería? .

Lo que hemos hecho en la industria minera nacional es tecnología, hemos copiado ingeniería de los países desarrollados para adaptarlos en nuestros

³⁰ **CANDIA, JUAN MANUEL**, 1980. "Relleno hidroneumático en Carahuacra" .Trujillo, Perú, *Anales de la XV Convención de Ingeniero de Minas, II-1, pp:1-12*
³¹ **INSTITUTO GEOLÓGICO MINERO METALÚRGICO (INGEMET)**.1991.*Tecnología del Relleno Hidráulico en la Explotación de Minas*.Lima – Perú, INGEMET, Dirección General de Investigación, Dirección de Investigación Minera.

yacimientos, por eso estamos ciegos y no podemos admitir otra tecnología que no ensucie los espacios geográficos.

En la actualidad, con los parámetros políticos, sociales y económicos con los que están funcionando las empresas mineras no permite percibir el gran ahorro que generarían las empresas depositando el relave en el interior de mina. La remediación se reduciría de 14% al cero por ciento, dependiendo de la antigüedad de la mina.

La siguiente ventaja inmediata obtenida al depositar los relaves en el interior de mina sistemática y ordenadamente, es el ahorro significativo en elementos de sostenimiento, como: cuadros de madera, arcos de concreto armado y pernos de roca. Este rubro no debería ser evaluado sólo por los costos que demandarían su colocación y los precios de los insumos, la mano de obra y la supervisión; sino, por que el no hacerlo incrementará la productividad en cuanto a toda una cadena de servicios que generan desde el diseño, compra, transporte y colocación de los elementos.

Por ejemplo, dependiendo de la sección transversal de las galerías, los arcos de concreto armado están en el orden de U.S.\$320/m. a U.S.\$1200/m. La colocación de pernos de roca y Shotcrete está entre U.S.\$260/m. a U.S.\$600/m; la colocación de cuadros de madera que depende de las condiciones del terreno y la sección de la galería está en el rango de U.S.\$50/m. a U.S.\$70/m.

La tercera ventaja que se obtendría con el depósito de relaves en el interior de mina, es aumentar la recuperación del mineral extraído. Planificando previamente el relleno de las labores vacías, se podrán extraer los “puentes” y “pilares” de mineral que en la mayoría de casos no se pueden extraer. Se han visto muchos casos de desenfreno en la extracción, de desidia, e incompetencia profesional, como en las minas de Cerro de Pasco, Morococha, San Cristóbal, Casapalca y Monterrosas, en las que se han

dejado derrumbar tajeos y galerías, quedando atrapados muchos miles de toneladas de mineral valioso. En caso de lograrse depositar el relave en los tajeos, estos casos desastrosos no podrían ocurrir, por que el relave serviría de soporte a las rocas encajonantes y no dejarlas colapsar. El porcentaje de recuperación es la relación del mineral extraído entre el mineral cubicado por cien. Si de los ocho millones de toneladas de mineral cubicado, extraigo seis millones de toneladas, quedando un millón de toneladas en “puentes” y “pilares” y otro millón de toneladas atrapado en derrumbes, el porcentaje de recuperación sería: $(6/8)100=75\%$. Si los dos millones de toneladas de mineral tendrían U.S.\$40.00/t de valor y U.S.\$22.00/t de contribución, la pérdida neta sería de U.S.\$44'000,000.00

El primer inconveniente que una empresa con intención productivista y ecológica podrá encontrar, es la falta del profesional que pueda efectuar éste diseño, la empresa requerirá de la persona con mucha habilidad para realizar diseños de ingeniería minera y que este profesional haya tenido contacto y vivencia con muchas realidades, para no inventar lo inventado y usar estas concepciones vividas para plasmar en la nueva realidad ecológica. Es probable que en los países desarrollados ya se esté trabajando con este rumbo, pero para que esa ingeniería se convierta en tecnología y sea importada por los empresarios peruanos pasarán muchas décadas.

Una vez obtenido el diseño, la empresa tendrá el inconveniente de renovar sus cuadros de supervisión, para contar con un equipo de ingenieros capaces de efectuar un planeamiento de minado integral y que todo el equipo esté involucrado en el problema integral de la mina. Se ha visto casos de minas en que el planeamiento de minado involucra sólo al rotura (arranque) y la extracción del mineral. El relleno hidráulico, la ventilación, el drenaje y el abastecimiento de aire comprimido, agua y electricidad se improvisan. El jefe de mina se preocupa sólo del avance de sus galerías, la rotura de sus tajeos y la extracción del mineral; nombran a otros de las

diferentes especialidades de ingeniería, para que se hagan cargo del relleno hidráulico, la ventilación y los otros servicios.

El tercer inconveniente y tan importante como los anteriores, es la capacitación del personal, los obreros con experiencia en minado clásico no serían los aptos para ejecutar los nuevos trabajos. Se tendría que contar con personal joven, con mucho sentido de responsabilidad para realizar los nuevos trabajos.

La ejecución de los nuevos trabajos estaría a cargo de un personal capacitado con los nuevos conceptos de minado y estandarizados según las condiciones del yacimiento, tanto en lo geométrico como en lo geomecánico.

El cuarto inconveniente, como consecuencia de la falla de las tres anteriores, sería la inundación de la mina con relave. Este es el mayor inconveniente que aterra a ingenieros y empresarios. Por este motivo ni siquiera adoptan como alternativa para solucionar la remediación ambiental.

4.3.0. Capacidad Volumétrica de la Mina Casapalca para el Depósito del 100% de Relaves en su Interior

La mina Casapalca, cuyo nombre fue cambiado a Compañía Minera Yauliyacu S.A. para diferenciarla de la pequeña compañía minera Casapalca S.A. y ser vendido a los dueños de esta pequeña empresa, fue trabajada a escala industrial desde fines del siglo XIX. En 1918, la Compañía Minera Backus y Johnston vende la fundición y un año después todas las concesiones mineras a la empresa norteamericana Cerro de Pasco Copper Corporation.

Esta mina que ya tenía una significativa producción de plata y fue desarrollada por la nueva empresa al punto de colocarla entre las mejores y más profundas del mundo.

En la actualidad sigue siendo la más profunda del país y de América, cuenta con 25 niveles, espaciados cada sesenta (60m) metros, sin contar cuatro (4) niveles intermedios antiguos; o sea; cuenta con 1,500m. de profundidad y un potencial de profundización de 400m hasta alcanzar el túnel Graton, con lo que llegaría a 1,900 m de profundidad.

El distrito minero cuenta con setenta y cuatro (74) estructuras mineralizadas, de estas, sesenta y ocho (68) son vetas y seis (6) cuerpos mineralizados.

Probablemente, al principio se emplearon métodos de explotación de corte y relleno, y tajeado con cuadros de madera y relleno. No se tiene registros ni historial sobre el inicio de la aplicación del método de explotación “Shrinkage” o corte y reducción; con este método se dejan los tajeos vacíos, razón por la que afirmo que dentro de la mina se tiene muchos espacios vacíos para depositar el remanente de los relaves.

En 1947 sucedió un incendio trágico en la sección “Aguas Calientes”. Los niveles de esta sección hasta ahora son “Ciegos” no tienen comunicación directa a superficie. En la casa del “Winche” se produjo un corto circuito produciéndose el incendio, cuyos gases venenosos (CO) fueron transportados por la ventilación a las labores mineras, produciendo la muerte de la totalidad de sus trabajadores. Debido a la falta de corriente eléctrica dejaron de trabajar las bombas y esta parte de la mina quedó inundada, hasta que al haber llegado el túnel Graton con más de 11Km. a cortar las calizas permeables “Machay” en 1969, se logró drenar todo el agua de los niveles inferiores.

Es muy probable que Cerro de Pasco Copper Corporation, para compensar la falta de producción de la sección “Aguas Calientes”, al iniciarse la década del 50, haya implantado el método de explotación “Shrinkage”, tras un agresivo programa de exploración y desarrollo de la mina.

En 1965, Casapalca fue una mina con tecnología avanzada, donde llegaban visitantes de muchos países de América para aprender y copiar las técnicas. Asumiendo que sólo desde 1950 se aplicó el método “Shrinkage”, por lo que la mayoría de los tajeos quedaron sin relleno, calcularemos la capacidad volumétrica de la antigua mina Casapalca, como receptáculo de relaves.

Producción Bruta de Mina Casapalca por décadas³².

1950 a 1959	3'600,000t
1960 a 1969	5'400,000t
1970 a 1979	6'300,000t
1980 a 1989	8'160,000t
1990 a 1999	7'130,000t
2000 a 2005	6'750,000t
2006 (Proyectado a marzo del 2,006)	309,000t
Total Producción en 52 años	37'649,000t
Menos 5% explotado por corte y relleno	1'882,000t
Menos 10% mineral campaneado	3'765,000t
Total Tajeado sin relleno	32'002,000t

El peso específico del mineral insitu promedio de todas las estructuras mineralizadas es de 2.99t/m^3 ; por lo tanto el volumen abierto es la mina Casapalca sería de: $32'002,000\text{t}/(2.99\text{t/m}^3) = 10'703,000\text{m}^3$

El volumen abierto, consecuencia de 55 años de explotación por el método de “Shrinkage” y ahora por los métodos de tajeos abiertos (Open stoping), “Sub level stoping” y el Corte y Relleno; exceptuando este último método, todos los demás dejan cavidades abiertas en el interior de la mina Casapalca que no es inferior a diez millones de metros cúbicos.

³² **LIZARRAGA, CORNELIO** (Geólogo de División), 1988. *Inventarios Anual De Reservas, Mina Casapalca. Casapalca, Perú*, Centromín Perú S.A.

Considerando que los tajeos tienen un ancho promedio de 1.20m y una elevación de 60m, suponiendo que la explotación se haya realizado en una sola veta continua, la longitud virtual de esta supuesta veta sería de 149 Km., longitud bastante mayor a la distancia que hay en carretera de Lima a la mina Casapalca.

A continuación analicemos la capacidad espacial de los tajeos en producción, respecto a la generación de relave en la planta concentradora.

Para este fin debemos contar con el cálculo y determinación de los pesos específicos del mineral, dados por el laboratorio en función del estado físico en que se encuentren, así tenemos para:

Mineral Insitu: P.e.= 2.99t/m³; Mineral Roto: P.e.=2.24t/m³; relave:
P.e.= 2.40 m³

Aplicando la formula propuesta para cambios físicos de la tierra³³ tenemos:

Para el abundamiento o “Esponjamiento”:

$$Sw = \left(\frac{B}{L} - 1 \right) \times 100$$

Para el enjuntamiento o “Reducción”:

$$Sh = \left(1 - \frac{B}{C} \right) \times 100$$

sea:

Sw = % abundamiento (*swell*)

Sh = % enjuntamiento (*Shrinkage*)

B = P.e de la tierra inalterada: Mineral Insitu =2.99t/m³

L = P.e de la tierra suelta: Mineral Roto = 2.24t/m³

C = P.e de la tierra compactada: Mineral Molido = 2.40t/m³

³³ **PEURIFOY, R..L.**, 1966. *Construction, Planning, Equipamet and Metods*: Chapter 4 “Egineering Fundamental” . New York, USA, Edition:Mc Graw-Hill,Inc.

Aplicado la fórmula del abundamiento, veremos que el mineral roto con voladura de explosivos tiene un incremento de volumen del rango del 33%:

$$S_w = \left(\frac{2.99}{2.24} - 1 \right) \times 100 = (1.3348 - 1) \times 100 = 33.48\% \approx 33\%$$

Pero este mineral de granulometría elevada entre 8" (20.32 cm.) los mayores, hasta 1/4" (0.64 cm.) los mas pequeños y abundante polvo, es sometido al proceso de chancado y molienda para la concentración del mineral; en este proceso, la granulometría se reduce entre 48 y -400 de la malla Tyler o sea entre arenilla y lama, con esta reducción de la granulometría disminuye el volumen en el rango del 7% al 12% del mineral roto, dependiendo de sus componentes mineralógicos.

$$S_h = \left(1 - \frac{2.24}{2.40} \right) \times 100 = (1 - 0.933) \times 100 = 6.67\% \approx 7\%$$

Se puede notar que (L) de la formula anterior pasa a ser (B) en esta fórmula, por que asumimos que la tierra inalterada es el mineral roto y la compactada el relave.

Sin embargo, respecto a la cavidad abierta no hay tal reducción del volumen sino disminución del abundamiento o esponjamiento:

Así tenemos que:

Si 100 m^3 es la cavidad abierta.

133 m^3 es el volumen del mineral roto y

$133 - 7 = 126 \text{ m}^3$ es el volumen del mineral molido

A este mineral molido tenemos que restar el mineral concentrado para obtener el volumen de relave que debe ocupar la cavidad abierta. Tomando información del reporte de concentradoras del año 1994, cuya recuperación tuvo un récord histórico con 88.90% para el concentrado de zinc y con

73.30% para la plata, 80.50% para el plomo y 62.50% para el cobre en el concentrado “Bulk”. Con estas recuperaciones y dependiendo de las leyes de cabeza y tonelaje tratado, el total de concentrado, sumando el de zinc y el de “Bulk”, alcanza entre el 8.5% al 9.60% del peso del mineral roto tratado; consecuentemente, el tonelaje del relave será la diferencia entre el 91.50% y el 90.40%. **Según información reportada al Ministerio de Energía y Minas por parte de la Empresa Minera Los Quenuales, en el año 2000,** Casapalca trató un promedio de 2,940 t/día con 140 g/t de Ag, 3.66% de Zn, 1.23% de Pb y 0.31% de Cu. Con este tonelaje tratado, debe haberse producido 175t/día de concentrado de zinc con 59% de ley y 106t/día de concentrado “Bulk” con 5,580 g/t de Ag, 52% de Pb y 9% de Cu; asimismo, deben haber dejado 2,659 t/día de relaves en el depósito de Chinchán.

Siendo:

M_E = Peso del mineral extraído

V_R = Volumen del relave

V_C = Volumen del concentrado

C = Peso del concentrado

R = Peso del relave

2.24 = Gravedad específica del mineral roto

2.40 = Gravedad específica del relave

$$R = V_R(2.40) \quad ;$$

$$V_R = (M_E - C)/2.40$$

Así se tiene que:

$$M_E = R + C \quad \longrightarrow \quad M_E = 133.48 \text{ m}^3 (2.24 \text{ t/m}^3)$$

$$R = V_R(2.40) \quad ; \quad C = 0.096 M_E \quad ; \quad \text{ó} \quad C = 0.085 M_E$$

Para concentrados de alta recuperación con el 9.6% del peso del mineral tratado:

$$V_R = (M_E - 0.096 M_E) / 2.40 = M_E (1 - 0.096) / 2.40 \text{ t / m}^3$$

$$V_R = 133.48 \text{ m}^3 (2.24 \text{ t / m}^3) (1 - 0.096) / 2.40 \text{ t / m}^3$$

$$V_R = 112.6 \quad 113\text{m}^3$$

$$V_R = 113 \text{ m}^3$$

Para concentrados de menor recuperación con el 8.5% del peso del mineral tratado:

$$V_R = 133.48 \text{ m}^3 (2.24 \text{ t / m}^3) (1-0.085) / 2.40 \text{ t / m}^3$$

$$V_R = 114 \text{ m}^3$$

Para ocupar una cavidad de 100 m^3 se tendría un remanente de 13m^3 a 14m^3 de relave, dependiendo del porcentaje de recuperación y las leyes de cabeza, de manera que cuanto **más alta sea la ley de cabeza y el porcentaje de recuperación, la tendencia del remanente será a llegar a cero.**

En caso de aplicarse en la mina los métodos de explotación preparados para devolver el relave a las cavidades originadas por la extracción del mineral, se tendrá un remanente, debido al abudamiento por rotura del mineral insitu. Para depositar este remanente de relave a los tajeos y labores subterráneas de explotación antigua, calcularemos el número de años que es posible depositar el 100% de relave dentro de la mina.

Para los casos actuales, manteniendo una producción de 3,500t/día por 350 días de operación anual de la planta concentradora, tendríamos 1'225,000 t/año, para el caso de mayor recuperación tendríamos lo siguiente:

$$V_R = 1'225,000 (1-0.096)/2.40 = 461,000 \text{ m}^3/\text{año}$$

$$\text{Remanente} = 0.13 \times 461,000 = 60,000 \text{ m}^3/\text{año}$$

$$\text{Tiempo de rellenado de la mina} = 10'703,000\text{m}^3/60,000/\text{m}^3/\text{año}$$

$$\text{Tiempo de rellenado} = 178 \text{ años}$$

Para el caso de menor recuperación tenemos:

$$V_R = 1'225,000(1-0.085)/2.40 = 467,000\text{m}^3/\text{año}$$

$$\text{Remanente} = 0.14 \times 467,000 = 65,000/\text{m}^3/\text{año}.$$

$$\text{Tiempo de rellenado de la mina} = 10'703,000 \text{ m}^3/65,000 \text{ m}^3/\text{año} = 165 \text{ años}$$

Tiempo de rellanado de la mina = 165 años

El depósito de Relaves Chinchán en el año 1999 alcanzó una altura de 50m³⁴, en 17 años de operación, con el 60% de la producción actual y contando con un depósito de relaves de emergencia como el de Tablachaca, desde 1982 en que inició sus operaciones.

Si con una producción de 630,000t/año, la presa se levantaba a razón de 2.94m/año, en la actualidad con el 40% de incremento promedio de la producción debe elevarse a razón de 4.12 m/año, o sea ya debe tener una altitud de 75m. Con este razonamiento este depósito colmaría en el año 2,009, quedándole a la empresa sólo tres años de operación.

4.4.0. Diseño de Depósitos de Relaves en Interior de la Mina Casapalca

La ingeniería que se desarrolla para depositar los relaves en el interior de la mina Casapalca tiene dos categorías:

1. Para depositar en tajeos de diseño adecuado para el inmediato depósito en cuanto se culmine con la explotación, que en el caso mas pesimista se lograría depositar sólo el 86% de la generación de relave.
2. Para depositar el remanente del 14% de la generación de relaves en áreas de explotación antigua, sellando chimeneas y galerías inactivas de áreas explotadas. Esta categoría tendrá la variante de la posibilidad de relleno de tajeos antiguos en áreas activas, o sea con galerías que acceden a pilares de mineral recuperable.

³⁴ **SOLIS SALAZAR, PEDRO**, 1999. *EMPRESA MINERA YAULIYACU S.A. Presa de Relaves Chinchán Evaluación y Respuesta a la Estabilidad Física y Química e Implicancias Ambientales*. Lima, Perú, Tesis universitaria, Universidad Nacional de Ingeniería.

4.5.0. Depósitos Relaves en Cuanto se Culmine el Fracturamiento y Extracción del Mineral

Para depositar el relave generado por la producción, en cuanto se culmine la rotura y extracción del mineral, se debe diseñar un método capaz de facilitar este procedimiento. Si bien es cierto que el método de explotación Shrinkage fue un método de explotación eficiente en el sistema convencional, en la actualidad se cuenta con otro método mucho más eficiente que este para aplicar a las mismas condiciones geológicas que se presentan en Casapalca. El método de explotación aplicado en la mina Monterrosas de Ica es el ideal para aplicar en Casapalca, este método se denomina “Vertical Cráter Retreat” y que la traducción en sentido literal en castellano es: “Retirada del cráter vertical”; los españoles lo denominan: “Socavación por cámaras”. En realidad es el antiguo método de “Tajeos Abiertos”, con sofisticados métodos de perforación y voladura, sin necesidad que los mineros puedan penetrar dentro del tajeo arriesgando sus vidas, para efectuar las operaciones de minado.

