

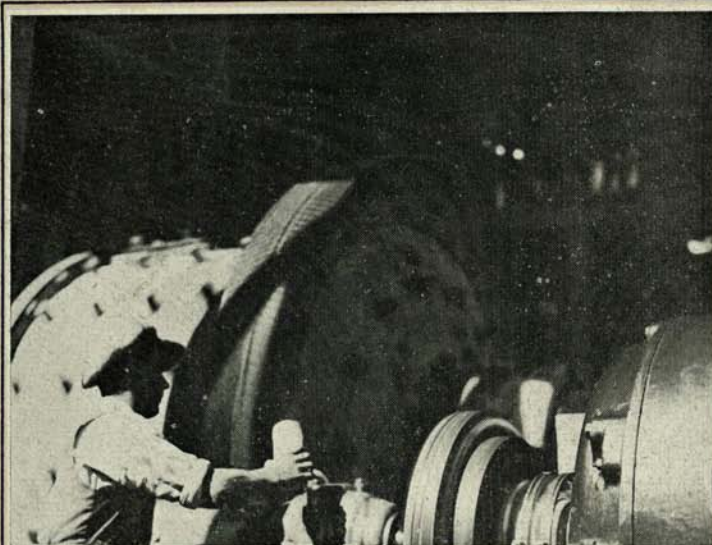
BOLETIN MINERO

SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

AÑO
XLVII



VOL.
XLIII
N.º 382



Provincia de Atacama.—Planta Regional de concentración de minerales construída por la Caja de Crédito Minero en Punta de El Cobre.—Vista del Molino.

SANTIAGO
— DE —
— CHILE —

Febrero 1931

DIRECCION
MONEDA 759
CASILLA 1807

DISPONIBILE

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SUMARIO

	Pág.
La flotación de la calcopirita en agua de mar, por A. K. Burn	129
Los métodos geoelectricos usados en las labores subterráneas, por G. P. Haller	135
Procesos de volatilización para minerales de zinc de baja ley, por Kurt R. Goehre	138
El Instituto Nacional de Minas	140
Correlación de las capas cupríferas de Katanga con las de Rhodesia, por Anton Gray	143
SECCION CARBONERA.—Análisis inmediato y ensayos prácticos para establecer la calidad de los carbones, por Moisés Arellano, Ingeniero Químico Industrial	154
SECCION DEL INSTITUTO DE INGENIEROS DE MINAS.—	
Labor del Directorio del Instituto durante el presente mes.—Conferencia sobre la enseñanza en las Escuelas de minas del país	163
Socios activos del Instituto	164
El oro refractario en el proceso de flotación, por Gustavo Reyes B. (Publicación N.º 2 sometida a discusión)	165
Cálculo de la capacidad diaria de producción de una mina, por F. A. Sundt (Publicación N.º 3 sometida a discusión)	172
Discusión sobre la Publicación N.º 1	175
COTIZACION SEMANAL	177
ESTADISTICA DE METALES	180
ESTADISTICA DE LA INDUSTRIA COBRERA	183
MERCADO DE MINERALES Y METALES	189
PRODUCCION MINERA	191
BOLETIN DEL DEPARTAMENTO DE MINAS Y PETROLEO.—	
SECCION ADMINISTRATIVA.—Decretos Supremos que se refieren a asuntos del Servicio:	
Designa Comisión para el estudio de la refinación de petróleo y la hidrogenización de carbones	197
Se designa perito mensurador de minas a don Gustavo Harfargar	197
Nombra Director interino del Departamento de Minas y Petróleo al Ingeniero don Marín Rodríguez D.	198
Se autoriza la inversión de \$ 160,000.— en Exploraciones Geofísicas	198
Se autoriza cubrir los gastos que demandará una prueba experimental de diez días en la Planta Yoduradora de cobre	198

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

Director: Oscar Peña i Lillo

LA FLOTACION DE CALCOPIRITA EN AGUA DE MAR [1]

Por

A. K. BURN.

El empleo de agua del mar para la flotación, en cuanto ha llegado a conocimiento del autor, está limitado a muy pocas plantas, por esto puede tener interés hacer una descripción del procedimiento de flotación seguido en la planta de concentración de la Compañía Minera de Tocopilla, situada en Tocopilla, en el norte de Chile, donde la única agua que se usa en el beneficio se obtiene del mar.

Las minas "Minitas", "Portezuelo", "San Francisco" y "Despreciada" están sobre uno de los cordones de cerros que se elevan hasta la Cordillera de la Costa de Chile, entre Antofagasta e Iquique.

Dichas minas se hallan de 400 a 500 metros sobre el nivel del mar y pasa a través de las propiedades el ferrocarril de la Anglo-Chilean Consolidated Nitrate Corporation, que sube a las diferentes "oficinas" de la pampa.

Las minas, que están a cargo de don José Inch, Administrador de la Compañía, explotan vetas que siguen el contacto de un dique de andesita que atraviesa la diorita que constituye la roca regional. El dique corre con N. 75° E. y es casi vertical. Se le ha reconocido

en más de un kilómetro de longitud, y los labores más bajos están a 490 metros de profundidad (o sea, 190 metros bajo el socavón principal).

El mineral de la mina contiene calcopirita casi pura, aunque suele encontrarse un poco de calcocina y trazas de molibdenita, mineral que es característico de las minas de cobre de esta parte de Chile. El mineral de la Despreciada, proveniente de una veta de fractura, contiene más pirita que el de las otras minas, mientras que el desmonte, formado principalmente con la saca de labores superficiales antiguos, contiene cobre nativo, óxidos, carbonatos y atacamita (oxicloruro de cobre). El mineral contiene un poco de oro, desde 1.5 gramos por tonelada en el mineral de exportación hasta 3 gramos en los concentrados.

Las minas están a más o menos 4 kilómetros de la planta, a la cual están unidas por un andarivel Bleichert monocable con capacidad para 30 a 35 toneladas por hora. Los baldes son más o menos 95 y llevan en término medio de 325 Kgs. cada uno.

El andarivel tiene una estación de ángulo donde se bifurca y una rama va a Minitas que es la salida en el extremo oeste de la veta desde el socavón principal de extracción, y la otra rama termina en la Despreciada.

(1) Traducido del «Bulletin of the Institution of Mining and Metallurgy» de Nov. 1930, por el Ingeniero Don Juan Luis Cortés.

En este último punto están las oficinas principales, talleres y casas de empleados y obreros, etc.

La planta está situada en la costa del Pacífico y en el extremo norte del puerto de Tocopilla. El andarivel descarga a una tolva de dos compartimientos, cada uno con capacidad de 100 toneladas. Una de las divisiones se usa para el "mineral de exportación", que es un producto escogido, con 15 a 16% de cobre. Este mineral se exporta después de muestrearlo sin someterlo a mayor tratamiento. La otra división de la tolva se usa para el mineral de concentración que pasa al molino. Este mineral está constituido por los residuos que quedan del escogido del mineral de exportación, de mineral explotado especialmente para concentrar, y de cierta cantidad de desmonte. El común general da en promedio 4% de cobre. De este 4% más o menos un 10% no es sulfuro, sino que está formado por óxidos, carbonatos, oxicluros, etc.

Las condiciones son casi ideales, ya que el mineral de la mina se baja hasta la playa, donde la Compañía tiene su muelle propio para el embarque de sus productos.

De la tolva en que descarga el andarivel, pasa el mineral a una chancadora Krupp de 500 x 280 mm. de abertura, que descarga material de 3 pulgadas. Este material se manda a una chancadora Symons de cono que lo reduce a 1/4 de pulgada. Esta máquina ha evitado el empleo de rolls, y da un producto muy uniforme que se puede pasar directamente a los molinos de barras. No ha dado qué hacer en los seis meses que está trabajando y tiene un coeficiente de reducción notable; en este caso es de 12 a 1. El producto de 1/4 de pulgada se lleva por una correa transportadora a las tolvas del molino, de 200 toneladas de capacidad, las que se descargan por medio de cinco alimentadores de pared a otra correa transportadora que alimenta al primer molino de barras de 4x10 pies.

La descarga de este primer molino de barras, que está en circuito abierto, se eleva a un clasificador de arrastre cuyo rebalse está calculado para dar un producto de menos de 40 mallas. El grueso pasa a un segundo molino de barras de 4x10 pies que trabaja en circuito cerrado con otro clasificador de arrastre cuyo rebalse también da producto de menos de 40 mallas. Una parte del producto grueso de este clasificador puede volver al primer molino de barras si las circunstancias así lo exigen. Se ha visto que la capacidad de los molinos de barras depende en gran parte del desgaste de los forros,

de modo que cuando se han cambiado recién los forros del segundo molino, y el primero ha estado trabajando durante algún tiempo, el diámetro más reducido del segundo molino hace necesario volver una parte del producto grueso de la descarga de éste para tratarlo en el primer molino, el que por tener forros gastados tiene mayor diámetro y, en consecuencia, mayor capacidad.

Para reducir el desgaste de forros y de barras es esencial que el molino se mantenga bien cargado.

La instalación de molienda fina con los dos molinos de barras de 4x10 pies, tiene una capacidad de 250 a 300 toneladas diarias, moliendo desde 1/4 de pulgada hasta menos 40 mallas.

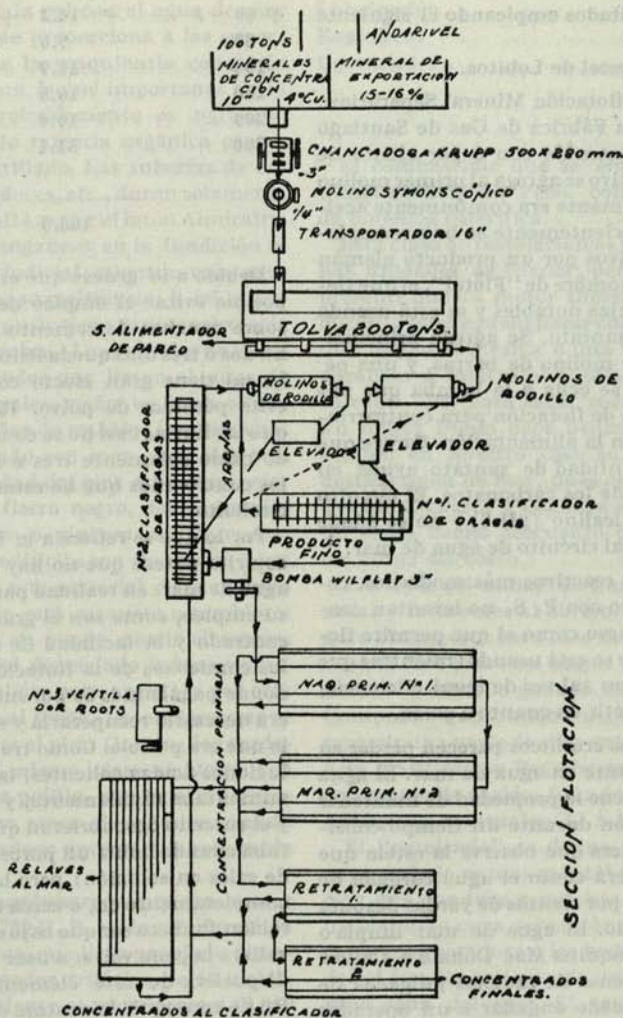
Los rebales de los dos clasificadores se reúnen en un cajón que alimenta a una bomba Wilfley de arena de 3 pulgadas que manda la pulpa a las máquinas de flotación, diluída a 3.8 por 1.

La sección flotación ha venido a reemplazar una instalación anterior en que se trataba el mineral en jigs y mesas, con la idea de pasar a la flotación solamente los productos segundos ("middlings") de las mesas. Esta disposición no dió resultados porque la ley de los concentrados y la recuperación eran muy bajas y la complicación de tanta maquinaria resultaba innecesaria. En un circuito en que se usa agua de mar, cuanto menos maquinaria expuesta a la acción corrosiva del agua se emplee, tanto mejor. Se han dejado dos de las mesas para servir de "mesas piloto" y para recuperar una pequeña cantidad de calcopirita que es demasiado gruesa para flotar. Este producto se devuelve al circuito de la molienda. Estas mesas piloto permiten a los flotistas observar el trabajo de la flotación y corregir cualquiera falla debida a falta de reactivos, etc.

La sección de flotación consiste actualmente de cuatro máquinas de agitación por aire, dos para la primera espuma ("rougher") de 12 pies de largo cada una, y dos relavadoras de 8 pies de largo. Las primeras descargan el concentrado por los dos lados, mientras que las relavadoras descargan solamente por un lado.

El relave de la segunda máquina de primera espuma pasa sobre las mesas piloto ya mencionadas.

Los concentrados se relavan dos veces. La alimentación del primer retratamiento tiene 19% de cobre y salen concentrados con 24%. La segunda máquina está dividida en cuatro compartimientos; de las tres primeras divisiones se sacan concentrados de 27.5% de cobre y de la cuarta se saca espuma que se devuelve



Compañía Minera de Tocopilla, flow sheet de la planta

ve a las segundas. La canaleta de concentrado final está arreglada de tal modo que de dos divisiones se pueden separar segundas que se mandan al circuito de molienda. Las divisiones dan los productos siguientes:

Primera	30% Cu	Insolubles....	3.8
Segunda	25.8	"	9.4
Tercera	22.8	"	14.2
Cuarta	18.0	"	23.7

Estos datos ilustran muy bien la manera cómo el sulfuro desplaza a la ganga en la columna de burbujas.

Las celdas de tratamiento están provistas de descargadores rotatorios para sacar el concentrado, evitando de este modo un rebalse de solución con lamas con ganga fina. La solución se mantiene a lo menos cuatro pulgadas más abajo del nivel de rebalse. Las segundas llevan 5% de cobre.

El aire lo suministra un ventilador Roots N.º 3 que da 1,600 pies con 3 libras de presión. Se gastan 18 a 19 H. P. El mantenimiento de las celdas es casi insignificante. El único desgaste se debe a la arena que frota los extremos de los tubos de aire.

Se han estado probando reactivos de todas clases, y por mucho tiempo se han obtenido

Los mejores resultados empleando el siguiente colector:

50% Aceite Diessel de Lobitos.

50% Aceite de flotación Mineral Separation, o un aceite de la Fábrica de Gas de Santiago (A. F. G.) reconstruido con 6 por ciento de azufre. Este reactivo se agrega al primer molino de bolas. El espumante era comúnmente aceite G. N. S. 5. Recientemente se han reemplazado estos reactivos por un producto alemán conocido con el nombre de "Floto!", el que tiene algunas ventajas notables y se está usando ahora sólo con xantato. Se agrega principalmente al primer molino de barras, y una pequeña cantidad se echa a la bomba que alimenta las celdas de flotación para contrarrestar variaciones en la alimentación. Parece que una pequeña cantidad de xantato ayuda en la recuperación de los carbonatos. El circuito es ligeramente alcalino (pH 8) y no se añade ningún reactivo al circuito de agua de mar.

Algunos de los reactivos más modernos, como ácido cresílico con $P_2 S_5$ no levantan concentrado tan grueso como el que permite flotar la mezcla que se está usando; mientras que otros, aunque son tal vez de igual eficiencia, no pueden competir en cuanto a costo.

Los compuestos cresílicos parecen perder su potencia espumante en agua de mar. El agua de mar misma tiene la propiedad de mantener aire en suspensión durante un tiempo considerable. Cualquiera que observe la estela que deja un vapor verá cómo el agua cargada de aire se mantiene por cientos de yardas después que éste ha pasado. El agua de mar limpia o forma en una máquina Mac Donald o Callow una espuma intensa de muchas pulgadas de espesor, y esto puede engañar a un operador acostumbrado a esta espuma natural, pues ésta tiene poco o ningún poder flotador de mineral, aun cuando la máquina puede estar aparentemente trabajando en buenas condiciones.

Los concentrados se asientan con notable facilidad. Dos estanques circulares pequeños de una capacidad de más o menos 20 toneladas de concentrados, trabajando en serie bastan para dejar salir un rebalse de solución casi limpia, sin añadir cal u otra sustancia para ayudar al asentamiento.

El agua de mar permite claramente la flotación de un concentrado visiblemente grueso, como se verá por el análisis de cernido que sigue y que corresponde a un lote corriente de concentrados.

+ 60	14.2	+ 40	9.6
80	9.6	60	26.1
100	11.9	80	11.1
150	16.8	100	9.0
200	16.4	150	12.8
-200	31.1	200	10.6
		-200	20.8
	100.0		100.0

Debido a lo grueso que es el concentrado, es posible evitar el empleo de filtros y secarlos sobre canchas de cemento al sol y al viento. En dos o tres días queda listo para almacenarlo. La sal tiene gran efecto como aglutinante y evita pérdidas de polvo. Hay que mencionar que las lluvias casi no se conocen aquí, habiendo caído solamente tres o cuatro mangas en los cuatro años que he estado en este establecimiento.

Por lo que se refiere a la flotación de la calcopirita parece que no hay dificultad en usar agua de mar; en realidad parece tener ventajas su empleo, como son el grano grueso del concentrado y la facilidad de acentamiento. En los comienzos de la flotación en Broken Hill, donde pagábamos 5s por mil galones de agua, era necesario recuperarla y volverla a usar todo lo que era posible. Como trabajábamos con soluciones ácidas calientes, la cantidad de sales aumentaba rápidamente, y Mr. Henry Lavers y el suscrito descubrieron que el trabajo mejoraba cuando había un porcentaje considerable de sales en solución; pero la flotación cesaba completamente en, o cerca del punto de saturación. Pudiera ser que bajo ciertas condiciones valiera la pena volver a usar el agua, aunque se dispusiera de este elemento a poco costo, a fin de conseguir la ventaja de las sales.

La cantidad de los reactivos empleados puede reducirse agregando cal; pero en este caso particular la cal es cara y no es fácil conseguirla, al paso que es mucho más difícil controlar los concentrados.

El molino recibe una alimentación variable que depende de la sección de la mina de la cual proviene y en mayor grado todavía, debido al material del desmonte que se encuentra considerablemente oxidado, y hemos encontrado que los reactivos que se usan convienen a las condiciones variables aun con poca atención de parte de los operadores.

Suele molestarnos una ganga con superficie sulfurada "adsorbente" que exige el empleo de silicato de sodio o de petróleo crudo para su dispersión; pero fuera de esto, un ligero cambio en la cantidad de espumante sirve

para suavizar las variaciones. Una ventaja que tiene el empleo de la cal con el agua de mar es la protección que proporciona a las superficies metálicas de la maquinaria contra la corrosión, que es un factor importante en la planta, y que probablemente es agravado por la presencia de materia orgánica proveniente del alcantarillado. Las tuberías de cobre de los refrigeradores, etc., duran solamente unos dos años; resulta mejor el latón Almiralty, la presencia de manganeso en la fundición es marcadamente perjudicial; mientras más puro es el hierro mayor es su resistencia, a tal punto que un hierro muy puro tiene tanta resistencia como el latón o el cobre. Las cañerías de hierro negro de seis pulgadas que llevan el agua de las bombas principales, están en buen estado después de cinco años de trabajo. Las planchas de hierro galvanizado son muy sensibles a la acción de la humedad del mar y resulta mejor usar planchas de hierro negro, bien pintadas con óxido de hierro o pintura anticorrosiva. La mayoría de los edificios son de estuco sobre metal desplegado; este material da muy buen resultado. Como se está expuesto a temblores suaves frecuentes, se puede partir el estuco; pero es un material demasiado liviano y elástico para ofrecer peligro permanente, y por otra parte es resistente al fuego. La madera que se usa generalmente es el pino Oregón; las maderas del país de la misma clase se destruyen rápidamente por la polilla, una especie de hormiga blanca que no ataca el pino sino cuando desaparecen las resinas naturales, y esto tarda algunos años.

La fuerza es suministrada por un motor Diesel M. A. N. de 700 H. P., de inyección sólida y de cuatro tiempos, que lleva acoplado directamente un generador trifásico de 50 ciclos, 380 Volts. La corriente se transforma a 10,000 Volts para transmitirla a la mina.

Esta instalación sirve tanto a la mina como a la planta. También hay instalado un motor Diesel Otto Deutz de 360 H. P. que se usa cuando queda de pára el motor de 700 H. P., en cuyo caso la mina trabaja con un grupo de motores chicos Fairbanks, semi-Diesels. Rara vez se presenta este caso, pues el motor M. A. N. trabaja muy bien, y como el molino no trabaja los Domingos, hay tiempo suficiente para cambiar válvulas y para la revisión, que es tan importante para el buen funcionamiento de una máquina de esta clase.

La fuerza en 1929 costó 9.43 centavos, moneda chilena por H. P. Hora (0.566 peniques), incluyendo amortización y "overhead".

El costo de trabajo es el siguiente:

Combustible	35.2%
Lubricación.....	22.5
Repuestos	17.0
Operarios	25.3
	100.0%

El combustible que se emplea es petróleo Diesel de Lobitos, Perú, con 19,250 B. T. U. de potencia calorífica.

Esta clase de instalación es ideal para pequeñas unidades de fuerza; pero hay que tener presente que un motor Diesel no puede correr durante semanas sin parar como puede hacerlo una máquina a vapor o una turbina; hay que paralizar a intervalos regulares para limpiar válvulas, etc. Para sacar todo el provecho de un motor Diesel debe utilizarse el calor del escape; en nuestro caso se aprovecha para destilar agua de mar, pues el agua potable en Tocopilla cuesta 4 chelines el metro cúbico. No se ha hecho descuento por este ítem en las cifras del costo.

Las leyes del trabajo en Chile son muy avanzadas y favorables al obrero. Hay ahorro y seguro obligatorio para caso de enfermedad y de muerte; los patronos pagan 4% y los trabajadores 3% sobre lo ganado en la semana. Una Compañía que obtiene utilidades tiene que repartir una parte de ellas entre sus empleados. Esta gratificación llega hasta el equivalente a tres meses de sueldo, fijándose un máximo de 1,500 pesos mensuales (37 £ 10. s. o. d)

El "empleado" se define como la persona cuyo trabajo es más mental que físico, definición que conduce a muchos pleitos. Yo tenía un bombero cuya ocupación consistía en colocar empaquetadura a las bombas, etc., y atender al funcionamiento de una bomba que elevaba agua del mar. El tenía que variar la entrada de la bomba según las condiciones de la marea. Debido al hecho de que tenía que observar la marea, él alegó que su trabajo era más mental que físico; pero existen Cortes de Arbitraje designadas por el Gobierno, las que resuelven estos asuntos de un modo sensato. Todo obrero para ser retirado debe recibir un aviso de seis días o un desahucio equivalente a seis salarios. Se acostumbra pagar los seis días, pues un operario que recibe aviso de que será retirado, naturalmente pierde el interés en su trabajo. Bajo ciertas condiciones, como el ingreso al trabajo en estado de embriaguez, un operario puede ser despedido sin más trámites. Hablando en general, estas leyes funcionan bien.

El clima de esta parte de Chile es casi ideal;

en realidad Tocopilla se describe como formado por 90% de clima, 9% de salitre y 1% de cobre. En el verano hace calor, pero las noches, debido a la acción de la corriente fría de Humboldt, son siempre suficientemente frescas para poder dormir. Aun cuando el invierno es templado, hay suficiente diferencia para obtener un "toning effect".

Actualmente toda el agua potable se obtiene por destilación; pero se espera que dentro de dos años se dispondrá de agua que se traerá desde la Cordillera, más arriba de Chuquicamata. Se tiene ya toda la cañería y se ha empezado a colocarla. Esta obra costará 400,000 £ y proporcionará un gran alivio para la vida aquí ya que se podrán cultivar jardines, etc. y se espera reducir el costo del agua de 4 chelines a 10 peniques el metro cúbico.

He tratado algo extensamente sobre las condiciones de trabajo en este artículo que se refiere a concentración; pero la cuestión trabajada se está tornando cada vez más importante para el éxito de las operaciones industriales. Las grandes compañías cobreras norteamericanas como Chuquicamata, Braden y Potrerillos, han establecido un alto standard de condiciones en sus campamentos, con respecto a excelentes habitaciones, buenas pulperías, agua limpia, provisión para deportes, etc. Estas medidas han tenido éxito tanto desde el punto de vista comercial como desde el lado moral, ya que por este medio esas compañías han conseguido y retenido obreros de buena clase.

La ciudad de Tocopilla va creciendo en importancia. En ella está situada la planta de fuerza de Chuquicamata que desarrolla 90,000 H. P., y es también el puerto por el cual se sirven las oficinas salitreras de Guggenheim.

La oficina María Elena tiene una producción de más de 500,000 toneladas de salitre al año, producción que llegará más que a duplicarse cuando empiece el próximo año a trabajar la

oficina Pedro de Valdivia. Ade más hay muchas otras pequeñas oficinas que se sirven de este puerto.

Como apéndice incluyo un flow-sheet y algunos datos sobre el trabajo de la mina. Para concluir quiero agradecer al Directorio de la Compañía por el permiso concedido para publicar los datos contenidos en este artículo.

COMPAÑIA MINERA DE TOCOPILLA

Capital 400,000 £

Dividendos pagados desde el comienzo de sus operaciones en 1921: 632,500 £.

Utilidades para 1929: 228,269 £.

Mineral de exportación, 1929: 23,923 toneladas de 15.83% Cu y 1,647 Gr. Au.

Mineral tratado en 1929: 58,791 toneladas de 3.82% Cu.

Concentrados producidos, 7,760 toneladas de 26.2% Cu y 2.57 Gr. Au.

Tiempo de funcionamiento excluyendo Domingos.....	93.6%
Recuperación (incluyendo Cu oxidado)	90.7%

COSTOS DE EXPLOTACION Y BENEFICIO

	Por ton.	sh. d.
Explotación y transporte por andariavel	9	11
Gastos generales	1	2½
Regalía M. S.....	0	6
Mano de obra	2	10
Materiales.....	2	4
	<hr/>	
	16	9½

LOS METODOS GEOELECTRICOS USADOS EN LAS LABORES SUBTERRANEAS

POR

G. P. HALLER (1)

En la minería existen dos importantes factores: la ciencia de encontrar el cuerpo de metal y el trabajo de extraer el mineral. Tanto el ingeniero de minas como el geólogo se hallan a menudo frente a la tarea de buscar la continuación de un cuerpo de metal que se ha perdido repentinamente y, al mismo tiempo, se levanta la cuestión de si existe en realidad tal continuación. Estos son los dos problemas más difíciles que debe resolver el minero.

Supongamos un gran cuerpo de mineral en el cual la explotación se desarrolla hacia abajo. Todas las condiciones mineras y geológicas indican que el cuerpo de metal será encontrado en el nivel más bajo que está construyéndose. Pero, en vez del metal de los niveles superiores, el nivel corta solamente una mineralización pobre que resulta inexplorable. En este momento principia un trabajo muy intenso de exploración minera. En caso de buena suerte, se halla una falla o una zona de dislocación que da indicaciones acerca de la continuación; pero, a menudo, no existen tales indicios.

Los socavones y cortadas son relativamente caros y se construyen sólo hacia puntos, donde se tienen indicaciones positivas de la continuación del mineral. Sondajes sirven mucho más para tal trabajo de exploración. Cierta número de tales barrenos explorará una superficie considerable, siendo de mayor importancia la rapidez de los resultados obtenidos; pero estos resultados no deben considerarse de ningún modo como definitivos. A menudo, los testigos presentan escasa mineralización o ninguna, porque el barrenos pasó solamente cerca de un cuerpo de metal. O, por el otro lado, los testigos contienen buena mineralización; pero, más tarde, al llegar con las galerías al punto reconocido, resulta que el sondaje siguió una guía se-

cundaria, cuyo contenido en metal no justifica la construcción de la cortada.

Por estas razones, los métodos geofísicos que se han desarrollado en los últimos años, constituyen para el minero una ayuda eficaz para la solución de los problemas mencionados más arriba y para otros similares; ya antes de principiar con los trabajos mineros, estos métodos proporcionan informaciones más definidas acerca de la presencia de minerales.

En vista de que una descripción general del empleo de tales métodos se ha dado en publicaciones anteriores (2) trataremos aquí sólo brevemente los principios fundamentales del método, para el mejor entendimiento. Una corriente eléctrica se introduce al suelo por medio de electrodos o de un anillo de inducción; si el subsuelo es homogéneo, la corriente circula según caminos normales que se conocen. Es una particularidad de la corriente eléctrica de seguir las líneas de menor resistencia. En el caso de la existencia de cuerpos de metal de alta conductibilidad, la corriente inducida seguirá a tal buen conductor y se concentrará en él hasta cierto grado.

Por medio de instrumentos receptores muy sensibles, como amplificadores, galvanómetros y teléfonos, se mide el campo eléctrico en cuanto se refiere a su dirección e intensidad; de este modo se obtiene un cuadro exacto del curso verdadero de la corriente. Después de haber elaborado las zonas de concentración en la forma indicada, se hacen medidas especiales para determinar la hondura, el rumbo y el manto del cuerpo de metal. Este procedimiento puede aplicarse tanto en terreno no explorado haciendo las observaciones en la superficie o también en las labores subterráneas de minas ya existentes. Trataremos aquí de preferencia tal investigación subterránea.

Usando diferentes niveles para la investiga-

(1) Este artículo ha sido tomado del Mining Journal del 30 de Septiembre de 1930 y su autor es el Director Técnico de la Sucursal de Piepmeyer y Co. en Houston, Texas.

(2) Véase el Boletín Minero de Septiembre y Octubre de 1930 (Nota del Traductor).

ción, se puede introducir la corriente de tal manera que se origina un campo normal si la vecindad es homogénea, como lo demuestra la figura 1. En caso de la existencia de un buen conductor eléctrico dentro del terreno explorado, resultarán desviaciones de la corriente normal como lo ilustra la Figura 4, en que las líneas punteadas indican la dirección del campo normal y las líneas gruesas la dirección desviada por la existencia del buen conductor situado entre los dos niveles.

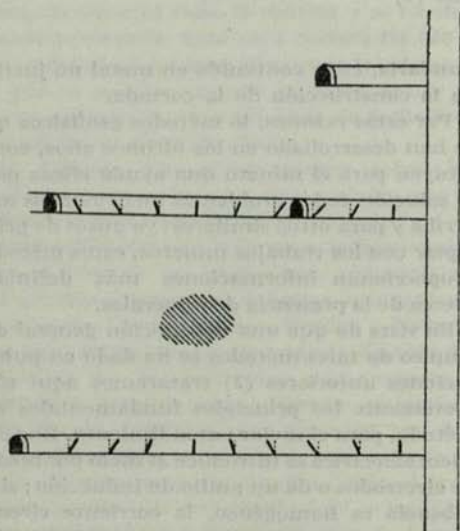


Fig. 4

Desviaciones causadas por un cuerpo de metal.

En el caso de minerales metalíferos de alta ley con fuerte manto, la absorción es tan fuerte que la corriente sigue por el mineral hacia los niveles situados más arriba o más abajo. Se podría decir que el mineral representa otro electrodo (véase Figura 2). En el caso de un cuerpo metalífero de poca inclinación, la deformación presenta claramente el rumbo del cuerpo (Fig. 3). Por esto es fácil determinar la posición de cuerpos metalíferos existentes con la exactitud de 1 metro y la exploración minera posterior pierde una gran parte de su riesgo.

El principio de método se basa en la diferencia de la conductibilidad eléctrica de los diferentes minerales. Por esto se debe determinar la conductibilidad de los minerales que existen en la región por investigar. En la práctica, la relación de 1 : 100 entre las conductibilidades la roca encajadora y el mineral metalífero son suficientes para determinar los cuerpos minera-

lizados, situados a mayores distancias de las estaciones de observación. En el caso de sulfuros, de cobre, plata o plomo, situados en calizas o rocas eruptivas, la relación mencionada es en término medio de 1 : 3,000, lo que indica que los sulfuros de los metales son especialmente aptos para la aplicación de los métodos geoelectrónicos.

En realidad los sulfuros de hierro (pirita) tienen la misma propiedad que los metales más valiosos, de modo que, cuando se conoce la presencia de cuerpos formados por pirita, la zona localizada por el método geoelectrónico debe explorarse también por sondajes para determinar si contienen pirita u otros sulfuros.

Carbonatos de metales no pueden determinarse generalmente por los métodos geoelectrónicos debido a su resistencia relativamente alta. Las conductibilidades de los óxidos varían y el éxito de la investigación depende de los ensayos hechos anteriormente con muestras del mineral. Si los ensayos indican una relación alta entre la conductibilidad del mineral y de la roca encajadora, se justifica una exploración geoelectrónica; pero, si la proporción es reducida, no puede recomendarse la investigación.

Los métodos geoelectrónicos pueden aplicarse también para la determinación de contactos cubiertos, cuando, a lo largo del contacto, la roca sedimentaria y la eruptiva están descompuestas por el metamorfismo, lo que es la regla. Tales zonas descompuestas tienen, en término medio, una conductibilidad 100 veces más grande que la roca no transformada; por esto pueden descubrirse eléctricamente, aun cuando estén cubiertas por 50 m. de material de acarreo.

Las ilustraciones que acompañan el artículo, se han obtenido en investigaciones prácticas de minas de cobre. La figura 5 contiene una zona de indicación eléctrica en la cual el mineral fué cortado posteriormente. Se trata de la continuación de un cuerpo de metal que se había perdido entre dos niveles inferiores. La figura 6 muestra una indicación geoelectrónica causada por un cuerpo de metal de unos 7,5% de cobre cuya existencia se comprobó por dos sondajes a diamante. La figura 7 representa la indicación de un buen conductor eléctrico. Una cortada construída hacia el punto indicado por la investigación geoelectrónica, encontró un cuerpo de mineral con leyes de 3 a 6% de cobre. Otro caso, en que se determinó la continuación de una veta conocida, es representado por la figura 8.

La experiencia práctica hace evidente el ver-

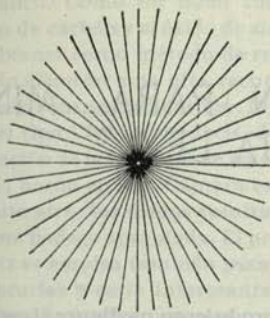


Fig 1
Campo de corriente radial
producido por un electrodo.

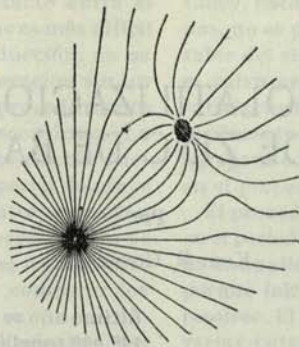


Fig 2
Campo de corriente encima
de un cuerpo de metal de mag-
neto fuerte

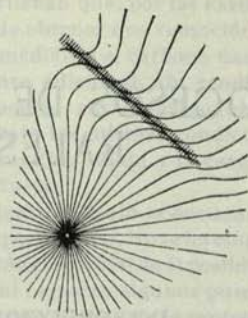


Fig 3
Campo de corriente
encima de un cuerpo de me-
tal de permeabilidad
fuerte

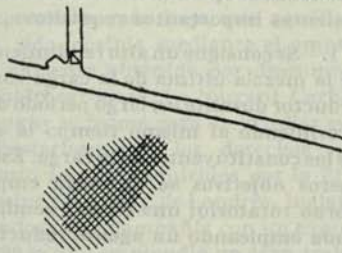


Fig 5
Zona de indicación de
la investigación Geoe-
léctrica. Mineral encontrado
después de la
investigación Geo-
eléctrica

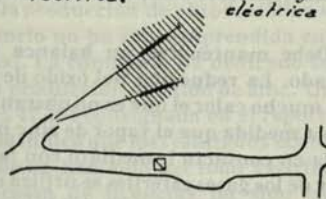


Fig 6
Zona de indicación de
la investigación geoe-
léctrica. Barreno o dia-
rante con mine-
ral.

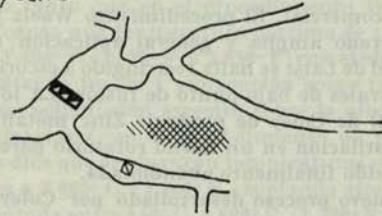


Fig 7
Zona de indicación
de la investigación
Geoelectrica. Mineral encontrado
después de la inves-
tigación Geoelectrica

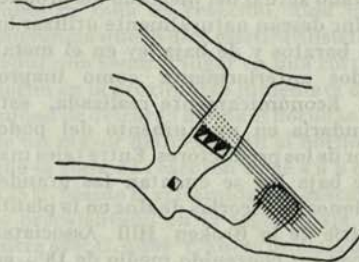


Fig 8
Continuación encontra-
da por la investigación
Geoelectrica. Mineral conocido
anteriormente

dadero beneficio que el ingeniero de minas y el geólogo pueden sacar de esta nueva rama de la ciencia. El valor económico e informativo de los métodos geofísicos para el desarrollo de las minas tiende hoy día a reconocerse plenamente. No obstante el alto valor que tienen estos métodos en manos expertas, el instrumento puede causar más daños que ayuda en manos

de personas inexpertas. Sólo una persona muy versada en los métodos geoelectricos, es capaz de juzgar los resultados eléctricos y puede dar una interpretación geológica exacta a los datos físicos observados. Además, una cooperación íntima con el geólogo, para el cual los geofísicos representan cierta clase de ayudante, es esencial para obtener resultados satisfactorios



PROCESOS DE VOLATILIZACION PARA MINERALES DE ZINC DE BAJA LEY ⁽¹⁾

Por

KURT R. GOEHRE

INTRODUCCION

Cuatro procedimientos de volatilización han sido desarrollados durante los últimos siete años, de los cuales sólo dos han alcanzado una etapa comercial. El procedimiento Waelz ha encontrado amplia y general aplicación, en tanto el de Laist se halla restringido a escorias y minerales de bajo punto de fusión. La idea original de Coley de producir Zinc metálico por destilación en un horno rotatorio parece haber sido finalmente abandonada.

El nuevo proceso desarrollado por Coley y el procedimiento Follisain están estrechamente relacionados con el de Waelz.

En el estado actual del mercado los productores de Zinc desean naturalmente utilizar los productos baratos y de baja ley en el metal, considerados anteriormente como inaprovechables. Económicamente realizada, esta idea redundaría en un aumento del poder competidor de los productores. Entre tales materiales de baja ley se cuentan las grandes acumulaciones de escorias de zinc en la planta de Port Pirie de la Broken Hill Associated Smelters con un contenido medio de 18% en zinc; los gigantescos desechos de cenizas piríticas en Alemania, muy altas en zinc para ser empleadas en los hornos de viento; los inmensos depósitos de calamina de baja ley; los minerales complejos de plomo, zinc y cobre del Canadá; residuos de plantas de retortas, hornos de bronce y plantas electrolíticas y humos de hornos de fierro. Estas posibilidades para un ulterior aprovechamiento de las reservas mundiales de zinc, justifican una inspección general de los diferentes procesos y su adaptación a los diversos materiales.

El proceso Waelz data de 1923. Durante el

último año se produjeron mediante él cerca de 125.000 toneladas de óxido de zinc y 15,000 toneladas de óxido de plomo, cifras que muestran lo que se ha alcanzado. Para asegurar una económica operación deben llenarse los siguientes importantes requisitos:

1.—Se consigue un alto rendimiento mediante la mezcla última de la carga con el agente reductor durante un largo período de reacción, previniendo al mismo tiempo la segregación de los constituyentes de la carga. Estos dos primeros objetivos se alcanzan empleando un horno rotatorio; una tercera condición es llenada empleando un agente reductor sólido y manteniendo la temperatura bajo un cierto máximo. Una larga zona de seducción asegura una completa descomposición de todas las combinaciones del zinc, aun ferritas y silicatos.

2.—Debe mantenerse un balance térmico apropiado. La reducción del óxido de zinc requiere mucho calor el que es no obstante recuperado a medida que el vapor de zinc metálico se oxida en contacto inmediato con la carga. El calor de los gases estériles se utiliza en secar y precalentar la carga y en calderas; el aire empleado es precalentado por la carga caliente.

3.—Es esencial disponer de combustible barato como coke fino y tobas de antracita.

4.—La mano de obra debe ser pequeña. Una planta Waelz puede ser operada casi automáticamente: se requieren sólo unos pocos hombres para un horno de 300 toneladas.

En la forma desarrollada por la Anaconda, el procedimiento Laist se emplea en East Helena, Mont. No se tienen datos concretos en cuanto a tonelaje tratado y en cuanto a si otra planta lo haya adoptado. La escoria líquida de un horno de viento para plomo es vaciada dentro de un horno de chaqueta de agua de construcción especial sopándose polvo de carbón dentro del baño a través de las toberas, reduciendo el zinc el que es expelido como vapor al estado

(1) Publicado en Engineering and Mining World Diciembre de 1930, y traducido por Gustavo Reyes B.

metálico. Como un buen contacto entre el polvo de carbón y el óxido de zinc es más difícil de obtener como método de reducción, no se puede alcanzar una alta recuperación sin un elevado consumo de carbón. El procedimiento es del tipo "batch" es decir, discontinuo. La oxidación de los vapores de zinc se efectúa fuera del horno en una Cámara especial donde se admite aire; los óxidos resultantes se recogen en una bodega apropiada. El procedimiento de Waelz se emplea también para el tratamiento de escorias y sería interesante comparar los méritos de ambos procesos.

Durante varios años el procedimiento Coley ha permanecido en la etapa experimental. Sus precursores reclaman para él la ventaja de una rápida reducción de los óxidos metálicos a una temperatura más baja que aquélla a que había sido posible mediante el empleo de Carbón naciente obtenido por descomposición de hidrocarburos. La Nascent Carbón Metal Company se formó para desarrollar este invento. Posteriormente los derechos del procedimiento fueron adquiridos por la Zinc Manufacturing Company, de Londres, Inglaterra, formándose una compañía con un capital de £ 1.000.000 la que emprendió un gran trabajo de desarrollo. Desde sus comienzos muchos metalurgistas se mostraron escépticos en cuanto a las posibilidades del procedimiento y hasta la fecha la producción de zinc metálico en horno rotatorio no ha sido emprendida en escala comercial. La compañía ha dedicado su atención a la producción de óxido de zinc. Una pérdida de £ 47.184 consignada en el report anual 1929-1930 indica que los resultados económicos obtenidos no han sido del todo satisfactorios aún. El costo de licencias ha sido como de £ 476.675. Se construyó una planta experimental en Dartford, Inglaterra; pero no se ha habilitado ninguna instalación en grande escala.

Una efectiva reducción a base de hidrocarburos presupone contacto con los óxidos a la más baja temperatura posible. Para prevenir el enfriamiento simultáneo de la carga bajo la temperatura de reducción debe suministrarse continuamente el calor necesario al sistema mediante la combustión de aceite o de polvo de carbón. El costo de este agregado extra de calor anula toda ventaja obtenida por la descomposición del hidrocarburo, un hecho al cual desgraciadamente no se hace referencia en una reciente descripción de procedimiento publicado en Chemical Industry, Septiembre de 1930. A este respecto son de interés los experimentos efectuados independientemente de

Coley. Estos prueban que, por las razones dadas, no se puede obtener una remoción aceptable del zinc mediante el carbono naciente y el calentamiento adicional. Un rendimiento satisfactorio podría sin embargo obtenerse fácilmente si bajo las mismas condiciones se agregara combustible sólido a la carga como en el proceso Waelz.

El procedimiento Follisain se encuentra aún en el período experimental. No se ha emprendido una aplicación comercial de él posiblemente porque faltan al respecto algunos puntos que resolver. El proceso se encuentra protegido por varias patentes que pueden ser consideradas como una combinación de procesos conocidos (Waelz y Dwight—Lloyd) con el empleo de aire caliente generado en calentadores Philopon. En tanto que en el procedimiento Waelz se alcanza una temperatura máxima de 1.300° C. a 1.400° C (2.370° F. a 2.550° F) con el objeto de evitar la fusión y segregación como también una sollicitación excesiva sobre la albañilería refractaria, en el procedimiento de Follisain se dice que se alcanzan temperaturas superiores a 2.000° C. (3.600° F.) soplando aire precalentado entre 650° C. y 800° C. (1.200° F a 1.500 F). En otros detalles la operación se asemeja al proceso Waelz, efectuándose la reducción del zinc mediante combustible sólido con oxidación del vapor de zinc inmediatamente sobre la zona de reacción. Una importante diferencia que se dice existir consiste en que la reducción tendría lugar en una corta zona del horno en la proximidad inmediata de la extremidad de descarga donde el horno se construye de un mayor diámetro. En el horno Waelz en que la zona de reacción es de 4 a 8 metros (13 a 25 ft.) desde la extremidad de descarga, el aire es precalentado en la región baja del horno entre 600° C. a 800° C antes de alcanzar la zona de reacción.

Con una elevada temperatura como la empleada en el procedimiento Follisain, puede producirse una segregación de la carga con referencia al combustible, fenómeno extremadamente desfavorable para la eficiencia del proceso de reducción. Si contrariamente, la temperatura se mantuviera entre 1.300° C a 1.400° C como en el procedimiento Waelz, no sería posible obtener una completa extracción del zinc en una zona tan corta de reacción, en especial si no se dispone de un espacio mayor en los casos en que la reacción no se efectúa normalmente. Estas dificultades pueden explicar el por qué de que no se hayan alcanzado las ventajas de un aumento de la capacidad aun empleando aire caliente.

La tuesta de sulfuro de zinc en horno rotatorio con adición de cloruros alcalinos para facilitar la volatilización del zinc y la plata no es un problema nuevo en metalurgia. A este respecto, el punto interesante es el aspecto económico del tratamiento de óxidos contaminados con cloro.

Es de interés una breve discusión del tratamiento consecutivo de los óxidos finamente divididos obtenidos por los métodos de Waelz, Laist y Coley. En muchos casos el óxido puro de zinc, blanco, y también los óxidos mezclados con 60% de zinc y 15% de plomo pueden ser directamente empleados para la producción de zinc blanco o lithopona. Actualmente, no obstante, la mayor parte de la producción debe ser convertida en zinc metálico. Sin embargo, el óxido producido por los métodos de volatilización no puede ser tratado en el antiguo horno de mufla Belga, sin aglomeración en razón de la pérdida excesiva en los humos. La aglomeración se efectúa en un horno rotatorio o en un aglomerador Dwight Lloyd. Cuando se le trata en planta electrolítica es necesaria una tuesta previa para eliminar el cloro y parte de arsénico, antimonio y otras impurezas, como también para oxidar el óxido ferroso con el objeto de disminuir el peso inútil en el costoso proceso de purificación en la subsiguiente lixiviación.

Coley establece que él obtiene una mezcla íntima de hollín y óxido la cual es fácilmente

reducida después de briquetar y secar. Tal mezcla podría hacerse directamente sin producir el hollín por la costosa descomposición de aceite.

Otra solución para el problema de la manipulación del polvo ha sido encontrada por la New Jersey Zinc Company, tratando el óxido en una mufla vertical, obteniéndose así la ventaja de ambos procesos. En la planta de la Compañía Palmerton el óxido es mezclado con carbón pulverizado que contiene cierto porcentaje de materia volátil y cokificado en horno separado. El producto así obtenido no ofrece dificultad en cuanto a pérdidas en humos y la reducción se efectúa sin desintegración a una temperatura más baja y con un mejor rendimiento que lo que era posible. Se ha desarrollado así un nuevo procedimiento para actuar sobre un producto que anteriormente era un problema difícil. Si esta innovación es o no aplicable a una mufla Belgian, es cosa dudosa como que la operación intermitente de ese tipo de horno determina una capacidad fija la que probablemente se reduciría por el empleo de la mezcla óxido-coke, liviana y porosa.

No obstante se ha dado un importante paso y la tan buscada solución del problema de desarrollar un proceso barato e intensivo de reducción debe sin duda trazarse a través de este reciente avance.



EL INSTITUTO NACIONAL DE MINAS (1)

Gracias a la amable autorización del director, nos ha sido posible visitar este establecimiento, situado en Paturages, a algunos kilómetros de Mons, en pleno centro carbonero.

¿Qué es, en resumen, esta organización que la mayoría del público ignora? ¿Cuál es su origen, su utilidad, las funciones que desempeña?

Helas aquí:

El Instituto Nacional de Minas, es la prolongación y ensanchamiento de la sede de experiencias de la administración de Minas que creó

(1) Debido a la amabilidad del ingeniero belga don Eduardo Lemaitre, que por más de treinta años sirvió a Chile como ingeniero de los servicios de Minas del Estado.

en 1902-1903, el difunto M. Watteyne, inspector general de minas, jefe del servicio de accidentes mineros. Esta eminente personalidad fué secundada en su tarea por un experimentador de primer orden, Simón Stassart, ingeniero y profesor de explotación de minas de la escuela de minas de Mons.

Al principio, los señores Watteyne y Stassart estudiaron en Frameries, las lámparas de seguridad y los explosivos. En el curso de sus experimentos, el inspector general de minas no tardó en poner en evidencia el enorme peligro del polvillo, cuyas espantosas consecuencias él presintió y probó mucho tiempo antes que la mayoría de los ingenieros le prestaran alguna

atención. Con motivo de la catástrofe de Courrieres, que ocurrió en 1906, fué en Frameries donde los ingenieros franceses del Cuerpo de Minas, verificaron la posibilidad que se produjera lo que se llama un golpe de polvillo, como ocurrió en el caso de Courrieres, en ausencia total de grisú.

Estas primicias nos dejan ya entrever el rol que está llamado a desempeñar el Instituto que vió la luz en el seno mismo del país negro. Centro de experiencias en la época de su fundación, centro instalado en Frameries en una parte del pozo N.º 3 Grand-Trait, de la concesión de Agrappe, esta organización embrionaria vino a dar lugar, en 1921, a una instalación autónoma, dotada en 1923 de personería jurídica. El Instituto Nacional de Minas había nacido.

Su programa, mucho más vasto que aquel del antiguo centro de experiencias, y sus medios de acción mucho más poderosos, constituían para el porvenir una prenda de éxito y desenvolvimiento seguros. Y, en efecto, los resultados obtenidos, sobrepasaron en mucho las esperanzas de sus fundadores.

Durante los primeros años de su existencia, el establecimiento funcionó bajo la dirección del ingeniero en jefe, señor Emmanuel Lemaire, quien dió pruebas de gran actividad. Desgraciadamente, este técnico de gran valor murió en 1929, dejando un gran vacío en las actividades a las cuales consagró toda su vida.

Durante cierto tiempo, los trabajos del Instituto se concentraron en trabajos de carbonización a baja temperatura; pero, actualmente, los estudios sobre valorización del carbón se han interrumpido para darle preferencia al examen profundo de los problemas de la seguridad. Estas investigaciones de capital importancia se efectúan principalmente sobre el grisú y la inflamación del polvillo de carbón, dos espadas de Damocles, suspendidas constantemente sobre las cabezas de los trabajadores de las profundidades. (Las fuentes de inflamación más importantes son los explosivos, las lámparas, las chipas y muy en especial las causadas por los aparatos eléctricos).

Es a las instalaciones y experiencias que se hacen sobre este género de investigación a lo que vamos a consagrar nuestra visita al Instituto Nacional de Minas.

En la amable compañía del ingeniero jefe, señor Breyre y del ingeniero señor Fripiat, penetramos en el corazón mismo del campo donde se efectúan los ensayos de explosivos empleados en las minas.

El dispositivo, instalado en un vasto terreno,

situado lejos del edificio que ocupa el Instituto, se compone de una galería colocada paralela a un local de observación, distante de ésta una decena de metros.

La galería, provista de una cámara de explosión y abierta por uno de sus extremos, está cubierta de planchas de acero de diferentes espesores (20 milímetros en la cámara de explosión, 15 en el centro y en la extremidad abierta).

Dicha galería es de forma circular y tiene una longitud de 20 metros y un diámetro de 1.60 mt. El otro extremo está formado por un fondo hecho de planchas de 30 milímetros de espesor y adosado a un macizo de albañilería de 12 metros cúbicos.

Este largo tubo, que tiene el aspecto de una cañería de agua potable, está provisto de siete ventanas con vidrios de 25 milímetros de espesor. Tiene también siete agujeros que pueden cerrarse con ayuda de hojas de papel o placas de acero apernadas.

A cinco metros del fondo de la galería se encuentra una corniza apernada a la pared interior que permite fijar una hoja de papel y limitar así el espacio reservado a la cámara de explosión. Esta tiene una capacidad de 10 metros cúbicos.

En el macizo de albañilería, hay un mortero de acero en el cual está empotrado un hornillo de 50 centímetros de largo por 5,5 de diámetro. Es en este hornillo donde se colocan los explosivos cuyos efectos sobre el grisú o el polvillo de carbón, quieren estudiarse.

El grisú destinado a estos experimentos viene de antiguas explotaciones practicadas desde 1878 a 1892, a 700 mts. del pozo N.º 3 de las carboneras de Grand-Trait, situadas en el territorio de Frameries. De esta fuente y después de ser purificado, el gas de las minas es enviado por una tubería subterránea de 1,700 mts. de largo al gasómetro del Instituto de Paturages. Es desde este aparato de donde el grisú se trasvasa para servir en los diversos ensayos que ocupa el Instituto Nacional de Minas.

Pasemos ahora a la cámara de observación, desde donde vamos a presenciar la explosión de un cartucho de dinamita en presencia del polvillo de carbón. El cartucho en cuestión está lleno de dinamita-goma poco sensible a los choques, conteniendo de 92 a 93 por ciento de nitroglicerina y 7 a 8 por ciento de nitroalgodón. Esta materia, de color amarillo oscuro, blanda, como un pedazo de juyuba, tiene casi el aspecto de una golosina. Este peligroso producto como salpicado de azúcar daría la ilusión de tener

bajo los ojos el delicioso bombón de los árabes, conocido con el nombre de racahout.

