

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y MANUFACTURERA



**“ESTUDIO DEL TRATAMIENTO DE EFLUENTES EN
UNA EMPRESA MINERA”**

INFORME DE SUFICIENCIA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO QUÍMICO

**POR LA MODALIDAD DE ACTUALIZACIÓN DE
CONOCIMIENTOS**

PRESENTADO POR:

CARMEN MARTHA REYES CUBAS

LIMA-PERÚ

2003

DEDICATORIA

A la memoria de mi Padre Humberto y amigo quién desde el seno de Dios comparte este éxito conmigo. A mi Madre Isabel que me apoyó en los momentos más difíciles de mi vida, a mi hermana Judith por su cariño y comprensión y a mi esposo Juan por ser mi complemento, por su apoyo y aliento en el desarrollo de este trabajo.

RESUMEN

En el estudio realizado en la Empresa Minera Yauliyacu se realizó el monitoreo de los puntos con los efluentes más contaminantes en las labores mineras subterráneas las cuales generan aguas ácidas.

Durante el desarrollo de este informe se muestran las pruebas y resultados, llegándose a identificar al efluente más contaminante en el interior de la mina, todo este estudio se enfoca principalmente al punto de monitoreo C-17, que corresponde a la boca Mina Carlos Francisco para lo cual después de un análisis concienzudo se sugiere el uso de la cal (CaO), por tener un bajo costo como agente neutralizante.

Sabemos que el uso de cal es muy eficiente en el tratamiento de las aguas ácidas para remover metales, también se muestra en este informe los cálculos y el diseño de la planta de tratamiento de las aguas ácidas, la reducción de costos de inversión para lo cual se aprovechará la topografía del lugar donde se ubica la planta de tratamiento, cabe mencionar el aprovechamiento de la caída del fluente para producir un salto hidráulico donde se forma la turbulencia que permite el desarrollo del proceso de neutralización.

Finalmente el objetivo principal es la obtención de un efluente limpio con un pH adecuado, concentraciones metálicas menores a los límites máximos permisibles antes de ser vertido al río Rímac para lograr el aprovechamiento del desarrollo de la flora y fauna.

ESTUDIO DEL TRATAMIENTO DE EFLUENTES EN UNA EMPRESA MINERA

Págs.

RESUMEN

INDICE

CAPITULO I: INTRODUCCION

- 1.1 Antecedentes de la Unidad Minera 8**
- 1.2 Ubicación y Perfil de la Unidad Minera 9**

CAPITULO II: ASPECTOS GENERALES DE LA UNIDAD MINERA 9

- 2.1 Geología General 11**
 - 2.1.1 Estratigrafía 11**
 - 2.1.2 Cuerpos del Mineral 13**
 - 2.1.3. Minerales Predominantes 13**
- 2.2 Aspecto Socio-Económico 13**
 - 2.2.1 Descripción del Entorno de la Unidad Minera 13**
 - 2.2.2 Características del Ambiente-Hídricos de la Unidad Minera. 13**
 - 2.2.3 Características del Agua de la Unidad Minera en Estudio. 25**
 - 2.2.3.1 Hidrología General del Emplazamiento 25**
 - 2.2.3.2 Puntos de Monitoreo de los afluentes de la Unidad Minera en Estudio. 26**
 - 2.2.3.3 Flujo de agua de Mina en Estudio 27**
- 2.3 Hidrólisis de Minerales que generan aguas ácidas. 35**
 - 2.3.1 Hidrólisis de Pirita 36**
 - 2.3.2 Acción de la solución hidrolizada de pirita sobre calcopirita 37**
 - 2.3.3 Acción de la solución hidrolizada de la pirita sobre la Esfalerita. 37**
- 2.4 Aguas: Acidas de la Unidad Minera 38**

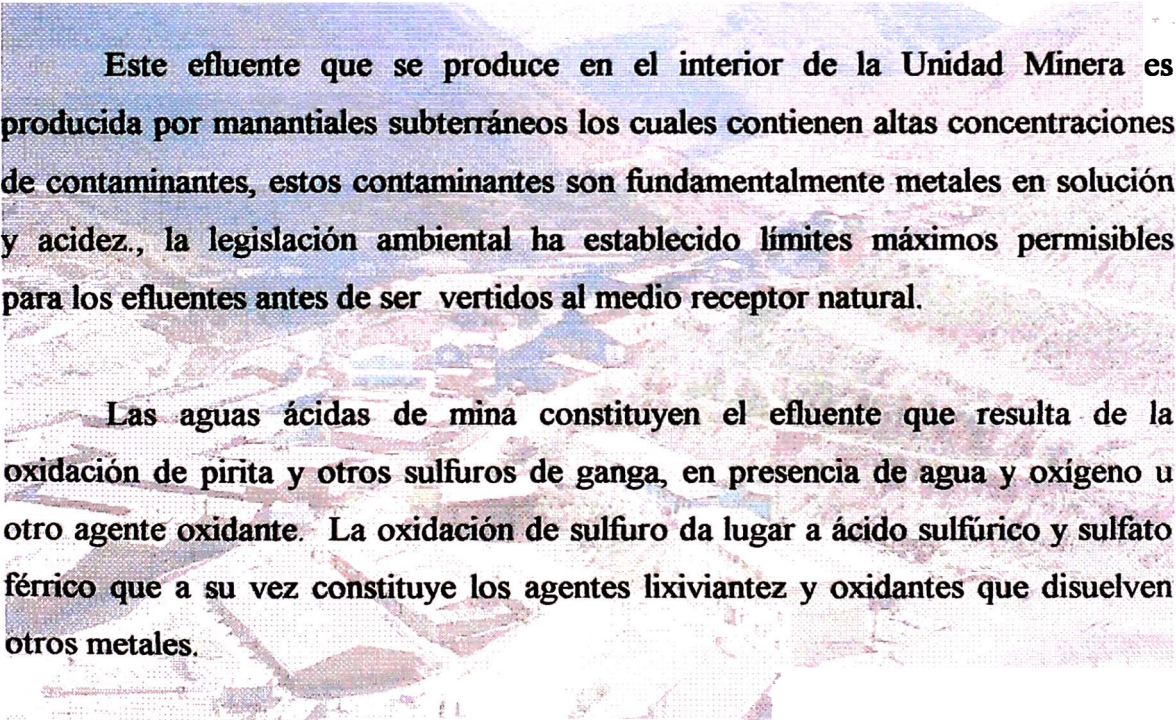
2.4.1	En el Drenaje de agua ácida desde superficie por infiltraciones meteóricas subterráneas punto C-17	38
2.4.2	En el punto de drenaje de agua ácida del nivel 2700 punto C-27	40
2.4.3	En el punto de drenaje de mina nivel 3900 punto C-39	43
	CAPITULO III: NEUTRALIZACIÓN	46
3.1	Neutralización de Aguas Ácidas	46
3.1.1	Proceso de Coagulación	48
3.2	Parte Experimental	49
3.2.1 a	Resultados de la prueba realizadas para la muestra C-17	53
3.2.1 b	Resultados de la prueba para la muestra C-27	54
3.2.1 c	Resultados de la prueba realizada para la muestra C-39	55
3.2.2	Discusión de los resultados	56
3.2.2.1	Cuadro de resultados de la neutralización para la muestra C-17 con Cal.	57
3.2.2.2.	Cuadro de resultados para la muestra C-27	59
3.2.2.3	Cuadro de resultados para la muestra C-39	61
3.3	Planta de Tratamiento	63
3.3.1	Alternativas de tratamiento	63
3.3.2	Diseño de la Planta de Tratamiento	64
3.3.3	Unidad Neutralizadora	66
3.3.4	Sedimentador	67
3.4	Costos estimados de Inversión	68
3.5	Costos por reactivo químico	68
	CAPITULO IV : CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	70
	CAPITULO V: BIBLIOGRAFÍA	75
	CAPITULO VI : APÉNDICE	77
1.	Cálculos del Diseño de la Unidad Minera de la Planta de Tratamiento	
2.	Costos de Inversión de Obras Civiles	
3.	Planos	

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo consiste en el Estudio y Tratamiento de las Aguas ácidas de la Empresa Minera Yauliyacu, generada por las operaciones mineras; especialmente subterráneos o de socavón.

A estas usualmente se le denomina, aguas de Mina. Estas se producen en el interior de las Minas, que se originan de Manantiales, Subterráneos.



Este efluente que se produce en el interior de la Unidad Minera es producida por manantiales subterráneos los cuales contienen altas concentraciones de contaminantes, estos contaminantes son fundamentalmente metales en solución y acidez., la legislación ambiental ha establecido límites máximos permisibles para los efluentes antes de ser vertidos al medio receptor natural.

Las aguas ácidas de mina constituyen el efluente que resulta de la oxidación de pirita y otros sulfuros de ganga, en presencia de agua y oxígeno u otro agente oxidante. La oxidación de sulfuro da lugar a ácido sulfúrico y sulfato férrico que a su vez constituye los agentes lixiviantes y oxidantes que disuelven otros metales.

Las aguas ácidas deben ser neutralizadas y sus metales removidos, la remoción de metales en una solución diluida para lo cual se diseña la planta de tratamiento, dando como resultado la producción de lodo, el cual deberá ser manejado con esmero para impedir su introducción al medio ambiente.

Durante este proceso de neutralización se logra llevar a las aguas ácidas en estudio a un pH entre 7 y 8 y el contenido de metales es importante para lograr llegar a un límite máximo permisible dados por la legislación ambiental vigente.

La misión de la empresa minera en estudio es lograr la mitigación de los impactos ambientales severos en el río Rímac, el cual es fuente de vida.

1.1 ANTECEDENTES DE LA UNIDAD MINERA

La extracción de mena de plomo-zinc con alto contenido de plata en el área de Casapalca se remonta a tiempos coloniales. En esa época la explotación estuvo restringida a las zonas de fácil acceso o a la superficie. A fines del siglo pasado, la compañía Backus & Johnston, propietaria en aquel tiempo de los denuncios, empezó el desarrollo y la explotación sistemática de las estructuras mineralizadas del distrito; posteriormente en 1921, la Empresa Cerro de Pasco Corporation, adquirió la mayoría de las concesiones que actualmente conforman la zona minera activa, iniciándose de esta manera la exploración técnica y planificada de estos depósitos minerales.

La Empresa Cerro de Pasco Corporation al desarrollar un túnel de 11.50km de longitud denominado "Graton", inició un gran proyecto, el cual permite el drenaje y colector de aguas efluentes naturales con la subsiguiente exploración y desarrollo de las partes inferiores de las estructuras mineralizadas del distrito Centromín-Perú al perforar una chimenea "Raise Borer" entre el nivel 3900 y el tunel Graton, complementó este proyecto.

CentromínPerú al haber adquirido a partir del 1° de Enero de 1974 todas las propiedades de la compañía Cerro de Pasco, y desde entonces ha desarrollado la Mina, incrementado la producción hasta 64,000 TPM, además de realizar las labores necesarias para su comunicación con el túnel Graton, con lo cual posibilitó el drenaje natural de las aguas industriales y mejora la ventilación, la mina Casapalca propiedad de Centromin Perú pasa al sector privado dentro del proceso de privatización llevada a cabo el 1ro. de Mayo de 1997 Yuracmayo tomó posesión de la mina, que en adelante se llama Unidad Minera Yauliyacu. Desde esa fecha hasta febrero de 1998, la situación de la mina fue tomándose crítica: un bajo nivel de motivación se reflejaba en la alta frecuencia de accidentes,

incremento de costos, descenso de la producción y escaso control de la productividad y costos. En febrero de 1998, el nuevo presidente ejecutivo de la empresa inició un proceso de reorganización, durante el cual se identificaron áreas claves: Gerencia General, Superintendencia Técnica y Seguridad.

La Gerencia General, apoyada por el directorio de la empresa, pasó a establecer metodologías de trabajo y definir la política administrativa y financiera.

La Superintendencia Técnica fue creada para establecer e implementar en la mina estándares técnicos Internacionales, coordinando con los departamentos de Ingeniería, Geología y Exploraciones.

Al departamento de Seguridad y Medio Ambiente se le asignó la responsabilidad de implementar el sistema de seguridad NOSA a fin de reducir accidentes y pérdidas materiales y, en el mejor de los casos, evitarlas. También lleva adelante un agresivo programa de control ambiental basado sobre estándares internacionales de control y una toma de conciencia de la preservación del medio ambiente.

1.2 UBICACIÓN Y PERFIL DE LA UNIDAD MINERA

La Empresa Minera Yaulivacu se encuentra ubicada en la Sierra Central del Perú a 120 km al Este de la ciudad de Lima y a 20,7 Km. al Este de la ciudad de San Mateo.

Distrito : Chicla
Provincia : Huarochirí
Departamento : Lima
Altura : 4250 msnm.

El acceso se realiza a través de la Carretera Central la misma que pasa a menos de 50m de las Instalaciones y presas de relaves de esta Unidad Minera. Esta Carretera limita con el lado Norte de las Instalaciones de la Mina y Planta Concentradora, la línea del Ferrocarril Central pasa por el lado Sur de las instalaciones.

La unidad de producción Yauliyacu se encuentra en su punto central entre las siguientes coordenadas. Ver Plano N° 01 de Ubicación.

Sur : 11°30'

Oeste : 76°10'

CAPITULO II

ASPECTOS GENERALES DE LA UNIDAD MINERA

2.1 GEOLOGÍA GENERAL

Diversos geólogos peruanos y extranjeros han estudiado este distrito minero. El primer estudio geológico fue hecho por H.E. McKisntry y J.A. Noble (1928) y delineó las estructuras y mineralizaciones generales de la región.

La secuencia estratigráfica del distrito minero de Casapalca muestra rocas sedimentarias y volcánicas cuya edad varía desde el Cretáceo hasta el Cuaternario, Areniscas, conglomerados, lutitas calcáreas, calizas, brechas, tufos y lavas forman la columna estratigráfica de la región. Estas rocas han sido intensamente plegadas, formando estructuras tales como el anticlinal de Casapalca, cuyos ejes presentan un rumbo general de N 20° O, lo que hace que sea paralelo a la estructura general de los Andes. Hay también grandes fallas en la región.

2.1.1 Estratigrafía

La columna estratigráfica de la región está conformada principalmente por areniscas, lutitas calcáreas, calizas (capas rojas), brechas y tufos volcánicos, los cuales alcanzan una potencia aproximada de 5400 metros.

Los tipos de roca principales en este distrito minero son:

Conglomerado Carmen: Tipo sedimentario, constituido por cantos rodados cementados con material fino. En conjunto de alta dureza.

Capas Rojas: Tipo sedimentario, constituido por capas rojizas con clastos de calizas y filitas, tiene una dureza intermedia.

Rocas Volcánicos Andesíticos: Volcánicos propiamente dicho, de dureza media a alta, poca diseminación de pirita.

Calizas Jumasha: Tipo sedimentario paquetes de gran potencia y de dureza intermedia. Ver Planos N° 03 y 04.

2.1.2 Cuerpos del Mineral

La mineralización de la mina Yauliyacu se presenta en estructuras. La más importante tiene una longitud aproximada de 5 Km, de los cuales 4 km han sido ya explorados en subsuelo. Verticalmente, la mineralización es conocida en un encampane de 2000m. Esta mineralización se presenta básicamente en 2 formas:

1. Vetas, que han sido formadas por el relleno de fracturas y tienen generalmente menos de 1m de ancho. Estas vetas cruzan la secuencia estratigráfica, principalmente las formaciones Carlos Francisco y Casapalca. Su mineralogía está constituida básicamente de galena, esfalerita, tetaedrita y chalcopirita.

2. Cuerpos, que pueden ser formados por stockwork y diseminaciones a la veta, vetillas y diseminaciones concordantes con la estratificación de areniscas y conglomerados sulfuros masivos concordantes con niveles de conglomerados. Estos cuerpos tienen 2 a 15 m de ancho.

2.1.3 Minerales Predominantes

La mineralización en la Mina Yauliyacu es simple, los principales minerales de mena o económicos son: esfalerita, galena, tetraedrita, tenantita y chalcopirita. Los minerales de ganga son: pirita, cuarzo y carbonatos (calcita, calcita manganífera y rodocrosita). Otros minerales localmente abundantes o raros son: oropimente, rejalgar, argentita, estibina, rodonita, fluorita, barita, huebnerita, bornita, arsenopirita, polibasita, boulangierita, jamesonita, bourmonita, pirargirita y geocronita.

2.2 ASPECTO SOCIO-ECONÓMICO

2.2.1 Descripción del Entorno de la Unidad Minera

El Poblado más cercano de este UDP (Unidad de Producción) lo constituye el pueblo de Chicla, la Población de San Mateo, es el Centro de actividad económica de la zona, la zona de influencia de este UDP trasciende a un sin número de poblaciones a lo largo del cauce del río Rímac, tales como Río Blanco, Matucana, Pablo Boner, Surco, Cocachacra, Chosica, Chaclacayo y por supuesto Lima.

2.2.2 Características del Medio Hídrico de la Mina

Medio Ambiente Físico

a. Topografía y Fisiografía

La topografía del área de la mina Yauliyacu en general es abrupta, con valles muy estrechos y profundos en su parte inferior, con cerros altos que presentan laderas pronunciadas, significando esto una limitación para la apropiada disposición de las presas de relaves; existiendo algunas áreas de relieves moderados como el caso de la quebrada Chinchán es donde el emplazamiento de la presa de relaves es satisfactorio. Ver Plano 4.

La ubicación de la Unidad de Producción está muy cerca de la divisoria continental que limita la longitud de los valles aguas arriba, reduciendo en consecuencia el riesgo de formación de huaycos que pueden afectar sus instalaciones y población.

b. Minado Subterráneo

La principal características contaminante de este emplazamiento es la inestabilidad química del yacimiento en las condiciones de minado. El contenido de sulfuros tanto en el mineral como en la roca caja (pirita) determina la oxidación de ellos por la afluencia de aguas meteóricas y por exposición, al aire, ya que las labores inferiores son desagradas para proceder a su exploración y explotación. Las labores superiores son también accesibles al oxígeno atmosférico por la poca afluencia de agua.

La oficina, talleres y la concentradora están en el nivel 4210, cerca de la galería de acceso a mina. En la elevación 3250, cerca de la ciudad de San Mateo, está el túnel Graton, que está conectado a la mina a través de una chimenea de 1,5 x 1,5m y 395 m de largo. Este túnel drena el agua de la mina y ayuda a la ventilación.

Para la explotación de la mina se utilizaba el método de corte y relleno. Hoy, además de éste, se utilizan el shrinkage y sublevel stoping, dependiendo de las características de los cuerpos y vetas. Si los cuerpos son anchos, se opta por sublevel, siempre que las cajas lo permitan, y corte y relleno. Si los cuerpos son angostos, se opta por shrinkage cuando las cajas son competentes, caso contrario se utiliza corte y relleno. En la parte alta de la mina se emplea relleno detrítico y en la parte baja, relleno hidráulico.

Aproximadamente, el 70% de la producción proviene de cuerpos y el 30% restante, de vetas.

Para vetas angostas con un mínimo de 0,80 m de potencia, la perforación es realizada con martillos neumáticos que perforan taladros ascendentes de 1 3/4" de 1,2 a 2,4m de largo, dependiendo de la potencia de la veta. Estos taladros son cargados con cartuchos de slurry y anfo, usando un cargador tipo Venturi. La iniciación es hecha con accesorios tipo Nonel.

Cuando las vetas tienen una potencia menor a 0,80 m, se hacen 2 disparos: primero se dispara en mineral y se extrae, y después se dispara en desmonte (caja piso), que se queda para relleno. Este procedimiento reduce la dilución y permite espacio para operación de microscoops.

En los cuerpos, la perforación es hecha con equipos (jumbos) que perforan taladros ascendentes de 2 y 2 1/2", de 3,6 a 4,8m de largo. Recientemente se han adquirido 3 equipos de perforación de reducidas dimensiones (Diüfttech), capaces de perforar taladros de hasta 20 m de largo. Estos equipos realizan la perforación tanto para sublevel stoping como para corte y relleno, y debido a sus reducidas dimensiones, poseen gran movilidad y flexibilidad. Los taladros son cargados en la misma forma que los taladros de veta, pero el cargador de anfo es del tipo vaso de presión.

Se hizo un cambio sustancial en el transporte y extracción del mineral. Antes, el mineral era extraído de cada nivel por locomotora, con incremento de los costos y reducción de la productividad. Se ubicó, entonces, un nivel principal de

extracción: al 4210, y con la utilización de equipos raise borer se construyeron echaderos de mineral desde los niveles más altos al nivel 4210. La ubicación de estos echaderos de mineral, próximo a la mayoría de los tajeos, minimizó la distancia de transporte de mineral con scoop y adicionalmente se construyeron chimeneas de relleno detrítico/mecánico para hacer más eficiente el ciclo de minado.

A partir de estos cambios, la producción se elevó de 53454 TPM en abril de 1999 hasta 80000 TPM en marzo de 2000, logrando un incremento de 50% en 11 meses. El incremento de la producción en Yauliyacu ha sido obtenido con los mismos recursos humanos y un mínima inversión tanto en mina como en planta. El incremento de la productividad se ha logrado a través de la motivación del personal, estricto control de pérdidas, seguimiento de proceso, optimización de procedimientos y aplicación de métodos más productivos, entre otros.

c. Planta de beneficio.

La concentradora de Yauliyacu obtiene 2 tipos de concentrados:

Un concentrado bulk, que contiene plomo, plata y cobre, y es transportado por volquetes hasta la Oroya.

Un concentrado de zinc, que contiene zinc y plata, y es transportado al puerto del Callao para su exportación.