Con sentido ecológico y productivista podemos variar la preparación y extracción, construyendo pilares cementados y puentes de concreto armado, para denominarlo “Cámaras Abiertas con Pilares y Puentes Cementados”. Este nuevo método daría la ventaja adicional a los ya existentes del “Vertical Cráter Retreat” (VCR), la velocidad y costos bajos en el carguío y transporte de las unidades y la disminución en la producción de desmonte, al evitarse la preparación en estéril.

Con esta finalidad se han desarrollado los cálculos de ingeniería para preparar la losa de concreto armado y contar con el piso de la cámara de carguío mediante chutes hidráulicos o neumáticos de acero. Estos chutes serían recuperables para 5 usos o más.

Para todos los diseños me basaré en la simbología y formulas propuestas por el ACI Code, el Instituto Americano del Concreto (American Concrete Institute) e iniciaré los cálculos con la determinación de la carga (peso) que soportará la losa de concreto armado, basado en los lineamientos y parámetros propuestos por Cemal Biron³⁵.

³⁵ **BIRÖN, CEMAL / ARIOGLU, ERGIN**, 1987. *Diseño de Ademes de Mina*. México, D.F., Editorial Limusa.

CAPÍTULO V

5.0.0. DETERMINACIÓN DE LOS PARÁMETROS TECNICOS

5.1.0. Determinación de las Variables de Diseño

Sean las dimensiones de la galería:

Ancho promedio de la galería = $l = 2.50 \text{ m} = 250\text{cm}$

Altura de la galería = $H' = 2.50\text{m} = 250\text{cm}$

Altura del domo de carga = $H = (l / 2) / f$

Coeficiente de PROTODYAKONOV(mineral suelto) = $f = 0.3$

Peso específico del mineral suelto = $Pe' = 3.26 \text{ t} / \text{m}^3$

Peso específico del concreto = $Pe = 2.4 \text{ t} / \text{m}^3$

Longitud unitaria de la galería o de losa = $b = 1 \text{ m}$

Carga de servicio = carga total que produce el domo parabólico en $t = D$

Carga o peso del mineral triturado por disparo .. = D'

Volumen del domo de carga = Vd

Volumen de mineral triturado que cae = $Vm = (H'' l' b)$

Altura de corte H'' = 3m

Ancho de tajeo l' = 1.50

Longitud unitaria del tajeo = $b = 1$

Aceleración de la carga al momento de caer = $a = ?$

Aceleración de la gravedad = g

Entonces tenemos que:

$$H = l / 2 f = 2.50 / 2 (0.30) = 4.167 \quad 4.20 \text{ m}$$

$$D = (4 / 3) (l / 2) (b) (H) (P.e')$$

$$D = (4 / 3) (1.25\text{m} (1\text{m}) (4.20\text{m}) (3.26 \text{ t} / \text{m}^3) = 22.82\text{t}$$

$$D' = Vm (Pe') = l' H'' b (Pe') = 1.50\text{m} \times 3\text{m} \times 1\text{m} \times 3.26 \text{ t} / \text{m}^3 \quad D' = 14.67\text{t}$$

Velocidad del material en caída libre a 60m de altura:

$$v = \sqrt{2gh} = \sqrt{2(9.81)(60)} = 34.31 \text{ m/seg.}$$

Tiempo de caída libre del material:

$$T = e/v \rightarrow T = 60 \text{ m}/34.31 \text{ m/seg.} = 1.75 \text{ seg.}$$

Aceleración al impactar:

$$a = v/T \rightarrow a = 34.31/1.75 = 19.60 \text{ m/seg}^2$$

Fuerza de impacto en t: L

$$L = (D''/g)a = (14.67/9.81)19.60 = 29.31t$$

Peso propio de la losa del tajeo: P_p

$$P_p = (l)(b)(d)(Pe) = (2.50\text{m})(1\text{m})(0.35\text{m})(2.40\text{t/m}^3) = 2.10t$$

Carga total de diseño para las losas de galería: U

$$U = 1.50D + 1.8L + P_p = 1.5(22.82t) + 1.8(29.31t) + 2.1 = 89.10t$$

5.2.0. Diseño del Concreto⁴⁰ para obtener una Resistencia de: 280 Kg. / cm²

Este diseño se efectúa tomando información de las tablas del *Cement Portland Institute*: Si requerimos un concreto de resistencia a la compresión de:

$$f'_c = 280 \text{ Kg/cm}^2 \text{ a los 28 días de fraguado:}$$

Se entra con f'_c a la tabla: *Agua-resistencia*, para 0% de aire incorporado y se obtiene la cantidad de agua requerida por saco.

$$f'_c = 280\text{kg/cm}^2 \quad 23 \text{ litros/saco}$$

De la tabla: *Resistencia –Slump* se obtiene el asentamiento requerido:

$$f'_c = 280 \text{ kg./cm}^2 \quad 1'' \text{ a } 2''$$

De la tabla: *Requisito de agua-Slump*, se obtiene: para 3/8" de tamaño máximo de agregado: 1" a 2" de "Slump" 213 l/m³ de concreto.

Con estos parámetros se calcula el factor C del concreto:

$$C = (213 \text{ l/m}^3) / (23 \text{ l/saco}) = 9.26 \text{ sacos /m}^3$$

$$C = (9.26) / 1.308 = 7 \text{ sacos / yarda}^3$$

Calculando el peso de la arena:

$$\text{Peso de cemento} = 9.26 \times 42.5 \text{ Kg/saco} \dots\dots = 394 \text{ Kg}$$

$$\text{Peso del agua :} \dots\dots\dots = 213 \text{ Kg}$$

$$\text{Peso sumado agua + cemento :} \dots\dots\dots = 607 \text{ Kg.}$$

$$\text{Peso específico del concreto:} \dots\dots\dots = 2,400 \text{ Kg/m}^3$$

$$\text{Peso del agregado: } 2,400 \text{ Kg} - 607 \text{ Kg} \dots\dots = 1,793 \text{ Kg.}$$

Relación de la mezcla en peso:

$$607\text{Kg}/1793 \text{ Kg} \dots\dots\dots = 2.95 \quad 3$$

Relación: 1÷3 (en peso)

5.3.0. Calculo de Parametros a partir de la Resistencia del Concreto y el Acero Especificados para la Construcción de Estas Losas:

$$\text{Siendo: } f_c = 280 \text{ kg/cm}^2 \quad \text{y} \quad f_y = 3,380 \text{ Kg/cm}^2$$

$$f_c = 0.45 f_c' = 0.45(280 \text{ Kg/cm}^2) = 126 \text{ kg/cm}^2$$

$$f_c = 126 \text{ kg/cm}^2$$

$$f_s = 0.50 f_y = 0.50(3,380 \text{ kg/cm}^2) = 1690 \text{ kg/cm}^2$$

$$f_s = 1690 \text{ Kg/cm}^2$$

$$v_c = 0.32 \quad \sqrt{f_c'} = 0.32 \quad \sqrt{280} = 5.35 \text{ Kg/cm}^2$$

$$v_c = 5.35 \text{ Kg/cm}^2$$

$$E_c = 0.1362(2,400)^{1.5} \quad \sqrt{280} = 268,000 \text{ Kg/cm}^2$$

$$E_c = 268,000 \text{ Kg/cm}^2$$

$$E_s = 2'100,000 \text{ Kg/cm}^2$$

$$E_s = 2'100,000 \text{ Kg/cm}^2$$

$$n = E_s/E_c = 2'100,000/268,000 = 8 ; \quad n = 8$$

$$k = n/(n + f_s / f_c) = 8/(8 + 1690/126) = 0.375 ; \quad k = 0.375$$

$$j = 1 - (k/3) = 1 - (0.375/3) = 0.875 ; \quad j = 0.875$$

$$p = k f_c / (2 f_s) = (0.375)126 / 2 (1,690) = 0.0141 ; \quad p = 0.0141$$

$$R = (1/2)(f_c j k) = 0.5 \times 126 \times 0.875 \times 0.375 = 20.74 ; \quad R = 20.74$$

5.3.1. Calculo del Momento Maximo de Fleccion y la Maxima Fuerza Cortante para el Dimensionamiento y Refuerzo de la Losa Sobre las Galerías:

Calculando la carga repartida sobre el claro:

$$W = U/l = (89,100 \text{ kg})/250 \text{ cm} = 356.40 \text{ kg/cm}$$

$$M = (W l^2)/12 = (356.40 \text{ Kg/cm})(250\text{cm})^2/12 = 1.85625 \times 10^6 \text{ kg-cm}$$

$$M = 1.85625 \times 10^6 \text{ kg-cm}$$

$$V = U/2 = 89,100 \text{ Kg}/2 = 44,550 \text{ Kg}$$

$$V = 44,550 \text{ Kg.}$$

Calculo del peralte y espesor de la losa:

$$D = \sqrt{\frac{M}{Rb}} = \sqrt{\frac{1.85625 \times 10^6}{20.74 \times 100}} = \sqrt{895} = 29.92 \text{ cm}$$

$$\text{Mas el recubrimiento (1)} = 6.25 \text{ cm}$$

$$h \text{} = 36.17 \text{ cm}$$

$$\text{si nuevo } h = \text{} = 37.00 \text{ cm}$$

$$\text{Menos recubrimiento (i)} = 6.25 \text{ cm}$$

$$d: (\text{efectivo}) \text{} = 30.75 \text{ cm}$$

Calculando el refuerzo:

$$A_s = \frac{M}{f_s j d} = \frac{1'856,250}{1690 \times 0.875 \times 30.75} = \frac{1'856,250}{43,993} = 40.82 \text{ cm}^2$$

$$A_s = 40.82 \text{ cm}^2$$

$$\bar{O} = 1" \quad 5.10 \text{ cm}^2: \text{ N}^\circ \text{ de varilla: } 40.82 \text{ cm}^2 / 5.10 \text{ cm}^2 = 8.00$$

$$\text{Son 1 varilla de } \bar{O} = 1" @ 12.50 \text{ cm : } 100 \text{ cm} / 12.50 \text{ cm} = 8.00$$

$$p = A_s/A_g = (8.33 \times 5.10) / 37 \times 100 = 42.48 / 3700 = 0.0115$$

$$0.0115 > 0.0025$$

5.3.2. Calculo del Esfuerzo Cortante y los Estrivos:

$$V_d = V - (W \cdot d/100) = 44550 - (356.40)30.75/100$$

$$V_d = 44550 - 109.59 = 44,440.41 \text{ Kg.}$$

$$v = V_d/b \cdot d = 44,440.41/100 \times 30.75 = 14.45 \text{ Kg/cm}^2$$

$$v = 14.45 \text{ Kg/cm}^2 ; v_c = 5.35 ; v_c < v$$

Por lo tanto si requiere refuerzo para el cortante y tendrá estrivos o emparrillado.

Calculando el cortante del concreto: V_c

$$V_c = v_c \cdot b \cdot d = 5.35 \times 100 \times 30.75 = 16,451 \text{ Kg.}$$

$$V' = V_d - V_c = 44,440 - 16,450 = 27,990 \text{ Kg.}$$

Calculando el espaciamiento (s) del emparrillado con varilla de refuerzo N°4:

$$A_v = 1.27$$

$$s = A_v(f_v) \cdot d / V' = 2(1.27)(1,690)(30.75) / 27,990 = 5 \text{ cm.}$$

5.4.0. Calculo de Estructuras para Taponear Areas Antiguas

5.4.1. Calculo de Losas para Taponerar Chimeneas:

Calculando la carga muerta D:

$$\text{Para: } l=2\text{m} ; b=1.50\text{m} ; h=2.50 \text{ m} ; Pe'=2.50\text{t/m}^3$$

$$D = l \cdot b \cdot H (Pe') = 2\text{m} \times 1.50 \times 2.50\text{m} \times 2.50\text{t/m}^3 = 18.75\text{t}$$

$$P_p = l \cdot b \cdot h (Pe) = 2\text{m} \times 1.50 \times 0.20\text{m} \times 2.40\text{t/m}^3 = 1.44\text{t}$$

$$U = 1.50 D + P_p = 1.50 (18.75\text{t}) + 1.44\text{t} = 29.57\text{t}$$

$$W = 29,570 \text{ Kg}/200 \text{ cm} = 147.85 \text{ Kg/cm}$$

5.4.2. Cálculo del Momento Máximo de Flexión, la Fuerza Cortante y el Peralte de la Losa Tapón de Chimeneas:

$$M = W l^2 / 8 = 147.85(200 \times 200) / 8 = 739,250 \text{ Kg-cm}$$

$$V = 29,570/2 = 14,785 \text{ Kg}$$

5.4.3. Calculo del Peralte de la Losa de Chimeneas:

$$d = \sqrt{\frac{M}{Rb}} = \sqrt{\frac{739,250}{20.74 \times 150}} = \sqrt{237.6246} = 15.42 \text{ cm}$$

Más el recubrimiento (i): 6.25 cm

$h =$ 21.67 cm

$h =$ 22.00 cm

Menos recubrimiento (i):..... 6.25 cm

d: peralte efectivo: 15.75 cm

5.4.4. Cálculo del Refuerzo de la Losa Tapon de Chimeneas

$$A_s = M / (f_s j d) = 739,250 / (1690 \times 0.875 \times 15.75) = 31.74 \text{ cm}^2$$

$$\bar{O} = 1" \rightarrow 5.10 \text{ cm}^2: N^\circ \text{ de varillas} = 31.74 / 5.10 = 6.22 \quad 7 \text{ varillas}$$

son: 1 varilla $\bar{O} = 1" @ 18 \text{ cm}$ (7 varillas)

5.4.5. Chequeo del Cortante y Cálculo de Espaciamiento de Estivos de la Losa Tapon de Chimeneas:

$$V_d = V - (w d / 100) = 14,785 - (147.85 \times 15.75 / 100) = 14,762 \text{ Kg}$$

$$v = V_d / (b d) = 14,762 / (150 \times 15.75) = 6.25 \text{ Kg/cm}^2$$

$$v = 6.25 \text{ Kg/cm}^2 > 5.35 \text{ kg/cm}^2$$

$v > v_c$; por lo tanto si requiere de estrivos

$$V_c = v_c \times b \times d = 5.35 \times 150 \times 15.75 = 12,639 \text{ Kg}$$

$$V' = V_d - V_c = 14,762 - 12,639 = 2,123 \text{ Kg}$$

$$\ddot{O} = 3/8'' \rightarrow A_s = 0.71/\text{cm}^2 \rightarrow A_v = 2 \times 0.71 \text{ cm}^2 = 1.42 \text{ cm}^2$$

$$s = (A_v f_v d) / V' = (1.42 \times 1690 \times 15.75) / 2,123 = 17.80 \text{ cm}$$

$$a = (l/2) (V' / V) = (250 / 2) (2,123 / 14,785) = 17.95$$

Requiere un estrivo a cada lado.

5.5.0. Cálculo de Losas Verticales Tapones para Galerías:

Dimensiones de la sección 2.50 m x 2.50 m.

La carga que soportará se asume que es la presión hidrostática de la lama es de $h = 1.55 \text{ m}$; el peso específico de la lama es de $2.50 \text{ t} / \text{m}^3$

5.5.1. Cálculo de la Carga en la Losa Vertical Tapón de Galería:

$$p = (Pe) h = (2.50 \text{ t} / \text{m}^3) (1.55 \text{ m}) = 3.88 \text{ t} / \text{m}^2$$

carga concentrada a 1/3 del piso de la galería es:

$$P = p A = 3.88 \text{ t} / \text{m}^2 (2.50 \text{ m} \times 2.50 \text{ m}) = 24 \text{ t.}$$

5.5.2. Cálculo de Momentos para Carga Concentrada a un Tercio de Altura del Piso para Losa Empotrada en Ambos Extremos:

$$M = 2P(a)^2 (b)^2 / l^3 = 2(24,000) (84)^2 (166)^2 / (250)^3$$

$$M = 597,305 \text{ Kg-cm}$$

$$M_1 = P a (b)^2 / l^2 = (24,000) (166 \times 84^2) / (250)^2$$

$$M_1 = 449,778 \text{ Kg-cm}$$

$$M_2 = P (a)^2 b / l^2 = (24,000) (166^2 \times 84) / (250)^2$$

$$M_2 = 888,846 \text{ Kg-cm}$$

5.5.3. Cálculo de la Fuerza Cortante:

$$V_1(\text{arriba}) = (Pb^2)(3a+b) / l^3 = (24,000)(84)^2 (3 \times 166 + 84) / (250)^3$$

$$V_1(\text{arriba}) = 6,308 \text{ Kg.}$$

$$V_2(\text{abajo}) = (Pa^2)(a+3b) / l^3 = (24,000)^2 (166 + 3 \times 84) / (250)^3$$

$$V_2(\text{abajo}) = 15,409 \text{ Kg}$$

5.5.4. Cálculo del Espesor (e) de la Losa Tapón de Galería:

$$d = \sqrt{(M+M_1+M_2)/Rb} = \sqrt{(597,305+449,778+888,846)/20.74 \times 250}$$

$$d = 19.32 \text{ cm}$$

$$e = 19.32 + 2(\text{recubrimientos}) = 19.32 + 2(6.25) = 19.32 + 12.50 = 31.50 \text{ cm.}$$

$$\text{sea: } e = 32 \text{ cm ; entonces: } d = 32 \text{ cm} - 12.50 \text{ cm} = 19.50 \text{ cm } d(\text{efectivo}) = 19.50 \text{ cm}$$

5.5.5. Cálculo del Refuerzo en la Cara Libre de la Losa Tapón de Galería:

$$A_s = M / (f_s j d) = 597,305 / (1690 \times 0.875 \times 19.50) = 20.71 \text{ cm}^2$$

$$\text{Varilla } \phi = 1" \quad 5.1 \text{ cm}^2:$$

$$N^\circ \text{ varillas: } 20.71 / 5.1 = 4.06 \text{ varillas}$$

$$\text{Son: } 1 \text{ varilla, } \phi = 1" @ 50 \text{ cm (4 varillas)}$$

5.5.6. Cálculo del Refuerzo en la Cara Cargada de la Losa Tapón de Galería:

$$A_s = M_2 / (f_s j d) = 888,846 / (1690 \times 0.875 \times 19.50) = 30.82 \text{ cm}^2$$

$$\text{varilla } \phi = 1" \quad 5.1 \text{ cm}^2:$$

$$N^\circ \text{ varillas: } 30.82 / 5.10 = 6.04 \text{ varillas}$$

$$\text{Son: } 1 \text{ varilla, } \phi = 1" @ 36 \text{ cm (6 varillas)}$$

5.5.7. Cálculo del Esfuerzo Cortante y los Estrivos en la Losa Tapón de Galerías

$$V_d = V - (ad / 100) = 17,664 - (96 \times 19.50 / 100) = 17,645 \text{ Kg}$$

$$v = V_d / b d = 17,664 / 250 \times 19.50 = 3.62$$

$$v_c = 5.35 \quad ; \quad v_c > v$$

No requiere estrivos, el esfuerzo cortante del cemento es suficiente para contrarrestar la fuerza cortante del empuje.

5.6.0. Metrados de los Elementos Estructurales

5.6.1. Tapones de Galerías:

Según las dimensiones presentadas en la figura N° 38.

V = Volumen de concreto = ¿?

A = Area de la sección transversa = ¿?

e = Espesor del tapón = 0.32 m.

h = Altura de la galería = 2.50 m.

a = Ancho de la galería = 2.50 m.

R = Radio de en curvatura del arco de la galería = 1.25 m.