De repente, como medida de precaución, suena el pito grave de la sirena que advierte a los habitantes de las regiones vecinas que se va a pegar fuego.

Nosotros, desde la cámara de observación, esperamos los acontecimientos.

Un ligero ruido metálico anuncia que se ha cerrado el circuito y con un golpe seco se produce la detonación. Inmediatamente, en la superficie de la galería aparecen pequeños rectángulos rojo-fuego y a través de las ventanas de que hablamos al comienzo percibimos la inflamación del polvillo mientras por el extremo abierto de la galería estallan verdaderos fuegos artificiales.

El explosivo, no siendo de seguridad, ha provocado la inflamación del polvillo.

Con el gas grisú sucede el mismo fenómeno. Deflagración muy violenta y proyección de partículas contra el tabique de la cámara de observación. El grisú vivificado o grisú puro, como se le suele encontrar, da origen a manifestaciones del mismo género acompañadas de fuertes detonaciones.

En seguida se hicieron experiencias con explosivos de seguridad definidos por las iniciales S. G. P. que significan seguridad, grisú, polvillo. Durante el curso de estos experimentos no se produjo ninguna inflamación del grisú o del polvillo de carbón.

Como nosotros lo señalamos a propósito de la catástrofe de Courrieres en 1905, es preciso recalcar que los golpes de polvillo son tan temibles como las explosiones de grisú. En efecto, los polvillos al inflamarse dan una enorme cantidad de óxido de carbón. Pero esto no es todo. Las inflamaciones de polvillo, desde el foco donde se producen, van progresando en enorme proporción. Así, por ejemplo, si se esparce polvillo por el suelo produciendo una solución de continuidad entre los depósitos, la inflamación se parará en esta zona neutra, si el largo de la primera región salpicada de polvillo a partir desde la fuente de combustión no pasa ciertos límites. Pero, si este largo se extiende en una sección más considerable, digamos una decena de metros, será necesario alargar notablemente

la zona desprovista de polvillo para evitar la propagación de la inflamación al segundo depósito situado más allá de la solución de continuidad.

Hemos asistido igualmente a los ensayos de lámparas de seguridad, que por ser calificadas como tales, no deben provocar ninguna explosión de grisú, cualquiera que sea la intensidad, la dirección o la velocidad de la corriente gaseosa.

También hemos visitado la cuba de ensayos destinada a los motores y aparatos eléctricos antideflagrantes: dispositivos especiales impiden, en estos aparatos, toda transmisión a la atmósfera exterior, de cualquiera explosión provocada dentro de su envoltura.

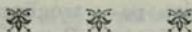
Un hecho muy curioso de notar, es que las chispas de fuego encienden muy difícilmente el grisú, salvo en presencia de ciertos polvos peligrosos, como por ejemplo, los desechos pulverulentos del aluminio.

Seguindo nuestra exploración a través de las vastas secciones del Instituto, tuvimos la buena suerte de encontrar en su laboratorio al señor Coppens, doctor en ciencias. Este sabio persigue un estudio notable del grisú de nuestras minas. Sus experimentos están basados en la liquefacción del gas y su destilación fraccionada.

Antes de despedirnos del señor Coppens, colocamos lentamente nuestros dedos en un frasco de aire líquido en ebullición que él nos presentó; ésta pequeña experiencia, a condición que no se prolongue más allá de algunos segundos, no produce otra sensación que la de una discreta frescura. Sin embargo, la temperatura del líquido estaba muy baja: ¡190 grados bajo cero!

El Instituto Nacional de Minas trabaja actualmente en la redacción de noticias de vulgarización destinadas a dar a conocer mejor los peligros de las minas, buena forma de propaganda en los estudios de seguridad de ellas.

Agradecemos vivamente al señor Breyre, ingeniero jefe, el recibimiento verdaderamente caloroso que nos dispensó en nuestra visita. También nosotros hemos quedado satisfechos de poder dar a conocer a nuestros lectores este establecimiento, que tiene por objeto principal luchar incesantemente contra los múltiples peligros a que están expuestos los mineros.



CORRELACION DE LAS CAPAS CUPRIFERAS DE KATANGA CON LAS DE RHODESIA ⁽¹⁾

POR

ANTON GRAY

Rhodesia Selection Trust. N'Dola Northern Rhodesia

INTRODUCCION

La zona cuprífera de Katanga-Rhodesia se extiende en dirección N. W.-S.E. desde Musonoi en el Congo Belga, hasta Bwana M'Kubwa en Rhodesia del Norte. En la parte nor-occidental de esta zona se encuentran los minerales oxidados de Katanga. Etoile du Congo, Ruashi, Luisha, Kambove, Kipushi y muchos otros. En la parte S. E. están los minerales sulfurados, recientemente descubiertos, de Rhodesia, que incluye en las minas de Roan-Antelope, N'Kana, Mufulira y N'Changa. Todos estos depósitos tienen la característica común de que el metal principal que se explota es el cobre, siempre acompañado de cantidades variables y subordinadas de cobalto. Minerales de uranio se han encontrado solamente en Katanga.

Los yacimientos principales, tanto de minerales oxidados como sulfurados, se presentan como depósitos estratificados en sedimentos de edad desconocida y más o menos fuertemente plegados y dislocados. Los minerales se encuentran en dolomitas, pizarras y cuarcitas, capas que se han reunido bajo las denominaciones Serie des Mines, Serie Roan o Serie Bwana M'Kubwa. Aunque hay algunas excepciones notables en que los minerales aparecen en vetas formadas a lo largo de las fallas, la característica común a casi todos los depósitos mayores es su estrecha asociación con ciertas capas determinadas. La forma de los depósitos es muy variable, pero siempre depende de la de las capas en que se produjo la depositación del cobre.

La geología general y los yacimientos de algunas partes de este distrito han sido descritas en detalle por diversos geólogos e ingenieros. Cornet (2) estudió los depósitos de Katanga en

1890-93 y su mineralogía fué descrita por Buttgenbach (3). En 1924 Fourmarier (4) publicó su Carte Géologique du Congo Belge, en la que se incluye la geología muy generalizada, de la región de Katanga. Más recientemente han sido publicados por el Comité Spécial du Katanga (5) mapas geológicos excelentes de diversos sectores (6). El primero en reconocer la existencia del Sistema de Katanga fué Van Doorninck (7), siendo publicados los resultados de sus trabajos en el año 1928.

La investigación de Rhodesia se comenzó más recientemente. Studt (8) en 1928 dió una descripción general de la geología de Katanga y Rhodesia del Norte, pero el examen sistemático y detallado de los depósitos Rhodesianos se ha efectuado solamente durante los últimos tres o cuatro años. Bancroft (9) presentó al XV Congreso Geológico Internacional, que tuvo lugar en 1929, algunas notas sobre la geología de Rhodesia del Norte, en la que describe varios yacimientos, y Gray y Parker (10) el mismo año, describieron la geología y yacimientos de la Concesión de N'Kana. Bateman (11) ha hecho

(3) H. Buttgenbach. «Mineralogie du Congo Belge», M. S. R. L. 3d. Ser. 13,-1925.

(4) P. Fourmarier. «Carte Géologique du Congo Belge avec notice explicative». Rev. Univ., 7 th. Ser. 4.-1924.

(5) M. Robert. «Le Katanga Physique». Bruxelles. M. Lamertin, rue Condéberg, 1927.

(6) Comité Spécial du Katanga. Carte du Katanga 1:200,000 bajo la dirección de M. Robert y control de H. Droogmans. Con indicaciones. Bruxelles. 51 rue des Petits-Carmes.

(7) N. H. Van Doorninck, «De Lufilische Plooiing». G. Naeff, The Hague, 1928.

(8) F. E. Studt, «The Geology of Katanga and Northern Rhodesia», Geol. Soc. So. Afr., 1913.

(9) J. A. Bancroft and R. A. Pelletier, «Notes on the General Geology of Northern Rhodesia», Int. Geol. Con., 15 th. Session, 1929. Reimpreso en Min. Mag., London., Dec. 1929, Enero, Feb., Marzo 1930.

(10) Anton Gray and R. J. Parker, «The Copper Deposits of Northern Rhodesia», E. and M. J.-Vol. 128, 1929.

(11) Alan M. Bateman, «The Rhodesian Copper

(1) Traducido del Economic Geology, Vol. XXV Diciembre de 1930, por el Ingeniero de Minas don Jorge Muñoz Cristi.

(2) Jules Cornet «Las gisements metalliferes du Katanga» Mem. et. Publ. de Sci. des Arts et des Lettres du Hainaut 5 th Ser. 8, 1896.

un excelente sumario de la geología del distrito cuprífero de Rhodesia, y una discusión detallada de sus minerales.

Todos los autores mencionados más arriba se han concretado a áreas parciales de la zona cuprífera. Los geólogos belgas se interesaban especialmente por Katanga y los trabajos más recientes de Rhodesia se concretan a las vecindades de las concesiones de N'Kana y de la Frontera Congo-Rhodesia. Casi todos los geólogos que han trabajado en Rhodesia han especulado sobre las relaciones que existen entre los depósitos de Katanga y Rhodesia y las posibles relaciones que existen entre las capas que los contienen. Sin embargo, esta correlación está llena de dificultades por la diferencia de los sedimentos metalíferos en las diversas partes del distrito, fuera de la gran escasez de afloramientos, debido a la topografía baja, abundancia de bosques y profundidad del suelo. Sólo recientemente se han obtenido datos suficientes para hacer una posible correlación.

El presente artículo contiene los resultados de la investigación de muchos de los depósitos y gran parte de los datos de que se dispone en la actualidad. El autor reconoce la gran ayuda que le han prestado los trabajos de las personas mencionadas y de muchos otros. Gran parte del conocimiento que tenemos de la geología de Rhodesia se debe al trabajo del Dr. Bancroft y sus ayudantes. La investigación de las rocas y yacimientos de Katanga le ha sido posible al autor mediante la amabilidad del Comité Spécial du Katanga y la Union Minière du Haut Katanga, especialmente a los señores Schuiling y Dubois geólogos jefes de la Union Minière y Comité Spécial, respectivamente.

GEOLOGIA GENERAL DE LA ZONA CUPRIFERA

Toda el área del distrito cuprífero se caracteriza por una topografía ligeramente ondulada interrumpida en diversas partes por bordos o colinas formados con las rocas más resistentes. La elevación media del terreno es 1,200 mts. y las porciones más altas representan una antigua peni-llanura solevantada en tiempos relativamente recientes, y sobre la cual ha comenzado un nuevo ciclo de erosión. La meteorización de las rocas se ha producido hasta profundidades excepcionales y la cubierta de suelo alcanza a espesores hasta de 25 mts., siendo el promedio

entre 10 y 15 mts. Exceptuando las partes pantanosas que están a lo largo de los arroyos el terreno está enteramente cubierto de bosques.

Tales condiciones topográficas hacen muy difícil el trabajo geológico. Los afloramientos de rocas resistentes son escasos y las areniscas, pizarras y calizas, que se meteorizan con más facilidad, rara vez se encuentran en la superficie. La sucesión estratigráfica, espesor y estructura han sido elaboradas mediante las informaciones proporcionadas por pequeños afloramientos, pozos de prospección y sondajes. Como la mayoría de estos trabajos se han concentrado cerca de las rocas cupríferas, falta todavía el conocimiento detallado de la sucesión de las rocas y de su estructura, lo que se puede obtener aun con reconocimientos preliminares en regiones más montañosas.

El mapa adjunto (Fig. 1) ha sido compilado de diversas fuentes, pero principalmente del Comité Spécial (12) Union Minière (13) y Rhodesian Selection Trust (14). Los nombres de las formaciones que figuran en él son los empleados en este artículo (15). No hemos intentado hacer la distinción entre los dos sistemas que forman lo que se llama "Basement complex", ni entre las áreas que corresponden a los granitos más antiguos y más modernos. Solamente se han indicado las zonas principales de fallas y tanto por la escala como por la falta de informaciones detalladas, ha sido necesario representar las dos series del Sistema de Katanga como una sola unidad, sin tomar en cuenta las Sub-divisiones.

LAS ESQUISTAS "BASEMENT"

Las rocas más antiguas de la región son esquistas antiguas, gneisses y granito, que forman el piso, ahora ondulado y dislocado, sobre el cual se depositaron los sedimentos cupríferos. Este complejo antiguo se compone de tres grupos diferentes de rocas todas probablemente de edad pre-Cambriana. Las más antiguas de éstas constituyen el Sistema de Lufubu, con sedimentos muy metamorfosados y dislocados, lo que en el distrito que consideramos, aparecen en muy pocas partes. El sistema de

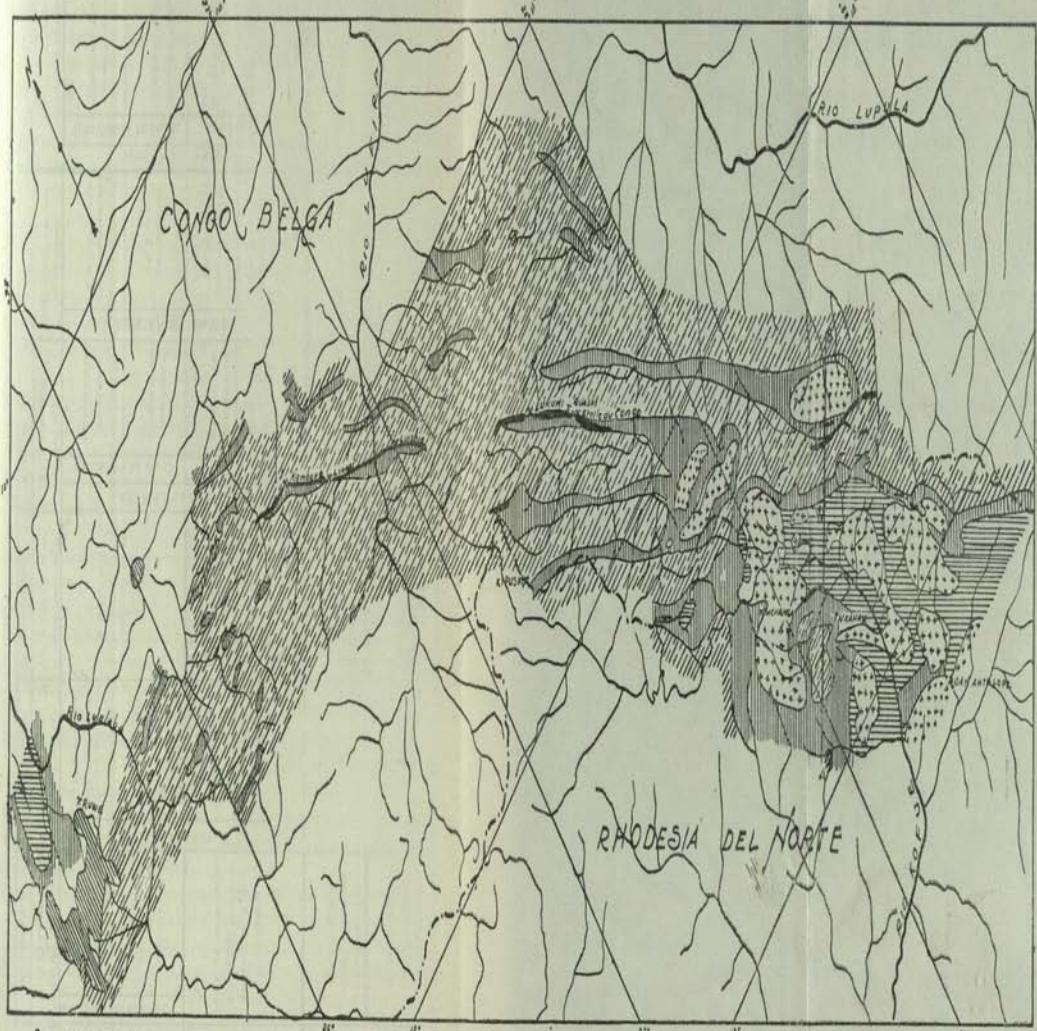
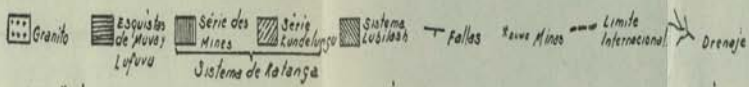
(12) Comité Spécial du Katanga, op. cit.

(13) Unión Minière du Haut Katanga, Carte Géologique de la Zone du Cuivre issued to members of the 15 th. Int. Geol., Congress.

(14) Publicado por Anton Gray y R. J. Parker op. cit. Ver también los artículos de Alan M. Bate-man op. cit.

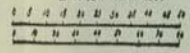
(15) Para comparar los diversos nombres locales de las formaciones y los que se emplea en la introducción véase Fig. 2,

Deposits». Canadian Min. and Met. Bull. pp. 477-513. Abril 1930. «The Ores of the Rhodesian Copper Deposits». Econ. Geol., Vol. 25. pp. 363-418. Junio de 1930.



Base compilada de:
 Mapa preliminar de Katanga 1:500.000
 confeccionado por el Comite Especial de Katanga;
 Mapa preliminar de Rhodesia del Norte
 1:100.000 confeccionado por el Gobierno de
 Rhodesia del Norte.
 Dibujo de por C.H. Streborg.

MAPA GEOLOGICO
 DE LA
ZONA CUPRIFERA DE KATANGA-RHODESIA
 ESCALA 1:1.000.000



Geologia compilada por Anton Gray de:
 Mapa Geologica del cuadrilatero Elisabethville por M. Robert
 Carta geologica de la zona cuprifera
 por el Servicio Geologico du Haut Katanga
 Mapa geologica de la Cadocision N'Kana por
 el Rhodesian Selection Trust Limited.

CORRELACION DE LA NOMENCLATURA GEOLOGICA USADA EN RHODESIA Y KATANGA

P. FOURMARIER	M. ROBERT	VIN DOORHINCK 1939	BANCROFT 1925	U.M.H.K 1929	GRAY 1929	NOMENCLATURA USADA EN ESTE CUADRO	
SISTEMA DE LUBILASH LUALABA	SISTEMA DE LUBILASH LUALABA	SISTEMA LUBILASH	No existe en Rhodesia	SISTEMA LUBILASH	No existe en N'kana	SISTEMA LUBILASH	TRIASICO DISCORDANCIA
SISTEMA DE KUNDELUNGU	SISTEMA DE KUNDELUNGU	SISTEMA DE KATANGA	SERIE ARCO-SAS DEL PLATEAU	SERIE KUNDELUNGU	SERIE CUARCITAS PURPUREAS	SERIE GRUPO KUNDELUNGU SUP	
SERIE ESQUITO CALCAREO	SERIE KUNDELUNGU INFERIOR	SERIE KATETE TILLITA DE KATANGA	SERIE KUNDELUNGU	SERIE KUNDELUNGU INFERIOR	SERIE MUFONDO	SERIE GRUPO KUNDELUNGU INF.	
SERIE METAMORFICA	SISTEMA ESQUITO DOLOMITICO A SILICEO	SERIE MWASHIA SERIE DES MINES	SERIE SUPERIOR MEDIO INFERIOR	SERIE DE MWASHIA SERIE DES MINES ??	SERIE CHRISTMAS SERIE ROAN SUP SERIE ROAN INF	SERIE GRUPO MWASHIA GRUPO ROAN SUP GRUPO ROAN INF	DISCORDANCIA
SERIE CRISTALINA	SISTEMA PRIMARIO INFERIOR	SERIE BROKEN HILL	SERIE BROKEN HILL	SISTEMA PRIMARIO INFERIOR	SERIE ESQUITAS DE MUVA	SISTEMA MUVA	DISCORDANCIA
	SISTEMA SUPUESTO ARCAICO	SERIE DE ESQUITOS DE BASE	SERIE DE ESQUITOS DE BASE	SISTEMA SUPUESTO ARCAICO	SERIE ESQUITAS DE LUFUVU	SISTEMA LUFUVU	DISCORDANCIA

Fig. 2.

Muva, en discordancia sobre las esquistas de Lufubu, se compone también de sedimentos muy antiguos, pero felizmente, algunos de sus miembros son rocas fáciles de diferenciar y distinguir. Especialmente las cuarcitas de este sistema son rocas resistentes y en muchas partes forman bordos. Por su composición, textura y efectos de la meteorización, no se pueden confundir con ninguno de los sedimentos más jóvenes.

Ambos sistemas anteriormente a la formación del Sistema de Katanga, fueron penetrados por grandes masas de granito. De estas rocas derivó el material que forma los sedimentos del Sistema de Katanga.

SISTEMA DE KATANGA

Sobre este complejo antiguo hay una gruesa sucesión de sedimentos que Van Doorminck (16) (Fig. 2) ha denominado, Sistema de Katanga. En estas capas no se han encontrado fósiles y su edad es aún desconocida (17). En la parte central del distrito cuprífero de Katanga no aflora la base del sistema, pero se la encuentra en la vecindad de Musonoi, a lo largo de la Frontera Rhodesiana-Congo, y en el distrito cuprífero de Rhodesia.

Las capas basales consisten en una sucesión de conglomerados, arkosas, areniscas feldespáticas y capas delgadas de dolomita, el todo con un espesor de 50 mts. Estas capas están separadas, en la mayoría de los casos, de los sistemas de Muva y Lufubu, subyacentes por una discordancia marcada.

Las dolomitas del Roan inferior engruesan hacia arriba, pasando sin interrupción al grupo del Roan superior, compuesto principalmente de dolomitas y pizarras dolomíticas con algunas areniscas intercaladas. Estas capas contienen las dolomitas de la Serie des Mines, que en Katanga contienen los mayores depósitos de cobre.

Descansando sobre el Roan superior y en concordancia con él está el grupo M'Washia compuesto de unos 400 a 600 metros de pizarras con capas dolomíticas locales y varios horizontes de arenisca regularmente persistentes. La base de este grupo está señalada por una formación con no más de 5 metros de espesor, compuesta de (chert) y oolita silícea. Las capas superpues-

tas consisten comunmente en areniscas feldespáticas que en algunos puntos de la parte sur de la zona está reemplazada por una roca ferro-silicosa con estructura en fajas.

Estos tres grupos los he denominado Serie des Mines. Este nombre se usó primero para designar las dolomitas metalíferas de Katanga, pero como no se ha encontrado discordancia entre estas rocas y las superpuestas y subyacentes, he hecho extensivo el nombre, lo mismo que Schuiling y Dubois (18) a toda la serie.

Sobre la Serie des Mines está la serie Kundelungu con espesores hasta de 4,000 metros. Aparentemente no hay discordancia entre estas rocas y la Serie des Mines subyacentes, a lo menos dentro del área cuprífera. Sin embargo, Bancroft (19) ha encontrado que las capas del Kundelungu se extienden sobre un área mayor que la Serie des Mines encontrándose a veces el conglomerado basal directamente sobre las esquistas antiguas. Ellas representan por lo tanto una transgresión sobre la cuenca primitiva, en que se depositó el sistema de Katanga.

La formación basal de la serie Kundelungu, llamada Tillita de Katanga, es un horizonte distinto y persistente de pizarras y conglomerados fluvio-glaciales. Le sigue una sucesión, casi idéntica en Rhodesia y Katanga, de dolomitas, pizarras dolomíticas, areniscas y cuarcitas feldespáticas, que forman el Kundelungu inferior. En seguida, sin discordancia, viene el "Petit Conglomerat", del Kundelungu, una formación muy análoga al conglomerado basal de la serie, pero con menos espesor, seguido por capas relativamente delgadas de calizas, pizarras y areniscas, además hay en ciertas partes areniscas feldespáticas denominadas arkosas del "Plateau".

Todas estas rocas participaron en los movimientos que tuvieron por resultados lo plegamientos y fallas que se observan ahora en todo el distrito. Las capas del sistema Lubilash, en posición casi horizontal, descansan discordantemente sobre la superficie formada por las capas anteriores, muy plegadas y metamorfoseadas. Este sistema pertenece al Mesozoico inferior.

Las estratas de Lubilash han sido casi enteramente removidas del área de la zona cuprífera, dejando expuestas las capas del Sistema de Katanga, y en áreas considerables las esquistas subyacentes y granitos antiguos. Si-

(16) N. H. Van Doorminck., op. cit.

(17) Alan M. Bateman, «The Rhodesian Copper Deposits», op. cit. p. 11. Se dice en una nota que el Profesor Adolph Knopf estima la edad de los minerales radioactivos de Katanga en 610 millones de años siendo por lo tanto pre-cambianos.

(18) H. J. Schuiling, geólogo Jefe de la Unión Minière du Haut Katanga, y M. Dubois, geólogo Jefe del Comité Spécial du Katanga.

guiendo o acompañando al plegamiento se produjo la intrusión de un granito más moderno, que, a pesar de la erosión profunda, aparece en muy pocos puntos. Los depósitos cupríferos del distrito están probablemente asociados con este granito.

Aunque esta zona ha sido descrita como una peni-llanura, sólo las partes más altas de la topografía actual representan realmente esta antigua superficie. En tiempos relativamente recientes se ha rejuvenecido el drenaje, probablemente por movimientos verticales acompañados de algo de plegamiento, y la topografía actual está en un período muy joven. Ha comenzado un nuevo ciclo de erosión, el que aun no ha tenido tiempo sino para profundizar algunos de los canales antiguos.

LA SERIE DES MINES

Nunca se ha promovido una cuestión seria sobre la correlación de las series de Kundelun-

gu en Rhodesia y Katanga. La sucesión de las capas, y especialmente de los conglomerados glacio-fluviales, es muy característica y fué reconocida en la parte Rhodesiana del distrito tan pronto como comenzó el trabajo geológico. Desde entonces se ha podido seguir el conglomerado basal de la serie, de una manera regular y continua, a partir de las vecindades de Elisabethville y continuando por el sinclinal de Mufulira. Las principales dificultades se han encontrado en la correlación de las capas que están debajo del Kundelungu y sobre el de Muva. Ellas se deben a dos causas principales. Primero, las capas basales del sistema de Katanga no afloran en la parte central de Katanga, donde se han efectuado la mayor parte de los trabajos de prospección minera y segundo, las dolomitas de la Serie des Mines, casi nunca afloran en la parte Rhodesiana del distrito y han aparecido sólo recientemente con los trabajos de sondajes y piques de prospección.

La Fig. 3 establece una comparación de los perfiles del sistema de Katanga observados cer-

COMPARACION DEL SISTEMA DE KATANGA EN KATANGA Y RHODESIA			
PERFIL DEL SISTEMA DE KATANGA EN LA VECINDAD DE ELISABETH- VILLE SEGUN DUBOIS.		PERFIL DEL SISTEMA DE KATANGA EN LA VECINDAD DE MUFULIRA	
FORMACION	ESPE- SOR (Mts.)	FORMACION	ESPE- SOR (Mts.)
SISTEMA DE LUBILASH	NO EXISTE	SISTEMA DE LUBILASH	NO EXISTE
SISTEMA DE KATANGA		SISTEMA DE KATANGA	
KUNDELUNGU SUPERIOR	2000±	KUNDELUNGU SUPERIOR	2000±
Pizarras mas o menos arenosas	—	Areniscas cuarcitas purpuras y pizarras	—
Calizas rosadas	5-10	Calizas rosadas	5-10
Pizarras	0-10	Pizarras	m. grueso
Conglomerado chico	10-30	Conglomerado chico	de med. gr.
KUNDELUNGU INFERIOR	1500±	KUNDELUNGU INFERIOR	2000
Arenisca feldespática	0-30	Arenisca feldespática	—
Pizarras	—	Pizarras arenosas calcáreas	—
Areniscas Calcáreas	—	Pizarras	—
Pizarras Calcáreas	—	Calizas kakontwe	100±
Calizas de kakontwe	50-100	Pizarras	—
Pizarras	0-50	Conglomerado Basal	150±
Conglomerado Grande	100-400		
MWASHIA	500-500	MWASHIA	400-600
Cuarcita feldespática	10-50	Areniscas feldespáticas	15±
Pizarras negras	—	Pizarras negras y otras	—
pizarras verdes dolomíticas	200-400	en fajas con areniscas intercaladas	de 5
Jaspe	1-2	Oolitas	—
Oolitas calcáreas	1-2		
DOLOMITAS DE LA SERIE DES MINES	?	ROAN SUPERIOR	550-600
Base desconocida	200-400	Dolomitas y pizarras dolomíticas con areniscas intercaladas	—
		ROAN INFERIOR	350+
		Pizarras, areniscas y dolomitas	175
		Areniscas feldespáticas y conglomerado	175
		SISTEMA MUVA	?

Fig. 3.

ca de Elisabethville en Katanga, y Mufulira en Rhodesia.

La sucesión de Katanga fué tabulada por Dubois (19) y la de Rhodesia la establecieron independientemente los geólogos del Rhodesian Selection Trust.

Dubois, Van den Brande y Schuiling no han encontrado discordancia entre el M'Washia y las dolomitas de la Serie des Mines en Katanga. A pesar de que la estructura está tan complicada, por fallas en la vecindad de las minas a tal punto que la relación entre estas rocas es incierta, ellas aparecen en las vecindades de M'Washia (20) y otros lugares en forma de anticlinales no rotos. Aquí las dolomitas de la Serie des Mines se encuentran siguiendo por debajo los sedimentos de M'Washia, sin interrupción.

Aunque las rocas de la Serie des Mines, que están por debajo de las dolomitas metalíferas, no afloran en las vecindades de las minas principales de Katanga, ellas han sido reconocidas por el autor en dos parajes del Congo: 1) en las cataratas de N'Zilo; y 2) en la frontera Rhodesia-Congo.

En las cataratas de N'Zilo del río Lualaba, cerca de Musonoi, hay un excelente afloramiento de las cuarcitas de Muva. Este río ha cortado una garganta profunda en estas rocas y por esto su correlación no se basa en el examen de un pequeño afloramiento aislado, sino que en una gran área de roca relativamente fresca. La composición, textura, estructura y efectos meteorizantes son tan típicos que no tengo dudas respecto a su identificación, ni tampoco la tienen otros geólogos que han visto el afloramiento o muestras de él. Inmediatamente más arriba de la garganta principal, con rumbo N. 20 E. es decir, más o menos normal al río, se pueden ver algunos afloramientos de conglomerados y areniscas feldespáticas. Como en Rhodesia las piedras del conglomerado consisten principalmente de cuarcitas de Muva. Ellas están en su mayoría bien redondeadas y forman más del 75% de la roca. Su matriz es gruesa y feldespática. Las areniscas feldespáticas son idénticas a las que se encuentran en el Roan inferior de Rhodesia. Intercaladas entre las areniscas y sobre ellas aparecen capas de conglomerado y más arriba Gutzeit (21) encontró afloramientos de pizarras arenosas.

(19) Información verbal.

(20) M. Dubois, tabulado a pedidos del autor.

(21) M. Van der Brande, geólogo del Comité Spécial du Katanga M. Dubois y Schuiling, información verbal.

Este geólogo siguió estas rocas hacia el sur hasta un punto al oeste de Musoni, donde inclinan con 60 grados al este, es decir, bajo las dolomitas de la Serie des Mines que contienen los depósitos cupríferos de Musoni y Kolwesi. El asegura también que no existen interrupciones en la sucesión, ni tampoco fallas y considera a estos conglomerados y areniscas como la base de la Serie des Mines.

Junto con Mr. R. J. Parker, examinamos estas rocas y las dolomitas metalíferas de Musonoi y estamos ciertos que ellas representan no sólo la base del sistema de Katanga, sino que corresponden a lo que se ha llamado en Rhodesia el Roan inferior. En este lugar la base del Sistema de Katanga descansa discordantemente sobre el sistema de Muva, y la sucesión es exactamente la misma que en Rhodesia, es decir, conglomerados, areniscas feldespáticas y pizarras arenosas, pasando hacia arriba a las dolomitas cupríferas. Tanto Gutzeit como Schuiling (22) están ciertos que las rocas metalíferas de Musonoi son las dolomitas de la Serie des Mines.

En la frontera Rhodesia-Congo, desde un punto al este de Mufulira casi hasta Kipushi hay afloramientos del conglomerado y areniscas feldespáticas, que están en la base del sistema de Katanga. Donde la frontera atraviesa el meridiano 27° 40' de longitud este, Robert (23) ha planificado este conglomerado como perteneciente al Kundelungu. Investigaciones más recientes realizadas por geólogos de la Rhodesia-Congo Border Concession y por el autor, han demostrado, sin embargo, que el conglomerado basal del Kundelungu está sobre este conglomerado y separado de él por un espesor considerable de sedimentos de Roan y M'Washia.

En la frontera al este de Mufulira, Timmerhans (24) ha planificado el conglomerado basal del Roan y las cuarcitas cupríferas superpuestas como pertenecientes al M'Washia, y cree que los depósitos cupríferos de Rhodesia están contenidos en los sedimentos del M'Washia superior (25). Sin embargo numerosos pozos de prospección han descubierto por sobre este conglomerado una sucesión normal del

(22) G. Gutzeit, geólogo de la Unión Minière du Haut Katanga, información verbal.

(23) Información verbal.

(24) M. Timmerhans, geólogo de la Unión Minière du Haut Katanga. Mapa y tabla de correlación presentada al 15º Congreso Geol. Int.

(25) Robert en su Corte Géologique du Katanga impresa en Noviembre de 1929, sigue a Timmerhans al colocar las capas metalíferas de Rhodesia en el M'Washia, y planificar el Roan basal de N'Zilo como Kundelungu.

Roan inferior, Roan superior y capas de M'Washia llevando el cobre casi exclusivamente en el Roan inferior, muy poco en el superior y nada en M'Washia.

En Rhodesia se conoce detalladamente la sucesión de las series inferiores del sistema de Katanga especialmente en las vecindades de la mina Mufulira. Su espesor alcanza a un máximo de 1,800 metros y se ha dividido en tres grupos llamados Roan inferior, Roan superior, y M' Washia.

El Roan inferior consiste en 350 a 600 metros de una alternación de conglomerados, arkosas, areniscas y pizarras arenosas con capas delgadas de dolomita. Los conglomerados tienen espesores muy variables, entre 0 y 200 metros. Sus piedras y bloques se componen en gran parte de las rocas que están inmediatamente bajo ellos, siendo en algunos puntos casi exclusivamente de cuarcitas de Muva o granitos antiguos. Las piedras constituyen un alto porcentaje de la roca y aunque su tamaño es variable, ellas están en su mayoría bien redondeadas.

La matrix es una arenisca gruesa feldespática.

Sobre el conglomerado basal es difícil trazar horizontes individuales del grupo, pero en todas partes las características individuales son las mismas. En la base hay (grits) feldespáticas, con o sin conglomerado. Sobre ellas viene una sucesión de areniscas feldespáticas alternando con capas de areniscas arcillosas, pizarras y algo de dolomitas, con lentes de conglomerado a intervalos irregulares. Estas capas tienen las características de sedimentos continentales de aguas poco profundas.

Hacia arriba estos sedimentos se hacen más finos y más dolomíticos, pasando por fin a las capas dolomíticas del Roan superior. Estas capas aparecen solamente en muy pocos lugares de Rhodesia. Los pozos y sondajes han demostrado que el grupo está compuesto de estratas delgadas de dolomita blanca o gris, pizarras dolomíticas y algunos mantos de arenisca. Este grupo tiene probablemente no más de 600 mts. de espesor.

En la superficie o cerca de ella estas rocas aparecen como esquistas talcosas y sílice celular en fajas. En cierto paraje se encontró una cuarcita en fajas, representando éstas los planos de estratificación que pasaba a menos de 10 mts. a una dolomita gris. Muchas de estas capas, aun a gran profundidad (200 a 300 mts.) son muy talcosas.

Las dolomitas se ponen arenosas hacia arriba y en estas areniscas se encuentran localmente algunos lentes de conglomerado. El

horizonte exacto de ellos no se ha determinado, pero se cree que ellos están bajo la formación oolítica que aquí se toma como la base del M'Washia. Esta formación aparentemente no tiene más de 5 mts. de espesor y está cubierta por pizarras y areniscas, con un espesor máximo de 600 mts. que forman el grupo de M' Washia.

La parte inferior del M'Washia es predominantemente pizarrosa. Las pizarras inferiores tienen aptitudes para aparecer en fajas, pero a medida que se sube en el grupo, ellas se ponen más macizas y a menudo negras y grafiticas. Hacia arriba comienzan a aparecer capas delgadas de areniscas intercaladas entre las pizarras negras. Contrariamente a lo que sucede en el Roan inferior, aquí los granos de las areniscas están bien redondeados. El espesor de estas capas puede variar entre 1 cm. y 5 mts. pero en la parte superior, o cerca de ella, existe una arenisca feldespática regularmente persistente y que puede alcanzar un espesor de 15 mts. En algunas partes este horizonte contiene una roca sílico-ferruginosa con estructura en fajas. Sobre el grupo M'Washia descansa concordantemente la formación basal del Kundelungu.

De lo anterior se deduce que la sucesión de la Serie des Mines es esencialmente la misma en Rhodesia como en Katanga. Aunque es difícil y casi imposible seguir las capas individuales las series pueden dividirse en toda la zona cuprífera, en tres grupos. El inferior de ellos es esencialmente arenoso y conglomerático. Está bien conocido en la parte S. E. del área cercana a los depósitos cupríferos de Rhodesia y en la parte N. W. de la cercana a Musonoi.

El grupo del medio aparece mejor en Katanga. Es esencialmente dolomítico e incluye las dolomitas metalíferas de Katanga. Parece que tiene poca importancia económica en Rhodesia, pero se sabe que contiene cobre. El superior o grupo M' Washia está probablemente bien expuesto en todo el distrito y contiene algo de la mineralización cuprífera de Katanga. Lleva algunas capas características que han servido de indicadores para la correlación de las diversas fallas de la zona.

En toda el área no hay pruebas de existir una discordancia general entre la Serie des Mines y el Kundelungu. Las pequeñas discordancias locales entre ambas están indicadas por algunas piedras de la oolita M'Washia, que se han encontrado en el conglomerado del Kundelungu, pero esto no se puede considerar como prueba de alguna discordancia considerable. Ciertamente, en ningún lugar conocido

por el autor se ha encontrado discrepancias de la estratificación de las dos series, y en un perfil fácil de observar en las cercanías de Kambo-ne puede verse que las pizarras pasan sin interrupción al conglomerado del Kundelungu. Por lo tanto, consideramos que estas dos series representan un solo sistema de estratas separado por una discordancia notable de las esquistas basales y del sistema Lubilash superpuesto a ellas.

LOS YACIMIENTOS

POSICION ESTRATIGRAFICA DE LOS DEPOSITOS RHODESIANOS

Los yacimientos de las minas de cobre de Rhodesia se encuentran en el grupo Roan inferior de la Serie des Mines. La Fig. 4 muestra los perfiles por la parte inferior de la Serie des Mines en Mufulira, Chambishi y en un prospecto a 10 Km. al oeste de la mina Roan Antelope. Puede verse que aunque el Roan inferior difiere en espesor y en el detalle de la sucesión en todos estos lugares, los horizontes principales pue-

den correlacionarse. En todos los casos hay una formación inferior formada principalmente con cuarcitas feldespáticas con conglomerados intercalados. Este alcanza su mayor espesor al oeste de Roan Antelope, y en Chambishi parece haber desaparecido por una intrusión de granito.

Sobre esta formación aparecen pizarras y dolomitas con cuarcitas intercaladas, encontrándose los depósitos metalíferos en los miembros inferiores de esta serie pizarrosa o inmediatamente bajo ella. En Chambishi y Roan Antelope los yacimientos están contenidos en las pizarras arenosas, más o menos dolomíticas, que descansan sobre las cuarcitas basales. Lo mismo sucede en los yacimientos de N'Kana y en parte de los de N'Changa. En Mufulira el mineral existe en tres horizontes principalmente en las cuarcitas feldespáticas que están bajo capas pizarrosas o dolomíticas. En Bwana M'Kubwa los horizontes metalíferos son análogos a los de Mufulira, y en cierta parte de los yacimientos de N'Changa el cobre se halla también en cuarcita feldespática subyacente a una capa pizarrosa.

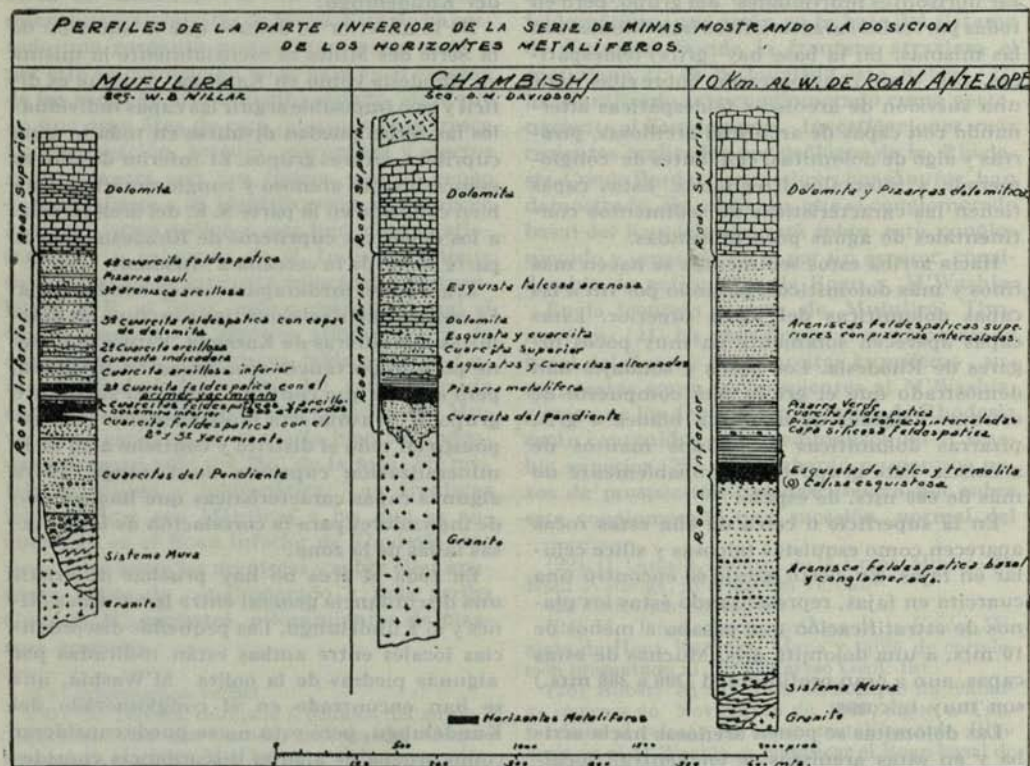


Fig. 4.

Aunque estos depósitos están en rocas diferentes, el horizonte es casi el mismo, es decir, sobre las cuarcitas basales, y donde recién empiezan a aparecer en la serie las pizarras y dolomitas.

En todas las minas existe sobre los depósitos una sucesión análoga de areniscas, pizarras y capas areno-dolomíticas, cubiertas por dolomitas y pizarra dolomíticas del Roan superior.

Si bien es cierto que todos los depósitos de valor comercial que se conocen en Rhodesia están prácticamente en el mismo horizonte, la mineralización cuprífera se encuentra también en otros de la Serie des Mines, y también en el Kundelungu superpuesto. Las capas de la Serie des Mines se han seguido de un modo continuo desde Mufulira a Bwana M'Kubwa, y en el prospecto de Lufua, 35 Km. al sur este de Mufulira, se ha encontrado cobre en un horizonte mucho más alto del correspondiente a Mufulira y Bwana M'Kuvwa.

Una de las columnas de la Fig. 5 muestra la

posición de esta mineralización. Aquí se ve bien la sucesión del Roan inferior, que es prácticamente la misma que en Mufulira. La parte inferior del Roan superior no aflora, pero se encuentran las capas de M' Washia y Kundelungu sobre la porción oculta de la serie. En un horizonte inmediatamente bajo el M' Washia se ha encontrado mucha malaquita en un pequeño pantano. Por esto se corrieron calicatas y algunos sondeos, que encontraron mineralización cuprífera en las dolomitas que están inmediatamente bajo el M' Washia, es decir, en la parte más alta del Roan superior.

Aquí la estructura es relativamente sencilla y era pues fácil determinar la secuencia de las capas y su posición relativa en la columna. La mineralización en este lugar es casi exactamente igual a la que se encuentra en las minas de Katanga. Los sondeos (26) encontraron do-

(26) Gracias a la amabilidad de la Bwana M. Kubwa Copper Mining Co. Ltd., pudimos examinar estos testigos.

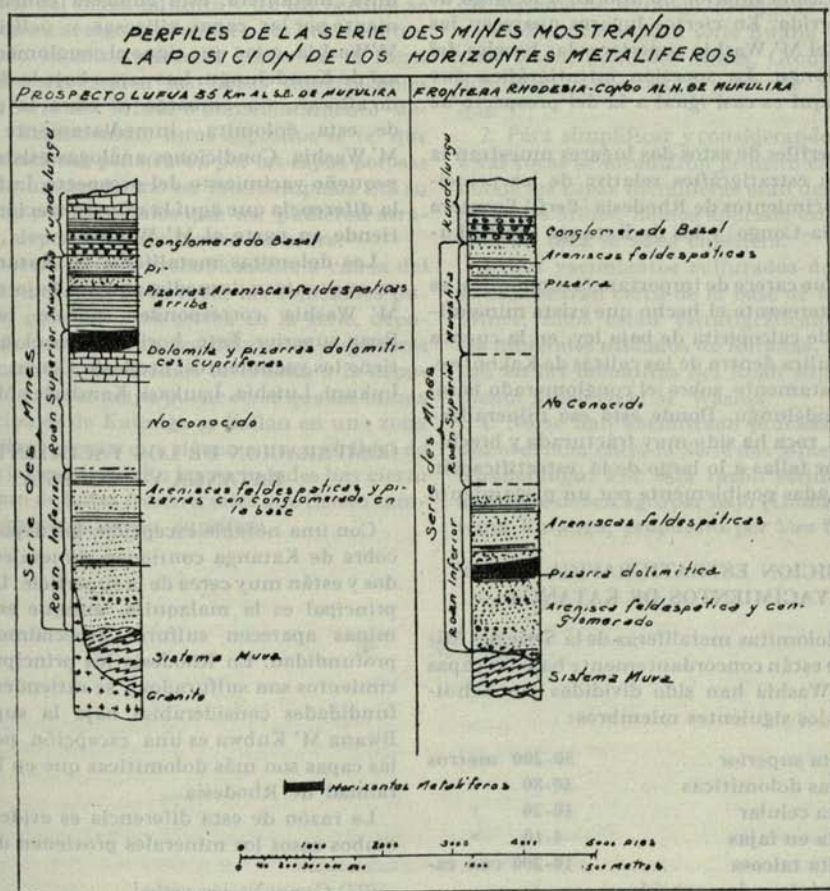


Fig. 5

lomita de grano fino con cierta mineralización de calcopirita. Cerca de la superficie algo de esta calcopirita está transformada en chalcocita, pero la mayor parte del cobre está en forma de malaquita y las leyes se han enriquecido considerablemente. La pequeña cantidad de mineral que se encuentra se debe a una concentración muy superficial de cobre oxidado, dentro de dolomita silicificada. Este es el único prospecto de Rhodesia que no sólo se asemeja mucho al tipo Katanga, sino que se halla también en el mismo horizonte en que están las minas del Congo.

En la misma Fig. 5 se ha dibujado, con fines de comparación, la columna estratigráfica de las capas que están al norte de Mufulira, a lo largo de la frontera Rhodesia-Congo. En el ala oriental del sinclinal de Mufulira se han podido seguir afloramientos cupríferos por más de 30 Kms. El cobre se halla en el mismo horizonte que contiene los yacimientos de Mufulira, mientras que las capas del Roan superior y M' Washia inferior no afloran a lo largo de esta corrida. En ciertos lugares aparecen las capas del M' Washia superior y las basales del Kundelungu. La sucesión estratigráfica que existe aquí es casi igual a la del prospecto de Lufua.

Los perfiles de estos dos lugares muestran la posición estratigráfica relativa de los principales yacimientos de Rhodesia (Perfil Frontera Rhodesia-Congo) y los de Katanga (Perfil Lufua).

Aunque carece de importancia económica, es muy interesante el hecho que exista mineralización de calcopirita de baja ley, en la cuenca de Mufulira dentro de las calizas de Kakontwe, inmediatamente sobre el conglomerado basal del Kundelungu. Donde está esa mineralización, la roca ha sido muy fracturada y brechizada por fallas a lo largo de la estratificación ocasionadas posiblemente por un plegamiento intenso.

POSICION ESTRATIGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS DE KATANGA

Las dolomitas metalíferas de la Serie des Mines que están concordantemente bajo las capas de M' Washia han sido divididas por Schuiling en los siguientes miembros:

Dolomita superior	50-200	metros
Esquistos dolomíticos	30-80	>
Cuarcita celular	10-20	>
Cuarcita en fajas	4-10	>
Dolomita talcosa	10-200	con espesor máximo desconocido.

En la vecindad de Musonoi, Gutzeit (27) encontró que la dolomita superior está reemplazada por: a) Cuarcita silicificada; b) arenisca sericítica; c) pizarras en fajas; d) una capa delgada de cuarcita en fajas; e) pizarras. Los últimos dos miembros faltan en muchos casos.

La sucesión en Musonoi es, por lo tanto, casi análoga a la que encontró Schuiling para Rhodesia, en las vecindades de Panda y Elisabethville. En algunas partes de Rhodesia la parte superior del Roan se presenta arenosa. La arenisca talcosa de este horizonte en la mina Mufulira es exactamente análoga a la que han encontrado los pozos de Musonoi.

Los principales yacimientos de Katanga están en las dolomitas de la Serie des Mines. Hay que notar que los nombres de estos miembros derivan del aspecto de las rocas en la superficie, donde están a menudo lixiviadas y silicificadas, pareciéndose muy poco a las dolomitas originales que han encontrado los sondajes.

En la Mina Chituru, cerca de Likasi, la dolomita metalífera esta cubierta concordantemente por las capas silíceas y oolíticas del M' Washia, a las que sigue el conglomerado basal de Kundelungu. Las capas bajo la dolomita no afloran, sin embargo es clara la posición de esta dolomita, inmediatamente bajo el M' Washia. Condiciones análogas existen en el pequeño yacimiento del prospecto Lufua, con la diferencia que aquí la mineralización se extiende en parte al M' Washia.

Las dolomitas metalíferas de Katanga que se encuentran inmediatamente bajo el grupo M' Washia corresponden, por lo tanto, al Roan superior. Este horizonte es el que contiene los yacimientos: Etoile du Congo, Ruashi, Lukuni, Luishia, Laukasi, Kambove y Musonoi.

COMPARACION DE LOS YACIMIENTOS DE KATANGA Y RHODESIA

Con una notable excepción, los depósitos de cobre de Katanga contienen minerales oxidados y están muy cerca de la superficie. La mena principal es la malaquita, aunque en varias minas aparecen sulfuros especialmente en profundidad. En Rhodesia los principales yacimientos son sulfurados y se extienden a profundidades considerables bajo la superficie. Bwana M' Kubwa es una excepción, pero aquí las capas son más dolomíticas que en la generalidad de Rhodesia.

La razón de esta diferencia es evidente. En ambos casos los minerales provienen de depósitos

(27) Comunicación verbal.

sitos primarios consistentes principalmente en calcopirita diseminada con mayor o menor cantidad de bornita. Cuando esta depositación primaria se produjo en la dolomita los procesos de enriquecimiento han concentrado el cobre en las partes erodadas en las cercanías de la superficie, en forma de carbonatos.

Donde el cobre estaba contenido en las capas menos dolomíticas y más porosas del Roan inferior, los mismos procesos han tenido por resultado una concentración de los sulfuros bajo el nivel actual del agua subterránea. La roca cuprífera original ha sido muy descompuesta y lixiviada en las cercanías de la superficie. Esta es la razón principal del por qué los depósitos cupríferos de Katanga han sido desarrollados mucho antes que los de Rhodesia fueran siquiera descubiertos.

No se conocen bien las razones para que la mineralización cuprífera se depositara en el Roan inferior en algunas partes de la zona y en las dolomitas del superior en otras. Por el examen del mapa adjunto y de los perfiles se pueden sacar algunas deducciones interesantes. Cuando la mineralización existe en el Roan inferior ella está en las capas impermeables de la Serie des Mines o inmediatamente debajo. Examinando estos depósitos se ve que las soluciones penetraron por las capas porosas y fracturadas hasta ser interrumpidas en su camino por obstáculos que no pudieron atravesar, depositando entonces su cobre.

En otras partes, probablemente a causa del fracturamiento de la roca, las soluciones pudieron penetrar más arriba en la serie, depositando su carga en las dolomitas superiores que constituyen medios favorables a la depositación. En el mapa puede verse que las minas principales de Katanga se hallan en una zona de fallas inversas que siguen a un anticlinal de la Serie des Mines. En las vecindades hay cierto número de fallas transversales que tienen también mineralización cuprífera.

Las cuarcitas y esquistas del sistema de Muva han sido deformadas por el plegamiento posterior que afectó a la Serie des Mines. En muchas partes las juntas de estas rocas contienen pequeñas vetas de cuarzo y calcopirita y también pegmatitas cupríferas. Este fenómeno aparece en las minas de Mufulira y Roan, Antelope. Estas rocas proporcionaron a las soluciones canales apropiados para su circulación hasta llegar a las capas impermeables. Donde las estratas están relativamente poco fracturadas la depositación se produjo en la parte inferior de la serie mientras que donde han existido muchas fallas ella se debió producir en las dolomitas y pizarras dolomíticas.