El proceso empleado en la Concentradora de Yauliyacu es el de flotación por espuma, ampliamente conocido, difundido en el país y que se basa en la colección selectiva de las partículas de sulfuro valioso por medio de burbujas de aire generadas en la pulpa; previamente se adicionan los reactivos colectores y depresores, los primeros para obtener una superficie hidrofóbica en estas partículas y los últimos para producir o acentuar el carácter hidrofílico de la

superficie de los minerales de ganga. La reducción de tamaño se realiza mediante chancado y molienda- clasificación.

c.1 Chancado

El mineral proveniente de la mina se deposita en 3 silos de mineral con una capacidad combinada de 1500 toneladas. Estos silos alimentan la faja transportadora N°1 (36" x 300m), que alimenta una parrilla de 3" antes de la chancadora primaria. Los finos y el material chancado alimentan la faja N°2 (30" x 90m), que alimenta los circuitos 2° y 3°, compuestos por 3 chancadoras de cono Symons, 1 short head 5 ½' y 2 estándar. Dos de estas chancadoras cónicas tipo Symons de 5 ½' diámetro) con el objetivo de mejorar la performance de chancado, tener una buena disponibilidad operativa, reducir costos de mantenimiento e incrementar la producción. El mineral que pasa por estas chancadoras luego va a 4 silos de finos de 3200 toneladas de capacidad.

c.2 Molienda

La molienda primaria es llevada a un molino de barras Marcy de 9 x 12'. El producto de este molino es clasificado por un hidrociclón Krebs con un diámetro de 15", que envía los finos (38% menos 200#) para la flotación bulk. Los gruesos alimentan el circuito secundario de molienda, compuesto por un molino de bolas Dominion de 10,5' x 11. El producto de este molino alimenta un hidrociclón secundario, cuya fracción fina alimenta la flotación bulk y la gruesa retorna al molino. Un nuevo molino de bolas de 12.5' x 13' de 1500 HP va a reemplazar al molino Dominion de 10.5' x 11' de 600 HP con el fin de incrementar la producción y mejorar la granulometría.

c.3 Flotación

El método aplicado es el de “flotación diferenciada”, que utiliza reactivos químicos para procesar la separación de los sulfuros, flotando los minerales y deprimiendo la ganga. Hay 2 circuitos distintos de flotación. El circuito bulk utiliza depresores como sulfato de zinc, cianato de sodio y bisulfato de sodio para deprimir el zinc y los sulfuros de hierro. En este circuito, donde se usan celdas Outokumpu de 1,000 pies³ como rougher, los sulfuros de cobre, de plomo y plata son flotados en un pH entre 7,5 y 8,0. El colector utilizado es el xantato de sodio (Z-11) y el espumante es el F-70. El sulfato de zinc deprimido en la flotación bulk va a la flotación de zinc, donde es reactivado por sulfato de cobre y flotado con xantato de sodio (Z-11) en un pH entre 11,0 y 11,5 obtenido con adición de cal. Este circuito utiliza celdas scavenger Agitaer 48 y celdas cleaner Denver N° 24. Hay un proyecto en ejecución para reemplazar 60 celdas Agitaer 48 por 4 celdas Outokumpu OK28, que consumen menos energía y proporcionan un tiempo de residencia más largo; asimismo, permitirán mejorar la eficiencia metalúrgica del concentrado bulk (recuperación y leyes). También está en proyecto reemplazar 100 celdas Agitaer por 9 celdas OK28 en la flotación de Zn.

Está en proceso de instalación una nueva planta de preparación de reactivos para controlar su preparación y dosaje, lo que reducirá costos.

El mineral es molido en húmedo conforme una pulpa con un contenido de aproximadamente 60% de sólidos al momento de ingresar al circuito de flotación colectiva o bulk de Cu- Pb y Zinc; la concentración de sólidos disminuye progresivamente debido a la separación progresiva de los concentrados valiosos y por la adición

de agua en forma de chisguetes para permitir la fluidez de los concentrados, finalizando con 35% de sólidos en el relave final. El volumen de efluente líquido, y la concentración de elementos en él, quedan de algún modo determinado por esta concentración de sólidos en la pulpa de flotación.

La flotación bulk Cu- Pb se realiza a pH natural (7,6) sin adición alguna de CaO; se obtiene de este modo el concentrado bulk Cu- Pb mientras que el relave ingresa al circuito de Flotación de Zinc; todo el cianuro empleado en el proceso es añadido en el circuito de flotación bulk para deprimir los sulfuros de Fe y Zn, de modo que la mayor parte de estos elementos se reparten al circuito de zinc y de allí al relave final. La cantidad de cianuro empleado es relativamente baja debido a la docilidad del mineral y baja proporción de pirita.

c.4 Concentrado

En el circuito de Zinc la flotación se realiza a un pH sumamente alcalino (de 11 a 12) obtenido mediante la adición de CaO; la totalidad de CaO consumido en el proceso es empleado en este circuito y se aporta mayormente al relave final. El concentrado de Zinc es obtenido en este circuito mientras que el relave correspondiente constituye el relave final de esta concentradora.

La pulpa de los 2 concentrados es sedimentada y filtrada independientemente, almacenándose los concentrados en patios de concreto mientras que los efluentes líquidos son derivados directamente al río Rímac junto con el rebose del espesador de relaves. Los finos presentes en el rebose de los espesadores en parte son recuperados en las pozas de sedimentación de concentrados.

Aunque la proporción de ultrafinos de los concentrados es bastante menor que la del relave, el alto contenido de Pb, Cu y Zn y las características hidrofóbicas de los primeros releva su importancia desde el punto de vista ambiental Sólidos Totales Disueltos (TSS) y económico.

La pulpa del relave es sedimentada y enviada principalmente a la presa de relaves de Chinchán mediante bombeo aguas arriba; en caso de emergencias se envían los relaves por gravedad a la Cancha de relaves de Tablachaca. La recirculación de agua (desde la Presa de Chinchán) solo se practica en época de estiaje, y el agua requerida para el proceso es agua fresca procedente de la zona de Chinchán ubicada aguas arriba.

c.5 Relaves

Los relaves son clasificados en 2 hidrociclones de 2 x 15". La porción gruesa es bombeada hacia la mina para ser empleada como relleno. La porción fina es bombeada hacia la cancha de relaves de Chinchán por una bomba Wilson Snyder de 800 HP a través de una tubería de 5300 m de largo y 6" de diámetro (hay otra bomba Wilson Sinder en stand by). Estas dos bombas serán reemplazadas en breve por un conjunto de 3 bombas Wirth.

En la comercialización del concentrado bulk se valora el Pb, Cu y Ag y en la comercialización del concentrado de zinc se valoran el zinc y la plata. Ver Tabla N° 2.1

Tabla N° 2.1 – Promedio de Recuperación.

Concentrados	Conc. Bulk	Zinc	Total
Zn	4,88	87,49	92,37
Cu	80,06	4,58	84,64
Pb	68,45	17,16	85,61
Ag	77,60	7,91	85,51

c.6 Costos de Producción

De enero a abril de 2000 los costos se estaban incrementando rápidamente. Parte de esto se explicaba por la baja producción, pero era el descontrol de costos/gastos la principal razón del incremento. A partir del segundo semestre del 2000, el fuerte ajuste de gastos, asociado al incremento de producción, estabilizó los costos en USD 24/t hasta fin de año. A partir de enero del 2001 con los ajustes del nuevo presupuesto, los costos bajaron a USD 22,50/t.

La meta es llegar a diciembre de 2002 con un costo que esté por debajo de USD 21/t. Las medidas que harán esto posible son:

Nuevos y más eficientes equipos en planta concentradora que permitirán mejorar la recuperación y disminuirán el consumo de energía y reactivos.

Incremento del número de tajo minados por métodos más eficientes.

Mejora de la infraestructura de transporte de mineral y relleno.

Concentración de la producción en los niveles más altos de la mina.

Aumento de producción.

d. Depósitos de Desmonte y Mineral Marginal

El desmonte proveniente de las labores de explotación, quedan en el interior de la mina como relleno para los tajos en explotación.

El mineral marginal no se explota, está considerado para una explotación futura cuando pueda ser económico.

e. Infraestructura de Servicios

La U.P. Yauliyacu cuenta con los servicios elementales de energía eléctrica, agua doméstica e industrial, y desagüe desarrollado en un sistema de redes y alcantarillas para cada sector de viviendas.

f. Clima y Meteorología

El clima de la zona es en general frío y seco (baja humedad relativa del aire) como corresponde a la región Puna, con presencia estacional de grandes precipitaciones fluviales. Las principales condiciones climatológicas que caracterizan al área son las siguientes;

Temperaturas

Máxima en verano	20°C
Promedio en verano	18°C
Máxima en invierno	17°C
Promedio en invierno :	15°C

Precipitación Promedio mensual	176,02 mm
Altitud	4 200 msnm
Dirección del viento	De Oeste a Este

Velocidad máxima del viento	30 km /hr
Condición sísmica	Zona I

Las temperaturas promedio son relativamente altas tanto en verano como en invierno, indicando que los períodos de temperatura muy fría suelen ocurrir muy temprano y en la noche; esta temperatura aunada a la baja presión atmosférica (altitud muy elevada) determinan un grado de evaporación sumamente alto.

Determinan grandes pérdidas de agua a la atmósfera que en el caso de las canchas de relave antiguas y desmontes, favorecen de ese modo al arrastre de partículas minerales por acción del viento.

Las pérdidas por evaporación en cuerpos y cursos de agua menores, incrementan drásticamente la concentración de elementos nocivos. En casos extremos pueden producir salinización de terrenos agrícolas y aún la formación de estratos duros que destruyen y/o impiden la vegetación.

Durante los meses comprendidos entre Noviembre y Abril se producen grandes precipitaciones fluviales, nevadas y granizadas que coinciden con mayores temperaturas estacionales; durante los meses entre Mayo y Agosto se producen grandes descensos de temperatura junto con escasez de precipitaciones que determinan congelamiento de volúmenes moderados de agua.

En el lado favorable disminuyen la concentración de los elementos contaminantes en los cursos y cuerpos de agua por el efecto de dilución. Si bien en dichos casos las concentraciones pueden disminuir por debajo del Límite Máximos Permisibles

(LMP) hay que señalar que la carga contaminante vertida al medio ambiente no disminuye.

La dilución puede generar incrementos sustanciales de pH, determinando entonces la precipitación de metales disueltos. En este caso se reduce la concentración por debajo del LMP y también la carga contaminante.

El incremento del caudal de los cursos de agua contaminada puede determinar que se alcancen y contaminen áreas agrícolas o ambientes naturales sensibles.

Las precipitaciones también realizan una labor intensa de lixiviación de las áreas mineralizadas, relaves y desmontes oxidados por acción atmosférica, e introducen gran cantidad de contaminantes en los cursos de aguas naturales.

g. Cantidad de aire en la mina

El aire circundante en la mina Yauliyacu según su Levantamiento General de Ventilación realizado el 17 de julio de 1999 arroja los siguientes resultados y conclusiones.

Balance del Aire en la Mina por Zonas:

1. Zona Alta

Tabla N° 2.2

Aire	m³/min	Pies³/min
Ingresos de Aire	5 403	190 804
Salidas de Aire	5 818	205 456
Necesidades de Aire	4 105	144 766
Cobertura	121,62%	

2. Zona Baja

Tabla N° 2.3

Aire	m³/min	Pies³/min
Ingreso de Aire	2 776	98 033
Salidas de Aire	2 197	77 586
Necesidades de Aire	3 234	114 209
Cobertura	14,66%	

2.2.3 Características del Agua de la Unidad Minera en Estudio.

2.2.3.1 Hidrología General del Emplazamiento

Nos muestra en detalle la hidrología del área de Yauliyacu los Planos N° 04, en el cual se observa que el drenaje natural de los cursos de agua es hacia el Oeste; del mismo modo las aguas de escorrentía se colectan en su mayor parte a lo largo del cauce del río Rímac, es importante tener en cuenta que las filtraciones de las lagunas ubicadas aguas arriba en la zona de Anticona y Marcapomacocha producen filtraciones que alimentan a las aguas freáticas de la mina.

Las aguas superficiales provienen de la zona de Chinchán las que son derivadas a través de canales aguas abajo para evitar que entren en contacto con los relaves que se encuentran en la quebrada del mismo nombre. Desde la zona de Casapalca se denomina río Rímac.

En su trayecto hasta el poblado de San Mateo ubicado a unos 25 km aguas abajo, el río Rímac recibe el aporte de pequeños cursos de agua que fluyen por las

quebradas de El Carmen, Santa Catalina y Bellavista, así como el de otras quebradas en su margen derecha.

Recibe también los efluentes de la Concentradora, de las labores superiores de la mina a través del túnel de los reboses de las cancha de relave de Tablachaca, Yauliyacu, Antuquito, etc y las aguas servidas de los poblados Casapalca y Bellavista. El caudal del río Rímac tiene un caudal promedio anual de 138,3 m³/min. Después de la confluencia con el río Blanco alcanza un caudal promedio anual de 207,8 m³/min, a la salida del túnel Graton recibe un aporte promedio anual de 310,9 m³/min alcanzado entonces el importante caudal de 518,7 m³/min.

2.2.3.2 Puntos de Monitoreo de los efluentes de la Unidad Minera en Estudio.

Se dan los volúmenes de agua tomados en diferentes sectores, desde el punto 301 de Chinchán donde no se tiene el impacto perturbador de las operaciones mineras y el punto más desfavorable que es el río Rímac, punto 315. Ver Tabla N° 2.4 estos datos referenciales son del año 1998. Ver Plano N° 05 y Esquema N° 01.

Tabla N° 2.4
TABLA DE MONITOREO
(Volumen de Agua)

Punto Estac.	Flujo m³/min	Descripción de Muestra
301	2,21	Agua industrial zona Chinchán
302	1,05	Salida depósito relaves Chinchán
303	3,26	Unión descargas Chinchán
304	17,41	Río Rímac, antes de Casapalca
305	0,24	Aguas servidas, viviendas Casapalca
306 C17	1,12	Salida Túnel Carlos Francisco
307	0,98	Aguas industriales Concentradora
308	19,78	Río Rímac, después de área industrial
309	22,13	Río Rímac, después de Casapalca
310	5,20	Salida del depósito de relaves Tablachaca
311	38,32	Río Rímac, después de Tablachaca
312	0,08	Aguas servidas, Bellavista
313	207,80	Río Rímac, antes del Túnel Graton
314	310,90	Salida de Túnel Graton
315	517,10	Río Rímac, después del Túnel Graton

2.2.3. Cantidad y Calidad de Agua Subterránea

La principal característica contaminante de este emplazamiento es la inestabilidad química del yacimiento en las condiciones de minado. El contenido de sulfuros tanto en el mineral como en la roca caja (pirita) determina la oxidación de ellos por exposición al aire ya que las labores inferiores son desaguadas para proceder a su exploración y las labores superiores son también accesibles al oxígeno atmosférico por la poca

afluencia de agua y por un sinnúmero de labores actuales y antiguas.

Podemos considerar entonces dos zonas de generación de ARD (potencial de acidez) en la mina Yauliyacu.

a. Zona superior. Ubicada muy por encima del nivel freático, y que por lo tanto contiene limitada cantidad de agua. El agua infiltrada procede de las escorrentías estacionales y de las filtraciones de las lagunas y cursos de agua superficiales situados a cotas mayores. La infiltración de las escorrentías es limitada, aún en temporadas de intensas precipitaciones, debido a la topografía sumamente empinada de las montañas en que se emplaza el yacimiento. El reducido caudal resultante ($0,90\text{m}^3/\text{min}$), extraído por el túnel Carlos Francisco confirma estas apreciaciones.

Esta zona ha sido intensamente explotada desde el siglo pasado y continua siendo explotada en la actualidad; como consecuencia de ello se ha aperturado una gran extensión de galerías, piques, chimeneas, cruceros, etc, que han facilitado y facilitan el acceso de oxígeno atmosférico a las paredes de la roca, caja, vetas y rellenos, y que han promovido la oxidación de los sulfuros contenidos en él. La exposición es aún mayor en las labores antiguas que no han sido rellenadas.

El agua de las filtraciones lixivia a su vez estos minerales y los incorpora al desagüe de este sector de la mina que se conduce por el túnel Carlos Francisco. El agua superficial es “per se” un eficaz portador de oxígeno a diferencia del agua

freática, y contribuye en forma directa a la oxidación de los sulfuros de esta zona.

Es evidente que parte de la contaminación originada por el ARD de esta zona se ha originado por eventos geológicos y naturales ocurridos mucho tiempo antes de que la actividad minera se iniciara, esto es cuando descendió el nivel freático a su nivel actual. La participación de la actividad minera en ese sentido ha sido la de acelerar el proceso natural de ARD al promover el contacto aire-sulfuros en las labores abiertas.

· Para comparar los resultados del monitoreo consideramos que el agua industrial (P-301) representa la calidad natural del agua y que la descarga del túnel Carlos Francisco (P-306) es el resultado de la infiltración de este flujo por el área mineralizada afectada por la ocurrencia de ARD.

En las tablas 2.5, 2.6, 2.7 se muestran los parámetros físico-químicos de los puntos 301 del agua industrial, donde se observa las concentraciones de los metales por debajo de los límites máximos permisibles (LMP) y tabla 2.6 de la salida por el túnel “Carlos Francisco” (P-306) que notamos valores por encima del LMP, en casi todo los parámetros. La tabla 2.7 son los parámetros de LMP para las operaciones minero-metalúrgicas en operación, en programa de adecuación (PAMA). Cabe mencionar que los resultados que se muestran en las tablas fueron realizados en el año 1998, actualmente la Unidad Minera Yauliyacu (Ex-Casapalca) se encuentra avocada en la implementación de la certificación Ambiental ISO 1400 para lo cual en el año 2002 fue aprobado el EIA de dicha unidad.

Tabla 2.5
Agua Industrial (P-301)

Parámetros Físico – químicas					Concentraciones mg/l.			
Cond	Eh	Flujo	pH	T°C	TSS	OD	NO ₃	SO ₄
147,0	1,39	1,66	7,77	7,0	11,3	12,2	0,54	96,1

Concentraciones mg/l							
TSD	As	Cd	Cu	Fe	Mn	Pb	Zn
262,8	0,03	0,01	0,04	0,30	0,04	0,13	0,08

Tabla 2.6
Salida Túnel Carlos Francisco (P-306)

Concentraciones mg/l					mg/l			
Cond	Eh	Flujo	pH	T°C	TSS	OD	NO ₃	SO ₄
999	366,7	0,91	3,80	9,76	120,3	9,65	0,77	1557,5

Concentraciones mg/l							
TSD	As	Cd	Cu	Fe	Mn	Pb	Zn
748,0	0,59	1,12	27,6	21,4	22,9	1,1	266,8

TSS : Sólidos totales

TSD : Sólidos suspendidos

OD : Oxígeno disuelto

Cond : Conductividad

Tabla 2.7
Límite Máximo Permisible LMP o nivel referencial

Cond	pH	Mg/l										
		TSS	OD	NO ₃	SO ₄	As	Cd	Cu	Fe	Mn	Pb	Zn
500	5,5 a 10,5	50	8,5	0,100	400	0,50	0,05	1,0	2,0	0,50	0,50	3,0

La calidad relativamente buena del agua industrial (P-301) debe ser destacada en primer lugar, a la baja conductividad y pH neutro, hay que añadir el bajo contenido de metales disueltos. El origen glaciar (deshielos) y una cuenca con bajo contenido de minerales solubles favorecen la calidad de esta agua.

Las aguas superficiales infiltradas a través de la zona de la mina incorporan una gran cantidad de ácido y compuestos metálicos solubles característicos del ARD, hasta salir por gravedad por el túnel Carlos Francisco por los niveles 2700 y 3900. En la muestra de agua tomada en el nivel 1700 a la salida se muestra el incremento de conductividad de 147 a 999, lo cual nos expresa la gran cantidad de especies iónicas incorporadas, el Eh en la descarga tiene un valor sumamente oxidante (+366) comparado con el ambiente moderado (+39) en las aguas naturales de superficie, el pH ácido junto con el alto Eh facilitan la disolución y estabilidad de compuestos solubles de Cu, Fe, Cd, Mn, y Pb entre otros, de modo que su concentración depende de su relativa abundancia en las áreas expuestas.

Hay evidencia que las condiciones (Eh y pH) han sido mas severas en el interior de la mina y se ha ido moderando por dilución y neutralización con carbonatos a lo largo de su curso, ello ha determinado

la precipitación de un exceso de Fe^{+3} principalmente y explica el contenido de sólidos en suspensión (TSS=120) y la coloración rojiza de este efluente. En otras palabras, el contenido de Fe disuelto puede incrementarse notablemente si las condiciones termodinámicas varían, por ejemplo con un mayor Eh o menor pH, en cambio el contenido de los otros elementos en solución no se incrementará significativamente en tal caso.

El contenido de metales disueltos y el pH del efluente P-306 supera largamente el LMP y es preocupante en el caso específico de Cd, y Pb; el Cd es soluble aún a pH altos y su toxicidad es alta. El caso del Mn es una constante preocupación en la zona. El Pb, Cu y otros metales precipitan a los pH neutros-alcalinos que resultan al mezclarse con un mayor volumen de agua. El Cd disminuye su concentración por debajo del LMP gracias a la dilución en el río y posterior mezcla con el efluente alcalino de la concentradora. Resulta conveniente, sin embargo considerar el tratamiento separado de este efluente antes que vertirlo al río para que se diluya.

Los sólidos en suspensión (TSS) están también muy por encima del LMP, pudiendo estar sujetas a dilución, la sedimentación de los precipitados coloidales de Fe será muy dificultosa a menos que se eleve el pH por encima de 5,5.

