

BOLETIN MINERO



SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

AÑO
XLVI



VOL.
XLII
N.º 379



PROVINCIA DE ATACAMA.—Planta de cianuración de minerales de plata que la Compañía Minera "Elisa de Bordes" construyó con un préstamo de la Caja de Crédito Minero.

SANTIAGO
— DE —
— CHILE —

Noviembre 1930

DIRECCION
MONEDA 759
CASILLA 1807

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SUMARIO

SANTIAGO DE CHILE

	Pág.
Convención Internacional del Azoé, por Pierre Bacingny	659
Observaciones sobre la Geología y minas del Congo Belga, por G. Vibert Douglas	661
Informe sobre el reconocimiento del mineral de oro "Cerro Polcura" al Sureste de Linares, por Carlos H. Fritzsche	672
Discusión sobre la Casiterita secundaria en las vetas de estaño de Bolivia:	
1.º—Observaciones del señor J. T. Singewald, Jr.	673
2.º—Observaciones del señor Federico Ahlfeld.	677
3.º—Observaciones del señor J. B. Scrivenor.	679
El Procedimiento de Lixiviación de Chuquicamata, por Charles W. Eichrodt	680
Informe sobre el yacimiento de fierro "El Colmo", por Carlos H. Fritzsche	699
La técnica de la preparación de secciones pulidas de rocas, por R. E. Head	700
Estudio sobre el mercado de fierro y acero para la usina de Corral, por el ingeniero D. Víctor Navarrete	709
SECCION PETROLERA.—El problema económico del petróleo, su vinculación con la libertad de industria y de comercio, por Alejandro E. Bunge	719
COTIZACIONES	737
COTIZACION SEMANAL	740
ESTADISTICA DE MINERALES Y METALES	743
ESTADISTICA DE LA INDUSTRIA COBRERA	746
MERCADO DE MINERALES Y METALES	751
PRODUCCION MINERA	753



Sociedad Nacional de Minería

SUMARIO

Producción de Minerales y Metales	1
Producción de Carbón	2
Producción de Hierro y Acero	3
Producción de Cobre	4
Producción de Plomo	5
Producción de Zinc	6
Producción de Níquel	7
Producción de Molibdeno	8
Producción de Uranio	9
Producción de Bauxita	10
Producción de Mica	11
Producción de Asbesto	12
Producción de Fosfatos	13
Producción de Salitre	14
Producción de Sulfuros	15
Producción de Carbonatos	16
Producción de Silicatos	17
Producción de Óxidos	18
Producción de Hidruros	19
Producción de Haluros	20
Producción de Nitratos	21
Producción de Sulfatos	22
Producción de Fosfatos	23
Producción de Boratos	24
Producción de Titanatos	25
Producción de Zirconatos	26
Producción de Hafnatos	27
Producción de Tantalatos	28
Producción de Niobatos	29
Producción de Vanadatos	30
Producción de Cromatos	31
Producción de Molibdatos	32
Producción de Tungstatos	33
Producción de Selenatos	34
Producción de Telluratos	35
Producción de Antimonatos	36
Producción de Arsénatos	37
Producción de Vanadatos	38
Producción de Cromatos	39
Producción de Molibdatos	40
Producción de Tungstatos	41
Producción de Selenatos	42
Producción de Telluratos	43
Producción de Antimonatos	44
Producción de Arsénatos	45
Producción de Vanadatos	46
Producción de Cromatos	47
Producción de Molibdatos	48
Producción de Tungstatos	49
Producción de Selenatos	50
Producción de Telluratos	51
Producción de Antimonatos	52
Producción de Arsénatos	53
Producción de Vanadatos	54
Producción de Cromatos	55
Producción de Molibdatos	56
Producción de Tungstatos	57
Producción de Selenatos	58
Producción de Telluratos	59
Producción de Antimonatos	60
Producción de Arsénatos	61
Producción de Vanadatos	62
Producción de Cromatos	63
Producción de Molibdatos	64
Producción de Tungstatos	65
Producción de Selenatos	66
Producción de Telluratos	67
Producción de Antimonatos	68
Producción de Arsénatos	69
Producción de Vanadatos	70
Producción de Cromatos	71
Producción de Molibdatos	72
Producción de Tungstatos	73
Producción de Selenatos	74
Producción de Telluratos	75
Producción de Antimonatos	76
Producción de Arsénatos	77
Producción de Vanadatos	78
Producción de Cromatos	79
Producción de Molibdatos	80
Producción de Tungstatos	81
Producción de Selenatos	82
Producción de Telluratos	83
Producción de Antimonatos	84
Producción de Arsénatos	85
Producción de Vanadatos	86
Producción de Cromatos	87
Producción de Molibdatos	88
Producción de Tungstatos	89
Producción de Selenatos	90
Producción de Telluratos	91
Producción de Antimonatos	92
Producción de Arsénatos	93
Producción de Vanadatos	94
Producción de Cromatos	95
Producción de Molibdatos	96
Producción de Tungstatos	97
Producción de Selenatos	98
Producción de Telluratos	99
Producción de Antimonatos	100



BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

Director: Oscar Peña i Lillo

CONVENCION INTERNACIONAL DEL AZOE

por

PIERRE BANCIGNY

Después de largas negociaciones, el 9 de Agosto último se ha llevado a cabo, en Berlín, la Conferencia Internacional del Azoe.

Su objeto ha sido procurar un equilibrio del mercado mundial del azoe, que ha sido, indudablemente, uno de los más trastornados por la Guerra y sus consecuencias.

Se recuerda el tiempo en que Chile, gracias a sus yacimientos naturales de nitrato de soda, hacía frente a casi la totalidad de las necesidades de la agricultura del mundo entero en materia de ázoe nítrico. Los procedimientos para obtener salitre sintético no habían todavía transpasado los umbrales del laboratorio para ser explotados sobre una escala industrial, y nadie preveía entonces su prodigioso desenvolvimiento. Había un país, gran productor, y, como consumidores, los países agrícolas del globo, que habiendo reconocido las ventajas de un cultivo intenso emplearon este abono en forma cada vez más progresiva.

La Guerra, llevando a un nivel desconocido las necesidades de ázoe de los beligerantes, dió un formidable impulso a la fabricación del salitre sintético, principalmente en Alemania, donde los efectos del bloqueo dificultaron con-

siderablemente la importación de los productos extranjeros. Cada país, midiendo—a la vista de este ejemplo—el interés de volverse independiente en materia de ázoe, multiplicaron su fabricación y el equilibrio se rompió entre la producción y el consumo. De aquí sobrevino una nueva situación que arriesgaba volverse amenazante.