CONCLUSIONES

1. Los principales yacimientos cupríferos de Katanga y Rhodesia están en la serie inferior del Sistema de Katanga, designada por las denominaciones locales: serie Bwana M' Kubwa, serie Roan, Serie des Mines, Groupe schistodolomitique-cherteux" y "Serie Metamorfique".
2. Para simplificar y considerando que todas estas rocas se estudiaron primero en Katanga, donde las capas metalíferas eran denominadas Serie des Mines, hemos aplicado esta designación en toda la zona cuprífera.
3. Los yacimientos sulfurados de Rhodesia se encuentran cerca de la base de la Serie des Mines. Ellos están estratigráficamente bajo los minerales oxidados de Katanga, que aparecen en las dolomitas del Roan superior y en menor grado en el M' Washia.
4. No se han encontrado pruebas de existir discordancia entre la Serie des Mines y la serie Kundelungu. Por esta razón estimamos que ambas se deben agrupar bajo el nombre de Sistema Katanga, propuesto por Van Doorninck.

SECCION CARBONERA

ANALISIS INMEDIATO Y ENSAYOS PRACTICOS PARA ESTABLECER LA CALIDAD DE LOS CARBONES

POR

MOISÉS ARELLANO C.
Ingeniero Químico Industrial

(Continuación)

METODO PARA DETERMINAR LA MATERIA VOLATIL SEGUN EL Dr. E. J. CONSTAM, Director del Laboratorio de pruebas de Carbones en Zurich.

PROCEDIMIENTO.—Este consiste en colocar en un crisol de platino brillante, de capacidad 20 cc. un gramo de carbón pulverizado y destilarlo durante siete minutos exactos los cuales se determinan por medio de un cronómetro.

La llama del mechero ardiendo libremente debe tener 20 cms. de largo y el fondo del crisol debe estar a 9 cms. de la boca del mechero.

Como comprobación del buen funcionamiento del crisol la tapa superior debe quedar cubierta de hollín por su cara interna.

Este método fué aprobado en el VII Congreso Internacional de Química Aplicada, en atención a que sus resultados son concordantes y a que las cifras representan con gran fidelidad el comportamiento del carbón en las Minas de coque.

ESTUDIO PARA COMPROBAR LA CONCORDANCIA DE RESULTADOS, EMPLEANDO EL METODO "CONSTAM".

Se puede comprobar directamente la concor-

dancia de resultados en el método "Constam" observando los porcentajes de coque que se obtienen sobre una misma muestra.

	Muestra A. %	Muestra B. %	Muestra C. %
Determinación N.º 1.	54,46	54,69	56,15
" 2.	54,34	54,67	56,06
" 3.	54,50	54,57	56,12
" 4.	54,42	54,61	56,09
Promedios.....	54,43	54,63	56,10

Hemos creído inoficioso colocar más determinaciones, pues con las tres muestras anteriores se comprueba lo siguiente:

1.º—Que el método de "Constam" excelente en cuanto a la concordancia en los resultados pues, la mayor diferencia que hay en ellos está en la muestra A. y llega sólo a 0,16%.

2.º—Nada podemos decir en cuanto a si este método representa con fidelidad el comportamiento del carbón nacional en las Usinas de

GRUPO N.º 1. Nombre del Laboreo	Nivel S/mar	Materia Carbón	Volátil C. Puro	Carbono Carbón	Fijo C. Puro	Constitución del terreno.
Alta del Pique A.....	265 m.	41,01%	43,27%	53,77%	56,72%	Sin fallas.
Chica del Pique A.....	245 m.	42,52%	45,17%	51,62%	54,83%	Falla pequeña superior.
Arriba del Pique A.....	310 m.	41,91%	43,35%	54,75%	57,86%	Falla superior.
Alta del Chiflón C.....	296 m.	41,85%	44,12%	53,76%	56,22%	Falla superior.
Arriba del Chiflón C.....	247 m.	43,72%	45,17%	53,06%	54,82%	Falla grande superior.

(1) Véase «Boletín Minero», N. 377.

Gas; para ello sería necesario completar prácticamente, en este sentido, el estudio que dejamos aquí indicado.

APLICACION DEL METODO "CONSTAM" PARA ESTABLECER SI LOS CARBONES DE ARAUCO ESTANDO A MENOS NIVEL, CONTIENEN MAYOR PORCENTAJE DE MATERIAS VOLATILES Y POR LO TANTO MENOS CARBONO FIJO EN EL CARBON PURO (CARBON SIN HUMEDAD Y SIN CENIZAS).

Con el fin de hacer algunas conclusiones al respecto, exponemos a continuación los siguientes resultados.

Fecha del muestreo y del análisis: Enero de 1929.

De todos los resultados anteriores el que llama más la atención es el de la Veta Arriba del Pique A., pero es necesario observar que se encuentra a 310 metros es decir este laboreo está tanto o más profundo que la Veta Alta. Con el caso anterior, una vez más establecemos que en los carbones pesados de Chile la mayor profundidad indica menos materia volátil y mayor porcentaje en carbono fijo.

Sin embargo, antes de hacer deducciones, es indispensable estudiar la constitución geológica del terreno, como lo advertimos ya, al tratar los primeros puntos de este capítulo.

no pasa de 0,2% como lo dejamos comprobado anteriormente.

3.º—Con el método "Constam" se obtiene muy cerca de 2% más de materia volátil que con el método Muck; esta diferencia tan apreciable se debe a que la destilación dura en el método "Constam" 7 minutos y en el método "Muck" para los carbones de Arauco 60 a 70 segundos. Aun cuando el método Constam fué aprobado en el último Congreso Norte Americano porque da resultados análogos a los que se obtienen en la Industria, creemos necesario hacer una comprobación práctica para cada tipo de carbón nacional, tanto en el grupo de los livianos como en el grupo de los pesados.

En la primera oportunidad que tengamos, continuaremos ese estudio que es bastante largo y que requiere no menos laboriosidad, pero por el momento, como ya lo expusimos, el método Constam da resultados en el Laboratorio bastante más exactos que empleando el método Muck.

Por las razones que hemos expuesto especialmente por la concordancia en los resultados, consideramos que el método "Constam" debería ser el método oficial para determinar la materia volátil en los carbones nacionales.

GRUPO N.º 2 MANTO	Nivel S/mar.	Materia Carbón	Volátil C. Puro	Carbono Carbón	Fijo C. Puro	Constitución del terreno.
Alto del Chiflón	333 m.	45,71%	47,57%	50,38%	52,43%	Sin fallas.
Doble del Chiflón	323 m.	47,19%	49,77%	47,62%	50,23%	Sin fallas.

Estas cifras indican también que a mayor profundidad se obtiene menos materia volátil y más carbono fijo. Los carbones del grupo N.º 2 tienen más materias volátiles que los del N.º 1 por lo que pensamos sean de una constitución geológica más reciente.

ESTUDIO COMPARATIVO ENTRE EL METODO "CONSTAM" Y EL METODO "MUCK".

1.º—Tanto con el método Muck como con el método Constam llegamos a la conclusión que en los carbones pesados en TERMINO MEDIO GENERAL, aumentando la profundidad (nivel o cota) a que se encuentra el Laboreo disminuye la materia volátil.

2.º—Con el método Muck puede haber una diferencia aceptable hasta de 0,5 por ciento, y aún más para un mismo operador. En cambio con el método "Constam" esa diferencia

antes de finalizar el capítulo que estamos tratando estimamos de un interés particular hacer un ligero resumen de los estudios efectuados en Europa sobre la determinación de la materia volátil que aún hasta hoy día sigue preocupando profundamente a muchos investigadores; pues se desea encontrar el método standard científicamente exacto para uniformar sobre esa base la diversidad de procedimientos que aún persisten entre uno y otro Laboratorio.

Desde el 1.º Congreso de Calefacción Industrial celebrado en París en Junio de 1923 se han hecho estudios muy serios para buscar el método standard en la determinación de la materia volátil.

En Holanda un grupo de ingenieros; en Francia M. Goutal por una parte y por otra M.

Jean Durand, bajo la dirección de M. Charpy, han llegado sobre este difícil problema a conclusiones muy interesantes.

La mayor parte de las entregas comerciales de los carbones pesados chilenos tienen 37 a 41% de materias volátiles. Por el momento nada hablaremos de aquellos carbones nacionales que no están en este grupo.

Después de un detenido estudio se ha establecido que la materia volátil comprendida entre 37 y 41% depende de los siguientes factores:

- a) De la temperatura.
- b) De la rapidez con la cual esta temperatura ataca.
- c) De la duración del calentamiento.
- d) De la naturaleza del carbón.
- e) Del porcentaje de humedad en el carbón.
- f) Del porcentaje de cenizas en el carbón.
- g) De la rapidez para desprenderse la materia volátil.
- h) De la influencia de los gases extraños, (oxígeno del aire y gases del mechero).

M. Waard en "Chaleur et Industrie".—N.º 84 (Abril 1927) examina los anteriores factores y dice en síntesis lo siguiente, sin dejar por esto de agregar nosotros la opinión que tenemos de los carbones pesados de Chile.

a) *De la temperatura.* Se puede decir que aumentando la temperatura desde 800° a 1,200° C. el porcentaje de materias volátiles crece más o menos 1%. En Estados Unidos, en Inglaterra y en Holanda la temperatura más acertada para la materia volátil es 950° C.

b) *De la rapidez que ataca la temperatura.* En los carbones que nos estamos refiriendo, este factor es de suma importancia porque de esa rapidez depende, que haya o no explosión dentro del crisol. Esta explosión hace saltar la tapa y dividir el coke ya formado; este grave accidente ocurre por lo general después de los 60 segundos de iniciada la operación del calentamiento.

Con el método "Constam" no desaparece ese peligro, por lo cual, pensamos que es necesario relacionar el volumen o capacidad del crisol, con la temperatura.

c) *Duración del calentamiento.* En los carbones de Arauco el desprendimiento de materia volátil se nota visualmente a los 10 segundos para terminar a los 70 segundos de iniciada la operación. Estamos en la creencia que inmediatamente después empieza a desprenderse el hidrógeno porque en los bordes del crisol se nota la llama azulaja de este gas.

d) *De la naturaleza del carbón.* Estamos

muy de acuerdo con M. de Waard en que el porcentaje de materias volátiles depende directamente de la HOMOGENEIDAD Y PULVERIZACION DE LA MUESTRA. De ahí que creamos necesario establecer en los contratos compra-ventas el tamiz que se va a emplear en la preparación de la muestra oficial.

e) *Del porcentaje de humedad en el carbón.* La materia volátil determinada en Europa es calculada sobre el carbón seco, es decir, sin el agua higroscópica. Haciendo en esa forma la determinación no nos parece extraño que un mismo tipo de carbón (sin variaciones notables en los niveles, en la constitución geológica ni en los porcentajes de cenizas) lleve aproximadamente un mismo porcentaje de materias volátiles.

Cuando se determina la materia volátil parcial sobre el carbón seco creemos que debe hacerse NO POR CALCULO, sino que directamente con el carbón secado en la forma que mejor convenga.

Al decir lo anterior nos basamos en que el porcentaje de materias volátiles determinadas por cálculo para referirse al carbón seco no es exacto; porque aumentando la humedad el porcentaje de materias volátiles tiende también a aumentar.

He aquí la fórmula:

$$X = \frac{N \times 100}{100 - h}$$

X = % de m. vol. en el carbón seco.

N = % de m. vol. en el carbón húmedo.

h = % de humedad.

f) *Del porcentaje de cenizas en el carbón.* No cabe duda de que aumentando el porcentaje de cenizas disminuye la materia volátil, porque la ceniza no contiene "materias volátiles propiamente dichas".

g) *De la rapidez para desprenderse la materia volátil.* La rapidez de desprendimiento es función de la capacidad del crisol, y del espesor de la capa de carbón. Además mientras más cerrado es el crisol más disminuye la rapidez de desprendimiento.

h) *De la influencia de los gases extraños.* Este factor se hace sentir si el aire y el gas penetran en el crisol.

En los 3 primeros minutos de calentamiento se ha comprobado que hay oxidación, y esta es tanto más apreciable cuanto menor es la cantidad de carbón colocada en el crisol sin dejar por esto de depender directamente de la

calidad y del coeficiente de oxidación de la muestra que se analiza (0,065 a 0,12).

Una de las condiciones esenciales para obtener resultados satisfactorios es que la llama bañe el crisol para mantenerlo en una atmósfera de reducción.

Para cumplir con el anterior requisito se debe cuidar que el triángulo de suspensión del crisol no interrumpa la llama; y para evitar las corrientes de aire es necesario emplear un forro cilíndrico que rodee a cierta distancia el crisol.

M. Waard recomienda emplear una tapa cónica de débil peso para darle facilidad a la salida de los gases. También dice que se puede evitar en parte la oxidación, ya que ésta depende también, de la naturaleza del carbón; cargando fuertemente la tapa después del desprendimiento tumultuoso de los gases, es decir 90 segundos, después que se inicia el calentamiento.

La práctica indica que para la conservación del crisol, éste debe ser construido con 3 a 4% de iridio.

Aun cuando nosotros no hemos experimentado con el dispositivo que indicamos a continuación, creemos como M. Waard, que es tal vez en conclusión uno de los más apropiados porque en él se consulta las enseñanzas experimentales de todos los que científicamente se han dedicado a encontrar la clave de este aparentemente sencillo, pero difícil problema. (Fig. N.º 1).

Aparatos:

Crisol: Peso de 12 a 12,5 gramos.

Metal: Platino con 3 a 4% de iridio.

Tapa: Peso de 6 a 6,5 gramos.

Medidas del crisol: ver Fig. N.º 1.

Soporte triangular: Níquel-cromo con 3 puntas en platino; ver esquema.

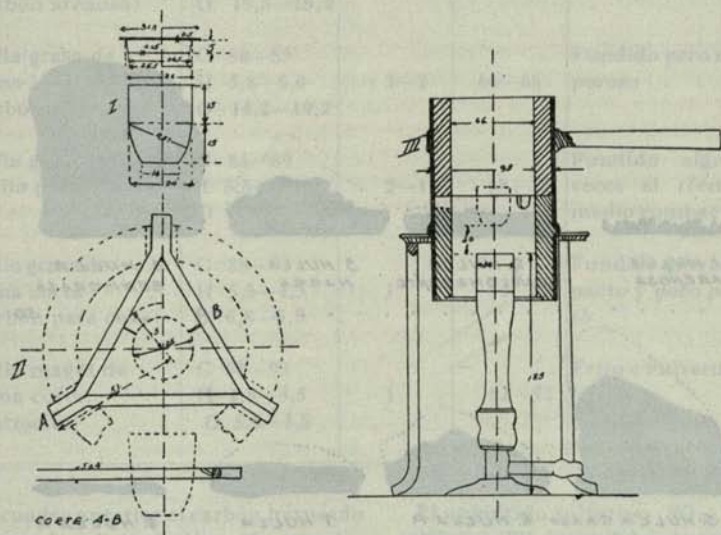
PROCEDIMIENTO:

Un gramo de la muestra pasada por el tamiz B. 20 es pesado en el crisol cuidadosamente bruñido. Este se coloca en seguida en el soporte triangular firme y normalmente a los planos de nivel.

Las condiciones que deben haber son las siguientes:

- 1.—Presión del gas..... 38 a 42 mm.
- 2.—Consumo de gas 300 l-h.
- 3.—Altura de la llama 18 a 20 cms.
- 4.—Poder calorífico del gas... 4,000 cal.
- 5.—Duración del calentamiento 7 minutos.

La temperatura del crisol debe alcanzar 950° C. y la llama debe completamente envolverlo para evitar una oxidación apreciable. Una vez que el crisol está debilmente tibio en el secador de ácido sulfúrico, es pesado; y la parte de peso menos el agua da la cantidad de materias volátiles.



ESQUEMA DEL DISPOSITIVO PARA DETERMINAR LA MATERIA VOLÁTIL
FIG. 1.

CONCLUSION.—Como no tenemos el crisol indicado en las condiciones anteriores, y como no es una precisión absoluta la que se necesita en los ensayos industriales creemos que para determinar la materia volátil, el método de "Constam" es prácticamente el mejor de los métodos.

Volvemos a repetirlo: con el método Constam hemos obtenido resultados comparativamente muy buenos con los carbones pesados, pero no podemos afirmar si esos resultados andan de acuerdo con los que se obtienen en la industria del gas.

En la determinación de la materia volátil, parece que el procedimiento ideal será siempre el que marche de acuerdo con los resultados obtenidos en la Industria, no importa que el método tenga o no un principio científico; de ahí que estimemos necesario estudiarlo prácticamente con cada tipo de carbón nacional porque todos éstos no tienen una misma naturaleza.

4.—DETERMINACION DEL CARBON FIJO

a) Coke menos cenizas igual carbono fijo.

Como ya lo hemos expresado, este dato lleva incluido un error; la materia volátil (anhídrido

carbónico, anhídrido sulfúrico, etc. provenientes de las sustancias minerales que se conocen mejor con el nombre de cenizas.

b) Si se trata de un carbón de naturaleza conocida, del cual se ha determinado previamente la materia volátil (K) para el combustible sin cenizas y sin humedad, se puede conocer aproximadamente no sólo las materias volátiles sino que también el carbono fijo, de las muestras con impurezas, una vez que se les determine a éstas las cenizas y las humedades, porque:

$$K \left\{ \frac{100 - (\text{cenizas} + \text{humedad})}{100} \right\} = \text{Materia Volátil parcial}$$

$$100 - (\text{m. volátil parcial} + \text{humedad}) = \text{coke}$$

Coke menos cenizas igual carbono fijo.

5.—DETERMINACION DEL COKE

El coke se obtiene por pesada directa, porque una vez desprendida la materia volátil quedan en el crisol las cenizas y el carbono fijo.

Se le puede también determinar por cálculo matemático aplicando el mismo procedimiento que hemos indicado para el carbono fijo.

La forma del coke es un dato de mucha im-

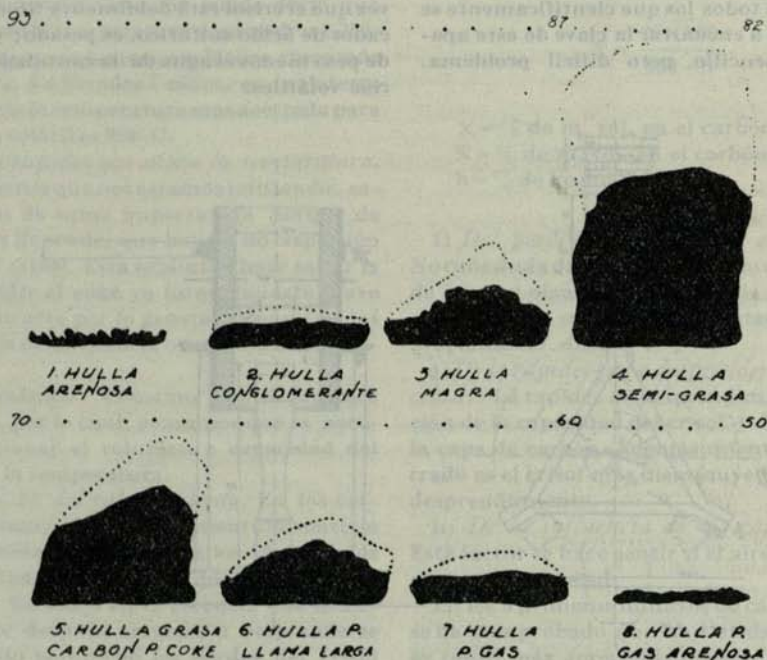


FIG. 2

portancia, y es por esto, que a continuación damos copia de algunos diseños que permiten apreciar el aspecto característico del coke obtenido según Muck con diferentes hullas de Westphalie.

El carbón de Lota, el de Curanilahue, el de Plegarias y el de Coronel, dan un coke que tiene la misma forma que el que produce la HULLA DE LLAMA LARGA DE WESTPHALIE.

El aspecto es cementado duro, pero quebradizo y en parte muy poroso, no se presta para la metalurgia; sin embargo mezclado con un 20% de carbón inglés mejora enormemente. Esto se debe a que los carbones referidos son muy ricos en materias volátiles y mezclados con carbones más magros; el coke tiene que mejorar en sus caracteres físicos.

A continuación damos la clasificación de las hullas por el Dr. Langbein, atendiendo también al rendimiento en coke.

Hidrógeno.....	4,95%
Oxígeno.....	10,37%
$\frac{O}{H}$ =	2,1
Rendimiento en coke	56-60%

Aspecto del coke: Fundido poroso.

Peso específico del carbón harnearado 1,29

6.—DETERMINACION DEL AZUFRE

El azufre en los combustibles se encuentra en la parte mineral y en la parte orgánica.

En la combustión del carbón el azufre orgánico y también una parte del mineral, que corresponde a las piritas escapa en la materia volátil. Este azufre es el causante de las corrosiones que tan frecuentemente es posible observar en algunas chimeneas y andenes de Estaciones, construídos con materiales atacables por el ácido sulfúrico que se forma.

HULLAS TÍPICAS

N.º	Tipos de hullas	Composición elemental del carbón puro %	Valor de la razón $\frac{O}{H}$	Rendimiento del coke %	Aspecto del coke	Peso específico de la hulla
I	Hullas secas de llama larga (carbón arenoso)	C 75—80 H 5,5—4,5 O 19,5—15,0	4—3	50—60	Pulverulento o todo frito	1,25
II	Hulla grasa de llama larga (carbón para gas)	C 80—85 H 5,8—5,0 O 14,2—10,2	3—2	60—68	Fundido pero muy poroso	1,28—1,30
III	Hulla grasa (hulla para fragua)	C 84—89 H 5,5—5,0 O 11—5,0	2—1	68—74	Fundido algunas veces el término medio compacto	1,30
IV	Hulla grasa de llama corta (carbón para coke)	C 88—91 H 5,5—4,5 O 6,8—5,5	1	74—82	Fundido muy compacto y poco poroso	1,30—1,35
V	Hulla magra de llama corta. (Antracita)	C 90—93 H 4,5—3,5 O 5,5—3,5	1	82—92	Frito o Pulverulento	1,35—1,41

Según el cuadro anterior el carbón harnearado de Arauco corresponde su clasificación entre las HULLAS GRASAS DE LLAMA LARGA (carbón para gas) porque tiene:

El anhídrido sulfuroso (SO_2), y el anhídrido sulfúrico (SO_3) son los compuestos que escapan a la atmósfera, al combustionarse el carbón, formándose con el oxígeno y la hume-

dad del aire el compuesto destructor que es el ácido sulfúrico.

En los Laboratorios se determina por lo tanto tres clases de azufre:

A) Azufre total.

B) Azufre mineral (en las cenizas).

C) Azufre orgánico (en la materia volátil y en el carbono del coque).

AZUFRE TOTAL: El principio en el cual está fundada la determinación del azufre es en la transformación de éste en ácido sulfúrico por medio de compuestos oxidantes para precipitar en seguida este ácido por el cloruro de bario (CLBa) y obtener así, para pesarlo, un compuesto insoluble como es el sulfato de bario (SO_4Ba).

El método que se aplica es el de Eschka, modificado por Fresenius.

PROCEDIMIENTO: Se pesa medio gramo de combustible finamente pulverizado (véase preparación de la muestra oficial indicada en el Boletín Minero), y se le incorpora íntimamente una vez y media en peso aquella mezcla formada de 2 partes de magnesia bien calcinada y de una parte de carbonato de sodio seco. Para llevar a cabo en buenas condiciones lo anterior, conviene emplear un crisol de platino de 50 m/m. de alto y revolver con un alambre grueso de igual metal el carbón con la mezcla, hasta que no se presentan vetas más oscuras, es decir, se termina la mixtura cuando el todo ya es homogéneo.

Estimamos indispensable hacer un análisis en blanco con la mezcla de magnesia y carbonato, a fin de controlar la pureza de esas sales.

Además es necesario cerciorarse que la llama y la atmósfera no contienen compuestos azufrados.

Nosotros hemos comprobado la imposibilidad de emplear en los mecheros el gas obtenido en el aparato "L'Heliogene", sistema L. Thomas productor de aire carburado. En dicho aparato hemos empleado la energética, la super-energética, la bencina etiqueta amarilla y el benzol, con iguales resultados.

Un método fácil para ver si el gas contiene azufre, es haciéndolo burbujear en un frasco lavador y comprobar su presencia por medio del cloruro de bario, después de agregar algunas gotas de ácido clorhídrico.

Después de lavado el gas obtenido en el aparato L'Heliogene" ya no contiene compuestos azufrados, por lo cual una vez secado en otro frasco lavador con ácido sulfúrico se le puede emplear en el mechero sin temor ya a interrumpir el éxito de determinar el azufre en los carbonos.

Otro sistema sería emplear un horno o mufla eléctrica para evitar las emanaciones de compuestos azufrados, pero éstas tienen el inconveniente que el calentamiento es parejo en todo el crisol, siendo que se recomienda para evitar las proyecciones poner rojo nada más que el fondo.

Durante la operación es necesario remover suavemente la mezcla con el alambre de platino, a fin de que todo sea calentado uniformemente.

El crisol debe estar descubierto y colocado algo inclinado en el triángulo sostén. Es muy recomendable que el calentamiento al principio sea paulatino; todo el ataque dura una hora o poco más, es decir termina cuando TODA LA MASA está opaca, rojiza, amarillenta o blanca, esto es según el color de las cenizas del combustible.

Después de enfriada la materia se le trata por el agua caliente empleando, 100 a 200 cc.; este líquido contiene entonces el azufre bajo la forma de sulfato, de sulfito y de sulfuro.

Si el residuo contiene todavía granos negros carbonosos estimamos que la operación por estar inconclusa debe empezarse enteramente de nuevo. Algunos Químicos recomiendan en tal caso filtrar el residuo, lavarlo con mucho esmero, secarlo y volverlo a calcinar con una nueva mezcla de magnesia y carbonato. Como se observa todo eso es largo; y un lavado con un residuo muy voluminoso deja siempre dudas sobre su agotamiento.

Si todo está bien atacado se le añade algunas gotas de agua de bromo; un exceso no hace nada más que prolongar el procedimiento; en seguida se le hace hervir transformándose así todos los compuestos del azufre en SULFATO.

Se filtra en seguida, por decantación, lavando el residuo cuidadosamente con agua caliente. Nunca debe hacerse menos de cuatro lavados dejando escurrir completamente la porción de agua agregada.

Luego después, el líquido filtrado se acidula con ácido clorhídrico puro, para análisis, a fin de poner en libertad el bromo.

Una vez hecho lo anterior, se vuelve a hervir el líquido, paulatinamente, hasta decoloración completa, es decir, hasta eliminar en forma perfecta el bromo.

Ha llegado el momento, en que aún muy caliente el líquido se le agrega GOTA A GOTA el cloruro de bario en solución al 1:10.

Conviene emplear el cloruro de bario filtrado, a fin de evitar que este reactivo lleve materias insolubles.

Además es una buena práctica agregar la

solución de cloruro de bario caliente (casi hirviendo) con lo que se consigue precipitar el sulfato de bario en forma granulosa y poderlo filtrar sin que pase ninguna porción a través del filtro.

Un sistema para filtrar y pesar el sulfato de bario, en forma rapidísima es el que se obtiene con el siguiente dispositivo.

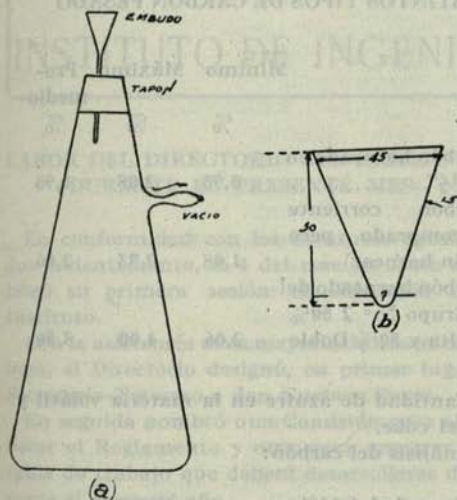


Fig. 3

Se empieza por armar el frasco filtrador con un embudito de vidrio apropiado como está diseñado en la Fig. N.º 3. En seguida se coloca el cono indicado en (C) dentro del embudito al cual se le adapta una goma delgada y muy elástica por el contorno o borde, a fin de que con la aspiración ajuste herméticamente el referido cono y se efectúe la aspiración en forma correcta.

El cono es de arcilla refractaria y estamos seguros que puede ser fabricado en forma correctísima por la fábrica de cerámica que posee en Lota la Cía. Minera e Industrial de Chile.

Para emplear este sistema de filtración se empieza por calcinar a juego directo el cono refractario, se le enfría en seguida en un desecador y luego después se le tara. Una vez de efectuada la filtración y hechos los respectivos lavados con agua hirviendo ha llegado el momento de cerciorarse si la cantidad de cloruro de bario agregada fué suficiente y si el lavado no contiene ya más cloruro de bario lo que se examina por separado con una gotita de ácido sulfúrico.

Finalmente se seca el cono refractario que

contiene el sulfato, y se le calcina unos cinco minutos, con un buen mechero; en seguida se le enfría en el desecador y se le pesa. Descontando a este peso la tara se tiene el peso del sulfato de bario y para obtener el porcentaje de azufre en el carbón se hace siempre en la forma siguiente el cálculo:

$$R = \frac{P' \times 0,1374 \times 100}{M}$$

En la cual:

R = Porcentaje de azufre en el carbón.

P' = Peso del sulfato de bario, encontrado.

0,1374 = Factor.

M = Peso del carbón empleado.

AZUFRE MINERAL O AZUFRE EN LAS CENIZAS

Se calcina una cantidad adecuada de carbón, para obtener más de un gramo de cenizas. Se coloca en una cápsula de porcelana un gramo de esas cenizas y se le agrega agua caliente, luego después se sigue calentando y se le añade en esta forma ácido clorhídrico y algunas gotitas de agua de bromo. El agua de bromo tiene por objeto oxidar los sulfitos y los sulfuros, y para eliminarla después de desempeñar su papel se lleva el líquido a la ebullición reposada hasta que se descolore completamente.

Luego después se agrega amoníaco en exceso con el fin de precipitar la alúmina y el hierro; finalmente se filtra, se lava en forma prolija y se precipita por medio del cloruro de bario en la misma forma que hemos indicado en el procedimiento para determinar el azufre total.

El método anterior es el que indican muchos Químicos, pero nosotros no hacemos la determinación del azufre mineral sobre la ceniza sino que sobre EL COKE.

La razón es la siguiente: Para obtener las cenizas, es necesario calcinar por lo menos a 750° C. lo cual por cierto no es una destilación como sucede en la determinación del coke en que no hay peligro de volatilizar también el azufre mineral o sea el azufre contenido en las cenizas.

Si se desea conocer el azufre por ciento en lo que se refiere propiamente a las cenizas, pensamos que debe calcinarse éstas a 750° C. procediendo en seguida en la forma que hemos indicado más arriba.

Pero, lo que más interesa en un análisis, es

el azufre contenido en la materia volátil (Industrias del gas y del coque). Por lo tanto creemos que lo correcto, es determinar el azufre sobre el coque.

El procedimiento que nosotros seguimos por lo general es reducir a polvo impalpable el coque del cual pesamos (después de secado a 120° C.) más o menos un gramo, para luego seguir en la misma forma que hemos indicado para determinar el azufre total.

Una vez encontrado el azufre total, y el azufre contenido en el coque, por cálculo, es fácil obtener los siguientes resultados.

a) Azufre por ciento en la materia volátil del carbón.

b) Azufre por ciento en la materia volátil. AZUFRE ORGANICO CONOCIDO TAMBIEN CON LOS NOMBRES DE AZUFRE NOCIVO O AZUFRE VOLATIL.—Este azufre se determina por cálculo y es la diferencia entre el porcentaje de azufre total y el porcentaje de azufre contenido en las cenizas REFERIDO AL CARBON.

EL AZUFRE EN LOS COMBUSTIBLES.—El azufre es un elemento considerado nocivo en los combustibles.

En algunas industrias (como por ejemplo esmaltado de baldosas, fábricas de gas, etc., etc.) toma una importancia primordial el porcentaje de azufre.

Para hacer un estudio comparativo por vetas sobre los porcentajes de azufre en los carbones, estimamos que hay necesidad de recurrir a las muestras del combustible escogido a mano ya que la tosca, el bronce, etc., son impurezas accidentales.

La determinación del azufre en los carbones es una operación exacta, por lo tanto no debe haber diferencias en dos determinaciones hechas por un mismo operador.

Damos a continuación el azufre total que contienen dos distintos grupos de muestras.

GRUPO N.º 1. PROMEDIOS	Pique			Chiflón C.
	A.	B.		
Veta	%			%
Arriha	6,07	—	—	0,44
Chija	0,45	0,47	—	0,49
Alta	0,60	0,61	—	0,61

GRUPO N.º 2

Manto	Mínimo Máximo Pro- medio		
	%	%	%
Alto	1,53	2,09	1,68
Doble	3,00	5,46	3,48

DISTINTOS TIPOS DE CARBON PESADO

	Mínimo Máximo Pro- medio		
	%	%	%
Carbón harneado en 1½"	0,93	2,08	1,98
Carbón corriente (comprado pero sin harnear)	1,08	2,93	2,06
Carbón harneado del Grupo N.º 2 50% Alta y 50% Doble	2,06	4,00	3,56

Cantidad de azufre en la materia volátil y en el coque.

Análisis del carbón:

Humedad 1,94%.

Mat. volátil total según Muck	42,26%
Coke	57,74%
	100,00%

Azufre total en el carbón: 2,87%.

En los 57,74% de coque se encuentran 1,53% del azufre total del carbón, y en los 42,26% de materia volátil total, el resto o sea 1,34%.

El coque contiene 2,65% de azufre y el gas sin humedad deberá contener según el cálculo matemático correspondiente 3,32% de azufre en peso (*).

(* La cantidad de azufre en el gas industrial, deberá ser mucho menor al que se obtiene en el Laboratorio, debido a los aparatos de condensación y purificación.



SECCION DEL INSTITUTO DE INGENIEROS DE MINAS DE CHILE

LABOR DEL DIRECTORIO DEL INSTITUTO DURANTE EL PRESENTE MES

En conformidad con los Estatutos aprobados recientemente, el 4 del mes en curso celebró su primera sesión el Directorio del Instituto.

Con la asistencia de la mayoría de sus miembros, el Directorio designó, en primer lugar, Secretario-Tesorero a don Gustavo Reyes.

En seguida nombró una Comisión para elaborar el Reglamento y otra para preparar la tabla de trabajo que deberá desarrollarse durante el presente año.

Después de tomarse otros acuerdos de importancia relacionados con la marcha de la institución, se fijaron como días de sesiones, el primer y el tercer miércoles de cada mes.

Acerca de la confección del Reglamento, podemos anunciar que este estudio se ha iniciado con toda actividad, y con este objeto el Directorio ha resuelto sesionar semanalmente, para darle término cuanto antes sea posible.

Despachado el Reglamento por el Directorio, se someterá inmediatamente a la aprobación de la Junta General de Socios.

Por lo que se refiere a la personalidad jurídica del Instituto, estamos en situación de informar que esta gestión se encuentra muy avanzada.

Oportunamente daremos cuenta de las novedades que ocurran al respecto.

CONFERENCIA SOBRE LA ENSEÑANZA EN LAS ESCUELAS DE MINAS DEL PAIS

Invitado especialmente por el Instituto de Ingenieros de Minas de Chile, el Director del Departamento de Enseñanza Industrial, don Ramón Montero, dió en este mes una conferencia sobre la enseñanza en las Escuelas de Minas del país.

Por ahora sólo nos permitiremos hacer una breve síntesis de esta disertación. Pues, el señor Montero nos ha prometido darle a ésta forma escrita, con el objeto de reproducirla en estas columnas, en una próxima publicación.

El señor Montero inició su conferencia, manifestando que los programas de estudios de las Escuelas indicadas se han confeccionado, de acuerdo con el actual desarrollo de la industria minera nacional. Por consiguiente, estos planes deberán modificarse en relación con los cambios o progresos que dicha industria experimente en el futuro. A este respecto hizo notar que no era de todo punto conveniente establecer en Chile las numerosas especialidades que existen en otros países, en donde esta rama de la producción ha tomado un mayor desenvolvimiento. Agregó que los programas de las Escuelas de Minas se componen de dos partes: tres a cuatro años para la preparación de obreros técnicos, y dos o tres años más para la preparación de jefes técnicos de faenas. Hizo resaltar en seguida la importancia que se le está dando en Chile a esta enseñanza en su aspecto manual, mediante la instalación de talleres y laboratorios. Se extendió en largas consideraciones sobre el valor que adquieren los conocimientos teóricos, cuando son acompañados de la práctica correspondiente. Añadió que el aprendizaje de las Escuelas de Minas tendía particularmente a formar obreros técnicos antes que jefes de faenas, ya que los primeros tienen mayor campo de acción que los segundos. Después de referirse a otras fases de esta materia, que sería largo reseñar, terminó diciendo que esperaba con mucho interés la cooperación que el Instituto de Ingenieros de Minas de Chile tuviese a bien proporcionarle, no sólo en orientaciones a su obra, sino también en ayuda a los egresados de las Escuelas de Minas, en el empleo de

sus actividades en las diversas ramas de la industria. Para demostrar el apoyo que los Ingenieros de Minas están en condiciones de ofrecerles, expresó que por cada Ingeniero de Minas que dirige una empresa, se necesitan tres jefes de faenas, y por cada uno de éstos, se requieren treinta obreros técnicos, aproximadamente.

A continuación se suscitó un corto debate sobre esta conferencia, y el Presidente del Instituto, don Oscar Peña y Lillo, agradeció la atención del señor Montero, y lo felicitó por las interesantes ideas que había emitido, prometiéndole que la Institución que él representaba secundaría ampliamente la importante labor que desarrolla en bien de la enseñanza de las Escuelas de Minas del país.

A esta reunión asistieron, además de los miembros del Directorio del Instituto, los Jefes y varios Profesores de las Escuelas de Minas de Antofagasta y La Serena y el Director de la Escuela de Artes y Oficios de Santiago.

SOCIOS ACTIVOS DEL INSTITUTO

Damos a continuación una nómina de los Ingenieros de Minas que han cancelado sus cuotas correspondientes, cumpliendo con los requisitos establecidos en los Estatutos, y que se han incorporado definitivamente, en

consecuencia, al Instituto de Ingenieros de Minas, en calidad de socios activos:

Bianchi, Ernesto
 Bravo Coo, Jorge
 Carrasco, Juan B.
 Cortés, Juan Luis
 Fenner, Ricardo
 Gleisner G., Luis
 Kausel, Ernesto
 Mac Donald, Carlos
 Melo G., Héctor
 Mebus Rodolfo
 Michaelsen, Baldomero
 Muller, Roberto
 Muñoz C., Jorge
 Muñoz M., Ernesto
 Neff A., Eduardo
 Neuenschwander, Carlos
 Olivares, Max
 Ovalle R., Eduardo
 Pavez A., Samuel
 Peña y Lillo, Oscar
 Peña A., Víctor
 Pinto, Julio
 Reyes, Gustavo
 Riveros, Mariano
 Rodríguez, Marín
 Romero, Martín
 Sundt, Alfredo.



CONFERENCIA SOBRE LA ENSEÑANZA DE LAS ESCUELAS DE MINAS DEL PAÍS

Invitado especialmente por el Instituto de Ingenieros de Minas de Chile, el Director del Departamento de Enseñanza Industrial, don Ramón Montero, dio en esta mesa una conferencia sobre la enseñanza en las Escuelas de Minas del país.

PUBLICACION N.º 2

El Directorio invita a discutir este tema en una próxima reunión del Instituto, a que se citará oportunamente.

El único requisito que se exige para participar en este debate, es que cada miembro de la institución debe presentar un resumen escrito de las observaciones que el presente artículo les haya sugerido.

Los socios que no puedan asistir a la sesión y se encuentren imposibilitados, en consecuencia, para tomar parte personalmente en la discusión, pueden enviar por escrito sus opiniones a la Secretaría dentro del plazo de sesenta días contados desde la fecha, cumpliendo siempre con la condición de mandar una síntesis de ellas.

La Mesa Directiva sólo dará lectura a las conclusiones a que arriben los participantes.

EL ORO REFRACTARIO EN EL PROCESO DE FLOTACION

POR

GUSTAVO REYES B.

Secretario del Instituto de Ingenieros de Minas de Chile.

Sub-Jefe del Laboratorio Metalúrgico de la Caja de Crédito Minero.

ESTADO NATURAL

El oro se encuentra en la naturaleza en forma nativa impurificado principalmente por la plata o en combinación con el teluro.

En estado nativo la pureza del oro varía según Gowland entre 61.00% y 99.90% (Cripple Creek en Colorado, EE. UU.); además de plata, contiene cobre en pequeñas cantidades y según la región se encuentra también contaminado por paladio, rhodio, bismuto, mercurio y fierro.

Los principales compuestos del oro y teluro son: la CALAVERITA (Australia occidental, California, Colorado) que contiene alrededor de 40.00% de oro y entre 1% y 3% de plata de color amarillo de bronce hasta blanco de plata; la SYLVANITA o teluro gráfico, así llamado porque se presenta a menudo en forma arborescente simulando caracteres escritos, que es un compuesto del teluro, oro y plata de color gris de acero hasta blanco de plata; la proporción de oro y plata es muy variable desde Au 25.6% a 26.1%—Ag 11.3% a 15.0% en Kalgoolie (Australia) hasta Au. 5.6% a 7.6%—Ag 32.3% a 34.2% en América; la PETZITA (Ag, Au)₂ Te con Ag: Au = 3:1 según Dana; color gris de acero o negro de fierro; según Gowland se encuentra también en Chile; la NAGYAGITA de Transilvania, sulfo-teluro de plomo y oro de aspecto gráfico y la KALGOORLITA de Kalgoolie, Transilvania y Colorado y que con-

tiene también mercurio combinado al teluro, oro y plata.

YACIMIENTOS

Se encuentra principalmente el oro en vetas o en mantos, en terrenos aluviales o "placers" y en formaciones de conglomerados como en el Africa del Sur. También se le ha encontrado en formaciones sedimentarias que no tienen relación con las vetas como en mantos de lignita (Japón) en carbones del Cambriano en WYOMING. EE. UU. (Gowland).

OBSERVACIONES PRELIMINARES

Con referencia a su concentración por flotación también podemos hablar de oro "deslustrado" refiriéndonos al metal libre de las vetas o de los placers; esta denominación corresponde a la de "oro sucio", "oro mohoso" o "rusty gold". La presencia de alúmina o de óxidos de fierro y de otros variados compuestos de tendencia coloidal (limonita) en forma de fino recubrimiento sobre las partículas de oro cambian fundamentalmente las propiedades del metal en los procesos de amalgamación, flotación y cianuración.

El calificativo "oro libre" empleado anteriormente sólo tiene, en cuanto sabemos, una acepción relativa y se le ha empleado para denominar al metal amalgamable o cianura-

ble en condiciones ordinarias de fineza y de acción química del disolvente y solamente se refiere al metal en estado nativo; los compuestos telurados del oro entran en otra categoría cuya extracción por lixiviación se ha efectuado de acuerdo con métodos estudiados en cada caso. (Kalgoorlie, Cripple-Creek, Kirk land-Lake etc. y oro asociado a mispickel como en Deloro Mine, en Ontario, en que se ha empleado el procedimiento de Diehl del bromocianuro; en otros casos se ha optado por tuesta, pulverización y cianuración combinada con amalgamación).

Hasta donde alcanzan nuestros conocimientos, el oro nativo se encuentra libre en sus criaderos cualesquiera que sean las especies mineralógicas que los constituyan: así, se le podrá separar mediante una molienda o una pulverización adecuada del cuarzo, del mispickel, de la pirita, etc., etc. La alta recuperación y razón de concentración obtenidas en los procesos de flotación diferencial de oro y pirita han confirmado en cuanto es posible esta observación. En otros términos, lo anterior significa que si un común pirítico, pongamos por caso, tiene una ley L en oro y 33.33% de pirita, en una flotación global con una recuperación teórica total de la pirita se obtendría un concentrado que analizaría una ley en oro igual a 3 L; no obstante, la experiencia adquirida en la flotación diferencial de pirita y oro nos ha demostrado que en la mayoría de los casos la ley de oro del concentrado puede alcanzar a cifras digamos de 20 L o 25 L en altas recuperaciones del metal, del orden de 90.00%. Este resultado no se podrá alcanzar si el gran porcentaje de pirita deprimida no hubiera liberado previamente el oro en ella contenido mediante la molienda. Las dificultades que en esta especie de flotación se presentan a veces son de otro orden entre las cuales se cuentan el carácter de la ganga, la reacción que el mineral al molerse comunica a la solución y la presencia de cierto porcentaje de oro "mohoso". Es sabido, por otra parte, que existe casi siempre un porcentaje de oro en los minerales piríticos directamente amalgamable.

FLOTACION DE ORO LIBRE

Nos referimos aquí al metal proveniente de menas no piríticas. Un observador que comenzara una serie de estudios de flotación sobre minerales de oro de esta especie provenientes de vetas situadas en diversas regiones llegaría al término de algún tiempo a la conclusión de que en igualdad de condiciones de tratamiento

existen dos categorías del metal nativo; una que es colectada con gran facilidad y por los métodos más sencillos y otra que no obedece a la flotación directa; a esta última la hemos denominado oro refractario o deslustrado.

Estimábamos que el oro más grueso y limpio no presentaba dificultades en la flotación a pesar de su densidad, pudiéndose calificar como oro grueso aquel que pasando por el tamiz de 35 mallas Tyler queda sobre el de 48 mallas. Para aclarar la cuestión se sometió un común aurífero a amalgamación previa; el resultado obtenido después de varias pruebas coincidió en líneas generales con lo expresado, es decir, que la extracción combinada de la amalgamación y flotación no sería sensiblemente superior a la alcanzada por flotación directa. Los resultados alcanzados se detallan a continuación:

A: FLOTACION DIRECTA

Ley del común, oro	30.00 gr/Ton.
Ley del concentrado, oro.	196 "
Recuperación.....	76.00%
Razón de concentración	1:8.6
Reacción comunicada por el mineral a una solución que representaba 44.50% del total del peso	pH. 7.6-7.8

(Se emplea en las operaciones agua potable de Santiago, pH. 7.0-7.2).

MOLIENDA:

		% Parcial	% Acumulado
Más	48 mallas (Tyler)	0.00	0.00
	65 " "	0.30	0.30
	80 " U. S.	4.80	5.10
	100 " "	0.00	5.10
	140 " "	0.30	5.40
	200 " "	6.30	11.70
Menos	200 " "	88.30	100.00

Se comprobó en una serie de pruebas que el mineral en cuestión tenía alrededor de 25.00% del oro irrecuperable en flotación directa efectuada en la forma ordinaria cualquiera que fuese la molienda adoptada; pero como el común contenía cierta porción del oro a un tamaño relativamente grueso, según la definición dada a este término, se decidió establecer en forma definitiva si la introducción de una operación de amalgamación previa me-

joraría la extracción total o si en definitiva la amalgamación no tendría objeto desde este punto de vista. Evidentemente en cuanto a la forma como se obtiene el metal en uno u otro procedimiento, sería de innegable utilidad en muchos casos poder extraer cierta proporción de oro en estado de amalgama.

B: AMALGAMACION-FLOTACION

Un nuevo común preparado para esta serie de experimentos ensayó en oro 31.70 gr/Ton. Aunque en la práctica la amalgamación rinde por regla general mejor resultado cuando se la efectúa sobre finezas de 14 a 20 mallas, Tyler, con el objeto de evitar una molienda en húmedo con una densidad de pulpa muy inferior a la que ordinariamente se emplea en el Laboratorio, se optó por estudiar la influencia que tenían en la operación diferentes tamaños del material, pero que pudieran ser directamente flotados después de amalgamar, es decir entre 48 y 65 mallas Tyler. Damos a continuación los resultados medios obtenidos de la amalgamación previa.

Se puede observar que la mejor extracción ha correspondido al tamaño más grueso del mineral en operación es decir al de la serie N.º 3, cargas que tienen la misma proporción de agua que las de la serie 2 y difieren sólo en el tamaño.

Sometidos a flotación estos relaves se obtuvieron los siguientes resultados medios:

Resultados medios	Rela-	Rela-	Rela-
	ves	ves	ves
	Serie	Serie	Serie
	N.º 1	N.º 2	N.º 3
Ley media máxima del concentrado, gr/Ton.	273	375.50	267
Medio armónico de los concentrados primeros, gr/Ton.	135	176	157
Recuperación media (flotación) %	54.60	74.50	67.10
Razón de concentración referente a la ley media máxima de los concentrados.	1:20,3	1:23,2	1:23,3
Recuperación total amalgamación/flotación	65.00	82.50	82.40

Molienda		Serie N.º 1		Serie N.º 2		Serie N.º 3	
		%		%		%	
Más	48 mallas (Tyler)....	0.00	0.00	0.30	0.30	0.20	0.20
	65 ,, ,,	0.20	0.20	1.50	1.80	2.70	2.90
	80 ,, U. S.	8.80	9.00	14.20	16.00	25.80	28.70
	120 ,, ,,	0.00	9.00	0.00	16.00	0.00	28.70
	140 ,, ,,	0.70	9.70	1.10	17.10	1.20	29.90
	200 ,, ,,	15.00	24.70	14.50	31.60	13.50	43.40
Menos	200 ,, ,,	75.30	100.00	68.40	100.00	56.60	100.00

CONDICIONES DEL PROCESO Y RESULTADOS MEDIOS

Pruebas	Carga Kg.	Agua Kg.	% Agua del peso total	Tiempo horas	Ley relaves gr-Ton	Recuperación %	Ley del común
Serie N.º 1	2.900	1.940	40.00	8	24.50	22.80	31.70
Serie N.º 2	2.900	1.240	30.00	8	21.75	31.50	31.70
Serie N.º 3	2.800	1.200	30.00	8	17.00	46.50	31.70

Coincidiendo con la mayor extracción parcial en la amalgamación preliminar se obtuvieron en las series 2 y 3 las recuperaciones totales más altas.

Para la mejor comprensión del cuadro anterior explicaremos que los concentrados se obtienen: el primero durante tres minutos; el segundo, durante cinco minutos el cual es repasado en máquina separada durante tres minutos. Este concentrado de repaso y el primero constituyen los concentrados primeros". En algunos casos el concentrado obtenido del repaso tiene una ley superior al primer concentrado.

El aumento de seis unidades y fracción experimentado en la extracción total aunque constituía un aliciente en un caso particular no era del todo satisfactorio y en el caso actual nos dejó siempre muchas dudas acerca de la eficacia de la amalgamación previa.

Con el objeto de establecer si sería posible mejorar las condiciones de flotabilidad del oro refractario procedimos a formar un común por partes iguales de tres muestras que mostraron cualidades mediocres en la flotación cuando se las estudió separadamente y se efectuaron sobre él cuatro series de experiencias de amalgamación seguida de flotación; las dos últimas series se realizaron de acuerdo con algunas ideas particulares que el suscrito tenía al respecto.

El común de las tres muestras ensayó:

Oro 18.60 gr/Ton.

Se molió para los efectos de la amalgamación previa a la siguiente finiza:

		%	%
Más	20 mallas (U.S.)	0.00	
	48 " Tyler	62.10	62.10
	65 " "	8.90	71.00
	80 " (U.S.)	12.00	83.00
	100 " "	0.00	83.00
	140 " "	0.10	83.10
	200 " "	3.80	86.90
Menos	200 " "	13.10	100.00

Después de algunas pruebas preliminares que resultarían muy largas de detallar porque se variaba el tiempo y la densidad de pulpa en la amalgamación y las condiciones de molienda y reactivos en la flotación subsiguiente, se resumieron los resultados obtenidos en dos pruebas por duplicado que detallaremos a continuación.

PRUEBA N.º1.

A: AMALGAMACION

Carga.....	2.000 Kg.
Agua	0.850 "
Agua en el total	30.00%
Tiempo	3 horas
Extracción	29.10%

B: FLOTACION DE LOS RELAVES DE AMALGAMACION

Como la carga estaba molida a 20 mallas fué necesario continuar en húmedo la molienda para alcanzar un tamaño adecuado para los fines de la flotación; se obtuvo la siguiente finiza:

		%	%
Más	48 mallas Tyler	0.10	0.10
	65 " "	0.10	0.20
	80 " U.S.	3.20	3.40
	100 " "	0.00	3.40
	140 " "	0.20	3.60
	200 " "	8.20	11.80
Menos	200 " "	88.20	100.00

El común comunicó, al molerse, reacción ligeramente alcalina a la solución; a la dilución de 44.59% de agua del peso total, pH. 7.6.— El período de molienda húmeda se fijó en 50 minutos, empleándose los siguientes reactivos:

Al comenzar la molienda:

	Kg. p. Ton.
Ceniza de soda	1.00
Silicato de sodio	0.91
KCN.....	0.45

En los últimos 15 minutos de la molienda:

	Kg. p. Ton.
Na ₂ S.....	0.50
Aerofloat N.º 25.....	0.09
Creosota AFG	0.09

En el primer período de flotación:

	Kg. p. Ton.
Xanthato etílico de potasio.....	0.022
Aceite GNS N.º 5.....	0.135

En el segundo período de flotación, con cinco minutos de acondicionamiento:

	Kg. por Ton.
Creosota AFG	0.230
Xanthato etílico de potasio.....	0.022

Las condiciones de espumación son análogas a las ya descritas.

PRUEBA N.º 2

A: AMALGAMACION

Carga.....	2.000 Kg.
Agua	0.850 ,,
Agua en el total.....	30.00%
Tiempo	3 horas
Extracción	16.10%

B: FLOTACION DE LOS RELAVES DE AMALGAMACION

En iguales condiciones que en la Prueba 1.