Se observa que el contenido de casi todos los metales esta por encima del LMP. El TSS sin embargo se ha incrementado debido a que los hidróxidos metálicos precipitados permanecen en el efluente. No basta pues reducir el contenido de elementos nocivos disueltos de los efluentes sino que al hacerlo hay que separar los precipitados correspondientes.

b. Zona inferior. Ubicada por debajo del nivel freático y que por lo tanto ha permanecido sumergida en agua por mucho tiempo, los sulfuros conservan su estado original porque el agua en estas profundidades

tiene muy poco oxígeno disuelto. La constante descarga de grandes volúmenes de agua por medio del túnel Graton solo puede ser explicada en términos de un acuífero de gran tamaño que inunda una gran extensión del yacimiento. El radio entre el volumen de este acuífero y el área mineralizada expuesta a la acción atmosférica es tan grande que el efecto del ARD resultante es mínimo, otros factores que inhiben el progreso del ARD en la zona inferior de la mina son los siguientes:

- Bajo contenido de pirita en la roca caja y áreas circundantes.
- Presencia significativa de carbonatos y otros minerales que consumen ácido.
- Potencial oxidante mínimo del acuífero.
- Flujo mínimo de infiltraciones a través de las áreas mineralizadas expuestas a la acción atmosférica.

Para tener una apreciación de la calidad de agua evacuada por el túnel Graton con respecto a la que eventualmente se infiltra a las labores se tiene en la siguiente tabla N° 2.8.

Tabla N° 2.8
Salida Túnel Graton (P-314)

Parámetros Físico-Químicos				mg/l			
Cond	Eh	pH	T°C	TSS	OD	NO₃	SO₄
530	237	7,5	18,4	118,5	11,0	0,48	254

Concentraciones mg/l							
TDS	As	Cd	Cu	Fe	Mn	Pb	Zn
630	0,02	0,01	0,05	0,21	0,19	0,08	0,64

Para los fines prácticos podemos considerar que la calidad del efluente del Túnel Graton está por debajo del LMP en todos los elementos a excepción del NO_3^- . Podemos observar además que la concentración de todos los metales, están en el rango de las aguas superficiales.

Los resultados del monitoreo, aun cuando han sido medidos en la descarga y no en la misma área mineralizada, proporcionan evidencia de que las condiciones en dicho lugar inhiben la generación de ARD (Potencial de acidez).

El potencial de oxi-reducción (Eh) promedio a la salida del túnel Graton es de solo +237 mv. El pH promedio es incluso ligeramente alcalino (7,5) y en ninguna época del año fluctuó por debajo de 7,00.

El mecanismo mas importante que ha intervenido para evitar una descarga ácida en el túnel Graton parece haber sido la inhibición del ARD (Potencial de acidez) en el interior de la mina antes que la neutralización del drenaje acido generado. Tampoco puede descartarse la simple dilución como un factor importante.

2.2.4 Flujo del Agua de Mina en Estudio

Las filtraciones de agua empiezan en los niveles superiores de la mina, desde el nivel H1 que es el superior de las operaciones hasta el nivel 3900 que es el inferior, cuya altura entre estos niveles limitantes es aproximadamente de 1214 metros, desnivel suficiente donde se producen las reacciones químicas de los compuestos minerales.

La muestra más ácida se tiene entre los niveles 200 y 1700, estudio al cual se da mayor énfasis para las alternativas de solución en su neutralización, cuyo caudal es de 7 l/s aproximadamente.

Los otros dos niveles donde se juntan la mayor parte de los drenajes son el 2700 y 3900 cuyos caudales estimados son 19 L/s y 32 L/s respectivamente. Estos dos caudales o tributarios se unen en la chimenea "Raise Borer" que baja del nivel 3900 al túnel con una altura de 395 metros que finalmente llega al drenaje general de este túnel. El caudal promedio en el túnel es de 5 m³/s, caudal que contribuye directamente al río Rímac.

En el plano. N° 04 se muestra el movimiento hídrico superficial y del túnel Graton como también los emplazamientos de los sectores del área de Casapalca, incluido Bellavista, Chinchán y el distrito de Chilca. Igualmente se observa la geología regional, por donde escurre el río Rímac y sus tributarios que atraviesan rocas volcánicas tipo pórfido "Carlos Francisco" y "Tablachaca" sedimentarios "Capas Rojas" y "Conglomerado Carmen", finalmente las calizas Machay y los cuaternarios.

2.3. HIDRÓLISIS DE MINERALES QUE GENERAN AGUAS ÁCIDAS.

Para estudiar los procesos que originan las aguas ácidas es necesario caracterizar el origen de la fuente que las generan.

Los minerales sulfurados expuestos a ambientes de alta humedad y/o presencia de oxígeno, son los que generan ácido sulfúrico libre. Este proceso de hidrólisis de los sulfuros se produce en mayor grado en la pirita y en grado decreciente en la pirrotita (FeS₂) y chalcopirita (CuFeS₂), también la arsenopirita (FeAsS), aunque esta se encuentra generalmente en proporciones menores junto con los otros sulfuros. Luego sigue la esfalerita y en mucho menor grado la galena.

La hidrólisis de estos sulfuros puede ocurrir separadamente generando cada proceso, la cantidad correspondiente de ácido sulfúrico libre. Sin embargo, debido a la presencia de pirita en los yacimientos

sulfurados, es la solución resultante de la hidrólisis de la pirita, la que generalmente actúa sobre los otros sulfuros, intensificando la disolución de estos e incrementando la acidez y metales disueltos en las aguas generadas.

2.3.1 Hidrólisis de Pirita

a. Ambientes con abundante oxígeno

La hidrólisis de la pirita, que generalmente se produce por las aguas de meteorización (filtradas a través de fracturas y fallas que contienen gran cantidad de oxígeno disuelto), genera ácido sulfúrico libre y sulfato férrico en solución:



Estos dos derivados son los agentes más importantes en la oxidación posterior de otros sulfuros, incluso en ambientes pobres en oxígeno ya que el sulfato férrico actúa como oxidante, generándose luego iones ferrosos.

b. Ambiente pobres de oxígeno



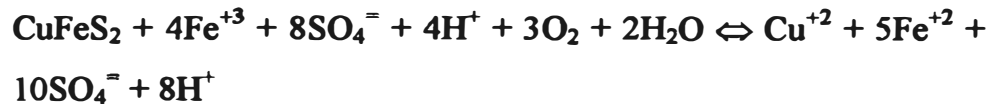
Normalmente estas soluciones se oxidan rápidamente cuando salen o se acercan a superficie, formándose hematita.



Sin embargo el hierro en los cuerpos masivos de pirita son susceptibles a ser lixiviadas sin producir significativamente hematita o limonita, debido a que el ácido sulfúrico mantiene el pH bajo (1 a 2) y puede formar un ambiente reductor que mantiene el hierro soluble como sulfato ferroso que le da una coloración verdosa (caso de algunas aguas ácidas de Cerro de

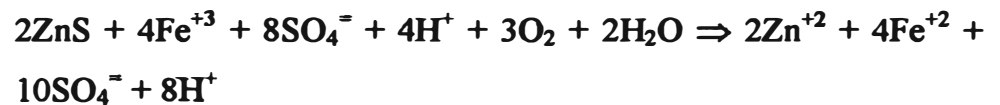
Pasco), luego con el aporte de otras aguas o por dilución se oxida el fierro, precipitándose.

2.3.2 Acción de la Solución Hidrolizada de Pirita sobre la Chalcopirita.



Se observa la reducción del fierro que ayuda en la oxidación de la chalcopirita por lo que su disolución es posible aún en ambientes pobres de oxígeno, cuando la solución de hidrólisis de la pirita lo baña.

2.3.3 Acción de la Solución Hidrolizada de Pirita sobre la Esfalerita.



La esfalerita generalmente contiene Cd y Mn que sustituyen al Zn en la estructura, por lo que la solución resultante, contendrá Cd^{+2} y Mn^{+2} en la solución ácida del Zn^{+2} .

El grado de solubilización subsiguiente de los otros sulfuros, dependerá cada vez de la cantidad de ácido generado poniendo en solución además As^{+3} , de la arsenopirita, Pb^{+2} y Ag^+ de la galena (PbS) e incluso mercurio.

El producto de la hidrólisis sucesivas producirá el AGUA ÁCIDA NATURAL con un pH ácido y que mantiene en solución los siguientes elementos:

Fe^{+3} , Cu^{+2} , Fe^{+2} , Zn^{+2} , Cd^{+2} , Mn^{+2} , Pb^{+2} , As^{+3} , Ag^{+3} , Hg^{+2} , SO_4^- , nH^-

Formando iones libres, complejas u oxoaniones.

2.4 AGUAS ÁCIDAS DE LA UNIDAD MINERA

Después de observar las características petrográficas del yacimiento, nos damos cuenta que la piritita en esta zona se encuentra diseminada en muy baja concentración, sin embargo se desarrolla aguas ácidas.

2.4.1 En el drenaje de agua ácida desde superficie por infiltraciones meteóricas subterráneas punto C-17.

En este nivel 1700 el pH es de 3.5 debido casi por completo a la hidrólisis de la piritita y de su acción sobre la esfalerita y chalcopiritita como se observa en los análisis tabla N° 2.9.

Tabla 2.9 Parámetros iniciales de la muestra C-17 (Drenaje de agua ácido desde superficie por infiltraciones meteóricas)

Metales	Sin Filtrado mg/l	Filtrados mg/l
Zn	183,30	179,50
Fe	50,30	24,70
Mn	10,50	10,50
Cd	2,00	1,93
Cu	21,90	20,90
Ag	0,008	0,05
Pb	0,33	0,20

A este pH parte del fierro ha precipitado, sin embargo el Zn, Mn, Cd, Cu permanecen casi por completo en la solución, sin embargo parte del plomo a coprecipitado con el fierro, por lo que su concentración es más baja al ser analizada en la solución filtrada.

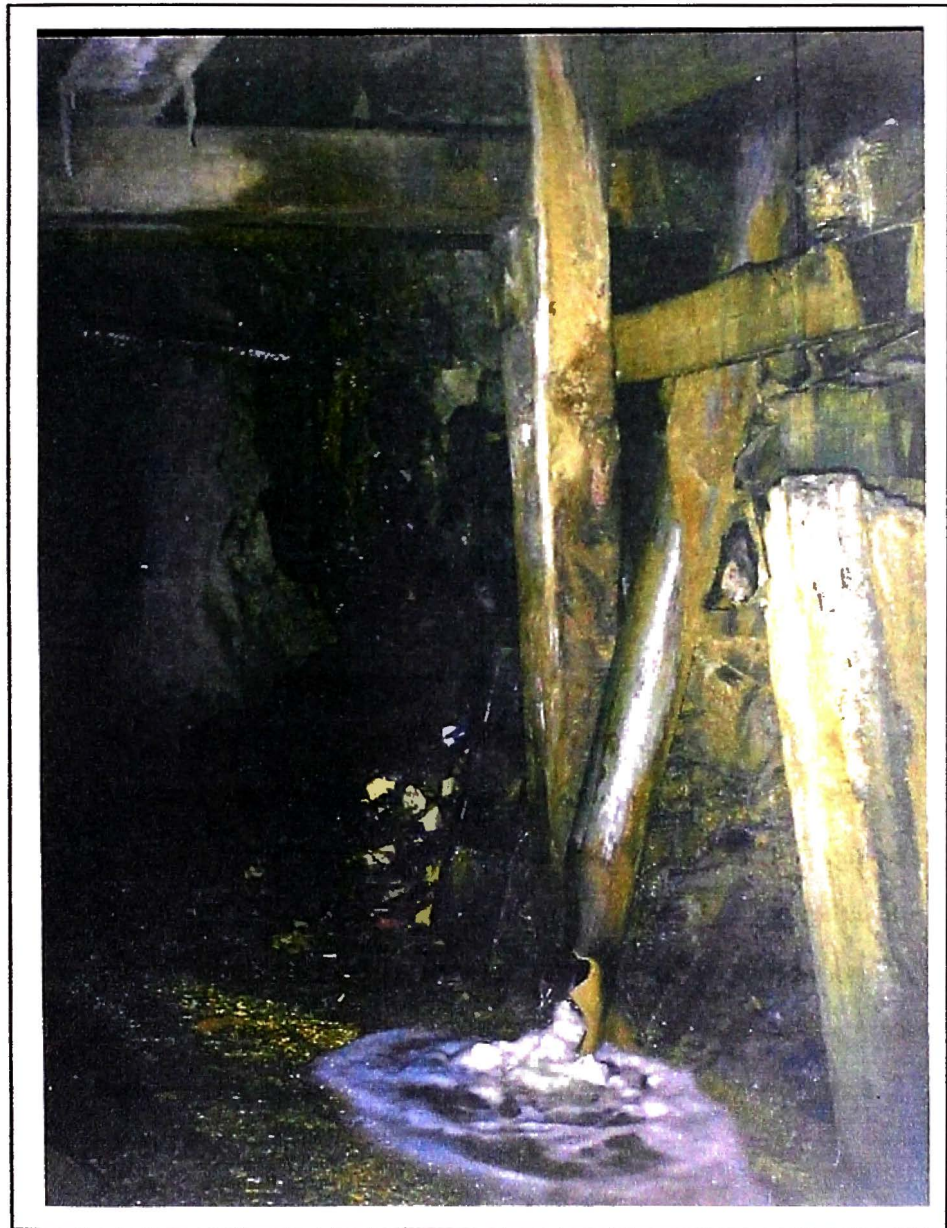
Estas aguas son producto de las filtraciones que atraviesan los antiguos casquetes vacíos que quedaron después de la explotación y que están sobre el nivel 1,700 (Ver Figura del Muestreo 2.1) y Plano N° 05.

2.4.2 En el Punto C-27 (Drenaje de agua ácida del nivel 2700)

En este nivel contamos con las aguas ácidas de la mina que vienen del nivel 1700 con un pH de 3.5 más un aporte de aguas de relleno hidráulico procedente de la planta concentradora de un pH de 11, en aproximadamente del 5% lo cual contiene restos de reactivos utilizados y además contribuye aguas ácidas de un pH mayor procedente de los niveles superiores al nivel 2700.

Por lo tanto en el punto C-27 tendremos dos procesos importantes:

Primero una ligera neutralización de las aguas ácidas, por el aporte del agua de la planta, lo que provoca la precipitación de gran cantidad de Fe y algo de Cu, Zn y Cd, como se observa en el cuadro de resultados Tabla 2.10.



PUNTO C-17

**Figura 2.1 - Drenaje de Agua Ácida desde Superficie por Infiltraciones
Meteóricas y Subterráneas
Nivel 1700**

Drenaje de Agua Ácida del Nivel 2700 Punto C-27

Tabla 2.10

Metal soluble	Punto C-17	Punto C-27
Fe mg/l	24,70	2,23
Cu mg/l	20,90	12,40
Zn mg/l	179,50	149,30
Cd mg/l	1,93	1,23

Sin embargo, el manganeso sigue permaneciendo en solución al igual que el plomo.

En segundo lugar tenemos que el agua resultante contendrá parte de los reactivos de flotación, que se hayan arrastrado aún después de su filtración a través de las rocas y relleno en los tajeos y esta agua tendrá CN^- , xantatos Na^+ , Ca^{+2} y vestigios de floculantes y aceites, junto con los metales ya existentes con los que el cianuro podría formar complejos de plata (AgCN^-) y cobre en un principio; pero debido al $\text{pH}=4$, una vez uniformizada la mezcla el CN^- sale del medio como HCN . (Ver Figura 2.2) y Plano N° 05.



PUNTO C-27

Figura 2.2 - Drenaje de Agua Ácida del Nivel 2700

2.4.3 En el Punto C-39 Drenaje agua de Mina Nivel 3900

En este punto la contribución de las aguas de la planta concentradora es mucho mayor y por lo tanto la contribución de $ZnSO_4$, $CuSO_4$, $NaCN$, cal y otros será mayor, después de alcanzado la homogenización, el pH en el punto C-39 es de 5,0, por lo que nuevamente se ha producido un proceso de neutralización inicial, precipitando gran parte del fierro como también Zn y Cu provenientes del agua de mina y del agua de la concentradora, en una proporción mayor al punto C-27. (Ver Figura 2.3).

Drenaje de Agua del Nivel 3900 Punto C-39

Tabla 2.11

	Punto C.27	Punto C.39
PH	4,00	5,00
Metal	Peso metal en mg/l	
Fe	2,23	0,23
Cu	12,40	3,89
Zn	149,30	100,00
Cd	1,23	0,41



PUNTO C-39

Figura 2.3 - Drenaje Agua de Mina Nivel 3900

La proporción de xantatos, Na^+ , Ca^{+2} , floculantes y aceites será mayor que en el punto C-39, pero es poco probable la presencia de CN^- debido al pH de 5,0. Sin embargo, podrían existir tiocinianos SCN^- .

Es importante notar que el Mn^{+2} en todos los puntos, a pesar del proceso de neutralización que se produce permanece casi constante, lo que indica que esta especie es muy estable y muy difícil de oxidarse (a pesar del abundante oxígeno en la zona), en las aguas ácidas de la mina hasta pH de 5,0.

El proceso de neutralización en los puntos C-27 C-39, no solo se deben al aporte de las aguas de la planta, sino también al aumento del flujo de agua de filtración lo que genera en efecto la dilución. (Ver diferencia de caudales en plano de movimiento hídrico). En estos puntos no se produce la neutralización natural por rocas calcáreas, pero si sucede a lo largo del túnel Graton donde existen algunas rocas calcáreas como un potencial neutralizante. (Ver Plano N° 04 Corte Longitudinal del Movimiento Subterráneo).

CAPITULO III

NEUTRALIZACIÓN

3.1 NEUTRALIZACIÓN DE AGUAS ÁCIDAS

La neutralización es un proceso en el cual se produce un aumento del pH del agua ácida por adición de un álcali, hasta la neutralidad, es decir hasta valores de pH aproximados a 7.

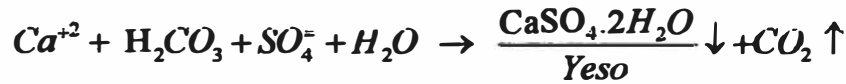
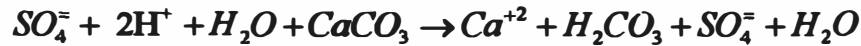
Para neutralizar la acción ácida se puede utilizar varios agentes de neutralización, tales como:

- Oxido de Calcio o cal apagada CaO
- Caliza molida (Ca CO_3)
- Relave
- Hidróxido de Sodio NaOH
- Carbonato de Sodio Na_2CO_3
- Hidróxidos Naturales (Limonita)

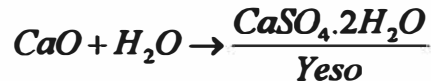
Siendo las de menor costo y mayor disponibilidad en nuestro medio la cal y la caliza molida.

De acuerdo a la química de formación del agua de mina, los componentes mayoritarios en un medio fuertemente ácido son el ión sulfato y el ión Fe^{+2} los cuales se han formado por oxidación de los sulfuros (en su mayor parte pirita FeS_2) presentes en el yacimiento. Debido a la inestabilidad del Fe^{+2} por acción de oxígeno se forma el ión Fe^{+3} que puede representarse como $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ en solución.

En el proceso de neutralización mediante la adición de caliza (CaCO_3) se producen las siguientes reacciones en etapas:



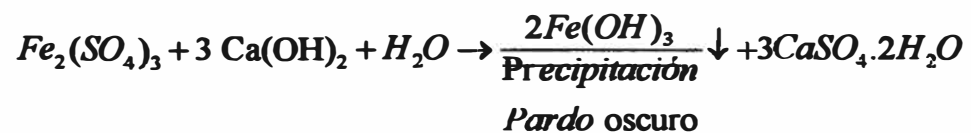
En el proceso de neutralización mediante la adición de Cal.



En ambos casos el producto que se forma es un precipitado de color blanco denominado Yeso.

Este compuesto se forma desde valores de pH muy bajos hasta valores de pH=1,5 (como se pudo apreciar experimentalmente en una de las pruebas preliminares en una muestra cuyo pH inicial fue 1). Esta solución por tener Fe^{+2} en su contenido conlleva a la formación de $Fe(SO_4)$ de coloración verdosa inmediatamente después de la formación de yeso.

Para valores de pH mayores a 1,5 se forma un precipitado pardo de $Fe(OH)_3$ lo cual se ajusta a la siguiente reacción:



Los iones OH^- (del $Ca(OH)_2$) permiten la formación del $Fe(OH)_3$ el mismo que es indispensable para la precipitación de gran parte de los metales disueltos en el efluente ácido.

En el proceso de neutralización el $Fe_2(SO_4)_3$ formado por oxidación de la pirita (FeS_2), actúa como un gran coagulante frente a todo el material

coloidal o metálico presentes en las aguas ácidas, mediante reacciones químicas específicas.

Las sustancias que más nos interesa en esta segunda etapa, proceso de coagulación son los iones de metales tóxicos en solución y las que dan turbiedad y color en forma de partículas muy pequeñas; o coloides, material que no puede ser eliminado mediante un proceso de sedimentación simple.

3.1.1 Proceso de Coagulación

En una etapa previa al proceso de coagulación el $\text{Fe}_2 (\text{SO}_4)_3$ (Coagulante natural formado), se hidroliza formando un polímero de alto peso molecular de carga positiva.

En el proceso de coagulación, este polímero (de carga positiva) es absorbido por los coloides presentes en el agua lo cual reduce las fuerzas que los mantienen separados definido por el movimiento Browniano.