Alemania, Inglaterra y Noruega, marcharon a la cabeza en la fabricación de los productos azoados, con programas a base de exportaciones en grande escala, mientras que en Francia, Bélgica, Italia, Estados Unidos, Japón y en la mayor parte de los países consumidores, sus instalaciones se mantenían sólo para hacer frente a una fracción cada vez más amplia de las necesidades nacionales. De aquí que se originó en los países superproductores una disminución de las ventas y una acumulación de stocks, signos precursoros de una crisis que amenazaba volverse muy grave en breve plazo.

Desde entonces, hace más de un año, existió un intento de acuerdo entre Chile, Inglaterra, Alemania y Noruega, con el objeto de fijar los límites a la competencia que estos países se hacían en el mercado mundial. Pero, los stocks

OBSERVACIONES SOBRE LA GEOLOGIA Y MINAS DEL CONGO BELGA (1)

POR

G. VIBERT DOUGLAS

Geólogo Jefe de la Compañía Río Tinto

GEOLOGIA GENERAL.—Al discutir la geología general de Katanga, será necesario considerar un área más extensa que la encerrada dentro del límite internacional y, por lo tanto, tendremos que mencionar frecuentemente aquellas partes de Rhodesia del Norte que tienen relación con esta zona.

Las rocas sedimentarias de Katanga y ciertas partes de Rhodesia, parecen haberse depositado en una gran cuenca mediterránea, en la forma de sedimentos de aguas dulces poco profundas. A la sedimentación siguió una época de solevantamiento, que originó el desagüe de dicha cuenca, y después, un período de formación de montañas durante el cual las capas se plegaron. El eje de estos plegamientos corre NW.-SE. En Rhodesia el plegamiento fué relativamente suave, mientras que en Katanga se produjeron sobre escurrimientos, por los cuales algunas capas antiguas vinieron a quedar sobre otras más modernas. Las fuerzas que produjeron estos movimientos tenían dirección al NE. o al SW. según que se considere el fenómeno como un sobre escurrimiento o un sub escurrimiento.

Se puede establecer un paralelo entre las estructuras africanas y las de los Alpes y el Jura. Los anticlinales y sinclinales del Jura son análogas a los de Rhodesia del Norte, mientras que las napas de recubrimiento de los Alpes tienen su equivalente en el Congo Belga.

Después del período de deformación, o durante él, hubo una época de actividad eruptiva, en la cual tuvieron lugar inyecciones de rocas ácidas y básicas dentro de las formaciones superpuestas. Se supone que la mineralización se produjo al término de este período de actividad ígnea. Haremos notar que hay

una diferencia de opinión, entre los geólogos del Congo y los de Rhodesia, respecto al tiempo en que se produjo la mineralización. Más adelante discutiremos este punto.

Siguiendo los acontecimientos bosquejados, la erosión redujo casi toda el área a una penillanura. Durante ella fueron removidas las crestas de muchos de los anticlinales y napas, de donde resultaron afloramientos de las rocas fundamentales. En aquellas partes en que existía mineralización sulfurosa, las aguas superficiales y los gases de la atmósfera alteraron la composición original de los minerales contenidos en las rocas. Parece que prevalecieron condiciones áridas, puesto que la oxidación se ha extendido a una profundidad considerable.

Hasta ahora (1930) los límites geográficos de estas rocas plegadas han sido determinados sólo de un modo general. En el Congo, ellas abarcan desde la esquina SE. del Territorio Belga hasta un punto algo al oeste de Musonoi, o sea el centro del grupo occidental de minas. El largo de esta área es alrededor de 400 millas. En Rhodesia del Norte, el ancho de la serie cuprífera es más o menos 200 millas. Al establecer estas cifras hay que tener presente dos hechos: primero, que el levantamiento geológico de Rhodesia del Norte está incompleto, y segundo, que la erosión ha destruído la serie más intensamente al SE. de la frontera y hay, por lo tanto, menos continuidad. Por esta discontinuidad han quedado solamente manchas de la serie cuprífera. Es cierto que algunas de ellas son de extensión considerable, sin embargo, no hay allí una continuidad evidente como sucede en Katanga. Esta es una razón para creer que los yacimientos de Katanga son potencialmente mayores que los de Rhodesia.

A continuación damos una tabla de las formaciones del sistema de Katanga establecida por Robert y Van Doorninck.

(1) Traducido del Mining Magazine correspondiente al mes de Junio de 1930 por Jorge Muñoz Cristi, Ingeniero de Minas.

TABLA DE LAS FORMACIONES GEOLOGICAS DEL CONGO BELGA

Columna de Robert por el Anticlinal de Moachia.		Columna de Van Doorninck.		
	Mts.		Mts.	
	Calizas y esquistas arenosas	10	Arkosas del Plateau. Arkosa.....	200
Kundelungu Superior	Calizas rosáceas.....	15		
	Conglomerado chico.....	15	Katete.....	Arenisca Pizarras, Calizas Conglomerado chico.
Kundelungu Inferior	Calizas arenosas feldspáticas	40	Serie Calizas	3,000
	Esquistas arcillosas.....	200	Pizarras.....	Calizas kakontwe Pizarras calcáreas
	Calizas kakontwe y Esquistas calcáreas.....	50	Tilita de Katanga ..	Conglomerados .. 200 Pizarras Arkosas..... 800
	Conglomerado grande...	350		
	Fels. SS.	5		
	Pizarras arcillosas	20		
	Fels. SS.	20		
Sistema Esquisto dolomítico, silíceo (Moachia)	Pizarras arcillosas	200	Mwashya	Arkosas..... 100 Pizarras calcáreas 500
	Pizarras negras	100		Oolitas
	Calizas y esquistas calcáreas.....	100		
	Conglomerado	1.5		
	Calizas verdes y grises, a veces esquistosas o arenosas	60		
	Oolitas, jaspe y hematita	10		
	Dolomita	200	Serie de Minas	La misma de la Columna de Robert.
Serie de Minas	Pizarras dolomíticas, ..			
	Cuarcitas celulares..	3		
	Cuarcitas foliadas o Feuilletées			
	Pizarras inferiores	400		

SISTEMA DE KATANGA

MINERALIZACION.—A primera vista parece que el problema de las relaciones entre la mineralización y la formación de las montañas tuviera un interés puramente académico; sin embargo, como se verá a continuación, presenta una importancia económica no despreciable.

Este problema puede enunciarse brevemente en la siguiente forma: ¿Fueron introducidos los minerales a las rocas de la Serie de Minas del Congo o a las series cupríferas de Rhodesia del Norte antes o después del plegamiento? ¿Se depositaron los minerales simultáneamente en las dos regiones? y ¿Son los minerales epigenéticos o singenéticos con las rocas en que se encuentran?