PRUEBA N.º 3

A: AMALGAMACION

Carga.....	2.000 Kg.
Agua	0.470 ,,
KCN.....	0.50 Kg. p. Ton. (solución al 5%)
Na ₂ S.....	0.50 Kg. p. Ton. (solución al 10%).
Líquido en el total.....	20.00 %
Tiempo	3 horas
Extracción	3.23 %

B: FLOTACION DE LOS RELAVES DE AMALGAMACION

Como en el caso de las pruebas 1 y 2 estos relaves hubieron de someterse a una molienda subsiguiente para alcanzar la fineza que se ha señalado anteriormente.

Los reactivos empleados en la flotación han sido los mismos que los de las pruebas 1 y 2 con la diferencia de que el cianuro de potasio del que se ha empleado 0.50 Kg. p. Ton. en lugar de 0.45 Kg. p. Ton. en las pruebas 1 y 2, y el sulfuro de sodio, han sido agregados al barril amalgamador: el cianuro durante las dos primeras horas y el sulfuro de sodio en la última hora restante; el resto en la máquina de flotación como en el caso de la prueba 1.

PRUEBA N.º 4

A: AMALGAMACION

Carga.....	2.000 Kg.
Agua	0.470 ,,
KCN.....	0.50 Kg. p. Ton. (solución al 5%)
Na ₂ S.....	0.50 Kg. p. Ton. (solución al 10%)
Líquido en el total ..	20.00 %
Tiempo	3 horas
Extracción	0.00 %

B: FLOTACION DE LOS RELAVES DE AMALGAMACION

Igual que en el caso de la prueba 3.

RESUMEN DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS

Resultados obtenidos	Prueba N.º 1	Prueba N.º 2	Prueba N.º 3	Prueba N.º 4
Extracción en el proceso de amalgamación, %	29.10	16.10	3.23	0.00
Extracción en el proceso de flotación de los relaves provenientes de la amalgamación, %	46.80	59.20	84.50	85.25
Extracción total, %	62.35	65.85	85.23	85.25
Medio armónico de los concentrados primeros, gr.-Ton.....	158	447	780	975
Ley máxima de los concentrados, gr.-Ton.....	233	611	827	1081
Razón de concentración referente a la ley máxima de los concentrados, en la flotación	1:37,75	1:66	1:54.50	1:68.20
Leyes de los relaves de amalgamación y cabezas de flotación, gr.-Ton.	13.20	15.60	18.00	18.50
Ley del común, gr.-Ton.....	18.60	18.60	18.60	18.60

Se puede advertir una manifiesta coincidencia entre los resultados obtenidos en las pruebas 1-2 y 3-4 que fueron efectuadas en iguales condiciones.

Desde luego son tres los puntos sobresalientes en estos resultados:

1.º—La mayor recuperación total del oro, 85.24%, término medio de las pruebas 3 y 4 versus 64.10%, término medio de las pruebas 1 y 2.

2.º—La anulación casi completa de la extracción por amalgamación en las pruebas 3 y 4, siendo absolutamente nula en la N.º 4.

3.º—La mayor ley de los concentrados obtenidos por flotación en las pruebas 3 y 4.

Los tres fenómenos observados son interdependientes, es decir, no se puede dar una explicación separada para cada uno.

Se ha operado sistemáticamente sobre éste y otros minerales en orden a confirmar los hechos observados, habiéndose llegado a las siguientes conclusiones:

1.º—En las condiciones en que se han efectuado las pruebas 3 y 4 en cuestión y tratándose de minerales con oro limpio, la amalgamación se produce en algunos casos, dependiendo el porcentaje amalgamado del tamaño de las partículas de oro y del tiempo que dura la acción del sulfuro de sodio en combinación con el cianuro alcalino. Si el oro se encuentra en partículas finas, el efecto de la amalgamación puede llegar a anularse totalmente; posiblemente esto ocurre ya desde el tamaño de 65 mallas Tyler si el sulfuro de sodio se ha encontrado presente desde el comienzo de la amalgamación. Las condiciones de flotabilidad del oro no son alteradas y la extracción total a que finalmente se llega es constante en sus líneas generales.

2.º—El oro refractario a la flotación no es amalgamado en las condiciones ordinarias de amalgamación; no sabemos si mediante el empleo de alguna de las modificaciones introducidas a través de la larga experiencia que sobre esta materia existe, llegaría este metal a ser disuelto por el mercurio.

3.º—El empleo de cianuros alcalinos durante la molienda húmeda en proporciones de 0.5 gr.-lt. a 1.0 gr.-lt. en la solución y aun hasta 2.0 gr.-lt. no mejoró en muchos casos la extracción; el papel del cianuro estaba indicado para la formación de nuevas superficies; pero se pudo comprobar que durante el corto tiempo de la molienda húmeda su acción era muy precaria sobre la superficie del metal refractario mientras que al actuar sobre minerales que contenían oro muy fino se pudo

comprobar a veces una pérdida del metal en la solución; su acción fué siempre beneficiosa cuando se trató de ganar algunos puntos en recuperaciones elevadas, digamos sobre 80.00%, cuando se estudió convenientemente el tiempo de contacto o acondicionamiento. Sobre el oro amalgamable no ha demostrado tener una acción notoria y son muchos los procedimientos que por lo menos se han señalado y que estaban destinados a cianurar y amalgamar en la misma batea como el Gilmour-Young de pan-amalgamación y cianuración en que el oro en solución se precipitaba con amalgama de cobre y zinc y los electrofíticos de Pelatan, Molloy, Riecken etc.

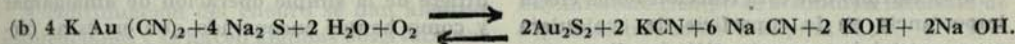
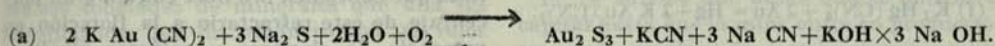
4.º—Empleando la combinación cianuro alcalino-sulfuro de sodio, el primero agregado durante la primera etapa de la molienda y el segundo algunos minutos antes de terminarla se obtuvieron resultados muy variables complicándose la cuestión cuando además de oro se encontraban plata y cobre (carbonatos) en el mineral; si solamente oro se encontraba presente, como metal colectable, generalmente un tiempo de contacto de 15 minutos para el sulfuro alcalino seguido de una flotación rápida evitando una dilución excesiva dió buen resultado; pero se comprendía que en la práctica estas condiciones eran difíciles de obtener. Se trató de establecer cual podía ser el papel del sulfuro alcalino respecto del oro en soluciones de 0.5 gr.-lt. a 2.0 gr.-lt. en presencia del oro y del cianuro alcalino.

Desde luego este compuesto en soluciones de fuerza 2.0 gr.-lt. aproximadamente ha sido empleado como disolvente del oro; en efecto en la mina Prestea, en la Costa de Oro, Africa Occidental, los relaves de la concentración en mesas Wilfley se han sometido a deslodamiento y las arenas, cianuradas; después de extraer por percolación la solución de cianuro y sin lavar se ha agregado la solución de sulfuro de sodio al 2‰; el oro disuelto en estas condiciones es, según F. Wartenweiler, inalterable por las substancias carbonáceas; la precipitación del oro de esta solución se ha efectuado pasando la solución a través de limaduras de cobre.

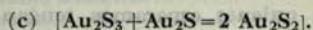
El proceso de tratamiento combinado con KCN y Na₂S para flotar después, envuelve evidentemente la transformación del cianuro doble de oro y potasio en sulfuro de oro; pero químicamente no se puede establecer la composición del sulfuro formado, pues se han podido identificar hasta tres de estos compuestos; en la precipitación del oro de sus soluciones clorhídricas mediante hidrógeno sulfurado,

H₂S, según Rose se han podido advertir estas variedades junto a oro metálico y a azufre.

La irregularidad en la acción de los sulfuros alcalinos como reactivos sulfurantes o precipitantes en la flotación se explica porque los sulfuros de oro formados sea por precipitación del oro a este estado de la solución cianhídrica o por sulfuración directa del metal, son solubles en determinadas condiciones de tiempo y de concentración del cianógeno en la solución; estas mismas condiciones determinan también, sin duda, la reversibilidad de las reacciones que originan estos compuestos y que podemos representar en la forma siguiente:

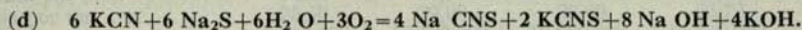


La formación del sulfuro Au₂S sería posiblemente una consecuencia de estas dos ecuaciones puesto que la co-existencia de los tres sulfuros de oro debe llenar la condición:



si ellos se encuentran en proporciones moleculares como corresponde a un sistema químico en equilibrio.

La acción conjunta desde el comienzo del proceso en la amalgamación, del cianuro y del sulfuro alcalino, ha demostrado ser inconveniente pues se origina una mezcla de sulfocianuros alcalinos que solamente se combinan o tienen acción sobre el oro en condiciones especiales. La reacción que se origina es la siguiente:



De donde resulta que los reactivos agregados a la pulpa no desempeñan ningún papel porque se han transformado en compuestos que no tienen acción sobre el metal al menos en condiciones ordinarias; pero si primeramente se ha dejado actuar el cianuro alcalino durante un período de algunas horas, una porción apreciable del oro ha ido en solución y una porción apreciable del cianuro agregado se ha consumido también por efecto de la ganga cianicida; una parte quedará aun en la solución. Si en este punto del proceso se agrega un exceso de sulfuro alcalino, ocurrirá después de cierto tiempo la reacción (d); la cantidad de sulfuro gastado en producirla dependerá de la cantidad de cianuro disponible en la solución; el resto

del sulfuro alcalino entrará a actuar como precipitante del oro de la solución de cianuro de oro y al mismo tiempo seguirá actuando como disolvente del oro metálico que no ha sido atacado por el cianuro, es decir, del oro más refractario, suponiendo un tamaño fino; después de algunas horas, una a dos horas, en algunos casos podrán ser más, el resultado de la operación será que el oro presente en la pulpa se encontrará la mayor parte al estado metálico, digamos un 60%; una porción apreciable al estado de sulfuros en solución, 20% a 30% y una pequeña parte en solución al estado de cianuro doble de potasio y oro. Si

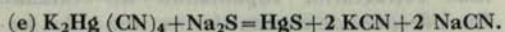
en estas circunstancias se procede a flotar la pulpa se perderá además del oro en solución, el porcentaje del oro metálico que no se recuperará.

5.º—Como consecuencia de lo anterior se deduce que el problema consiste en emplear un agente que reduzca los sulfuros de oro a oro metálico ya que por su comportamiento se veía la necesidad de mantener el empleo del sulfuro alcalino como disolvente enérgico del oro refractario.

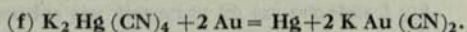
Hay muchas sustancias que podrían servir para este objeto; pero teniendo presente la posibilidad de extraer una porción del oro en forma de amalgama y en vista de su reducido consumo se pensó en el mercurio del cual es conocida su afinidad por el azufre; esta reducción se encuentra favorecida por el gran nú-

mero de reacciones que se originan en el proceso y por el carácter inestable de los compuestos sulfurados del oro originados en esta serie de reacciones muchas de ellas reversibles. A nuestro entender y como casi única explicación del fenómeno en cuestión, esta reducción tiene que efectuarse. Cabe recordar en este punto que el mercurio es entre los metales el que mayor afinidad tiene hacia el azufre figurando en primer término en la serie de Schürman. Otra explicación que también queda dentro de lo posible se basa en la acción del cianuro doble de mercurio y potasio sobre los sulfuros de oro con formación de sulfocianuro de mercurio y potasio; puede ocurrir que esta reacción alcanzara cierta importancia

cuando en la masa de mercurio se encuentra Hg O en exceso; pero en este último caso la acción del compuesto podría quedar prácticamente anulada en presencia de un exceso de Na₂S de acuerdo con la reacción:



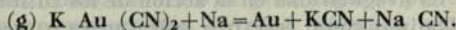
con formación de sulfuro de mercurio reacción la (e) que impediría también la posibilidad de una acumulación de K₂Hg(CN)₄ que podría originar una disolución del oro metálico de acuerdo con la ecuación



No es extraño que esta reacción tenga cierta importancia en la superficie de cualquiera masa parcial de mercurio, glóbulos, lises, etc., dando lugar a la disolución del oro que ya se encuentra amalgamado lo que explicaría en parte el notable decrecimiento del oro recuperado por amalgamación cuando se actúa en presencia de cianuro alcalino en esta operación.

6.º—Una reacción accidental que posiblemente debe ocurrir, pero que sólo tiene importancia secundaria, consiste en la generación de cierta proporción de sodio metálico por reducción de una parcialidad del sulfuro por el mercurio; este sodio metálico actuando

sobre el cianuro doble de oro y potasio lo descompone según la siguiente ecuación:



reacción que vendría a agregar una nueva porción de oro metálico flotable precipitándolo de la solución cianhídrica que no ha sido afectada por el sulfuro alcalino.

CONCLUSIONES

Estamos en situación de establecer que la acción del mercurio metálico sobre los minerales que contienen oro libre con un gran porcentaje de este refractario a la flotación, en presencia de cianuros y sulfuros alcalinos difiere de la simple operación de amalgamar y como hemos encontrado que en estas circunstancias las condiciones de flotabilidad del oro refractario han sido mejoradas casi sin excepción, hemos creído de utilidad exponer los resultados a que se ha llegado y señalar los posibles fundamentos del proceso a los miembros del Instituto de Ingenieros de Minas de Chile de quienes esperamos tengan a bien manifestar su opinión sobre la materia, la cual será altamente agradecida por el autor, quien espera se perdonen los vacíos que puedan existir los que se tratarán de llenar en lo posible.

PUBLICACION N.º 3

CALCULO DE LA CAPACIDAD DIARIA DE PRODUCCION DE UNA MINA

POR

F. A. SUNDT

Ingeniero de Minas, Consultor Técnico de la Caja de Crédito Minero

La determinación de la capacidad diaria más conveniente de producción de una mina es un cálculo que no siempre se hace. Muchas veces por este motivo las empresas mineras se sobrecapitalizan, hacen instalaciones excesivamente grandes y los resultados económicos que así obtienen no son los más favorables desde el punto de vista de la inversión de capital.

Aunque no es posible generalmente en estos negocios contar con datos precisos para poder resolver con exactitud el problema de que se trata, siempre hay ventaja en hacer algunos

cálculos para formarse una idea aproximada de la solución que más convenga.

Los factores principales que entran en estos cálculos y que no pueden fijarse con bastante aproximación son los siguientes: 1) existencia de minerales en la mina; 2) precio medio de venta de sus productos; 3) costo de las instalaciones y 4) costo de producción.

En vista de la imposibilidad de determinar el tonelaje que la mina producirá hasta su agotamiento, es prudente comenzar por establecer planteles más pequeños e instalar posterior-

mente nuevas unidades si el desarrollo de la mina lo justifica. A este respecto la experiencia ha demostrado, desde hace ya muchos años en todo el mundo, que en general se proyectan planteles demasiado grandes, que quedan paralizados por falta de minerales mucho antes que la mina haya podido devolver el capital a los accionistas.

El cuadro que se acompaña, para fijar la capacidad diaria más conveniente de producción, está basado en cifras que no corresponden a ninguna mina determinada, pero demuestra la manera cómo puede hacerse estos cálculos.

Se supone una mina con una existencia de 300.000 toneladas de minerales que una vez beneficiados, dan un producto con un valor medio de \$ 80 por tonelada de minerales.

A continuación del cuadro se dan algunas explicaciones y se hacen algunas observaciones que llevan los mismos números que en aquél.

cierta proporción decreciente con un mayor tonelaje diario.

7. El costo de la planta de beneficio también aumenta en cierta proporción decreciente, pero el costo por tonelada diaria de capacidad disminuye y es de \$ 15.000, \$ 11.000, \$ 9.000, \$ 8.000 y \$ 6.000 para 100, 200, 333, 500 y 1.000 toneladas por día respectivamente.

8. El capital de trabajo o en giro corresponde al invertido en la producción aun no vendida, en existencia de materiales, etc.

9. El capital total es la suma de las partidas que corresponden a las líneas 4, 5, 6, 7 y 8.

10. Se supone que desde que se obtiene el capital hasta que la mina entre en producción transcurre un plazo de cuatro semestres y que durante este tiempo se acumulan intereses de 5% semestral sobre el capital 9.

11 y 12. Los costos de explotación y beneficio

CUADRO PARA CALCULAR LA CAPACIDAD DE PRODUCCION DE UNA MINA

1. Capacidad diaria, tons.	100	200	333	500	1.000
2. Capacidad semestral	15.000	30.000	50.000	75.000	150.000
3. Semestres.....	20	10	6	4	2
4. Precio de la mina, \$	1.000.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000
5. Capital de exploración	1.000.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000
6. Equipo de la mina	500.000.	600.000	800.000	1.000.000	1.500.000
7. Planta de beneficio.....	1.500.000	2.200.000	3.000.000	4.000.000	6.000.000
8. Capital de trabajo	500.000	600.000	700.000	800.000	1.000.000
9. Capital total.....	4.500.000	5.400.000	6.500.000	7.800.000	10.500.000
10. Capital más intereses.....	5.470.000	6.570.000	7.900.000	9.490.000	12.760.000
11. Costo explotación, tons.	25	18	15	13	10
12. Costo de tratamiento.....	16	13	11	10	8
13. Costo total.....	41	31	26	23	18
14. Valor por tonelada	80	80	80	80	80
15. Utilidad por tonelada.....	39	49	54	57	62
16. Utilidad semestral	585.000	1.470.000	2.700.000	4.275.000	9.300.000
17. Amortización semestral.....	203.000	573.000	1.221.000	2.270.000	6.290.000
18. Amortización por ton.	13,50	19,10	24,40	30,60	41,90
19. Costo total por ton.....	54,50	50,10	50,40	53,30	59,90
20. Ganancia por ton.	25,50	29,90	29,60	26,70	20,10
21. Valor del negocio	6.707.000	10.700.000	13.200.000	14.700.000	17.100.000
22. Valor actual.....	5.500.000	8.800.000	10.860.000	12.090.000	14.070.000
23. Coeficiente de aumento	1,22	1,63	1,67	1,55	1,33

1. Se han hecho cálculos para capacidades de 100, 200, 333, 500 y 1.000 toneladas diarias.

2. La capacidad semestral se ha redondeado a las cifras indicadas.

3. Esta línea indica el número de semestres en que se agota la existencia de minerales. Como los intereses y amortización se liquidan generalmente por semestres no se ha hecho el cálculo por años.

4. El precio de compra de la mina se supone igual en los cinco casos.

5. Igual suposición se hace para el capital invertido en la exploración.

6. El valor del equipo de la mina aumenta en

disminuyen en cierta proporción a medida que aumenta el tonelaje diario.

13. El costo total es la suma de 11 y 12.

14. El valor del producto se supone igual en todos los casos. Salvo el caso de minerales de oro, este valor medio será diferente según el número de semestres que se consideren a causa de la variación en la cotización de los metales.

15. La utilidad por tonelada es la diferencia entre las cifras de las líneas 14 y 13.

16. La utilidad semestral es el producto de las cifras respectivas de las líneas 2 y 15.

17. En esta línea aparece la cuota semestral de amortización que, invertida al interés com-

puesto de 3% semestral, produce el capital de la línea 10. (Pág. 110, Inwood's Tables of Interests, etc., 31 edition, 1920, London).

18. La cuota de amortización por tonelada se obtiene dividiendo la cuota semestral, 17 por el tonelaje semestral 2.

19. El costo total por tonelada es la suma de las cifras de las líneas 13 y 18.

20. La ganancia por tonelada es la diferencia entre las cifras de las líneas 13 y 19.

21. Figura en esta línea el valor del negocio al tiempo de iniciarse la explotación, (véase pág. 120, Inwood's Tables) y es un capital que durante los semestres 3 produce un interés de 5% semestral y además recibe un fondo de amortización que invertido al 3% semestral durante los semestres 3 devuelve este capital. En otras palabras, la utilidad semestral 16 permite pagar una cuota de amortización que invertida al 3% semestral devuelve el capital 21 en los semestres 3, y el saldo de la utilidad semestral corresponde a un interés de 5% semestral sobre este capital 21.

22. Como se ha supuesto que la mina entra en producción cuatro semestres después de la colocación del capital 9, una vez que las instalaciones han quedado terminadas, el valor de 21 es el capital actual con intereses acumulados de 5% semestral en estos cuatro semestres. El capital actual que figura en la línea 22 se deduce de la pág. 74 de Inwood's Tables.

23. El coeficiente o factor de aumento del capital 9 se determina dividiendo los valores de las líneas 22 y 9. Se ve que las mayores proporciones de aumento del capital corresponden a 1,63 y 1,67 o sea a capacidades diarias de 200 y 333 toneladas. Dada la pequeña diferencia entre estas dos soluciones, es preferible adoptar la de 200 toneladas porque exige menos ca-

pital y porque los intereses que este capital gana se extienden a 10 semestres en vez de 6. Esta última razón es de importancia porque el capitalista prefiere colocar su dinero en operaciones a largo plazo, que le dan mayor estabilidad y seguridad.

Observando la línea 20, se nota que no siempre la mayor ganancia por tonelada (casos de 100 y 1.000 toneladas) corresponde a la mejor solución. La ganancia para el caso de 100 toneladas es de \$ 25, 50 y \$ 20,10 para 1.000 toneladas. Sin embargo entre estas dos soluciones y desde este punto de vista, sería preferible la de 1.000 toneladas porque el factor de aumento es de 1,33 contra 1,22. Esta anomalía aparente se explica por la pérdida de intereses que sufre la ganancia en el caso de la planta de 100 toneladas a causa del mayor plazo, de 20 semestres que transcurre hasta el momento del agotamiento de la mina.

En conclusión, se desprende que la mejor solución es la de una producción diaria de 200 toneladas. En este caso el capital invertido, de \$ 5.400.000 tiene un valor actual de 1,63 veces esta cantidad, o sea \$ 8.800.000 y si las acciones se suscribieron a \$ 10 valdrán actualmente \$ 16,30 y recibirán un dividendo semestral de 5% durante 20 semestres, a más de la cuota de amortización que devuelve el capital en el mismo plazo.

Se ha supuesto en el cuadro que el valor de la tonelada de minerales es constante y asciende a \$ 80. Sin embargo, muchas veces ocurre que las minas contienen minerales diseminados de leyes inferiores y en este caso el tonelaje aumenta. Habría entonces que hacer otro cuadro comparativo para mayores tonelajes y leyes más bajas a medida que la capacidad diaria de la producción aumenta.

DISCUSION SOBRE LA PUBLICACION N.º 1

LA CUBICACION Y EL MUESTREO DE LOS MINERALES

POR

F. A. SUNDT.

SEÑOR ENRIQUE VIAL G.—Ha enviado la siguiente comunicación escrita: "por la presente quiero dar mi opinión sobre el primer tema que se ha puesto para ser discutido por los miembros del Instituto y que trata sobre CUBICACION Y MUESTREO DE LOS MINERALES, por el señor Alfredo Sundt. Mi opinión es la siguiente:

Para calcular el tonelaje y ley de los minerales que se cubican en las minas se deben dar los que resultan de las mediciones y ensayos de las muestras SIN INTRODUCIRLES NINGUNA MODIFICACION. Esta es la base fundamental de partida de todos los cálculos económicos posteriores y, por consiguiente, es tino que esta base debe mantenerse inalterable.

Los cálculos económicos que reduzcan posteriormente el tonelaje y ley, tomando en cuenta las pérdidas de explotación, dilución de la ley, escogido, tratamiento posterior, etc., etc., dependen de factores muy variables y, por lo tanto, no se pueden dar cifras ni siquiera aproximadas sobre su influencia. Estos son factores que están regidos, no sólo por las características mismas de cada yacimiento en lo que se refiere a su morfología y distribución de su mineralización, sino a otros factores económicos que están regulados por la situación de mercado, transportes, tratamiento posterior del mineral, etc., etc.

Es por esto que considero que el dato preciso de cubicación y ley no debe variarse, y así, las variaciones posteriores que se hagan a estas cifras obtenidas deben ser de acuerdo con el sistema de explotación, transporte, tratamiento posterior, etc., que se elija en cada caso.

Como se puede apreciar, cada problema pue-

de tener varias soluciones, según las circunstancias, e independiente de la cubicación y leyes que dió el cálculo, hasta cierto punto.

SEÑOR SUNDT.—Con respecto a las observaciones del señor Vial dice que no ha querido establecer que los datos originales de cubicación y de muestreo no se presenten, y, por el contrario, siendo la base de los futuros cálculos deben consignarse como punto de partida.

Su artículo se refiere especialmente a las modificaciones que estos datos tienen que sufrir en los cálculos económicos de un negocio minero. Para hacer estos cálculos es preciso fijar de antemano los diversos factores variables a que se refiere el señor Vial, según sean los métodos de explotación y de tratamiento que se elijan, porque de otra manera no podría hacerse cálculo alguno que permitiera determinar los resultados con la aproximación que es posible y necesaria.

Agrega el señor Sundt que no se puede calcular el resultado económico de un procedimiento de concentración sin conocer su rendimiento y ley del producto, y que de la misma manera tampoco es posible llegar a resultados más o menos exactos si no se hacen análogos cálculos para la explotación. Si se trata de una mina nueva, sobre la que no hay experiencia, habrá que hacer pruebas de explotación y de escogido en pequeña escala para completar los datos de la cubicación y del muestreo, así como para los cálculos de concentración se hacen pruebas metalúrgicas.

En resumen, en el cálculo del tonelaje y del muestreo de una mina, es necesario hablar de recuperación y de ley de los productos que se obtengan, lo que es bastante frecuente olvidar.



COTIZACION SEMANAL

Año 1930

FEBRERO

Metales	Febrero 6	Febrero 13	Febrero 21	Febrero 28
Cobre Elect. N. Y.	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775
Plata N. Y.	0.43375	0.43375	0.43125	0.42500
Plomo N. Y.	0.06250	0.06250	0.06250	0.06250
Plata (Londres).....	20 d.	20-3/16d	19-15/16d	19-3/4d
Plomo (Londres).....	£ 21:10 :7-1/2	£ 21:12:6	£ 21:3:1 1/2	£ 20:1:10½

MARZO

Metales	Marzo 6	Marzo 13	Marzo 20	Marzo 27
Cobre Elect. N. Y.	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775
Plata N. Y.	0.40625	0.41750	0.42125	0.42375
Plomo N. Y.	0.06000	0.05500	0.05500	0.05750
Plata (Londres).....	18- 15/16 d.	19- 1/4 d.	19-3/8 d.	19- 7/16 d.
Plomo (Londres).....	£ 19 : 13 : 9	£ 18 : 11 : 10 1/2	£ 18 : 12 : 6	£ 18 : 18 : 9

ABRIL

Metales	Abril 4	Abril 10	Abril 17	Abril 25
Cobre Elect. N. Y.	0.17775	0.17775	0.13775	0.13775
Plata N. Y.	0.41875	0.42500	0.42625	0.42875
Plomo N. Y.	0.05750	0.05500	0.05500	0.05500
Plata (Londres).....	19-3/8 d.	19-7/16 d	19-5/8 d	19-13/16 d
Plomo (Londres).....	£ 18 : 16 : 3	£ 18 : 9 : 4 1/2	£ 18 : 11 : 10 1/5	£ 17 : 15 : 7 1/2

MAYO

Metales	Mayo 1	Mayo 8	Mayo 16	Mayo 23	Mayo 30
Cobre Elect. N. Y....	0.13775	0.12075	0.12750	0.12775	0.12775
Plata N. Y....	0.42375	0.42000	0.41125	0.40125	0.38750
Plomo N. Y....	0.05500	0.05500	0.05600	0.05500	0.05500
Plata (Londres).....	19-5/8 d.	19-7/16 d.	19-1/16 d.	18-5/8 d.	18 d.
Plomo (Londres).....	£ 17 : 14 : 4-½	£ 17 : 6 : 3	£ 18 : 5 : 0	£ 17 : 16 : 10	£ 18 : 0 : 7

JUNIO

Metales	Junio 5	Junio 12	Junio 20	Junio 26
Cobre Elect. N. Y..	0.12775	0.12525	0.11350	0.11775
Plata N. Y.	0.34000	0.35250	0.3400	0.33625
Plomo N. Y.	0.05500	0.05500	0.05400	0.05250
Plata (Londres).....	15-13/16d	16-7/16d	15-11/16d	15-9/16d
Plomo (Londres).....	£ 17 : 19 : 4½	£ 18 : 1 : 10½	£ 17 : 15 : 7½	£ 17 : 18 : 9

JULIO

	Julio 3	Julio 10	Julio 17	Julio 24	Julio 31
Cobre Elect. N. Y.	0.11275	0.11275	0.11025	0.10775	0.10775
Plata N. Y.	0.33500	0.34125	0.34000	0.34625	0.34500
Plomo N. Y.	0.05250	0.05250	0.05200	0.05250	0.05250
Plata (Londres)	15 ⁻⁰ / ₁₆ d.	15 ⁻¹³ / ₁₆ d.	15 ⁻¹³ / ₁₆ d.	16 ⁻¹ / ₁₆ d.	16 d.
Plomo (Londres)	£ 17:17:6-d	£ 18 : 07½	£ 18 : 75 : 5	£ 18 : 3 : 1½	£ 18 : 4 : 4½

AGOSTO

	Agosto 7	Agosto 14	Agosto 21	Agosto 28
Cobre Elect. N. Y.	0.10775	0.10525	0.10525	0.10525
Plata N. Y.	0.34500	0.35625	0.36375	0.35500
Plomo N. Y.	0.05500	0.05500	0.05500	0.05500
Plata (Londres)	15-15/16	16-5/16	16-7/8	16-5/16
Plomo (Londres)	£ 18 : 7 : 6	£ 18 : 5 : 0	£ 18 : 6 : 3	£ 17 : 7 : 6

SEPTIEMBRE

Metales	Septiembre 5	Septiembre 11	Septiembre 18	Septiembre 25
Cobre N. Y.	0.10650	0.10525	0.10275	0.10025
Plata N. Y.	0.35500	0.36250	0.36875	0.36750
Plomo N. Y.	0.05500	0.05500	0.05500	0.05500
Plata (Londres)	16-7/16d	16-¾d	16-7/8d	16-7/8d
Plomo (Londres)	£ 18 : 3 : 9	£ 18 : 3 : 9	£ 17 : 15 : 7½	£ 17 : 14 : 4½

OCTUBRE

Metales	Octubre 2	Octubre 9	Octubre 16	Octubre 23	Octubre 30
Cobre Elect. N. Y.	0.09775	0.09775	0.09775	0.09525	0.09275
Plata N. Y.	0.35500	0.35750	0.36000	0.35750	0.53750
Plomo N. Y.	0.05350	0.05200	0.05200	0.05000	0.05100
Plata (Londres)	16-3/8d	16-1/2d	16-11/16d	16-1/2d	16-1/2d
Plomo (Londres)	£ 16:6:10½	£ 15 : 13 : 9	£ 15 : 7 : 6	£ 15 : 15:7½	£ 15:10 : 0

NOVIEMBRE

Metales	Noviembre 6	Noviembre 13	Noviembre 20	Noviembre 27
Cobre N. Y.	0.09275	0.09775	0.11025	0.10275
Plata N. Y.	0.36125	0.35875	0.36000	0.35500
Plomo N. Y.	0.05100	0.05100	0.05100	0.05100
Plata (Londres)	16-11/16 d	16-9/16 d	16-5/8 d	16 - ½ d
Plomo (Londres)	£ 15 : 16 : 3	£ 15 : 10 : 0	£ 16:1:10½	£ 16 : 0 : 0

DICIEMBRE

Metales	Diciembre 4	Diciembre 11	Diciembre 18	Diciembre 26
Cobre Elect. N. Y.	0.11025	0.10650	0.09775	0.10025
Plata N. Y.	0.34750	0.33500	0.31875	0.31625
Plomo N. Y.	0.05100	0.05100	0.05100	0.05100
Plata (Londres).....	16-3/16d	15 : 7/16d	14 : 11/16d	14 : 3/4d
Plomo (Londres).....	£ 15 : 16 : 3	£ 15 : 8 : 1½	£ 14 : 12 : 6	£ 15 : 3 : 1½

Año 1931

ENERO

Metales	Enero 2	Enero 8	Enero 15	Enero 22	Enero 29
Cobre Elect. N. Y.	0.10275	0.10025	0.09775	0.09775	0.09775
Plata N. Y.	0.31125	0.30000	0.28750	0.30000	0.29500
Plomo N. Y.	0.05100	0.04850	0.04750	0.04750	0.04750
Plata (Londres).....	14 : 7/16 d	13 ; 7/8 d	13 : 1/4 d	14 d	13 : 7/8d
Plomo (Londres).....	£ 14 : 17 : 6	£ 14:6:10½	£ 14 : 2 : 6	£ 13:13:1½	£ 13:7:6

FEBRERO

Metales	Febrero 5	Febrero 13	Febrero 19	Febrero 26
Cobre Elect. N. Y.	0.09275	0.09775	0.09900	0.10025
Plata N. Y.	0.27250	0.27625	0.26375	0.26625
Plomo N. Y.	0.04500	0.04500	0.04500	0.04600
Plata (Londres).....	12-7/16d.	12-3/4d.	12-1/4d.	12-3/8d
Plomo (Londres).....	£ 12:16:10 1/2	£ 13:15:7 1/2	£ 13:11:3	£ 14:8:9

Las Cotizaciones de Nueva York están expresadas en centavos oro americano por libra, mientras que las de Londres, para la plata, en peniques por onza, y para el plomo en £ por tonelada de 2,240 libras.

ESTADISTICA DE METALES

Precio medio mensual de los metales:

PLATA

	Nueva York		Londres	
	1930	1931	1930	1931
	Enero.....	45.000	29.423	20.896
Febrero.....	43.193	20.008
Marzo.....	44.654	19.298
Abril.....	42.428	19.554
Mayo.....	40.736	18.850
Junio.....	34.595	16.049
Julio.....	34.346	15.928
Agosto.....	35.192	16.283
Septiembre.....	36.315	16.738
Octubre.....	35.846	16.563
Noviembre.....	35.908	16.625
Diciembre.....	32.635	15.201
Año, término medio.....	38.154	17.666

Cotizaciones de Nueva York: centavos por onza troy: fineza de 999, plata extranjera. Londres: peniques por onza, plata esterlina: fineza de 925.

COBRE

	Nueva York Electrolítico		Standard		Londres	Electrolítico
	1930	1931	1930	1931	1930	1931
	Enero.....	17.775	9.838	71.469	44.938	83.250
Febrero.....	17.775	71.419	83.500
Marzo.....	17.775	69.202	83.405
Abril.....	15.621	62.075	74.338
Mayo.....	12.756	53.159	59.545
Junio.....	12.049	50.003	56.750
Julio.....	11.023	48.277	52.522
Agosto.....	10.693	47.525	50.725
Septiembre.....	10.310	46.264	49.500
Octubre.....	9.597	43.030	45.772
Noviembre.....	10.113	46.134	48.963
Diciembre.....	10.300	46.771	50.065
Anual.....	12.982	54.611	61.528

Cotización de Nueva York, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2,240 lbs.

PLOMO

	Nueva York		Londres		A 3 meses	
	1930	1931	1930	1931	1930	1931
Enero	6.250	4.802	21.545	13.872	21.571	13.905
Febrero	6.236	21.188	21.097
Marzo	5.662	18.807	18.940
Abril	5.537	18.319	18.363
Mayo	5.523	17.795	17.861
Junio	5.410	17.941	17.994
Julio	5.250	18.160	18.063
Agosto	5.488	18.294	18.178
Septiembre	5.500	17.909	17.798
Octubre	5.151	15.747	15.674
Noviembre	5.100	15.934	15.931
Diciembre	5.100	15.283	15.292
Anual.....	5.517	18.077	18.064

Cotización de Nueva York, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2,240 lbs.

ESTAÑO

	Nueva York		Londres	
	1930	1931	1930	1931
Enero	38.851	26.137	175.460	115.798
Febrero	38.676	173.750
Marzo	36.798	164.851
Abril	36.077	162.638
Mayo	32.108	144.818
Junio	30.336	136.300
Julio	29.822	134.511
Agosto	30.044	134.988
Septiembre	29.647	132.621
Octubre	26.802	117.451
Noviembre	25.904	113.519
Diciembre	25.262	111.560
Anual.....	31.694	141.873

Cotización de Nueva York, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2,240 lbs.

ZINC

	St. Louis		Londres		A 3 meses	
	1930	1931	A la vista	A la vista	1930	1931
Enero	5.229	4.035	19.634	12.747	20.241	13.113
Febrero	5.180	19.209	19.778
Marzo	4.934	18.304	18.810
Abril	4.843	17.819	18.378
Mayo	4.641	16.639	17.324
Junio	4.441	16.422	17.038
Julio	4.350	16.171	16.777
Agosto	4.360	15.953	16.469
Septiembre	4.270	15.773	16.080
Octubre	4.059	14.446	14.935
Noviembre	4.266	14.706	15.238
Diciembre	4.099	13.762	14.214
Anual.....	4.556	16.570	17.107

Cotización de St. Louis, centavos por lb.—Londres, £ por ton. de 2,240 lbs.

Producción mensual de cobre crudo: Tons. cortas.

	1928	1929	1929		1930					
	Total	Total	Dic.	Junio	Julio	Agos.	Sept.	Oct.	Nov.	Dic.
Alaska.	22,724	21,947	2,275	1,250	1,673	486	2,223	2,438	1,853	1,817
Calumet & Arizona.	65,182	65,246	5,132	3,939	3,767	3,758	3,730	3,836	3,608	3,166
Magma.	18,251	19,118	1,377	1,150	674	1,494	1,577	1,623	1,940	1,203
Miami.	24,129	29,569	2,609	2,893	2,675	3,035	2,701	2,798	2,657	2,611
Nevada Con.	134,231	133,140	27,543	16,686
Old Dominion.	11,069	11,172	830	845	722	929	756	781	824	879
Phelps Dodge.	102,137	111,026	8,200	6,037	5,755	6,262	6,014	6,015	5,718	5,151
United Verde, Extensión	22,073	29,669	2,371	1,790	1,949	2,014	1,886	1,702	1,504	1,236
Tennessee Copper.	6,792	7,870	705	596	615	622	597	656	667	646

EXTRANJERO

Boleo, Méjico.	12,782	13,196	3,542	3,636	3,537	3,288
Furukawa, Japón.	17,865	17,767	1,552	1,511	1,413	1,626	1,642	1,611	1,432	..
Granby Cons., Canadá.	28,767	30,424	2,345	2,204	2,066	2,330	2,333	1,882	1,771	..
Union Miniere, Africa.	123,880	151,006	..	72,800
Howe Sound.	21,099	21,516	..	5,698	5,828	5,231
Mount Lyell, Aust.	6,582	7,600	624	2,090	3,249	2,504
Sumitomo, Japón.	17,898	20,180	1,612	1,687	1,666	1,537	1,110	2,202	1,554	..
Bwana M'Kubwa.	6,696	6,988	598	501	551	598	617	571	497	..
Braden Copper Co.	109,137	88,155	6,766	5,818	5,824	9,016	8,212	10,299
Chile Exploration Co.	132,932	150,247	8,743	7,486	7,480	7,489	7,486	7,480
Andes Copper Mining Co.	52,029	83,718	5,634	3,936	3,935	3,614	3,941	3,936

Producción comparada de las minas de los Estados Unidos: Tons. cortas

	1928		1929		1930	
	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria
Enero.	68,469	2,209	86,325	2,785	67,838	2,188
Febrero.	67,423	2,325	84,735	3,026	59,196	2,114
Marzo.	70,327	2,269	93,698	3,023	61,216	1,975
Abril.	69,230	2,308	94,902	3,163	60,338	2,015
Mayo.	73,229	2,378	93,392	3,013	60,238	1,943
Junio.	73,224	2,441	82,354	2,745	56,465	1,891
Julio.	73,426	2,369	79,229	2,556	54,249	1,750
Agosto.	73,952	2,482	78,885	2,545	56,779	1,832
Septiembre.	78,341	2,611	79,402	2,647	56,584	1,886
Octubre.	86,480	2,790	82,575	2,664	55,954	1,805
Noviembre.	85,382	2,846	75,934	2,531	53,141	1,771
Diciembre.	85,677	2,764	74,772	2,412	48,518	1,565
Total.	909,051	..	1,006,203	..	690,263	..
Promedio mensual.	75,754	..	83,850	..	57,522	..
Promedio diario.	2,484	..	2,757	..	1,891

ESTADÍSTICAS DE LA INDUSTRIA COBRERA, SEGUN DATOS PUBLICADOS POR EL AMERICAN BUREAU OF METAL STATISTICS

CUADRO I

Producción Mundial de Cobre en 1930

(Expresada en toneladas de 2,000 lbs. de cobre fino)

	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Enero
Estados Unidos.	66,698	68,481	70,419	64,816	60,022	53,429
Méjico.	4,812	5,078	5,403	3,955	4,656	4,489
Canadá.	12,850	12,015	8,573	7,678	9,508	8,852
Chile y Perú.	26,937	26,374	27,836	22,580	20,752	24,064
Japón.	7,314	7,590	7,601	7,631	7,196	7,003
Australia.	1,548	1,832	595	1,535	1,020	300
Alemania.	5,784	5,429	6,017	6,419	5,798	5,353
Europa (a).	11,200	11,500	13,200	12,900	13,000	12,500
Otros países (b).	12,700	12,700	17,700	15,700	14,300	13,400
Total Mundial.	(b) 149,843	151,005	157,344	143,214	136,252	129,390

a) Incompleto; en parte estimado.—b) Principalmente Africa.

CUADRO N.º II

Producción mundial de cobre por meses

	1929 Producción		1930 Producción		1931 Producción	
	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria
Enero.	178,783	5,767	157,548	5,082	129,390	4,174
Febrero.	167,090	5,968	143,083	5,110	128,685	4,596
Marzo.	192,792	6,219	154,044	4,969	—	—
Abril.	196,820	6,561	150,595	5,020	—	—
Mayo.	192,589	6,213	153,488	4,951	—	—
Junio.	174,586	5,820	150,697	5,023	—	—
Julio.	174,507	5,629	148,929	4,804	—	—
Agosto.	173,430	5,595	154,743	4,992	—	—
Septiembre.	174,135	5,805	156,705	5,224	—	—
Octubre.	175,360	5,657	157,344	5,076	—	—
Noviembre.	170,585	5,636	143,214	4,774	—	—
Diciembre.	165,728	5,346	136,252	4,395	—	—
Total.	2,136,405	5,853	1,806,642	4,950	258,075	4,373
Promedio mensual.	178,034	—	150,554	—	—	—

CUADRO III
Producción y consumo mundial de cobre 1929
(En tons. de 2,000 lbs.)

	PRODUCCIÓN			Consumo
	Minas	Fundiciones	Refinerías	
Estados Unidos.....	1,026,348	1,179,269	1,542,238	1,119,400
Méjico.....	86,759	63,795	—	—
Canadá.....	121,151	79,186	2,913	22,700
Cuba.....	15,740	—	—	—
Bolivia.....	7,700	—	—	—
Chile.....	348,365	333,296	266,706	—
Perú.....	59,980	59,527	—	—
Austria.....	3,856	3,856	3,856	19,900
Francia.....	2,205	2,205	(a)	150,900
Alemania.....	28,660	59,083	131,615	238,900
Gran Bretaña.....	—	19,841	(a)	171,500
Yugoeslavia.....	23,503	23,503	—	(a)
Noruega.....	16,158	2,633	(a)	(a)
Rusia.....	29,762	29,762	36,581	57,300
España y Portugal.....	56,660	24,768	(a)	19,500
Suecia.....	3,500	5,271	(a)	29,100
Otros países europeos.....	5,512	12,000	122,542	165,600
Japón.....	82,281	82,281	82,281	77,600
India.....	6,800	1,976	1,832	(b)
Otros países asiáticos.....	2,000	2,000	—	10,600
Australasia.....	15,979	13,907	12,179	8,800
Africa.....	161,191	147,880	15,335	12,100
Totales.....	2,104,110	2,146,039	2,218,078	2,103,900

(a) Incluidos en otros países europeos.—(b) Incluido en otros países asiáticos.

CUADRO IV
Resumen de las Importaciones y Exportaciones de los Países Extranjeros
(En toneladas métricas)

PAISES IMPORTADORES DE COBRE

PAISES	Forma	Promedio mensual de la importaciones netas		1930	
		1928	1929	Promedio mensual de las importaciones netas	Número de meses registrados
Austria.....	(c)	1,271	1,147	828	9
Bélgica.....	(c)	3,518	4,978	1,123	9
Checoslovaquia.....	(c)	1,573	1,177	1,340	9
Francia.....	(d)	10,360	11,626	10,975	8
Alemania.....	(a)	17,099	13,566	9,397	9
Gran Bretaña.....	(a)	11,571	11,443	11,493	10
Hungría.....	(c)	916	750	584	6
Italia.....	(e)	6,363	4,537	3,618	8
Polonia.....	(c)	827	792	397	9
Suecia.....	(b)	1,518	1,800	2,015	9
Suiza.....	(a)	1,300	1,134	1,208	10
Japón.....	(b)	1,212	234	(g)	(g)
Indias Británicas.....	(b)	149	73	55	8

a) Barras, lingotes, blocks y cakes.—b) Lingotes, placas, etc.—c) Lingotes, placas, etc., incluyendo cobre viejo.—d) Cobre y sus aleaciones en lingotes, placas, etc.—e) Cobre y sus aleaciones en lingotes etc., incluyendo cobre viejo.—f) Las importaciones excedieron a las exportaciones.—g) Las exportaciones excedieron a las importaciones.

PAISES EXPORTADORES DE COBRE

PAISES	Forma	Promedio mensual de las exportaciones netas		1930	
		1929	1930	Promedio mensual de las exportaciones netas	Número de meses registrados
Canadá.....	(b)	5,148	5,820	3,734	1
Chile.....	(a)	25,076	15,876	(K)	(K)
España.....	(b)	528	1,918	(K)	(K)
Australia.....	(a)	256	773	(K)	(K)
Japón.....	(b)	(f)	1,512	(K)	(K)

CUADRO N.º V
Resumen de las Estadísticas del Cobre 1930-1931

(En toneladas de 2,000 lbs.)

	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Sept.	Octubre	Novbre.	Diciemb.	Enero	Febrero
Producción:										
Minas, Estados Unidos.....	60 238	56,743	54,249	56,136	56,584	55,904	53,141	48,726	48,059	47,504
Blister, Norteamérica.....	89,980	85,531	84,426	84,560	85,580	84,395	76,449	74,186	66,770	68,786
Blister, Sudamérica.....	22,213	23,043	23,328	26,937	26,374	27,886	22,580	20,752	24,064	24,124
Refinado, Norte y Sudamérica.....	132,183	124,821	123,179	120,778	116,004	118,229	112,646	106,366	102,458	99,853
Mundial, reducido a blister.....	148,788	145,797	143,615	149,843	152,405	152,544	(b)	136,252	129,390	(b)
Stocks (Fin de mes):										
NORTE Y SUD AMÉRICA:										
Blister, (inc. en elaboración).....	265,106	253,884	242,212	234,135	236,464	240,145	224,531	218,799	210,637	202,721
Refinado.....	308,646	316,762	322,032	347,688	360,650	364,930	369,832	367,175	363,827	363,629
Total.....	573,752	570,596	564,251	581,823	597,114	605,075	594,363	585,974	574,464	566,353
GRAN BRETAÑA (c):										
Refinado.....	2,727	2,147	1,733	2,742	2,575	5,042	6,361	6,443	7,431	8,699
Otras formas.....	5,983	5,825	5,333	4,999	3,893	3,217	2,628	2,153	1,747	1,784
Total.....	8,710	7,972	7,066	7,741	6,468	8,259	8,989	8,596	9,178	10,483
Havre.....	8,042	6,972	7,868	6,614	6,392	6,638	5,206	3,896	3,920	3,783
Japón.....	11,361	10,463	8,550	6,554	5,236	(b)	(b)	4,581	(b)	(b)
Exportaciones Norteamericanas:										
Cobre metálico (d).....	40,186	34,959	32,421	33,140	30,478	30,714	(b)	32,207	42,192	(b)
Importaciones Norteamericanas:										
Mineral, ejes, etc.....	5,980	6,611	6,983	3,939	11,118	7,762	(b)	5,397	5,748	(b)
Cobre metálico, incluido cobre viejo	22,495	28,119	23,776	26,502	23,936	30,838	(b)	22,068	17,614	(b)

a) Incluye catodos de cobre.—b) Aún no se tienen datos.—c) En depósitos oficiales solamente.— (Lingotes, cañerías y tubos, planchas y láminas, varillas, alambres y cobre viejo.

CUADRO VI

Producción de Cobre Refinado, Embarques y Stocks Norte y Sudamérica

(En toneladas de 2,000 lb.)

PROVENIENTES DE LAS SIGUIENTES PLANTAS: BALTIMORE, PERTH AMBOY, TACOMA, HUBBELL, HOUGHTON, HANCOCK, LAUREL HILL, RARITAN, GREAT FALLS, CARTERET, EL PASO, AJO, INSPIRATION, HAYDEN, CALETONES, CHUQUICAMATA, POTRERILLOS Y TRAIL. INCLUIDO EL COBRE BESSEMER.

	PRODUCCIÓN			EMBARQUES				Stock al fin del período
	Primario	Cobre viejo	Total	Diario	Exportación	Interior	Total	
1926.....	1.383,604	56,850	1.449,454	3,946	525,861	902,174	1.428,035	85,501
1927.....	1.418,815	57,691	1.476,506	4,045	641,865	824,844	1.466,709	95,298
1928.....	1.551,062	76,787	1.627,849	4,448	674,221	983,460	1.657,681	65,466
1929.....	1.811,857	4,964	586,594	1.119,409	1.706,003	171,320
1930								
Enero.....	123,193	9,181	132,374	4,270	30,358	69,932	100,290	203,404
Febrero.....	109,826	11,369	121,195	4,328	29,597	61,879	91,476	233,123
Marzo.....	114,899	12,165	127,064	4,099	30,523	73,644	104,167	256,020
Abril.....	113,758	10,773	(a) 124,531	4,151	29,196	50,017	79,213	301,338
Mayo.....	122,259	9,924	132,183	4,264	49,115	75,760	124,875	308,646
Junio.....	117,576	7,245	124,821	4,161	44,818	71,887	116,705	316,762
Julio.....	123,179	3,974	42,466	75,436	117,902	322,039
Agosto.....	120,778	3,896	38,319	56,810	95,129	347,688
Septiembre.....	116,004	3,367	37,873	65,169	103,042	360,650
Octubre.....	118,229	3,814	38,246	75,703	113,949	364,930
Noviembre.....	112,646	3,755	45,051	62,693	107,744	369,832
Diciembre.....	106,366	3,431	39,169	69,854	109,023	367,175
Total.....	701,511	60,657	1.459,370	3,998	454,731	808,784	1.263,515	—
1931								
Enero.....	102,458	3,305	45,597	60,209	105,806	363,827
Febrero.....	99,853	3,566	39,415	60,636	100,051	363,629
Marzo.....
Total.....	202,311	3,429	85,012	120,845	205,857	—

(a) Incluye la importación de catodos.

CUADRO VII

IMPORTACIONES Y EXPORTACIONES DE COBRE EN LOS PRINCIPALES PAISES 1930-1931

(En forma manufacturada, es decir, lingotes, planchas, etc., con o sin cobre viejo especificadas de acuerdo con los métodos usados por los gobiernos respectivos; toneladas métricas, excepto cuando se diga otra cosa).

IMPORTACIONES

	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	1931 Enero
Estados Unidos (b) tons. cortas.	27,890	23,595	26,439	23,713	30,459	22,844	21,895	17,433
Canadá (tons. cortas).	510	510	626	143	881	41	80	100
Austria.	1,036	1,194	1,375	931	525	1,217	979	668
Bélgica.	5,727	6,408	2,469	11,890	15,237	9,268	8,656	—
Checoslovaquia.	2,120	1,692	1,613	1,967	1,739	1,736	1,950	1,458
Francia.	10,304	10,384	10,236	11,022	11,022	9,470	12,799	—
Alemania.	18,042	14,039	18,614	14,634	15,653	15,832	19,140	15,988
Gran Bretaña (tons. largas).	15,086	13,688	12,308	13,757	16,399	10,877	11,024	10,870
Hungría.	1,696	—	—	—	—	—	—	—
Italia.	3,681	4,257	3,875	—	4,628	4,224	6,417	—
Holanda.	535	455	635	417	599	471	286	314
Polonia.	106	608	404	574	570	361	785	397
Suecia.	2,392	3,266	2,839	1,457	1,724	1,382	2,002	1,152
Suiza.	1,295	1,258	1,601	1,563	1,431	1,352	1,547	984

EXPORTACIONES

Estados Unidos (c).	27,493	25,985	26,175	24,218	26,251	31,478	24,170	34,009
Canadá.	6,064	5,343	7,168	6,517	5,139	4,283	3,759	4,216
Chile.	21,987	—	—	—	—	—	—	—
Perú.	173	—	—	—	—	—	—	—
Austria.	141	141	122	44	55	155	93	86
Bélgica.	6,336	10,137	9,438	8,737	7,130	8,925	4,398	—
Checoslovaquia.	245	551	361	584	282	335	335	362
Francia.	136	439	361	194	194	281	944	—
Alemania.	2,618	2,374	1,989	2,335	2,138	2,526	3,880	3,450
Gran Bretaña (tons. largas).	379	577	206	502	550	766	1,022	380
G. Bretaña (extranjero) tons. largas	220	182	252	240	633	258	723	300
Suiza.	238	361	113	377	477	412	371	261
Japón.	956	1,832	1,893	2,129	2,157	982	686	—
Australia.	1,050	1,358	328	900	202	1,360	400	—

a) Trimestral.—b) Lingotes, barras, etc., refinado y no refinado.—c) Refinado.1

MERCADO DE MINERALES Y METALES

Estas cotizaciones que han sido tomadas del Engineering and Mining World de Nueva York, Febrero de 1931, se refieren a ventas en grandes lotes al por mayor libre a bordo (f. o. b.) New York, salvo que se especifique de otra manera. Los precios de Londres están dados de acuerdo con los últimos avisos. El signo \$ significa dollars U.S. Cy.