Es decir en este proceso ocurren interacciones físicas y químicas a través de mecanismo electrostáticos y el de adsorción para producir la neutralización de cargas, captura mediante el precipitado y adsorción que conduce a la formación de flocs de gran tamaño y peso. Finalmente esto permite la remoción total o parcial de metales totales y sólidos en suspensión constituidos por arcillas (conformadas por Sílice y aluminio), sedimentos, materia orgánica e inorgánica finamente dividida.

También permite la remoción de partículas coloidales de origen orgánicos e inorgánicos que generan color.

3.2 PARTE EXPERIMENTAL

Se procedió a caracterizar las aguas ácidas determinando los parámetros físico-químicos y el contenido de metales en las 3 muestras procedentes de la Unidad Minera Yauliyacu (Ex-Casapalca).

Todas las determinaciones se realizaron en las muestras sin filtrar y en las muestras filtradas con papel Whatman 42, cuyos valores se muestran en los cuadros 3.1, 3-2 y 3.3.

Se procedió a las pruebas de neutralización con:

- a) NaOH valorado
- b) Cal al 58,23%
- c) Caliza al 85% + Cal al 58,23%

a) Neutralización con Hidróxido de Sodio Valorado

Se procedió a este desarrollo con la finalidad de encontrar el peso exacto de cal por volumen de agua a tratar, a través de la igualdad de equivalentes. Se tomó 50ml de agua ácida, se tituló con una solución de NaOH 0,804N, obteniéndose un gasto de 1ml.

CÁLCULOS PARA DETERMINAR EL PESO DE CAL

NUESTRA: 50ml

VOLUMEN NaOH (0,804N) 1ml.

$$N = \frac{N^{\circ}Eq - gr}{\dot{V}_{(l)}}$$

$$(1 \times 10^{-1})(0.804N) = N^{\circ}Eq - gr \text{ NaOH} = \frac{W_{NaOH}}{P_{equiv}}$$

$$P_{equiv} = \frac{PM_{NaOH}}{V} = \frac{40}{1} = 40$$

$$8,04 \times 10^{-5} = \frac{W_{NaOH}}{40} \Rightarrow W_{NaOH} = 0,03216$$

$$W_{NaOH} = 0,0322 \text{ gr NaOH}$$

$$N^{\circ}Eq_{NaOH} = N^{\circ}Eq_{CaO}$$

$$PM_{CaO} = 56$$

$$\frac{W}{P_{eq.NaOH}} = \frac{W}{P_{eq.Ca(OH)_2}}$$

$$p_{eq}CaO = \frac{PM}{2} = 28$$

$$\frac{0.0322g}{40} = \frac{W}{28CaO} \Rightarrow W_{CaO} = 0,02254g \text{ al } 100\% \text{ de pureza}$$

Pero la cal disponible contenía CaO al 58.23%

Entonces para un volumen de 50 ml de agua ácida resulta:

Peso CaO al 58,23% = 0,03872 g (1)

b) Neutralización con Cal (al 58,23% de pureza)

Esta prueba se efectuó básicamente colocando 500ml de agua ácida en una celda de agitación.

Se agregó poco a poco el peso exacto de cal al 58,23% (0,03872g) de acuerdo a (1), poniendo en funcionamiento el agitador en una velocidad de 900 RPM durante 15 minutos. A medida que el pH se fue elevando por la adición de cal, se observó la formación de un precipitado pardo fino que fue creciendo en tamaño en medida que se fue alcanzado el punto de neutralización hasta un valor de pH = 7,5 con lo cual se logró la formación de gran tamaño.

Terminando esta etapa, se dejó sedimentar los floccs por un tiempo aproximado de ½ hora en el que se pudo apreciar una solución sobrenadante totalmente transparente e incolora a diferencia de la muestra inicial la cual mostraba un color pardo con un alto contenido de sólidos en suspensión.

Se procedió a filtrar la solución con la finalidad de:

Calcular el peso de los lodos por volumen de muestra.

Evaluar todos los parámetros físicos-químicos y los metales remanentes después de la neutralización y poder calcular el porcentaje de remoción de cada parámetro. Ver Tabla N° 3.1.

c) Neutralización con caliza (CaCO_3)

Se procedió a neutralizar las muestras siguiendo exactamente los pasos descritos en (b), utilizando el peso de caliza calculado por equivalentes con NaOH. Sin embargo, dado a que la caliza no genera iones OH^- , el proceso de neutralización se derivó a $\text{pH}=5,5$, aún con un exceso de caliza.

Terminada la agitación se dejó sedimentar para efectuar la filtración, pero debido a la turbidez y coloración procedimos a la neutralización adicionando cal hasta llegar a $\text{pH}=7,0$.

En estas condiciones, se pudo apreciar un mejoramiento en la eficiencia, lo cual permitió la separación de los sólidos por filtración y evaluación de metales y parámetros físicos-químicos como el caso anterior.

3.2.1a Resultados de las pruebas realizadas para la muestra C-17.

Volumen (ml)	500
(1) Consumo de cal al 58,23 (g)	0,3872
(2) Consumo: Caliza 85% (g)	0,4721
Cal 58,23% (g)	0,0607
Tiempo de agitación (minutos)	15
Velocidad de agitación RPM	900

Tabla N° 3.1

	CALIDAD DE AGUA			
	INICIAL		DESPUES DE NEUTRALIZACIÓN	
	Sin Filtrar	Filtrada	Cal (1)	Caliza + Cal (2)
pH	3,5	4,0	7,5	7.0
SO ₄ ⁻ (mg/l)		634,5	1311	1581
Conductividad		3000	1960	1820
ST mg/l		2880		
SDT mg/l		2472	2322	2710
Metales				
Cu mg/l	21,910	20,960	0,0053	0,02697
Pb mg/l	0,336	0,2000	0,0130	0,08480
Mn mg/l	10,490	10,490	0,0300	10,3900
Zn mg/l	183,30	179,50	0,1210	0,7799
Cd mg/l	2,000	1,932	0,0242	1,5680
Fe mg/l	50,320	24,32	0,0930	0,0851
Ag mg/l	0,0083	0,055	0,0010	0,0023
As mg/l	< 0,001	<0,001	<0,001	< 0,001

3.2.1.b Resultados de la Prueba realizada para la muestra C-27

Volumen (ml)	:	500
(1) Consumo de cal al 58,23 (g)	:	0,2788
(2) Consumo: Caliza 85% (g)	:	0,3410
Cal 58,23% (g)	:	0,1320
Tiempo de agitación (minutos)	:	15
Velocidad de agitación RPM	:	900

Tabla N° 3.2

	CALIDAD DE AGUA			
	INICIAL		DESPUES DE NEUTRALIZACIÓN	
	Sin Filtrar	Filtrada	Cal (1)	Caliza + Cal (2)
pH	4,0	4,0	7,5	7,0
SO ₄ ⁻² (mg/l)		592,6	1786	1321
Conductividad		2600	1930	1850
ST mg/l		2160		
SDT mg/l		1854	2230	2396
Metales				
Cu mg/l	12,140	12,14	0,0053	0,01337
Pb mg/l	0,302	0,20	0,0320	0,1134
Mn mg/l	15,020	15,60	0,2730	14,000
Zn mg/l	172,60	149,30	0,1830	0,6097
Cd mg/l	1,2591	1,2322	0,0284	0,5005
Fe mg/l	51,840	2,23	0,0230	0,1065
Ag mg/l	0,0055	0,0011	0,0110	0,0046
As mg/l				

3.2.1.c Resultados de la Prueba realizada para la muestra C-39

Volumen (ml)	500
(1) Consumo de cal al 58,23 (g)	0,1800
(2) Consumo: Caliza 85% (g)	0,2098
Cal 58,23% (g)	0,09504
Tiempo de agitación (minutos)	15
Velocidad de agitación RPM	900

Tabla N° 3.3

	CALIDAD DE AGUA			
	INICIAL		DESPUES DE NEUTRALIZACIÓN	
	Sin Filtrar	Filtrada	Cal (1)	Caliza + Cal (2)
pH	5,0	5,0	7,0	7,0
SO ₄ ⁻² (mg/l)		566,4	1290	1311
Conductividad		2700	2560	2580
ST mg/l		2256		
SDT mg/l		1936	2438	2742
Metales				
Cu mg/l	4,290	3,890	0,0053	0,0066
Pb mg/l	1,028	0,3368	0,0460	0,0507
Mn mg/l	14,210	13,230	1,1350	8,287
Zn mg/l	105,80	100,00	0,3030	0,2163
Cd mg/l	0,4125	0,4125	0,0243	0,0791
Fe mg/l	42,250	0,2300	0,0290	0,1172
Ag mg/l	0,0156	0,0016	0,0049	0,0029
As mg/l				

De las tablas anteriores se puede observar comparativamente porcentaje de remoción similares para Cu, Pb, Zn, Fe, en la neutralización con Cal y Caliza – Cal. Sin embargo la remoción de Mn y cadmio es mayor cuando se utiliza solamente Cal en el tratamiento.

De los resultados en forma integral el uso de Cal para el tratamiento de aguas ácidas tiene mayor eficiencia para remover la mayor parte de metales.

En cuanto a la conductividad y a los sulfatos no se aprecia una disminución considerable dado que la caliza y la cal utilizados contienen estos componentes como impurezas. Ver los gráficos de rendimiento de neutralización de las muestras C-17, C-27 y C-39 respectivamente con cal y caliza + cal.

3.2.2 Discusión de Resultados

Como parte del trabajo de investigación de tratamiento de aguas ácidas, la evaluación se desarrolló en el Instituto de Minería y Medio Ambiente, el cual cuenta con equipos de laboratorio adecuados para su ejecución.

De acuerdo a los resultados obtenidos podemos calcular la eficiencia de neutralización a través del porcentaje de remoción de metales: Ver las siguientes tablas de resultados donde se aprecia las pruebas efectuadas y la eficiencia en el tratamiento con el proceso de neutralización.

3.2.2.1 Cuadro de Resultados de la Neutralización para la muestra C-17 con Cal.

Tabla 3.4a

Metales	(mg/L) INICIAL	(mg/L) DESPUÉS DE NEUTRALIZACIÓN CON CAL -CALIZA	% DE REMOCIÓN $\left(\frac{Ci - Cf}{Ci}\right) \times 100$
Cu	21,910	0,0053	99,97
Pb	0,336	0,013	96,12
Mn	10,490	0,030	99,71
Zn	183,30	0,121	99,93
Cd	2,000	0,0242	98,79
Fe	50,32	0,093	99,81
Ag	0,0083	0,0010	87,95

Ci = Concentración inicial

Cf = Concentración final

Tabla Nº 3.4b

Neutralización con Caliza-Cal

Metales	(mg/L) INICIAL	(mg/L) DESPUÉS DE NEUTRALIZACIÓN CON CALIZA-CAL	% DE REMOCIÓN $\left(\frac{Ci - Cf}{Ci}\right) \times 100$
Cu	21,910	0,02697	99,87
Pb	0,336	0,0848	74,76
Mn	10,490	10,390	0,95
Zn	183,30	0,7799	99,57
Cd	2,000	1,5680	21,60
Fe	50,32	0,0851	99,83
Ag	0,0083	0,0023	72,29

Ci = Concentración inicial

Cf = Concentración final

GRAFICO N° 1- PORCENTAJE DE REMOCIÓN DE METALES EN LA NEUTRALIZACIÓN CON CAL MUESTRA C-17

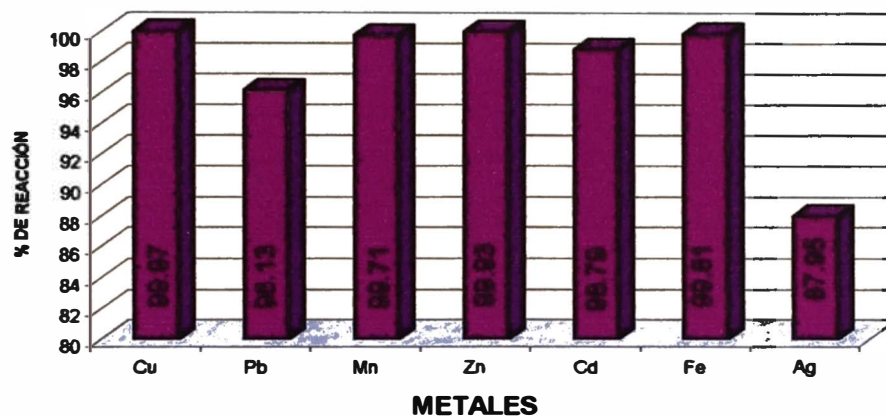
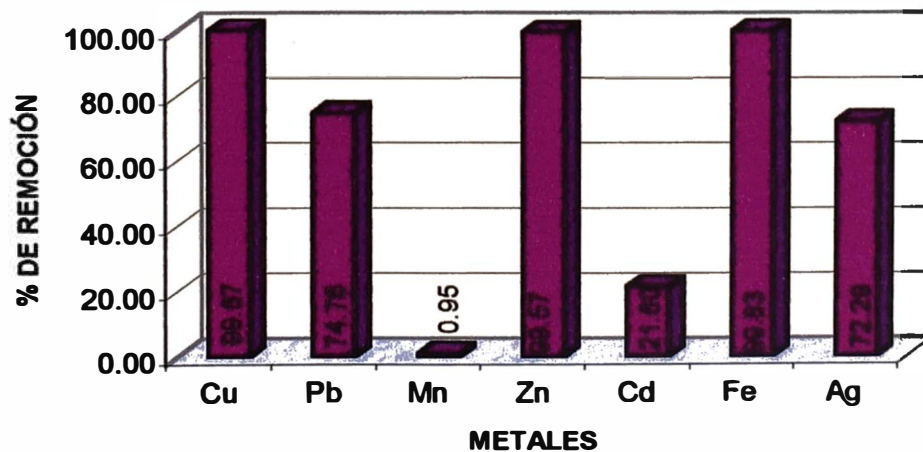


GRAFICO. N°2-PORCENTAJE DE REMOCIÓN DE METALES EN LA NEUTRALIZACIÓN CON CALIZA-CAL MUESTRA C-17



3.2.2.2 Cuadro de Resultados para la muestra C-27

Tabla N° 3.4c

Neutralización con CAL

Metales	(mg/L) INICIAL	(mg/L) DESPUÉS DE NEUTRALIZACIÓN CON CAL al 58.23%	% DE REMOCIÓN $\left(\frac{Ci - Cf}{Ci}\right) \times 100$
Cu	12,140	0,0053	99,95
Pb	0,302	0,032	89,40
Mn	15,020	0,273	98,18
Zn	172,60	0,183	99,89
Cd	1,2591	0,0284	97,74
Fe	51,84	0,023	99,95
Ag	0,0055	0,0011	80,0

Ci = Concentración inicial

Cf = Concentración final

Tabla N° 3.4d

Neutralización con Caliza –Cal

Metales	(mg/L) INICIAL	(mg/L) DESPUÉS DE NEUTRALIZACIÓN CON CAL-CALIZA	% DE REMOCIÓN $\left(\frac{Ci - Cf}{Ci}\right) \times 100$
Cu	12,140	0,01337	99,88
Pb	0,302	0,1134	62,45
Mn	15,020	14,000	6,79
Zn	172,60	0,6097	99,64
Cd	1,2591	0,5005	60,25
Fe	51,84	0,1065	99,79
Ag	0,0055	0,0046	16,36

Ci = Concentración inicial

Cf = Concentración final

GRAFICO N°3- PORCENTAJE REMOCIÓN DE METALES EN LA NEUTRALIZACIÓN CON CAL MUESTRA C-27

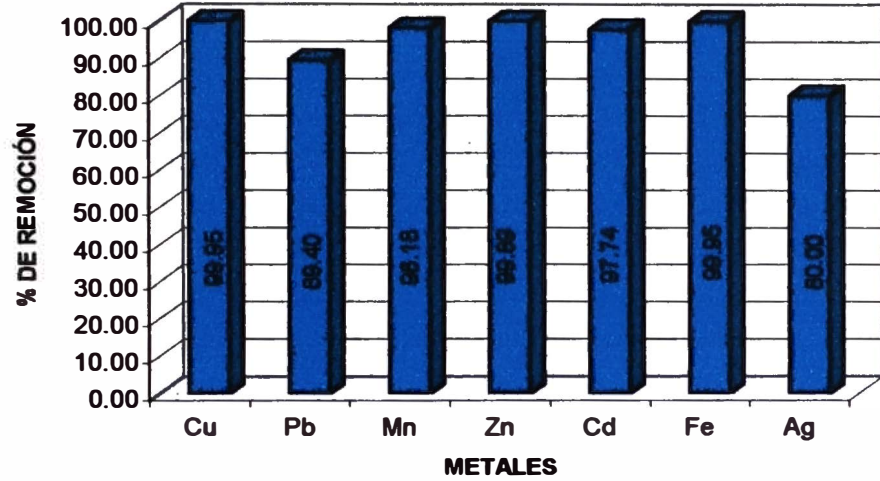
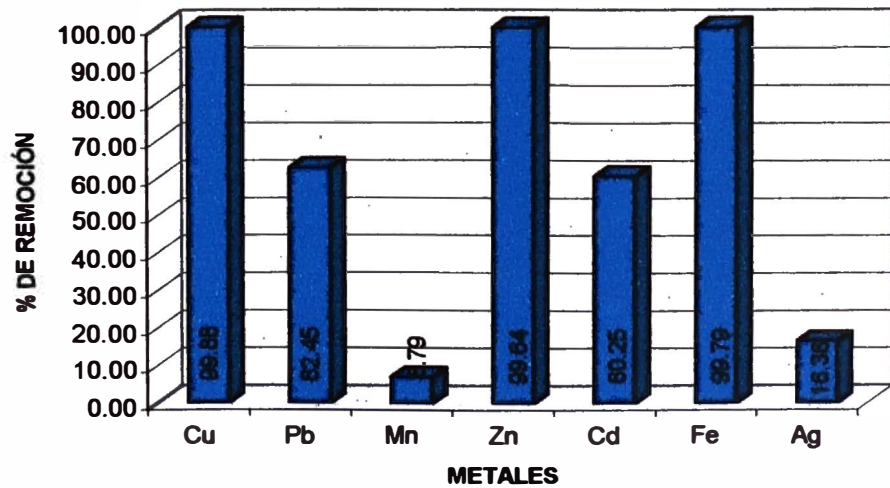


GRAFICO N° 4 - PORCENTAJE DE REMOCIÓN DE METALES EN LA NEUTRALIZACIÓN CON CALIZA-CAL MUESTRA C-27



3.2.2.3 Cuadro de Resultados para la muestra C-39

Tabla N° 3.4e

Neutralización con Cal

Metales	(mg/L) INICIAL	(mg/L) DESPUÉS DE NEUTRALIZACIÓN CON CAL al 58.23%	% DE REMOCIÓN $\left(\frac{CI - Cf}{CI}\right) \times 100$
Cu	4,290	0,0053	99,87
Pb	1,028	0,0460	95,52
Mn	14,210	1,1350	92,01
Zn	105,80	0,3030	99,71
Cd	0.4125	0,0243	94,10
Fe	42,250	0,0290	99,93
Ag	0,0156	0,0049	68,58

Ci = Concentración inicial

Cf = Concentración final

Tabla N° 3.4f

Neutralización con Caliza-Cal

Metales	(mg/L) INICIAL	(mg/L) DESPUÉS DE NEUTRALIZACIÓN CON CAL-CALIZA	% DE REMOCIÓN $\left(\frac{CI - Cf}{CI}\right) \times 100$
Cu	4,290	0,0066	99,84
Pb	1,028	0,0507	95,06
Mn	14,210	8,287	41,68
Zn	105,80	0,2163	99,79
Cd	0,4125	0,0791	80,82
Fe	42,250	0,1172	99,72
Ag	0,0156	0,0029	81,41

Ci = Concentración inicial

Cf = Concentración final

GRAFICO N° 5- PORCENTAJE DE REMOCIÓN DE METALES EN LA NEUTRALIZACIÓN CON CAL-MUESTRA C-39

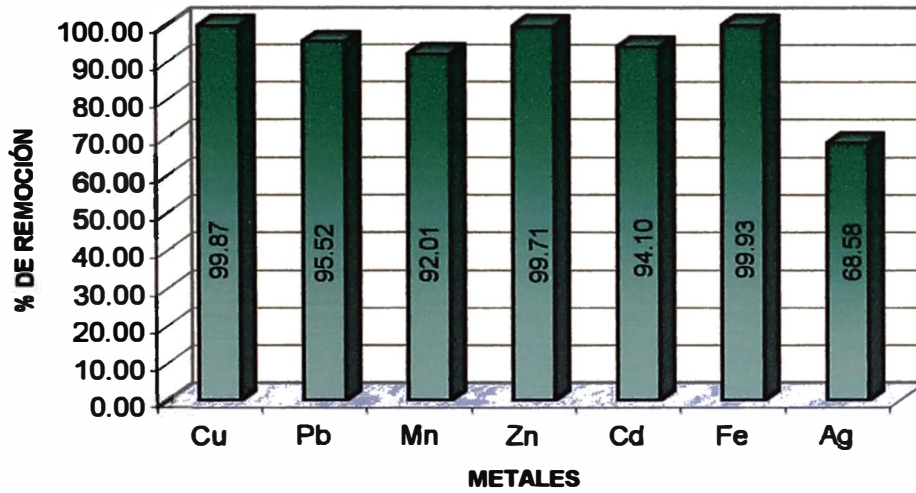
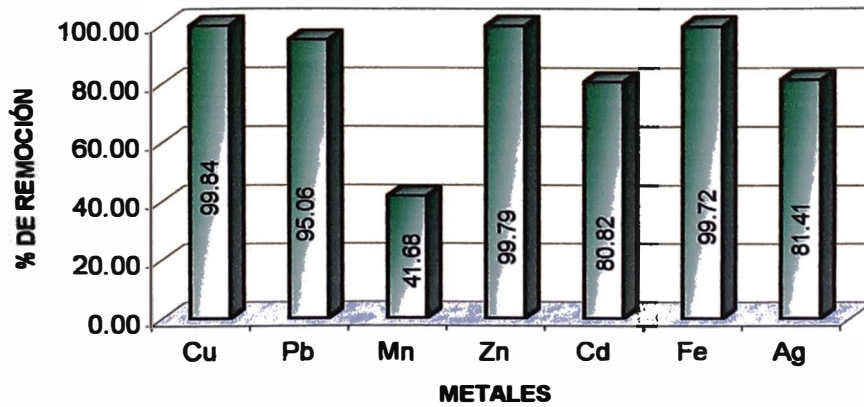


GRAFICO N° 06 - PORCENTAJE DE REMOCIÓN DE METALES EN LA NEUTRALIZACIÓN CON CALIZA-CAL MUESTRA C-38



3.3 PLANTA DE TRATAMIENTO

El objetivo principal es obtener un efluente limpio con concentraciones metálicas menores a los límites máximos permisibles (LMP). Se deberá buscar en forma paralela a ello, un bajo costo de inversión porque la Planta inicialmente no genera ingresos económicos posteriormente se puede hacer estudios para recuperar los metales económicos, los equipos seleccionados deben ser simples y fabricados con materiales a bajo costo.