Tomando estos problemas en el orden inverso al en que se han formulado, podemos decir que los geólogos de Rhodesia del Norte y del Congo consideran que los minerales en las minas de esta extensa región son epigenéti-

cos, es decir, fueron introducidos en las rocas, después de consolidadas. Algunos miembros del XV Congreso Geológico Internacional, especialmente el Profesor Schneiderhörl, consideraban que el mineral era singenético, es decir, era una parte integrante de los sedimentos.

El autor cree que existan más pruebas en favor de la teoría del origen epigenético, basándose en las siguientes razones:

a) La asociación que existe en Rhodesia entre los minerales, los sedimentos y los cuerpos intrusivos graníticos y pegmatíticos. Hay casos bien definidos en las minas de N'Kana, Roan Antelope, Mufulira y N'Changa. Donde la serie cuprífera está próxima a los granitos intrusivos, o queda encerrada entre dos de estos cuerpos, como sucede en N'Kana y Roan, existe mineral. En el Congo y en Bwana M'Kubwa, estas relaciones no son visibles,

posiblemente porque las masas graníticas no afloran.

b) El estudio microscópico de los minerales indica que la mineralización es posterior a la formación de las capas.

c) En ciertas minas de Rhodesia del Norte la mineralización no está localizada en una sola capa, sino que pasa de un horizonte a otro.

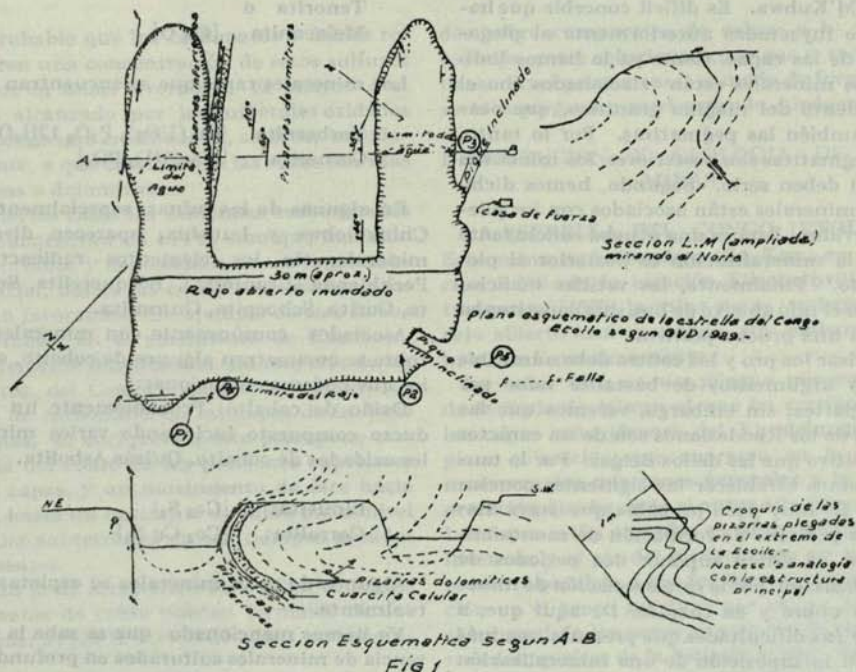
d) En el tajo abierto de Luushia se puede observar una vetilla de calcopirita y kianita (distena), que corta las pizarras normalmente a los planos de estratificación. El mismo fenómeno se puede ver, aunque en menor escala, en la mina Roan Antelope.

e) Parece que existe una relación bien definida, en Rhodesia del Norte, entre la mineralización y los pliegues corridos. Sobre este punto ha llamado especialmente la atención el Dr. J. A. Bancroft.

Volviendo ahora a la cuestión de si tenemos uno o dos períodos de mineralización, podemos decir que, debido a las asociaciones de las menas que se presentan en ambos países, la probabilidad es que haya una sola gran época metalogénica. La asociación de minerales de cobre y cobalto es rara y se presenta tanto en los yacimientos de Katanga como en los de Rhodesia.

Todavía está por resolverse el gran problema de las relaciones cronológicas que existen entre la formación de las montañas y la mineralización. Según los geólogos de "Union Minière du Haut Katanga", los minerales habrían sido introducidos a las rocas de la Serie des Mines, anteriormente a la formación de las montañas.

Los argumentos que se aducen en favor de esta hipótesis son: Primero, la mineralización está en las capas de la Serie de Minas, donde aparece uniformemente distribuida. Esta demostración es la que cita M. Richet. Segundo, las fallas y planos de corrimiento no están mineralizadas. Aunque en los planos de corrimiento hay una cantidad considerable de talco, la que los hace impermeables, el hecho que las fallas, sin presentar este inconveniente, tampoco se hayan mineralizado, da mucha verosimilitud a la argumentación belga. Anotaremos aquí que el autor encontró en el desmonte de la Estrella una muestra de brecha en la que los fragmentos angulares de la roca estaban cementados con cobre, carbonatos y crisocola, no fué posible determinar la procedencia de dicha muestra. Esto iría en contra de la validez del segundo argumento. Tercero, las pizarras de Kundelungu, que son más jóvenes que la Serie de Minas, pero por sobre las cuales estas últimas han sobre-es-

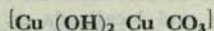


rrido, se supone que son estériles. Esta aserción no es válida para cierto lugar de Kipushi, pues si son dignos de crédito los rumores que se corren acerca de este paraje, sobre el cual mantienen el mayor secreto, el mineral se encontraría en la caliza de Kakontwe, que pertenece al Kudelungu. Además, las pizarras de esta edad que están bajo la Serie de Minas no han sido exploradas mayormente. Finalmente, en ciertos lugares, como en el Hospital Pit de Luushia, la Serie de Minas, con sulfuros y óxidos, corre normalmente a los planos de corrimiento. En muchas partes se han encontrado sulfuros con los sondeos profundizados según la inclinación de estas capas. Además, la mineralización ha sido acompañada de silicificación. Las vetillas de cuarzo resultantes se encuentran sólo en la Serie de Minas. Esto descarta la posibilidad de que los minerales hayan desaparecido de las zonas quebrantadas sin dejar indicios.

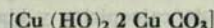
La opinión general de los geólogos de Rhodesia es que los depósitos son posteriores a la formación de las montañas, es decir su opinión es completamente opuesta a la de los belgas. Las pruebas para mantener esta hipótesis pueden resumirse como sigue: Primero, se ven pegmatitas frescas atravesando, en algunas de las minas de Rhodesia, las capas de la Serie Bwana M'Kubwa. Es difícil concebir que hayan sido inyectadas anteriormente al plegamiento de las capas. Como ya lo hemos indicado, los minerales están relacionados con el enfriamiento del magma granítico, que ocasionó también las pegmatitas. Por lo tanto, si las pegmatitas son posteriores, los minerales también deben serlo. Segundo, hemos dicho que los minerales están asociados con los pliegues corridos. Esta es una prueba concluyente de que la mineralización es posterior al plegamiento. Finalmente, las vetillas mencionadas en el tajo abierto de Luushia constituyen también una prueba positiva.