Đ = Constante de la circunferencia = 3.1416

ñ = Porcentaje de sobrerrotura de la sección transversal = 8%

ä = Porcentaje de desperdicios del concreto = 5%

$$A = [(\frac{\pi R^2}{2} + (h-R)a] = 3.1416(1.25)^2/2 + (2.50-1.25) 2.50 \quad A = 5.579 \text{ m}^2$$

$$V = A \cdot \text{ñ} \cdot \text{ä} = 5.579(1.08)0.32(1.05) = 2.025 \text{ m}^3$$

5.6.2. Tapones de Chimeneas

Aplicando los metrados de la figura N° 39.

V = Volumen de concreto = ¿?

A = Área de la losa = ¿?

l = Longitud de la losa = 2.50 m

a = Ancho de la losa = 2.00 m

e = Espesor de la losa = 0.22 m

ä = Porcentaje de desperdicios = 3%

$$A = 2.50 \times 2.00 = 5.00 \text{ m}^2$$

$$V = A(e) \cdot \text{ä} = 5.00 \times 0.22 \times 1.03 = 1.133 \text{ m}^3$$

5.6.3. Losa de Preparación de Tajeo

Para la contención del mineral en el tajeo mostrado en la figura N° 40 y lo detallado en la figura N° 41.

V = Volumen de concreto

A = Área de la losa

l = Longitud de la losa = 5.00 m.

a = Ancho de la losa = 1.50 m.

e = Espesor de la losa = 0.37 m.

α = Porcentaje de desperdicios = 7%

$$A = A_1 - A_2 = 5.00 \times 1.50 - 1.00 \times 1.00 = 6.50 \text{ m}^2$$

$$V = Ae\alpha = 6.50 \times 0.37 \times 1.07 = 2.573 \text{ m}^3$$

N° de losas por tajeo = $100/5 = 20$ losas

$$V_T = 20 \times 2.573 = 51.47 \text{ m}^3 \text{ de concreto por tajeo}$$

5.7.0. Estimado de Cemento, Agregados y Acero de los Elementos Estructurales de Concreto Armado de: $f'_c = 280 \text{ Kg/cm}^2$

5.7.1. Para Tapones de Galerías:

$$\text{Cemento (Bolsas)} = 11 \text{ bolsas} \times (2.025 \text{ m}^3) = \dots\dots\dots 22 \text{ Bolsas}$$

$$\text{Arena (Ö 1/4")} = 0.36 \times (2.025 \text{ m}^3) = \dots\dots\dots 0.73 \text{ m}^3$$

$$\text{Piedra (Ö 3/4")} = 0.72 \times (2.25 \text{ m}^3) = \dots\dots\dots 1.46 \text{ m}^3$$

$$\text{Acero Ö 1"} = 10 \text{ segmentos de 3m} = \dots\dots\dots 3.3 \text{ varillas}$$

5.7.2. Para Tapones de Chimeneas:

$$\text{Cemento (Bolsas)} = 11 \text{ bolsas} \times (1.133 \text{ m}^3) = \dots\dots\dots 12.50 \text{ bolsas}$$

$$\text{Arena (Ö 1/4")} = 0.36 \times (1.133 \text{ m}^3) = \dots\dots\dots 0.41 \text{ m}^3$$

$$\text{Piedra (Ö 3/4")} = 0.72 \times (1.133 \text{ m}^3) = \dots\dots\dots 0.82 \text{ m}^3$$

$$\text{Acero Ö 1"} = 8 \text{ segmentos de 2.28m} = \dots\dots\dots 2.00 \text{ varillas}$$

$$\text{Acero Ö 3/8"} = 2 \text{ segmentos de 3.4m} = \dots\dots\dots 1.00 \text{ varillas}$$

5.7.3. Para las Losas de Preparación de Tajeos:

$$\text{Cemento (Bolsas)} = 11 \text{ bolsas} \times (51.47 \text{ m}^3) = \dots\dots\dots 566 \text{ bolsas}$$

$$\text{Arena (Ö 1/4")} = 0.36 (51.47 \text{ m}^3) = \dots\dots\dots 19 \text{ m}^3$$

$$\text{Piedra (Ö 3/4")} = 0.72 (51.47 \text{ m}^3) = \dots\dots\dots 37 \text{ m}^3$$

$$\text{Acero Ö 1" x 72"} = 20 \times 38/5 = \dots\dots\dots 152 \text{ varillas}$$

$$\text{Acero Ö 1/2" x 30"} = 30 \times 12 = \dots\dots\dots 360 \text{ varillas}$$

$$\text{Pernos Ö 1" x 12"} = 10 \times 20 \text{ chutes} = \dots\dots\dots 200 \text{ pernos}$$

Materiales para armado de chutes:

Planchas de Acero = $(1.90 \times 1.20) + (1.20 \times 1.20) + 2(1.80 \times 1.10)/2 + 2(0.43 \times 0.85)/2 + 0.40 \times 1.30 = 2.28 + 1.44 + 1.98 + 0.37 + 0.52$ Planchas (Acero)
 = $6.59 \text{ m}^2 \times 1.15 = 7.58/4.50 = 1.68 \times 20$

Planchas de Acero = ... 37 planchas

Pernos y tuercas de $\text{Ö}3/4" \times 11/2"$ = 35×20 = ... 700 unidades

5.8.0. Estimado de Materiales para Encofrado

Según la calidad del material o el tipo de servicio los materiales del encofrado pueden tener de 10 a 5 usos:

5.8.1. Para Tapones de Galerías

Tablas de $2" \times 6" \times 8'$ = 34 unidades = ... 272.00 pies²

Redondos $\text{Ö}8" \times 10'$ = 2 unidades = ... 84.00 pies²

Clavos de 5": $1.10 \text{ Kg/m}^3 \times 2.03 \text{ m}^3$ = ... 2.23 m³

Alambre #14: $= 0.20 \text{ Kg/m}^3 \times 2.03 \text{ m}^3$ = ... 0.41 m³

5.8.2. Para Tapones de Chimeneas:

Tablas de $2" \times 6" \times 8'$ = 14 unidades = ... 112.00 pies²

Redondos $\text{Ö}8" \times 10'$ = 2 unidades = ... 84.00 pies²

Clavos 5" = $1.10 \text{ kg/m}^3 \times 1.133$ = ... 1.24 kg

Alambre N°14 = 0.20 kg/m^3 = ... 0.23 kg

5.8.3. Para las Losas de Preparación de Tajeos

Tablas de $2" \times 6" \times 8'$ = 20 chutes x 20 tablas = ... 400 Tablas

Puntales de $8" \times 8" \times 5'$ = ... 42 Unidades

Redondos de $\text{Ö} 6" \times 8'$ = ... 42 Unidades

Tripley de 20 mm x 1.20m x 2.40 m. = ... 12 Planchas

Angulos ranurados de $1/8" \times 4" \times 8"$ = ... 14 Unidades

Pernos y tuercas $\text{Ö}1/2" \times 11/2"$ = ... 320 Unidades

Ganchos de empotramiento: de $\varnothing 1'' \times 1.30\text{m}$ = ...84 Unidades
 Fierro para ganchos: $84/(9.15/1.30)$ = ...12 Unidades
 Clavos 5" = $1.10 \text{ kg/m}^3 \times 51.47$ = ...56.63 kg
 Alambre N°14 = $0.20 \text{ kg/m}^3 \times 51.47$ = ...10.29 kg

5.9.0. Estimado de la Mano de Obra

5.9.1. Para los Tapones de Galerías:

Secuencia de Operación	Tareas	
	Minero	Oficial
Perforación voladura y excavación	2	2
Empatillado y apuntalado	1	1
Armado y refuerzo	1	1
Encofrado	2	2
Mezclado y vaciado de concreto	1	4
Total	7	10

5.9.2. Para los Tapones de Chimeneas:

Secuencia de Operación	Tareas	
	Minero	Oficial
Excavación y empatillado	1	1
Apuntalado y encofrado	1	1
Armado de refuerzo	1	1
Mezclado y vaciado de concreto	1	4
Total	4	7

5.9.3. Para las Losas de Preparación de Tajeos:

Secuencia de Operación	Tareas	
	Minero	Oficial
Preparación de andamiaje de perforación	5	5
Perforación para el anclaje del refuerzo	4	4
Colocación de puntales de encofrado	5	5
Colocación de encofrados	6	6
Mezclado y vaciado	10	60
Armado de chutes	10	20
Total	40	100

5.10.0. Drenaje del Agua del Relave:

Producción diaria 3 500 t / día

Agua de concentración 8 170 m³ / día =.....340 m³ / hora

Agua de concentración =.....5 670 // minuto

Agua por bombear =..... 95 // seg.

Para la primera bomba:

Distancia del pique central a la concentradora =..... 1200 m

Altura de bombeo del nivel 3900 al nivel 2700 =..... 300 m

Longitud de tubería =..... 400 m

Perdidas de carga =..... 40 m

Altura manométrica =.....340 m

Rendimiento eléctrico =.....0.92

Rendimiento mecánico =.....0.95

Rendimiento hidráulico =.....0.78

Potencia de agua elevada: $P_{1^{\circ}B} = (95 // \text{seg.} \times 300 \text{ m}) / 76 = \dots\dots\dots 375 \text{ HP}$

Potencia útil: $P_{U1^{\circ}B} = (95 // \text{seg.} \times 340 \text{ m}) / 76 = \dots\dots\dots 425 \text{ HP}$

Potencia del motor $P_{m1^{\circ}B} = 425 / (0.92 \times 0.95 \times 0.78) = \dots\dots\dots 623 \text{ HP}$

Rendimiento de agua elevada : $(375/623)100 = \dots\dots\dots 60\%$

Para La Segunda Bomba:

Altura de bombeo del 2700 al 1700 =..... 290 m

Longitud de tubería =.....350 m

Perdida de carga =..... 35 m

Altura manométrica =..... 325 m

Rendimiento eléctrico =..... 0.92

Rendimiento mecánico =..... 0.95

Rendimiento hidráulico =..... 0.78

Potencia de agua elevada: $P_{2^{\circ}B} = (95 // \text{seg.} \times 290 \text{ m}) / 76 = \dots\dots\dots 363 \text{ HP}$

Potencia útil: $P_{U2^{\circ}B} = (95 // \text{seg.} \times 325 \text{ m}) / 76 = \dots\dots\dots 406 \text{ HP}$

Potencia del motor $P_{m2^{\circ}B} = 406 / (0.92 \times 0.95 \times 0.78) = \dots\dots\dots 596 \text{ HP}$

Rendimiento de agua elevada: $(363/596)100 = \dots\dots\dots 61\%$

5.11.0. Operación y Funcionamiento del Nuevo Diseño de “Método de Explotación con Pilares y Puentes Previamente Cementados”

Este método de explotación de minas se ha diseñado con la finalidad de separar el ciclo del relleno de las etapas de perforación, voladura y acarreo de mineral, con el objetivo de depositar en los tajeos vacíos, los relaves y demás desechos y desperdicios de la explotación minera.

Este método de explotación se denominará: “Método de Explotación con Pilares y Puentes Cementados”, con las siglas MEEPPCE.

5.11.1. Condiciones de Aplicación

Este método de explotación se adaptaría casi a todas las condiciones litológicas y de geología estructural, con la única restricción del buzamiento; debiendo ser este superior a los 70°; tanto para filones como cuerpos mineralizados. Sin embargo, para buzamientos inferiores se tendrían que adaptar cabrestantes para uso de rastrillos (scraper). Las rocas encajonantes deberán de ser de mediana dureza a muy duras, el relleno mineralizado no tendrá restricciones en cuanto a su estabilidad, en caso de ser muy deleznales ya no se aplicará perforación y voladura, bastará con la instalación de una cizalladora o rozadora diseñada para las condiciones de aplicación.

La mayoría de los parámetros clásicos para fijar las condiciones de aplicación de los métodos de explotación serán superados con la ayuda del equipamiento moderno de perforación, voladura y acarreo de mineral. Por ejemplo, ya no tendremos la necesidad de introducir el personal dentro de los tajeos para ninguno de los ciclos de minado como se muestra en las figuras 10 y 13. Los inconvenientes de estabilidad de las rocas encajonantes serán superadas con el diseño de las dimensiones y la ubicación de puentes y pilares cementados. En la figura N° 10 se muestra el diseño del método en mención para yacimientos filoneanos con astiales y relleno mineralizado

competente y la figura N° 11 para yacimientos con astiales competentes y relleno mineralizado deleznable. Este último también se podría aplicar para yacimientos filoneanos con astiales deleznales, después de haberlos estabilizado con inyección de lechada de cemento.

5.11.2. Preparación de los Tajeos de Explotación

Después de la delimitación de los bloques de explotación se procederá a ejecutar la perforación de dos chimeneas verticales, comunicando el nivel inferior con el superior. Esta chimenea tendrá dos objetivos: el primero es la exploración de los componentes mineralógicos del yacimiento en elevación, así como el comportamiento litológico para la planificación y diseño del trazo de perforación con taladros largos. El segundo objetivo es convertir estas chimeneas en pilares de concreto para delimitar el tajeo vacío, donde se depositaría el relave, con el mineral insitu de futura explotación.

Las chimeneas serían perforadas con una máquina perforadora “Down The hole” (DTH); efectuando la perforación desde el nivel superior al inferior, como se puede visualizar en la figura N° 13. En cada chimenea se perforarían sólo 7 taladros, 3 de arranque o cuele y cuatro taladros cuadradores. La voladura se deberá efectuar cargando los taladros desde el nivel superior, con el explosivo suspendido en el fondo del taladro comunicado al nivel superior. Los disparos se realizarían por tandas de 6m de longitud cada uno, llegando a comunicar solo con 9 disparos.

Después de haberse comunicado las dos chimeneas y haber hecho un registro mineralógico y litológico para la planificación de la futura perforación del tajeo, se procederá a sellar la chimenea en el nivel inferior a fin de rellenar con parte de relave cementado en la proporción de 1:20.

La segunda etapa de preparación consistirá en realzar parte del techo la galería inferior, sólo la parte de la estructura mineralizada, dando 3 cortes

con la máquina perforadora “Stoper”, cada corte deberá tener 2 m de longitud. Estos cortes no son para la formación de “Box holes” insitu, sino recuperar el mineral ubicado en el techo de la galería, arrancando toda la longitud del tramo en preparación. La finalidad de este realce es construir una losa de concreto armado que reemplace los puentes insitu del subnivel y sirva de piso de la cámara de carguío del mineral arrancado, dejando un espacio de 4m, medido desde el piso de la galería hasta la cara inferior de la losa; esta altura será suficiente para que se pueda ubicar la perforadora DTH mostrada en la figura N° 13, para la explotación del bloque inferior, como se muestran en las figuras: 10 y 11.

Debo resaltar que con la construcción de esta losa se elevará la eficiencia debido a que disminuiría el tiempo de limpieza del mineral, cargándose directamente a los camiones o vagonetas del ferrocarril mediante los “chutes” de carguío.

La tercera etapa de preparación consistirá en la limpieza de todo el mineral disparado, cuya producción será de 2,100 t de alta ley (con baja dilución).

La cuarta etapa se iniciará con el armado de encofrado de diseño especial, para colocar el emparrillado de varillas corrugadas de construcción de 1” de diámetro y luego vaciar el concreto hasta lograr 37 cm. de espesor, como se puede observar en la figura 11 del anexo. Después de los 28 días de fraguado del concreto se procederá al armado y colocación de los chutes de acero prefabricado según como se muestra en la figura 41, siendo este quinto paso el último para iniciar la explotación el bloque preparado y expedito para la explotación.

5.11.3. Explotación del Tajeo con Pilares y Puentes Cementados

Todo el proceso de perforación y voladura sería similar al método de tajeos abiertos VCR (por sus siglas en inglés de cráteres verticales en retroceso). Como este método de perforación y voladura se efectuaría en vetas para el

caso de Casapalca, a fin de lograr tajeos de 1.20 m de ancho como máximo. El trazo de perforación sería en zig-zag con taladros de 105 mm de diámetro, espaciados a 1.50 m. (o más según las características de la roca. Con este esparcimiento se debería perforar 72 taladros (incluido los 6 de arranque) de 54m. de longitud. Para perforar cada taladro, la perforadora tardaría 2.50 horas. Demorándose 180 horas para concluir con toda la perforación; si consideramos que las horas productivas de trabajo básico es de 6 horas por tarea, concluiremos que en 30 tareas de 15 días quedaría concluida esta etapa de laboreo.

Siendo los ciclos de minado completamente independiente y la etapa de perforación la más larga, el volumen de producción ya no dependerá de la perforación, sino de la velocidad de acarreo.

Con el sistema convencional de tracción sobre rieles y el carguío mediante chutes, se lograría mayor productividad, siempre que las vagonetas tengan el sistema de descarga tipo "Gramby". Extrayéndose de cada tajeo 19 mil toneladas en un solo mes de operación, dándose las siguientes dimensiones: 100 m de longitud, 56 m de altura y 1.20 m de ancho, según se muestra en la figura N°10.

Con este sistema la empresa requerirá tener solo 5 tajeos con 80 trabajadores, para lograr una productividad de 47t/tarea y un costo en perforación y voladura de U.S.\$0.60/t.; simplificándose ostensiblemente la operación de minado.

5.11.4. Etapa de Depósito de Residuos Sólidos y Relaves de Mina

Concluida la extracción de mineral, quedará en el tajeo vacío un espacio de 6,500 m³. De este espacio se extrajo un volumen de mineral incrementado en 33%, o sea 8,600 m³. Después de haberse reducido por molienda y extraído el mineral concentrado, cuya merma es de 1,200 m³, quedaría

7,400 m³ de relave, quedando un remanente de 900 m³ que viene a ser el 14% del volumen original o insitu.

La preparación para depositar el relave en estos tajeos es muy simple: lo primero que se tiene que hacer es bajar un tubo de drenaje de plástico de 6" de diámetro, con ranura longitudinal de 1m opuestamente intercalados a lo largo del tubo, estas ranuras serán cubiertas por una manga de crudo sintético "Poliyute", sujetas por abrazaderas, con el fin de que drene el agua, atrapando la lama fuera del tubo. Esta operación sería de parcial complejidad por el cuidado que se tiene que tener para no rasgar el poliyute.