Además se debe tener un bajo costo de operación y la Planta debe estar capacitada para operar eficientemente durante los períodos que existan variaciones climáticas.

3.3.1 Alternativas en el tratamiento

Para elevar el pH del drenaje ácido existen diferentes alternativas en lo que se refiere:

a) Agente Neutralizante

Para neutralizar el efluente se puede utilizar diferentes productos alcalinos tales como el hidróxido de sodio, cal, caliza, relave, etc.

De las pruebas realizadas se observó que existe una eficiencia mayor cuando se neutraliza con cal, pudiéndose elevar el pH hasta un valor de 8.00 eliminándose un mayor porcentaje de metales.

Además se puede utilizar inicialmente caliza hasta llegar a un pH = 5,5 y posteriormente adicionarle cal.

b) Unidades de Neutralización

Para lograr el proceso de neutralización se puede utilizar:

Canaletas: En los canales se colocarán lechos del agente neutralizante (sólido), se podrá utilizar los canales propios de evacuación del efluente.

Tanque de agitación: El agente neutralizante se adicionará a los tanques y por agitación se logrará la neutralización.

Salto hidráulico: Se aprovechará la caída del efluente para producir un salto hidráulico donde se formará una turbulencia que permita que se desarrolle el proceso de neutralización.

Teniendo en cuenta que en el primer caso el agente neutralizante debe ser removido una vez agotado, se debe utilizar cuando el efluente no presenta un pH muy bajo para que el período de servicio no sea corto. La utilización de tanques con agitación tienen una inversión mayor que en el caso anterior y un costo de operación donde además de los insumos hay que considerar el de la energía requerida en las unidades.

Para el desarrollo del presente se ha utilizado el salto hidráulico como unidad para llevar a cabo el proceso de neutralización debido a que el costo de inversión y el de operación es menor.

3.3.2 Diseño de la Planta de Tratamiento

De acuerdo a la evaluación correspondiente, se recomienda el siguiente tratamiento integral, que se debe seguir para obtener una calidad de efluente que pueda ser vertido directamente al río Rímac.

Las operaciones involucradas en el tratamiento son las siguientes:

1. Neutralización (aumento de pH)
2. Remoción de los sólidos sedimentables
3. Secado de lodos

Para cumplir con estos objetivos se ha diseñado las siguientes unidades:

3.3.3 Unidad Neutralizadora

El objeto de esta unidad es elevar el pH del efluente (pH=3.5) hasta el valor pH= 7.5 (promedio) el cual se encuentra dentro del rango aceptado por SEDAPAL.

Para el aumento del pH se utilizará el proceso de neutralización mediante una lechada de cal al 5%.

Para obtener una neutralización adecuada se ha hecho necesario crear una turbulencia para mezclar homogéneamente la solución neutralizante con el efluente.

Características

Material Concreto armado

Altura total : 0,50m

Largo total : 3,00m

Ancho : 1,50m

Revestimiento: Resina de alta resistencia a químicos (Reokal-P)

Características del Salto Hidráulico

Gradiente hidráulico : 1205 (Tablas de diseño)

Tiempo de mezclado : 0,28 segundos
 Longitud del salto : 0,20m

En el punto medio de la pendiente se aplicará la sustancia neutralizante.

a) Tanque para la Solución Neutralizante

Para 12 horas de trabajo

Tipo : Vertical, sin tapa
 Material : Acero al carbono de 3/10 pulg. de espesor
 Capacidad : 5 metros cúbicos
 Diámetro : 1,8 metros
 H.R : 2,6 metros
 Detalles : Costuras electrosoldadas con conexión de salida de 2" de diámetro.

Sistema de agitación: Con paletas y motor reductor de 18HP y 15 RPM de velocidad.

Revestimiento: Internamente con pintura epóxica y externamente con base anticorrosiva y acabado con esmalte sintético.

b) Sustancia Neutralizante

Nombre : Lechada de cal
 Concentración: Al 5% de CaO (58,3% w)
 Cantidad requerida: 4,7 m³ para 12 horas de trabajo.

3.3.4 Sedimentador

La función de esta unidad es separar las partículas suspendidas más pesadas que el agua, por acción de la gravedad. Se utiliza esta operación para la eliminación de partículas y los

flóculos propios del proceso de neutralización y para la concentración de sólidos (lodos).

El propósito fundamental es obtener un efluente clarificado, así mismo es necesario producir un fango con una concentración de sólidos que pueda ser manejado y tratado con facilidad.

La unidad diseñada es de flujo ascendente que cuenta con una pantalla difusora que tiene 36 orificios de salida, cuya función es distribuir uniformemente el caudal.

Características

Material	:	Concreto armado
Tiempo de retención total	:	1 Hora
Largo	:	11,25m
Ancho	:	1,50m
Altura de agua	:	1,80m
Altura de lodos	:	0,90m
Inclinación	:	5%

Diámetro tubería salida (efluente líquido): 6 pulg.

Diámetro tubería salida (lodos): 4 pulg.

La parte inferior del sedimentador (fondo) presentará una inclinación de 5% que facilitará la recolección de los lodos, estos deberán ser descargados a un pozo recolector de lodos, del cual serán bombeados, se aprovechará la topografía de la zona aprovechando la gravedad hacia una zona de secado.

Estos lodos podrían regresar al proceso productivo para la recuperación de algunos metales económicos que se ha observado

en un porcentaje considerable. (Ver Planos de Diseño de la Unidad de Tratamiento Plano N° 6 y 7 y Esquema N° 02).

3.4 COSTOS ESTIMADOS DE INVERSIÓN

PLANTA DE TRATAMIENTO DE AGUAS ÁCIDAS DE LA UNIDAD MINERA YAULIYACU.

DESCRIPCIÓN	MONTO (\$)
Obras Civiles	30,589.14
Tanque agitador (incluido equipos completos según especificaciones técnicas.	20,500.00
Instalaciones e interconexiones	4,250.00
Imprevistos 14%	7,748.00
TOTAL	63,057.14

3.5 COSTO POR REACTIVO QUÍMICO

El estimado de costo por reactivos químicos se realiza por metro cúbico de efluente. Ver Apéndice N° 02.

Q= 7,0 litros por segundo

REACTIVOS	PESO Y COSTOS
Peso de CaO (58,35%)	0,780 Kg
Costo de CaO (58,35%)	0,15 \$ / Kg
Costo US\$/ m ³ tratado	0,117
Costo US\$./año	\$ 25,827.98

CAPITULO IV

CONCLUSIONES

- 1. El agua ácida de mina en la mayoría de los casos es producto de la hidrólisis debido a la presencia de agua y oxígeno u otro agente los minerales sulfurados como la pirita u otro agente oxidante. La oxidación de los sulfuros da lugar a ácido sulfúrico y sulfato férrico, y a la vez constituye al agente lixivante y oxidante que disuelven otros metales.**
- 2. En el caso de la Unidad Minera en estudio la formación de la hidrólisis es acentuado en los niveles superiores, en especial del nivel 1700 hacia la superficie, existen aguas meteóricas que bajan “bañando” los tajeos antiguos de Corte y Reducción vacíos abandonados. Esta altura es aproximadamente de 600 metros. Por otro lado debido a las aberturas de los tajeos antiguos es posible la circulación del aire por movimientos naturales de diferencia de presiones, hace que aumente la hidrólisis. Consideramos a estas condiciones la mayor acidez del agua de mina en este sector cuyo pH es 3,5.**
- 3. El agua de mina entre los niveles del 1700 al 2700, es menos ácida por la hidrólisis un tanto defectuosa porque los tajeos antiguos en su mayoría son del método de minado Corte y Relleno Ascendente. Condiciones que dificultan la circulación de agua y de oxígeno además la presencia del agua del Relleno Hidráulico que ingresa desde la Planta Concentradora con un pH alcalino de 9 a 11 que contribuye en alguna medida para la neutralización del agua ácida.**
- 4. El agua del nivel inferior de las operaciones mineras que es el 3900, aún es menos ácida, debido a que la mayor parte de los tajeos antiguos están rellenos con relaves de la Planta Concentradora, lo cual condiciona**

desfavorablemente a la hidrólisis. De acuerdo a las tablas mostradas en la discusión de resultados se concluyen que la eficiencia de remoción de metales como el Cu, Pb, Mn, Cd y Fe presentes en las aguas ácidas es mayor cuando se utiliza solamente cal que cuando se utiliza una combinación de Caliza-Cal alcanzando niveles de 90 a 99,8%.

5. Esto se debe a que el pH de neutralización con cal alcanza valores de 7,5 a 8,0 rango en el cual la precipitación de estos metales se favorece. Sin embargo no se llega a cumplir la remoción de la plata dado que el pH de precipitación de las sales de plata en su mayoría ocurre a pH 7,0 por lo tanto, a valores de pH mayores estas sales sufren una disolución parcial. Esto se corrobora con los resultados obtenidos en las tablas de discusión de resultados. Comparativamente en las muestras C-39 el porcentaje de remoción de la plata en la neutralización solo alcanza un 68,58% mientras que en la neutralización con cal-caliza se logra un porcentaje de remoción de 81,41%.
6. En los cuadros de resultado no se aprecia remoción de sulfatos debido a que la caliza y cal utilizada contienen sulfatos como impurezas. Consecuentemente la conductividad después de la neutralización se mantiene en niveles considerables debido a la presencia de iones sulfato en disolución.
7. De acuerdo a los resultados obtenidos en el tratamiento de agua ácidas tanto con cal, como con una mezcla de caliza-cal, se observan concentraciones de metales Pb, Cu, Zn, Fe se encuentran sus concentraciones muy por debajo del valor máximo permisible.
8. Las aguas a la salida del túnel Carlos Francisco corresponde al efluente más contaminante de la Unidad Minera en estudio el efluente que presenta los más altos valores de concentración de metales con excepción del pb el cual tiene una mayor concentración en el efluente de la planta concentradora.

9. Es de suma importancia el tratamiento de las aguas ácidas en las actividades mineras debido al gran impacto ambiental que ellas ocasiona en los vertimientos de los ríos.

RECOMENDACIONES

- 1. El agua de mina del nivel 1700 es la más ácida y por tanto requiere ser tratada antes de lanzar al río Rimac mejorando así el pH de 3,5 a 6,0 como estipula las normas vigentes que rigen para las fuentes hídricas.**
- 2. Las pruebas de laboratorio nos indican que es necesario provocar turbulencia en el proceso de neutralización con la cal, para que las partículas del agua ácida y el neutralizante tenga la mayor posibilidad de contacto entre ellas, logrando así la rapidez y con la presencia del oxígeno ayudar la neutralización.**
- 3. En el proceso de neutralización se contempla crear la turbulencia preparando canales de recorrido con velocidades adecuadas y pequeños saltos hidráulicos en un tiempo mayor posible. La determinación de la gradiente de estos canales es importante para crear la turbulencia necesaria.**
- 4. Las alternativas de estos movimientos en canales debe buscar las siguientes formas:**
 - a) Construcción de los canales de recorrido por zonas rocosas calcáreas.**
 - b) Construir canales en roca o de concreto en el lugar adecuado donde se tenga que dosificar la cal en un punto elegido como inicio de neutralización.**
 - c) Construir canales en roca o de concreto adicionando un lecho de cal por donde pase el agua ácida.**
 - d) La construcción de una poza de sedimentación si fuera necesario donde el movimiento del agua es casi cero, donde facilitará la precipitación de los compuestos sólidos logrados con la neutralización.**

5. La adición de la solución neutralizante podrá realizarse mediante una tubería perforada para que exista una dosificación uniforme en el punto de adición.
6. Deberá limpiarse el canal cada vez que sea necesario debido a la sedimentación que pueda ocurrir por la baja velocidad, aguas arriba del salto hidráulico.
7. Se podrá colocar un controlador – analizador de pH a 1,5m del salto para un mayor control.
8. En el diseño del sedimentador presentado en el plano adjunto se recomienda. Colocar placas inclinadas paralelas de 1cm de espesor separadas en 5cm (ángulo de inclinación 60°) por donde atravesará el agua residual obteniéndose una eficiencia mayor en la remoción de sólidos sedimentables.
9. Las placas se adecuarán en los bordes interiores superior e inferior del sedimentador. Estas placas pueden ser retiradas para su limpieza.
10. La evacuación de lodos deberá realizarse por lo menos cada 2 días.
11. Es necesario la construcción de otro sedimentador de las mismas características para el mantenimiento en forma alternada, sin dejar de continuar con el tratamiento.
12. Es aconsejable que la mezcla de los efluentes del túnel y de la planta concentradora se realicen en forma controlada para un tratamiento posterior.

CAPITULO V

BIBLIOGRAFIA

1. **AMAT, CARLOS, STECHER, ALFREDO; et al Perú: “Estrategia Ambiental”. Análisis y propuesta para el manejo de los recursos naturales y la conservación del medio ambiente.**
Centro de Investigación de la Universidad del Pacífico-CIUP-
Inédito.Lima, Perú 1995. 204 pág.
2. **GUTIERREZ, LL. Sixto. “Manejo y Tratamiento de Aguas Residuales en la Refinación de cobre y plomo”. Tesis de Grado. Lima Perú 1995. 329 pág.**
3. **Ministerio de Energía y Minas Instituto de Estudios Económicos, Minero, GTZ.**
“Minería y Medio Ambiente un Enfoque Técnico Legal de la Minería en el Perú”. Lima Perú 1993. 181 Pág.
4. **Ministerio de Energía y Minas. “Protocolo de Monitoreo de Calidad de Agua Sub-Sector Minería”. Dirección General de Asuntos Ambientales. Lima-Perú 1994. 51 Pág.**
5. **NAKAMURA, AKIRA, ARAUJO, MARIELA.**
“Tecnología de Tratamiento de Agua de Mina”.
Ministerio de Energía y Minas, Lima Perú. 1981. 159 Pág.
6. **SOCIEDAD NACIONAL DE MINERÍA Y PETRÓLEO**
Informe Mensual año IV. N° 6 Lima Perú. 1995. 73 Pág.

7. **“Tratamiento de Filtración Lenta”**
Centro Panamericano de Ing. Sanitaria y Ciencias del Ambiente. Ing. Lidia Canepa de Vargas. Jun. 1992. 60 Págs.
8. **Reporte Mensual de Producción de la Unidad Minera Yauliyacu. –1998 al 2000.**
9. **Reporte de Monitoreo de Efluentes de la Unidad Minera Yauliyacu. 1998.**
10. **Trabajos Técnicos XXIII Convención de Ingenieros de Minas del Perú.** Instituto de Ingenieros de Mina del Perú. Setiembre 1997. Arequipa Perú.
Ing. Jorge Rodríguez. Drenaje de Aguas Ácidas en Yacimientos Peruanos. 617-628. Pág.
11. **CADILLO LA TORRE MARÍA MILAGROS**
“Análisis Situaciones de la presencia de metales pesados en el río Rímac”. Tesis de Grado. Octubre 1998. 230 Págs.
12. **D.G.A.A. / MEM (1994). Guía Ambiental de Drenajes Ácidos.**
13. **M.C. KINSTRY, H.E. NOBLE J.A.; KIMBALL A.R.; STILL Y KOBE H.W. (1962). “Geología Generalizada del Distrito Minero de Casapalca”.**

CAPITULO VI

APÉNDICE

APÉNDICE 1

Cálculos del Diseño de las Unidades de la Planta de Tratamiento del Efluente C-17

CÁLCULOS DEL DISEÑO DE LAS UNIDADES DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO DEL EFLUENTE C-17

MEZCLADOR HIDRÁULICO

Las gradientes de velocidades (G) óptimos según el tipo de mezclador son:

	G(seg)
- Salto Hidráulico	1000-2000
- Difusores o Inyectores	600-1000
- Mezclador en línea Hidráulica	1000-2000
- Mezclador en línea Mecánica	3000-5000
	para $t=1$
- Retromezclador	> 5,000 $t(10' - 30')$

El salto según el Número de Froude (F) puede ser

(F)

1-1,7	-----	Ondulado
1,7 - 2.5	-----	Salto débil
2,5 - 4,5	-----	Salto oscilante
4,9 - 9	-----	Estable
9	-----	Fuerte

Cálculo de los tirantes a régimen supercrítico

Para que ocurra el salto la energía específica debe ser mínimo

Considerando que $E_o = 0.1$

$$B = 1 \text{ m (ancho)}$$

$$\text{y } Q = 7 \text{ L/s}$$

$$\text{Caudal específico } q = Q/B = 0,007/1,0 = 0,007 \text{ m}^3/\text{s/m}$$

a) Cálculo del ángulo de reducción (θ)

$$C_n \theta = \frac{-q \times g}{(2 \cdot g \cdot E_0)^{1,5}} = \frac{-0,007 \times 9,81}{(2 \times 9,81 \times 0,10)^{1,5}} = -0,78$$

$$\theta = 110,28^\circ$$

b) Cálculo de la velocidad a la sección (1)

$$V_1 = 2 \times C_n \frac{\theta [2gE_0]^{1/2}}{3}$$

$$V_1 = 2 \times 0,08345 \frac{[2 \times 9,81 \times 0,10]^{1/2}}{3}$$

$$V_1 = 1,21 \text{ m / seg.}$$

c) Cálculo del tirante menor (Y_1)

$$Y_1 = \frac{q}{V_1} = \frac{0,007}{1,21} = 5,76 \times 10^{-3} \text{ m}$$

$$Y_1 = \frac{V_1}{\sqrt{g \cdot y}} = \frac{1,21}{\sqrt{(9,81)(5,76 \times 10^{-3})}} = 5,10$$

$$5,10 = [4,90 - 9]$$

Entonces es correcto las consideraciones

e) Determinar el tirante conjugado mayor Y_2

$$Y_2 = \frac{Y_1}{2} \left(\sqrt{1 + 8F_1^2} - 1 \right) = \frac{5,76 \times 10^{-3}}{2} \left(\sqrt{1 + 8(5,10)^2} - 1 \right)$$

$$Y_2 = 3,88 \times 10^{-2} \text{ m}$$

f) La velocidad en la sección (2)

$$V_2 = \frac{q}{Y_2} = \frac{0,007}{3,88 \times 10^{-2}} = 0,18 \text{ m/s}$$

g) Pérdida de Carga será:

$$h_p = \frac{(Y_2 - Y_1)^3}{4(Y_2)(Y_1)} = \frac{3,88 \times 10^{-3} - 5,76 \times 10^{-3}}{4(3,88 \times 10^{-2})(5,76 \times 10^{-3})}$$

$$h_p = 403 \times 10^{-2}$$

h) La longitud del salto es:

$$L = 6(Y_2 - Y_1) = 6(3,88 \times 10^{-2} - 5,7 \times 10^{-2})$$

$$L = 0,20 \text{ m}$$

i) Tiempo de mezclado

V_m - velocidad de mezcla

$$V_m = (V_1 + V_2) / 2 = (1,21 + 0,18) / 2 = 0,69$$

$$T_m = L / V_m$$

$$T_m = 0,20 / 0,69 = 0,28$$

j) Cuantificando la variación que se le da a la masa de agua mediante la gradiente de velocidad.

$$G = \sqrt{\rho x b_p} / T \mu$$

$$\rho = 1000 \text{ Kg/m}^3$$

$$\mu = \text{viscosidad cinemática para } T=22^\circ\text{C} = 0,977 \text{ kg seg/m}^3$$

$$G = \sqrt{(1000 \times 4,03 \times 10^{-2})} / 0,977 \times 10^{-4} \times 0,28$$

$$G = 1205 \text{ } \epsilon [1000-2000] \text{ Estamos dentro del rango.}$$

k) Cálculo de la pendiente antes del salto (Flujo rápido)

$$S = \frac{QnP^{2/3}}{\Delta^{5/3}} = \frac{0,001 \times (1,011)^{2/3} \times (0,013)}{(5,76 \times 10^{-3})^{5/3}}$$

Si $S = 0,495$

$\Delta = B \times Y_1 = 1 \times 5,76 \times 10^{-3} = 5,76 \times 10^{-3}$

$P = B + 2Y_1 = 1 + 2 \times 5,76 \times 10^{-3} = 1,011$

$n = 0,113 = (\text{canal de concreto})$

$Q = 0,007 \text{ m}^3/\text{seg}$

$Tg\alpha = S = P^1/\lambda$

Si $\lambda = 0,70$

$P^1 = 0,495 \times 0,70 = 0,35$

SEDIMENTADOR

Tenemos:

$Q = 7 \times 10^{-3} \text{ m}^3/\text{s}$

$V_s = \text{Velocidad de sedimentación } V_s = 0,0005 \text{ m/s}$

Considerando B (ancho del sedimentador, $B = 1,5\text{m}$)

Ancho del sedimentador

$$L = \frac{\Delta s}{B}$$

$$\Delta s = \frac{Q}{V_s} = \frac{0,007}{0,0005} = 14\text{m}^2$$

Area superficial de la zona decantación = 14m^2

a) Longitud de la zona de sedimentación

$$L_2 = \frac{\Delta s}{B} = \frac{14m^2}{1,5} = 9,3$$

b) Longitud Total del Sedimentador (L_T)

Longitud de la estructura de entrada (L_1)

Considerando $L_1 = 0,80m$

$$L_T = L_1 + L_2$$

$$L_T = 0,80 + 9,33$$

$$L_T = 10,13m$$

c) Relación largo/ancho de la zona de sedimentación

$$\frac{L_2}{B} = \frac{9,3}{1,5} = 6,2$$

Es una relación aceptable

$$2,8 < \frac{L_2}{B} < 6,5$$

d) Relación largo/alto de la zona de sedimentación considerando 4 – 1.8m.

$$\frac{L_2}{H} = \frac{9,3}{1,8} = 5,16$$

e) Velocidad Horizontal del Flujo

$$VH = \frac{100Q}{B.H} = \frac{100 \times 0,007}{(1,5)(1,8)}$$

f) Tiempo de retención de la unidad

$$T_o = \frac{\Delta_3 \cdot H}{3600Q}$$

$$T_o = \frac{14 \times 1.8}{3600(0,007)} = 1 \text{ Hora}$$

g) Altura máxima en la tolva de todos

$$H_1 = H + 0.10 L_2$$

$$H_1 = 1,8 + 0,10 (9,3)$$

$$H_1 = 2,73\text{m}$$

h) Altura de agua sobre el vertedero de salida

$$H_2 = \frac{[Q]^{2/3}}{1,84L}$$

La suma de la cresta del vertedero de salida es igual de ancho del sedimentador.

$$L = B = 1,5$$

$$H_2 = \frac{[0,007]^{2/3}}{1,84(1,5)} = 9,97 \times 10^{-3} \text{ m}$$

y) Area Total de Orificios

Si la velocidad de peso a través de los orificios de la cortina de distribución.

$$Y_o = 0,10\text{m/s}$$

$$\Delta_o = \frac{Q}{V_o} = \frac{0,007}{0,10}$$

$$\Delta = 0.07 \text{ m}^2$$

j) Area de cada orificio (a_o)

Diámetro de los orificios $D= 0.0508$

$$a_o = 0,7854 D^2$$

$$a_o = 0,7854 (0,0508)^2$$

$$a_o = 0,0019$$

k) Números de orificios n

$$a = \frac{A_o}{a_o} = \frac{0,07}{0,0019} = 36$$

l) Altura de la cubierta con orificios (h)

$$h = H - \frac{2}{5} H$$

$$h = 1,8 - \frac{2}{5} (1,8) = 1,0$$

$$h = 1m$$

m) Espaciamiento entre orificios

$$a = \frac{b}{N_2}$$

Números de orificios a los ancho $N_1=6$

Números de orificios a los alto $N_2=6$

$$Z = \frac{h}{N_2} = \frac{0,101}{6} = 0,15\%$$

n) Espaciamiento lateral con respecto a la pared (a_i)

$$a_i = B - a \frac{(N_2 - N_1)}{2} = \frac{1,5 - 0,15(6-1)}{2}$$

$$a = 0,375m$$

o) Tiempo de vaciado de la unidad (T)

$$T_1 = \frac{60 \Delta s NH_1}{4,850 \Delta} \quad \text{Si consideramos que la sección del canal de}$$

limpieza $\Delta_2 = 0,02$

$$T_1 = \frac{60 \times 14 \times 1,8}{4,850 + 0,02} = 116 \text{ minutos}$$

p) Caudal de diseño de la tubería de desagüe para evitar represamiento en la caja de salida (λ/s)

$$q = \frac{1000LB H_1}{60T}$$

$$q = \frac{1000 \times 10,13 \times 1,5 \times 1,8}{60 \times 1,6}$$

$$q = 39,29L / \text{seg}$$

TANQUE

Para la solución al 5% CaO (58,23)

Flujo del effluente = 25200 L/h

Para una hora de trabajo

$$\frac{0,193gr \text{ CaO} \times 158,23\% \times 25,200L}{0,250L} = 19514,88gr$$

Peso del CaO (58,23%) = 19,515kg

Para 12 Horas de trabajo

Volumen del tanque = 5,0m³

Diámetro del tanque = 1,8m

Altura de tanque = 2,6m

APENDICE 2

1. Cuadro Resumen.

2. Cuadro de Costos Unitarios de Obras Civiles de la Planta de Tratamiento de Aguas Acidas de la Unidad Minera.

COSTOS ESTIMADOS DE INVERSION DE OBRAS CIVILES

OBRA : PLANTA DE TRATAMIENTO DE AGUAS ACIDAS

TODO COSTO

LUGAR : CHILCA-LIMA

FECHA : 05/06/03

N°	DESCRIPCION DE PARTIDAS	METRADOS		COSTOS		
		U	CANTIDAD	P. UNITARIO	PARCIAL	TOTAL
1.00	OBRAS PRELIMINARES					
1.01	Trazo y replanteo	m2	21,38	1,44	30,75	30,75
2.00	MOVIMIENTO DE TIERRAS					
2.01	Excavación de zanja	m3	1,69	21,28	35,96	
2.02	Eliminación de desmonte	m3			59,62	95,58
3.00	CONCRETO SIMPLE -TANQUE HIDRAULICO					
3.01	Cimiento corrido 1:10 +30% P.G.	m3	1,35	116,40	157,14	
3.02	Sobrecimiento 1:8 +25 P.M.	m3	0,25	166,87	41,30	
3.03	Sobrecimiento, encofrado y desencofrado	m2	2,70	17,75	47,91	246,36
4.00	CONCRETO ARMADO f'c= 175 k/cm2, fy = 4200 kg/cm2					
4.01	MURO DE CONCRETO ARMADO					
a.-	Concreto	m3	45,54	309,25	114083,45	
b.-	Encofrado y desencofrado	m2	5,40	2,31	12,47	
c.-	Acero	kg	19,58	28,74	562,76	14658,69
5.00	CONCRETO SIMPLE - SEDIMENTADOR					
5.01	Cimiento corrido 1:10 +30% P.G.	m3	10,31	116,40	1199,53	
5.02	Sobrecimiento 1:8 +25 P.M.	m3	0,78	166,87	129,65	
5.03	Sobrecimiento, encofrado y desencofrado	m2	8,85	17,75	157,05	1486,24
6.00	CONCRETO ARMADO f'c= 175 k/cm2, fy = 4200 kg/cm2					
6.01	MURO DE CONCRETO ARMADO					
a.-	Concreto	m3	15,25	245,27	3742,92	
b.-	Encofrado y desencofrado	m2	48,83	2,31	112,80	
c.-	Acero	kg	49,52	33,29	1648,41	5504,13
7.00	VARIOS					
7.01	Madera de Protección	glb	1,00	250,00	250,00	
7.02	Rejilla de protección	glb	1,00	150,00	150,00	
7.03	Tubería de canalización	glb	1,00	120,00	120,00	520,00
Total				US\$.	22541,74	
Gastos Generales 10%				US\$.	2254,17	
Utilidad 10%				US\$.	1127,09	
Sub Total				US\$.	25923,00	
I.G.V 18%				US\$.	4666,14	
TOTAL				US\$.	30589,14	

COSTO POR REACTIVO QUIMICO	PESOS Y COSTOS
<p>REACTIVOS</p> <p>Peso de CaO (58.35%)</p> <p>CostoUS\$/m tratado</p> <p>Costo US\$/año</p>	<p>0,780 Kg</p> <p>0,15\$/Kg</p> <p>0,117</p> <p>25,827,98</p>

COSTOS UNITARIOS DE OBRAS CIVILES

ANALISIS DE COSTOS UNITARIOS

FECHA 10/06/03

Obra PLANTA DE TRATAMIENTO DE AGUA ACIDA

1.01 OBRAS PRELIMINARES

						0.00	
CODIGO	DESCRIPCION INSUMO	UNIDAD	CUADRILLA	CANTIDAD	PRECIO	PARCIAL	SUB_TOTAL
Rendimiento 300 M2/DIA							
Materiales							
	CLAVOS CON CABEZA DE 2 1/2", 3", 4"	kg	0.000	0.0050	1.95	0.01	
	CAL BOLSA 20 (Kg)	bl	0.000	0.0500	8.00	0.40	
	CORDEL	m	0.000	0.1900	0.50	0.10	
	MADERA TORNILLO	P2	0.000	0.0200	2.20	0.04	
Mano de Obra						0.55	0.55
	CAPATAZ	H-H	1.000	0.0267	10.21	0.27	
	PEON	H-H	3.000	0.0800	7.50	0.60	
Equipo						0.87	0.87
	HERRAMIENTA	%MO	0.000	3.0000	0.58	0.02	
						0.02	0.02
TOTAL							1.44

2.01 EXCAVACIÓN DE ZANJA

						21.28	
CODIGO	DESCRIPCION INSUMO	UNIDAD	CUADRILLA	CANTIDAD	PRECIO	PARCIAL	SUB_TOTAL
Rendimiento 3.30 m3/día							
Mano de obra							
MANO DE OBRA							
	CAPATAZ	H-H	0.100	0.2424	10.21	2.47	
	PEON	H-H	1.000	2.4242	7.50	18.18	
						20.66	
Equipo							
	HERRAMIENTAS MANUALES	%MO		3.0000	20.66	0.62	
						21.28	21.28

2.02 ELIMINACIÓN DE MATERIAL PROVENIENTE DE EXCAVACIÓN

						25.20	
CODIGO	DESCRIPCION INSUMO	UNIDAD	CUADRILLA	CANTIDAD	PRECIO	PARCIAL	SUB_TOTAL
Rendimiento 5.50 m3/día							
Mano de obra							
MANO DE OBRA							
	CAPATAZ	H-H	0.100	0.1455	10.21	1.49	
	PEON	H-H	1.000	1.4545	7.50	10.91	
						12.39	
Equipo							
	CAMION VOLQUETE 4/2 6M3	HM	4.000	0.1067	120.00	12.80	
						25.20	25.20

3.00 CONCRETO SIMPLE - TANQUE HIDRAULICO

3.01 CIMIENTO CORRIDO 1:10 + 30% P.G.

						0.00	
CODIGO	DESCRIPCION INSUMO	UNIDAD	CUADRILLA	CANTIDAD	PRECIO	PARCIAL	SUB_TOTAL
Rendimiento (25 M3/día)							
Materiales							
	PIEDRA GRANDE DE 8" T.MAX	M3		0.5040	25.42	12.81	
	CEMENTO PORTLAND TIPO I	BL		3.0450	14.41	43.88	
	HORMIGON	M3		0.8700	25.42	22.12	
	AGUA	M3	0.000	0.1050	10.00	1.05	
						79.86	79.86
MANO DE OBRA							
	CAPATAZ	H-H	0.100	0.0320	10.21	0.33	
	OPERARIO	H-H	2.000	0.6400	9.28	5.94	
	OFICIAL	H-H	2.000	0.6400	8.37	5.36	
	PEON	H-H	8.000	2.5600	7.50	19.20	
						30.82	30.82

Equipo							
	HERRAMIENTAS MANUALES	%MO		3.0000	30.82	0.92	
	MEZCLADORA CONCRETO TAMBOR 18HP 7 P3	HM	1.000	0.3200	15.00	4.80	
						5.72	5.72
							116.40
3.02 SOBRECIMIENTO 1:8 + 25 PM							
	Rendimiento (12 M3/día)					166.87	
CODIGO	DESCRIPCION INSUMO	UNIDAD	CUADRILLA	CANTIDAD	PRECIO	PARCIAL	SUB_TOTAL
Materiales							
	PIEDRA MEDIANA DE 4"	M3		0.4200	25.42	10.68	
	CEMENTO PORTLAND TIPO I	BL		3.8900	14.41	56.05	
	HORMIGON	M3		0.8900	25.42	22.62	
053502	AGUA	M3		0.1370	10.00	1.37	
						90.73	90.73
MANO DE OBRA							
	CAPATAZ	H-H	0.100	0.0667	10.21	0.68	
	PEON	H-H	2.000	1.3333	9.28	12.37	
	OFICIAL	H-H	2.000	1.3333	8.37	11.18	
	PEON	H-H	8.000	5.3333	7.50	40.00	
						64.21	64.21
Equipo							
	HERRAMIENTAS MANUALES	%MO		3.0000	64.21	1.93	
	MEZCLADORA CONCRETO TAMBOR 18 HP 7 P3	HM	1.000	0.6667	15.00	10.00	
						11.93	11.93
							166.87
3.03 SOBRECIMINETO 1: 8 + 25 PM ENCOFRADO Y DESENCOFRADO							
	Rendimiento (16 M3/día)					17.75	
CODIGO	DESCRIPCION INSUMO	UNIDAD	CUADRILLA	CANTIDAD	PRECIO	PARCIAL	SUB_TOTAL
Materiales							
	CLAVOS CON CABEZA DE 3"	M3		0.1300	1.95	0.25	
	ALAMBRE NEGRO N° 8	BL		0.2600	1.95	0.51	
	MADERA TORNILLO	M3		3.3500	2.20	7.37	
						8.13	8.13
MANO DE OBRA							
	CAPATAZ	H-H	0.100	0.0500	10.21	0.51	
	OPERARIO	H-H	1.000	0.5000	9.28	4.64	
	OFICIAL	H-H	1.000	0.5000	8.37	4.19	
						9.34	
Equipo							
	HERAMIENTAS MANUALES	%MO		3.0000	9.34	0.28	
						0.28	0.28
							17.75
4.00 MURO CONCRETO FC= 210 KG/ CM2							
	Rendimiento (5 M3/día)					0.00	
CODIGO	DESCRIPCION INSUMO	UNIDAD	CUADRILLA	CANTIDAD	PRECIO	PARCIAL	SUB_TOTAL
Materiales							
	ARENA GRUESA	M3		0.4200	25.42	10.68	
	PIEDRA CHANCADA DE 1/2" Y 3/4"	M3		0.8500	33.90	28.82	
	AGUA	M3		0.1840	10.00	1.84	
	CEMENTO PORTLAND TIPO I	BL		9.7400	14.41	140.35	
						181.68	181.68
MANO DE OBRA							
	CAPATAZ	H-H	0.100	0.1600	10.21	1.63	
	OPERARIO	H-H	1.000	1.6000	9.28	14.85	
	OFICIAL	H-H	1.000	1.6000	8.37	13.39	
	PEON	H-H	5.000	8.0000	7.50	60.00	
						89.87	89.87
Equipo							
	HERAMIENTAS MANUALES	%MO		3.0000	89.87	2.70	
	VIBRADOR DE CONCRETO 4HP 1 3/4"	HM	0.500	0.8000	7.75	6.20	
	MEZCLADORA CONCRETO TAMBOR 22HP 11P3	HM	0.500	0.8000	22.00	17.60	
	WINCHE DE DOS BALDES(350KG) M.E. 3.6HP	HM	0.500	0.8000	14.00	11.20	
						37.70	37.70

Rendimiento (200 KG/día)		UNIDAD	CUADRILLA	CANTIDAD	PRECIO	PARCIAL	SUB_TOTAL
DESCRIPCION INSUMO							
Materiales							
	ALAMBRE NEGRO N° 8	M3		0.0500	1.95	0.10	
	ACERO	M3		1.0700	1.30	1.39	
						1.49	1.49
MANO DE OBRA							
	CAPATAZ	H-H	0.100	0.0400	10.21	0.04	
	OPERARIO	H-H	1.000	0.0400	9.28	0.37	
	OFICIAL	H-H	1.000	0.0400	8.37	0.33	
						0.75	0.75
Equipo							
	HERAMIENTAS MANUALES	%MO		10.0000	0.75	0.07	
						0.07	0.07
							2.31
4.01 COLUMNAS ACERO DE REFUERZO FY= 4200KG/CM2							
Rendimiento (10 M3/día)						28.74	
CODIGO	DESCRIPCION INSUMO	UNIDAD	CUADRILLA	CANTIDAD	PRECIO	PARCIAL	SUB_TOTAL
Materiales							
	CLAVOS CON CABEZA DE 3"	M3		0.1700	1.95	0.33	
	ALAMBRE NEGRO N° 8	BL		0.3000	1.95	0.59	
	MADERA TORNILLO	M3		4.2500	2.20	9.35	
						10.27	10.27
MANO DE OBRA							
	CAPATAZ	H-H	0.100	0.0800	10.21	0.82	
	OPERARIO	H-H	1.000	0.8000	9.28	7.42	
	OFICIAL	H-H	1.000	0.8000	8.37	6.70	
	PEON	H-H	0.500	0.4000	7.50	3.00	
						17.94	17.94
Equipo							
	HERAMIENTAS MANUALES	%MO		3.0000	17.94	0.54	
						0.54	0.54
							28.74
5.00 CONCRETO SIMPLE - SEDIMENTADOR							
Rendimiento (25 M3/día)						116.40	
CODIGO	DESCRIPCION INSUMO	UNIDAD	CUADRILLA	CANTIDAD	PRECIO	PARCIAL	SUB_TOTAL
Materiales							
	PIEDRA GRANDE DE 8" T.MAX.	M3		0.5040	25.42	12.81	
	CEMENTO PORTLAND TIPO I	BL		3.0450	14.41	43.88	
	HORMIGON	M3		0.8700	25.42	22.12	
	AGUA	M3	0.000	0.1050	10.00	1.05	
						79.86	79.86
MANO DE OBRA							
	CAPATAZ	H-H	0.100	0.0320	10.21	0.33	
	OPERARIO	H-H	2.000	0.6400	9.28	5.94	
	OFICIAL	H-H	2.000	0.6400	8.37	5.36	
	PEON	H-H	8.000	2.5600	7.50	19.20	
						30.82	30.82
Equipo							
	HERAMIENTAS MANUALES	%MO		3.0000	30.82	0.92	
	MEZCLADORA CONCRETO TAMBOR 18HP 7 P3	HM	1.000	0.3200	15.00	4.80	
						5.72	5.72
							116.40
5.02 SOBRECIMIENTO 1:8 + 25 PM							
Rendimiento (12M3/día)						166.87	
CODIGO	DESCRIPCION INSUMO	UNIDAD	CUADRILLA	CANTIDAD	PRECIO	PARCIAL	SUB_TOTAL
Materiales							
	PIEDRA MEDIANA DE 4"	M3		0.4200	25.42	10.68	
	CEMENTO PORTLAND TIPO I	BL		3.8900	14.41	56.05	
	HORMIGON	M3		0.8900	25.42	22.62	
053502	AGUA	M3		0.1370	10.00	1.37	
						90.73	90.73

MANO DE OBRA						
CAPATAZ	H-H		0.1000	0.0667	10.21	0.68
OPERARIO	H-H		2.0000	1.3333	9.28	12.37
OFICIAL	H-H		2.0000	1.3333	8.37	11.16
PEON	H-H		8.0000	5.3333	7.50	40.00
						64.21

Equipo						
HERAMIENTAS MANUALES	%MO			3.0000	64.21	1.93
MEZCLADORA CONCRETO TAMBOR 18 HP 7 P3	HM		1.0000	0.0667	15.00	10.00
						11.93

5.03 SOBRECIMIENTO 1:8 + 25 PM ENCOFRADO Y DESENCOFRADO

Rendimiento (16 M3/día)					17.75	
CODIGO	DESCRIPCION INSUMO	UNIDAD	CUADRILLA	CANTIDAD	PARCIAL	SUB_TOTAL
Materiales						
	CLAVOS CON CABEZA DE 3"	M3		0.1300	1.95	0.25
	ALAMBRE NEGRO Nº 8	BL		0.2600	1.95	0.51
	MADERA TORNILLO	M3		3.3500	2.20	7.37
					8.13	8.13
MANO DE OBRA						
	CAPATAZ	H-H	0.100	0.0500	10.21	0.51
	OPERARIO	H-H	1.000	0.5000	9.28	4.64
	OFICIAL	H-H	1.000	0.5000	8.37	4.19
					9.34	9.34
Equipo						
	HERAMIENTAS MANUALES	%MO		3.0000	9.34	0.28
					0.28	0.28
						17.75

6.00 CONCRETO F'C = 210 KG/CM2

Rendimiento (10 M3/día)					245.47	
	DESCRIPCION INSUMO	UNIDAD	CUADRILLA	CANTIDAD	PRECIO	PARCIAL
Materiales						
	ARENA GRUESA	M3		0.4200	25.42	10.68
	PIEDRA CHANCADA DE 1/2" Y 3/4"	M3		0.8500	33.90	28.82
	AGUA	M3		0.1840	10.00	1.84
	CEMENTO PORTLAND TIPO I	BL		9.7400	14.41	140.35
						181.68
						181.68
MANO DE OBRA						
	CAPATAZ	H-H	0.100	0.0800	10.21	0.82
	OPERARIO	H-H	1.000	0.8000	9.28	7.42
	OFICIAL	H-H	1.000	0.8000	8.37	6.70
	PEON	H-H	5.000	4.0000	7.50	30.00
						44.94
						44.94
Equipo						
	HERAMIENTAS MANUALES	%MO		3.0000	44.94	1.35
	VIBRADOR DE CONCRETO 4HP 1 3/4"	HM	0.500	0.4000	7.75	3.10
	MEZCLADORA CONCRETO TAMBOR 22HP 11P3	HM	0.500	0.4000	22.00	8.80
	WINCHE DE DOS BALDES(350KG) M.E. 3.6HP	HM	0.500	0.4000	14.00	5.60
						18.85
						18.85
						245.47