Al revisar los pro y los contra debe admitirse que hay argumentos de bastante valor por ambas partes; sin embargo, veremos que las pruebas de los Rhodesianos son de un carácter más positivo que las de los Belgas. Por lo tanto, podemos establecer las siguientes conclusiones: Es muy poco probable que haya habido dos períodos de formación de montañas. También es difícil suponer dos períodos de mineralización, por la rara asociación de minerales de cobre y de cobalto. De aquí que, a pesar de las dificultades que presenta, sea más verosímil la suposición de una mineralización epigenética y post-tectónica.

Pasando de estas consideraciones teóricas, pero sin embargo de importancia, a los hechos concernientes a los minerales, debemos mencionar que la mayoría de las menas explotadas en Katanga son los carbonatos, malaquita

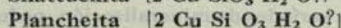
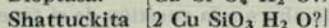
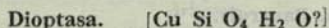


y azurita



y el silicato crisocola. Este mineral es de composición indefinida, siendo en realidad un metacoloide, o quizás una solución sólida de diop-tasa en sílice gelatinosa.

Hay también menores cantidades de los siguientes minerales:

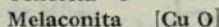


Katangita Probablemente análogo a la Planchetta, pero de color más pálido.

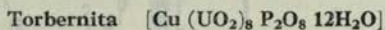
Existe además en cantidades aun menores:



Tenorita o



Los minerales raros que se encuentran son:



En algunas de las minas, especialmente en Chinkolobwe y Luushia, aparecen diversos minerales de los elementos radioactivos: Pechblenda (Uraninita), Becquerelita, Sodditita, Curita, Schoepita, Gummita.

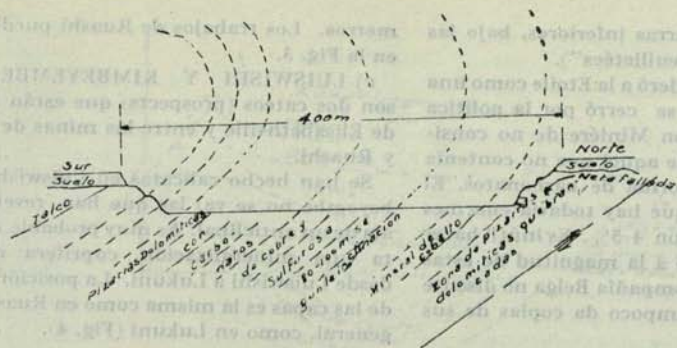
Asociados comúnmente con minerales de cobre se encuentran algunos de cobalto, entre los que podemos mencionar:

Oxido de cobalto: Probablemente un producto compuesto incluyendo varios minerales oxidados de cobalto. Quizás Asbolita.

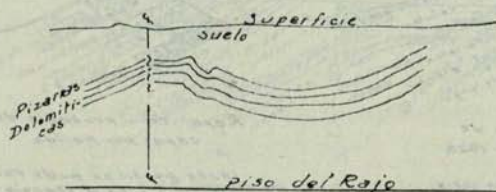


Algunos de estos minerales se explotan actualmente.

Ya hemos mencionado que se sabe la existencia de minerales sulfurados en profundidad dentro de la Serie de Minas y, por lo tanto, es



Sección Esquemática del Rajo de Ruashi
mirando al Oeste, en la mitad del Eje.



Sección Esquemática en el extremo
Oeste de Ruashi
FIG 2

Note: Ruashi es uno
de los mayores
Productores
del Congo

muy probable que los carbonatos y óxidos representen una concentración de estos sulfuros oxidados en zonas favorables. El mayor desarrollo alcanzado por los minerales oxidados en el Congo que en Rhodesia, se debe, indudablemente, a que en el Congo las rocas son más calcáreas o dolomíticas.

En ciertos casos los minerales carbonatados no se encuentran IN SITU, sino que han sido transportados y depositados en un lugar sub-superficial, donde las condiciones estructurales eran favorables. Un ejemplo de esto lo encontraremos en el yacimiento de Kambove, recientemente descubierto. La mayoría de los depósitos del Congo representan concentraciones de carbonatos en las capas de la Serie de Minas. El enriquecimiento presupone una pérdida del cobre de las porciones superiores de las capas, y un movimiento de éste hacia abajo, hasta un horizonte definido por el nivel del agua subterránea en los tiempos pasados y presentes.

Según lo ha establecido F. W. Clarke (1), los carbonatos de cobre pueden formarse de dos maneras: a) por la acción de aguas carbonata-

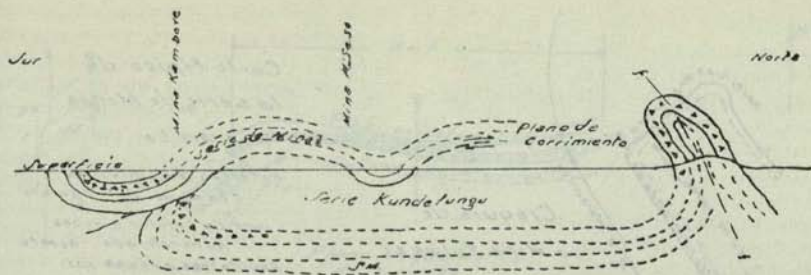
das sobre compuestos de cobre; o b) por la reacción entre soluciones cuprosas y rocas calizas. En el primer caso, el modo de formación sería supergénico y en el segundo hipógeno.

DISTRIBUCION Y GEOLOGIA DE LAS MINAS

LA ESTRELLA DEL CONGO (ETOILE).— Esta mina está situada a 10,6 Km., en dirección E.NE. de la estación Elisabethville. Actualmente (1929) la mina no se trabaja y el rajo abierto está inundado, sin embargo, se habilitará próximamente.

La mina está en un pliegue mineralizado de la Serie de Minas, el que ha corrido sobre las capas más jóvenes del Kundelungu. El plano y sección que aparecen en la Fig. 1 muestran las relaciones generales y la interpretación que ha dado el autor a la estructura. Las capas están plegadas en forma de una "S" invertida y el eje del plegamiento no es exactamente paralelo a los dos brazos. La excavación en el brazo sur tuvo por objeto explotar el mineral de las capas superiores de las pizarras dolomíticas de la Serie de Minas. La excavación del brazo norte llevaba en vista extraer

(1) Data of Geochemistry 1924 p. 67d.