METALES

Aluminio.—98 y 99% a \$ 0.23 la libra.—Mercado inactivo.—Londres, 98% £ 85 tonelada de 2,240 libras.

Antimonio.—Standard en polvo a 200 mallas, óxido blanco de la China de 99% Sb, O, a 7 centavos la libra (nominal).

Bismuto.—En lotes de toneladas, precio \$ 1.25 por libra.—Londres, 5 sh

Cadmio.—Por libra a \$ 0.70.—En Londres a 2 sh. 4d. para metal australiano. Excelente demanda.

Cobalto.—De 97 a 99% de \$ 2.50 la libra, para el óxido negro de 70% a \$ 2.10.—Londres 10 sh. por libra para el cobalto metálico.

Magnesio.—Precio por libra y en lotes de tonelada, de \$ 0.75 a \$ 1.05.—Londres 2 sh. a 3 sh. 6d. de 99%.—Mercado firme.

Molibdeno.—Por libra y en lotes de una a tres libras, de 99% a \$ 11.—Generalmente se vende como molibdato de calcio a razón de 95 centavos por lb. de Mo., o bien como aleación de ferromolibdeno de 50 a 60% de Mo., a \$ 1.20 f. o. b. por lb. de Mo. contenido.

Mercurio.—\$ 104 a \$ 106 por frasco de 76 libras.—Londres a £ 23.—Mercado flojo.

Niquel.—Electrolítico \$ 0.35, la libra con 99.9% de ley.—Londres £ 170 a £ 175 por tonelada de 2,240 libras, según la cantidad. Las demandas continúan bastante buenas.

Paladio.—Por onza, se cotiza de \$ 22 a 23.—En pequeñas partidas a \$ 55 por onza.—Londres £ 3 a £ 4 la tonelada (nominal).

Platino.—Precio oficial de metal refinado, \$ 36 la onza. Los negociantes y refinadores cotizan la onza de metal refinado a varios dólares más bajo.—Precio nominal. Londres £ 6 a £ 7.—por onza refinado.

Radio.—\$ 70 por mgr. de radio contenido.

Selenio.—Negro en polvo, amorfo, 99.5%, puro de \$ 1.95 a \$ 2.00 por libra en lotes de 500 libras Londres 7 sh. 8 d. por libra.

Tungsteno.—En polvo, de 97 a 98%, de ley, \$ 1.70 a \$ 1.75 por libra de tungsteno contenido.

MINERALES METALICOS

Mineral de Antimonio.—Mineral boliviano

con 60% de antimonio metálico a \$ 1.30 por unidad y tonelada corta, c. i. f. Nueva York. Mercado tranquilo. Londres, por unidad en tonelada larga de 3sh. a 4sh.

Minerales de Hierro.—Por tonelada métrica puestos puertos del Lago.—Minerales de Lago Superior: Mesabi.—no—bessemer de 51,5% de hierro a \$ 4.50.—Old Range.—no—bessemer a \$ 4.65.

Mesabi.—bessemer de 51,5% de hierro a \$ 4.65.—Old Range.—bessemer de 51,5% de hierro a \$ 4.80.

Minerales del Este, en centavos por unidad, puestos en los hornos: Fundición y básico de 56 a 63%, a nueve centavos.

Para minerales del extranjero f. o. b. carros en puertos del Atlántico, en centavos por unidad:

Del norte de Africa, con bajo contenido de fósforo a 10½ centavos.

De España y del norte de Africa minerales básicos de 50 a 60% de hierro, de 9½ a 10 centavos.

Fundición o minerales básicos suecos, de 66 a 68% de hierro, de 9 a 10½ centavos.

Fundición de Newfoundland, con 55% de hierro de 8,5 a 9 centavos.

Mineral de cromo.—Por tonelada, f. o. b. en puertos del Atlántico, a \$ 19.50 para minerales de 46 a 48% de Cr₂O₃.

Mineral de Manganeso.—De \$ 0.29 a \$ 0.30 por unidad en la tonelada de 2,240 libras en los puertos, más el derecho de importación. Mínimo 47% de Mn. Productos del Cáucaso lavado de 52 a 55% se cotiza de \$ 0.27 a \$ 0.28 por unidad.

Mineral de Tungsteno.—Por unidad, en Nueva York, wolframita, de alta ley, \$ 12.50 Shelita, de \$ 13.00 a \$ 14.00.—Mercado muestra signos de activarse.

Mineral de Vanadio.—Por libra de V₂O₅, contenido 28 centavos.

MINERALES NO METALICOS

Los precios de los minerales no metálicos varían mucho y dependen de las propiedades físicas y químicas del artículo. Por lo tanto, los precios que siguen, sólo pueden considerarse como una base para el vendedor, en diferentes partes de los Estados Unidos.

El precio final de estos artículos sólo puede arreglarse por medio de un convenio directo entre el vendedor y el comprador.

Asbesto.—Crudo N.º 1, \$ 475 a 575. Crudo N.º 2 \$ 350; en fibras \$ 150 a \$ 175. Stock para techos, \$ 50 a \$ 85. Stock para papel \$ 35 a \$ 40. Stock para cemento \$ 20. Desperdicios \$ 10 a \$ 20. Fino, \$ 15. Todos estos precios son por tonelada de 2,000 libras f. o. b. Quebec; el impuesto y los

sacos están incluidos. Existe un mercado muy activo y firme. Las minas trabajan a su total capacidad.

Azufre.—A \$ 18 por tonelada f. o. b., para azufre de Texas para la exportación \$ 22 f. a. s. en puertos del Atlántico.

Barita.—Mineral crudo, \$ 6,50 por tonelada f. o. b.; minas de Georgia. Pequeña demanda. Blanca, descolorada, a 325 mallas \$ 18 la ton.—Mineral crudo de 93% SO_4 . Ba con un contenido no superior de 1% de hierro \$ 7,75 f. o. b. minas.

Bauxita.—N.º 1 mineral puro, sobre 55% a 58% de Al_2O_3 y con menos de 5% de SiO_2 y menos de 3% de Fe_2O_3 , \$ 7.—por ton. de 2,240 libras f. o. b.; minas Georgia.—

Bórax.—Por tonelada, en sacos y en lotes sobre carros, en cristales \$ 56.—; granulado \$ 50.—; en polvo \$ 57,50; f. o. b. en puertos.

Cal para flujo.—Depende de su origen; f. o. b. puertos de embarque, por tonelada, chancada a media pulgada y a menos, de \$ 0,25 a \$ 1,75. Para usos agrícolas, \$ 0,75 hasta \$ 6 según su pureza y grado de finura.

Cuarzo en cristales.—Sin color y claro en pedazos de $\frac{1}{4}$ a $\frac{1}{2}$ libra de peso \$ 0,20 por libra, en lotes de más de 1 tonelada. Para usos ópticos y con las mismas condiciones, \$ 0,80 por libra.

Feldespato.—Por tonelada, molido Canadá \$ 22,50; New England, \$ 22.—; Southern, \$ 20.—Trenton \$ 25.—; Western \$ 24.—

Fluospato.—En colpa, con no menos de 82% de CaF_2 y no más de 5% de SiO_2 , a \$ 12,75.—por tonelada de 2,000 libras.

Grafito.—De Ceylán de primera calidad, por libra, en colpa, \$ 0,08 a \$ 0,09. En polvo de \$ 0,03 a \$ 0,05. Amorfo crudo, \$ 15 a \$ 35 por tonelada según la ley.

Kaolina.—Precios f. o. b. Virginia, por tonelada corta, cruda N.º 1, \$ 6. Cruda N.º 2, \$ 5,50. Lavada, S. Pulverizada, \$ 10 a \$ 18. Inglesa importada f. o. b., en los puertos americanos, en colpa de \$ 14 a \$ 20.—Pulverizada, \$ 40 a \$ 45.

Magnesita.—Por tonelada de 2,000 libras f. o. b. California, calcinada en colpa, 80% MgO , Grado «A» a 200 mallas, \$ 43. Grado «B» \$ 40.—Cruda \$ 11. Calcinada a muerte \$ 29.

Mica.—Precios f. o. b. en Nueva York por libra impuestos pagados, clase especial, libre de hierro, \$ 3,75; N.º A 1, \$ 2,50.—N.º 1 a \$ 2.—; N.º 2, \$ 1,65; N.º 3 a \$ 1,15; N.º 4 a \$ 0,60; N.º 5 a \$ 0,45. Las clases se refieren al tamaño de las hojas.

Monacita.—Mínimo 6% ThO_2 a \$ 60 por tonelada.

Potasa.—Cloruro de potasa de 80 a 85% sobre la base de 80% en sacos, \$ 37,15; a granel \$ 35,55. Sulfato de potasa de 90 a 95% sobre la base de 90%, en sacos \$ 48,25; a granel \$ 46,65. Sulfato de potasa y magnesia, 48 a 53%, sobre la base de 43%, en sacos \$ 27,80; a granel \$ 26,20. Para abono de 30% \$ 22,15 y de 20% \$ 15,65 en sacos.

Piritas.—Españolas de Tharsis de 48% de azufre, por tonelada de 2,240 libras c. i. f. en los puertos de los Estados Unidos, tamaño para los hornos, ($2\frac{1}{2}$ " de diámetro) a 13 centavos la unidad.

Sílice.—Molida en agua y flotada, por tonelada, en sacos f. o. b. Illinois, a 325 mallas, de \$ 16; a 40.

Cuarcita.—99% de SiO_2 ; Arena para fabricar vidrios, \$ 1,25 a \$ 5, por tonelada; para ladrillo y moldear, \$ 0,65 a \$ 3,50.

Talco.—Por tonelada, de 99% en lotes sobre carro, molido a 200 mallas, extra blanco, \$ 9.—De 96% a 200 mallas, medio blanco, de \$ 8,50. Envase, sacos de papel de 50 libras \$ 1.—extra.

Tiza.—Precio por tonelada f. o. b. Nueva York, cruda y a granel, \$ 4,75 a 5 dollar.

Yeso.—Por tonelada, según su origen, chancado, \$ 1,50 a \$ 3; molido, de \$ 4 a \$ 7; para abono, de \$ 4 a \$ 7, calcinado, de \$ 8 a \$ 9.

Zirconio.—De 90%, \$ 0,04 por libra, f. o. b. minas, en lotes sobre carros; descontando fletes para puntos al Este del Mississippi.

OTROS PRODUCTOS

Nitrato de soda.—Crudo a \$ 2,07 a \$ 2,10 por cada 100 libras. En los puertos del Atlántico.

Molibdato de Calcio.—A \$ 0,95 a \$ 1.— por cada libra de Molibdeno contenido.

Oxido de Arsénico.—(Arsénico blanco) \$ 0,04 por libra. En Londres, a £ 18 por tonelada de 2,250 libras de 99%.

Oxido de Zinc.—Precio por libra, ensacados y en lotes sobre carro y libre de plomo; 0,06 $\frac{1}{2}$. Francés, sello rojo, a \$ 0,09 $\frac{1}{4}$.

Sulfato de Cobre.—Ya sea en grandes o pequeños cristales a cuatro centavos por libra.

Sulfato de Sodio.—Por tonelada en sacos f. o. b. Nueva York, \$ 18 a \$ 20. De 9% en barriles 22 dólares.

LADRILLOS REFRACTARIOS

Ladrillos de cromo.—\$ 45 por tonelada neta f. o. b. puertos de embarque.

Ladrillos de Magnesita.—De 9 pulgadas, derechos \$ 65 por tonelada neta f. o. b. Nueva York.

Ladrillos de Sílice.—A \$ 43 por M. en Pennsylvania y Ohio; \$ 51 Alabama; en Illinois a \$ 52.—

Ladrillos de Fuego.—De arcilla; primera calidad \$ 43 a \$ 46; de segunda clase, de \$ 35 a \$ 38.

PRODUCCION MINERA

CUADRO I

Producción de carbón.—Enero de 1931

ZONAS	Departamentos	Compañías Carboníferas	Minas	PRODUCCION EN TONELADAS		PERSONAL OCUPADO	
				Bruta	Neta	Obreros	Empleados
1.º Departamento de Concepción	Concepción	Lirquén Cosmito	Lirquén	4,092	4,034	563	18
			Cosmito	1,300	1,105	190	8
				5,392	5,139	763	26
2.º Bahía de Arauco	Coronel	Mineral e Industrial de Chile Fund. Schwager	Chiflón, Grande, Pique Grande y Pique Alberto	65,423	61,317	6,173	289
	Coronel		Chiflones Puchoco 1, 2 y 3	16,312	13,759	2,791	190
					81,735	75,076	8,964
3.º Resto Provincia de Concepción	Arauco	Lebu	Fortuna y Constancia	1,496	1,106	281	8
	Coronel	Curanilahue	Curanilahue y Plegarias	—	—	104	26
				1,496	1,106	385	34
4.º Provincia de Valdivia	Valdivia	Máfil	Máfil	615	584	40	1
	Valdivia	Suc. Arrau	Arrau	—	—	—	—
				615	584	40	1
5.º Provincia de Magallanes	Magallanes	Menéndez Behety Río Verde	Loreto	429	427	12	6
	Río Verde		Elena	2,564	2,477	39	2
					2,993	2,904	51
Total				92,231	84,809	10,193	548

CUADRO II

Producción de cobre en barras.—Enero de 1931

ESTABLECIMIENTO	Compañía	MINERALES BENEFICIADOS		COBRE FINO (Barras)		PERSONAL			
		Toneladas	Ley	Toneladas	Ley	Obreros		Empleados	
						Chilenos	Extranjeros	Chilenos	Extranjeros
Chuquicamata	Chile Exploration C.º	433,965	1,702	6,461,352	99,9563	3,616	373	892	5
Totterillos	Andes Copper Mining Co.	282,216	1,25	1,224,699	99,28	—	—	—	—
Peniente	Braden Copper Co.	456,812	2,165	7,800,000	99,71	3,167	59	506	127
Chagres	Cía Minas y Fundición de M'Zaita	—	—	—	—	6,192	16	745	135
Naltagua	Société de Mines de Cuivre de Naltagua	5,262	9,548	486,252	99,30	112	—	28	2
						421	4	26	18
Total		1,178,255		17,927,36		13,508	452	2,197	427

CUADRO III

Producción de oro, plata, plomo, cobre y carbón de las compañías mineras

COMPAÑIAS	Producto	Uni- dad	Total 1930	AÑO 1931			
				Enero	Feb.	Marzo	Abril
Beneficiadora de Taltal, Cía. Minas.....	Plata fina.....	Kgs.	5,662	nó	nó	nó	nó
Condoriaco, Soc. Benef. de plata de.....	Plata.....	>	3,330	nó	nó	nó	..
	Oro.....	>	27
Disputada de las Condes, Cía. Minera.....	Concent. 23% cobre....	Tons.	23,320
Gatico, Cía. Minas de....	Cobre fino.....	>	3,224	..	nó	nó	nó
Guanaco, Cía. Minera del	Precipitados con ki- los de oro.....	Kgs.
Poderosa, Mining Com- pany.....	Concent. cobre.....	>	14,263
Tocopilla, Cía. Minera de.	Minerales 15% co- bre.....	>	24,323
	Concent. 28% co- bre.....	>	7,657
Minera e Industrial de Chile, Cía.	Carbón.....	>	847,629	66,239
Schwager, Cía. Carbonif- era y de Fundición...	Carbón.....	>	477,982	16,295

(1) Paralizó la producción.

CUADRO IV

Producción de las principales compañías estañíferas de Bolivia

COMPAÑIAS	Producto	Uni- dad	Total 1930	AÑO 1931			
				Enero	Feb.	Marzo	Abril
Araca, Emp. de Estaño de Cerro Grande, Cía. Esta- ñífera de.....	Barrilla estaño.....	Tons.	3,171	200	210
	> >	Q. esp.	14,020	917	650
Colquirí, Cía. Minas de..	> >	>	11,396
Morococala, Cía. Estañí- fera.....	> >	>	45,068	3,788	3,130
Oploca, Cía. Minera y Agrícola.....	Cuarta barrilla.....	>
Ocuro, Cía. Estañífera de	> >	>	112,770
Oruro, Cía. Minera de...	> >	>	10,005	103	188
	Barrilla estaño.....	Tons.	1,475
Patíño, Mines & Enter- prises Cons.....	Plata.....	Kgs.	14,788
	Estaño fino.....	Tons.	21,260	1,436	1,120

MINISTERIO DE FOMENTO — CHILE

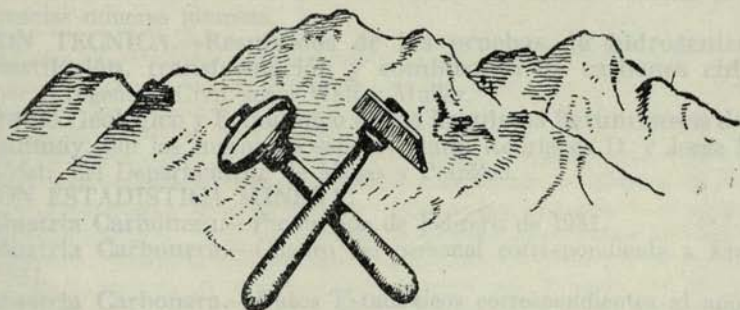
BOLETIN

DEL

Departamento de Minas y Petróleo

FEBRERO 1931

TOMO I—NUMERO 2



SANTIAGO DE CHILE
SOC. IMP. Y LITO. UNIVERSO
AHUMADA, 32

1931

BOLETIN DE MINAS Y PETROLEO

ORGANO DEL DEPARTAMENTO DE MINAS Y PETROLEO
MINISTERIO DE FOMENTO

TOMO I

SANTIAGO DE CHILE, FEBRERO DE 1931

NUMERO 2

SUMARIO

SECCION ADMINISTRATIVA.—Decretos Supremos que se refieren a asuntos del Servicio:

Designa Comisión para el estudio de la refinación de petróleo y la hidrogenización de carbones.

Se designa perito mensurador de mina a don Gustavo Harfargar.

Nombra Director interino del Departamento de Minas y Petróleo al Ingeniero don Marín Rodríguez D.

Se autoriza la inversión de \$ 160,000.— en Exploraciones Geofísicas.

Se autoriza cubrir los gastos que demandará una prueba experimental de diez días en la Planta yoduradora de cobre.

Se autoriza el gasto que demanden las Exploraciones Geofísicas durante el primer trimestre de 1931.

Se nombra Ingenieros de la Sección de Carbón y Petróleos del Departamento.

Se designa perito mensurador de minas al Ingeniero don Alfredo Repenning E.

Se da en arrendamiento una sonda a la Compañía Explotadora de las Islas del Oro.

Sobre la intervención de los Tesoreros en los trámites de remates de pertenencias mineras merosas.

SECCION TECNICA.—Resultados de las pruebas de hidrogenización, destilación, transformación y combustión de carbones chilenos, por el Ingeniero Civil, señor Walter Muller.

Estudio Geológico y Económico de los Esquistos Betuminosos de Lonquimay, por los Ingenieros señores Marín Rodríguez D. y Jorge Muñoz Cristi, del Departamento de Minas y Petróleo.

SECCION ESTADISTICA MINERA.

Industria Carbonera.—Producción de Febrero de 1931.

Industria Carbonera.—Cuadro del personal correspondiente a Enero de 1931.

Industria Carbonera.—Datos Estadísticos correspondientes al año 1930.

Industria Carbonera.—Consumo de carbón nacional durante el año 1930.

Producción de cobre fino durante Febrero de 1931.

Producción de minerales de cobre durante el mes de Enero de 1931.

Producción de minerales auríferos durante el mes de Enero de 1931.

Producción de minerales varios durante el mes de Enero de 1931.

BOLETIN DE MINAS Y PETROLEO

ORGANO DEL DEPARTAMENTO DE MINAS Y PETROLEO
MINISTERIO DE FOMENTO

TOMO I | SANTIAGO DE CHILE, FEBRERO DE 1931 | NUMERO 2

SUMARIO

- SECCION ADMINISTRATIVA.**—Decretos Supremos que se refieren a asuntos del Servicio:
Designa Comisión para el estudio de la relación de petróleo y la distribución según de carbonos.
Se designa parte integrante de mina a don Gustavo Hartman.
Nombró Director interino del Departamento de Minas y Petróleo al Ingeniero don María Rodríguez A.
Se autoriza la inversión de \$ 150.000 -- en las posiciones (Cofre) de autoría entre las partes que detentan una prueba experimental de diez días en la forma que se indica en el cuerpo.
Se autoriza el gasto que detentan las Explotaciones (Cofre) durante el primer trimestre de 1931.
Se nombra Ingeniero de la Sección de Minas y Petróleo del Departamento de Minas al Ingeniero don Alfredo Rodríguez A.
Se designa parte integrante de mina a la Compañía Explotadora de las Islas de Osorno.
Sobre la intervención de los Técnicos en los trabajos de remedia de parte de las minas.
SECCION TECNICA. Resultados de las pruebas de hidrogenación, desulfuración, transformación y combustión de carbonos chilenos por el Ingeniero Civil señor Walter Müller.
Estado Geológico y Económico de los Estudios Batimétricos de Lanquar, por los Ingenieros señores María Rodríguez A. y don Andrés Rodríguez A.
SECCION ESTADISTICA MINERA.
Industria Carbonera.—Producción de Febrero de 1931.
Industria Carbonera.—Cambio del personal correspondiente a Enero de 1931.
Industria Carbonera.—Datos estadísticos correspondientes al año 1930.
Industria Carbonera.—Consumo de carbón nacional durante el año 1930.
Producción de cobre fino durante Febrero de 1931.
Producción de minerales de cobre durante el mes de Enero de 1931.
Producción de minerales surtidos durante el mes de Enero de 1931.
Producción de minerales varios durante el mes de Enero de 1931.

SECCION ADMINISTRATIVA

DECRETOS SUPREMOS QUE SE REFIEREN A ASUNTOS DEL SERVICIO.

Designa comisión para el estudio de la refinación de petróleo y la hidrogenización de carbones.

Santiago, 30 de Diciembre de 1930.

S. E. DECRETO HOY LO QUE SIGUE:

N.º 2958.—Teniendo presente que recientemente el H. Congreso Nacional ha despachado una ley que reserva al Estado el derecho de refinar el Petróleo, y de hidrogenizar carbones, y

Que hay conveniencia en definir a la mayor brevedad posible la política que adoptará el Gobierno para hacer uso de las facultades que dicha ley le acuerda,

D E C R E T O:

1.º—Nómbrese una comisión ad-honorem, compuesta del Director del Departamento de Minas y Petróleo, don Mariano Riveros; del Director del Departamento de Industrias Fabriles, don Marcos Orrego; del Jefe de la Sección Carbón y Petróleo del Departamento de Minas, don Roberto Müller; y de los señores Carlos Barroilhet, Presidente de la Asociación Carbonera de Chile; Javier Gandarillas, Presidente de la Sociedad Nacional de Minería; Carlos Lanas Vice-Presidente de la misma sociedad; y Walter Müller, Ingeniero Técnico de la Fábrica de Gas, para que estudie e informe al Gobierno sobre los medios de llevar a cabo la refinación de petróleo y la hidrogenización de carbones, en relación con el problema de la provisión de combustibles líquidos al país.

2.º—Dicha Comisión será presidida por el Ministro de Fomento y, en su ausencia, por el Director del Departamento de Minas y Petróleo.

Tómese razón y comuníquese.—C. IBÁÑEZ C.—Luis Matte L.

SE DESIGNA PERITO MENSURADOR DE MINAS

Santiago, 9 de Enero de 1931.

S. E. DECRETO HOY LO QUE SIGUE:

N.º 76.—Visto lo dispuesto en el artículo 52 del Código de Minería,

D E C R E T O:

Sin perjuicio de lo prescrito en el inciso 1.º del artículo 52 del Código de Minería, désignase a don Gustavo B. Harfargar para que desempeñe las funciones de Ingeniero o Perito autorizado en la realización de la operación de mensura de las minas que se constituyan en los Departamentos de Antofagasta y El Loa, debiendo el interesado conformar sus actos de acuerdo con las instrucciones que le imparta el Servicio de Minas del Estado.

Tómese razón, comuníquese y publíquese en el "Diario Oficial". — C. IBÁÑEZ C. — Luis Matte L.

NOMBRAMIENTO DE DIRECTOR INTERINO DEL DEPARTAMENTO DE MINAS Y PETRÓLEO

Santiago, 15 de Enero de 1931.

S. E. DECRETO HOY LO QUE SIGUE:

N.º 106.—Vista la nota que precede,

D E C R E T O:

Nómbrese Director Interino del Departamento de Minas y Petróleo, al Ingeniero Jefe de la Sección Yacimientos Mineros de esa Repartición, don Marín Rodríguez Díez, mientras el titular don Mariano Riveros Cruz, desempeñe el cargo de Intendente de la Superintendencia de Salitre.

Tómese razón, regístrese y comuníquese.—C. IBÁÑEZ C.—Luis Matte L.

SE AUTORIZA LA INVERSIÓN DE \$ 160,000 EN EXPLORACIONES GEO-FÍSICAS.

Santiago, Enero 30 de 1931.

S. E. DECRETO HOY LO QUE SIGUE:

N.º 256.—Vistos estos antecedentes, lo dispuesto en la Ley N.º 4281 de 15 de Febrero de 1928,

D E C R E T O:

Se autoriza al Director del Departamento de Minas y Petróleo para que gire contra la Tesorería Provincial de Santiago, con arreglo al decreto de Hacienda N.º 344 de 11 de Febrero de 1928, hasta por la suma de ciento sesenta mil pesos (\$ 160,000), que invertirá en los estudios de reconocimientos de petróleo de Magallanes, en la ejecución de exploraciones geofísicas y estudios de nuevos yacimientos mineros del país.

Ríndase cuenta de la inversión de dicha suma y dedúzcase el gasto ascendente a ciento sesenta mil pesos (\$ 160,000) del ítem E 1102/a, del Presupuesto Extraordinario vigente.

Refréndese, tómese razón y comuníquese.—C. IBÁÑEZ C.—Luis Matte L.

SE AUTORIZA CUBRIR LOS GASTOS QUE DEMANDARA UNA PRUEBA EXPERIMENTAL DE DIEZ DIAS EN LA PLANTA YODURADORA DE COBRE.

Santiago, Enero 30 de 1931.

S. E. DECRETO HOY LO QUE SIGUE:

N.º 257.—He acordado y decreto:

Se autoriza al Director del Departamento de Minas y Petróleo para que gire contra la Tesorería Provincial de Santiago hasta por la suma de quince mil pesos, (\$ 15,000), a fin de que atienda al pago de los gastos que demandará la marcha, por un período de diez días, de la planta yoduradora que existe en las Fábricas del Ejército, y los honorarios de los miembros de la Comisión designada por decreto reservado del Ministerio de Guerra N.º 14 de 12 del actual.

Ríndase cuenta de la inversión de dicha suma y dedúzcase el gasto ascendente a quince mil pesos (\$ 15,000), del ítem, del Presupuesto Extraordinario vigente.

Refréndese, tómese razón, regístrese y comuníquese.—CARLOS IBÁÑEZ C.—Luis Matte L.

SE AUTORIZA EL GASTO QUE DEMANDEN DURANTE EL PRIMER TRIMESTRE DE 1931 LAS EXPLORACIONES GEO-FÍSICAS.

Santiago, 6 de Febrero de 1931.

S. E. DECRETO HOY LO QUE SIGUE:

N.º 302.—Vistos estos antecedentes, lo dispuesto en la Ley N.º 4281, de 15 de Febrero de 1928,

D E C R E T O:

Se autoriza al Director del Departamento de Minas y Petróleo para que gire contra la Tesorería Provincial de Santiago, con arreglo al Decreto de Hacienda N.º 344, de 11 de Febrero de 1928, hasta la suma de setecientos cincuenta mil pesos, que invertirá en los gastos que demanden durante el primer trimestre del presente año, los estudios de reconocimiento de petróleo de Magallanes, la ejecución de exploraciones geofísicas y estudios de nuevos yacimientos mineros del país.

Ríndase cuenta de la inversión de dicha suma

y dedúzcase el gasto ascendente a setecientos cincuenta mil pesos, (\$ 750,000), del rubro E-1102-a) del Presupuesto Extraordinario vigente.

Refréndese, tómese razón y comuníquese.—
C. IBAÑEZ C.—Luis Matte L.

NOMBRAMIENTO DE LOS INGENIEROS DE LA SECCION DE CARBON Y PETROLEOS DEL DEPARTAMENTO DE MINAS Y PETROLEO.

Santiago, 19 de Febrero de 1931.

S. E. DECRETO HOY LO QUE SIGUE:

N.º 372.—Vistos estos antecedentes y el ítem 11-03-01 del Presupuesto Ordinario vigente,

D E C R E T O :

Nómbrase Ingeniero 1.º Regional de la Sección Carbón y Petróleo del Departamento de Minas y Petróleo, Grado 6.º, a don Ricardo Fenner Roedy, actual Ingeniero 2.º (Grado 7.º) de la misma Sección, quién será reemplazado por el Ingeniero don Máximo Latrille Soto, fijándose su residencia en Magallanes.

En conformidad a lo dispuesto en el Decreto del Ministerio de Hacienda N.º 2762, de 16 de Julio de 1928, se declara que los nombrados deben rendir una fianza equivalente a un año de sus sueldos.

La Tesorería Provincial de Santiago descontará del primer sueldo que perciban los anteriormente nombrados el valor del impuesto que deben pagar de acuerdo con la Ley N.º 4460.

Páguese a los nombrados los sueldos correspondientes, a contar desde el 16 del mes en curso.

Tómese razón, regístrese y comuníquese.—
C. IBAÑEZ C.—Luis Matte L.

SE DESIGNA PERITO MENSURADOR DE MINAS.

Santiago, 19 de Febrero de 1931.

S. E. DECRETO HOY LO QUE SIGUE:

N.º 371.—Visto lo dispuesto en el artículo 52 del Código de Minería,

D E C R E T O :

Sin perjuicio de lo prescrito en el inciso 1.º del artículo 52 del Código de Minería, designase a don Alfredo Repenning Ehbets, para que desempeñe las funciones de Ingeniero o Perito autorizado en la realización de la operación de mensura de las minas que se constituyen en los Departamentos de Loa, Antofagasta y Taltal, debiendo el interesado conformar sus actos de acuerdo con las instrucciones que le imparta el Servicio de Minas del Estado.

Tómese razón, comuníquese y publíquese en el "Diario Oficial". — C. IBAÑEZ C.—Luis Matte L.

SE DA EN ARRENDAMIENTO UNA SONDA A LA COMPAÑIA EXPLOTADORA DE LAS ISLAS DEL ORO.

Santiago, 24 de Febrero de 1931.

S. E. DECRETO HOY LO QUE SIGUE:

N.º 404.—Vistos estos antecedentes y el Decreto del Ministerio de Hacienda N.º 459, de 23 de Febrero de 1928,

D E C R E T O :

Se autoriza al Director del Departamento de Minas y Petróleo para que en conformidad al Reglamento de Concesión de sondas de propiedad del Estado, otorgue en arrendamiento a don Henry F. Trede, por la Compañía Explotadora de las Islas del Oro, por el término de seis meses, el uso de una sonda a mano tipo Lippmann 13, y sus accesorios, para perforar hasta veinte metros con el objeto de verificar la existencia de arenas auríferas de la Isla de Ipun.

Redúzcase el presente decreto a escritura pública que firmará el Director del Departamento de Minas y Petróleo o la persona que él designe en representación del Fisco y el concesionario señor Henry F. Trede, debidamente autorizado. Junto con dicha escritura se protocolizará un ejemplar del Reglamento aprobado por Decreto N.º 459, de 23 de Febrero de 1928, y el inventario del material que se concede en arrendamiento con su correspondiente valorización.

Tómese razón, regístrese y comuníquese.—
C. IBAÑEZ C.—Luis Matte L.

SOBRE LA INTERVENCION DE LOS TESOREROS EN LOS TRAMITES DE REMATES DE PERTENENCIAS MINERAS MOROSAS.

Santiago, 25 de Febrero de 1931.

N.º 643.

Se ha recibido en este Departamento, su oficio N.º 317, de 17 del actual, en el que acompaña copia de las notas presentadas al Juez del 1.º Juzgado de Antofagasta y que dicen relación con el remate de las pertenencias mineras que no han pagado patentes.

Sobre el particular me referiré a su oficio 192 adjunto. En éste Ud. manifiesta al señor Juez Letrado, de que en conformidad al Art. 117 inc. 2.º del Código de Minería, corresponde al Tribunal ordenar la publicación de la nómina de las minas morosas y proseguir los demás trámites legales.

Como no he visto publicadas estas nóminas y se le ha informado por algunas personas, que en el Juzgado se estima que corresponde a la Tesorería efectuar la publicación, Ud. se sirve hacerle presente haber cumplido por su parte, con lo dispuesto por el Código, enviando tan sólo las nóminas para que el Tribunal proceda ordenar los demás trámites hasta llegar a la subasta.

Impuesto de los antecedentes que Ud. ha tenido a bien remitir a esta Dirección, tengo el agrado de hacer saber a Ud. la manera de cómo debe interpretarse la actuación que corresponde a los funcionarios a quienes el Código de Minería les encomienda ciertas gestiones.

Se ha observado en la práctica que algunos Jueces al recibir de las Tesorerías las nóminas de las pertenencias morosas se limitan a decretar el día, la hora y el periódico en que deben hacerse las publicaciones de remate y no inter-

vienen más allá para que se lleven a cabo estas resoluciones.

Para justificar este procedimiento se acogen a lo dispuesto en el Art. 130 del Código, el cual dice expresamente que, "los funcionarios encargados de pasar a los Juzgados las nóminas a que se refiere el Título X, están también obligados a velar por la debida publicación de los avisos, etc." y hacen especial referencia a las facultades que les ha conferido el legislador minero para sancionar las omisiones o infracciones que se cometen para el caso de este artículo.

Si Ud. estudia el tenor literal de la disposición con la del Art. 129, observará que aquélla se refiere particularmente a los funcionarios encargados de pasar las nóminas, autorizando a los Jueces para sancionar las omisiones o infracciones. En cambio la del Art. 129, se refiere en general a las diligencias y actuaciones de los Jueces, Secretarios y demás funcionarios. De ahí es que esta Dirección se inclina a la opinión de los señores Jueces.

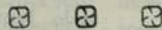
Por otra parte, también es lógico suponer una intervención más inmediata de los señores Tesoreros si se considera, que al abandonar los trámites de remate, se lesionan los intereses fiscales que afectan, en parte, el rubro de nuestro régimen tributario minero.

Por estas consideraciones, el infrascrito se permite llamarle la atención respecto al estudio del precitado artículo 130 y lo hace de acuerdo con la atribución que le confiere el artículo 132 del Código de Minería.

Dios güe. a Ud.

M. RODRIGUEZ D.
Director Interino.

Al señor Tesorero de Antofagasta.



SECCION TECNICA

RESULTADOS DE LAS PRUEBAS DE HIDROGENIZACION, DESTILACION, TRANSFORMACION Y COMBUSTION DE CARBONES CHILENOS

POR

WALTER MULLER.

Ingeniero Civil

INTRODUCCION

Existe una documentación bastante interesante y útil relacionada con pruebas a que han sido sometidos carbones chilenos no sólo en laboratorios, sino que en escala industrial, que permanece en archivos particulares o de oficinas públicas sin estar al alcance del que se interese por estos problemas. Estos ensayos han sido hechos con sacrificios importantes de dinero de reparticiones gubernativas como el Consejo de Fomento Carbonero, instituciones particulares como la Compañía de Consumidores de Gas de Santiago y otras.

El Departamento de Minas y Petróleo, del Ministerio de Fomento, cumpliendo un acuerdo del Consejo de Fomento Carbonero, ha encomendado al que esto escribe, la publicación de los resultados obtenidos en las pruebas de destilación, hidrogenización, transformación y combustión de carbones chilenos, contribuyendo en esta forma a que los resultados de las experiencias puedan ser aprovechados por los interesados, justificándose en esta forma los esfuerzos gastados en la realización de las pruebas.

La publicación, además de contribuir al verdadero conocimiento de las posibilidades industriales de nuestros carbones, permitirá condensar en un solo volumen todos los resultados obtenidos, facilitando su consulta. Ello debería constituir un aliciente para la implantación en nuestro país de alguno de los procedimientos que se describirán, cumpliéndose en esta forma uno de los objetivos que se tuvieron en vista al crear el Consejo de Fomento Carbonero. El Departamento de Minas y Petróleo ha resuelto publicar esta obra en sus boletines mensuales, con la intención de juntar al final todas estas publicaciones parciales en un libro. Sobre las bases sólidas en que descansa ya la

investigación científica e industrial de nuestros carbones, debería continuarse la experimentación, evitando gastar esfuerzos en repetir experiencias ya hechas, y que pudieran ordenarse por desconocimiento de su realización anterior.

La divulgación de los resultados obtenidos no va a limitarse a mencionar estos resultados, que si bien son muy interesantes, sólo constituirían una parte de la información necesaria. Pensamos describir las plantas industriales en que las experiencias han sido realizadas, y dar presupuestos de costo de instalación y explotación de estas plantas, datos que permitirán juzgar sobre las posibilidades económicas de su implantación en nuestro país. La documentación de que disponemos permitirá dar estos datos respecto de la mayor parte de las instalaciones en que las pruebas han sido hechas.

El autor de esta publicación tuvo la suerte de ser comisionado por la Compañía de Consumidores de Gas de Santiago para hacer ensayos de destilación a alta temperatura de carbones chilenos en Europa.

Dedicamos todo el año 1924 a hacer experiencias en escala industrial, de fabricación de gas y coque metalúrgico con 700 toneladas de carbones chilenos, en Alemania, Bélgica e Inglaterra, carbones que fueron enviados para este objeto a esos países.

El Consejo de Fomento Carbonero nos honró el año 1929, comisionándonos para hacernos cargo en Europa de la dirección de las experiencias de destilación a baja temperatura y de hidrogenización de una partida de 1,300 toneladas de carbones chilenos, experiencias que fueron hechas en los mismos tres países mencionados, y complementadas con experiencias hechas en Estados Unidos con alquitrán obtenido de carbón chileno.

La documentación muy completa obtenida durante el desempeño de esas comisiones, constituirá la parte más importante de esta publicación.

PROGRAMA

El presente estudio abarcará los siguientes capítulos principales:

I.—Hidrogenización de carbones y de aceites.

II.—Destilación a alta temperatura de carbones.

a) Para fabricar gas y coke corriente.

b) Para fabricar coke metalúrgico.

III.—Destilación a baja temperatura de carbones.

IV.—Producción de gas de agua con coke y semi-coke.

V.—Cracking de alquitranes.

VI.—Ensayos de combustión de carbón pulverizado.

I.—HIDROGENIZACION DE CARBONES Y ACEITES

El aumento siempre creciente del consumo de combustibles líquidos en el mundo, en forma de gasolina, fuel oil, Diesel oil, etc., y el desplazamiento consecuencial del carbón como combustible, ha obligado a la ciencia y a la técnica a preocuparse intensamente de la forma de fabricar combustibles líquidos del carbón. Hombres de ciencia y laboratorios importantes han dedicado trabajos pacientes y laboriosos en los últimos 20 años para la solución satisfactoria de este problema. Estos trabajos están en pleno desarrollo, los caminos seguidos son muy variados, y a pesar de que se han obtenido éxitos notables, es de esperar que el trabajo combinado de la ciencia con la técnica logre perfeccionar estos procedimientos, y sobre todo hacer económicamente posible su aplicación, aspecto del problema que constituye el obstáculo mayor por salvar.

Para no mencionar por ahora sino los sistemas más conocidos de obtención de combustibles líquidos del carbón, y citándolos en el orden en que se han implantado, diremos que el primer sistema fué el de destilación a alta temperatura del carbón, tal como se practica en las fábricas de gas y de coke metalúrgico, sistema en que, como explicaremos en detalle en el capítulo respectivo, se obtiene 5 a 7% del

carbón transformado en alquitrán. Nos referimos a resultados obtenidos con carbones chilenos. Una destilación fraccionada del alquitrán obtenido permite obtener productos capaces de reemplazar a los combustibles líquidos derivados del petróleo.

El porcentaje de alquitrán respecto del carbón es demasiado bajo para constituir un factor que influya en el mercado de combustibles líquidos, salvo que se trate de países en que por razones de aplicación del gas y del coke obtenidos conjuntamente con el alquitrán, se destile una gran cantidad de carbón.

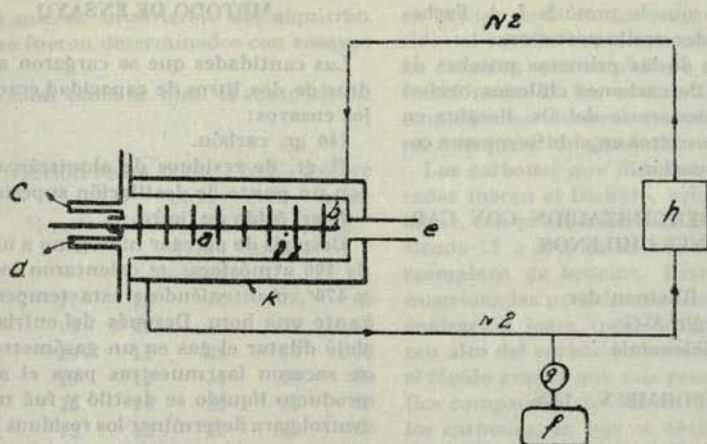
Un procedimiento que ha logrado duplicar la cantidad de alquitrán obtenida es el de destilación a baja temperatura, que trataremos en detalle en capítulo especial, a su debido tiempo. Los carbones chilenos han dado 10 a 12% de alquitrán por este procedimiento, cifra que a pesar de significar un aumento notable, comparado con el anterior, todavía, en cuanto a porcentaje respecto del carbón es muy bajo.

El tercer procedimiento, que se ha apartado radicalmente de los mencionados, es el de hidrogenización, cuyo desarrollo está tan ligado al nombre del Dr. J. Bergius de Heidelberg, que fué el primero que logró producir después de pacientes trabajos, aceites similares a los del petróleo, partiendo de carbón, y a escala semi-industrial, 5 toneladas de carbón en 24 horas, y solucionaba gran parte de las dificultades para implantar el procedimiento en escala industrial.

Sin pretender hacer una descripción detallada del procedimiento, describiremos a continuación a grandes líneas en qué consiste, para dar a continuación los resultados obtenidos con carbones chilenos.

La hidrogenización de carbón es la segunda etapa del procedimiento que empezó a poner en práctica Bergius. Sus experiencias empezaron con la transformación por hidrogenización de los residuos de aceites en gasolinas y aceites lubricantes (*Zeitschrift für angewandte Chemie* 1924, 400—Gluckauf 1925, 1317, 1353), para continuar con el agregado de hidrógeno al carbón.

El carbón por transformar es molido y transformado en una pasta poniéndolo en suspensión en aceites. Este aceite, que puede ser de petróleo o alquitrán, se recupera e hidrogeniza conjuntamente con el carbón. Su agregado tiene por objeto facilitar el bombeo y transporte del carbón en los aparatos, reemplazando el producto sólido por un líquido pastoso.



1- ESQUEMA DE UNA PLANTA DE HIDROGENIZACION SEGUN BERGIUS

Con referencia al esquema 1, la pasta es precalentada haciendo uso de los calores de los productos que salen del procedimiento, por circulación en contra-corriente, y bombeada a continuación a presión por la abertura *c* al cilindro de reacción *a*. Por la entrada *d* se introduce hidrógeno, también precalentado, al recinto de reacción. Este hidrógeno no necesita tener la pureza del que se emplea para la fabricación sintética de amoníaco, sino que puede estar contenido en otros gases, como el hidrógeno contenido en gases de cokerías, o fábricas de gas siempre que su porcentaje no baje de cierto límite. Un revolvero *b* mezcla íntimamente el hidrógeno con la pasta de carbón. La reacción, que es exotérmica, tiene lugar a unos 450° C. de temperatura y aproximadamente 150 atmósferas de presión. Se produce la alteración del carbón y su transformación en aceites por la entrada de moléculas de hidrógeno en las moléculas recién descompuestas de carbono. Por la salida *E* se extrae el producto tratado, del cilindro de reacción, para pasar por los aparatos de expansión que disminuyen su presión a la atmosférica.

El cilindro de reacción tiene una cámara hueca exterior *k* que separa la pared exterior *i* del cilindro de reacción *a*, del aire. El calentamiento del cilindro se hacía en la planta construída en Mannheim-Rheinau por nitrógeno sobrecalentado, gas inerte que circula por la cámara *k*. Este gas se comprime a una presión algo superior a la de reacción en la

cámara *a*, de modo que la pared *i* no necesita tener el gran espesor que sería indispensable si no existiera esta camisa externa, lo que facilita una mejor transmisión de calor. El gas inerte contribuye a la seguridad del aparato en caso de filtraciones del recinto de reacción.

El nitrógeno se produce en una instalación especial *f* y es comprimido en *g* para entrarlo al circuito, haciéndose su calentamiento en un baño de metal fundido *b*.

Según Bergius se pueden hidrogenizar 800 Kgs. de carbón por hora en 1 m³ de cámara de reacción, necesitándose aproximadamente 4% en peso de hidrógeno para el objeto.

Resultantes de la reacción son los siguientes productos: aceites, gas, agua, cenizas, sustancia no transformada y amoníaco.

Los aceites son sometidos a destilación fraccionada como el petróleo, para obtener gasolinas para motores de combustión interna, aceites Diesel, lubricantes y breas de tipo de las obtenidas del petróleo. El gas, que se compone principalmente de metano (C H₄) es sometido a lavados con aceites o compresión, para extraerle los hidrocarburos volátiles.

El hidrógeno empleado en el proceso puede ser recuperado del metano producido en la reacción, de modo que resulte un balance favorable de hidrógeno.

Cuando los carbonos tienen un contenido elevado de azufre, se agregan compuestos del hierro para la realización de la hidrogenización.

Hasta aquí una descripción somera de lo que fué el procedimiento Bergius propiamente

dicho, estado en que lo tomó la I. A. Farb-
industrie para desarrollo posterior.

Los resultados de las primeras pruebas de
hidrogenización de carbones chilenos hechas
en 1926 en el laboratorio del Dr. Bergius en
Rheinau están descritos en el informe que co-
piamos a continuación.

ENSAYOS DE BERGINIZACION CON CAR- BONES CHILENOS

Bergin-Anlage Rheinau der
Deutschen Bergin A-G
f. Kohle & Erdölchemie.

INFORME N.º 1326.

Referente: Dr. Rheinfelder.

El 18 de Octubre de 1926 llegaron aquí seis
muestras de carbones, empaquetados en tarros
que llevaban los números 1201 al 1206. Las
indicaciones de dichos tarros y los análisis de
los carbones que en caso necesario fueron
secados y reducidos a un tamaño de 1 mm. eran
los siguientes:

METODO DE ENSAYO

Las cantidades que se cargaron a los cilin-
dros de dos litros de capacidad eran en todos
los ensayos:

140 gr. carbón.

70 gr. de residuos de alquitrán de cokería
con un punto de destilación superior a 230°C.

10 gr. óxido de hierro.

Después de agregar hidrógeno a una presión
de 100 atmósferas se calentaron los cilindros
a 470°, manteniéndose esta temperatura du-
rante una hora. Después del enfriamiento se
dejó dilatar el gas en un gasómetro, del cual
se sacaron las muestras para el análisis. El
producto líquido se destiló y fué tratado con
benzol para determinar los residuos insolubles.
En estos residuos se determinó la ceniza y así
se obtuvo el porcentaje de materias orgánicas
insolubles en benzol (O. B. U.). Los datos in-
dicados en la tabla siguiente son porcentajes
del carbón bruto (respectivamente del carbón
puro, es decir del carbón libre de ceniza y agua)
estado en el cual se usó el carbón, y que está
caracterizado por los datos analíticos indica-
dos anteriormente. Se han descontado las

N.º	Designación	Agua	Ceniza	Coke	Materias volátiles
1201	S. 5. k. A. H. Coronel	3,4	3,1	52,0	45,5 secado
1202	L. N. H. Lirquén	1,3	8,9	42,6	47,2 secado
1203	C. A. S. H. Curanilahue	3,2	7,4	45,1	44,3
1204	Gal Lota	2,7	14,9	39,3	43,1
1205	Dichato Dichato	1,4	8,3	41,5	48,8 secado
1206	A. D. 2. C. Máfil	0,6	17,3	40,6	41,5 secado

	N.º del carbón	N.º del ensayo	% aceite total O. B. U.				gas	Consumo de H. 2.
			% del					
			carbón bruto	carbón puro	carbón bruto	carbón puro		
Schwag	1201	2828	67	71	9,6	10,3	15,2	3,1
	1201	2881	63	67	8,9	9,5	19,3	3,3
	1202	2871	53	59	10,7	11,9	15,4	2,9
Lirquén	1202	2907	58	65	11,3	12,6	15,3	3,0
	1203	2869	65	73	6,3	7,0	14,5	3,3
Curanilahue	1204	2910	49	60	8,4	10,2	19,1	3,4
	1204	2921	50	61	8,8	10,7	15,8	3,3
Lota.....	1205	2905	68	76	1,4	1,4	15,3	3,6
	1205	2925	65	72	1,7	1,9	14,0	3,8
Dichato	1206	2883	30	37	18,9	23,0	18,3	2,9
	1206	2886	36	44	18,2	22,1	19,4	2,7

cantidades que se obtuvieron del alquitrán usado y que fueron determinados con ensayos especiales.

El aceite total tenía m. o. m. la composición siguiente:

N.º del carbón	fracción hasta 230º fenoles		frac- ción 230-330 %	frac- ción 330º brea	sobre más %
	%	%	%	%	%
1201	17	15	23	18	60
1202	15	20	25	20	60
1203	20	12	25	18	55
1204	20	12	30	18	50
1205	20	14	30	20	50
1206	15	12	25	20	60

Las tablas demuestran que especialmente el carbón N.º 1205 Dichato ha sido reducido casi totalmente (ca. 1,5% O. B. U.) y que da muy buenos rendimientos en aceites. Los carbones 1201 Schwager y 1203 Curanilahue dan resultados casi igualmente buenos, aunque los valores del O. B. U. son más altos (6-9%). Como el porcentaje de fenoles de los productos también es relativamente bajo, todos los carbones—con excepción del N.º 1206—son muy aptos para la berginización.

Los resultados anotados prueban que los distintos carbones dieron 36 a 67% de su peso

en aceites de la composición descrita, y referidos al carbón bruto tal como fué ensayado. La fracción que se obtiene en la destilación fraccionada de los aceites bajo 230º, puede emplearse en motores de combustión interna en reemplazo de gasolina.

Los carbones que dieron los mejores resultados fueron el Dichato, Schwager, y Curanilahue, con producciones de aceite de 63 a 68%, siendo 17 a 20% de este aceite utilizable en reemplazo de bencina. Basta leer las cifras mencionadas para darse cuenta como la hidrogenización logra transformar un porcentaje tan alto del carbón en aceites, y para apreciar el rápido avance que este procedimiento significa comparado con los de destilación seca de los carbones, en que se obtienen porcentajes de 5 a 12% en forma de aceites.

En la revista "Zeitschrift des Vereines Deutscher Ingenieure", N.º 42, Octubre de 1925 se publican (Pág. 1318) los resultados de 100 ensayos de diferentes carbones alemanes y extranjeros hechos en el laboratorio de Rheinau en condiciones similares a las de los carbones chilenos. Es interesante constatar que hay en esa lista solamente cinco carbones cuyo porcentaje de aceites pasa de 60% respecto del carbón bruto, y solamente uno llega a un porcentaje de 68% equivalente al obtenido de carbón Dichato, lo que prueba que nuestros carbones se prestan especialmente para la hidrogenización.

(CONTINUARÁ).

ESTUDIO GEOLOGICO Y ECONOMICO DE LOS ESQUISTOS BETUMINOSOS DE LONQUIMAY

FOR

MARIN RODRIGUEZ

Ingeniero de Minas y Director interino del Departamento de Minas y Petróleo

Y

JORGE MUÑOZ CRISTI

Ingeniero 1.º del Departamento de Minas y Petróleo.

INTRODUCCION

El Ministerio de Industria y Obras Públicas encomendó, en el año 1914, al Doctor Felsch, geólogo de ese Ministerio, una investigación de los yacimientos de esquistos betuminosos de Lonquimay, la que llevó a cabo durante los meses de Enero a Abril de dicho año. Con este estudio se dejó establecido los caracteres geológicos generales del distrito y una ubicación aproximada de los yacimientos, que a su juicio pueden ser rentables.