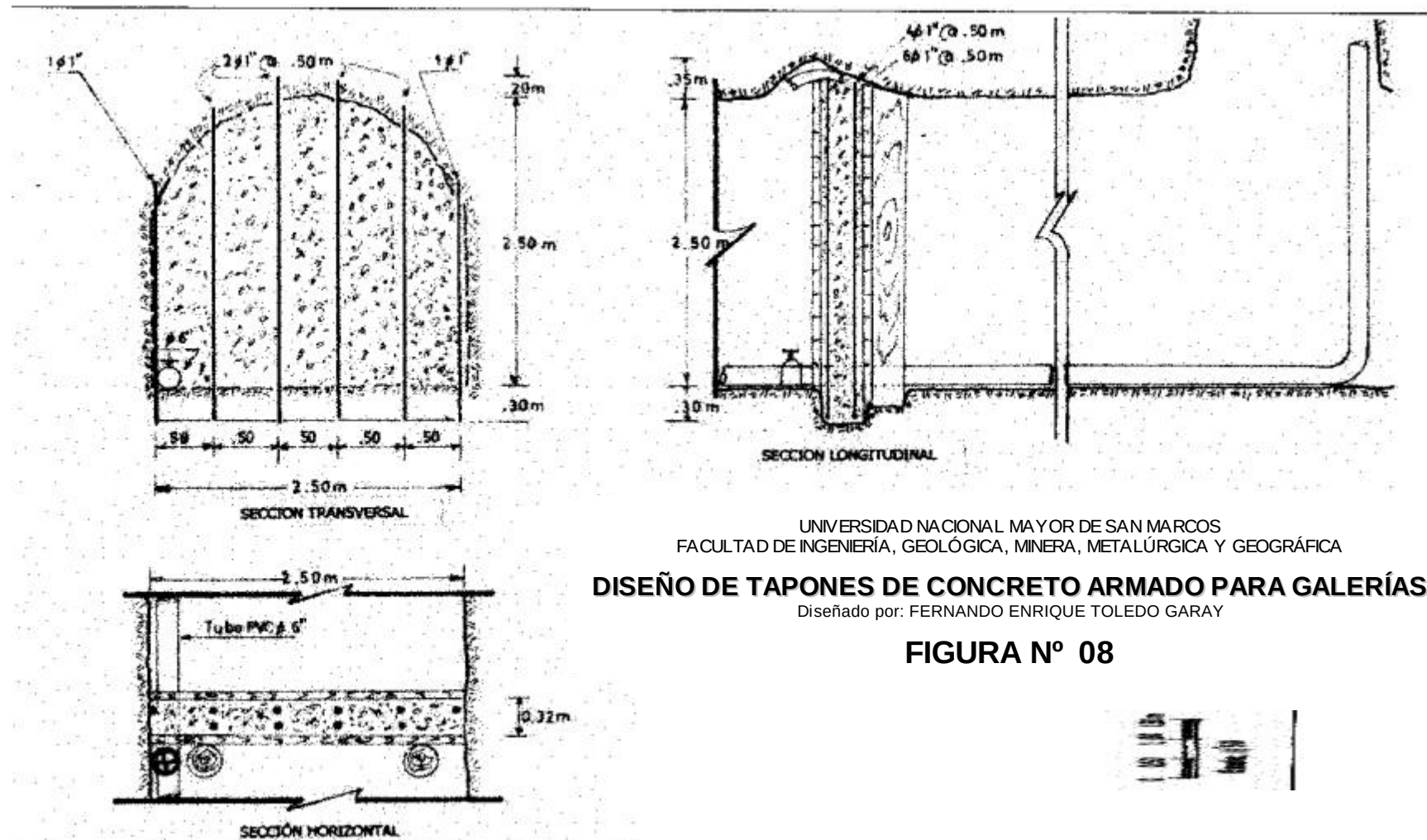
El taponeo de los "Box holes" sería muy simple: una vez extraído todo el mineral, se procederá a desarmar y quitar los chutes metálicos en retirada. Al desempernar los chutes, se tendrá especial cuidado en no dañar los pernos empotrados en el concreto, con el fin de fijar en estos los tablones de madera de eucalipto de 3" de espesor, 6" de ancho y 60" de longitud, previamente taladrados con broca de 1" de diámetro. Antes de colocar los tablones, se cortarán de 20 a 22 mantas de crudo sintético (según el número de chutes), cada manta tendrá 6m para doblar en cuatro y colocar a manera de empaquetadura en los pernos, luego se ensamblarán las tablas y se ajustarán las tuercas para que estos "Box-holes" queden herméticamente sellados y no deje escapar lama ni agua, todo el agua saldría por la tubería. En caso de malograrse la tubería, el agua resumiría por las mantas de crudo de los "Box-holes".

5.11.5. Depósito de Relave Remanente

En la figura 39 se muestra el diseño de tapones de concreto armado para chimeneas y en la figura 38 se puede ver el diseño para taponear las galerías antiguas de las vetas 241, Q y P desde los niveles 1000 al 1500 en la primera etapa del proyecto, a fin de utilizar la misma bomba utilizada para bombear el relave al depósito de Chinchán y drenar el agua contaminada por

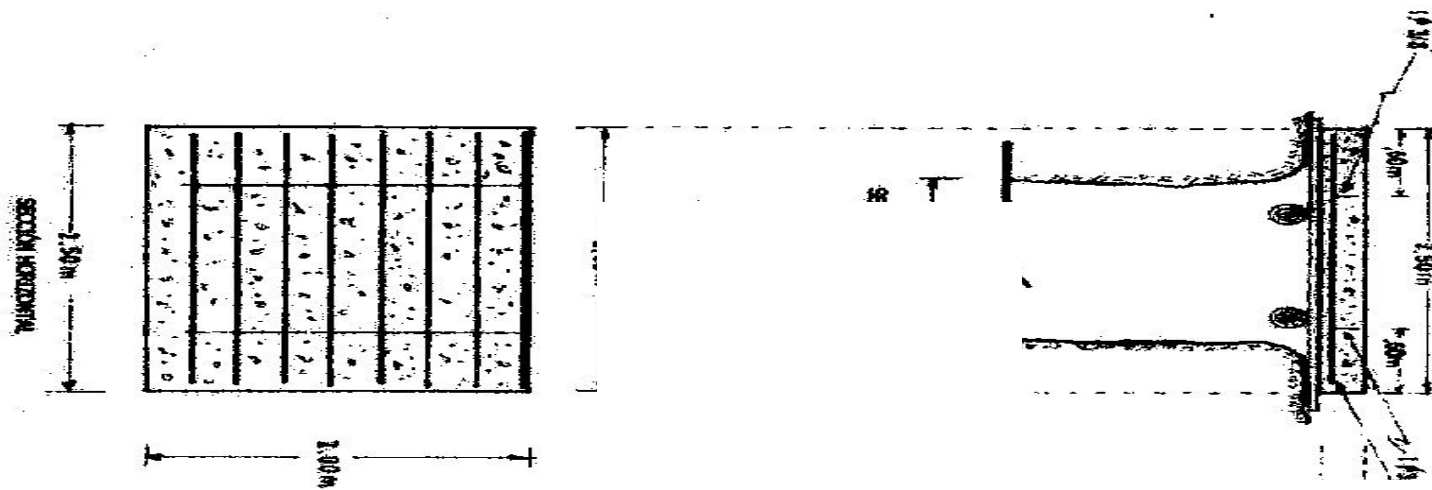
gravedad, recirculando hacia la planta concentradora, por tubería a través de la galería principal del nivel 1700.

Pero, en los diferentes niveles, desde el nivel 200 hasta el 3,900 se tiene galerías transitables por debajo de tajeos terminados como se muestra en la figura 05 en la etapa de rotura y la figura 06 en la etapa de extracción o “Jale”. En estos tajeos que quedaron parcial o totalmente vacíos, se puede rellenar utilizando el diseño que se muestra en la figura 07.



UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
 FACULTAD DE INGENIERÍA, GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA
DISEÑO DE TAPONES DE CONCRETO ARMADO PARA GALERÍAS
 Diseñado por: FERNANDO ENRIQUE TOLEDO GARAY

FIGURA Nº 08



UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
FACULTAD DE INGENIERÍA, GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA

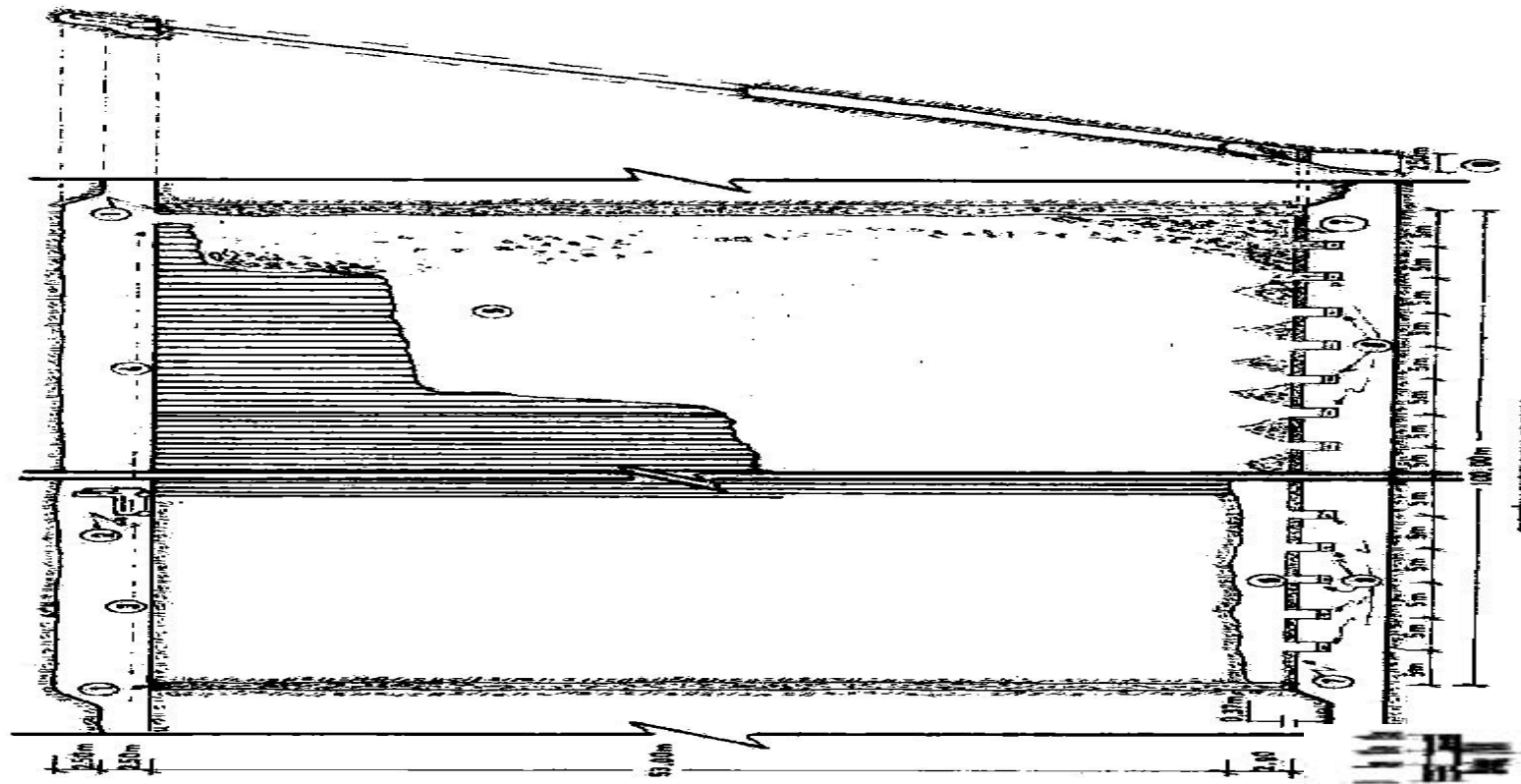
DISEÑO DE TAPONES DE CONCRETO ARMADO PARA CHIMENEAS

Diseñado por: FERNANDO ENRIQUE TOLEDO GARAY

FIGURA Nº 09

Universidad Nacional Mayor de San Marcos
Facultad de Ciencias Exactas - Unidad La Paz
DISEÑO DE TAPONES DE CONCRETO ARMADO PAR
Diseñado por: FERNANDO ENRIQUE TOLE

0.20
Escala:



SECCIÓN LONGITUDINAL DE TAJEO

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
FACULTAD DE INGENIERÍA, GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA

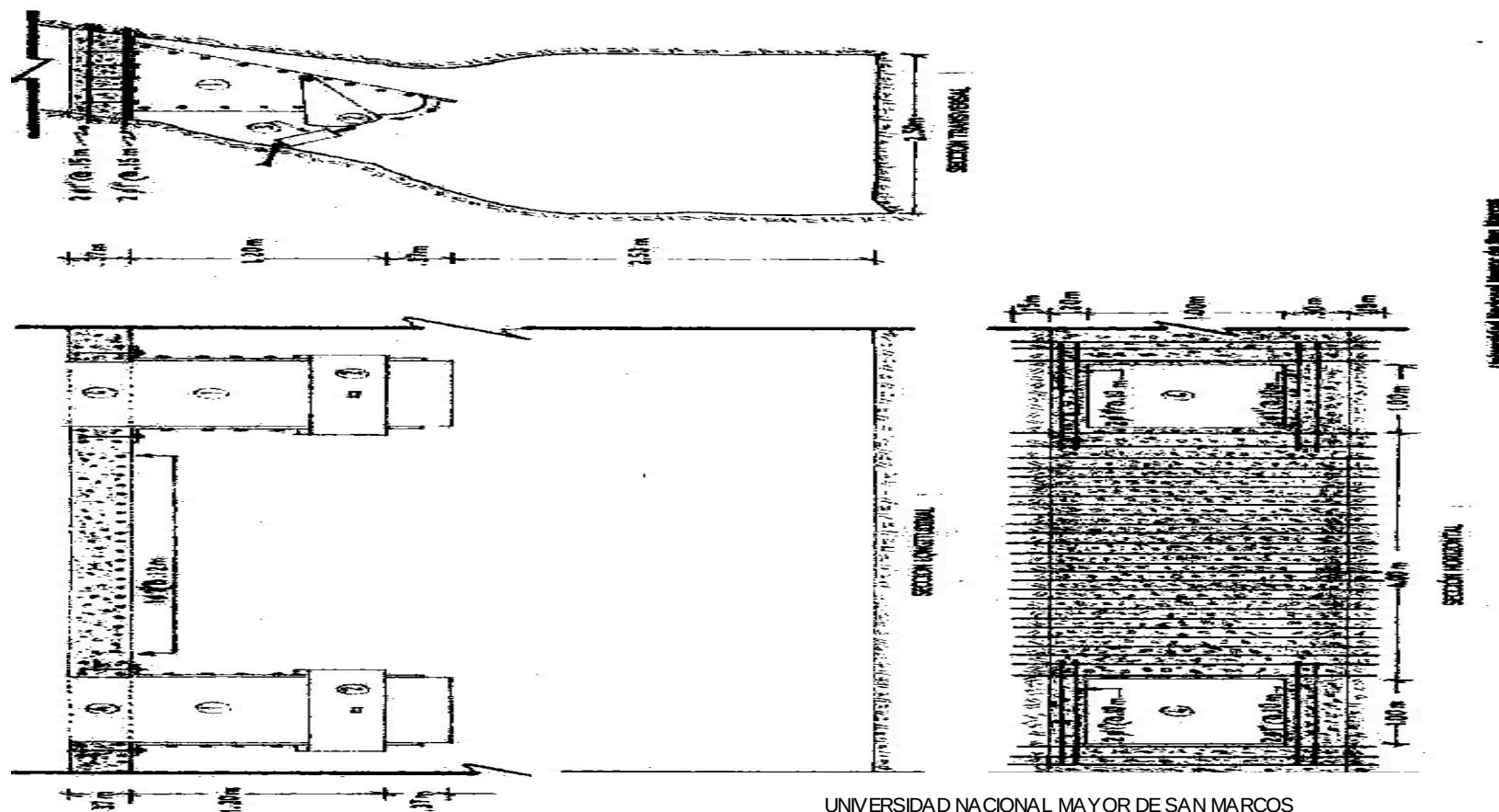
DISEÑO DE MÉTODO DE EXPLOTACIÓN ECOLÓGICO CON PILARES Y PUEBLES CEMENTADOS

Diseñado por: FERNANDO ENRIQUE TOLEDO GARAY

LEYENDA:

- | | | |
|-------------------------|------------------------|---------------------------------|
| 1) Pilar Concretado | 4) Tramo de Voladura | 7) Puentes Cementados |
| 2) Perforadora D.T.H. | 5) Tajo Abierto | 8) Chutes de Extracción |
| 3) Tramo de Perforación | 6) Sub-nivel de acareo | 9) Sección transversal del tajo |

FIGURA Nº 10



LEYENDA:

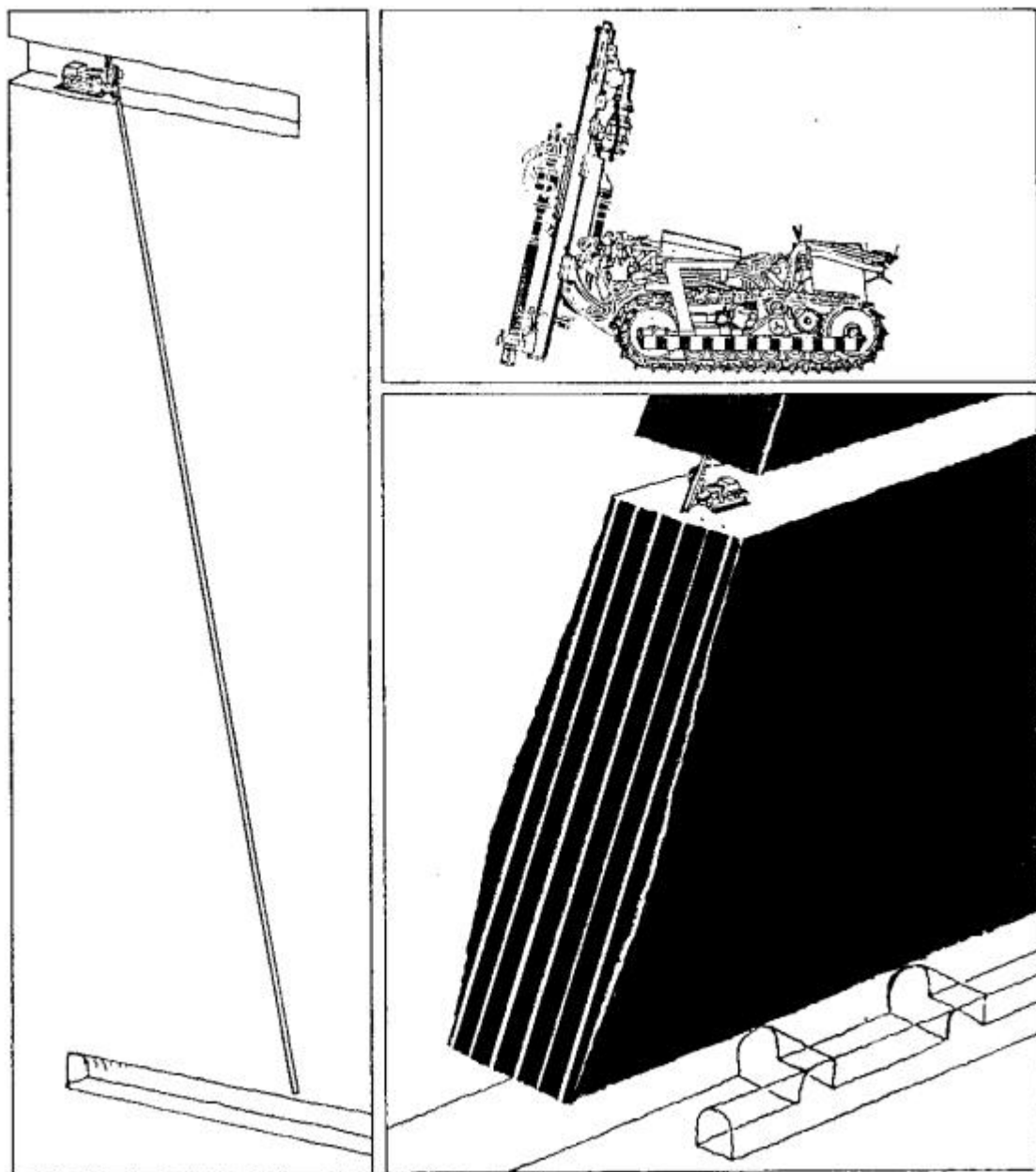
- | | |
|-----------------------|----------------------------|
| 1) Chute de Acero | 3) Pistón Neumático de Cor |
| 2) Compuesta de Acero | 4) Boca de Descarga de Min |

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
FACULTAD DE INGENIERÍA, GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA

**DISEÑO DE LOSA DE CONCRETO ARMADO PARA REEMPLAZAR LOS
FUENTES DE CONTENCIÓN DE MINERAL**

Diseñado por: FERNANDO ENRIQUE TOLEDO GARAY

FIGURA N° 11



PERFORACIÓN DOWN THE HOLE (DTH)

Derecha Superior: Máquina perforadora

Izquierdo: Taladro largo perforado con máquina DTH

Derecha Inferior: Esquema tridimensional de la perforación

Diseñado por: FERNANDO ENRIQUE TOLEDO GARAY

FIGURA N° 13

CAPÍTULO VI

6.0.0. EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL PROYECTO DE DISPOSICIÓN DE RESIDUOS SÓLIDOS Y RELAVES EN EL SUBSUELO

6.1.0. Estructura de Costos en la Ejecución del Proyecto de Depósito de Relaves en el Interior de Mina

La ejecución del proyecto de depósito de relaves, consistirá en el taponeo con concreto armado de los accesos o entradas de las galerías de explotación antigua y las conexiones de las chimeneas que dejaron de cumplir sus funciones específicas: de transferencia de mineral, ventilación, acceso y servicios; para aislar de las labores de explotación reciente, dejando en el interior sistemas de drenaje por tubería plástica, a fin de controlar la formación de presiones hidrostáticas de los tapones.