Sección esquemática normal al anticlinal de Kambore según Schuiling 1929

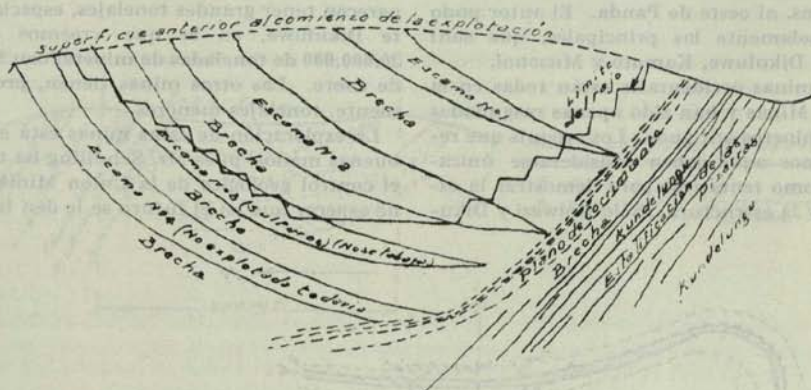
Desplazamiento Horizontal aproximadamente 4 Kms.

FIG 8

llevado cobre en alguna forma, quizás como sulfato, el que se precipitó en este estanque sub-superficial en forma de carbonatos. Esta masa se dice que tiene alrededor de 14% de cobre.

Es sensible que este artículo de Schuiling no se haya publicado. Aparecerá posiblemente en el COMPTES RENDUS.

Schuiling. La Serie de Minas parece estar en su sucesión normal con las feuilletées, bajo las cuarcitas celulares. Los cuatro miembros principales de la Serie de Minas están mineralizados. Los técnicos de la Union Minière consideran este depósito como de muy baja ley (alrededor de 4% de Cu). Hay, indudablemente, aquí un enorme tonelaje y sólo se espera un



Sección esquemática de Kambore

según Schuiling 1929

FIG 9

h) FUNGURUME.—Es un cateo (prospect) que está a 60 ó 70 Kms. al NW. de Panda. Forma un escarpe largo, relativamente rugoso, que corre más o menos en dirección oeste, desviándose algo hacia el sur. Su largo es aproximadamente 7 Kms. Por una inspección rápida el autor cree que hay dos zonas mineralizadas, quizás escamas en el sentido usado por

procedimiento metalúrgico económico para que este PROSPECT adquiera valor real. Las menas, como puede verse en las calicatas y afloramientos, son todas minerales oxidados de cobre. La sección esquemática de la Fig. 4 da la impresión formada por el autor, de la estructura general.

i) LAS MINAS DEL OESTE, ALREDEDOR

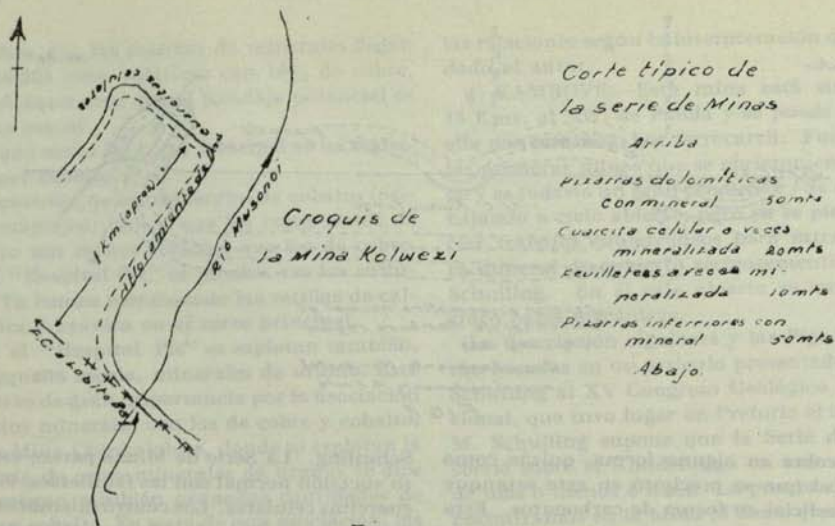


FIG 10.

DE MUSONOI.—Este grupo de minas, o más bien de PROSPECTS, puesto que no están aún en producción, se encuentra, más o menos, a 200 Kms. al oeste de Panda. El autor pudo visitar solamente las principales, que son: Kolwezi, Dikuluwe, Kamoto y Musonoi.

Estas minas occidentales están todas en la Serie de Minas y han sido apenas rasguñadas por los mineros antiguos. Los croquis que reproducimos aquí deben considerarse únicamente como tentativas para demostrar la extensión y la estructura. Sólo Kolwezi y Diku-

luwe han sido abiertas hasta la fecha (1929). El autor ha quedado mejor impresionado de Kolwezi y Dikuluwe. Estas dos propiedades parecen tener grandes tonelajes, especialmente Dikuluwe, en la que creemos existen 20.000,000 de toneladas de mineral con 5 a 10% de cobre. Las otras minas tienen, probablemente, tonelajes menores.

La exploración de estas minas está en muy buenas manos, pues Mr. Schuiling ha tomado el control geológico de la Union Minière. Es de esperar que en el futuro se le den facilita-

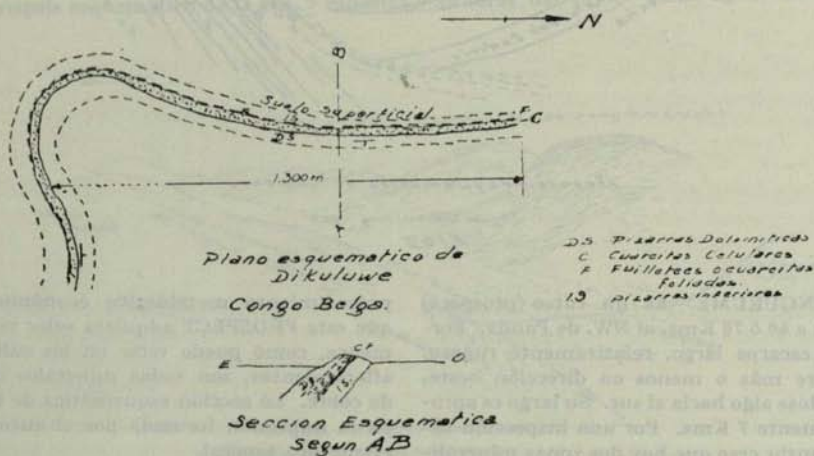
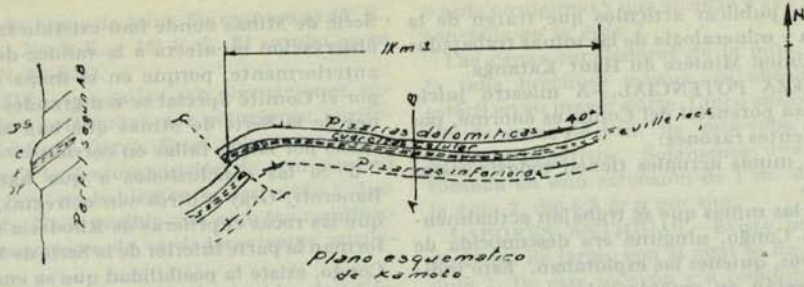