Desgraciadamente, hasta ahora nunca se había realizado un muestreo racional de estos depósitos, y las pocas muestras que se habían tomado eran con tiros de dinamita en algunos mantos ricos y selección del material. Como se comprenderá, con tal método era imposible formarse una idea aproximada del valor real de los yacimientos y esto ha sido la causa de que pasaron tantos años sin que se haya realizado una tentativa seria de explotación, a pesar de una campaña de prensa llevada a cabo por algunos particulares.

Con estos antecedentes, la Superintendencia de Salitre y Minas comisionó a los suscritos para llevar a cabo este estudio.

Con tal fin trabajamos en el terreno durante dos meses y medio. Dada el área y potencia enorme de tales yacimientos no se podía haber emprendido desde un principio el trabajo sistemático que es de rigor en tales investigaciones, pues ello habría demandado un gasto de alrededor de \$ 100,000, y lo que se hizo entonces fué un estudio somero acerca de las condiciones geológicas del yacimiento y el muestreo de algunos perfiles característicos para continuar la investigación sobre esta base en caso de que

los resultados preliminares hubieran sido satisfactorios, pero desgraciadamente, ellos han sido bastante negativos.

Por esta circunstancia el trabajo no ha sido todo lo completo que se hubiese deseado, pues hay varios puntos en la parte de la geología general que han quedado con lagunas por llenar y comprobaciones por hacer, pues lo primordial era llegar a una conclusión rápida acerca del valor industrial del yacimiento.

Además se planificó el área de influencia de la zona muestreada.

LOS ESQUISTOS BETUMINOSOS

PROPIEDADES FISICAS Y QUIMICAS

La mejor definición de los esquistos betuminosos (Oil Shale), tendiendo a la diferencia enorme que existe entre los diversos materiales que caen bajo la denominación, es la que da Gavin, quien los define como "Rocas, compactas, laminadas de origen sedimentario, que dan más de 33% de cenizas y contienen materia orgánica susceptible de producir aceite al ser destiladas, pero este aceite no se puede extraer con los disolventes usuales del petróleo". Los aceites de esquistos tienen la característica común de ser a base de parafinas y oleofinas.

La definición de Gavin, al no considerar las propiedades intrínsecas de estas rocas, se pone a salvo de una cantidad de cuerpos intermedios que vienen a formar la transición a carbón por un lado y a asfalto por otro, los que se diferencian entre sí por la solubilidad de su betumen en los disolventes ordinarios.

Los esquistos betuminosos en realidad no contienen aceites sino betúmenes, los que al

ser destilados dan aceites y por eso se les ha dado el nombre a estos betúmenes de pirobetúmenes o kerógeno.

El kerógeno aparece bajo el microscopio exparcido en toda la masa del esquisto en forma de pequeños glóbulos o venillas irregulares, cuyo color varía de amarillo o amarillo rojizo a café oscuro o casi negro. La masa mineral en la cual está repartido, es siempre a base de arcilla, lo que es muy explicable como veremos al tratar de su origen.

Si se examina la composición química de la materia inorgánica, se encuentran grandes discrepancias entre uno y otro yacimiento. Esto no tiene nada de particular, puesto que dicha materia ha actuado de un modo puramente físico, o más bien dicho con su textura característica ha dado facilidades para la formación y conservación del kerógeno.

Muchas veces se ha creído encontrar en los esquistos betuminosos proporciones notables de los metales nobles: plata, oro y platino, pero siempre que se han hecho investigaciones serias al respecto lo único que se ha evidenciado son insignificantes fracciones de oro. Así el mejor resultado obtenido en el Bureau of Mines es de 0.65 dollars de oro por tonelada, y según el investigador estos valores se encontrarían más bien dentro de grietecillas y no en la masa fundamental.

Entre las sustancias que entran en la composición del kerógeno, fuera de los hidrocarburos, son dignas de mencionarse, el nitrógeno y el azufre.

La ley en nitrógeno es muy variable y no guarda ninguna relación general con el contenido en hidrocarburos. Aunque en los esquistos escoceses existe cierta proporcionalidad entre ambos componentes, esto no se puede generalizar, pues en otros distritos la proporcionalidad es inversa o nula, lo que se explica fácilmente si tomamos en cuenta la diversidad de materias que han entrado en la composición del kerógeno, tanto de origen animal como vegetal. Muy poco se ha investigado acerca de la forma cómo se encuentra el nitrógeno en los esquistos betuminosos, pero sabemos que en el petróleo primario obtenido por la destilación de ellos se hallan grandes cantidades de compuestos nitrogenados tales como el pyrrol (C_4H_7N), piridina (C_5H_7N), quinolina ($C_{10}H_7N$) y todos sus derivados.

El azufre está por lo general en forma de

pirita (FeS_2), pirrotita (Fe_9S_7 a $Fe_{11}S_{12}$) y yeso ($CaSO_4 \cdot 2H_2O$); además como H_2S y en compuestos orgánicos del tipo $C_nH_{2n}S$, tales como $C_{10}H_{20}S$. El azufre es un gran inconveniente tanto en el petróleo primario como en sus derivados y a veces llega a disminuir enormemente el rendimiento en algunos aceites.

Por la destilación de los esquistos betuminosos se produce la transformación del pirobetumen en betumen, pero si ellos contienen pirobetúmenes no asfálticos es posible que no se produzca el betumen, descomponiéndose el pirobetumen de estructura molecular muy compleja y pasando directamente a gases y vapores de aceite y carbón.

Para los esquistos escoceses se ha llegado a establecer una fórmula empírica, deduciéndole de la siguiente composición elemental media:

C	25.27%
H	3.67%
O	5.65%
N	1.14%
S	0.49%
Cenizas	63.78%
	100,00%

Excluyendo el N y el S que se supone están en combinación con el kerógeno, se llega a la siguiente composición:

C	73,05%
H	10,62%
O	16,33%
	100,00%

Lo que corresponde a la fórmula empírica $C_nH_{10}O$, de donde deduce Mills que la molécula del kerógeno de los esquistos escoceses puede representarse por la fórmula $n(C_nH_{10}O)$, siendo n un número bastante grande.

En esta misma forma se podría llegar a establecer la fórmula del kerógeno para cada distrito, las que resultarán con índices diferentes.

O R I G E N

Los sedimentos de origen orgánico pueden ser de naturaleza inorgánica u orgánica. Entre los primeros están numerosas oxisales precipitadas por la acción de organismos o restos de composición inorgánica que entran como constituyentes de los individuos organizados. Pero

Nota.—Los números en paréntesis se refieren a la Bibliografía.

los depósitos de origen orgánico más importantes son, indudablemente, los formados por los individuos mismos o sus productos derivados. A estos les ha dado White el nombre de **SEDIMENTOS CARBONACEOS**, los que pueden ser **SEDIMENTOS CARBONIZADOS** o **SEDIMENTOS BETUMINIZADOS**. Los primeros se caracterizan por la gran proporción de carbono libre, y los segundos por la de hidrógeno, que está combinado con el carbono, formando hidrocarburos.

La fuente de los sedimentos orgánicos no la constituyen tanto los seres superiores que apreciamos a la simple vista, como los seres rudimentarios microscópicos, que existen en mucho mayor proporción. A la muerte, tanto de unos como de otros, sigue de inmediato su descomposición, la que puede llegar al extremo de no dejar rastros del individuo original; pero si las condiciones son propicias, éste puede conservarse.

Las causales de la descomposición orgánica son acciones bio-químicas que se desarrollan especialmente bajo la acción microbiana; pero también contribuyen, en gran parte, sobre todo para preparar el material, las acciones mecánicas de desintegración.

Entre los bacterios causantes de la descomposición bio-química tienen una participación preeminente los anaeróbicos, es decir, aquéllos que para desarrollarse necesitan cantidades de oxígeno mínimas, como son las que existen en una materia orgánica sustraída al oxígeno del aire. El metabolismo de tales bacterios parece reducirse a la transformación de combinaciones orgánicas complejas a otras más sencillas, resultando así compuestos muy simples, como CO_2 , H_2 , CH_4 , H_2S , NH_3 , etc. Además, por la misma acción bacterial, pueden desarrollarse los fermentos denominados **ENZYMAS**, que obran a su vez, especialmente como catalizadores.

Los hidrocarburos resultantes de tales procesos pueden ser muy diferentes, y según Thompson, estarían determinados por las siguientes condiciones:

- a) Naturaleza de la materia orgánica primaria.
- b) Las condiciones de presión y temperatura que reinaban en la época en que se verificó la transformación.
- c) Carácter de los **enzimas** catalíticos, si estaban presentes.
- d) **Metamorfismo** de las capas.

Indudablemente que la descomposición de la materia orgánica se continuó, después de haber sido enterradas las estratas encajadoras del de-

pósito, a juzgar por la gran cantidad de gases que hay siempre en ellos.

Los hechos que observamos en la naturaleza demuestran que la materia orgánica, no siempre, ha sido totalmente descompuesta, porque encontramos, a menudo, productos representantes de toda la escala, y para que ello sea posible es necesario suponer que la descomposición ha sido suspendida, o aminorada en cierta época, a lo que debió haber contribuido, principalmente, el desarrollo de toxinas contrarias a la acción bacterial, o una impermeabilidad con respecto a las acciones oxidantes.

Fuera de las condiciones citadas por Thompson, hay que considerar también el medio litológico en que se han depositado los restos orgánicos, pues las rocas permeables, como las areniscas, no han permitido la substracción de ellos al acceso de grandes cantidades de oxígeno, ni tampoco la conservación de los productos de descomposición; mientras que las arcillas, por su textura fina, han constituido un medio muy apropiado desde este punto de vista.

Una de las principales diferencias entre los sedimentos carbonosos y betuminosos, reside en el medio en que se originaron, el que ha actuado también, de una manera indirecta, sobre la materia prima. Así, los **SEDIMENTOS BETUMINOSOS**, son típicamente acuáticos, y en su gran mayoría provienen de sedimentos acuáticos, mientras que los **SEDIMENTOS CARBONOSOS** provienen de organismo terrestres, y se originaron en pantanos o regiones que han sido inundadas por las aguas.

Naturalmente, por la poca estabilidad de las cuencas en que se formó el carbón, ha habido muchos casos en que el pantano se transformó en laguna, impidiendo entonces la continuación de la formación del sedimento carbonoso, y pudo suceder, que la materia orgánica haya seguido depositándose en forma de sedimento betuminoso. Un caso de esta naturaleza es el Cannel Coal.

De las condiciones de variabilidad del régimen acuático depende la velocidad de fermentación y destrucción de los restos orgánicos, previas a la descomposición, y también la generación y concentración de los productos húmicos tóxicos que tienen importancia en la detención de la descomposición bio-química.

Los sedimentos así reunidos experimentan la acción microbiana, la que obra de una manera selectiva y progresiva; empieza con el protoplasma y carbohidratos para seguir con los materiales más resistentes, como la corteza, escamas, resinas, etc., llegando a constituir el todo un

barro orgánico denominado SAPROPEL por Potonié.

Para que puedan formarse los depósitos sapropélicos, se precisan ciertas condiciones de medio, las que pueden ser lagunas, lagos, mares interiores o golfos bajos, es decir, donde pueda llegar bastante materia orgánica, y al mismo tiempo materia inorgánica que encierre la anterior, y la ponga en condiciones de experimentar la descomposición y conservación de estos productos. La calidad del material que forma los sapropeles, depende directamente de las facilidades que preste el medio a su conservación. Si éste es apropiado, subsistirán materias muy frágiles, como ser tejidos animales o vegetales delicados, algas filamentosas unicelulares, etc.; pero si las condiciones son adversas, lo único que se puede conservar son los materiales más refractarios a la descomposición, como las resinas y partes duras de los animales. Así se explica la gran controversia respecto al origen de los esquistos betuminosos, que para unos reside en las materias de procedencia animal, y para otros vegetal, alegando cada investigador lo que ha podido ver bajo el microscopio. Pero esto no puede ser suficiente para llegar a establecer de una manera concluyente que se está en lo correcto. Pues hay una gran cantidad de materias que no han dejado más rastros de su existencia en los esquistos, que sus productos de descomposición, y por lo tanto, los componentes originales quedan fuera del alcance del microscopio.

Los materiales vegetales que pueden existir en los lagos son, generalmente, algas, a las que se agregan otras substancias llevadas por el agua o por el viento, como polen, esporas, resinas, trozos de corteza, etc. Estos forman el mayor volumen de los restos orgánicos. En menor cantidad están los restos animales, de los cuales, los que se observan con mayor frecuencia son coprolitas.

De las materias vegetales, las primeras en desintegrarse son el protoplasma, y en general, las substancias gelatinosas y mucosas; después vienen las materias celulósicas de las membranas de las células y, por último, los productos grasos y las resinas.

Los tejidos animales son atacados mucho más rápidamente que los vegetales, y se pueden conservar solamente algunos restos como espaldas de pescado, escamas, huevos de insectos silicificados, etc. La única forma en que podrían subsistir los tejidos animales sería cuando, por fenómenos catastróficos, obrando durante un tiempo muy corto hubieran quedado enterradas grandes cantidades de animales. Por estas cir-

cunstancias, es muy difícil que los restos animales se conservan en los esquistos al mismo estado en que estaban cuando se depositaron, porque ellos han originado una solución coloidal, que actuó sobre otra análoga formada por los vegetales, resultando productos finales muy diferentes de los componentes.

Este conjunto de productos, al ser encerrado dentro de las arcillas, ha venido a constituir, conjuntamente con ellas, los esquistos betuminosos.

A veces se encuentra dentro de los esquistos betuminosos pequeñas cantidades de hidrocarburos líquidos, pero ello se debe simplemente a circunstancias extrañas a la formación de los esquistos mismos, como ser procesos eruptivos o fallas que hayan provocado un grado de calor suficiente para producir su destilación.

IMPORTANCIA ECONOMICA

Desde mucho tiempo atrás se viene escribiendo sobre la importancia que tendrá la industria de la destilación de los esquistos betuminosos, la mayoría de los autores pronosticaba que no estaba muy lejano el día del agotamiento de las reservas de petróleo surgentes, dado el enorme aumento del consumo de este combustible y sus derivados que no guardaba relación con el aumento de la producción.

Estas opiniones se basaban en la estadística del petróleo, y en realidad, las cifras eran bastante concluyentes, como se podrá ver en el cuadro:

PRODUCCION Y CONSUMO DE PETROLEO EN LOS ESTADOS UNIDOS DURANTE LOS AÑOS 1914 a 1921:

Año	Producción en m ³	Consumo en m ³
1912	35.641,000	35.800,000
1913	39.800,000	41.400,000
1914	42.300,000	41.500,000
1915	44.600,000	43.500,000
1916	47.800,000	50.700,000
1917	53.200,000	60.000,000
1918	56.600,000	65.700,000
1919	60.000,000	66.500,000
1920	70.000,000	84.500,000
1921	74.900,000	83.700,000

Basados en estas cifras y en la apreciación de las reservas existentes veían al agotamiento rápido de este combustible. Naturalmente, debía buscarse otra fuente de producción de pe-

tróleo, y ella no era otra que los esquistos betuminosos. De aquí nacieron los grandes pioneros de la futura industria de los esquistos. Comenzaron los estudios de los campos vírgenes de esquistos repartidos en enormes extensiones en el mundo entero; sin embargo, su industrialización no estaba muy difundida. Escocia y Francia iban a la cabeza; en Estados Unidos había varias plantas en actividad, en Elko en el Estado de Nevada, en Cathing Nevada, en Colorado, en San Luis, etc.

El tiempo ha venido a demostrar que todas aquellas predicciones eran sin fundamento. Efectivamente, en el año 1926 la producción de petróleo en Estados Unidos fué de 122.700,000 m³, y en 1927 de 143.100,000 m³, o sea, 50% mayor que la producción habida en 1921.

En los últimos años ha experimentado grandes progresos la técnica de la valorización y aprovechamiento de los campos petrolíferos; considerados limitados en extensión, han aumentado considerablemente, y lo mismo la profundidad, pues llevando los sondeos más allá de la profundidad considerada como límite económico, ha vuelto a surgir nuevamente petróleo. Estos descubrimientos han dado vida a campos considerados en agonía, y han aumentado la superficie de otros. También ha contribuido en algo a nuevos descubrimientos de petróleo el progreso alcanzado por los procesos geofísicos, y no hay duda que en el futuro vendrán a ensanchar enormemente las reservas petrolíferas. En consecuencia, todos los cálculos hechos sobre las reservas petrolíferas carecen de fundamento por el falso conocimiento que de ellas se tenía.

Conjuntamente con el aumento de la producción ha venido una gran baja en los precios de venta, al extremo que ha llegado a producir alarma en las Cías. Petroleras, y algunas de ellas han sufrido fuertes pérdidas.

Este resurgimiento, inesperado para muchos, ha destruído todas las esperanzas que se tenían en el gran resurgimiento de la industria de los esquistos. Los cálculos económicos hechos sobre la base de los precios antiguos del petróleo y de los productos que de él se obtenían por destilación y refino, ya no sirven. Estos cálculos servían para fijar la ley mínima de los esquistos, de manera que esta ley debe ser hoy día muy superior. Muchas compañías que explotaban mantos de esquistos de potencia y ley relativamente bajas, se han visto obligadas a cerrar sus puertas.

Esto lo reconocen los mismos técnicos que hace pocos años eran defensores decididos de

la industria de los esquistos; citaremos al competente ingeniero de refinación, norteamericano, Martín J. Gavin, que en el año 1922 publicó un interesantísimo y bien documentado estudio sobre la industria de los esquistos betuminosos, titulado "Oil-Shale, an Historical, Technical and Economic Study", en el Boletín N.º 210 del Bureau of Mines.

En esta publicación trata de demostrar que la única salvación para el futuro desenvolvimiento industrial de EE. UU. es la industria de los esquistos betuminosos, que vendría a reemplazar al petróleo, y por ello aconseja al Gobierno dicte una pronta legislación al respecto. Han transcurrido seis años desde que emitió estas ideas, pero los hechos lo han convencido de lo contrario, de que aún no ha llegado la fecha de entrar a reemplazar al petróleo surgente.

El mismo publica un artículo en el Eng. Min. Journ., de 28 de Enero de 1928, el que copiamos a continuación:

"El año 1927 no ha sido muy halagador para los interesados en la industria de los esquistos betuminosos. En Escocia, los bajos precios y altos costos; han traído como consecuencia la restricción de las operaciones y el cierre total de algunas minas o plantas de beneficio, entre ellas las de Tarbrack y Dalmeny, que han sido desarmadas. El Jefe del Consejo de la Scottish Oil Ltd., decía el 10 de Junio de 1927: "Con las circunstancias que he descrito se comprenderá que no podemos obtener utilidades de nuestras inversiones en los negocios de esquistos". Sin embargo, él llamaba la atención al hecho de que todavía se explotaban y destilaban más de 2,000,000 de tons. de esquistos por año. La producción de esquistos de las minas del Gobierno de Estonia se reducirá. La mayor parte de los esquistos de este país se emplea directamente como combustible en las locomotoras y fábricas y en la fabricación del cemento; pero se dice que cuatro destilerías experimentales están trabajando en escala semi-industrial. Solamente la industria francesa hace progresos amparada con el derecho de internación al petróleo. En Manchuria, el Ferrocarril Manchuriano del Sur, que es controlado por capitales japoneses, lleva adelante sus proyectos de instalar una planta de producción comercial en el distrito de Fushum, donde se encuentra carbón por debajo de los depósitos de esquistos.

"En EE. UU. la alta producción de petróleo continuada, y por consiguiente los bajos precios, han hecho perder el interés en los es-

“quistos. Una de las mayores plantas en el país, en California, está cerrada por un período indefinido. Una planta en Wyoming, proyectada como primera unidad de una instalación comercial, ha trabajado intermitentemente desde Octubre, y dos plantas pequeñas en Colorado han trabajado durante cortos períodos. La planta experimental del U. S. Bureau of Mines en Rulison, Colorado, fué cerrada el 1.º de Julio de 1927 porque el Congreso no dió los fondos para continuar las operaciones. Durante sus 8 meses de funcionamiento se trataron alrededor de 2,200 toneladas, obteniéndose importantes resultados experimentales. El aceite producido está actualmente en estudio en el Bureau of Mines y en varias compañías refinadoras y laboratorios de investigación.

“Para el desarrollo de la industria de los esquistos en este país, las perspectivas son poco halagüeñas, mientras los precios de los productos del petróleo se mantengan en las bajas cifras actuales”.

El objetivo principal perseguido por los destiladores escoceses es la recuperación máxima del nitrógeno, para transformarlo en sulfato de amonio, de gran mercado en ese país como fertilizante. Esto para Chile no tiene ninguna importancia, por sus grandes yacimientos de salitre.

Los cuadros anteriores nos ilustran que los espesores de los mantos esquistosos varían desde un metro hasta varias decenas de metros, y que el contenido de petróleo también es muy variable.

RESUMIENDO.—El petróleo obtenido por la destilación de los esquistos betuminosos podrá ser uno de los substitutos del petróleo surgenente, cuando las circunstancias le sean favorables; por ahora, habrá que desistir de invertir capitales en nuevas plantas, a no ser que se descubran yacimientos que por su riqueza permitan una explotación cuyo costo sea capaz de competir con su adversario, el petróleo surgenente.

DESCRIPCION GEOGRAFICA

Por lo tanto, para que la destilación de los esquistos betuminosos sea económica hoy día, deben reunir condiciones muy favorables: considerable potencia, un elevado contenido en betumen y una situación geográfica muy favorable. No reuniendo estas condiciones, habrá que esperar que alcance precios más elevados, lo que ocurrirá cuando las reservas declinen. Esto, ¿cuándo sucederá?

El cuadro siguiente nos dará una idea de la calidad de los esquistos que se encuentran en Estados Unidos de Norteamérica:

La región de los esquistos betuminosos de Lonquimay está situada en el valle del alto Bío-Bío, entre los grados 38°25' y 38°42' latitud sur; 71°15' y 71°10' de longitud Oeste de Greenwich. Pertenece a la subdelegación de Lonquimay, departamento de Victoria, provincia de Cautín; pero una pequeña extensión, al Norte del río Rahue, está en la provincia de Bío-Bío, departamento de Mulchén.

Para llegar a ella desde Santiago se sigue el Ferrocarril Central hasta la estación de Púa, que dista 637 kms. de la estación Alameda, de donde sale un ramal de 49 kms. al pueblo de

CONTENIDO EN NITROGENO Y PETROLEO DE VARIOS ESQUISTOS DE ESTADOS UNIDOS

ESQUISTOS DE	Nitrógeno %	Sulfato de amonio teórico Kg./ton.	Petróleo primario lit./ton.
Elko, Nevada.....	0,43	18,60	134
Elko, Nevada.....	0,15	6,50	30
Clay Cityky	0,92	26,29	75
Soldier Summit, Utah	0,58	25,20	184
De Beque, Colorado.....	0,96	41,60	248
De Beque, Colorado.....	0,76	33	201
Dragón, Utah.....	0,74	32,10	172
Dragón, Utah.....	0,40	17,40	89,50
Green River, Wyo.....	0,35	15,40	97
Green River, Wyo.....	0,83	36	242
Ione, California.....	0,39	16,90	214

CONTENIDO DE PETROLEO Y NITROGENO (CALCULADO EN FORMA DE SULFATO ED AMONIO) EN LOS ESQUISTOS DE OTROS PAISES

PAIS	Espesor medio de los mantos mts.	Petróleo primario lit./ton.	Sulfato de amonio Kg./ton.
Escocia	1,50	73	16,40
Escocia (1)	1,50	103,50	
Australia (2)	1,70		4,30
Inglaterra (3)		62	13,80
Francia (1) (3)		62	
Francia (1) (3)		106	
Inglaterra (1) (3)		173	
España (1) (3)		130	
Bulgaria (1) (3)		76,20	
Bulgaria (1) (3)		141,50	
Italia (1) (3)		98	
Alemania (1) (3)		66,50	
Estonia 5 mantos desde 0,20 a 0,75		247	
EE. UU. Green River (1)	1,50	144	
EE. UU. Green River, Colorado potencia total de la formación 780 m. de los cuales arriba y abajo son prácticamente estériles, llegando los mantos más ricos hasta un espesor de.....	9,00	103,50	
EE. UU. Nevada (1)	1,20	115	
EE. UU. Montana (1)	0,90	123	
EE. UU. Montana (3)		82,69	32,70
EE. UU. Montana	1,50	99	85
EE. UU. Kentucky	67,00	68	15,50
Argentina, Mendoza (1)	60 a 100	120	

Cura-Cautín. La distancia entre Cura-Cautín y el puerto más cercano, Talcahuano, es de 224 kms.

De Cura-Cautín arranca un camino hacia el interior, atraviesa la cordillera de las Raíces y llega, después de un recorrido de 70 kms. a la villa de Lonquimay, al pie de dicha cordillera. Este camino sigue después hacia el Este por la orilla derecha del río Lonquimay hasta cerca de su confluencia con el Bío-Bío, donde dobla tomando la ribera izquierda de este último, y sigue hasta frente a Pehuenco, para atravesar el río en el vado de los argentinos, y continuar al Este hasta el pueblo de Las Lajas, en la República Argentina, atravesando la cordillera por el paso de Pino Hachado. La distancia entre Lonquimay y el centro de la región de esquistos betuminosos es de 25 kms. aproximadamente.

El camino de Cura-Cautín al interior es transitable por automóviles durante los meses de

(1) No hemos podido encontrar el rendimiento en sulfato de amonio.

(2) No hemos podido encontrar el rendimiento en Petróleo.

(3) No hemos podido encontrar el espesor de los mantos.

Octubre a Abril; pero en invierno se cubre de nieve la cordillera de Las Raíces, lo que imposibilita el tráfico aún para caballos, y la única forma de hacer la travesía, es a pie.

El último punto donde hay oficina de correos y telégrafos, es la villa de Lonquimay, llamada también Villa Portales.

En la actualidad, todo el transporte de víveres y materiales se hace con carretas de bueyes.

Los productos de la región son: animales vacunos, lanares y caballares; además, pasto y cereales en pequeña cantidad que no basta para el consumo, de modo que la mayor parte de los víveres es preciso llevarla desde Cura-Cautín. Hay maderas en abundancia, especialmente pino araucaria que no se explota en la actualidad por los altos fletes.

El combustible con que se puede contar es la leña, que importa \$ 3.— el metro cúbico en cualquier punto de la zona de esquistos; pero para tener fuerza motriz barata, se podría pensar en el aprovechamiento de la fuerza hidráulica.

La mano de obra es escasa y muy deficiente. Los jornales para empresas industriales se pueden calcular en \$ 6.—

Los propietarios del suelo de una parte de

la zona de esquistos betuminosos, son colonos nacionales, pero la mayor parte está en poder de los adjudicatarios de remates fiscales.

La zona en estudio está dentro de la Cordillera de los Andes, que en esta parte se divide en tres cadenas, pasando el límite internacional por la intermedia. La cadena occidental, que recibe el nombre de Cordillera de Las Raíces, muestra rocas muy modernas y en su formación han tenido una participación muy activa los acontecimientos volcánicos post-terciarios, siendo el principal volcán de la región el Lonquimay, conocido vulgarmente con el nombre de Mocho por la trancadura que presenta en su cono cerca de la cúspide.

En las últimas estribaciones de esta cordillera hacia el poniente, antes de llegar al valle Central, se pueden observar las morainas de la última glaciación cuaternaria.

La Cordillera de Las Raíces viene a constituir la línea divisoria de las aguas de la hoya hidrográfica del Bío-Bío con las del Cautín, dirigiéndose todos los afluentes del primero hacia el Este y los del segundo hacia el Oeste. Como un desprendimiento oriental de esta cordillera tenemos la Cordillera de Litrancura, que ha sido separada de la anterior por el valle del río Lonquimay. Ella es la más importante desde el punto de vista geológico, porque allí afloran las rocas mesozoicas y debió ser el eje de los movimientos orogénicos que tuvieron por resultado la formación de la cordillera de los Andes. Lleva también algunas de las cumbres más altas, aproximándose a los 2,000 metros, aunque en la continuación meridional de la cordillera de Las Raíces, es decir, la Sierra Nevada, las cumbres llegan a 2,500 metros.

La cordillera limítrofe chileno-argentina, que en la actualidad es el divorcium-aquarum de las vertientes pacífica y atlántica, tiene las cumbres más altas de la región siendo la mayor el cerro Tralilhue, con una elevación de dos mil setecientos metros.

Entre ambas cadenas se ha originado un relieve mesetiforme, que partiendo de la junta del Lonquimay con el Bío-Bío, se ensancha paulatinamente hacia el Sur, atraviesa la frontera chileno-argentina, y llega a su máximo en la llanura de Alumíné en territorio argentino. Pero de estas mesetas se conservan actualmente sólo vestigios en algunas partes, pues han sido destruidas por las acciones erosivas recientes.

La cordillera de Litrancura envía sus ramificaciones hacia el Este, siendo las principales las cordilleras de Lolén, Quilén, Pedregoso y Galletué, las que vienen a ser solamente las partes

más orientales del Litrancura, separadas por los ríos actuales. De estas cordilleras, la principal, desde el punto de vista de los esquistos betuminosos, es la del Pedregoso, que está separada por el río Pancunto de la principal. Todas estas sierras bajan gradualmente hacia el Oriente para ir a morir en las terrazas del Bío-Bío.

La continuación occidental de la cordillera fronteriza la constituyen amplias mesetas bordeadas por cordones estrechos, provenientes de la erosión activa en el borde de la meseta.

El río principal es el Bío-Bío, que nace en la laguna de Galletué, sigue en dirección al Sur-Este, hasta juntarse con el río Rucanuco que viene de la laguna Icalma. Describe un gran semicírculo abierto al Nor-Oeste hasta encontrar el río Liucura, desde donde toma rumbo aproximadamente al Norte para conservarlo durante todo su trayecto a través de la región.

El principal afluente que le cae por la izquierda es el río Lonquimay, éste es también el mayor de todos. Nace en la Sierra Nevada, se dirige hacia el norte y dobla en Villa Portales al Este, para unirse al Bío-Bío en el lugar denominado Las Juntas. Su valle, bastante ancho, separa la cordillera de Litrancura, siendo los principios el Lolén, el Quilén, el Pedregoso, y el Huelbupulli. De menor importancia es el Rucañanco, aunque para nosotros tiene cierto interés por atravesar una zona con afloramientos de esquistos betuminosos.

De los afluentes que le caen por la derecha podemos mencionar de Sur a Norte, el Liucura, el Pehuenco, el Pichi-Pehuenco, el Mitrauquén y el Rahue.

El clima de esta zona es muy bueno en el verano, es decir, entre los meses de Octubre y Abril. En este período las lluvias son escasas y la temperatura se mantiene dentro de términos favorables. Durante el invierno cae bastante nieve, lo que ocasiona una gran mortandad de animales y la interrupción completa de todas las vías de comunicación.

DESCRIPCION GEOLOGICA

Las formaciones geológicas que afloran en la región son: el mesozoico, con rocas sedimentarias e intrusivas; el terciario, con formaciones continentales y rocas efusivas y el cuaternario, con sedimentos de origen glacial y acarreo fluvial.

De todas ellas, la más importante para nosotros, es la terciaria, pues allí se encuentran los esquistos betuminosos.

A.—EL MESOZOICO

Esta formación se presenta solamente en la cordillera de Litrancura, es decir, fuera del área investigada. Además, estas rocas no tienen mayor importancia desde el punto de vista económico; por estas circunstancias, nos contentaremos con describir brevemente los perfiles determinados por Burckhardt y Felsch.

a.—Jurásico Dogger

1.—Dogger medio e inferior.

Según Felsch, pizarras arenosas negras con:
 Pseudomonotis Sunstriata,
 Harpoceratas.
 Hamatoceratas.
 Burckhardt agrega:
 Sonninia sp.

2.—Caloviano inferior.

Burckhardt ha encontrado en este horizonte margas y esquistos negros con:

- Sphaeroceras subcompresum Waagen,
- " Lamellosum Sow,
- " bullatum d'Orb,
- " aff. tumidum Reim

Felsch no menciona este horizonte, pero en cambio coloca entre el Dogger y el Raurasiano, areniscas gruesas de grano grueso.

b.—Malm.

1.—Raurasiano.

Burckhardt da, brecha de sidarites con:
 Cidaris cfr. florigemma Phill.
 Pecten Buchi Roemer.
 " crinaceus Buv.
 Rhynchonella sp.

Felsch menciona para este mismo horizonte calizas brechosas gris-negro con los dos primeros fósiles de la lista de Burckhardt.

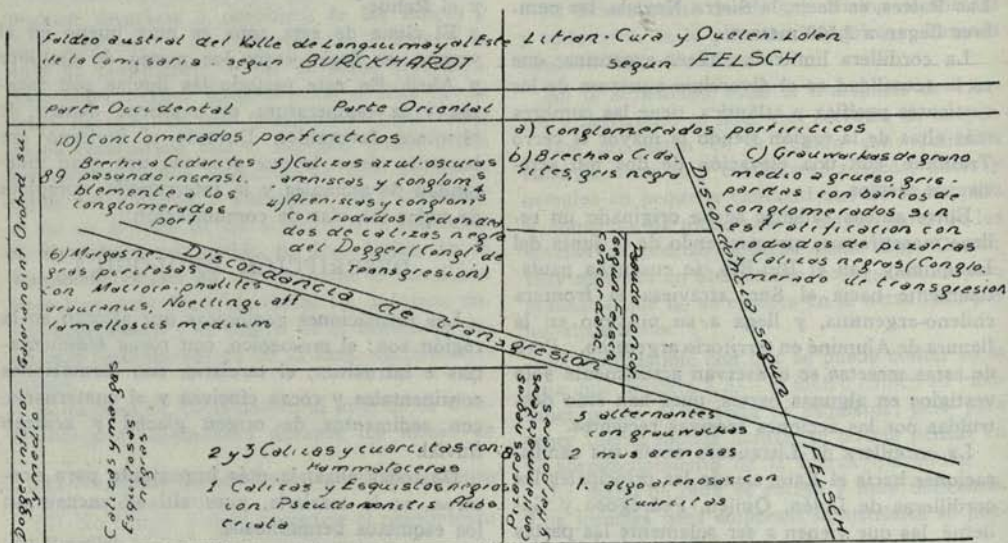
2.—Sequaniano.

Según Burckhardt:
 Conglomerados porfiríticos que suben quizás hasta el cretáceo.

Felsch ha encontrado para este mismo horizonte:

Grawacas con bancos de conglomerado, y Conglomerado porfirítico.

Estos perfiles han sido comentados por Beder en su estudio "Estratigrafía del Dogger en la República Argentina" en el siguiente cuadro comparativo:



Las rocas eruptivas del mesozoico son grano-dioritas con ortoclasa, biotita, hornblenda, plagioclasa y cuarzo, siendo, por lo tanto, el tipo típico de la grano-diorita de nuestra cordillera. Su edad está perfectamente definida en el post-jurásico y pre-terciario, puesto que los sedimentos jurásicos han sido penetrados por ella, y se encuentran además grandes bloques jurásicos rodeados de grano-diorita.

Esta intrusión ha metamorfoseado fuertemente las capas jurásicas, transformándose la pizarra en una roca córnea compacta que ha perdido casi totalmente su estratificación. Este fenómeno salta bien a la vista en la ribera del río Pancunto, poco antes de su desembocadura en el Pedregoso. En la ladera izquierda de este mismo río, lo mismo que cerca de la desembocadura del Paule, afloran areniscas que con el metamorfismo han perdido su textura original y se han transformado en una verdadera cuarcita. Es muy frecuente en ella una impregnación fina de arsenopirita, lo mismo que en las pizarras negras metamorfas. Parece que son piritas cupríferas, pues en partes alteradas se nota una transformación a calcopirita.

Podemos decir que las grano-dioritas son pre-terciarias porque en el valle del Pancunto tenemos los sedimentos del eoceno inferior en contacto con las pizarras metamorfoseadas, sin que presente indicio alguno de haber sido afectadas por el metamorfismo, lo que sería de extrañar si las grano-dioritas fueran posteriores al eoceno dada la isopía petrográfica de ambas series sedimentarias.

B.—EL TERCIARIO

a.—Eoceno

La formación terciaria más antigua que tenemos es el eoceno inferior, que se depositó sobre los sedimentos pre-terciarios con una acentuada discordancia de erosión que corresponde a una facies lacustre. El subsuelo de esta serie está constituido por grawacas, pizarras metamorfoseadas, grano-dioritas, etc., corriendo el límite yacente por la línea basal de la cordillera de Litrancura. De este modo, el área ocupada por los sedimentos eocenos está circunscrita a la cordillera del Pedregoso, Cerro Tallón, riberas del Bío-Bío hasta poco más allá de las juntas y el río Rahue. Saliendo de esta corrida, tenemos también afloramientos en el curso medio del río Rucañanco y un pequeño afloramiento en la ribera izquierda del Bío-Bío frente a la

desembocadura del río Pichi-Pehuenco. Este último afloramiento, aunque de extensión muy reducida, tiene gran importancia porque nos da la clave para descifrar la posición tectónica que ocupan estos sedimentos.

La corrida general de esta serie es más o menos Norte-Sur, y ellos forman una gran cuenca con levantamiento hacia el Poniente y algo menor hacia el Este, es decir, se trata de un amplio sindinal. Muestran, además, cierto levantamiento hacia el Sur, como se ve en el río Rucañanco, que corre por el eje de una anticlinal muy extendido, de rumbo aproximadamente Este-Oeste.

Dentro de esta área aparecen varios plegamientos secundarios cuyos rumbos varían entre el Norte-Sur y Este-Oeste, como puede verse en los perfiles esquemáticos, que no podemos asegurar correspondan exactamente a la realidad por la escasez de afloramientos; pero ellos sirven para dar una idea aproximada de los hechos.

Felsch divide los sedimentos eocenos en tres tipos: primero, un horizonte yacente de areniscas silíceas blancas; segundo, horizonte de esquistos betuminosos; y tercero, areniscas alternadas con arcillas carboníferas. Pero según puede verse en los perfiles muestreados en la ladera Poniente de la Sierra Pedregoso, no se puede hacer tal diferenciación, pues a menudo se encuentran capas regularmente potentes de areniscas por sobre las cuales y bajo ellas, vuelven a aparecer las pizarras calcáreas betuminosas. En cuanto a los horizontes pendientes, la única diferencia que se observa es la disminución notable del contenido en betumen y un aumento de areniscas y restos vegetales.

En el curso inferior del río Quilén y en la ladera Poniente del Cerro Tallón están muy bien definidas las areniscas silíceas yacentes, por lo que parece que existe cierta discordancia entre este horizonte y el de los esquistos betuminosos; lo mismo sucede con los horizontes superiores.

En nuestra planificación hemos dividido el eoceno inferior solamente en dos subdivisiones: la serie del yacente y la serie betuminosa, atendiendo a que los horizontes pendientes no se pueden diferenciar netamente de la serie betuminosa.

En los horizontes yacentes hemos colocado además una pequeña área ocupada por rocas mesozoicas, cuyos contornos están poco definidos y a los cuales no se extendió el levantamiento.

Como puede verse en el cuadro de la suce-

sión de los estratos del eoceno, anexo al presente informe, la serie betuminosa se compone de una alternación de pizarras, calizas, margas y areniscas, siendo muy frecuentes las transiciones entre ellas; es común también la presencia de arcilla con bastante material arenoso. Tal sucesión indica claramente una depositación en un gran lago, cuya altura de agua ha variado muchas veces; pero sus aguas no han sido siempre tranquilas, y se han originado en repetidas ocasiones brechas por roturas de las capas consolidadas, quedando encerrados los trozos dentro de la capa superpuesta. Esta circunstancia ha sido sumamente desfavorable para la formación del betumen, pues con el oleaje entra una gran cantidad de aire cuyo oxígeno impide la transformación en betumen de la materia orgánica que llega al lago.

El cuadro demuestra también que las areniscas son rocas completamente inapropiadas para la conservación del betumen. Esto se nota a la simple vista, pues en un afloramiento en que hay pizarras y areniscas, las primeras se han conservado muy bien, mientras que las areniscas han sufrido un alto grado de alteración por faltarle la materia betuminosa que ha actuado como preservativo.

Es muy característica la formación de calizas oolíticas, que a pesar de dar mucho olor al golpearlas con el martillo no producen aceite en la destilación. Esto vendría a comprobar que en esta región la materia orgánica de los caracoles constituyentes de tal clase de calizas ha contribuido en una parte mínima a la formación del betumen, siendo la causa principal de él las formas vivas más elementales encerradas dentro de la arcilla que formó las pizarras. Pero al depositarse estas arcillas, se han formado generalmente lentes arenosos, sugiriendo condiciones del fondo muy poco tranquilas.

Otra característica que se ha podido comprobar es la forma lenticular de las diversas es-

tratas, pudiendo variar la longitud de ellas entre pocos centímetros y algunos cientos de metros, pasando en este último caso a verdaderos mantos. Esto hay que tomarlo muy en cuenta para la valorización, pues a un perfil que se muestrea no se le puede atribuir un área de influencia muy extensa. Como veremos al final, aunque la ley resultante del muestreo efectuado es sumamente baja, ello no excluye la posibilidad remota de que puedan existir algunos lentes de ley más alta.

El contenido fosilífero de esta formación ha sido estudiado por Burckhardt en la falda de la Sierra del Pedregoso, encontrando los siguientes fósiles:

Unio Burckhardti, Mayer Eymar.

Bythinia Capitata, Mayer Eymar.

Actaeonina Fischeri, Mayer Eymar.

Ancylus Humboldti, Mayer Eymar.

Felsch añade a éstos:

Cypris sp.

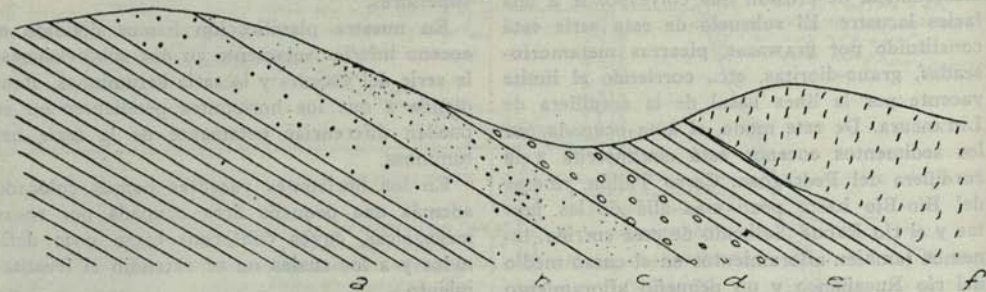
Basándose en esta fauna, Burckhardt le atribuye a esta formación la edad del Eoceno inferior, probablemente Suesoniano.

No nos extenderemos más en consideraciones acerca del Eoceno, pues los cuadros anexos detallan mejor sus características.

b.—Post-Eoceno.

Sobre los sedimentos betuminosos se depositó una serie de sedimentos continentales con cambio de facies frecuentes, es decir, su forma petrográfica se conserva en áreas muy restringidas. Describiremos primeramente en detalle algunos perfiles locales para llegar a conclusiones respecto de su génesis.

Uno de los puntos donde se observa mejor la transición de los esquistos betuminosos a los sedimentos pendientes, es en la parte oriental de la gran "S" que hace el Bío-Bío frente al Cerro Tallón. Aquí tenemos el siguiente perfil:



- a.—Pizarras azul claras betuminosas con numerosas inclusiones de arena.
- b.—Arenisca de grano medio muy cementada.
- c.—Arenisca fina.
- d.—Arenisca conglomerática.
- e.—Pizarra café obscura con intercalaciones arenosas en mantos, observándose la transición.
- f.—Derrumbe.

Se desprende de este perfil que ha existido una disminución del nivel del agua del lago para que pudiera depositarse el manto de arenisca conglomerática.

Para encontrar las formaciones superpuestas a las definidas en este perfil, tenemos que ir al cerro que separa el valle del Mitrauquen del Bío-Bío. Aquí existen en discordancia sobre las capas anteriores areniscas blancas muy finas, pizarrosas y por sobre ellas areniscas gruesas que pasan gradualmente a conglomerados. Estas capas tienen rumbo N. 30° y una inclinación al N. E. No se puede determinar el espesor de esta serie, pero a lo menos tiene 200 metros.

Hay una diferencia notable entre la composición petrográfica de las faldas oriental y occidental de este cerro. En la primera, predominan los sedimentos fluviales y lacustres como ser conglomerados, areniscas y pizarras; mientras que en la segunda hay gran abundancia de material volcánico conjuntamente con las areniscas y conglomerados. Es frecuente encontrar conglomerados brechosos con abundancia de piedras volcánicas en el material grueso y cenizas en el cemento. Es decir, se trata de un material de transición entre una verdadera brecha volcánica y un sedimento de agua. Dentro de estas capas es común la presencia de grandes trozos de madera completamente silicificados.

En la ladera oriental del valle del Mitrauquen, donde la falda sube abruptamente hasta el borde de la planicie Staeding, se encuentran sobre los sedimentos mencionados más arriba, una gruesa cubierta de basalto, pero se trata sin duda de una erupción muy posterior a la formación de los sedimentos anteriores que habían sufrido ya una fase de plegamientos y después una denudación activa a la época de la efusión basáltica.

Los centros volcánicos de donde provino tal efusión es relativamente fácil buscarlos, pues tenemos actualmente rastros de ellos.

Así, la piedra Centinela, que forma una loma cónica muy característica en la ribera derecha del Bío-Bío, más o menos frente a la desembocadura del río Lolén, es el resto de un macizo basáltico brechoso, donde los grandes trozos

angulares de la brecha consisten en lavas negras basálticas, muy cementadas con material volcánico fino, adquiriendo el todo una resistencia tal que ha permitido la conservación de una aguja de este material de 5 metros de alto por tres de diámetro.

En la falda tenemos capas casi horizontales de conglomerados con cimientado arcilloso encerrando rodados de lapilli. Según Felsch, existen aquí unos bancos con conchas de Unio Burckhardt, lo que demostraría el origen acuático de tales estratos. Para este autor, la Piedra Centinela sería un filón volcánico brechoso. Pero creemos más bien que se trate de un macizo, pues al seguirlo en su corrida no encontramos más afloramientos, a pesar de salir al sol los esquistos un poco más al Sur, los que deberían haber sido atravesados al ser efectiva tal suposición. Es cierto que tenemos en partes muy cercanas otros filones análogos, como ser uno que aflora en la orilla izquierda del Bío-Bío, más o menos a 400 metros al Sur de las casas de la Estancia Porvenir; pero aquí se trata de basalto macizo que se ha dividido en trozos en forma de cubos de más o menos de 20 cms. por lado, presentando el aspecto de una pirca. Este filón envía pequeñas apófisis laterales y ha causado cierta alteración en los esquistos que atraviesa, siendo la principal la pérdida de la estratificación y el cocimiento de la arcilla, lo que ha originado grandes bolas con estructura esferoidal.

Es digno de notarse que siguiendo este filón en su corrida, no encontramos tampoco más afloramientos, por lo que podría suponerse se trate de una ramificación de un centro volcánico ubicado posiblemente en la Piedra Centinela.

No podríamos relacionar directamente el material volcánico de los sedimentos que bordean la Piedra Centinela y el de la ladera poniente del cordón divisorio de las aguas entre el Bío-Bío y Mitrauquen, con estas manifestaciones volcánicas evidentes, pues las últimas penetran a las primeras; pero sí, deben tener una relación indirecta, debiéndose las segundas a recrudescimiento de una actividad eruptiva en decadencia.

En las lomas que bajan de la Piedra Centinela hacia el Bío-Bío, se presentan areniscas blancas finas que por sus características petrográficas se asemejan mucho a las areniscas ya-cientes de los esquistos betuminosos. Esto ha sido posiblemente lo que ha tomado en cuenta Felsch para decir que aquí se encontraba el borde oriental de la laguna Eocena donde se

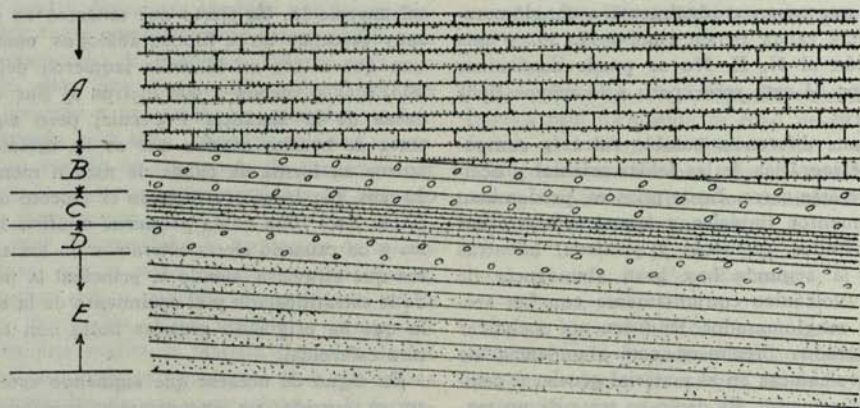
depositaron los esquistos betuminosos, además del conglomerado con bancos de Unio Burckhardtii de la Piedra Centinela. Pero nos parece que tal hipótesis es incorrecta, pues en tal caso se debiera observar un adelgazamiento progresivo de la serie betuminosa y terminación en cuña por la regresión paulatina del lago hacia el poniente; sin embargo, no se nota nada de esto. En la orilla izquierda del río se puede apreciar la gran potencia de los esquistos sin indicios de una bajada del nivel del agua, lo que se manifestaría por un cambio paulatino del material de sedimentación fino a otros más gruesos.

Por estas consideraciones, creemos que la serie betuminosa sigue más al oriente de la ribera derecha del Bío-Bío por debajo de los

Huelvupulli, formando el cerro Chamero Mahuida.

La superposición de esta serie sobre los esquistos betuminosos puede observarse muy bien a un kilómetro al Sur del nacimiento de la Quebrada Hondura. Aquí tenemos sobre esquistos arenosos mantos de conglomerados gruesos con cemento de arenisca, y mucho material volcánico, alternándose con mantos de arenisca conglomerática que en partes son verdaderas tobas volcánicas. La estratificación es muy gruesa. La corrida es aproximadamente Este a Oeste, y la inclinación ligera al Sur.

Los sedimentos superpuestos a este conglomerado salen bien a la vista en una barranca que se levanta al sur del nacimiento de la Quebrada Hondura, con el perfil siguiente:



sedimentos más modernos, pero, posiblemente, esto no ocurre en una gran distancia, pues, según Felsch, en el curso superior del Mitrauquen se presentan los sedimentos Post-Eocenos en contacto inmediato con las rocas mesozoicas, que dicho autor no menciona, lo que sería de interés, pues si se trata de areniscas blancas es muy posible que sean Eocenas o Post-Eocenas, por las numerosas recurrencias que ha tenido tal serie durante el eoceno y al final de este período. Además, la escasez de fósiles característicos, hace imposible una aseveración rotunda.

Otro grupo de afloramientos posteriores a los esquistos betuminosos lo tenemos al sur del cordón que separa la Quebrada San Francisco de la Quebrada Hondura, quedando limitado al Norte por dicho cordón, al Oeste por el cordón oriental de la cordillera del Pedregoso, al Este por la quebrada que baja del Portezuelo Potocura, y al Sur se continúa más allá del río

A.—Caliza arenosa algo betuminosa. Está muy alterada y parece ser una caliza betuminosa análoga a las de la serie betuminosa; potencia aproximadamente 10 metros

B.—Conglomerado grueso; potencia 8 metros.

C.—Arenisca cuarcítica muy cementada, potencia 6 metros.

D. Conglomerado fino, potencia 2 metros.

E.—Arcillas alternando con areniscas finas.

Analizando este perfil, vemos que las capas E corresponden a los horizontes superiores de la serie betuminosa, los que han sido afectados por el plegamiento terciario. Sobre ellos está depositada concordantemente la serie de conglomerados y areniscas que vienen a corresponder a los conglomerados mencionados más arriba y afloran en la falda de la parte superior de la Quebrada San Francisco. Estos son, posiblemente, sedimentos fluviales o costaneros de una laguna, que por las oscilaciones del fondo ha dado lugar a la alteración de areniscas y con-

glomerados. Tal régimen se mantuvo durante mucho tiempo, correspondiendo las capas superiores del perfil, es decir, las calizas arenosas, a un período de aguas más profundas.

La pequeña discordancia angular, entre el conglomerado "B" y la caliza "A" está exagerada en el perfil, puede haberse originado por la pendiente del fondo de la laguna y no corresponder a diferentes plegamientos; todos estos conjuntos de capas participan de una inclinación, de más o menos 5° hacia el Sur.

Siguiendo por este mismo cordón hacia el Este, a 1,5 km. del perfil anterior, se presenta la siguiente sucesión de estratas, de arriba hacia abajo:

1).—Areniscas verdosas, con material volcánico en el cemento y pequeños rodados negros de pizarra y blancos de cuarzo.

2).—Conglomerado grueso.

3).—Caliza oolítica fina, algo betuminosa.

4).—Conglomerado.

5).—Caliza oolítica.

6).—Conglomerado de arenisca gris oscura. Comparando esta sucesión con el perfil anterior se ve que la laguna en que se depositó la caliza oolítica tuvo diversas alternativas, que trajeron como consecuencia la recurrencia a menudo de la facies conglomerática, sin que se observe un plegamiento durante los períodos intermedios.

En el curso inferior de la Quebrada Hondura, donde ésta sale a la llanura de lomas bajas, puede observarse la transición entre los esquistos betuminosos y las areniscas superiores. Aquí se presentan de arriba hacia abajo:

1).—Areniscas cuarzosas, de grano fino, con material volcánico.

2).—Pizarras silíceas, con pequeños núcleos calcáreos blancos.