Antes presentaremos un cuadro de lo que costaría cada elemento estructural a fin de formular el costo de inversión:

6.1.1. Costo por Cada Tapón de Galería

Cemento	: 22.00 bolsas x \$ 5.65	=	\$ 124.31
Arena 1/4"	: 0.73 m ³ x \$ 7.18	=	5.24
Piedra 1/2"	: 1.46 m ³ x \$ 7.18	=	10.48
Refuerzo Ø1"	: 3.30 x \$19.70	=	65.24
Encofrado	: 34x\$1.92 + 2 x \$ 3.18	=	71.64
Alambre # 14 y clavos 5"	: 2.64 Kg x \$ 0.50	=	1.32
Mezcladora	: 1 hora x \$ 5.53	=.....	5.53
Bomba (15yar):	1 hora x \$69.72	=	69.72
Labor Mineros:	7 tareas x \$29.63	=	207.43
Labor oficiales:	10 tareas x \$26.94	=	269.42
Total		=	US \$ 829.01

6.1.2. Costo por Cada Tapon de Chimenea

Cemento	: 12.50 bolsas x \$5.65	=.....\$	70.63
Arena 1/4"	: 0.41 m ³ x \$7.18	=.....	2.94
Piedra 1/2"	: 0.82 m ² x \$7.18	=.....	5.89
Refuerzo Ö1"	: 2.00 x \$ 19.59 + 1.00 x \$ 2.81	=.....	29.34
Encofrado	: 14 x \$ 1.92 + 2 x \$ 1.92	=.....	30.72
Alambre # 14 y clavos de 5"	: 1.47 Kg x \$ 0.50	=.....	0.74
Mezcladora	: 1 x \$ 5.53	=.....	5.53
Labor Minero	: 4 x \$ 29.63	=.....	118.52
Labor Oficial	: 7 x \$ 26.9	=.....	188.58
Total		=.....US \$	452.80

6.1.3. Costo por Losa de Preparación de Tajeos

Cemento	: 560.00 bolsas x \$ 5.65	=.....\$	3,164.00
Arena (1/4")	: 19.00 m ³ x \$ 7.18	=.....	36.42
Piedra (3/4")	: 37.00 m ³ x \$ 7.18	=.....	265.66
Refuerzo (Ö1")	: 152 varillas x \$ 19.77	=.....	3,005.04
Emparrillado (Ö1/2")	: 360 varillas x \$ 5.37	=.....	1,933.20
Pernos (Ö1" x 12")	: 200 c/u x \$ 1.65	=.....	330.00
Planchas acero (5mm)	: (37 x \$ 1324.97)/10	=.....	5,735.10
Cortado + perforado+ doblado	: 0.60 x \$ 5,735.10	=.....	3,441.06
Pernos y tuercas (3/4"x11/2)	: (700 c/u \$2.40) /10	=.....	168.00
Tablas para encofrado 2 x 6 x 8'	: (400 x \$1.92)/5 .	=.....	153.60
Puntales 8" x 8" x 5'	: (42 x \$ 5.26)/5	=.....	44.18
Puntales andamio Ö6" x 8'	: (42 x \$1.91)/5	=.....	16.04
Tripley (1.20 x 2.40 x 20 mm)	: (12 planchas x \$40.55)/5	=.....	97.32
Acero Ö3/4"x 36" para ganchos	: 12 varillas x \$10.33	=.....	123.96
Alambre # 14 y clavos 5"	: 67Kg x \$ 0.50	=.....	33.50
Cortado y doblado de ganchos	: (0.30 x \$123.96)/10	=.....	3.72
Angulos ranurados de 8'	: (14 c/u x \$2.34)/10	=.....	3.28
Pernos y tuercas Ö1/2" x 1.50"	: (320 c/u x \$ 0.10) /10	=.....	3.84
Total		=.....	\$ 18,656.76

6.2.0. Ejecución del Proyecto de Taponeo de Areas Abiertas

La ejecución del proyecto de inversión para depositar los relaves, paralelamente a la extracción consistirá de las siguientes partes:

6.2.1. Taponeo y aislamiento de las áreas antiguas de explotación, para depositar el remanente del 14% de relaves.

6.2.2. Taponeo de tajeos sobre galerías accesibles, siendo esta modalidad la que ocasionaría mayores dificultades.

6.2.3. Preparación de tajeos con pilares y puentes cementados, a fin de depositar el relave en estos inmediatamente después de concluida la extracción.

Para aislar las áreas antiguas de explotación de las galerías accesibles, se requerirá colocar en cada nivel de 5 a 6 tapones de galería y de 75 a 80 tapones de chimenea, además de preparar 4 tajeos de 100 m. cada mes.

Bombeando el relave con las mismas bombas con que se bombean al depósito de Chin-Chan, con facilidad se podría bombear hasta el nivel 1000 de la mina, ejecutándose el taponeo desde el nivel 1,200 hasta 1,700 en forma experimental para drenar el agua por gravedad y recircular hacia la concentradora. En esta etapa se colocarían 20 tapones de galería y 320 tapones de chimenea a un costo de US \$ 161,476, para depositar 242,000 m³ de relave. Si se deposita solo el remanente del 14%, se tendría espacio para rellenar durante 3 años y 7 meses. Si se deposita el 100% del relave generado, se tendría espacio sólo para 6 meses.

Si se taponea hasta el nivel 3,600, tendríamos que colocar 65 tapones de galería y 1040 tapones de chimenea a un costo de US \$ 524,798, para depositar 786,000 m³ de relave. Al depositar el 100% del relave se tendría espacio sólo para 19 meses y si se deposita sólo el remanente del 14% se

tendría espacio para 11 años con 8 meses. Pero con una explotación racional, se tendría el suficiente espacio para rellenar durante 19 años.

Para alargar la vida de la mina que estará en función del espacio conveniente para depositar los relaves, se tiene que cambiar el método explotación y el sistema de minado.

Con esta finalidad se presenta la siguiente estructura de costos de inversión para la ejecución del proyecto:

6.3.0. Estructura de Costos del Proyecto

Ingeniería del Proyecto (2%)	US \$ 112,600.00
Gestión de compra (1.5%).....	84,500.00
Adquisición de equipo:	
Bomba centrífuga de 623 H.P. – CIF CALLAO	1'134,800.00
Bomba centrífuga de 596 H.P. – CIF CALLAO	1'086,500.00
6 Perforadora DTH \$335,000 c/u – CIF CALLAO	2'010,000.00
5 Bombas de Concreto 3 1/2 basculante – CIF CALLAO	573,000.00
5 Mezcladoras de concreto 3 1/2 basculante CIF CALLAO...	56,000.00
Obras civiles	536,000.00
Preparación de Mina (12 tajeos).....	224,000.00
Capacitación del personal (5% del costo del proyecto).....	281,500.00

Total US \$ 6'108,900.00

Con la inversión de US \$ 6'108,900.00 se generaría la reducción de costos de minado de US \$ 18.03 / t a US \$ 7.29 / t que representa una disminución del 59.57 %.

En la sección (6.3.1) de este capítulo, se analiza la rentabilidad del proyecto con cuatro alternativas de precios de los metales. La alternativa A) corresponde al promedio de precios del año 2002; la alternativa B)

corresponde al promedio de precios del mes de diciembre del año 2002, que denota una mejora respecto al promedio anual; la alternativa C) es una proyección optimista (incrementada), obtenida de la suma al promedio del año 2002 la variación diferencial del promedio de los últimos 10 años menos el promedio del 2002 y la alternativa de precios D) es la proyección pesimista (disminuida), obtenida de la diferencia al promedio del año 2002, la misma variación que de la proyección optimista.

En el ejercicio presentado en la sección (6.6.0.) de este capítulo se obtiene los siguientes flujos de caja neto para cada alternativa de precios, con los cuales se calcularan los diferentes VAN y TIR para evaluar el proyecto en función de las diferentes alternativas de precios de los metales y la tasa de interés bancario del mercado que es 19.5, recuperable en 5 años:

6.3.1. Evaluación Financiera del Proyecto en US \$ x 1,000

Alternativas de Precios de Metales	Flujo de Caja Neto	Inversión Fija	Interés en %	VAN	TIR en %
A	28'383	6'109	19.5	79'716	465
B	(4'376)	6'109	19.5	(19'341)	0
C	8'182	6'109	19.5	18'632	132
D	(2'990)	6'109	19.5	(15'150)	0

Como se puede observar la ejecución de este proyecto sería muy rentable, inclusive con la alternativa de precios muy pesimista se tendría 23 millones de valor presente neto y 190% de tasa interna de retorno.

6.3.2. Estructura de Costos en la Operación de Mina con Depósito de Relaves en Tajeos Terminados

Los costos de producción con perforación de taladros largos y voladura de cráteres en retroceso, aplicado en la mina Monterrosas en el año 1986, fueron los siguientes:

Labor diaria	US \$ 1.15 / t
Energía	US \$ 1.80 / t
Materiales	US \$ 2.60 / t
Servicios	US \$ 0.45 / t
Total	US \$ 6.00 / t

La productividad en esta mina fue de 16t/tarea. En los mejores tiempos de Casapalca, en 1980 la productividad fue de 4t/tarea.

Si consideramos que la devaluación anual del dólar es del orden del 4% anual podemos indexar estos costos al año 2006.

2006 – 1986 = 20 años

Factor de indexación: $(1.04)^{20} = 2.1911$

Costos de la mina Monterrosa indexado al año 2005:

Labor diaria	US \$ 2.20 / t
Energía	US \$ 3.79 / t
Materiales	US \$ 5.47 / t
Servicios	US \$ 0.95 / t
Total	US \$12.63 / t

Distribuyendo los costos unitarios de producción indexados de la mina Monterrosas entre mina y planta se tendría US. / t :

Costos Unitarios en US.\$/t	Mina	Planta	Total
Labor	0.97	1.45	2.42
Energía	0.53	3.26	3.79
Materiales	4.41	1.06	5.47
Servicios	0.48	0.39	0.95
Total	6.47	6.16	12.63

Pero en Casapalca la extracción horizontal y vertical de las labores inferiores es eléctrica, con un costo de US \$ 0.30 / t en tracción horizontal, US \$ 0.36 / t en tracción vertical y US \$ 0.40 / t en ventilación y otros.

En caso de que operen las 2 bombas para el drenaje de agua contaminada de retorno a la concentradora se tendrá:

Energía consumida por las bombas:

Bomba 1: 623 HP x 0.7457 = 465 Kw. – hora

Bomba 2: 596 HP x 0.7457 = 444 Kw. – hora

Costo en energía de bombeo:

Bomba 1: 465 Kw. – hora x 24 horas x US \$ 0.55 = US \$ 522.72 / día

Bomba 2: 444 Kw. – hora x 24 horas x US \$ 0.55 = US \$ 496.32 / día

Total costo en energía de bombeo = US \$ 1,019.04 / día

Costo unitario de bombeo: US \$ 1,019 / 3542 t / día = US \$ 0.29 / t

Sumando el costo unitario de energía en mina tendremos:

0.30 + 0.36 + 0.40 + 0.29 = US \$ 1.35 / t

El bajo consumo de energía en Monterrosa se debe sólo a la operación de los ventiladores de mina, que viene a ser similar a la Casapalca.

6.3.3. Estructura de Costos Unitarios de Producción de Casapalca con el Nuevo Método de Explotación y Proyecto Ejecutado en US. \$ / t

Centro de Costo	Mina	Planta	Total
Labor	0.97	1.45	2.42
Energía	1.35	3.26	4.61
Materiales	4.41	1.06	5.47
Servicios	0.56	0.38	0.94
Total costos de producción:	7.29	6.15	13.44

Para una producción anual de 1'240,000 t en 300 días de operación de mina, se tendría una producción de 4,134 t / día y la planta pasaría 3,543 t / día en 350 días de operación. Con esta producción y las leyes de cabeza se tendría el siguiente balance metalúrgico:

6.3.4. Balance Metalúrgico con la Producción Actual 2,005³⁶

Producción en: t		Leyes				Recuperaciones en %			
Mineral	Producción	Cu %	Pb %	Zn %	Ag g/t	Cu	Pb	Zn	Ag
Cabeza	1'239,744	0.30	1.31	2.92	112.32				
Concen.									
Bulk	30,962	8.71	45.61	8.38	3,733	72.5	86.8	7.2	83.0
Zinc	52,324	1.22	1.14	57.63	179	17.2	3.7	83.3	6.7
Relave	1'156,458	0.03	0.13	0.30	12.37				

6.3.5. Balance Metalúrgico Antes de la Privatización³⁷

Producción en: t		Leyes				Recuperaciones en %			
Mineral	Producción	Cu %	Pb %	Zn %	Ag g/t	Cu	Pb	Zn	Ag
Cabeza	980,000	0.43	2.30	4.00	274				
Concen.									
Bulk	35,226	7.80	51.51	5.12	5,587	65.2	80.5	4.6	73.3
Zinc	58,817	1.50	2.11	59.25	429	21.0	5.5	88.9	9.4
Relave	885,957	0.07	0.36	0.29	52.43				

Los resultados de este balance metalúrgico fueron obtenidos con la información de la planta concentradora de Casapalca, antes de su privatización; luego de que esta mina pasara al sector privado, subió la producción y bajaron las leyes de cabeza.

³⁶ Fuente: Ministerio de Energía y Minas, Dirección de Fiscalización Minera. Octubre del 2005.

Comparando los dos cuadros de balances metalúrgicos del año 2005 con los estudios realizados por Centromín Perú en 1994 con los resultados de la producción de 1993 (630,800 t de mineral de cabeza, con 577,000 t de relaves generados), podemos observar que en el primero el ratio de concentración es de 1 a 14 y en el segundo de 1 a 10. En el primero, la suma de concentrados sólo alcanza a 83,286 t (menor) y en el segundo llega hasta 94, 043 t (mayor). También en el primero se generó 1'156,458 t / año de relave (mucho mayor) y en el segundo se generó sólo 885,957 t / año (menor). Consecuentemente, la empresa del estado tuvo mayor productividad y cuidó el medio ambiente mejor que la actual empresa privada.

Los resultados de este balance metalúrgico del primer cuadro, correspondiente a la producción del año 2,005, se analizan financieramente con diferentes alternativas de precios de los metales: la alternativa A, corresponde a los precios promedio del año 2005³⁷; la alternativa B, corresponde a los precios promedio del año 2002, por que pese a que en este año empezaron a levantarse los precios de los metales, son los mas bajos del período de los último años, esto indica que a partir del año 2002 ya no tendremos precios mas bajos, probablemente por que las empresas del mundo estén invirtiendo en el desarrollo sustentable, así mismo el dólar se devalúa a un ritmo promedio de 4 % anual por lo que se incrementaron los costos de la maquila y las penalidades ; la alternativa C, es el optimista, son precios incrementados a los precios promedio del año 2002 en el porcentaje de variación de los 10 últimos años antes del 2002 y la alternativa D es la pesimista, pero ligeramente superiores al promedio anual de las cotizaciones del año 2,002.

³⁷ Fuente: Centromín Perú, Estudio para la Reactivación de la Capacidad Instalada de la Planta Concentradora con parámetros de producción del año 1993.

³⁸ Fuente: **SOCIEDAD NACIONAL DE MINERÍA, PETRÓLEO Y ENERGÍA**. 2,005, octubre. Reporte Estadístico Minero, Tercer Trimestre. Lima-Perú, SNMPE.

6.3.6. Alternativas de Precios de los Metales Básicos³⁹

Precios C.I.F. de Metales en US \$/lib. para el Cu, Pb y Zn y US \$/onza troy, para Ag y Au						
Alternativa	Periodo	Cu	Pb	Zn	Ag	Au
A	Promedio del año 2005	1.58	0.432	0.589	7.09	431.59
B	Promedio del año 2002	0.72	0.195	0.347	4.38	333.13
C	Proyección optimista	0.96	0.25	0.500	5.30	416.41
D	Proyección pesimista	0.73	0.196	0.350	4.65	345.38

Precios F.O.B. de Metales en US \$/lib. para el Cu, Pb y Zn y US \$/onza troy, para Ag y Au						
Alternativa	Periodo	Cu	Pb	Zn	Ag	Au
A	Promedio del año 2005	1.55	0.429	0.586	7.05	431.59
B	Promedio del año 2002	0.69	0.192	0.344	4.34	333.13
C	Proyección optimista	0.93	0.22	0.497	5.26	416.41
D	Proyección pesimista	0.70	0.193	0.347	4.61	345.38

Precios Netos de Metales en el Mercado, aplicando todas las deducciones en US \$/lib. para el Cu, Pb y Zn y US \$/onza troy, para Ag y Au						
Alternativa	Periodo	Cu	Pb	Zn	Ag	Au
A	Promedio del año 2005	1.486	0.398	0.487	6.83	427.33
B	Promedio del año 2002	0.626	0.161	0.245	4.12	328.87
C	Proyección optimista	0.866	0.189	0.398	5.04	412.15
D	Proyección pesimista	0.636	0.162	0.248	4.39	341.12

³⁹ Ibid., Fuente: Reporte Estadístico Minero Reporte Anual.