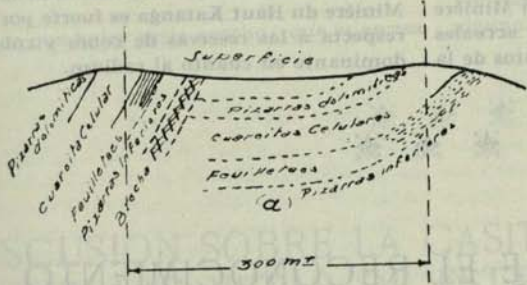
FIG 11.



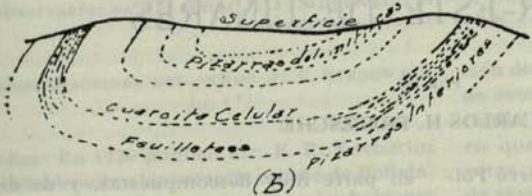
Plano esquemático de Katoto

- 1 Paralizada 1923
- 2 Pizarras delimiticas y pizarras inferiores mineralizadas cuarzitas celulares y Fouillateas nobias mineralizadas. Muestra con 34% de Cu 10% Co para la mineralizacion media ca 4% Cu en forma de Carbonatos y oxidos.
- 3

FIG 12



Nota 1 Ley de Cu alrededor de 4% en forma de Carbonato.
 2 Paralizada
 3 Las cuatro formaciones mineralizadas.



(B)

Mina Musonoi - Dos perfiles posibles
 (a) es probablemente mas aproximado que (b)

Fig. 13.

des para publicar artículos que traten de la geología y mineralogía de las minas trabajadas por la Union Minière du Haut Katanga.

RIQUEZA POTENCIAL.—A nuestro juicio la riqueza potencial del Congo es enorme, por las siguientes razones:

a) Las minas actuales tienen todavía vastas reservas.

b) De las minas que se trabajan actualmente en el Congo, ninguna era desconocida de los nativos, quienes las explotaban. Esto indica que están en trabajo solamente aquellas que tienen afloramientos visibles.

c) Los trabajos realizados por los geólogos de la Union Minière y por el Comité Special du Katanga han demostrado que estas minas conocidas están en la serie de rocas denominadas «Série des Mines». Esta serie se halla bajo la formación del Kundelungu. La Serie de Minas sale a la superficie por un plegamiento anticlinal y por fallas. Las minas actuales están ubicadas en diversos puntos de los afloramientos expuestos.

Es digno de anotarse que hay grandes huecos entre las minas conocidas y cierto número de pliegues paralelos. Donde quiera que aparezcan estos bordos existe un valor potencial, pues ellos son posibles ubicaciones de yacimientos. M. Le Neve, el Secretario de la Union Minière en Panda, me decía que las minas actuales están todas situadas en aquellos puntos de la

Serie de Minas donde han existido fallas. Esta observación no afecta a la validez de lo dicho anteriormente, porque en el mapa elaborado por el Comité Special se ven grandes extensiones de la Serie de Minas que han sido desplazadas por largas fallas en corrida.

d) Si las conclusiones a que han llegado Bancroft, Gray y otros son correctas, es decir que las rocas cupríferas de Rhodesia del Norte forman la parte inferior de la Serie de Minas del Congo, existe la posibilidad que se encuentren en el Congo las capas mineralizadas correspondientes a las de Rhodesia. Mencionaremos aquí que M. A. Timmerhaus, uno de los geólogos más hábiles del Comité Special, considera que las capas de Rhodesia están sobre la Serie de Minas.

Pasando del cobre al cobalto, hemos dicho en la descripción de las minas que hay ricos depósitos de cobalto asociados con los minerales de cobre. En el "Mineral Industry" de 1928 se dice que: "Prácticamente la mitad del consumo mundial de cobalto es abastecido con los minerales del Congo Belga". Además, el Congo Belga controla el mercado mundial del radium con más del 90% de la producción anual.

Así se puede ver que la posición de la Union Minière du Haut Katanga es fuerte por lo que respecta a las reservas de cobre y cobalto, y dominante en cuanto al radium.



INFORME SOBRE EL RECONOCIMIENTO DEL MINERAL DE ORO "CERRO POLCURA" AL SUR-ESTE DE LINARES

POR EL

Dr. CARLOS H. FRITZSCHE

SITUACION.—El mineral de oro Cerro Polcura está situado en un cerro del mismo nombre, ubicado en el fundo del señor Francisco Valdés, denominado "La Cuarta Hijueta de Longaví" Departamento Linares, provincia Linares.

GEOLOGIA GENERAL.—El cerro se compone de rocas eruptivas, (porfiritas de varias clases),

en parte muy descompuestas, y de diversas tobas. El mineral no se presenta ni en forma de vetas de cuarzo ni en la de lavaderos, sino como guías delgadas, que cruzan una toba brechosa algo blanda y descompuesta. Las guías se componen de óxido de hierro, y en ellas el oro aparece al estado nativo. No hallé allí ninguna ganga. Existen varias de estas guías a distancia de

1 m. y más, unas de otras. Su manto es 45° E., 30° S. E., 20° S. E. y 10° S. E. El rumbo es en general N. E.-S. O.

GENESIS.—Las guías son formaciones superficiales, originadas por soluciones auríferas de óxido de hierro. Estas soluciones deben su origen a la descomposición de otro mineral de oro, hoy probablemente destruído y desaparecido. No es posible que sean las ramificaciones superiores de verdaderas vetas auríferas.

LEYES.—La ley es muy distinta en las diferentes guías, como pude constatarlo por lavado. Además tomé 4 muestras de diferentes guías. Cada muestra se obtuvo, sacando el material en todo el ancho de la guía hasta una profundidad de 5 cm. y en una extensión de 1 m. en manto.

Los ensayos efectuados por el señor F. Graef (Laboratorio Químico Providencia), dieron los resultados siguientes:

N.º de la guía	Espesor	Ley
1	3 cm.	1,5 grs.-ton.
2	2 „	22,5 „
2	3 „	25,0 „
3	2,5 „	indicios

Se ve que la ley varía mucho, que es escasa

o nula en algunas y que alcanza a 22 y 25 gr. por tonelada en la guía 2.