6.01 b) VIGAS ACERO DE REFUERZO FY= 4200KG/CM2

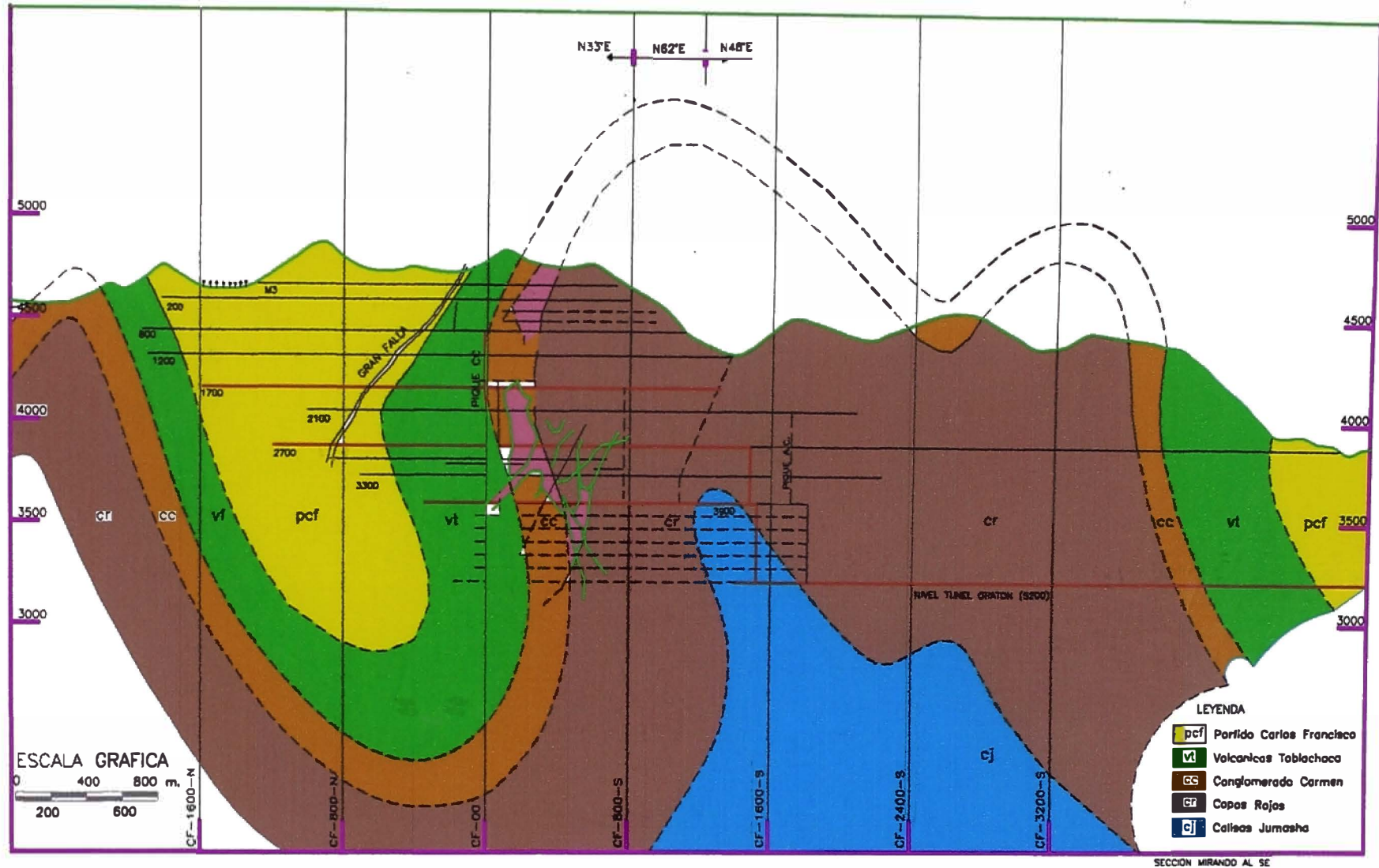
Rendimiento (200 KG/día)					2.31	
	DESCRIPCION INSUMO	UNIDAD	CUADRILLA	CANTIDAD	PRECIO	PARCIAL
Materiales						
	ALAMBRE NEGRO Nº 16	M3		0.0500	1.95	0.10
	ACERO	M3		1.0700	1.30	1.39
						1.49
						1.49
MANO DE OBRA						
	CAPATAZ	H-H	0.100	0.0040	10.21	0.04
	OPERARIO	H-H	1.000	0.0400	9.28	0.37
	OFICIAL	H-H	1.000	0.0400	8.37	0.33
						0.75
						0.75

Equipo							
	HERAMIENTAS MANUALES	%MO		10.0000	0.75	0.07	
						0.07	0.07
							2.31
6.01 c) VIGAS ENCOFRADO Y DEENCOFRADO							
	Rendimiento (9 M3/día)					33.29	
CODIGO	DESCRIPCION INSUMO	UNIDAD	CUADRILLA	CANTIDAD	PRECIO	PARCIAL	SUB_TOTAL
	Materiales						
	CLAVOS CON CABEZA DE 3"	M3		0.2400	1.95	0.47	
	ALAMBRE NEGRO Nº 8	BL		0.2000	1.95	0.39	
	MADERA TORNILLO	M3		5.4100	2.20	11.90	
						12.76	12.76
	MANO DE OBRA						
	CAPATAZ	H-H	0.100	0.0889	10.21	0.91	
	OPERARIO	H-H	1.000	0.8889	9.28	8.25	
	OFICIAL	H-H	1.000	0.8889	8.37	7.44	
	PEON	H-H	0.500	0.4444	7.50	3.33	
						19.93	19.93
	Equipo						
	HERAMIENTAS MANUALES	%MO		3.0000	19.93	0.60	
						0.60	0.60
							33.29
7.00 VIGAS							
7.01 MADERA DE PROTECCIÓN							
	Rendimiento (2.00 UND/día)						
	INSUMO	UNIDAD	CUADRILLA	CANTIDAD	PRECIO	PARCIAL	SUB_TOTAL
	Materiales						
	MADERA DE PROTECCIÓN	GLOB		1.0000			250.00
7.02 COMPUERTA DE PROTECCIÓN							
	Rendimiento (2.00 UND/día)					150.00	
	INSUMO	UNIDAD	CUADRILLA	CANTIDAD	PRECIO	PARCIAL	SUB_TOTAL
	Materiales						
	MADERA DE PROTECCIÓN	GLOB		1.0000			150.00
7.03 TUBERIA DE CANALIZACION							
	Rendimiento (2.00 UND/día)						
	INSUMO	UNIDAD	CUADRILLA	CANTIDAD	PRECIO	PARCIAL	SUB_TOTAL
	Materiales						
	MADERA DE PROTECCIÓN	GLOB		1.0000			120.00

APENDICE 3

PLANOS

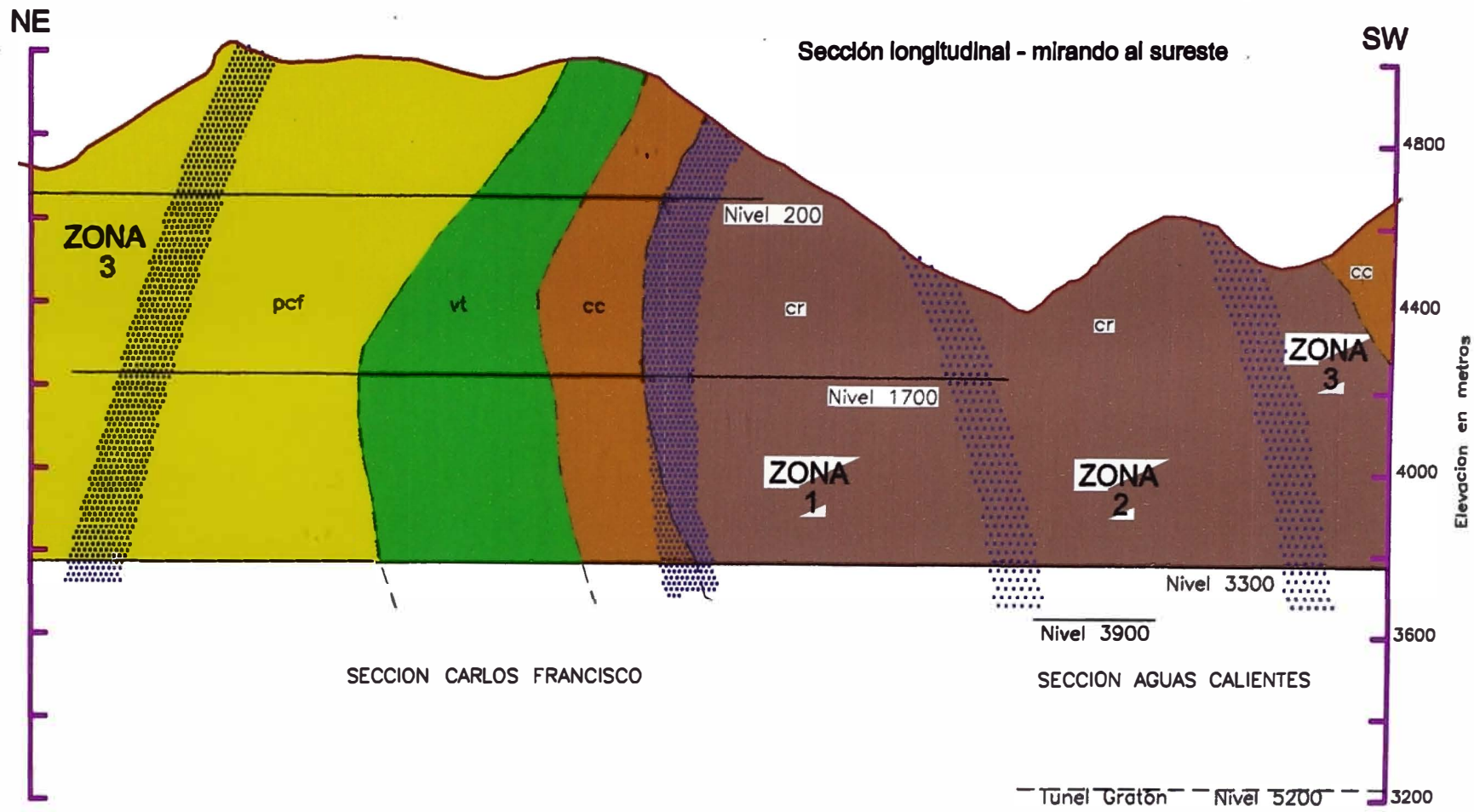
- **Plano N° 01: Unidad Minera Yauliyacu Ex - Casapalca.**
- **Plano N° 02: Sección Vertical a lo largo de la Veta M y Túnel Bellavista Nivel 2700 mostrando tipo de rocas.**
- **Plano N° 03: Zonas de mineralización Casapalca-Perú.**
- **Plano N° 04: Plano Geológico Generalizado del distrito Minero de Casapalca.**
- **Plano N° 05: Plano Hidrográfico de la Mina y Elevaciones en Sistema Casapalca – Puntos de Monitoreo en el Interior de la Mina.**
- **Plano N° 06: Mezclador Hidráulico de la planta de Tratamiento de Aguas Acidas.**
- **Plano N° 07: Sedimentador de la Planta de Tratamiento de Aguas Acidas.**



Sección Longitudinal Vertical a lo largo de la veta M y Tunnel Bellavista- Nivel 2700 mostrando tipos de roca



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 FACULTAD DE INGENIERIA QUIMICA Y MANUFACTURERA
 TESIS
 TRATAMIENTO DE EFLUENTES DE LA MINA YAULIYACU
 BACHILLER
 REYES CUBAS, Carmen Martha
 ASESOR
 Ing. Rafael Chero
 FECHA
 Junio 2003
 FECHA
 N°02



LEYENDA

- pcf Porfido Carlos Francisco
- vt Volcanicos Tablachaco
- cc Conglomerado Carmen
- cr Copas Rojas



H.E: Mckinstry, J.A Noble 1932
 I Wu 1977
 A. Alvorez 1980

Zonas de Mineralizacion
 CASAP LCA, PERU



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 FACULTAD DE INGENIERIA QUIMICA Y MANUFACTURERA

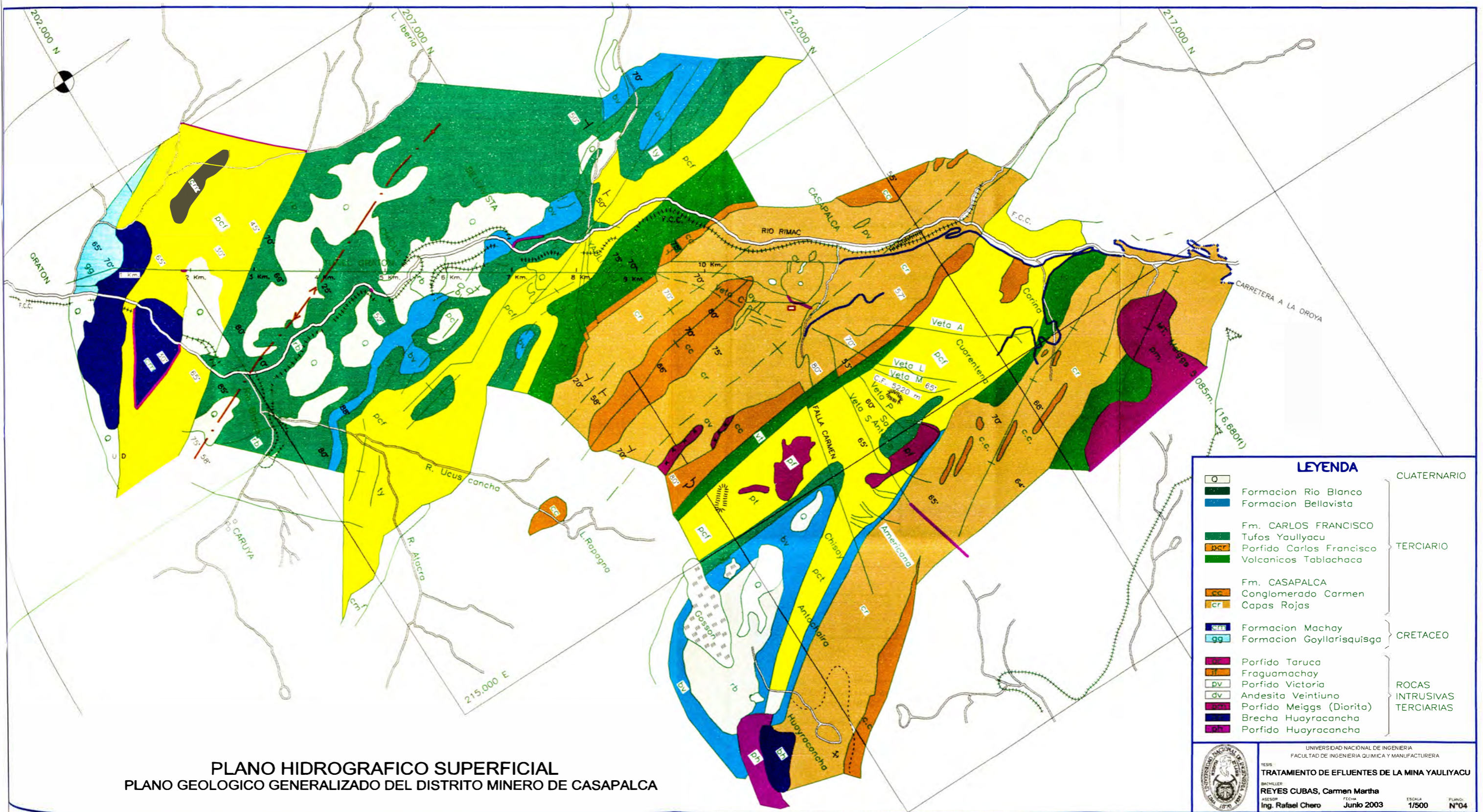
TESIS
TRATAMIENTO DE EFLUENTES DE LA MINA YAULIYACU

BACHILLER
REYES CUBAS, Carmen Martha

ASESOR
 Ing. Rafael Chero

FECHA
 Junio 2003

PLANO
 N°03



PLANO HIDROGRAFICO SUPERFICIAL
PLANO GEOLOGICO GENERALIZADO DEL DISTRITO MINERO DE CASAPALCA

LEYENDA		
		CUATERNARIO
	Formacion Rio Blanco	TERCIARIO
	Formacion Bellavista	
	Fm. CARLOS FRANCISCO	
	Tufos Yaullyacu Porfido Carlos Francisco Volcanicos Tablachaca	
	Fm. CASAPALCA	CRETACEO
	Conglomerado Carmen	
	Capas Rojas	
	Formacion Machay	CRETACEO
	Formacion Goyllarisquisga	
	Porfido Taruca	ROCAS INTRUSIVAS TERCIARIAS
	Fraguamachay	
	Porfido Victoria	
	Andesito Veintiuno	
	Porfido Meigs (Diorita)	
	Brecha Huayracancho Porfido Huayracancho	



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 FACULTAD DE INGENIERIA QUIMICA Y MANUFACTURERA

TESIS:
TRATAMIENTO DE EFLUENTES DE LA MINA YAULIYACU

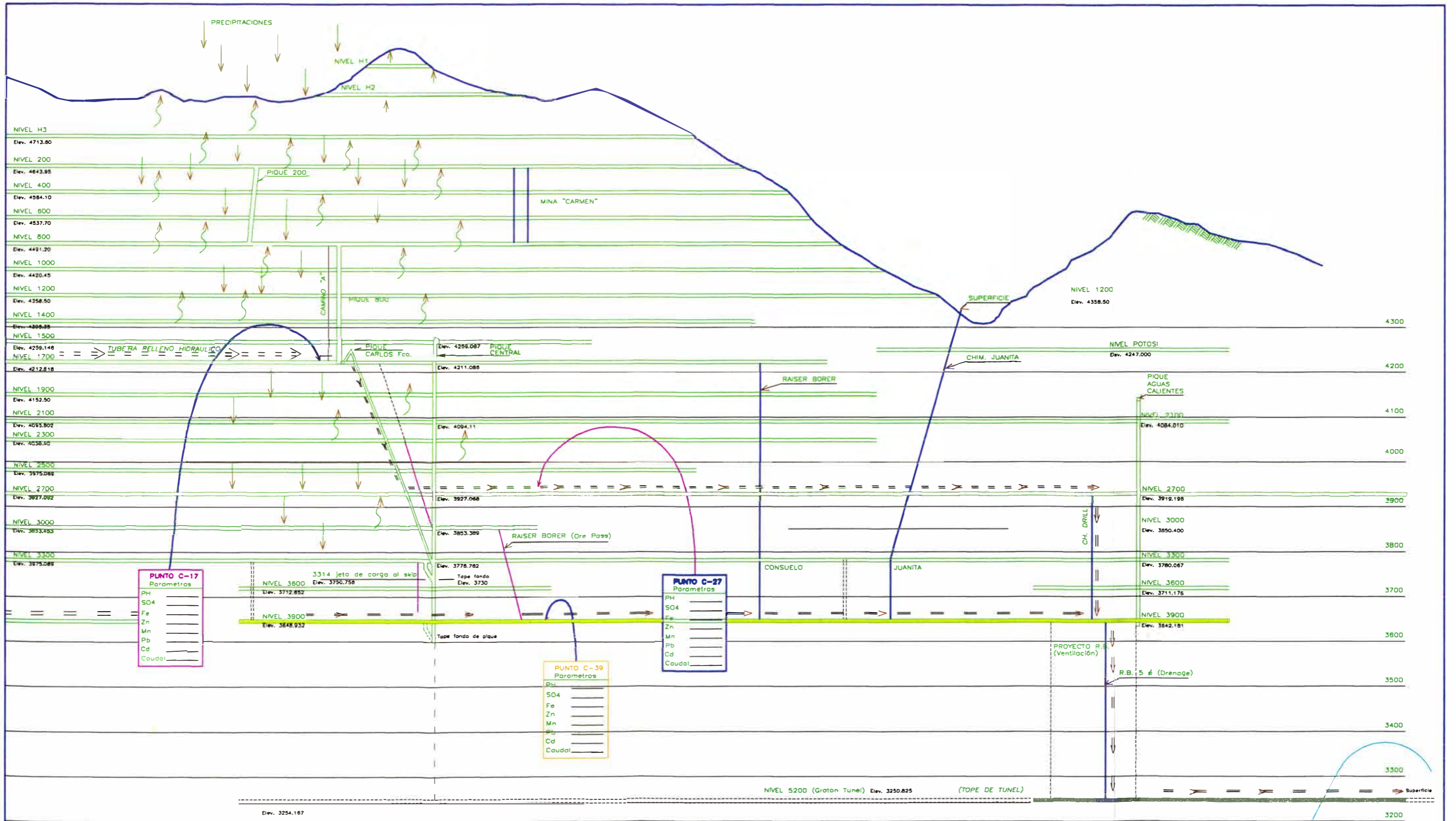
BACHILLER:
REYES CUBAS, Carmen Martha

ASESOR:
Ing. Rafael Chero

FECHA:
Junio 2003

ESCALA:
1/500

PLANO:
N°04



LEYENDA

- C-17 Agua producto de la hidrólisis de los minerales debido a los tajeos vacíos y oxígeno
- C-27 Agua producto de la hidrólisis de los minerales y en menor cantidad por Relleno Hidraulico
- C-39 Agua producto de la hidrólisis de los minerales en menor cantidad, mas aporte de Relleno Hidraulico
- ↓ ↓ ↓ Precipitaciones meteoricas y aguas subterranas
- ⇒ ⇒ ⇒ Flujo de agua en tuberías y/o cuneta
- ↑ ↑ ↑ Circulación de aire (O₂)