3).—Esquistos betuminosos, gris azulejos, con escamas y pequeñas compresiones calcáreas.

Todo este conjunto es concordante; rumbo Norte 60° O, inclinación 5° N.

Siguiendo por la misma quebrada hacia arriba llegan a dominar las areniscas, hasta encontrarnos en las capas de conglomerados. Como se ve, la transición de los esquistos betuminosos a los horizontes superiores se ha producido por el paso de sedimentos arcillosos de hondura a otros de aguas más bajas.

Al seguir estos sedimentos hacia el Sur observamos que ellos atraviesan el río Huelvupulli y pasan al Cerro Chamero Mahuida en una forma algo diferente.

Su composición puede estudiarse en la quebrada de los Derrumbes, donde nace uno de los

riachuelos que van a formar el Rucañanco. Aquí tenemos una gruesa capa de arenisca conglomerática con mucho material volcánico en el cemento, cubierta por otras de areniscas muy finas en la que abunda también dicho material. Este conjunto está atravesado por filones de basalto.

Sobre las areniscas mencionadas hay una cubierta basáltica análoga a la de los cerros de Mitrauwen. Su posición es perfectamente horizontal y ha resistido fuertemente la erosión, de modo que, el cerro se presenta como una meseta de superficie horizontal, con las laderas cortadas casi a pique.

En la falda norte de este cerro, es decir, en la que baja al Huelvupulli, afloran areniscas plomas con arcilla y tobas, además un conglomerado blanco con fragmentos de caliza. Desgraciadamente no se ha podido estudiar el comportamiento de estas estratas hacia el Poniente, porque en la continuación del cerro Chamero Mahuida en esta dirección, que constituye la cordillera de Galletué, está formada por terrenos cuaternarios, es el único afloramiento antiguo que tenemos, y uno de esquistos betuminosos en la orilla del río. Este hecho es de interés porque nos indica que los esquistos betuminosos siguen por debajo del cerro Chamero Mahuida.

El Cerro Poto-Cura, que por su forma se asemeja mucho a la Piedra Centinela, es también un macizo basáltico que esparce sus lavas en la quebrada del Portezuelo Poto-Cura, y con el cual deben estar relacionados los filones basálticos que atraviesan los sedimentos del cerro Chamero Mahuida. Rocas de esta clase encontramos también en las partes altas del cordón que sigue al Este del Cerro Poto-Cura. Por la forma de presentarse estas rocas, lo mismo que por su posición topográfica, es muy probable que se trate de manifestaciones efusivas contemporáneas con las del Mitrauwen.

Sedimentos Post-Eocenos tenemos también en el cordón donde está colocado el vértice de triangulación U', que forma las últimas estrabaciones de la cordillera del Pedregoso hacia el Oriente. En la barranca que baja de esta loma el Huelvupulli no se pueden observar las capas superiores de los esquistos betuminosos, pero sí las que sabemos que se superponen a ellos concordantemente. Allí tenemos areniscas gris claras conglomeráticas con fragmentos angulares, alternando con capas de arcilla. Este conjunto está netamente separado en bancos de uno dos metros de espesor. Las arcillas son algo betuminosas y contienen muchos fósiles

completamente destrozados. Al parecer, se trata de Unio.

Un poco más arriba de esta serie arenosa arcillosa aparecen gruesos bancos de arenisca gris café con granos bastante grandes dentro de una masa de grano más fino. Al parecer se trata de areniscas fluviales. El rumbo de estas capas es N 55° E, y la inclinación, 10° al Sur, pero en todo el vértice U' aparece el eje de una anticlinal, mantiendo las areniscas de la falda Norte hacia el Norte.

Haciendo comparaciones entre estas capas y las que hemos descrito en la quebrada Hondura, se ve que hay una relación muy marcada entre estas areniscas café y los conglomerados de la quebrada Hondura, no sólo por sus caracteres petrográficos, sino también por la posición que ocupan.

Sintetizando las observaciones, referentes a los sedimentos post-eocenos, se desprende que a la formación de las últimas estratas de la serie betuminosa siguieron arcillas y areniscas casi exentas de betumen, originadas posiblemente por una bajada del nivel del agua del lago, lo que impidió la sedimentación de productos orgánicos y en mayor grado aún, la descomposición de ellos y acumulación de los productos de descomposición.

A esta época siguió otra de erosión activa que destruyó en parte los sedimentos así formados y depositó las capas de conglomerados y areniscas conglomeráticas, posiblemente en el lecho de los ríos, a juzgar por la distribución sumamente local de estos sedimentos clásicos. Pero tal acción fluvial habría tenido sus intermitencias, durante las cuales se originaron lagunas, entrando entonces a participar en la formación de los sedimentos los materiales piroclásticos que venían de centros eruptivos lejanos.

Después sucedió otro período de erosión que tuvo por resultado la formación de una penillanura, la que fué cubierta con las lavas basálticas que salieron a la superficie probablemente en el oligoceno.

De los sedimentos terciarios posteriores a esta época no han quedado rastros, porque todo fué arrasado durante el gran período de denudación causado por los glaciares cuaternarios.

C.—EL CUATERNARIO

A la época que sobrevino el avance de los ventisqueros, la erosión terciaria debió estar bastante avanzada. Los ríos ya habían excavado su lecho a través de la cubierta basáltica y,

posiblemente, habrían alcanzado hasta el subsuelo de esquistos betuminosos. Así es que los ventisqueros debieron avanzar sobre las mesetas basálticas y al mismo tiempo, rellenando los cañones así formados.

Hacemos esta suposición porque en el relieve actual se ve que los cajones de los ríos están cortados en un material heterogéneo, y en muchos casos en gran cantidad de arcilla, encerrando bloques grandes y chicos.

Suponiendo que los glaciares no hayan tenido nada que ver con este material, ellos debieron deslizarse por sobre la cubierta basáltica para ir a acumular sus morainas terminales, en la falda oriental de la cordillera argentina, es decir, no habrían tenido acción más abajo de los 1,700 mts. en esta región.

Pero hay un caso típico que nos demuestra que las cosas no han pasado de este modo, y es en la ancha planicie que forma la prolongación de la cuenca de la laguna de Galletué. Esta es una planicie ondulada con ligeros declives hacia el Oriente, en cuyo centro corre el Bío-Bío. Su suelo está formado por material de origen glacial, a juzgar por la estructura y disposición de los bloques grandes y chicos dentro de la masa arcillosa fundamental. No se puede pensar en que este material haya sido arrastrado por el río, porque el Bío-Bío en su nacimiento tiene un poder de arrastre casi nulo, siendo su cauce muy horizontal y profundo. Esta planicie sube en gradería hacia el Norte en pocos metros y después se continúa completamente horizontal hasta la ribera sur del río Rucañanco, destacándose en medio de ella el cerro Redondo con su forma de cúpula característica. Ella está surcada de vez en cuando por quebradas de formación muy reciente que bajan a Rucañanco.

Cinco kilómetros al Este del nacimiento del Bío-Bío se levanta por sobre la terraza antes mencionada, una serie de gradas hasta llegar a la cumbre de los cerros del Rucañanco (1,600 metros), que son de formación terciaria. Es decir, esta acumulación de material que suponemos glacial, ha venido a apoyarse en el antiguo cerro de Rucañanco, y por el Norte en el cordón terciario formado por la cordillera de Galletué y estribaciones orientales. Así llegamos a establecer un gran cajón que ha sido rellenado por esta clase de material y cortado por debajo de la cubierta basáltica. Esto nos explica el por qué encontramos en el valle Rucañanco, bloques erráticos de varios metros cúbicos con estrías glaciales.

La laguna de Galletué habría sido detenida

por un anfiteatro moránico, totalmente destruído en la actualidad, y cuyo material fué llevado en dirección al Este para formar la planicie de acumulación con los sedimentos glacio-fluviales.

Un desarrollo análogo han tenido los valles de los ríos Huelvupulli, Pedregoso y Quilén, pero solamente en sus cursos inferiores, pues los cursos superiores son muy modernos y se deben a la erosión fluvial reciente, lo mismo que el Pancunto.

El río Bío-Bío corría en la antigüedad hacia el Este, pero su curso cambió en la época glacial en que fué atajado y obligado a cavar su lecho en el material de origen glacial acumulado previamente. En esta forma ha podido cortar fácilmente sus amplias terrazas de erosión, que indican sus antiguos valles a algunos metros por sobre el actual. Además, parece que antiguamente estuvo unida la cordillera del Pedregoso con los cerros que forman ahora el divorcio-aquarum entre el Bío-Bío y el Mitrauquen, es decir, el Tallón formaba una sola sierra con ambas cadenas, lo que impedía el paso del Bío-Bío hacia el Norte.

No nos detendremos en las consideraciones acerca del desarrollo de la topografía actual, porque para ello sería menester estudiar la región fuera del área abarcada en nuestra investigación, y ello no tiene mayor interés dada la índole práctica de esta monografía.

LA TECTONICA

Ya mencionamos en la descripción geográfica que la cordillera de Litrancura forma el núcleo de la cordillera de esta región. Por ella pasa el eje de una gran anticlinal que ha originado en su ladera oriental una tectónica que, en rasgos generales, es la de un monoclinal con inclinación al Este. Pero si entramos a analizar las formas tectónicas en detalle veremos que el asunto no es tan sencillo.

Como la forma tectónica en que se presenta el eoceno es, en general, un monoclinal de rumbo Norte-Sur con inclinación Este, tendríamos que los movimientos que la originaron fueron presiones tangenciales de dirección Este-Oeste; pero tal rumbo no es general puesto que hay pliegues de rumbo Este-Oeste especialmente en la región Sur. Tal fenómeno se podría explicar de dos maneras

1.º El plegamiento de rumbo Norte-Sur siguió poco después de la consolidación de los sedimentos eocenos, depositándose en seguida los horizontes pendientes, después de lo cual sobrevino otro plegamiento que tuvo por resultado

la formación de pliegues con rumbo Este-Oeste, el que habría afectado los antiguos pliegues sin dejar rastros de la tectónica anterior gracias a la gran plasticidad de las arcillas. Pero tal suposición tiene en su contra el hecho de que el plegamiento Este-Oeste se manifiesta en los esquistos de un modo completamente local, presentándose casos como el del río Rucañanco, donde hay un anticlinal Este-Oeste y a una distancia de 5 kms. al Norte y 8 kms. al NO. el rumbo de los pliegues es Norte-Sur.

2.º Podría suceder también que el movimiento tangencial Este-Oeste sufriera desviaciones al encontrarse con resistencia en el subsuelo, lo que sería probable considerando que bajo el eoceno pueden hallarse masas de diorita o grano-diorita que por su rigidez se han opuesto a la propagación del movimiento con su dirección primitiva, y lo han hecho desviarse.

Más aceptable nos parece la primera hipótesis, puesto que los sedimentos depositados sobre los esquistos eocenos están siempre plegados con rumbo Este-Oeste por presiones tangenciales Norte-Sur, las que pudieron transmitirse aminoradas a las capas subyacentes.

HISTORIA GEOLOGICA

Según Beder la historia geológica de la región del alto Bío-Bío, sería la siguiente, a partir del jurásico inferior:

Durante el liásico ella estaba ocupada por un mar poco profundo, que se extendía entre el continente patagónico y el macizo de la cordillera de la costa, es decir, había un gran golfo que abarcaba por el Norte hasta la latitud de San Fernando, y por el Sur hasta la de Osorno. La comunicación con el mar abierto se habría efectuado por un canal de 150 kms. de ancho cuyo centro estaba en Lonquimay.

Después el mar se profundizó, cambiando así la región de referencia de nerítica a batial, para comenzar en el Batoniano su retroceso hacia el Poniente. Pero la región de Lonquimay quedó siempre sumergida y fueron abandonadas solamente las zonas que ocupaban las facies neríticas del mar Liásico. Beder dice que las facies Batial se conservó durante todo el Dogger, pero a juzgar por los perfiles de Felsch y de Burckhardt ha existido un solevantamiento paulatino del fondo del mar, para llegar en el Oxfordiano superior a una facies costanera con los conglomerados porfiríticos.

Como comprobación de esta hipótesis tenemos el hecho de que las margas, indudablemente marinas, se alternan con capas de grawacas, lo

que indica oscilaciones del fondo del mar durante esta época.

Burckhardt coloca en el Oxfordiano, una gran era de plegamientos que abarcaron desde la cordillera de Lonquimay hasta la de San Juan, que trajo como consecuencia un período de erosión en las montañas recién formadas.

En el Malms inferior tienen lugar grandes erupciones porfiríticas, cuyos productos son destruidos por el mar para formar el conglomerado porfirítico basal que se alterna con lavas y tobas del mismo material.

Del cretáceo no tenemos sedimentos en esta región, pero es posible que las erupciones porfiríticas se hayan continuado durante este período, a lo menos en sus primeras épocas. En el cretáceo superior se verificó el gran plegamiento de la cordillera andina, siguiéndose como consecuencia, un ciclo de erosión, que si existieron los depósitos cretáceos los ha hecho desaparecer. A este período pertenecen también las intrusiones de grano-dioritas de que hemos hablado más arriba.

La retirada definitiva del mar se produjo a fines del Neocomiano.

Durante el Eoceno inferior tiene lugar, según Keidel, los grandes plegamientos mundiales que afectan también a la cordillera de los Andes, pero ellos se han producido indudablemente después de la sedimentación de los esquistos betuminosos.

Ya hemos mencionado en otra parte que las corrientes basálticas se produjeron posiblemente en el oligoceno.

VALORIZACION

A.—MUESTREO.

Método.

Al querer ejecutar un muestreo sistemático de todo el campo que abarcan los esquistos, la única forma habría sido por medio de sondajes; pero esto estaba fuera de nuestro alcance. Tuvimos, entonces, que concretarnos a tomar las muestras de los lugares en que los esquistos están de manifiesto, es decir, en los afloramientos, los cuales se encuentran en ambas riberas del Bío-Bío, en las laderas de mayor inclinación de los cerros y en las quebradas profundas. Por consiguiente, los puntos de muestreo no pudieron ser elegidos conforme a normas técnicas; debimos amoldarnos con lo que la naturaleza nos proporcionaba. No se muestrearon todos los afloramientos; se eligieron aquellos que por la forma de presentarse y por su posición geo-

lógica y topográfica se podían tomar como representativos de cierta área importante.

En el plano adjunto están indicados los lugares que fueron muestreados.

Se presenta ahora la siguiente observación: ¿Hasta qué punto los agentes atmosféricos han influido en el contenido de petróleo de los esquistos? En primer lugar, se observa que en los afloramientos ellos están menos alterados que en las partes encapadas, y segundo, que mientras mayor es la inclinación del afloramiento, menor es su alteración. Esto encuentra fácil explicación si se considera que el agua y la nieve arrastran con mayor facilidad los trozos sueltos dejando siempre planos frescos.

Otro fenómeno observado también es que la alteración es menor en las estratas de mayor contenido en betumen, y que, a igualdad de ley, es mayor en las de mayor grano.

Los esquistos expuestos a la acción de los agentes atmosféricos cambian de color, tomando principalmente el azulejo blanquizco, amarillento, hasta rojizo, como sucede con las areniscas. Parece que la alteración por los agentes atmosféricos no altera sensiblemente al contenido de betumen más allá de unos pocos centímetros de la superficie. Esto se ha observado también en otras partes; así, por ejemplo, en un estudio sobre esquistos publicado por el Bureau of Mines, se lee lo siguiente: "Para muestrear un esquisto es importante tomar la muestra fuera de la zona alterada y por esto es recomendable el muestreo con sondajes. Sin embargo, especialmente en el caso de "depósitos macizos", la superficie alterada aparentemente no afecta al esquisto más allá de unas pocas pulgadas desde el afloramiento, y en muchos casos, por esto, es suficiente hacer un corte perpendicular al plano del manteo de las capas y a través de todas ellas. Esta zanja debe ser uniforme en ancho y profundidad y el material sacado de las 6 u 8 primeras pulgadas no debe incluirse en la muestra".

Considerando las observaciones anotadas, adoptamos el siguiente procedimiento para tomar las muestras:

1.º—Con la picota y la cuña se limpia la parte donde se va a tomar la muestra, hasta hacer desaparecer toda la roca blanda o suelta hasta llegar a la roca fresca y firme; en ocasiones se hicieron zanjas hasta de 3 metros de profundidad

2.º—Una vez llegado a la roca fresca se toma la muestra haciendo una zanja de 0,40 m. de ancho por una profundidad que varía entre 10 y 15 centímetros, dependiendo de la dureza, y

por consiguiente, de su estado de conservación. Las dimensiones de la zanja se mantienen constantes en toda la longitud de la muestra. En caso que la muestra no se pueda hacer según la línea de máxima pendiente, se miden los ángulos para reducirla a dicha dirección.

3.º—Un afloramiento que tenga 30 metros de potencia, se fracciona en varias muestras parciales, cuya longitud se elige tomando en cuenta la calidad de la roca, para lo cual nos valíamos del olor a betumen que despiden al golpe del martillo. Cuando una serie de estratas revelan una ley aproximadamente igual a la muestra, se le da una longitud mayor. Se incluyen los mantitos estériles delgados que durante la explotación minera no se pudieran separar.

4.º—La muestra es recogida cuidadosamente en sacos, para cuyo fin se extienden en el piso o sobre encatrados contruidos cuando la pendiente es grande, cubriendo una gran extensión, a fin de no perder nada; el polvo es cuidadosamente recogido.

5.º—La muestra así tomada, que da un peso de 80 a 100 kilogramos por metro, se chanca hasta un tamaño máximo de 5 centímetros; en seguida se hacen uno o dos cuarteos, o más, dependiendo del tamaño de la muestra, hasta reducirla a $\frac{3}{4}$ de saco triguero. Con un segundo chancado se reduce a bajo 1,25 centímetros; después de las revolturas reglamentarias se hacen nuevos cuarteos, hasta dejar la cantidad suficiente para llenar dos saquitos, cuyo contenido pesa aproximadamente 4 kilogramos cada uno.

6.º—Los saquitos, convenientemente lacrados, llevan su número en el interior y exterior.

7.º—De cada muestra se toma el perfil geológico, anotándose el espesor de cada estrata, su clasificación petrográfica y una muestra que, numerada, la conservamos. Los resultados de estos perfiles van adjuntos al presente informe.

En algunas de las fotografías se ven las muestras tomadas.

Como puede verse en los cuadros adjuntos, los espesores de las muestras, en su mayoría, están comprendidos entre 2 y 5 metros. Cuando se han elegido menores de 2 metros es porque presentaban características muy pronunciadas y merecía la pena conocer su ley separadamente. Las mayores de 5 metros corresponden a una sucesión de estratas muy semejantes en su ley. Como hasta la fecha no había ningún muestreo que sirviera de guía, nos era difícil conseguir una separación neta de las distintas estratas, es decir, separar las estratas netamente ricas de las pobres. En el terreno sólo disponíamos del golpe del martillo y de unos tubos

de ensaye, en los cuales ejecutábamos ensayos cualitativos, ayudados de una lámpara a alcohol.

El sistema de muestreo adoptado nos dará las leyes parciales de un afloramiento y el de su espesor total. Si las leyes parciales no son comerciales, tampoco lo serán las de potencia menor, no ya por su contenido en betumen, sino por su espesor, como lo demostraremos más adelante.

RESULTADOS OBTENIDOS.

Los análisis de las muestras fueron hechos en el Laboratorio de Química de la Superintendencia de Salitre y Minas, por "Destilación destructiva sin inyección de vapor recalentado". Los resultados están indicados en los mismos cuadros de los perfiles geológicos.

Se han reunido las muestras correspondientes a un mismo afloramiento indicando sus espesores parciales cuya suma da el espesor total. Se han calculado también las leyes medias correspondientes a un mismo afloramiento.

Los resultados de los análisis no pueden ser más desalentadores. La muestra que mayor ley ha dado, es la N.º 63, con 35 litros de petróleo primario sobre un espesor de 1,50 metros, compuesto de pizarra. La cantidad de amoníaco es insignificante; es claro que podría aumentar aplicando el vapor recalentado durante la destilación.

Se observa que hay cierta clase de rocas que sólo poseen amoníaco y gases permanentes; éstas corresponden a calizas oolíticas; sin embargo, al golpearlas y frotarlas despiden un fuerte olor a betumen, pero un olor muy distinto al de las pizarras, que son las más ricas, principalmente las de grano fino.

En varias ocasiones descubrimos estratas de escasa potencia que manifiestamente revelaban una mayor ley que el término medio, pero que, debido a su potencia tan reducida, separadamente carecen de valor comercial. Ensayadas dos de estas estratas, han dado el siguiente resultado:

N.º 46—Petróleo 45 lit./ton. amoníaco 298 grs./ton. Gases 19,700 m³.

N.º 50—Petróleo 90 lit./ton. amoníaco 323 grs./ton. Gases 22,125 m³.

Ante resultados tan malos, y como tanto se ha hablado de la elevadísima ley de los esquistos de Lonquimay, podría criticarse el sistema adoptado para tomar las muestras. Pero vamos a demostrar que, cualquiera que hubiera sido el sistema adoptado, no habría cambiado substan-

cialmente los resultados, en cuanto a su importancia económica se refiere.

Elijamos una de las mejores muestras, la N° 33, cuyo análisis da:

Petróleo primario, 32,500 litros por tonelada.

Amoniaco, 325 gramos por tonelada.

Gases permanentes, 17,500 m³. por tonelada.

Espesor de la muestra, 6,43 metros.

El perfil está compuesto de las siguientes estratas:

tanto mejor será el rendimiento cuanto más rica sea la muestra.

B—CUBICACION

Los mantos de esquistos betuminosos abarcan un área considerable. Las manifestaciones se pueden seguir en dirección Norte-Sur, es decir, según su rumbo, desde el fundo Cerro Redondo por el Sur, hasta unos cuantos kiló-

Muestras	Espesor mts.	Descripción
12 C	0,08	Pizarra azul, fina, algo calcárea.
13 C	0,15	Caliza oolítica alterada.
14 C	0,35	Pizarra azul, fina, con lentes y núcleos arenosos.
15 C	0,80	Caliza oolítica, con lentes de pizarras 12 C.
16 C	1,35	Pizarra azul grano medio.
	3,70	Igual a la 16 C, con intercalaciones de caliza oolítica 13 C.
	6,43	

Supongamos que en el muestreo no debiéramos haber incluido la totalidad de las estratas, sino que únicamente las de mayor ley. ¿Cuáles debieran haberse eliminado? En el perfil se observa una alteración de pizarras y calizas oolíticas, y estas últimas ya hemos visto que no contienen petróleo, únicamente contienen amoniaco y gases permanentes; pero al eliminarlas no se podían tomar en cuenta las pizarras, con las cuales se alternan. Por consiguiente, eliminamos las estratas 12C, 13C, 14C, 15C, y quedaría la muestra con un espesor de 5,05 mts.; suponiendo que todo el petróleo estuviera contenido en los 5,05 mts., les correspondería 41,380 litros por tonelada. Todavía no es una ley industrial. Supongamos, entonces que solamente los 3,70 metros últimos de pizarra azul con intercalaciones de caliza oolítica sean betuminosos: se llegaría a 56,48 litros. Siempre resulta una ley no industrial, aún cuando hemos supuesto que todo el petróleo se encuentre en los 3,70 mts. lo que no es verídico, puesto que hemos eliminado pizarras y ellas son betuminosas.

Si hacemos la misma discusión para cada muestra en particular, llegaremos a resultados inferiores. Por consiguiente, hay que aceptar que el procedimiento adoptado es correcto.

Naturalmente, el análisis de una muestra de esquistos compuesta de trozos útiles y estériles debe dar un rendimiento algo inferior que si estuviera formada únicamente por trozos útiles,

metros al norte del río Rahue, o sea, aproximadamente, 35 kilómetros.

En el sentido de su inclinación, Este-Oeste, el ancho observado es muy variable, desde 8 kms. hasta 1 km. En la parte más angosta, no es que falten los esquistos; lo que sucede es que están cubiertos por las capas Post-Eocenas y por el cuaternario. Se puede tomar un ancho medio de lo conocido de 4 kms. Tendríamos que el área abarcada es alrededor de 140 millones de metros cuadrados, o sea, 14,000 hectáreas.

En cuanto al espesor, las cifras que se pueden dar son resultados de los perfiles. Hay lugares, como en la sierra del Pedregoso, que acusan una potencia de 250 metros, más o menos; pero en los valles, debido a la erosión, podría esa cifra disminuir considerablemente. Si tomamos un espesor medio de 50 metros, quedamos más bien bajos que altos. Aunque el tonelaje así calculado no sea correcto, servirá como dato ilustrativo. Asignando la densidad 2 para los esquistos, se llega a la enorme cifra de 14 mil millones de toneladas.

La parte muestreada comprende aproximadamente los dos tercios del total. No hay antecedentes para suponer que el tercio restante tenga esquistos con leyes superiores a las obtenidas. Por consiguiente, podemos aplicar al total las leyes resultantes de nuestro muestreo.

Dijimos al tratar del método de muestreo que los afloramientos muestreados fueron ele-



1.—Afloramiento de esquistos betuminosos con la calicata de muestreo en la ribera derecha del Bio-Bio. Punto II del plano.



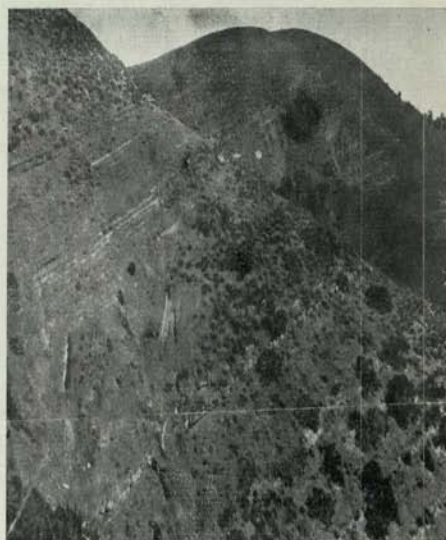
2.—Afloramiento de esquistos betuminosos en la falla occidental de la sierra Pedregosa, con las calicatas de muestreo. Punto VI del plano.



3.—Calicata de muestreo en la quebrada de San Francisco. Punto VIII del plano.



4.—Cerro Tallón.—Calicata de muestreo. Punto III del plano.



5.—Afloramiento de esquistos betuminosos en la falla occidental de la sierra Pedregosa. Se pueden observar las calicatas de muestreo. Punto V del plano.



6.—Afloramiento de esquistos betuminosos con las calicatas de muestreo.

gidos como los representativos de una cierta área; esto fué hecho con el fin de efectuar una cubicación con su ley respectiva, en la creencia que los resultados iban a ser mejores. Pero en vista de que la realidad es otra, no consideramos de mayor interés entrar a medir áreas, buscar espesores medios, etc., para llegar a decir que toda esa masa cubicada no llega a una ley media de 20 litros por tonelada, o que, considerando un solo manto, dé 35 litros.

Basta decir, pues, que el área abarcada por los esquistos betuminosos de Lonquimay es aproximadamente 14 mil hectáreas, con espesores desde 50 a 250 metros, y cuyas leyes fluctúan desde 0 a 35 litros de petróleo primario por tonelada, para mantos de potencia industrial, y cuya ley media es alrededor de 20 litros.

tuminosos de Lonquimay. Vamos a considerar dos casos: importancia económica presente y futura.

IMPORTANCIA ECONOMICA PRESENTE

Atendiéndose a los resultados obtenidos por el presente estudio, no se les puede atribuir ningún valor comercial. Las leyes que varían de 0 a 35 litros por tonelada, para mantos de potencia industrial, son sumamente bajas, y no admiten la menor discusión. Pero vamos a considerar el caso hipotético de un manto de esquistos que hubiese dado 100 litros por tonelada sobre un espesor de 3 m.

Un manto de esta potencia debe ser explotado subterráneamente. Basándonos en los cos-

LEYES MEDIAS DE LOS PERFILES MUESTREADOS

LOCALIDAD	Punto de ubicación en el plano	Potencia M	Rendimientos por tonelada.				
			Petróleo		Amo- nfaco	Gases	
			Lts.	Ml t.	Gr.	M ³	Lts.
Curso inferior río Lolen	I	13,35	6	300	253	12	260
Ribera derecha Bío-Bío frente estancia Porvenir	II	44,72	14	500	395	12	250
Ladera este del C° Tallón	III	22,35	19	100	184	13	400
Ladera Nte. de la Sierra Pedregoso	IV	21,90	20	—	237	17	470
Ladera Oeste de la Sierra Pedregoso (Norte)	V	83,57	15	400	207	11	400
Ladera Oeste de la Sierra Pedregoso (Norte), otra	V	5,30	21	180	413	9	200
Ladera Oeste de la Sierra Pedregoso (Sur)	VI	8,00	8	430	88	11	670
Ladera Oeste de la Sierra Pedregoso (Sur), otra	VI	36,75	16	—	122	15	700
Quebrada Sn. Francisco A.	VII	5,50	5	—	340	6	200
Quebrada Sn. Francisco A. otra	VII	21,54	13	800	190	12	500
Quebrada Sn. Francisco B.	VIII	24,40	19	350	274	13	—
Quebrada Sn. Francisco C.	IX	10,22	10	500	332	11	360
Quebrada Sn. Francisco D.	X	4,93	10	—	108	20	600
Curso superior Rucañanco	XI	3,70	5	—	61	6	700
Curso superior Rucañanco	XI	6,20	27	500	163	14	—
Curso superior Rucañanco	XII	6,80	—	—	147	8	200
Ribera Norte del río Rucañanco	XIII	31,50	4	—	172	10	230
Ribera Sur del río Rucañanco	XIV	11,80	8	400	210	13	171
Ribera Izquierda del río Rucañanco	XV	1,30	0	—	66	2	500
Ribera derecha del río Rucañanco	XVI	3,58	2	500	58	8	200
Cumbre loma en ribera izquierda del río Rucañanco	XVII	—	0	—	252	10	—

IMPORTANCIA ECONOMICA DE LOS ESQUISTOS DE LONQUIMAY

Quédanos ahora por discutir la importancia económica que pueden tener los esquistos be-

tos actuales de las minas de carbón chilenas, y considerando que toda la explotación se pueda mecanizar en todas sus partes, siempre que se pueda obtener una fuerza motriz a un costo ínfimo, el costo de explotación de una tonelada

de esquistos, puesta en buzones de las retortas, no puede ser menos de doce pesos. El costo de destilación guarda con el de explotación la relación de 19:33 (dato tomado de los costos escoceses), lo que equivale a \$ 4 más.

Tenemos:

Costo de explotación por tonelada . . . \$ 12.00
Costo de destilación por tonelada . . . \$ 4.30

Costo de una tonelada de esquistos,
que equivale a 100 lbs. de petróleo \$ 16.30

Asignando al petróleo la densidad 0,9, se tiene que para obtener una tonelada de petróleo en Lonquimay, costaría \$ 181.00.

Mientras tanto, la tonelada de petróleo cuesta hoy día:

Puesto en los quemadores de la Planta de Fuerza en Tocopilla, perteneciente a la Chile Exploration Co. . . . \$ 94.—

Puesto en los quemadores de la Planta de Fuerza de Barquitos, perteneciente a Potrerillos \$ 96.—

Puesto en carro-estaque en San Antonio \$ 97.—

Se deduce, pues, que con los precios actua-

les del petróleo no se puede pensar en reemplazar el importado con el obtenido por destilación de los esquistos, y no se justifica la inversión de capitales en la búsqueda de mantos más ricos que los actuales.

IMPORTANCIA ECONOMICA FUTURA

Llegado el momento de buscar sustituto al petróleo surgente, podría entrarse a considerar la importancia de los esquistos de Lonquimay. Como ya se ha visto por los cuadros anteriores, existen en otras partes del mundo yacimientos de calidad superior a los nuestros, con los cuales tendríamos que entrar a competir.

Por otra parte, las investigaciones dirigidas a obtenerlo de otras fuentes, habrá que considerarlas. En Chile está el Supremo Gobierno empeñado en una campaña de protección a la industria carbonera, precisamente luchando contra el petróleo extranjero, que tiene invadido casi por completo el mercado del norte del país. Una de las soluciones que se trata de encontrar, es la destilación del carbón. Al respecto ya se han hecho varias investigaciones, siendo las más importantes las ejecutadas por el Dr. Pablo Krassa, profesor de Química de la Universidad de Chile, obteniendo los siguientes resultados:

DESTILACION DE CARBONES CHILENOS A BAJA TEMPERATURA

PROCEDENCIA	Resíduo %	Semi-cok Forma	Alquitrán primario %
Máfil	61,0	Pulverizado	3,0
Penco	64,3	Pulverizado	9,0
Lirquén	62,2		8,4
Trihuco Ida veta Montaña	67,6	Poco aglomerado	9,5
Schwager N.º 2	70,0	Aglomerado	12,9
Schwager N.º 3	67,3	Bien aglomerado	17,2
Lebu, veta Alta Pique Anita	67,8	Muy aglomerado	16,3
Lebu, veta Chica Pique Anita	69,0	Aglomerado	15,2
Lota Pique grande Carlos	65,0	Muy aglomerado	18,3
Curanilahue, veta Doble	70,5	Poco aglomerado	14,6
Curanilahue, veta Alta	71,0	Bien aglomerado	13,0
Plegarias, veta Alta	69,5	Pulverizado	15,7
Buen Retiro, veta N.º 1	63,9	Bien aglomerado	19,7
Buen Retiro, veta N.º 2	64,8	Muy aglomerado	19,0
Cerro Alto	66,9	Poco aglomerado	17,3
Araucanía, veta Alta A.	68,9	Pulverizado	15,5
Araucanía, manto Doble	61,9	Pulverizado	19,7
Antrcita de Quilacoya	94,4	Pulverizado	—

En la destilación del carbón a baja temperatura se obtiene, además, un combustible sólido sin humo, para los fogones, o pulverizado, "semi-cok", que contribuye a dar mayor importancia a la industria.

Se ha avanzado también mucho en la producción artificial de combustibles líquidos por medio de la hidrogenización del carbón, método del Dr. Bergius, por medio del cual se puede convertir en petróleo el 50% del carbón.

Hoy día existe una comisión oficial que estudia la realización industrial de la destilación de los carbones chilenos. Se trataría de entrar a estudiar las posibilidades de poder competir con el carbón, o sea: destilación de esquistos versus destilación del carbón. Comparando las cantidades de petróleo primario que dan los primeros y los segundos, se ve cuán difícil será el triunfo de los esquistos. Agreguemos aún, que la explotación de los carbones ya es una industria establecida que no necesita los primeros capitales de instalación, salvo las destilerías. Solamente el descubrimiento de mantos de esquistos de gran potencia y ley, haría inclinar la balanza a favor de ellos.

CONCLUSIONES

- 1). Se encuentran esquistos betuminosos en el valle del alto Bío-Bío, a una distancia de 80 kms. de la estación de Cura Cautín, en la región denominada de Lonquimay.
- 2) Los esquistos betuminosos constituyen una formación continental del Eoceno inferior.
- 3). Las rocas constituyentes de esta formación son: pizarras, pizarras calcáreas, calizas y areniscas.
- 4). El área abarcada por esta formación es, aproximadamente, de 14 mil hectáreas.
- 5). El espesor total de la formación es alrededor de 250 metros.

6). Los mantos betuminosos están alternándose con mantos estériles variando el espesor tanto de uno como de otro, entre pocos centímetros y algunas decenas de metros; un perfil totalmente betuminoso, en la Sierra del Progreso, arroja un espesor de 83.57 metros.

7). Las leyes fluctúan entre 0 y 35 litros de petróleo primario por tonelada, para mantos de potencia industrial.

8) Estos resultados hacen imposible tratar de industrializar estos yacimientos sobre la base de los afloramientos existentes.

9). Las características geológicas del yacimiento y las condiciones económicas actuales, no justifican la inversión de capitales en la búsqueda de mantos más ricos que los expuestos.

Santiago, Agosto de 1928.

BIBLIOGRAFIA

BURCKHARDT.—Coupe Géologique de la Cordillere entre las Lajas et Cura-Cautín. — An. Mus. La Plata. III.

CLARKE. — Data for the Geo. — Chemistry. — Bull. Geol. Surv. Washington. 1924.

FELSCH.— Las pizarras betuminosas de Lonquimay. — Informe preliminar. 1916. Santiago.

GAVIN.—Oil Shale. — An Historical, Technical and Economic Study. — Bureau of Mines. — Colorado. — 1922.

GROEBER.—Estratigrafía del Dogger en la República Argentina. Bol. Dir. Minas y Geología. — Buenos Aires. 1918.

THOMPSON. — Oil Field Exploration and Development. — London. 1925.

TWENHOFFEL. — Treatise on Sedimentation. — Baltimore. 1926.

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica			DESCRIPCION	Potencia	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.		
	Número	Espesor mts.	Espesor acumulado m ts.			Petróleo Primario	Amoníaco	Casos Permanentes
					m.	Litros	Grs.	m ₃
				Perfil en el curso inferior del Río Lolén. Punto I del plano				
6 A	119 A	0,15		Arenisca blanca plomiza, muy fina con cemento silíceo				
	120 A	0,33	0,48	Pizarra gris con núcleos calcáreos verdosos.				
		0,10	0,58	Igual a 119 A.				
		0,45	1,03	Igual a 120 A.				
121 A	0,20	1,23		Conglomerado brechoso de poca consistencia.				
		0,65	1,88	Alternación de capas 119 y 120 A				
122 A	0,50	2,38		Caliza oolítica con fragmentos blancos brechosos.				
5 A	116 A	0,90		Muestra total	2,40	0.—	166	5.—
				Arenisca gris clara blanquiza con pocas intercalaciones de arena más gruesa (grano de feldepató caolinizado).				
	117 A	0,30	1,20	Arenisca gris conglomerática, cemento silíceo. Los fragmentos, pizarra negra hasta de 1 cm. pasa gradualmente a 118 A.				
	118 A	0,25	1,45	Pizarra gris clara calcárea más betuminosa que las anteriores.				
				Muestra total	1,45	10.—	232	7,20
				Intervalo de 5 metros.				
3 A	115	1,80	1,80	Arenisca gris clara con vetillas blanquizas en la mitad inferior alternándose según la estratificación. En la superior las vetillas blanquizas hacen curvas en todas direcciones.				
4 A	114	1,70		Muestra total	1,80	0.—	225	5,10
				Arenisca gris clara que en los últimos 40 cm. presenta vetillas blanquizas como la 115; forma parte del mismo banco que la 115.				
1 A	100	1,34		Muestra total	1,70	0.—	183	7.—
				Pizarra gris clara con 3 mantitos arenosos de 5 cms. En partes la pizarra tiene manchitas blancas de feldepató caolinizado.				
	101	0,17	1,51	Alternación de pizarras claras y oscuras con partes brechosas, siendo los fragmentos de pizarra clara.				
	102	0,30	1,81	Caliza oolítica con concreciones de cal.				
	103	0,50	2,31	Pizarra blanquiza amarillenta con vetillas negras. Parte arenosa gris.				
	104	1,05	3,36	Alternación de pizarras café claras a oscuras, con capitas arenosas de 1 cm. En la última de éstas hay piritá.				
				Muestra total	3,36	15.—	789	29,60

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica			DESCRIPCION	Potencia	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.		
	Número	Espesor mts.	Espesor acumulado mts.			Petróleo Primario	Amoníaco	Gases Permanentes
					m.	Litros	Grs.	m ₃
2 A	110	0,62		Arenisca ploma con un manto de pizarra café de 15 cms. al centro.				
	111	0,16	0,78	Pizarra muy fina algo calcárea café claro a blanquiza, pocas intercalaciones arenosas.				
	112	0,66	1,44	Alternación de banquitos de areniscas y pizarra café clara y oscura.				
	113	1,25	2,69	Pizarra gris azuleja con capas calcáreas verdosas.				
				Muestra total	2,70	7,50	361	8,32
				PERFIL TOTAL	13,35	6,30	253	12,26
				Perfil en la ribera derecha del Bío-Bío frente a la Estancia Porvenir. Punto II del plano.				
14	97	0,25		Caliza amarillenta de grano medio.				
	98	0,30	0,55	Pizarra gris negruzca de grano muy fino, mucha esfoliación.				
	99	0,15	0,70	Caliza gris clara grano medio con lentes más oscuros.				
	100	0,05	0,75	Caliza oscura grano grueso.				
	101	0,12	0,87	Caliza gris azuleja clara, grano grueso.				
	102	0,50	1,37	Pizarra gris de grano muy fino con mucha esfoliación.				
	103	0,90	2,27	Pizarra gris negruzca grano medio quebradizo.				
	104	0,18	2,45	Pizarra gris pardusca de grano medio.				
	105	0,27	2,72	Pizarra gris oscura, grano fino a medio.				
	106	0,40	3,12	Pizarra gris negruzca, grano medio con clavajes verticales y mucha pirita.				
				Muestra total	3,12	10.—	429	12,12
13	89	0,43		Pizarra gris azuleja clara de grano medio a grueso.				
	90	0,32	0,75	Pizarra gris blanquiza de grano grueso.				
	91	0,52	1,27	Pizarra gris azuleja de grano medio a grueso.				
	92	0,55	1,82	Pizarra gris grano muy fino con mantitos calcáreos de grano grueso.				
	93	0,18	2,00	Caliza gris clara con fajas más oscuras y mantitos pocos calcáreos de grano grueso.				
	94	0,30	2,30	Caliza gris negruzca con mantos de grano fino y otros más gruesos.				
	95	0,05	2,35	Mantitos arenosos calcáreos.				
96	0,20	2,55	Caliza gris oscura grano medio.					
				Muestra total	2,55	7,50	408	9,50

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica			DESCRIPCION	Potencia	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.		
	Número	Espesor mts.	Espesor acumulado mts.			Petróleo Primario	Amoniaco	Gases Permanentes
					m.	Litros	Grs.	m ₃
12				Perfil en la ribera derecha del Bío-Bío frente a la Estancia Porvenir.				
	80	0,75		Caliza gris de grano muy fino.				
	81	0,20	0,95	Caliza gris grano medio, con lentes arenosos.				
	82	0,15	1,10	Caliza gris grano fino a grueso, arenosa.				
	83	0,48	1,58	Caliza gris grano fino, en la parte inferior gruesa.				
	84	0,42	2,00	Caliza gris, grano medio.				
	85	2,00	4,00	Arenisca fina.				
				Muestra total	4.—	10.—	664	14,12
3	21	0,85		Pizarra gris oscura, muy calcárea, grano fino, con lentes de arenisca blanca silícea, muy compacta.				
	22	0,22	1,07	Pizarra gris blanquiza con franjas de material más oscuro.				
	23	0,30	1,37	Pizarra gris oscura con franjas de material más claro, y un manto de 0,77 mts. de arenisca.				
		0,06	1,43	Pizarra gris blanquiza.				
	24	0,50	1,93	Pizarra gris clara, con mantitos de pizarra negruzca.				
	25	0,55	2,48	Pizarra gris clara, con franjas oscuras y mantitos brechosos de arenisca.				
	26	0,13	2,61	Caliza oolítica de grano grueso, muy dura.				
	27	0,35	2,96	Pizarra gris oscura, con franjas más oscuras, al centro lleva un mantito de 5 ctm. pizarra gris blanquiza.				
				Muestra total	2,96	15.—	163	10.—
2	16 a 20	1,00		Pizarras gris claras y algo calcáreas.				
	28	0,35	1,35	Pizarra gris clara muy calcárea con franjas arenosas. Al centro un mantito de 5 ctm. de arenisca.				
	29	0,15	1,50	Caliza gris clara muy betuminosa.				
	30	0,20	1,70	Caliza gris blanquiza, con franjas más oscuras y mantitos de grano grueso.				
	31	0,35	2,05	Pizarra gris oscura calcárea, con mantitos de grano grueso también calcárea.				
	32	0,25	2,30	Pizarra gris clara alternada con gris oscura ámbas calcáreas.				
	33	0,40	2,70	Caliza de grano grueso, gris oscura, muy dura.				
				Muestra total	2,70	2,50		7,70

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica				Potencia	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.		
	Número	Espesor mts.	Espesor acumulado mts.	DESCRIPCION		Petróleo Primario	Amoniaco	Gases Permanentes
						Litros	Grs.	m ₃
m.								
4	34	0,35		Pizarra calcárea de grano grueso, gris oscura				
	35	1,40	1,75	Pizarra calcárea gris oscura de grano medio, con franjas más claras con grano más grueso y menos calcárea.				
	36	0,07	1,82	Pizarra gris de grano medio con guías arenosas.				
	37	0,33	2,15	Pizarra gris negruzca de grano fino, con mucha esfoliación.				
	38	0,18	2,33	Pizarra gris blanquiza, grano grueso con venillas oscuras.				
	39	0,10	2,43	Pizarra gris oscura, grano fino, con venillas claras.				
	40	0,12	2,55	Caliza blanca de grano medio.				
	41	0,20	2,75	Pizarra gris de grano fino.				
	42	0,15	2,90	Pizarra gris clara, calcárea, de grano grueso.				
				Muestra total	2,90	15.—	630	21,95
9	66	0,40		Pizarra gris, muy compacta y dura, grano medio.				
	67	0,15	0,55	Pizarra gris, algo calcárea, grano medio.				
	68	0,25	0,80	Caliza gris blanquiza, de grano medio.				
	69	0,50	1,30	Pizarra gris, grano fino.				
			Muestra total	1,40	0.—	508	9,70	
1	15	5,85	5,85	Pizarras gris azulejo claras con intercalaciones de mantitos arenosos	5,85	15.—	283	0.—
7	56	0,14		Pizarra gris clara, grano fino.				
	57	0,70	0,84	Pizarra gris, grano fino, con franjas oscuras.				
	58	0,34	1,18	Pizarra gris clara, grano medio, con intercalaciones de arenisca.				
	59	0,22	1,40	Pizarra gris clara, grano grueso, en la parte superior brechosa.				
		0,06	1,46	Arenisca brechosa, igual a la de 59.				
	60	0,05	1,51	Caliza blanquiza.				
	61	0,40	1,91	Pizarra calcárea, gris clara. En la parte inferior un mantito arenoso calcáreo.				
	62	0,15	2,06	Pizarra gris clara, con fragmentos brechosos arenosos.				
	63	0,45	2,51	Caliza gris clara a blanca, con lentes arenosos.				
	64	0,33	2,86	Pizarra gris oscura con mantitos calizos arenosos.				
	65	0,25	3,11	Caliza blanca, con mantitos más oscuros.				
	70	0,05	3,16	Pizarra gris con fragmentos brechosos calcáreos.				
71	0,23	3,39	Pizarra gris oscura, grano fino a medio, con escamas.					
72	0,15	3,54	Caliza blanca.					

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica				Potencia m.	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.		
	Número	Espesor mts.	Espesor acumulado mts.	DESCRIPCION		Petróleo Primario	Amoniaco	Casos Permanen- tes
						Litros	Grs.	m.
	73	0,15	3,69	Arenisca grano grueso, poco calcárea.				
	74	0,40	4,09	Pizarra gris clara, calcárea, grano fino, con lentes arenosos en la parte superior.				
	75	0,10	4,19	Pizarra gris oscura a clara, con un mantito arenoso.				
	76	0,12	4,31	Caliza blanca grano fino, con lentes más oscuros.				
	77	0,55	4,86	Pizarra gris clara, alternando con franjas más oscuras y venillas arenosas, calcáreas.				
	78	0,15	5,01	Caliza arenosa, grano grueso.				
	79	0,20	5,21	Caliza oscura, grano medio, brechosa en el contacto con el anterior.				
				Muestra total.....	5,21	25.—	412	16,70
6	45	0,47		Pizarra grano fino, calcáreo, en fajas claras y oscuras, con guiecitas de arenisca.				
	46	0,13	0,60	Pizarra gris blanquizca, grano fino.				
	47	1,00	1,60	Pizarra gris, algo calcárea, grano fino, con numerosas venillas de material más grueso.				
	48	0,50	2,10	Pizarra gris blanquizca, con intercalaciones brechosas.				
				Muestra total.....	2,10	20.—	363	18,25
5	43	0,20		Caliza blanca, grano medio, con ramificaciones de material gris.				
	43	1,05	1,25	Pizarra gris clara, calcárea, con escamas; lleva intercalada una faja de 15 ctms. con venillas de arenisca.				
	44	0,20	1,45	Pizarra calcárea blanquizca, con fragmentos brechosos de material menos calcáreo.				
	49	0,12	1,57	Pizarra gris oscura, grano fino, algo calcáreo.				
	50	0,10	1,67	Pizarra calcárea, gris clara, con fragmentos brechosos más oscuros.				
	51	0,18	1,85	Pizarra blanquizca y gris, grano medio, fino en la parte inferior.				
	52	0,20	2,05	Caliza blanquizca, grano fino.				
	53	0,42	2,47	Pizarra gris oscura, grano fino, con venillas de arenisca.				
	54	0,60	3,07	Caliza gris clara, grano medio, en la parte inferior venillas de arenisca.				
	55	0,30	3,37	Pizarra gris, grano medio, con venillas más oscuras y de mayor grano.				
				Muestra total.....	3,37	25.—	429	13,20
8	86	0,65		Caliza gris clara, con franjas más				

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica			DESCRIPCION	Potencia	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.			
	Número	Espesor mts.	Espesor acumulado mts.			m.	Petróleo Primario	Amoniaco	Gases Permanen- tes
							Litros	Grs.	m ₃
				oscuras; en la parte inferior, venillas de grano más grande y con granos de feldespatos.					
	87	0,30	0,95	Caliza gris grano medio, con venillas de grano más grueso.					
	88	2,30	3,25	Pizarra gris oscura, con intercalaciones continuadas de areniscas.					
				Muestra total	3,25	20.—	466	17,50	
10 A	116	0,20		Pizarra gris negruzca, grano fino, con mucha esfoliación.					
	117	0,76	0,90	Pizarra gris negruzca, grano fino, calcárea, con alternaciones de mantitos de grano más grueso.					
				Muestra total	0,90			(1)	
10	107	0,60		Caliza gris blanquizca, grano grueso.					
	108	1,15	1,75	Pizarra gris oscura, grano fino, con muchas intercalaciones de grano más grueso, calcárea.					
	109	0,80	2,55	Pizarra gris oscura, grano fino.					
	110	0,50	3,03	Caliza oolítica.					
	111	0,50	3,55	Pizarra gris oscura, con capas alternadas de grano fino y grueso.					
	112	0,50	4,05	Caliza gris negruzca, grano medio.					
	113	0,22	4,27	Pizarra gris oscura, grano medio, algo calcárea.					
	114	0,07	4,34	Caliza arenosa, gris oscura.					
	115	0,17	4,51	Caliza blanquizca, grano grueso, con lentes más oscuros.					
	116	0,20	4,71	Pizarra gris negruzca, grano fino.					
	117	0,70	5,41	Pizarra gris negruzca, grano fino, con alternaciones de grano más grueso.					
				Muestra total	5,41	10.—	392	14,10	
				PERFIL TOTAL	44,72	14,50	395	12,25	
				Perfil de la ladera Este del Cerro Tallón					
				Pizarras gris azul, con mantos de areniscas y calizas oolíticas intercalados. A la vista 10 metros. Hacia abajo sigue el siguiente perfil:					
95		1,00		Pizarra azul.					
		0,45	1,45	Arenisca con granos de feldespatos.					
		0,10	1,55	Arenisca.					
		0,30	1,85	Pizarra azul con lentes y mantitos de arenisca.					
				Muestra total	1,85	22,50	221	20.—	

(1) No se ensayó.

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica			DESCRIPCION	Potencia	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.			
	Número mts.	Espesor mts.	Espesor acumulado mts.			Petróleo Primario	Amoniaco	Gases Perma- nentes	
					m.	Litro	Grs.	m ₃	
94	321	0,80	1,20	Arenisca con oolitas esparcidas.					
		0,40		Arenisca con mayor cantidad de oolitas.					
				Muestra total.....	1,20	0.—	102	7,50	
93		0,75		Pizarra azul con algo de arenisca	0,75	25.—	158	15.—	
92		1,10		Arenisca feldespática, con capi- tas de pizarra.....	1,10			(1)	
91		0,50		Arenisca con alternaciones de ca- liza oolítica					
		0,55	1,05	Pizarra con capas de arenisca muy fina.....					
		0,65	1,70	Pizarra alternada con arenisca fina.					
				Muestra total.....	1,70	12,50	127	12,50	
90		0,40		Caliza oolítica con pequeñas al- ternaciones de pizarra.....					
		0,20		0,60					Pizarra azul.
		0,30		0,90					Caliza oolítica.
		0,20		1,10					Pizarra con alternaciones areno- sas.
				Muestra total.....	1,10	12,50	96	8,60	
89	319 320	0,80	1,20	Pizarra azul grano fino.					
		0,40		Pizarra azul oscura, grano fino.					
		0,30		1,50					Arenisca azul negruzca con mu- cha piritita y alternaciones de pi- zarra azul.
		0,95		2,45					Pizarra azul clara con delgadas alternaciones de la arenisca an- terior.
				Muestra total.....	2,45	30.—	210	16,15	
88	318	0,45	1,35	Arenisca cuarcítica muy descom- puesta de color café rojizo.					
		0,90		2,05					Caliza pizarrosa azul grano fino..
		0,70		Arenisca azuleja algo calcárea con trocitos de pizarra oolitas y con- creciones calcáreas.					
				Muestra total.....	2,05		24	7,50	
87	317	1,35		Pizarra azuleja grano fino poco calcárea con mantitos negruz- cos.					
		0,35		0,70					Arenisca cuarcítica muy descom- puesta a color rojizo.
		1,60		3,30					Pizarra azul igual al 317.
									Muestra total.....
86	315	1,32		Arenisca azul gris piritosa con arcilla en la maza ornamental y mantitos de pizarra alternados. Además trozos de pizarra aislados en forma de brecha.					