Las capas encajadoras de la guía, es decir, la toba brechosa misma, es absolutamente estéril en su mayor parte. Cinco ensayos comunes de zonas de 3 m. de esta toba dieron resultados negativos. Solamente una muestra tomada en una extensión de 1 m. del piso de la guía 2, dió 6,5 gr.a por ton.

LABORES ANTIGUAS.—Existe un socavón de 20 m. de largo, con el cual se ha seguido la guía 2. De este socavón y a hondura de 4 a 6 m. parten 3 chiflones en dirección del manto de esta guía. Más cerro arriba hay algunos pozos de 3 a 5 m., pero todos en roca eruptiva que no tiene valor alguno.

CONCLUSIONES.—1.º El oro se encuentra en guías de 2 a 3 cm. de espesor;

2.º La ley en oro es muy variable y en general baja;

3.º Las capas encajadoras tienen poco o nada de oro;

4.º No hay ningún indicio para esperar que se mejore el espesor o la ley de las guías a mayor profundidad.

Es imposible explotar guías de 2 a 3 cm. de espesor con leyes de 25 gr. por ton., y aunque la ley llegara a 50 ó 100 gr. tampoco sería rentable. Por consiguiente el mineral no tiene valor alguno.



DISCUSION SOBRE LA CASITERITA SECUNDARIA EN LAS VETAS DE ESTAÑO DE BOLIVIA

1. Observacio: es del señor J. T. Singewald, Jr.—2. Observaciones del señor Federico Ahlfeld.—3. Observacione, del señor J. B. Scrivenor

I.—OBSERVACIONES DEL SEÑOR J. T. SINGEWALD Jr. (*)

Señor: En 1926 publicó Mr. F. R. Koeberlin un artículo sobre las vetas de estaño de Bolivia, en el cual proponía la teoría de que los bolsones mineralizados de muchas minas de estaño se han formado por disolución de la casiterita en las partes superiores de las vetas; percola-

ción descendente; y redepositación como óxido de estaño en los niveles inferiores. En ese artículo y los siguientes él ha estado de acuerdo en que el enriquecimiento secundario en las vetas de estaño de Bolivia implica disolución de casiterita; que la descomposición de sulfostanatos y la formación de estaño de madera no bastan para explicar los fenómenos que él describe. Con respecto a la importancia cuantitativa del proceso de enriquecimiento en las vetas bolivianas, él expuso en uno de sus últimos artículos que "tal vez no sería

(*) Traducido del "Economic Geology" Vol. XXV, N.º 2 por el Ingeniero don Juan Luis Cortés. Véase Boletín Minero N.º 373 de Mayo de 1930.

exagerado decir que su significado económico con relación a las vetas de estaño es casi tan grande como el del enriquecimiento secundario de los sulfuros para el caso de los yacimientos de cobre”.

Estas conclusiones de Mr. Koeberlin estaban muy en desacuerdo con las opiniones emitidas anteriormente por otros observadores que se han ocupado de las vetas de estaño.

En caso de ser correctas dichas conclusiones serían de un alto significado económico. Además, si la casiterita secundaria desempeña el rol cuantitativo que le asigna Mr. Koeberlin, no debería ser difícil encontrarla en los yacimientos de Bolivia. Por el interés que tengo por las vetas de estaño, y por las vetas de estaño de Bolivia en particular hice una revisión amplia de la literatura sobre los yacimientos bolivianos, dividiendo las pruebas en cuatro tipos: (1) geológicas; (2) mineralógicas; (3) químicas, y (4) texturales, a fin de averiguar hasta qué punto las observaciones de otros estudiosos que se han ocupado de estos yacimientos justificaban las conclusiones de Koeberlin. Un resumen de dicho examen juntamente con las conclusiones que saqué de él se publicó en el número de Junio-Julio de 1929 del *Economic Geology*. Como consecuencia del análisis que hice de las pruebas establecí que:

1.º Las indicaciones geológicas no llevaban a establecer el enriquecimiento secundario de la casiterita. Los fenómenos probatorios citados por Koeberlin han sido interpretados de diferente manera por otros observadores.

2.º El criterio mineralógico no presta ninguna ayuda, ya que nadie ha encontrado casiterita secundaria que pueda distinguirse de casiterita primaria. El estaño en agujas no sirve en este caso debido a su papel cuantitativo insignificante.

3.º Las indicaciones químicas no justifican ninguna conclusión ni en pro ni en contra de la casiterita secundaria, su existencia no se puede negar fundándose en la insolubilidad de la casiterita, ya que tanto las consideraciones teóricas como las observaciones que se han hecho indican que, bajo condiciones favorables la casiterita puede ser suficientemente soluble para permitir enriquecimiento secundario.

4.º Las pruebas texturales o paragenéticas son las menos subjetivas y podrían proporcionar el testimonio más directo y terminante de la existencia de casiterita secundaria. Estas pruebas están completamente en contra de las conclusiones de Koeberlin. Casiterita más nueva que los últimos sulfuros primarios no abunda en los yacimientos de estaño bolivianos.

De aquí es que concluí que: Las demostraciones disponibles no autorizan la conclusión de que las vetas de estaño de Bolivia presentan el fenómeno excepcional de un importante enriquecimiento secundario de casiterita.

En el número de Enero del *Economic Geology*, Mr. Koeberlin atacó muy enérgicamente mi examen de la literatura y la validez de mis conclusiones. Yo no me desentendi del hecho de que los yacimientos de cobre se trabajaron muchos años y fueron estudiados por muchos geólogos competentes antes de establecer la existencia e importancia cuantitativa de los sulfuros de formación secundaria. Pero es cierto que una vez conocida la evidencia geológica de una zona de enriquecimiento de sulfuros, fué fácil acumular pruebas paragenéticas convincentes de la existencia de sulfuros secundarios. También aprecio la posibilidad de que las ideas preconcebidas sobre la insolubilidad de la casiterita hayan cegado a los geólogos para apreciar las pruebas geológicas relacionadas con la casiterita secundaria de Bolivia. Pero sostengo que una vez que Mr. Koeberlin nos ha llamado la atención sobre su existencia, todos los demás deberíamos ser capaces de verla. Mi estudio de las pruebas fué emprendido no para argumentar ni en pro ni en contra de la teoría de Mr. Koeberlin sino para determinar si es correcta o incorrecta, contra la idea de Mr. Koeberlin de que mi análisis fué imparcial. Al discutir mi trabajo Mr. Koeberlin no solamente me comprendió la importancia de muchos de los datos citados, sino que tampoco se enteró de las conclusiones sacadas de ellos y en su intento de contestarlas por “reductio ad absurdum” ha llegado a algunas inferencias raras. Estoy seguro de que los geólogos, en general, han encontrado que los estudios microscópicos paragenéticos de los yacimientos son de mucho valor para dilucidar problemas de esta clase, para que se les pueda atribuir tan poco peso como el que les asigna Mr. Koeberlin.