**6.3.7. Valorización de Concentrado Bulk de Casapalca con
producción de 1'240,000 t/año**

(Calculado por el autor: A Plena Capacidad De La Planta Concentradora)

Concepto		Alternativas de Precios de Metales			
CONCENTRADO BULK		A	B	C	D
PRODUCCIÓN ANUAL	T.M.S.	30,962	30,962	30,962	30,962
	T.C.S.	34,130	34,130	34,130	34,130
LEYES	% Cu	8.71	8.87	8.87	8.87
	% Pb	45.61	45.61	45.61	45.61
	% Zn	8.38	8.38	8.38	8.38
	Onz/TCS Ag	162.87	162.87	162.87	162.87
	Onz/TCS Au	0.006	0.006	0.006	0.006
	% As	0.90	0.90	0.90	0.90
	% Sb	1.50	1.50	1.50	1.50
	% Bi	0.20	0.20	0.20	0.20
	% A203	0.30	0.30	0.30	0.30
	% Fe	6.40	6.40	6.40	6.40
	% S	20.56	20.56	20.56	20.56
	P.P.M. Hg	20.00	20.00	20.00	20.00
PRECIOS NETOS	Cu :US \$/Lib	1.49	0.63	0.87	0.64
	Pb.: US\$/Lib	0.40	0.16	0.19	0.16
	Ag.: US\$/Onz	6.83	4.12	5.04	4.39
	Au.: US\$/Onz.	427.33	328.87	412.15	341.12
INGRESOS US\$ X 1,000	Cu.: % (0.70)	6,201	2,622	3,621	2,664
	Ag.: (2.72 Onz)	30,208	18,222	22,291	19416
	Au.: (0.95)	0	0	0	0
	Pb. : (-3UND)	11,634	4,654	5,526	4654
VALOR TOTAL DE METALES : US\$ x 1000		48,043	25,498	31,438	26,734
MAQUILA: US\$ 210.54/T.C.S.		7,186	7,186	7,186	7,186
ESCALADORES: INCREMENTO (BASE US\$ 1000)		0	0	0	0
DISMINUCIÓN (BASE US\$ 1000)		0	0	0	0
H ₂ O: (8.66-10.0 %) 5.96		0	0	0	0
Zn.: 8.38 - 4.5% = 3.88 x3.1751 z		420	420	420	420
Sb: 1.5 – 0.30 =1.2% x 1.81347/0.1%		845	845	845	845
As.: 0.90 – 0.5% = 0.40% x 2.26796/0.1%		352	352	352	352
Bi.: 0.20-015% = 0.05x\$1.69/TCS-C/0.01%		440	440	440	440
Hg. : 20 - 50 p.p.m = 0 x \$ 9.07186/50		0	0	0	0
TOTAL DEDUCCIONES: US\$ X 1000		9,243	9,243	9,243	9,243
VALOR: EN US\$ X 1000		38,800	16,255	22,195	17,491
VALOR UNITARIO US\$ / t		1,253	824	1,015	863

6.3.8. Valorización de Concentrado de Zinc de Casapalca

con Producción de 1'240,000 t/año

(Calculado por el autor: A Plena Capacidad De La Planta Concentradora)

Concepto		Alternativas de Precios de Metales			
CONCENTRADO DE ZINC		A	B	C	D
PRODUCCIÓN ANUAL	T.M.S.	52,324	52,324	52,324	52,324
	T.C.S.	57,678	57,678	57,678	57,678
LEYES	% Cu	1.22	1.22	1.22	1.22
	% Pb	1.14	1.14	1.14	1.14
	% Zn	57.63	57.63	57.63	57.63
	Onz/TCS Ag	6.35	6.35	6.35	6.35
	Onz/TCS Au	0	0	0	0
	% Bi	0.01	0.01	0.01	0.01
	% As	0.06	0.06	0.06	0.06
	% Sb	0.04	0.04	0.04	0.04
	% Fe	2.90	2.90	2.90	2.90
	% SiO	1.00	1.00	1.00	1.00
	% Cd	0.17	0.17	0.17	0.17
	% Mn.	0.44	0.44	0.44	0.44
	Hg. P.P.M.	10.00	10.00	10.00	10.00
PRECIOS NETOS	Zn US\$/Lib	0.483	0.245	0.398	0.248
	Cd. US\$/Lib	0.771	0.771	0.771	0.771
	Ag. US\$/Onz	6.830	4.120	5.040	4.390
INGRESOS US\$ X 1,000	Ag/Onz (5.86 – 350) x 0.60	674	406	497	433
	Zn% x 0.85	27,293	13,844	22,490	14,014
	Cd. %(0.17-2)x0.60 x 0.771	0	0	0	0
VALOR TOTAL DE METALES : US\$ x 1000		27,967	14,250	22,987	14,447
DEDUCCIONES: US\$ X 1000					
MAQUILA: US\$ 220.000 /T.M S/. 652.00 / T.C.S.		11,511	11,511	11,511	11,511
ESCALADORES:					
INCREMENTARA (BASE US\$ 1000)		+612			
DISMUIRA (BASE US\$1,000)			- 2,888	- 772	- 2844
SEGURO: US\$ 0.83/T.M.S.		43	43	43	43
FLETE: US\$ 26.783/T.M.S.		1,401	1,401	1,401	1,401
PENALIDADES:					
As.: (0.60 –0.20%) = US\$ 2.0/0.1%		165	165	165	165
Fe.: (2.90-9.00%) US\$ 2.0/1.0%		0	0	0	0
SiO2: (1.00 – 2.50%) US\$ 2.03/1.0%		0	0	0	0
Hg.: (10.00 – 30.00 PPM) USS 10.00/50		0	0	0	0
TOTAL DEDUCCIONES: US\$ X 1000		13,732	10,232	12,348	10,276
VALOR DEL CONCENTRADO CON US\$ X 1000		14,235	4,018	10,639	4,171
VALOR UNITARIO US\$ / t		272	77	203	80

6.3.9. Estructura de Costos de Operación y Simulación de Resultados

Económicos en Us\$ x 1000 para la Mina Casapalca

(Calculado por el autor: A Plena Capacidad De La Planta Concentradora)

Concepto	Costos Unitarios	Alternativas con Diferentes Precios de Metales			
	U.S.\$/t	A	B	C	D
PRODUCCIÓN ANUAL DE MINA EN U.S.\$ 1000		1,240	1,240	1,240	1,240
VENTAS: EN U.S. \$ X 1000					
CONCENTRADO BULK		38,800	16,255	22,195	17,491
CONCENTRADO DE ZINC		14,235	4,018	18,599	5,161
TOTAL DE VENTAS:		53,035	20,273	32,834	21,662
MENOS COSTOS DE PRODUCCION					
COSTO DE MINA	7.29	9,040	9,040	9,040	9,040
COSTO DE PLANTA	6.15	7,626	7,626	7,626	7,626
FLETE	0.09	112	112	112	112
DEPRECIACIÓN	0.55	682	682	682	682
INDEMNIZACIÓN	0.60	744	744	744	744
TOTAL COSTO DE PRODUCCIÓN	14.68	18,204	18,204	18,204	18,204
UTILIDAD (PERDIDA) BRUTA		34,831	2,068	14,630	3,458
MENOS: GASTOS INDIRECTOS DE OPERACIÓN	0.95	1,178	1,178	1,178	1,178
UTILIDAD OPERATIVA					
MENOS: GASTOS DE VENTA	1.20	1,488	1,488	1,488	1,488
GASTOS ADMINISTRATIVOS	2.51	3,112	3,112	3,112	3,112
GASTOS FINANCIEROS (19.50 %)	1.09	956	956	956	956
TOTAL OTROS INGRESOS / EGRESOS		5,952	5,952	5,952	5,952
UTILIDAD (PERDIDA) NETA		27,701	(5,061)	7,500	(3,672)
MAS:					
DEPRECIACIÓN	0.55	682	682	682	682
FLUJO DE CAJA NETO		28,383	(4,376)	8,182	(2,990)
VALOR DEL MINERAL: U.S.\$/T		43	16	26	17
CONTRIBUCIÓN: U.S.\$/T		25	(4)	7	(2)

6.3.10. Comparación con el Costo Actual de Mina

(Calculado por el autor: A Plena Capacidad De La Planta Concentradora)

Concepto	Costos Unitarios	Alternativas de Precios de los Metales			
	U.S.\$/t	A	B	C	D
COSTO: MINA SIN PROYECTO	18.03	22,357	22,357	22,357	22,357
COSTO: MINA CON PROYECTO	7.29	9,040	9,040	9,040	9,040
DIFERENCIA: COSTOS DE MINA	10.74	13,318	13,318	13,318	13,318
VARIACIÓN PORCENTUAL: COSTOS DE MINA	59.57	59.57	59.57	59.57	59.57
UTILIDAD (PERDIDA): CON PROYECTO		27,701	(5,061)	7,500	(3,672)
MENOS: DIFERENCIA DE COSTOS	10.74	13,318	13,318	13,318	13,318
UTILIDAD (PERDIDA): SIN PROYECTO		14,383	(18,379)	(5,818)	(16,308)
MAS: DEPRECIACIÓN		682	682	682	682
FLUJO DE CAJA NETO: SIN PROYECTO		15,065	(17,697)	(5,136)	(16,308)
VALOR DEL MINERAL: SIN PROYECTO: US\$/t		43	16	26	17
CONTRIBUCIÓN: SIN PROYECTO: US\$ /t		12	(14)	(4)	(13)

6.4.0. Estructura de Costos para Rellenar Tajeos Terminados Antiguos

Dentro del Area en Operacion o Sobre Galerías con Línea Ferrea de Acceso a la Producción. Los parámetros están referidos exclusivamente a la mina Casapalca (Hoy Yauliyacu), calculado por el autor:

Producción de mina: 1'240,000t/año = ... 3,543.00 t / día
 Generación de relave: 138 t / hora = ... 3,304.00 t / día
 Gravedad específica del relave: = ... 2.40 t/m³
 Densidad del relave: = ... 123.00 g/l
 Contenido de sólidos: = ... 30.00 %
 Granulometría: malla 35 = ... 1.70 %
 Malla 48a malla + 400 = ... 84.10 %
 malla – 400 = ... 14.20 %
 Espacio vacío en tajeo: 1.20 x 50m x 110 = ... 6,600.00 m³
 Tiempo de rellenado de cada tajeo: 168 horas = ... 4.00 días

6.4.1. Fuerza Laboral en Etapa de Preparación

Categoría	Hombres X Dias	Tareas
Minero	4 x 18	72
Oficial	4 x 18	72
Tubero	2 x 6	12
Operario	2 x 6	12
Total Tareas	----	168

6.4.2. Fuerza Laboral en Etapa de Relleno

Categoría	Hombres X Dias	Tareas
Tubero	4 x 5	20
Operario	4 x 5	20
Total Tareas	----	40

6.4.3. Labor Diaria:

Categoría	Tareas	Costo En Us \$	
		Unitario	Total
Minero / tubero	104	29.63	3,081.52
Oficial	75	26.94	2020.50
Operario	32	24.25	776.00
Total Tareas	208		5,878.02

6.5.0. Costo por lo Insumido en el Depósito de Relaves

6.5.1. Costo por Instalación de Tubería

Tubos de Fe de Ø 4" x 20': (105 x US\$ 126.05)/10	=	US \$ 1,323.53
Tubos de Fe de Ø 2" x 20': 40 x US\$ 33.93	=	1,357.20
Tubos P.V.C. de Ø 4" x 20': 150 x US\$ 48.01/10	=	720.16
Coplas vitaulicas Ø 4" : (130 x US\$ 8.38)/10	=	108.94
Coplas vitaulicas Ø 2" : 75 x US\$ 6.55	=	491.25
Tees de Fe de Ø 4" a 2": (25 x US\$ 5.73)/10	=	14.33
Válvula cock Ø 4" : (2 x US\$ 590.780) /10	=	118.16
Alambre N°8 : 37 x US\$ 0.73	=	27.01
Contingencias: Estimado 5% de la suma	=	208.03
Total Por Instalación De Tubería:		US \$ 4,368.61

6.5.2. Costos en la Preparación de Tajeos:

Tablas de 3" x 6" x 10' :	200 x US \$ 2.05	=	US \$ 410.00
Listones de 2" x 3" x 10' :	150 x US \$ 0.96	=	144.00
Listones de 1" x 2" x 12' :	100 x US \$ 0.42	=	42.00
Clavos de 3/16" x 6" :	52 Kg. x US \$ 0.90	=	46.80
Clavos de 1/8" x 5" :	19 Kg. x US \$ 0.88	=	16.72
Alambre N°14":	40 Kg. x US \$ 0.78	=	31.20
Manta de Poliyute:	2,550 m ² x US \$ 0.41	=	1,045.50
Cemento Portland gris:	12 Sacos x US \$ 5.65	=	67.80
Contingencias: Estimado 5% de la suma		=	90.20

Total: Preparación De Tajeos Para Relleno = ... US \$ 1894.22

6.6.0 Costo Directo para Depositar Relaves en Tajeos Vacios Explotados por el Metodo de Shrinkage en Casapalca

Centro De Costos	Costos En Us \$
Instalación de tubería	4,369
Preparación de tajeos	1,894
Labor diaria	5,878
TOTAL	12,141

Costo por tonelada depositada: US \$ 12, 141 / 15,840 t = US \$ 0.65 /t

Costo por m³ depositado: US \$ 12,141 / 6,600 m³ = US \$ 1.56 /m³

CAPITULO VII

7.0.0. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Despues de haber analizado en seis capítulos la posibilidad de reducir el impacto ambiental en minas con la disposición de residuos sólidos en subsuelo, se llega a las siguientes conclusiones:

7.1.0. Conclusiones

7.1.1. En el capítulo IV, sección 4.3.0., se demuestra y explica las posibilidades espaciales en los tajeos del subsuelo, incrementandose esta posibilidad con el control de la dilución y la concentración de valores que la naturaleza nos pueda conceder.

7.1.2. La factibilidad tecnica se demuetra tambien en los capítulos IV, sección 4.3.0. y V, secciones 5.10.0 y 5.11.0 donde se propone extraer los puentes y pilares para luego reemplazarlos con puentes y pilares artificiales de relleno en pasta, o de relleno hidráulico cementado o de concreto reforzado según las condiciones lo permitan; de esta manera la mina quedará previamente sostenida, para extraer el contenido de mineral de los tajeos. Al finalizar la extracción, estos quedaran como depósitos de relaves. Así mismo, se demuestra las posibilidades de decantar y filtrar el agua contaminada con el fin de recircular de retorno a la concentradora, evitando de esta manera, la cotaminación del río Rímac.

7.1.3. La alta productividad y la preservación ambiental son concordantes y complementarios, como se demuestra en el capítulo VI, secciones: 6.3.1. Evaluación Financiera del Proyecto; 6.3.4. BalanceMetalúrgico 2005; 6.3.5.

Balance Metalúrgico Antes de la Privatización. En la comparación de estos cuadros se pueden apreciar claramente que al 6.3.5 le corresponde mayor productividad y mejor preservación ambiental.

Así mismo se demuestra que una explotación limpia y eficiente es económica, coadyuvando la reducción del impacto ambiental negativo a niveles manejables, concordantes con el desarrollo sostenido. En las figuras del 7 al 12 se pueden observar los diseños formulados bajo el concepto de sustentabilidad.

En la sección 6.3.0 del capítulo VI, se presenta un cuadro de estructura de inversión que totaliza a US\$ 6'108,9000, con esta inversión se lograría incrementar la utilidad neta en 59.57 % al sistema actual, con precios de los metales del año 2005. El valor presente neto es de 28'383,000 y la tasa interna de retorno de 465 % que son exageradamente altas, pese al alto costo del dinero, que en nuestro medio fácilmente llega al 19.5% anual en dólares americanos. Los detalles se pueden observar en las secciones: 6.3.9. y 6.3.10. del capítulo VI de la presente tesis.

7.1.4. La disposición de relaves mineros, no es de ninguna manera un relleno hidráulico, tecnología importada de los países desarrollados a fines de la década de los sesenta e implantada por primera vez en la mina Huaron, luego en Cerro de Pasco y Casapalca.

La tecnología de preparación para rellenar con R H es clásica y obsoleta, con altos costos de operación; en la que los ciclos de minado están amarrados a la preparación para el relleno y el relleno mismo. En cambio, para depositar el relave en el interior de mina, se requerirá de un diseño especial y capacitación del personal; a cambio se lograría independizar el minado de las etapas de preparación y relleno que sumados se emplea del 40% al 50% del tiempo de operación. De esta manera, se lograría incrementar la productividad y bajar los costos.

Así mismo, el R.H. tiene un alto costo de operación y mantenimiento. Los relativos incrementos de costo en depositar el relave en interior de mina, serían compensados al bajarse estos en mitigación ambiental, ventilación, sostenimiento, recuperación de puentes pilares de áreas inaccesibles y con la consecuente obtención de alta productividad.

7.1.5. Las Razones Por Las Que Se Deben Depositar Los Relaves En El Interior De Minas Superando Los Temores Y Mitos:

Hay una serie de mitos que se han ido superando en el transcurso del tiempo que han impedido e impiden el depósito de los relaves en el interior de las minas.

En Cerro de Pasco y Cobriza se desechó la posibilidad de usar el relleno hidráulico a fines del año 60, a partir del cicloneo de los relaves, creyéndose que por su alto contenido de pirita, se originarían incendios espontáneos; esta hipótesis fue desechada, porque el 10% de finos que contiene el material impide la penetración del oxígeno a su interior, por lo que de inmediato se procedió a ejecutar los proyectos y hacer realidad el uso del relleno hidráulico con relaves en estas minas.

Todavía hoy se cree que el relave, por el alto contenido de finos dificulte la percolación y decantación del agua, originándose presión hidrostática que se incrementa con la altura de deposición, lo que podría producir colapso en los diques y tapones de contención. Esta hipótesis puede ser válida en caso de no poderse controlar la extracción del agua en el depósito de relaves. Sin embargo, estos motivos fueron superados por la aplicación de técnicas de filtración y extracción del agua para poder recircularlas. Por lo tanto, la disposición de residuos sólidos y relaves debe hacerse realidad y se deben depositar la mayor cantidad posible en el interior de las minas explotadas, por las siguientes razones:

A) Razones ecológicas:

Es evidente que donde se inician operaciones mineras y de concentración de minerales se originan impactos ambientales, extinguiendo la fauna y la flora fluvial y lacustre en el país y en el mundo. En el Perú se tiene la dolorosa realidad de la extinción de la fauna y la flora fluvial y lacustre, en los siguientes ríos y lagos de la región central; como ejemplo se tiene: la total extinción de la fauna y flora en los ríos: Rímac, Mantaro, Huallaga y Chanchamayo, entre los lagos se tiene: Morococha (con total desaparición del espejo de agua), Huascacocha (con total desaparición de fauna y flora, y considerable reducción del espejo de agua, Azulcocha y Pacococha, se encuentra con parcial desaparición de la fauna y flora lacustre).

B) Razones de organización de los espacios geográficos:

Los espacios geográficos, rudimentariamente organizados en los andes peruanos, para la explotación agrícola y ganadera, también han sufrido un fuerte impacto, habiéndose desorganizado.

La desorganización de estos espacios geográficos ha dado lugar al despoblamiento de los distritos andinos, como ejemplo se citan el éxodo de los distritos de la provincia de Huarochirí del departamento de Lima. La correlación de los censos de 1981 y 1993 demuestra que en los distritos altoandinos decrece la población a razón de 4%; mientras que en Lima; la población crece desmesuradamente.

Esta desorganización de los espacios geográficos en la que la industria minera tiene responsabilidad compartida con el estado, los políticos y el sistema legal, se está expandiendo en forma alarmante por el centro, sur, norte, y oriente del país. La reorganización de los espacios geográficos altoandinos, será posible realizar sólo con una planificación también compartida para revertir los daños.

C) Razones técnico económico de explotación:

La explotación de minas se efectúa por ciclos cerrados de explotación, entre los principales se tienen: la perforación y voladura de rocas, el acarreo y transporte del mineral, la preparación para el relleno y el relleno.

Solo en los métodos de corte y relleno se ejecutan estos 4 principales pasos. Además se tienen otros métodos en los que no es muy necesario rellenar, o sea el relleno no forma parte del ciclo de explotación, como el método de “Shrinkage Stopin” (Tajeos de Reducción); pero la sobre explotación y rotura clástica en las rocas encajonantes, originan derrumbes de las galerías y tajeos donde son atrapados los operadores junto a sus máquinas.