(1) No se ensayó.

(1) No se ensayó.

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica			DESCRIPCION	Potencia	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.		
	Número	Espesor mts.	Espesor acumulado mts.			Petróleo Primario	Amoniaco	Gases Permanentes
					m.	Litros	Grs.	m ₃
	316	0,15 0,52	1,47 1,99	Pizarra azul poco calcárea. Arenisca azuleja con mantitos calcáreos.				
		0,80	2,79	Pizarra azul poco calcárea con intercalaciones arenosas.				
				Muestra total	2,80	30.—	292	17,35
85	313	1,65		Pizarra azul gris grano fino poco calcáreo con algunos lentes de arenisca.				
	314	0,40	2,05	Igual a la anterior, con grano un poco más grueso y mayor cantidad de arenisca.				
				Muestra total	2,05	32,50	275	15.—
84	310	0,24		Pizarra gris azul clara grano fino.				
	311	0,27	0,51	Arenisca gris oscura con la masa fundamental negruzca muy calcárea y bastante piritá.				
	312	1,50	2,01	Pizarra gris azul algo calcárea y silicosa con drusas de cuarzo. Poca piritá				
				Muestra total	2.—	12,50	187	13.—
				PERFIL TOTAL	22,35	19,10	184	13,40
				Perfi' en la ladera Norte de la Sierra Pedregoso.				
107		3,00		Pizarra azul con algunas intercalaciones arenosas que aumentan hacia arriba.				
		1,80	4,80	Pizarra arenosa pasando a arenisca de grano fino.				
				Muestra total	4,80	20.—	203	12,70
106		3,60		Pizarra azul con mantitos arenosos y 0,40 cm. de caliza oolítica en la parte superior	3,60	10.—	136	29,95
				Intervalo de 2,30 m. sin muestreo por estar encapado.				
105		3,00		Pizarra azul fina con 0,30 cm. de caliza oolítica	3,—	27,50	408	20,20
104		3,00		Pizarra azul clara con pocas intercalaciones arenosas amarillo-rojizas	3,—	30.—	272	17,70
103		2,60		Pizarra azul clara grano medio con una alternación de arenisca café oscura por descomposición.	2,60	30.—	459	18,64
102	351	1,40		Pizarra azul clara algo arenosa con alternaciones de material fino y grueso	1,40	15.—	229	12.—
101	350	3,50		Pizarra azul clara grano fino con intercalaciones de material más grueso hasta arenoso calcáreo ...	3,50	10.—	52	10.—
				PERFIL TOTAL	21,90	20.—	237	17,47

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica			DESCRIPCIÓN	Potencia	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.		
	Número	Espesor mts.	Espesor acumulado mts.			Petróleo Primario	Amoniaco	Casos Permanentes
					m.	Litros	Grs.	m ₃
				Perfil en la ladera Oeste de la Sierra Pedregoso (Norte)				
83	302	6,30		12,50 m. de capas estériles formadas por areniscas y pizarras, las cuales no se muestrearon.				7,50
	303	2,60	8,90	Alternaciones de pizarras azul y capas arenosas, igual a la 82.				15,—
				Pizarra arenosa gris, azul claro, con manchas blancas.				78 (1)
				Muestra total	8,90	17,50	267	11,30
82	300	1,00		Pizarra gris, azul claro, grano fino jaspeada por interposición de mantitos finísimos de material más grueso. Con capitas de arenisca muy fina, amarilla por descomposición.				13,50
		0,20	1,20	Arenisca cuarcítica, cemento silíceo, grano grueso.....				13,50
		6,80	8,00	Igual a la número 300.				
				Muestra total	8,—	15,—	242	10,10
81		0,35		Caliza arenosa con cuarzo color azuleja con muchas conchas.				8,00
	293	1,10	1,45	Pizarra gris, grano fino a grueso, calcárea.				
		0,25	1,70	Caliza arenosa con cuarzo y muchas conchas. Hacia abajo se transforma en pizarra calcárea de grano medio.				7,01
		0,30	2,00	Pizarra calcárea de grano medio a grueso.				10,15
	294	0,40	2,40	Caliza azuleja, grano medio a fino. Compacta fractura concoidea.				
		2,50	4,90	Se alternan capas de la caliza anterior con pizarras, lentes arenosos y oolíticos.				6,01
				Muestra total	4,90	20,—	234	13,85
80	292	6,00		Arenisca cuarcítica calcárea con conchitas y oolitas diseminadas, color azulejo.....				7,30
79				Sucesión de las siguientes estratas				
	295			Caliza oolítica.				1,01
	296			Pizarra calcárea de grano fino.				
	297			Pizarra calcárea con fragmentos brechosos.				8,01
	298			Caliza grano fino.				15,—
	299			Arenisca en lentejas.				5,01
				Muestra total	7,—	30.	266	15,60
78		0,35		Arenisca grano grueso.				1,01
		0,70	1,05	Pizarra grano medio, alternadas con otras arenosas.				
		0,20	1,25	Arenisca grano grueso.				

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica			DESCRIPCION	Potencia	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.		
	Número	Espesor mts.	Espesor acumulado mts.			Petróleo Primario	Amoníaco	Gases Permanentes
					m.	Litros	Gr.	m ₃
	290	0,85	2,10	Pizarra azuleja grano fino con lentes arenosos.				
	291	0,50	2,60	Arenisca azuleja con pequeños fragmentos de pizarra.				
		0,50	3,10	Pizarra azuleja grano grueso.				
				Muestra total	3,10	20.—	141	10.—
				Arenisca muy descompuesta	1,40
77	288	0,55		Pizarra calcárea azuleja, grano fino con lentes arenosos, con pirita.				
		0,20	0,75	Pizarra y arenisca brechosa.				
		0,65	1,40	Caliza arenosa con conchitas y oolitas.				
	288	3,20	4,60	Pizarra calcárea azuleja, grano fino con grandes lentes arenosos y mantos del mismo material.				
76		0,20		Muestra total	4,60	22,50	196	15,65
		0,70	0,90	Pizarra calcárea azul oscura, grano fino a medio con una lente arenosa alterada.				
		0,05	0,95	Pizarra arenosa azul clara con un manto arenoso descompuesto.				
		0,07	1,02	Arenisca descompuesta.				
		0,05	1,07	Pizarra gris, grano fino.				
		0,05	1,12	Arenisca descompuesta.				
	287	0,60	1,72	Pizarra.				
				Pizarra algo calcárea, azul clara, grano medio, con lentes de grano grueso, con conchitas.				
		1,45	3,17	Pizarra azul clara debidamente calcárea, grano fino, con capas de arenisca.				
		1,10	4,27	Calizas y pizarras azulejas, calcáreas, con un manto de limonita intercalado.				
				Muestra total	4,27	25.—	263	19,15
75	285	4,70		Calizas y pizarras calcáreas, azul claras a oscuras de grano fino, con lentes de material más grueso con conchitas y piritas	4,70	17,50	169	9,35
74	268	2,00		Caliza oolítica granosa, con lentes de grano medio, azuleja.				
	270	2,70	4,70	Calizas arenosas alternadas con calizas de grano fino a medio; hacia abajo pasan paulatinamente a pizarras calcáreas.				
		0,30	5,00	Muestra total	5,—	12,50	85	9,60
73	271 y 272	4,40		Pizarras calcáreas, grano medio, con un manto oolítico de 15 centímetros.....	4,40	15.—	227	12,50
72		0,50		Caliza oolítica.				
		0,70	1,20	Caliza azuleja, grano fino, con lentejas de grano grueso.				
	267	0,20	1,40	Caliza de grano muy grueso.				

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica				Potencia	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.			
	Número	Espesor mts.	Espesor acumulado mts.	DESCRIPCION		Petróleo Primario	Amoniaco	Gases Permanen- tes	
						Litros	Grs.	m ₃	
					m.				
71		0,60	2,00	Caliza azuleja, grano fino a medio; hacia abajo aparecen lentes de caliza oolítica.					
		0,20	2,20	Pizarra calcárea con fragmentos brechosos de caliza oolítica.					
		1,20	3,40	Caliza grano fino.					
				Muestra total	3,40	10.—	144	6,75	
		0,30		Caliza brechosa.					
		0,50	0,80	Pizarra calcárea azuleja, grano fino.					
		0,40	1,20	Caliza azuleja, grano fino, con lentes arenosos.					
		0,45	1,65	Pizarra azuleja, calcárea, grano fino, con lentes de grano más grueso y más calcáreo.					
265		1,20	2,85	Caliza azuleja, arenosa.					
		1,75	4,60	Pizarra muy calcárea gris oscura, grano fino, con un manto de arenisca intercalado.					
				Muestra total	4,60	15.—	153	10.—	
70	262	0,50		Pizarra algo calcárea, azuleja, grano medio.					
	263	1,05	1,55	Caliza oolítica brechosa, siendo los fragmentos de caliza grano fino.					
264		0,10	1,65	Caliza azuleja grano fino.					
		1,60	3,25	Caliza oolítica, con fragmentos brechosos de calizas y pizarras, hasta de 0,30 mts.					
				Muestra total	3,25	5.—	233	4.—	
69	284	8,50		Brecha con fragmentos de toda la serie, cemento calcáreo.....	8,50	10.—	274	10,10	
67		0,70		Caliza oolítica.					
		0,60	1,30	Caliza azuleja, grano fino, alternada con capas de arenisca.					
				Muestra total	1,30			(1)	
67		1,20		Caliza oolítica azuleja.					
		0,05	1,25	Caliza gris de grano fino.					
		0,10	1,35	Arcilla con granos de arena.					
	261		1,25	2,60	Brecha calcárea azul.				
			0,40	3,00	Pizarra azuleja.				
				Muestra total	3,—	5.—	85	11,50	
PERFIL TOTAL					3,57	15,40	207	11,40	
PERFIL ESTÉRIL									
66 A	283	0,20		Brecha calcárea con grandes concreciones de cal.					
	282	3,00	3,20	Arenisca muy alterada.					
	281	0,10	3,30	Arenisca cuarcítica grano grueso.					
	280	1,50	4,80	Arenisca.					

(1) No se ensayó.

Número de la muestra Ensayada	Muestra Petrográfica			DESCRIPCION	Potencia	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.		
	Número	Espesor mts.	Espesor acumulado mts.			Petróleo Primario	Amoniaco	Gases Permanen- tes
					m.	Lirros	Grs.	m ₃
	279	5,70	10,50	Arenisca alterada, grano fino.				
	278	1,50	12,00	Pizarra silíceica, grano muy fino, alternada con capas arenosas.				
	277	0,70	12,70	Pizarra gris, grano fino.				
	276	0,70	13,40	Arenisca brechosa, con fragmen- tos de pizarra calcárea.				
	275	2,70	16,10	Arenisca cuarcítica, blanca azu- leja, con fragmentos de pizarra.				
	274	1,00	17,10	Arenisca silíceica de grano fino.				
	273	1,70	18,80	Arenisca silíceica de grano muy fino.				
				Perfil total estéril	18,80			
66	266	0,90		Pizarra pardusca, grano fino, con intercalaciones arenosas y piritita.				
		0,30	1,20	Pizarra calcárea, grano fino.				
		1,60	2,80	Pizarra con mucha esfoliación.				
				Muestra total	2,80	20.—	388	8,20
65	259	0,30		Caliza blanquizca, grano fino, con venillas de calcita.				
	260	2,00	2,30	Pizarra gris oscura, grano fino, con lentes arenosos y mantos del mismo material.				
		0,10	2,40	Pizarra.				
		0,10	2,50	Pizarra arenosa.				
				Muestra total	2,50	22,50	442	10,40
				PERFIL TOTAL	5,30	21,18	413	9,20
				Perfil en la parte baja de la la- dera poniente del Pedregoso				
64		2,5		Caliza oolítica alterada	2,50	0.—	17	9,30
63		1,5		Pizarra alterada	1,50	35.—	306	15,30
				Perfil sobre la ribera derecha del río Pancunto.				
				PERFIL ESTÉRIL				
	251	6,0		Arenisca silíceica muy quebrada.				
	252	5,00	11,00	Pizarra arenosa muy alterada.				
	253			Arenisca silíceica, que continúa hasta el borde del río.				
				Perfil en la ladera Oeste de la Sierra Pedregoso (Sur)				
61	255	2,70		Pizarra azuleja grano fino, alter- nando con mantos arenosos.				
	256	1,80	4,50	Pizarra calcárea, grano fino, al- ternando con mantos arenosos.				
				Muestra total	4,50	15.—	111	11.—
60	254	3,50		Caliza oolítica azuleja	3,50	..	59	12,15
				PERFIL TOTAL	8,—	8,43	88	11,67

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica				Potencia	Muestra ensayada Rendimiento por ton.			
	Número	Espesor mis.	Espesor acumulado mis.	DESCRIPCION		m.	Petróleo Primario	Amoniaco	Casos Permanentes
							Litros	Grs	m ₃
59	244	9,00		Pizarra azuleja, grano muy fino.					
		0,15	9,15	Caliza oolítica.					
		1,20	10,35	Pizarra.					
		0,40	10,75	Caliza oolítica.					
		0,30	11,05	Arcilla arenosa.					
		0,20	11,25	Pizarra silíceica.					
		2,50	13,75	Pizarra.					
		0,20	13,95	Caliza oolítica.					
		1,40	15,35	Arenisca silíceica, verdosa.					
		0,45	15,80	Pizarra algo calcárea.					
	243	10,35	26,15	Arenisca silíceica verdosa.					
	242	0,30	26,45	Caliza silíceica.					
	240	0,25	26,70	Caliza oolítica, muy fosilífera.					
	239	0,50	27,20	Pizarra.					
	238	2,00	29,20	Arenisca verdosa.					
	237	1,20	30,40	Caliza.					
	236	1,20	31,60	Pizarra.					
	235	0,50	32,10	Caliza silícica.					
	234	2,50	34,60	Pizarra.					
	233	1,30	35,90	Arenisca alterada.					
	232	0,35	36,25	Caliza oolítica.					
	231	0,90	37,15	Pizarra.					
230	0,45	37,60	Pizarra calcárea.						
229	0,60	38,20	Pizarra calcárea.						
228	0,40	38,60	Arenisca verdosa.						
			Total perfil estéril	38,60					
			Perfil en la ladera Oeste de la Sierra Pedregoso (Sur) Continuación.						
58		0,50		Pizarra gris, grano fino, con un mantito de arenisca de 10 centímetros.					
		0,70	1,20	Pizarra azuleja clara, calcárea, con un mantito de caliza blanca de 10 centímetros.					
	249	0,55	1,75	Pizarra azuleja, grano muy fino, con lentes arenosas.					
	250	0,20	1,95	Pizarra gris parduzca, grano fino.					
		0,45	2,40	Brecha calcárea.					
		0,20	2,60	Pizarra azuleja, grano fino.					
		0,20	2,80	Caliza blanca, grano muy fino.					
		0,40	3,20	Pizarra gris clara, algo calcárea, grano fino.					
		0,50	3,70	Pizarra gris oscura, grano fino a medio, con mantitos arenosos.					
		0,28	3,98	Caliza blanca, grano fino, con lentejas arenosas.					
	1,20	5,18	Pizarra azuleja calcárea, con intercalaciones arenosas y calizas.						
			Muestra total	5,20	15,00	85	12,50		
57		0,35		Caliza oolítica.					
		0,60	0,95	Pizarra azuleja con mantitos arenosos muy ramificados.					
	248	0,55	1,50	Caliza oolítica azuleja, hacia					

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica			DESCRIPCION	Potencia	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.		
	Número	Espesor mts.	Espesor acumulado mts.			Petróleo Primario	Amoníaco	Gases Permanentes
					m.	Litros	Grs.	m.
56		2,00	3,50	abajo brechosa, con fragmentos de caliza fina y pizarra.	4,50	25,00	195	13,50
		1,00	4,50	Pizarra azuleja, grano fino, con alternaciones.				
				Arenosas.				
				Pizarra azul gris, grano fino, calcáreos, con muchas lentejas arenosas.				
				Muestra total				
		0,60		Caliza oolítica oscura.				
		0,20	0,80	Pizarra calcárea, grano muy fino				
		0,27	1,07	Pizarra gris café, grano fino.				
		0,22	1,29	Pizarra silicosa.				
		0,35	1,64	Pizarra con mantitos arenosos.				
55	247	1,87	4,41	Caliza blanca grano muy fino.	7,10	25,00	68	10,00
		0,10	1,74	Pizarra grano grueso, con mantos de material más fino.				
		0,80	2,54	Pizarra gris oscura, grano fino, con lentes arenosas.				
	240	2,40	6,81	Pizarra calcárea, alternada con mantos y calizas arenosas.				
		0,30	7,11	Pizarra azuleja de grano muy fino.				
				Muestra total				
		0,30		Arenisca alterada.				
		0,65	0,95	Pizarra azuleja clara, grano fino, y transiciones a arenisca.				
		0,20	1,15	Arenisca cuarcítica.				
		0,75	1,90	Pizarra azuleja de grano fino, con lentes de arenisca.				
54	245	0,50	2,40	Pizarra de grano medio.	5,10	12,50	92	66,00
		0,35	2,75	Pizarra gris clara de grano fino.				
	246	1,80	4,55	Pizarra azul blanquiza de grano medio.				
		0,35	4,90	Pizarra gris oscura, calcárea de grano fino, con mantitos arenosos.				
		0,20	5,10	Caliza de grano grueso.				
			Muestra total					
53	241	0,55	4,85	Caliza de grano grueso, en la parte inferior, lentes de pizarra.	,85	25,00	229	17,90
		4,30	4,85	Pizarra azuleja, con numerosas guías arenosas.				
			Muestra total					
52		1,50		Pizarra gris azul, algo calcárea, grano fino a medio.	5,00	5,00	127	..
		0,15	1,65	Caliz de grano fino.				
		1,95	3,60	Pizarra grano fino a medio, con capas arenosas intercaladas.				
		1,40	5,00	Caliza azul blanquiza.				
				Muestra total				
	226	2,75		Caliza alternada de grano medio				
		0,60	3,35	Alternación de calizas de grano				

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica				Potencia	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.		
	Número	Espesor mts.	Espesor acumulado mts.	DESCRIPCION		Petróleo Primario	Amoniaco	Gases Permanentes
						Litros	Grs.	m.
					m.	Litros	Grs.	m.
51	227	0,15	3,50	gru so y fino y mantitos arenosos.	5,00
		1,00	4,50	Pizarra grano fino.				
		0,50	5,00	Caliza arenosa y oolítica.				
	219	0,16		Pizarra calcárea de grano fino.				
		1,65	1,81	Muestra total				
	220	0,07	1,88	Caliza oolítica de grano medio.				
		0,05	1,93	Pizarra azuleja clara, alternadas con mantitos arenosos.				
		0,48	2,41	Caliza grano fino alterada.				
	221	0,07	1,93	Arenisca.				
		0,48	2,41	Pizarra calcárea gris oscura, grano medio.				
	222	0,15	2,56	Caliza oolítica.				
		0,35	2,91	Caliza de grano fino.				
223	0,25	3,16	Pizarra azuleja, grano fino a medio.					
	0,20	3,36	Caliza de grano muy grueso.					
224	0,80	4,16	Caliza gris azul, grano fino a grueso.					
	0,07	4,23	Caliza gris azul de grano grueso.					
225	0,75	4,98	Caliza azul blanquizca, grano fino, y lentes de grano más grueso.					
			Muestra total					
PERFIL TOTAL					5,00	5,00	93	51,75
Perfil en la Quebrada San Francisco A.					36,75	16,00	122	15,70
49	218	0,45		Pizarra calcárea.	5,50	5.—	340	6,20
		0,15	0,60	Pizarra gris oscura.				
		0,26	0,86	Arenisca muy alterada.				
		0,40	1,26	Pizarra arenosa muy alterada.				
		0,47	1,73	Pizarra muy alterada.				
		0,30	2,03	Caliza con mantos de grano grueso.				
		0,18	2,21	Pizarra de grano fino a grueso.				
		0,33	2,54	Caliza azul clara, grano medio, con mantitos arenosos.				
		0,80	3,34	Pizarra muy alterada.				
		0,55	3,89	Caliza alterada.				
		0,45	4,34	Pizarra alterada.				
		0,85	5,19	Caliza alterada.				
0,30	5,49	Caliza oolítica.						
Muestra total					5,50	5.—	340	6,20
48 A	0,90		Caliza alterada.	3,30				
	2,40	3,30	Sucesión de capas muy alteradas					
48	0,70		Perfil estéril total	3,30			(1)	
	0,50	1,20	Caliza azuleja, grano medio a grueso.					
			Pizarra arenosa muy alterada.					

(1) No se ensayó.

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica				Potencia	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.						
	Número	Espesor mts.	Espesor acumulado mts.	DESCRIPCION		Petróleo Primario	Amoniaco	Gases Permanen- tes				
						Litros	Grs.	m.				
m.												
44		0,70	1,90	Pizarra alternada con mantos arenosos, alterada.	3,50	5,—	66	10,50				
		1,00	2,90	Pizarra azuleja, grano medio, alternada con mantitos arenosos. Indeterminable por la alteración.								
		0,60	3,50	Muestra total								
		219	0,80	Caliza amarillenta, grano medio.	4,15	10,—	246	11,55				
		220	0,40	Pizarra alterada.								
			0,85	2,05					Pizarra gris azul, grano fino, con mantitos arenosos.			
		221	0,60	2,65					Pizarra calcárea, azul blanquizca, con capitas arenosas.			
		222	0,25	2,90					Pizarra calcárea azul blanquizca, grano grueso.			
		223	0,30	3,20					Caliza oolítica, grano medio.			
		224	0,95	4,15					Pizarra gris azul, grano fino, con mantitos de grano más grueso.			
				Muestra total								
40	171	0,60		Pizarra calcárea.					3,77	12,50	192	18,97
		0,20	0,80	Pizarra muy alterada.								
	172	0,16	0,96	Caliza blanca.								
	173	0,40	1,36	Caliza gris de grano medio.								
		0,06	1,42	Pizarra grano medio a grueso.								
	174	0,60	2,02	Pizarra azuleja, grano medio a grueso, con lentes arenosos.								
		175	0,35	2,37	Caliza.							
		176	0,70	5,07	Pizarra calcárea azuleja, grano medio a grueso, con intercalaciones arenosas irregulares.							
		177	0,70	3,77	Caliza oolítica,							
					Muestra total							
36	157	0,55		Pizarra gris parduzca, grano fino.	2,42	30,—	208	14.—				
	158	1,05	1,60	Pizarra calcárea, gris azul, grano medio.								
	59	0,22	1,82	Alternación de calizas oolíticas, y areniscas calcáreas.								
	160	0,60	2,42	Pizarra calcárea gris.								
				Muestra total								
34	17 C	0,75		Pizarra azul a negruzca en fajas.	3,10	15,00	133	7,70				
	18 C	0,10	0,85	Arenisca blanquizca, muy cuarzo- sa.								
	19 C	0,53	1,38	Pizarra azuleja.								
	20 C	0,05	1,43	Arenisca blanquizca, muy cuarzo- zosa.								
	21 C	0,40	1,83	Pizarra azuleja, igual a 19 C.								
	22 C	0,30	2,13	Arenisca.								
	23 C	0,97	3,10	Pizarra alterada con pequeñas intercalaciones de arenisca.								
				Muestra total								
31	5 C	0,28		Arenisca blanca silfeca, grano medio, con rodados chicos negros. Estéril, no entró en la muestra.								

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica			DESCRIPCION	Potencia	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.		
	Número	Espesor mts.	Espesor acumulado mts.			Petróleo Primario	Amoniaco	Casos Perma- nentes
					m.	Litros	Grs.	m.
32	6 C	1,00		Pizarra gris azul, con alternaciones de material fino a medio.	1,70	15,00	371	11,05
	7 C	0,20	1,20	Arenisca euaréctica, plomo claro con transición a 6 C.				
	8 C	0,50	1,70	Igual a 6 C.				
				Muestra total.....				
	9 C	1,10		Alternación de pizarra azul con calizas arenosas.	2,90	15,00	192	12,85
	10 C	1,22	2,32	Pizarra azul con intercalaciones de arenisca.				
11 C	0,60	2,92	Caliza arenosa, con alternaciones de pizarra azul.					
			Muestra total.....					
			PERFIL TOTAL	21,54	13,80	190	12,50	
			Perfil en la Quebrada San Francisco B.					
			Desde la cumbre hasta la muestra 45 las estratas están muy encapadas y alteradas, por lo que no se muestrearon.					
45	404	0,80		Pizarra azuleja, grano fino a grueso, con mantitos arenosos.	2,05	10,—	289	12,10
	205	0,40	1,20	Caliza gris azul, grano medio.				
	206	0,65	1,85	Pizarra azuleja, grano grueso.				
	207	0,20	2,05	Caliza arenosa azul clara.				
			Muestra total.....					
43	204	0,90		Pizarra azuleja, grano fino a grueso, con mantitos arenosos y espigas de pescado intercaladas.	4,79	17,50	314	13,85
	205	0,90	1,80	Pizarra azul blanquiza, grano grueso, con lentes de grano fino.				
	206	0,17	1,97	Caliza grano fino.				
	207	0,40	2,37	Pizarra calcárea gris, grano fino, con un mantito arenoso.				
	208	0,27	2,64	Pizarra azuleja, grano medio.				
	209	0,70	3,34	Pizarra azuleja, muy arenosa, con lentes de material fino.				
	210 y 211	0,95	4,29	Pizarra grano medio, con alternación de capas arenosas.				
	212	0,30	4,59	Caliza oolítica,				
213	0,20	4,79	Caliza con intercalaciones arenosas.					
			Muestra total.....					
41	178	0,50		Pizarra calcárea azuleja clara a oscura, con muchas ramificaciones arenosas y de un material fino oscuro.	0,17	0,67		
	179	0,17	0,67	Pizarra calcárea arenosa con cuarzo.				
	180	0,85	1,52	Caliza oolítica azuleja.				

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica			DESCRIPCION	Potencia m.	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.			
	Número	Espesor mts.	Espesor acumulado mts.			Petróleo Primario Litros	Amoníaco Grs.	Gasas Permanen- tes m.	
33	181	1,05	2,57	Pizarra calcárea gris clara, con lentes arenosos y mantos de caliza oolítica con fragmentos de pizarra. (Muestra 182).	2,74	15,00	175	14,75	
	183	0,17	2,74	Caliza oolítica intercalada en la pizarra 181. Muestra total					
	12 C	0,08		Pizarra azul fina, algo calcárea.	6,43	32,50	325	17,50	
	13 C	0,15	0,23	Caliza oolítica alterada.					
	14 C	0,35	0,58	Pizarra azul fina, con núcleos y lentes arenosos.					
	15 C	0,80	1,38	Caliza oolítica, con lentes de pizarra 12 C.					
	16 C	1,35	2,73	Pizarra azul, grano medio.					
			3,70	6,43	Igual a 16 C, con intercalaciones de caliza oolítica 13 C. Muestra total				
	38	161	0,36		Pizarra amarillenta, con intercalaciones arenosas.	4,78	15,00	250	7,10
		161	0,90	1,26	Caliza gris azul, con numerosos mantitos arenosos calcáreos.				
162		0,12	1,38	Arenisca.					
38	163	0,15	1,53	Pizarra poco calcárea, gris clara, grano medio.	2,00	5,00	87	6,40	
	163	0,30	1,83	Arenisca, con lentes de material oscuro.					
	164	0,40	2,23	Arenisca azuleja, grano muy grueso.					
	165	2,55	4,78	Pizarras azulejas, grano fino a grueso, alternadas con areniscas. Muestra total					
37	156	2,00	2,00	Pizarra azuleja, de grano medio a grueso; con conchitas diseminadas.....	1,61	22,50	408	16,40	
35	22 C	0,31		Caliza oolítica, grano fino.	24,40	19,35	274	13,00	
	23 C	1,30	1,61	Pizarra azul, con lentes delgados de la caliza anterior y arcilla con cuarzo. Muestra total					
PERFIL TOTAL					24,40	19,35	274	13,00	
Perfil en la Quebrada San Francisco. C.									
Desde la cumbre hasta la muestra 47 las estratas están muy descompuestas, por lo que no se muestrearon. Parece que anteriormente en este mismo lugar han sacado muestras; las muestras 47 y 42 han sido tomadas sobre la zanja antigua.									

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica			DESCRIPCION	Potencia	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.		
	Número	Espesor mts.	Espesor acumulado mts.			Petróleo Primario	Amoniaco	Gases Permanentes
					m.	m.	Litros	Grs.
47	202	0,25		Caliza oolítica, grano fino.	6,00	7,50	333	7,50
	203	0,43	0,68	Pizarra, muy descompuesta.				
	208	0,50	1,18	Pizarra azuleja, muy descompuesta.				
			0,50	Pizarra alterada.				
	209	0,35	2,03	Caliza muy alterada.				
		0,35	2,38	Pizarra arenosa, alterada.				
	210	0,43	2,83	Caliza alterada.				
	211	0,70	3,53	Caliza azul clara, menos alterada que las anteriores.				
	212	0,45	3,98	Pizarra grano grueso, con vetillas arenosas, alterada.				
	213	0,50	4,48	Pizarra azul, grano fino a medio, poco alterada.				
	214	0,55	5,03	Caliza azul clara, grano fino, con escamas.				
	215	0,50	5,53	Pizarra calcárea azuleja, grano medio, con mantitos arenosos.				
		0,50	6,03	Pizarra muy alterada.				
				Muestra total				
	42	192	0,62					
193		0,30	0,92	Pizarra arenosa con cuarzo, muy alterada.				
194		0,30	1,22	Caliza blanca, grano grueso.				
195		0,30	1,52	Caliza azuleja, alterada.				
196		0,20	1,72	Caliza alterada.				
197		0,40	2,12	Pizarra azuleja clara, grano fino.				
198		0,50	2,62	Pizarra gris oscura.				
199		0,80	3,42	Caliza azuleja, grano muy grueso, con lentes de pizarra calcárea. (Muestra 200).				
		0,10	3,52	Arenisca muy alterada.				
		0,10	3,62	Pizarra muy alterada.				
201		0,60	4,22	Pizarra calcárea, gris clara, con ramificaciones oscuras y arenosas, al centro caliza blanca.				
				Muestra total				
				PERFIL TOTAL				
				Perfil en la Quebrada San Francisco. D.				
39 A		187			Arenisca amarillenta de grano medio.	10,22	10,50	332
	186	5,00		Arenisca blanca silícica, grano muy fino.				
	185	2,00		Arenisca.				
	184			Arenisca blanca silícica.				
		0,70		Pizarra muy alterada.				
39	166	0,65		Caliza oolítica.	0,50	3,45		
	167	2,30	2,95	Caliza azuleja, grano fino a medio, con algunos lentes arenosos.				
		0,50	3,45	Caliza oolítica igual a 166.				

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica			DESCRIPCION	Potencia	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.		
	Número	Espesor mts.	Espesor acumulado mts.			Petróleo Primario	Amoniaco	Gases Permanentes
					m.	Litros	Grs.	m.
	168	0,08	3,53	Arenisca silíceica blanca, grano fino.				
	169	1,40	4,93	Pizarra azuleja, grano fino a medio, con una capita arenosa intercalada.				
				Muestra total	4,93	10,00	108	20,60
30 B	188	1,30		Pizarra arenosa.				
		1,00		Pizarra muy alterada.				
	189	0,50		Arenisca.				
	190	0,40		Caliza de grano grueso.				
	191	1,80		Pizarra arenosa.				
				Hacia abajo sigue una sucesión de pizarras, pizarras calcáreas, areniscas, y muy pocas calizas, todas muy alteradas por estar en el eje de un pequeño anticlinal.				
				Muestras en el curso superior del río Rucañanco				
30	123 A	2,70		Caliza oolítica fina, muy alterada, con pequeñas intercalaciones de pizarra.				
	124 A	1,00	3,70	Pizarra muy alterada.				
				Muestra total	3,70	5,00	61	6,70
28	125 A	1,70		Pizarra gris azul, grano medio, calcárea.				
	127 A	4,50	6,20	Sucesión de pizarras, calizas oolíticas y areniscas.				
				Muestra total	6,20	27,50	163	14,00
29		6,80		Perfil análogo al anterior.....	6,80		147	8,20
				Perfil sobre la ribera norte del Río Rucañanco				
27		3,00		Pizarra con capitas arenosas, muy alterada.....	3,00	5,00	44	6,45
26		10,00		Idem con pizarra azuleja en la parte superior.....	10,00		162	5,00
25		4,70		Igual a la anterior.....	4,70	5,00	2	5,00
24		4,20		Idem.....	4,20	10,00	140	20,15
23		3,00		Análoga a las anteriores, pero en mejor estado de conservación..	3,00	7,00	342	12,95
22	148	0,48		Pizarra calcárea azuleja, grano medio, con intercalaciones de venillas arenosas calcáreas.				
	149	0,28	0,76	Caliza gris clara, grano medio, con un mantito de caliza arenosa fosilífera.				
	150	0,10	0,86	Caliza arenosa azuleja.				
	151	0,15	1,01	Caliza gris blanquizca, grano medio.				
	152	0,53	1,54	Caliza grano fino, con mantitos de grano grueso.				

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica			DESCRIPCION	Potencia	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.		
	Número	Espesor mts.	Espesor acumulado mts.			Petróleo Primario	Amoniaco	Gases Permanentes
					m.	Litros	Grs.	m.
21	153	1,45	2,99	Pizarra grano medio, con intercalaciones de arenisca. Muestra total	3,00	7,50	258	14,00
	133	0,05		Caliza arenosa gris clara.				
	134	0,74	0,79	Pizarra gris clara, grano fino a medio, con intercalaciones de arenisca de grano grueso (135).				
	136	0,09	0,88	Caliza arenosa.				
	137	0,15	1,03	Pizarra gris, grano fino a medio.				
		0,10	1,13	Igual a 136.				
	138	0,32	1,45	Pizarra gris café, grano muy fino.				
	139	0,18	1,63	Caliza grano grueso fosilífera.				
	140	0,10	1,73	Caliza arenosa, con intercalaciones de pizarra.				
	141	0,55	2,28	Caliza gris, grano muy fino, con intercalaciones de grano grueso.				
	142	0,20	2,48	Bancos de conchas.				
	143	0,80	3,28	Pizarra gris parduzca, grano muy fino...				
	144	0,30	3,58	Caliza arenosa. Muestra total	3,60	..	353	17,77
				PERFIL TOTAL	31,50	4,00	172	10,23
			Perfil sobre la ribera sur del río Rucañanco					
20 R1		2,00	Pizarras calcáreas y calizas.....	2,00	10,00	287	17,25	
20 R2		2,60	Sucesión de estratas análogas a las anteriores	2,60	12,50	275	20,00	
19 R1	154	0,30	Caliza oolítica azuleja					
		2,00	Alternación de pizarras y calizas muy alternadas. Muestra total	2,30	10,00	84	11,30	
19 R2		2,60	Calizas y pizarras más alteradas que las 19 R1	2,60	5,00	227	8,65	
18 R1	145	0,60	Caliza oolítica muy alterada.					
	146	0,20	Caliza oolítica muy alterada. Muestra total	0,80	
18 R2		0,60	Pizarra muy alterada, amarilla oscura.					
	147	0,40	Pizarras calcáreas con restos de concha muy alterada.					
		0,50	Pizarra muy alterada.					
		0,20	Caliza arenosa muy alterada.					
		1,90	Material muy descompuesto, imposible de determinar. Muestra total (incluye las tres primeras estratas)	1,50	7,50	269	13,62	
			PERFIL TOTAL	11,80	8,40	210	13,17	

YACIMIENTOS DE
ESQUISTOS BETUMINOSOS DE LONQUIMAY
 PLANO TOPOGRAFICO Y GEOLOGICO

ESCALA 1:20000

DTO. VICTORIA

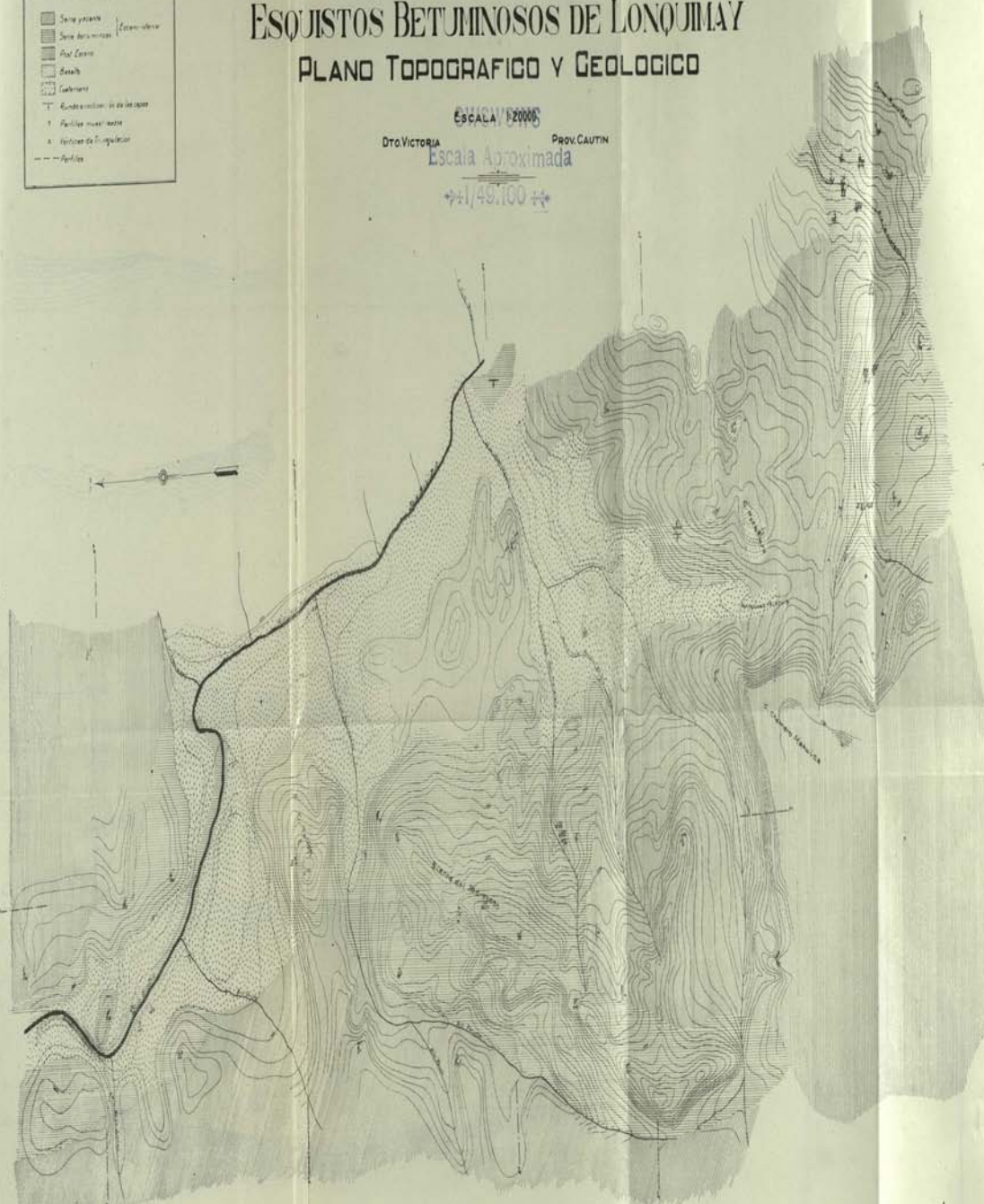
PROV. CAUTIN

Escala Aproximada

±1/49.100±

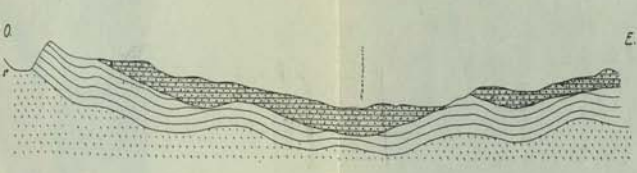
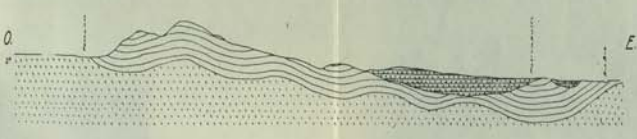
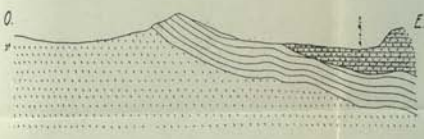
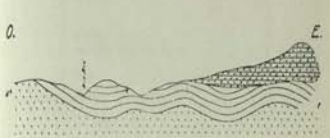
LEYENDA

- Serie granita
- Serie de micales
- Pizarra
- Basalto
- Gneiss
- Rueda de molino
- Paredes de muros
- Puentes de Tránsito
- Arroyos



CORDILLERA DE LITRANCURA

VACIEMENTOS DE ESQUISTOS BETUMINOSOS DE LONQUIMAY PERFILES ESQUEMATICOS



LEYENDA

	Serie de Luminosa
	Horizontales yacentes
	Horizontales pendientes

Número de la muestra ensayada	Muestra Petrográfica			DESCRIPCION	Potencia	Muestra Ensayada Rendimiento por ton.		
	Número	Espesor mts.	Espesor acumulado mts.			Petróleo Primario	Amoníaco	Gases Permanen- tes
					m.	Litros	Grs.	m.
				FUNDO CERRO REDONDO				
				Ribera izquierda del río Rucañanco				
15	129	0,50		Arenisca grano grueso.				
	125	0,25	0,75	Pizarra negra algo calcárea.				
	126	0,05	0,80	Pizarra poco calcárea, con intercalaciones de arenisca.				
	127	0,20	1,00	Arenisca negra verdosa, con intercalaciones arcillosas.				
	128	0,40	1,40	Pizarra gris oscura, grano muy fino.				
				Muestra total	1,30	..	66	2,50
				Ribera derecha del río Rucañanco				
16	119	1,00		Caliza oolítica muy alterada.				
	120	0,15	1,15	Arenisca arcillosa, gris oscura, con impresiones de hojas.				
		0,40	1,55	Material muy alterado.				
	121	0,20	1,75	Arenisca.				
		0,16	1,91	Material muy alterado.				
	122	0,10	2,01	Arenisca conglomerática con cemento arcilloso.				
		0,50	2,51	Material alterado.				
	123	0,13	2,64	Pizarra café oscura, grano medio, algo calcárea, con mantitos de arenisca y restos vegetales.				
		0,70	3,34	Material alterado.				
	124	0,24	3,58	Arenisca.				
				Muestra total	3,58	2,50	58	8,20
				Cumbre de loma en la ribera izquierda del Río Rucañanco				
17				Pizarra	252	10,00

SECCION ESTADISTICA MINERA

INDUSTRIA CARBONERA.

Febrero de 1931

ZONAS	Departamentos	Compañías Carboníferas	Minas	PRODUCCIÓN EN TONELADAS		PERSONAL OCUPADO	
				Bruta	Neta	Obreros	Empleados
1.º Departamento de Concepción.....	Concepción Concepción	Lirquén Cosmito	Lirquén Cosmito	2,958	2,912	537	18
				2,371	2,123	210	8
Total.....				5,329	5,035	747	26
2.º Bahía de Arauco.	Arauco	Minera e Industrial de Chile Fund. Schwager.	Lota	58,992	55,605	6,139	290
	Arauco		Chiflón Puchoco 1, 2 y 3	26,218	23,158	2,804	189
Total.....				85,210	78,763	8,943	479
3.º Resto provincia de Concepción...	Cañete	Lebu Curanilahue	Fortuna y Constancia	1,131	775	284	8
	Arauco		Curanilahue y Plecurias	—	—	101	26
Total.....				1,131	775	385	34
4.º Provincia de Valdivia.....	Valdivia	Máfil Sucesión Arrau	Máfil	464	432	40	1
	Valdivia		Arrau	—	—
Total.....				464	432	40	1
5.º Territorio de Magallanes.....	Magallanes	Menéndez Behety Río Verde	Loreto	857	782	23	6
	Río Verde		Elena	1,025	980	34	2
Total.....				1,882	1,762	57	8
Totales Generales.....				94,016	86,767	10,172	548
Totales del mes anterior.....				92,231	841,809	10,193	548
Igual mes del año anterior.....				119,717	113,000	10,973	557

INDUSTRIA CARBONERA

ENERO DE 1931

PERSONAL

ZONAS	N.º DE DIAS DE EXPLOTACIÓN	NÚMERO DE OBREROS (1)					NÚMERO DE EMPLEADOS		NÚMERO TOTAL DE ACCIDENTES
		INTERIOR		EXTERIOR			Chilenos	Extranjeros	
		Barreteros	Otros operarios	En explotación	Secciones	Marítimos			
I.—Departamento de Concepción	13, 274	146	420	87	61	—	22	4	9
I.—Bahía Arauco.....	15, 376	945	4.862	980	2.127	287	450	29	112
III.—Resto Provincia Concepción	24,	38	130	25	120	7	29	5	5
IV.—Provincia de Valdivia	24,	13	11	10	5	—	1	—	—
V.—Territorio de Magallanes	26,	21	11	13	1	—	3	5	—
	682								
T.ºM.º Totales	15	1.163	5.355	1.108	2.330	292	505	43	126
Mes anterior.	259								
	17	1.185	5.261	1.146	2.344	420	507	45	177
	251								
Igual mes del año anterior	24	1.192	5.310	1.237	2.712	388	522	38	236

(1) Determinado por el número de obreros-días para los días de explotación y el número de días de explotación.

CUADRO QUE MUESTRA ALGUNOS DATOS ESTADÍSTICOS DE LA INDUSTRIA CARBONERA DURANTE EL AÑO 1930

MINA DE:	PRODUCCIÓN		VENTAS	Días de Explotación	N.º de Empleados	N.º de operarios contratados
	Bruta	Neta	Total			
	Tons.	Tons.	Tons.			
Lirquén	75.729	75.129	73.082	261	19	593
Cosmito	30.280	27.500	27.500	273	9	213
Schwager	425.402	379.882	365.144	271	192	3.266
Lota	825.682	727.391	722.099	259	287	6.150
Curanilahue	4.338	—	—	—	30	141
Lebu	11.990	7.327	13.836	289	8	278
Máfil	8.612	8.312	7.092	274	1	43
Arrau	5.156	5.067	5.146	93	3	62
Loreto	35.930	35.256	34.209	266,5	8	57
Elena	19.012	17.944	17.988	234	2	34
Totales	1.442.161	1.283.808	1.266.096	261,5	559	10.837

CONSUMO DE CARBON NACIONAL DURANTE EL AÑO 1930

DESTINO	Granado	Carboncillo	Común	Total	%
FF. CC. del Estado	352.053.186	—	273.000	352.326.186	24,77
FF. CC. Particulares	9.499.456	—	—	9.499.456	0,67
Industria Salitrera	53.448.678	12.877.604	—	66.326.282	4,66
Industria Minera y Metalúrgica	18.209.827	46.603.166	1.102.575	65.915.568	4,63
Industria Fabril	77.917.424	113.617.946	3.691.175	195.226.545	13,72
Industria Gas y Electricidad	97.137.416	33.313.575	11.476.862	141.927.853	9,98
Marina Mercante Nacional	18.824.355	158.151.766	49.373.457	226.349.578	15,91
Marina Extranjera	3.839.841	285.922	45.523.990	49.649.753	3,49
Armada Nacional	44.399.304	6.831.500	2.041.000	53.271.804	3,75
Otras Entidades	65.624.800	30.444.518	7.946.096	104.015.414	7,31
Consumo Navas de las Compañías	936.755	37.094.308	753.860	38.811.923	2,73
Gratis a los obreros	990.600	18.270.080	3.207.020	22.467.700	1,58
Gratis a los empleados	295.230	1.541.500	1.952.325	3.789.055	0,27
Consumo propio Cías.	5.786.840	77.244.827	9.849.377	92.881.044	6,53
Total	748.990.712	536.276.712	137.190.737	1.422.459.161	100,00
Porcentaje	52.65%	37.70%	9.65%	100.0%	

PRODUCCION DE COBRE.—Febrero de 1931

COMPAÑIAS	MINERALES BENEFICIADOS		COBRE FINO (Barras)		PERSONAL			
	Toneladas	Ley	Toneladas	Ley	Obreros		Empleados	
					Chilenos	Extranjeros	Chilenos	Extranjeros
Chuquibambilla	399,040	1,794	6.459,430	99,9603	3,439	331	881	146
Potrerillos	309,450	1,31	1.202,003	99,27		58	494	126
Teniente	415,479	2,153	1.973,144	99,963	3,027	15	743	130
Paíta			7,797	99,77	6,558	152	28	2
Naltahua	5,190	9,89	498,201	99,25	492	4	26	19
Total	1.129,159		17.929,781		13,648	408	2,177	423
Total mes	1.178,255		17.927,365		13,508	452	2,192	427

PRODUCCION DE MINERALES DE COBRE

Enero de 1931

MINA	Mineral	Toneladas	Ley	CONTENIDO FINO		
				Cu. Fino Kgs.	Oro Fino grs.	Plata Fina grs.
Chuquicamata	Chuquicamata	399.040,00	17,94	7.158.778	—	—
Poderosa	Collahuasi	400,00	21,00	48.000	—	67.200
Aurelia	Antofagasta	1,59	15,78	251	—	—
San Andrés	Taltal (Canchas)	1,15	18,60	214	—	—
Gatico	Gatico	65,13	19,25	12.538	—	—
Portezuelo	Tocopilla	1.385,59	16,30	421.812	—	—
		710,00	27,60			
Descubridora	Tres Puntas	54,26	22,10	11.993	—	—
Varias	Tocopilla	25,55	16,20	4.139	—	—
Matilde	Cachiyuyo	68,90	9,71	6.690	881	1.378
Flor del Llano	Cachiyuyo	10,75	8,27	674	—	957
Abundancia	Punta del Cobre	554,76	10,18	56.475	943	17.753
Agustina	Punta del Cobre	93,88	13,84	12.993	—	—
Buena Esperanza	Punta del Cobre	52,66	9,78	5.150	—	—
San Francisco	Tierra Amarilla	154,88	16,00	24.780	—	—
Manto Verde	Tierra Amarilla	107,51	13,27	14.267	—	—
San Manuel	Llamos	51,13	15,95	8.153	97	2.301
Potrerillos	Potrerillos	282.216,08	1,25	3.527.701	—	—
Varias	Copiapó	15,57	14,04	2.186	4	12
Varias	Copiapó	11,30	7,35	831	346	—
Varias	Copiapó	56,19	15,14	8.508	101	1.197
Guías	Salado	4,96	17,19	853	—	—
Varias	Vallenar	27,93	33,03	9.225	103	16.992
Hermosa	Andacollo	24,72	68,00	16.811	—	—
Incienco	Panulcillo	98,00	6,80	6.664	—	2.450
Bollencito Sur	Tambillos	140,00	3,40	4.760	—	3.500
Molle y Cebada	La Patagua (Ligua)	1.158,12	2,72	31.501	—	—
San Agustín	Las Condes	2.016,50	6,20	125.022	—	—
Disputada	Las Condes	10.064,96	3,51	353.280	—	—
Volcán	El Volcán	955,00	3,70	35.335	—	—
Naltagua	Naltagua	2.794,00	3,21	89.687	—	—
Teniente	El Teniente	454.849,00	2,17	9.870.223	—	—
Total		1.157.210,102	—	21.905.496	2.475	115.740

PRODUCCION DE MINERALES AURIFEROS

Enero de 1931

NOMBRE DE LA MINA	Departamentos	Tons. Mineral	Ley oro gr. Ton.	CONTENIDO FINO		
				Oro grs.	Cu. Kgs.	Ag. grs.
Chilena	Taltal	36.081	81,90	2.955	—	—
Providencia del Chivato	Chañaral	28.087	11,00	309	410	—
Varias	Copiapó	30.005	37,30	939	—	374
Varias	Copiapó	71.746	57,20	4.304	—	—
Varias	Copiapó	273.992	24,80	6.795	—	—
Varias	Chañaral	16.460	70,07	1.164	107	—
Varias	Vallenar	6.274	63,80	400	—	—
Carahue	Cautín	—	—	2.000	—	—
Total		462.645	—	18.866	517	374

PRODUCCION MINERALES VARIOS

Enero de 1931

MINA	Provincia	Departamento	Substancia	Dueño	Tons. produc.	Principal	LEYES		Ag. gr./ton.
							%	Au gr./ton.	
Salina	Antofagasta	El Loa	Sal	Esteban Tomic	10.—	NaCl	100	—	—
Ciento por Ciento ..	Atacama	Copiapó	Plomo	Constantino Rojas	7.70	Pb.	16	4,20	164
Tofo (1)....	Coquimbo	Serena	Fierro	Bethlehem Cº.	72,292.—	Fe	59,4	—	—
Calera	Aconcagua	Quillota	Carbo-nato calcio	Soc. Fábrica Cemento Melón	14,458.—	CaCO ₃	72,20	—	—
Melón	»	»	»	»	12,708.—	CaCO ₃	81,40	—	—
Yeseras	Santiago	Santiago	Sulfato calcio	Cía. Industrial El Volcán	1,440.—	CASO ₄	85.—	—	—
»	»	»	»	»	17.—	CaSO ₄	92.—	—	—

(1) La ley de fósforo de los minerales de fierro de El Tofo alcanza a 0,041%.