PUNTO C-17	
Parametros	
PH	_____
SO4	_____
Fe	_____
Zn	_____
Mn	_____
Pb	_____
Cd	_____
Caudal	_____

PUNTO C-27	
Parametros	
PH	_____
SO4	_____
Fe	_____
Zn	_____
Mn	_____
Pb	_____
Cd	_____
Caudal	_____

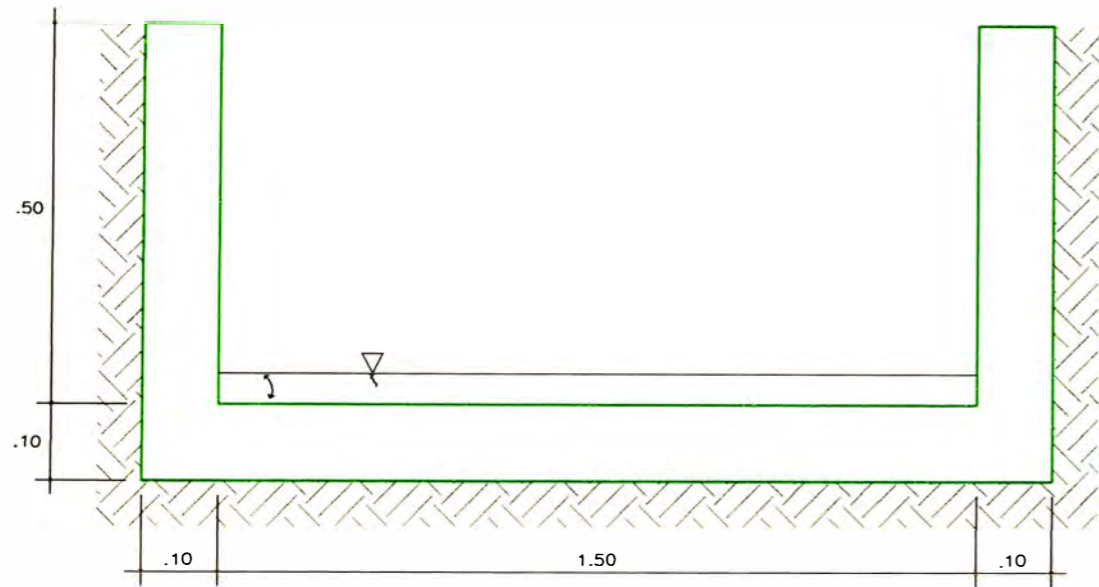
PUNTO C-39	
Parametros	
PH	_____
SO4	_____
Fe	_____
Zn	_____
Mn	_____
Pb	_____
Cd	_____
Caudal	_____

SALIDA GRATON TUNEL	
Parametros	
PH	_____
SO4	_____
Fe	_____
Zn	_____
Mn	_____
Pb	_____
Cd	_____
Caudal	_____

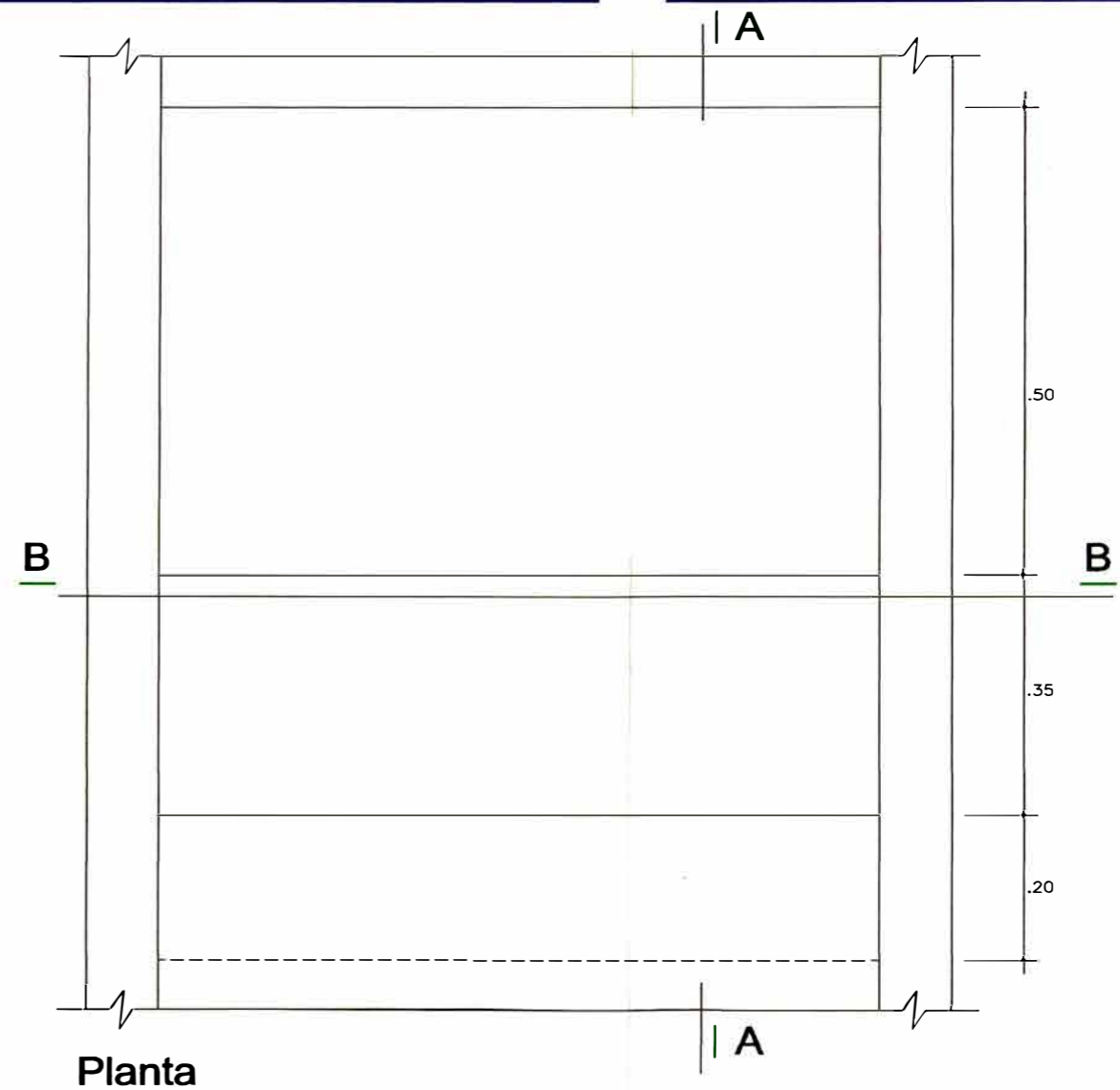
**PLANO HIDROGRAFICO DE LA MINA
ELEVACIONES EN SISTEMA CASAPALCA
PUNTOS DE MONITOREO**



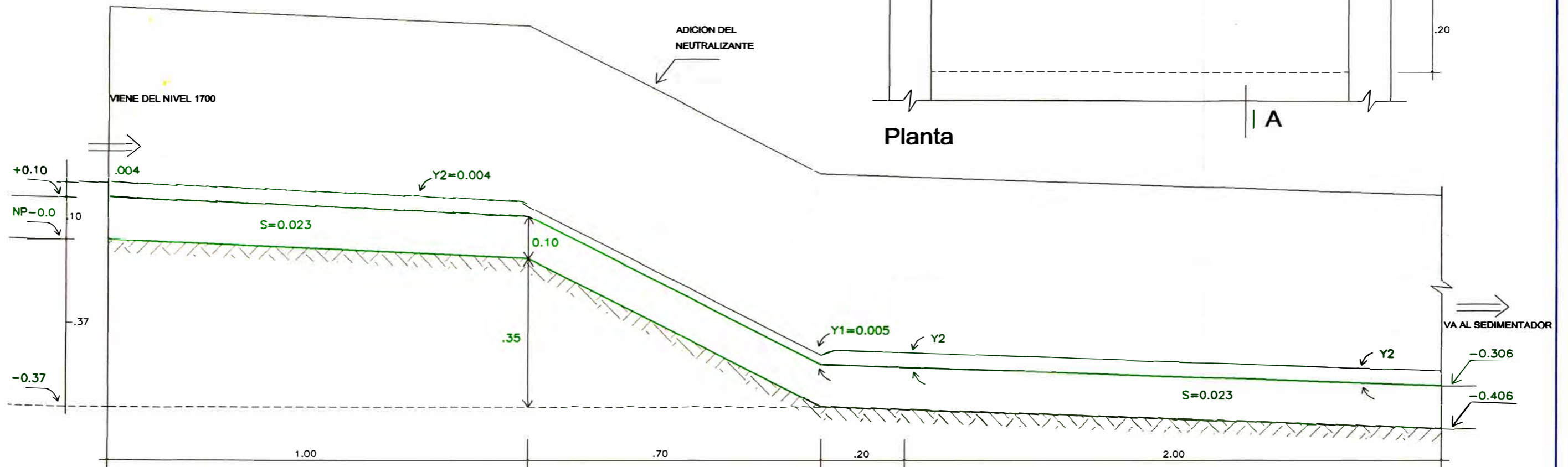
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA QUIMICA Y MANUFACTURERA
REYES CUBAS, Carmen Martha
Ing. Rafael Chero
Junio 2003
Hoja 1/800
Plan N°08



Corte B-B



Planta

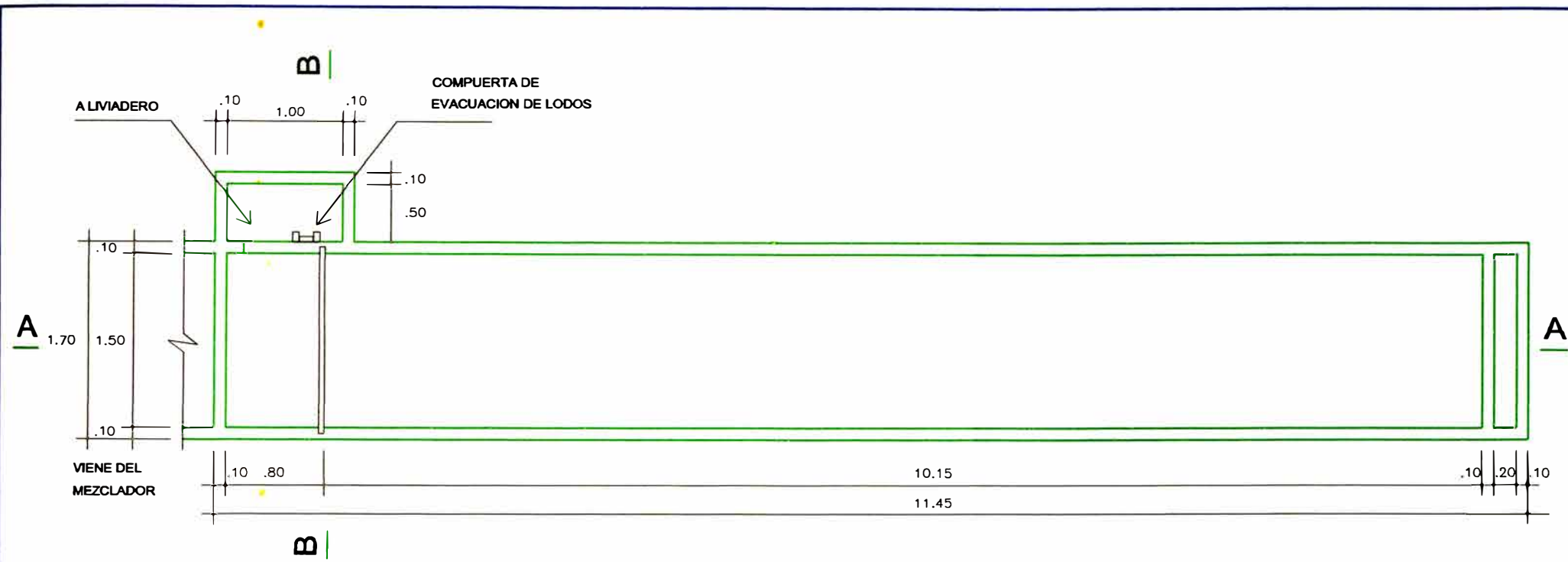


Corte A-A

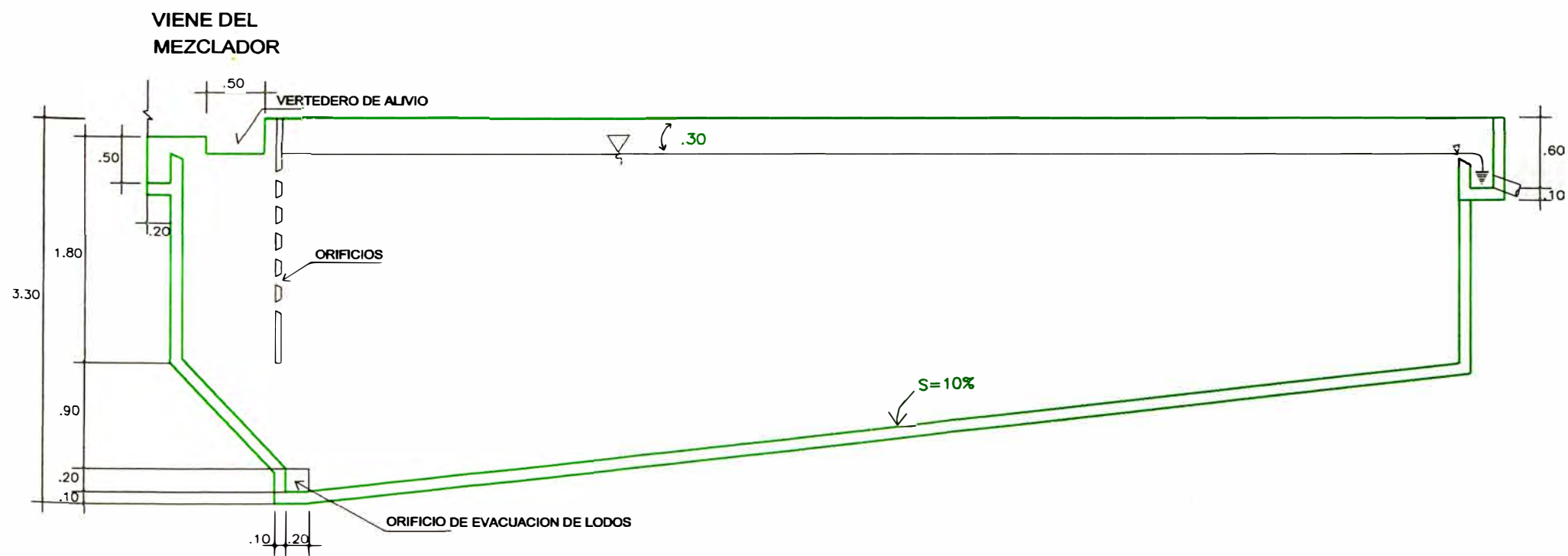
MEZCLADOR HIDRAULICO



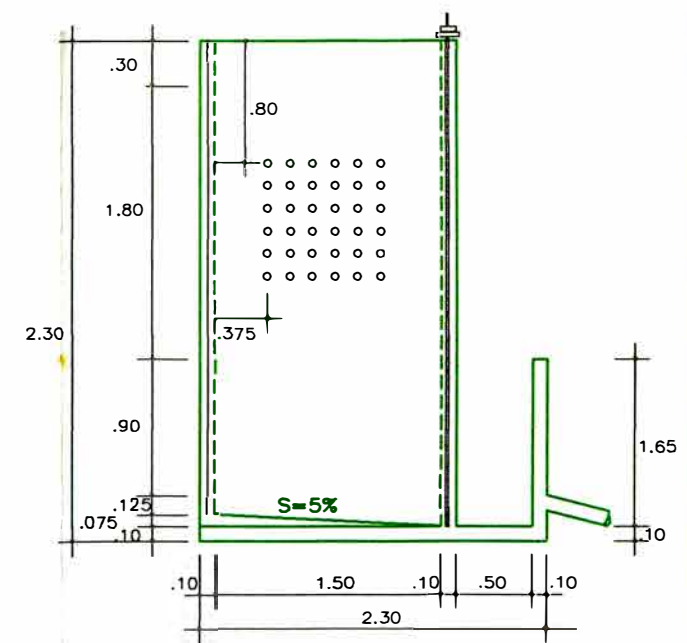
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 FACULTAD DE INGENIERIA QUIMICA Y MANUFACTURERA
 TESIS
 TRATAMIENTO DE EFLUENTES DE LA MINA YAULIYACU
 BACHILLER
 REYES CUBAS, Carmen Martha
 ASESOR
 Ing. Rafael Chero
 FECHA
 Junio 2003
 ESCALA
 1/10
 PLANO
 N°08



Planta



Corte A-A



Corte B-B

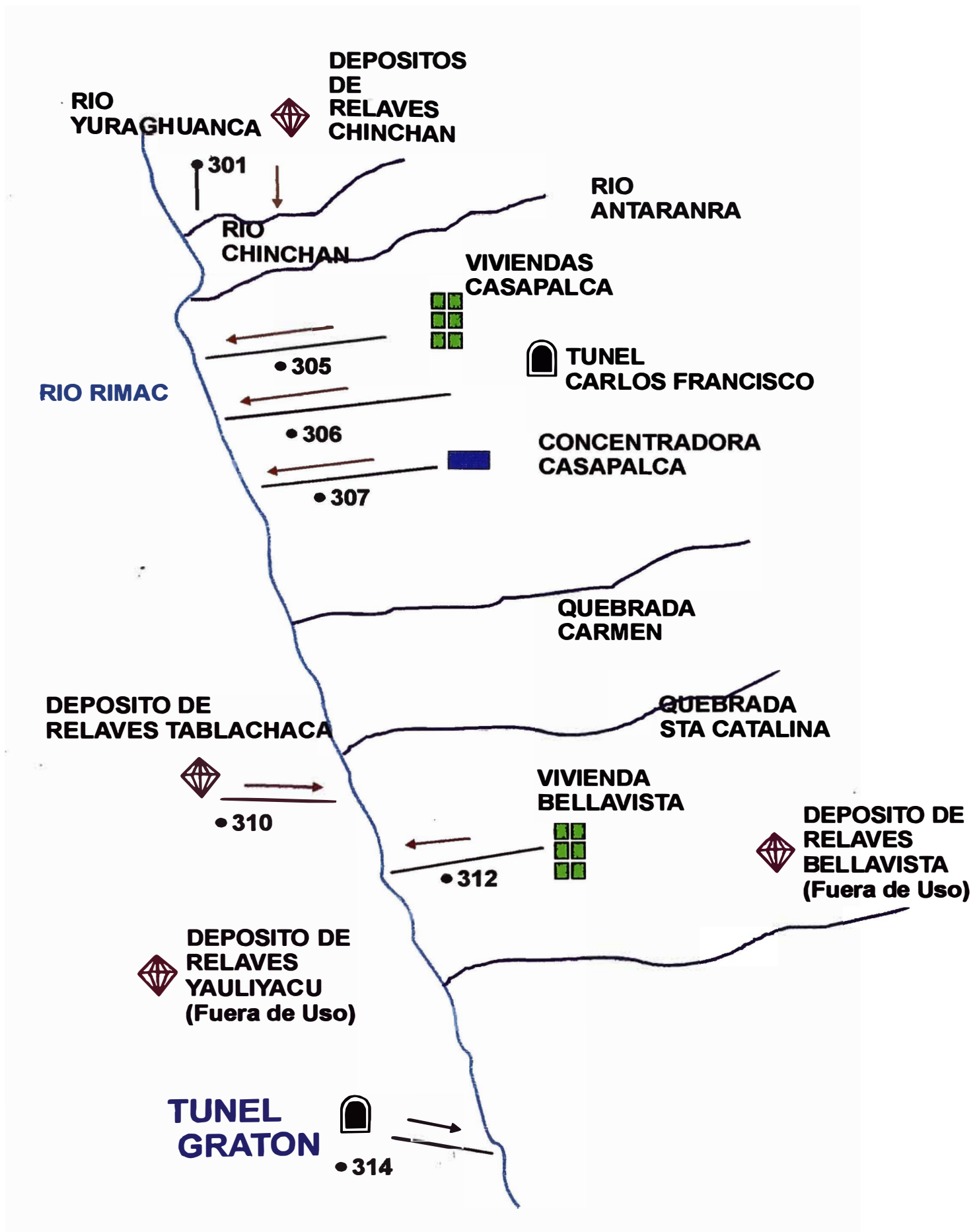
SEDIMENTADOR

APÉNDICE 4

- 1. Esquema N° 01 Puntos de Monitoreos de los Efluentes de La Mina Yauliyacu cuando son vertidos al Río Rimac**
- 2. Esquema N° 02 Diagrama Tratamiento del Fluente Nivel 1700 Unidad Minera- Yauliyacu.**

Esquema - 1

Puntos de Monitoreos de los Efluentes de la mina Yauliya, cuando son vertidos al Rio Rimac.



**ESQUEMA N° 02 DIAGRAMA TRATAMIENTO DEL
FLUENTE NIVEL 1700
UNIDAD MINERA - YAULIYACU**

**C-17: DRENAJE DE AGUA ÁCIDA DESDE
SUPERFICIE POR INFILTRACIONES
METEÓRICAS Y SUBTERRÁNEAS**