Todo este caos laboral tiene un costo muy elevado que no se reporta ni se contabiliza, transfiriéndose estos, a los costos de producción.

D) Razones para el mejoramiento de las condiciones de autosoporte de las rocas encajonantes:

El depósito de relaves en los tajeos de Reducción vaciados, estabilizará a las rocas encajantes al servir de pilares a las mismas, evitando el colapso. De esta manera se podrá explotar con facilidad y eficiencia los bloques adyacentes. Se evitará además, la colocación de cuadros de sostenimiento para prevenir la caída de la roca.

E) Razones para favorecer la versatilidad del planeamiento de minado:

Se podrá elegir aleatoriamente los bloques de mineral para efectuar las preparaciones de los tajeos, cuidando solamente la uniformidad de las leyes de cabeza, sin que sea importante la estabilidad de las rocas encajonantes, el relave depositado previamente en los tajeos terminados sirvan como pilares.

F) Razones que favorecen la extracción de mineral de los tajeos explotados:

Cuando se concluye la rotura, se procede a extraer el mineral del interior “jalando” de los chutes, generalmente el mineral queda apelmazado por la presión ejercida por las rocas encajonantes.

Este mineral apelmazado se tritura mediante la voladura secundaria (plasteo), muchas veces no se logra bajar el mineral, sino la roca encajonante debilitada por las detonaciones de los explosivos; este impase da lugar a la dilución y caída de las leyes de cabeza, además de hacerse difícil la extracción. Con los tajeos adyacentes rellenos ya no se tendrá el desprendimiento de cajas, manteniéndose las leyes de cabeza dentro de los parámetros planificados.

G) Razones que favorecen el incremento de la productividad y bajos costos de minado:

La facilidad de las operaciones, disminuyendo los tiempos de trabajo suplementario (sostenimiento, desatado, voladura secundaria, etc.), incrementaran los tiempos de trabajo productivo básico, generándose mayor productividad y por lo tanto bajos costos en el ahorro de mano de obra y materiales

H) Finalmente se puede concluir que el problema del ambiente en el Perú y el mundo es cuestión de conciencia y de moral, que sólo la educación integral puede formar jóvenes y ciudadanos capaces de cuidar nuestra “Casa Grande” que es el mundo entero.

7.2.0. Recomendaciones

7.2.1. La primera recomendación está dirigida a nuestra Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Alma Mater de los más ilustres peruanos: Es urgente reestructurar las currículas de todas las especialidades con el fin de sembrar la semilla de la: “PRESERVACIÓN DEL AMBIENTE Y DEL DESARROLLO SOSTENIDO”.

Cuidar del mundo no es sólo tarea de los ecologistas, ambientalistas, geógrafos, ingenieros, médicos, abogados, etc. Es de todos los habitantes

del Perú y el mundo, desde el más humilde trabajador hasta los empresarios, políticos y militares más encumbrados y poderosos.

7.2.2. A la Empresa Minera Los Quenuales Unidad Yauliyacu, propietaria de la mina Casapalca, debo hacerle llegar mi preocupación por el futuro de la mina. El relleno con pasta sementado es una solución parcial al problema y genera un costo elevado de bombeo, tanto en energía como en repuestos de los componentes de las bombas.

No deben esperar que colme el depósito de relaves de Chinchán. Este depósito debiera quedar como emergencia, debiéndose poner en práctica la propuesta de esta tesis, antes de que sea tarde.

7.2.3. Los Ingenieros de Minas que ostentan poderes de decisión en los asientos mineros para que sus subordinados efectúen planeamientos de minado integrales efectuando cálculos de ingeniería, en la que la preservación ambiental, la urgencia en la seguridad, ventilación, drenaje y alumbrado; tengan la misma importancia que la fragmentación del mineral, extracción, equipamiento y distribución de fuerza laboral a fin de lograr la excelencia y la calidad total para beneplácito de los promotores e inversionistas.

CAPÍTULO VIII

REFERENCIAS

ANDERSON, ANGUS M. / ROY F. LÓPEZ, 1998. "Empleo de Relaves para Relleno con Pasta". Lima-Perú, *Minería*, Abril, N° 247, pp: 22-24.

BRAND, A., (Naciones Unidas), 1974. "El Medio Ambiente y el Abastecimiento de Minerales". Lima-Perú, *Anales del Congreso Mundial de Minería*. V1, pp: 1-8.

CASCIO JOSEPH, WOODS SIDE GAYLE y MITCHELL PHILIP, 1997. *Guía ISO 14000 Las Nuevas Normas Internacionales para la Administración Ambiental*. México D.F. Mc Graw – Hill.

DE LA TORRE SOBREVILLA, MIGUEL, 1995. "Medidas Correctivas para Mejorar la Estabilidad de Depósitos de Relaves". Lima-Perú, *Minería* Febrero N° 245, pp: 33-36.

EL ESTADO PERUANO, 1990-1999. "Normas Legales". *El Peruano*, Periódico Oficial del Estado Peruano. Publicaciones y Ediciones Múltiples.

LIZARRAGA, CORNELIO (Geólogo de División), 1996. *Inventarios Anual De Reservas, Mina Casapalca. Casapalca, Perú*, Centromín Perú S.A.

SOLIS SALAZAR, PEDRO, 1999. *EMPRESA MINERA YAULIYACU S.A. Presa de Relaves Chinchán Evaluación y Respuesta a la Estabilidad Física y Química e Implicancias Ambientales*. Lima, Perú, Tesis universitaria, Universidad Nacional de Ingeniería.

APENDICES

APENDICE I: GLOSARIO DE TÉRMINOS

Estas definiciones principales, materia del estudio de investigación se enquadra en las normas ISO, la normatividad legal del Perú y las ciencias de la Ingeniería de Minas; así tenemos los siguientes en orden alfabético:

Acción Correctiva y Preventiva: Acción tomada para eliminar las causas de una no conformidad existente, defecto, u otra situación indeseable para prevenir su recurrencia (ISO 8402 e ISO 9001, Cláusula 4.14)

Ambiente: Alrededores en las cuales la organización opera, incluyendo aire, agua, tierra, recursos naturales, flora, fauna, humanos y sus interrelaciones.

Nota: Los alrededores en este contexto se extienden desde dentro de una organización hasta el sistema global (ISO 14001).

Auditor (Ambiental): Persona calificada para desempeñar auditorías ambientales (ISO 14010).

En el Perú, es toda persona natural o jurídica, inscrita en la Dirección General de Minería de acuerdo al D.S. N° 012-93-EM, dedicada a la fiscalización y verificación del cumplimiento de las normas de conservación del medio ambiente (Artículo 2, D.S. N° 016-93-EM).

Auditor Líder (Ambiental): Persona calificada para administrar y desempeñar auditorías ambientales (ISO 14010).

Auditoría Ambiental: Proceso de verificación documentado, sistemático que sirve para objetivamente obtener y evaluar evidencias para determinar que las actividades ambientales, eventos, condiciones y sistemas administrativos o información acerca de estas materias, que están acordes con los criterios de auditoría del SAA (Sistema de Administración Ambiental); y comunicar los resultados de este proceso al cliente (ISO 14001).

Autoridad Competente: Ministerio de Energía y Minas (Art.2, N° 016-93-EM).

Calificación de Proceso: Proceso de demostración de que una entidad es capaz de llenar totalmente los requisitos (ISO 8402:1994).

Certificado: El SAA (EMS) de una compañía, lugar o planta es certificado para conformidad con ISO 14001 después de que ha demostrado tal conformidad a través del proceso de auditoría. Cuando se haya usado un SAA (EMS) certificado se debe indicar pues tiene la misma categoría de registro.

Conclusión de Auditoría: Juicio profesional u opinión expresada por un auditor acerca del objeto tema de la auditoría basado sobre y limitado a un razonamiento que el auditor ha aplicado para auditar lo encontrado (ISO 14010)

Contaminante Ambiental: Toda materia o energía que al incorporarse y/o actuar en el ambiente, degrada su calidad a un nivel que afecta la salud, el bienestar humano y pone en peligro los ecosistemas (Art.2, D.L. N° 016-93-EM).

Contaminación Ambiental: Acción que resulta de la introducción por hombre, directa o indirectamente en el medio ambiente, de contaminantes, que tanto por su concentración, al superar los límites máximos permisibles establecidos, como por el tiempo de permanencia, hagan que el medio receptor adquiera características diferentes a las originales, perjudiciales o nocivas a la naturaleza, a la salud y a la propiedad (Art. 2, D.L. N° 016-93-EM).

Criterio de Auditoría: Políticas, prácticas, procedimientos, o requerimientos contra los cuales el auditor compara las evidencias de auditoría colectada acerca de la materia objeto (ISO 14010).

Chimenea: Excavación minera subterránea de forma tubular, de posición vertical o inclinada, perforada desde un nivel inferior para alcanzar otro nivel superior, con fines exploratorios, de ventilación, u otros servicios.

Depósito de Relaves o Relaveras: Lugar del espacio superficial terrestre donde se colocan o echan los relaves.

Evaluación de Impacto de la Evaluación del Ciclo de Vida: Fase del análisis del ciclo de vida animado a entender y evaluar la magnitud y significado del impacto ambiental basado en el inventario de análisis del ciclo de vida (ISO 14040).

Galería: Túneles o excavaciones subterráneas, horadadas en diferentes niveles siguiendo las estructuras mineralizadas (vetas, cuerpos y mantos), cuando estas dejan las estructuras mineralizadas para unirse a otras galerías se denominan cruceros.

Guías de Manejo Ambiental Minero: Documento expedido por la autoridad competente sobre lineamientos aceptables a nivel nacional en la actividad minero-metalúrgica para llevar a un desarrollo sostenible. Estas guías consistirán entre otros de: Protocolo de Monitoreo de Agua, Protocolo de Monitoreo de aire, procedimiento de elaboración de PAMA, procedimiento de elaboración de EIA, Guías para: Relaves, aguas ácidas, plan de cierre, lixiviación, exploración, manejo de cianuro, uso y almacenamiento de reactivos, manejo de aguas, vegetación, calidad de aire, entre otros (Art.2º, D.S. N° 016-93-EM)

Impacto Ambiental: Cualquier cambio al ambiente, ya sea adverso o benéfico, total o parcial, resultante desde las actividades, productos o servicios de una compañía (ISO 14001).

Ley: Texto Único Ordenado de la Ley General de Minería, aprobado por Decreto Supremo N° 014-92-EM, del 2 de junio de 1992, y sus modificatorias (Art.2º, D.S. N° 016-93-EM).

Ley: Grado de concentración del o los metales en un mineral que se mide en porcentaje (%) para la mayoría de los metales y en gramos por toneladas (g/t) para los metales preciosos (platino, oro y plata).

Ley de Corte: Concentración del metal que por su valor cotizado en el mercado internacional se encuentra en el límite económico de los costos de explotación.

Mejoramiento Continuo: Proceso de realzar el sistema de administración ambiental para lograr mejoramiento en el desempeño total ambiental, en

línea con la política ambiental de la compañía. Nota: El proceso necesita no tomar lugar en todas las áreas de actividad simultáneamente (ISO 14001).

Mena: Mineral o conjunto de minerales con valor económico, que después del beneficio se obtiene un metal o conjunto de metales comercializables.

Mineral: Elemento o combinación natural de estos que se encuentran dentro o como constituyente de las rocas en la corteza terrestre.

Mineral Económico: Es la mena factible de comercialización inmediata que deja un margen de utilidad al deducirse todos los costos.

Mineral Marginal: Es la mena, el mineral o conjunto de minerales cuya concentración metálica o económica referida en la ley, tiene un valor que sólo cubre todos los costos, sin dejar utilidad a la empresa.

Nivel Máximo Permisible: Nivel (grado) de concentración de uno o más contaminantes, por debajo del cual no se prevé riesgos para la salud, bienestar humano y los ecosistemas.

Este nivel lo establece la Autoridad competente y es legalmente exigible (Art.2, D.S. N° 016-93-EM).

No Conformidad: El no llenar totalmente un requisito especificado (ISO 8402, Cláusula 3.20).

Objetivo Ambiental: Metas ambientales totales que surgen de la política ambiental y que una organización establece por sí misma para lograrlo, y que son cuantificados cuando es practico.

Operación Minera: Conjunto de trabajos realizados en el arranque, extracción, tratamiento, transporte y comercialización de las sustancia económica materia de explotación, así como los servicios auxiliares prestados con esta finalidad.

Plan de Cierre: Medidas que debe adoptar el titular de la actividad minera antes del cierre de operaciones, para evitar efectos adversos al medio ambiente producidos por los residuos sólidos, líquidos o gaseosos que puedan existir o puedan aflorar en el corto, mediano o largo plazo(D.S. N° 016-93-EM).

Política Ambiental: Declaración de las intenciones y principios de una organización con relación al desempeño total ambiental, el cual provee un marco de trabajo para la acción y el establecimiento de sus objetivos y metas ambientales (ISO 14001).

Prevención de la Contaminación: Uso de procesos, prácticas, materiales, o productos que evitan, reducen, o controlan la contaminación, los cuales pueden incluir reciclado, tratamiento, cambios de proceso, mecanismos de control, uso eficiente de recursos, y sustitución de materiales (ISO 14001).

Programa de Adecuación y Manejo Ambiental (PAMA): Programa que contiene las acciones e inversiones necesarias para incorporar a las operaciones minerometalúrgicas los adelantos tecnológicos y/o medidas alternativas que tengan como propósito reducir o eliminar las emisiones y/o vertimientos para poder cumplir con los niveles máximos permisibles establecidos por la Autoridad Competente. (D.S. N° 016-93-EM).

Programas de Auditoria: Estructura organizacional, compromiso, y métodos documentados usados para hacerlo o desempeñar auditorias (ASQ, Comité Técnico).

Programa de Monitoreo: Es el muestreo sistemático con métodos y tecnología adecuada al medio en que se realiza el estudio, basados en normas de guías definidas por el Ministerio de Energía y Minas, para evaluar la presencia de contaminantes vertidos en el medio ambiente. (D.S. N° 016-93-EM).

Protección Ambiental: Conjunto de Acciones de orden científico, tecnológico, legal, humano, social y económico que tienen por objeto proteger el entorno natural, donde se desarrollan las actividades minero-metalúrgicas, y sus áreas de influencia, evitando su degradación a un nivel perjudicial que afecte la salud, el bienestar humano, la flora, la fauna o los ecosistemas (D.S. N° 016-93-EM).

Relave: Desecho que resulta del tratamiento de beneficio de los minerales, compuesto de ganga, roca, agua y reactivos químicos.

Relleno Convencional: Llamado también relleno detrítico, cualquier material rocoso disgregado por el intemperismo, utilizado para rellenar las cavidades del subsuelo originadas por la extracción del mineral.

Relleno Hidráulico: Es el relave clasificado en un proceso de cicloneo, para desechar los finos que producen lama y utilizar los granos superiores a las 74 micras (malla 200 Tyler) en el relleno de las cavidades del subsuelo originadas por la explotación del mineral. Su nombre se debe a su condición fluida de roca pulverulenta emulsionada en agua para facilitar el transporte al subsuelo.

Tajeo: Es el bloque insitu de donde se arranca el mineral para extraerlo y beneficiarlo.

Verificación: Proceso de evidencia auténtica (ISO 14010). El acto de revisión, inspección, prueba, chequeo, auditoria, o de otra forma, estableciendo y documentando artículos, procesos, servicios, o documentos conformantes con los requerimientos especificados (ANSI/ASQ A3).

APENDICE II: 2.1.0. Simbología y Formulas Según el ACI, para el Cálculo de Losas de Concreto Armado⁴⁰

$A_g =$	Area total de la sección ($A_c + A_s$), concreto más acero
$A_c =$	Área del concreto de la sección en cm^2
$A_s =$	Área del refuerzo (acero) en cm^2
$A'_s =$	Área del refuerzo para compresión en una sección doblemente reforzada en cm^2
$A_v =$	Área transversal total (ambas ramas del estribo) en Kg/cm^2
$a =$	Distancia en que se requieren estribos en cm.
$b =$	Ancho unitario de la losa en cm
$d =$	Peralte efectivo de la losa, de la fibra extrema sujeta a compresión, al centroide del refuerzo para tensión.
$E_c =$	Modulo de elasticidad del concreto en Kg/cm^2
$E_s =$	Modulo de elasticidad del acero de refuerzo en Kg/cm^2
$f'_c =$	Resistencia específica a la compresión del concreto en Kg/cm^2
$f_c =$	Esfuerzo unitario de compresión del concreto en Kg/cm^2
$f_y =$	Esfuerzo de fluencia específico del acero en Kg/cm^2
$f_s =$	Esfuerzo en el refuerzo (no mayor que $2,100 \text{ Kg/cm}^2$) en Kg/cm^2
$f_v =$	Esfuerzo de tensión permisible en los estribos en Kg/cm^2
$h =$	Espesor total del miembro.
$jd =$	Longitud del brazo del momento interno en cm.
$kd =$	Distancia de la fibra extrema a compresión al eje neutro (en el cálculo por esfuerzo de trabajo)
$l =$	Luz o claro de la losa en m o cm.
$M =$	Momento máximo de flexión de diseño en Kg-cm
$N =$	Carga axial de diseño en t, ó Kg.
$n =$	Relación de módulos de elasticidad: E_s/E_c
$p =$	Cuantía o porcentaje de refuerzo, según diseño por esfuerzo de trabajo, que se expresa como una relación: A_s/A_g .

⁴⁰ **PARKER, HARRY**, 1996. *Diseño Simplificado de Concreto Reforzado*. Mexico D.F., Editorial Limusa, S.A., de C.V

$R =$	Constante correspondiente a los esfuerzos unitarios.
$s =$	Separación de los estrivos o emparrillados.
$e =$	Espesor de la losa en cm.
$u =$	Esfuerzo permisible de adherencia del acero en Kg/cm ²
$V =$	Fuerza cortante de diseño en t o Kg.
$V_c =$	Fuerza cortante que toma el concreto en t, ó Kg.
$V_d =$	Fuerza cortante a una distancia (d) del apoyo en Kg.
$v =$	Esfuerzo cortante real en Kg/cm ²
$v_c =$	Esfuerzo cortante correspondiente al concreto en Kg/cm ²
$v_s =$	Esfuerzo cortante correspondiente al refuerzo en Kg/cm ²
$W =$	Carga uniformemente repartida a lo largo de la losa en Kg/cm.

2.2.0. Formulas Empíricas Especificadas en ACI Code (American Concrete Institute) para el Calculo⁴⁰ de Dimensionamiento y Refuerzo de las Losas Empotradas de Concreto Reforzado:

$$f_s = 50f_y \quad ; \quad f_c = 0.45 f'_c \quad ; \quad n = E_s / E_c$$

$$f_s = \frac{M}{A_s(jd)} \quad ; \quad f_c = \frac{2M}{(jd)bd^2} \quad ; \quad k = \frac{n}{n + (f_s / f_c)}$$

$$j = 1 - (k/3) \quad ; \quad P = (kfc)/(2fs) \quad ; \quad k = 1/2(fcjk)$$

$$d = \sqrt{\frac{M}{Rb}} \quad ; \quad A_s = p b d \quad ; \quad A_s = \frac{M}{f_s j d}$$

$$V_d = V - (Wd)/100 \quad ; \quad v = V_d/(bd) \quad ; \quad V_c = v_c b d$$

$$V' = V_d - V_c \quad ; \quad s = \frac{A_v f_v d}{V'} \quad ; \quad a = \left(\frac{l}{2} \right) \left(\frac{V'}{V} \right)$$

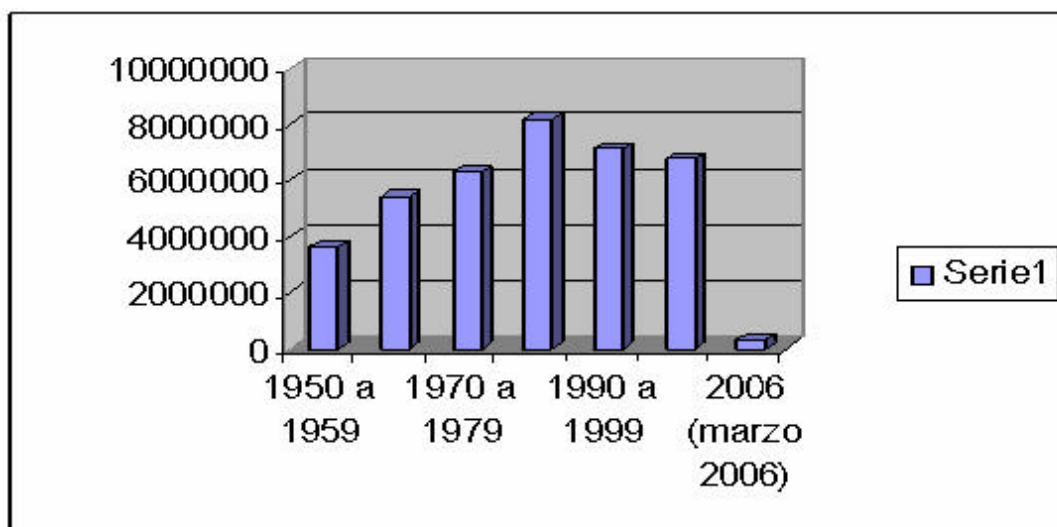
$$v_c = 0.32 \sqrt{f'_c} \quad ; \quad E_c = 0.1362 (P_e)1.5 \sqrt{f'_c}$$

APENDICE III

Producción Bruta Histórica de Mina Casapalca por décadas⁴¹.

1950 a 1959	3'600,000t
1960 a 1969	5'400,000t
1970 a 1979	6'300,000t
1980 a 1989	8'160,000t
1990 a 1999	7'130,000t
2000 a 2005	6'750,000t
2006 (Proyectado a marzo del 2,006)	309,000t
Total Producción en 52 años	37'649,000t

Gráfico de la Producción Bruta Histórica de Mina Casapalca.

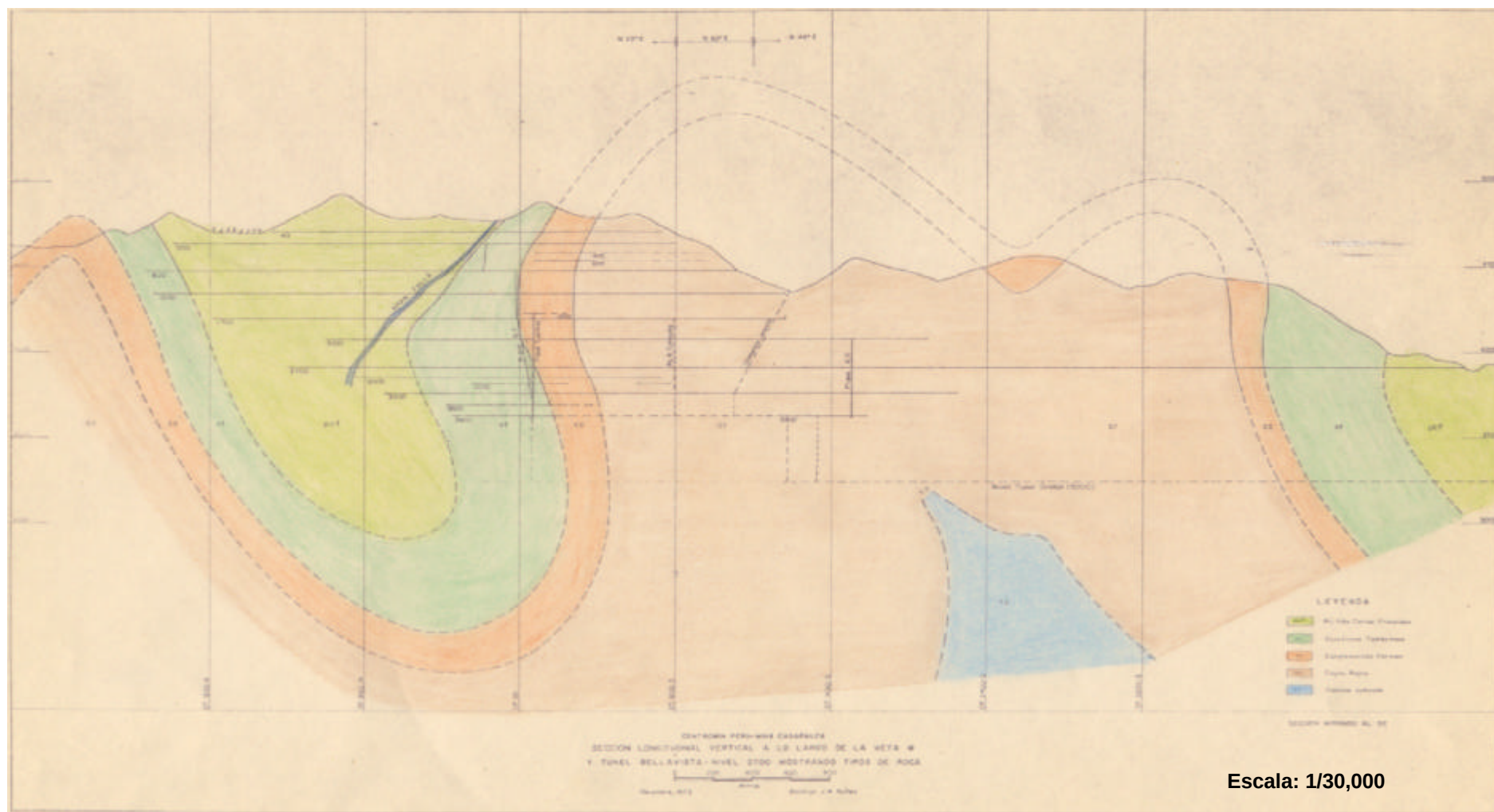


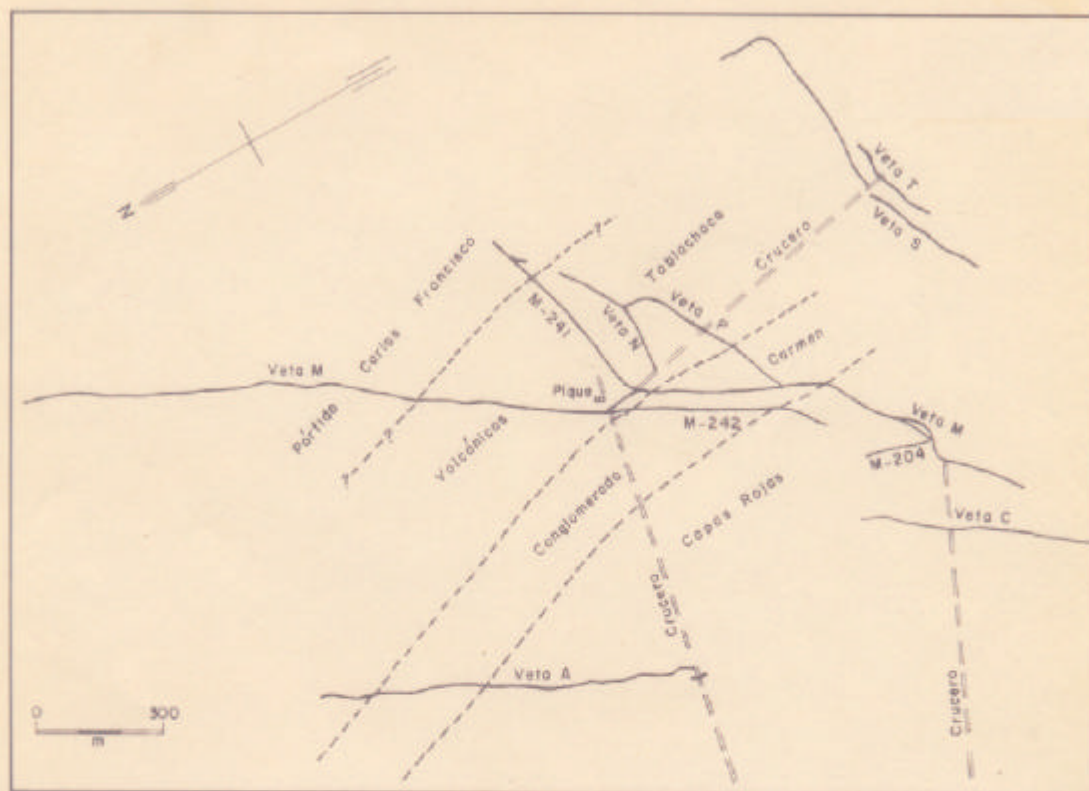
⁴¹ **LIZARRAGA, CORNELIO** (Geólogo de División), 1988. *Inventario Anual de Reservas, Mina Casapalca. Casapalca, Perú, Centromín Perú S.A.*

APENDICE IV: FORMATO DE MATRIZ DE CONSISTENCIA (Estructura Analítica)

PROBLEMAS	OBJETIVOS	JUSTIFICACIÓN	HIPÓTESIS	VARIABLES	INDICADORES	INDICES	MÉTODO
Problema Principal: Disposición de residuos sólidos. Problema Secundario: Vertimiento de aguas contaminadas.	Objetivo Central: Utilizar la mayor cantidad de residuos sólidos y relaves en el relleno de cavidades originados por la extracción. Meta 1: Posibilidad espacial. Meta 2: Factibilidad técnica de disposición de sólidos y recirculación del agua. Meta 3: Demostración que producción limpia es mas barato que mitigación ambiental.	Tipo de justificación: Económica: Mayor rentabilidad Social: Mejor uso de la tierra y mayor inversión. Ambiental: Mejor preservación ecológica y paisajística.	Para disminuir significativamente el impacto ambiental producido por el sistema de minado subterráneo, se tiene que disponer los residuos sólidos y relaves en el interior de minas, ocupando las cavidades abiertas originadas por la extracción del mineral valioso.	Variable Principal Independiente: D_{rs} = Disposición de residuos sólidos en interior de minas Variable dependiente: I_{am} = Impacto ambiental Variable de transición: V_c = Volumen de cavidades abiertas	$D_{rs} = m^3$ $I_{am} = m^3$ $V_c = m^3$ $P_r = t/tarea$ $C_e = US\\$ / t$ $A_a > I_o$ $E_{xt} = 100\%Recu.$ $a = US\\$ / t$ $I = (n)Ha$	$P_e = t/m^3$ Leyes = % Costos = \$/t Eficiencia = t/ tareas	Universo: Todas las minas metálicas no ferrosas. Muestra: Minera Yauliyacu. Tipo de Investigación: Analítico Deductivo, Adaptativo y Aplicativo. Diseño Específico: Acopio de información de parámetros de diseño. Estructura: Descrita. Plan a seguir: Investigación de parámetros y cálculos matemáticos. Estrategia: Analítica. Instrumentos: Información Estadística, Geográfica y Bibliográfica.

APENDICE V: NIVELES DE CASAPALCA, SECCIÓN LONGITUDINAL SOBRE LA VETA "M"



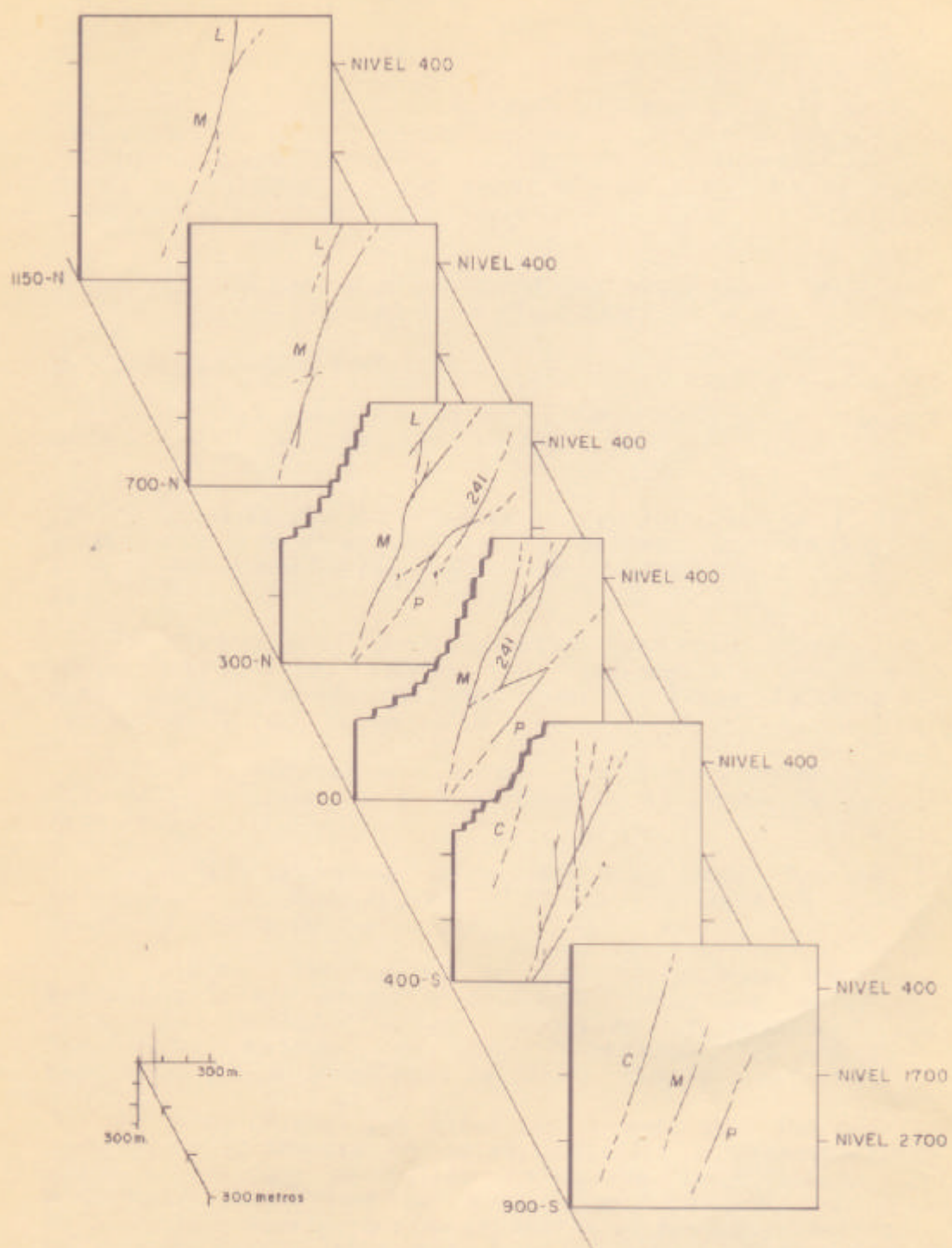


Geología por: J. W. Nuñez P.

LEYENDA

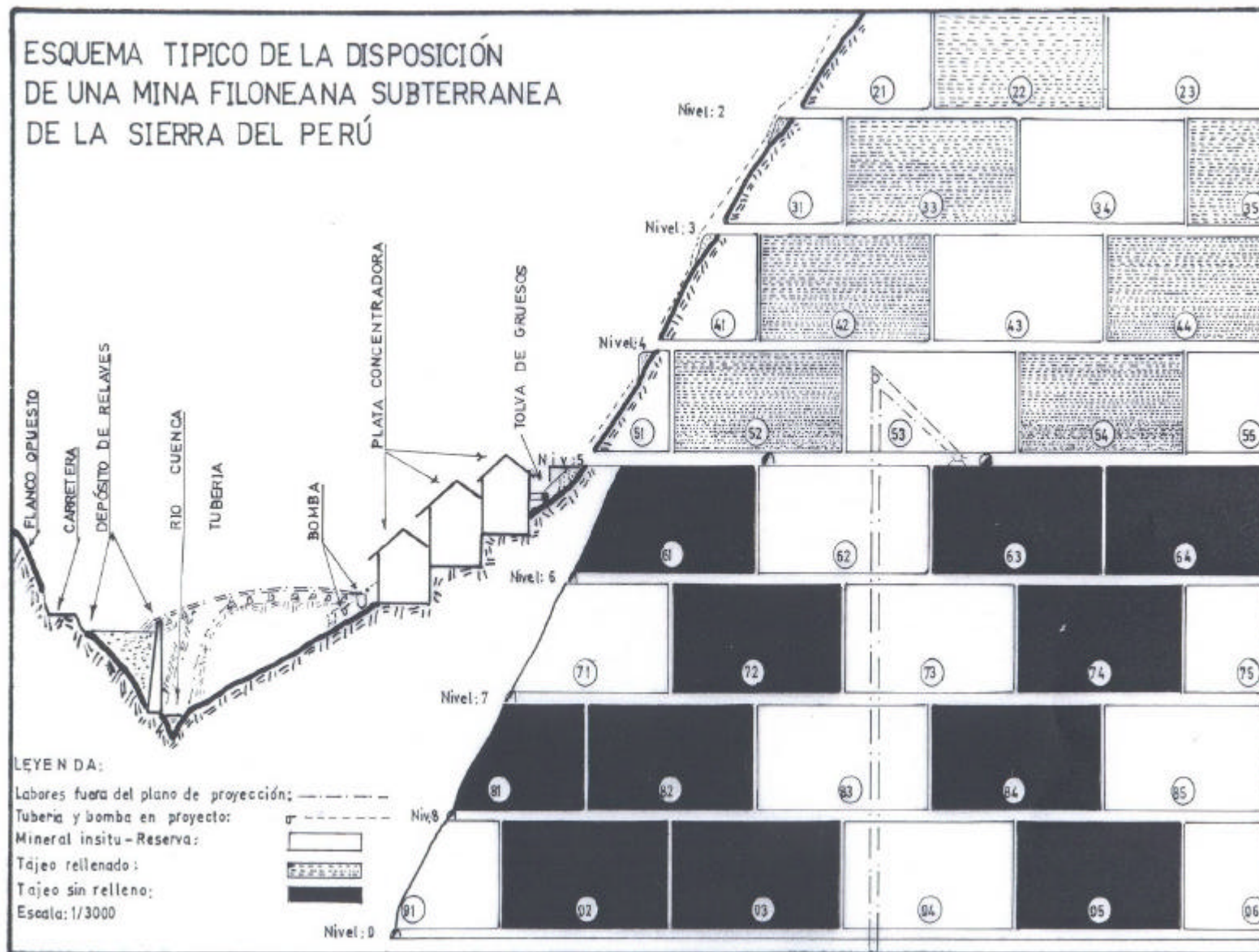
- CONTACTO INFERIDO
- PIQUE
- CRUCEROS
- VETAS

CENTROMIN PERU
DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA-CASAPALCA
PLANO GEOLOGICO DEL NIVEL 1,700



CENTROMIN PERU-CASAPALCA
SECCIONES TRANSVERSALES DE LAS VETAS
DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA

ESQUEMA TIPO DE LA DISPOSICIÓN
DE UNA MINA FILONEANA SUBTERRANEA
DE LA SIERRA DEL PERÚ



APENDICE VI: CÁLCULO DE DILUSIÓN EN LA SECCIÓN TRANSVERSAL DE UN TAJEO