La historia de las minas de estaño bolivianas deja la impresión de que son solamente vetas excepcionales las que pueden explotarse con provecho y que solamente partes reducidas de las vetas contienen mineral explotable. Estos fenómenos, a lo menos en parte, responden del “extenso cementerio de difuntas compañías estañíferas chilenas” a que Mr. Koeberlin se refiere.

Estos fenómenos no son peculiares de la zona estañífera de Bolivia sino que caracterizan la mayoría, si no todas las regiones mineras, encierran o no yacimientos en los cuales haya ha-

bido enriquecimiento secundario de gran importancia económica. De consiguiente, todos los distritos mineros tienen su cementerio extenso de compañías fenecidas. Estas pasaron a ser difuntos debido a una gran variedad de razones y no son en sí prueba de agotamiento de zonas de enriquecimiento secundario.

No creo que Mr. Koeberlin haya comprendido totalmente la clase de planos de explotación que yo tenía en la mente como requisitos para fundar una prueba cuantitativa de la magnitud del enriquecimiento en las vetas de estaño de Bolivia, en vista de su aseveración de que él ha tenido "oportunidades excepcionales para estudiar atentamente las planillas de explotación de casi todas las minas más importantes de Bolivia". Para llegar a tales deducciones se necesitan planillas que muestren en detalle la cantidad de metal por unidad de área de veta, y datos de este género no se han llevado ni en las minas más grandes de Bolivia.

Con respecto a las pruebas mineralógicas Mr. Koeberlin dice: "hay un acuerdo realmente notable en los hechos observados". Estoy de acuerdo en este punto; pero el acuerdo aludido no está precisamente en el sentido que cree Mr. Koeberlin, sino en el hecho de considerar el óxido de estaño secundario como proveniente de la oxidación de sulfoestannatos, óxido que comúnmente se presenta en forma de estaño de madera o de estaño en agujas. También hay demostraciones de que una parte del estaño en agujas es de origen primario. El mismo Mr. Koeberlin expresó que el éxito de estaño proveniente de sulfoestannatos es cuantitativamente insuficiente para los fines de las pruebas en discusión.

Al discutir las pruebas mineralógicas Mr. Koeberlin vuelve a mencionar la disminución de la ley de estaño y el aumento de la cantidad de blenda hacia la profundidad en la mina "El Salvador", cerca de Pazña, y dice que si la zona rica de estaño se considerara como primaria se introduciría con ello un revoltijo en la teoría de la distribución en zonas. Pero esta teoría no está inevitablemente cercada. No basta describir la sucesión en sentido vertical, sin tomar en cuenta la paragénesis de los minerales implicados. El caso de "El Salvador" puede ser análogo al que se presenta en las minas de Caracoles, que me ha descrito el Dr. Robert M. Overbeck. El encontró allí un aumento de blenda en los planes del clavo de casiterita; pero la blenda es de formación posterior a la casiterita. Con otras palabras, la blenda se depositó en un nivel más bajo; pero

después que la casiterita, y por lo tanto, en completo acuerdo con la teoría de las zonas.

La discusión que hace Mr. Koeberlin de las pruebas químicas no es de ningún valor. La parte pertinente de mi trabajo discute los siguientes puntos: 1) La solubilidad de la casiterita, en general y 2) la posibilidad de un comportamiento excepcional de la casiterita de Bolivia en vista de su alto contenido de impurezas y de su asociación mineralógica poco común. La frase "preponderant evidence against solution" por la cual Mr. Koeberlin se resiente, se refiere a las pruebas acumulativas del pasado, y en el mismo párrafo yo descarté su aplicabilidad al caso de Bolivia, y a continuación digo: "hay demostraciones positivas de la disolución de la casiterita y de la presencia de una cantidad apreciable de estaño en las aguas supérgenas de las minas." Más allá de esto no se puede avanzar con las pruebas químicas de la solubilidad de la casiterita, pues la comprobación de dicha solubilidad no envuelve una prueba de la depositación de secundaria de la misma, en escala tal que ello tenga una gran importancia económica. Yo no objetaba en consecuencia, la solubilidad de la casiterita en las aguas supérgenas (hecho que admitía como probado) cuando establecí la conclusión de que "las indicaciones disponibles no constituyen pruebas terminantes ni en pro ni en contra de la depositación de la casiterita secundaria". En la mala inteligencia de lo que yo escribí, Mr. Koeberlin, perdió de vista el hecho de que la disolución del mineral es una etapa del proceso y que la redepositación es otra. Esta segunda etapa no es una consecuencia necesaria de la primera, y aun cuando se efectúe la redepositación, puede ocurrir que ésta sea muy incompleta. La blenda ofrece un caso patente: es muy soluble en aguas supérgenas, pero no alcanza a depositarse en el mismo grado como sulfuro secundario.

Mr. Koeberlin ataca con demasiada energía las pruebas paragenéticas. En su intento de menospreciar la importancia de estas indicaciones, él visiblemente se da cuenta de que su tesis en último término debe mantenerse o derrumbarse. Primero objeta el criterio para distinguir casiterita secundaria de casiterita primaria. El SINE QUA NON de la casiterita secundaria es indudablemente la depositación de ella sobre los minerales más nuevos de la serie primaria (siendo éstos los sulfuros y minerales de plata); y si el proceso es de "gran significado económico" la depositación debe haberse efectuado en gran cantidad. Mr. Koeberlin intenta una reducción al absurdo del

primer criterio aplicándolo al mineral en fajas de Potosí, formado por fajas de casiterita que alternan con fajas de estannina, tetraedrita y piritita. El dice que según dicho criterio, la casiterita que sigue a una faja de tetraedrita debería ser secundaria y que sin embargo, él cree que en este caso los dos minerales son primarios, y concluye que "esto concurre simplemente a demostrar la falsedad del criterio propuesto". Es casi increíble que Mr. Koeberlin no se haya dado cuenta de que la faja de casiterita es más antigua que la siguiente de tetraedrita, que ambos minerales ocupan la misma posición en la serie de paragénetica y que la alternación de fajas no es lo que Boydell designa por "depositación de casiterita sobre minerales más nuevos de la serie paragénetica". Tampoco él alcanza a ver cómo el factor cantidad puede estimarse en un corte. Naturalmente la cantidad de casiterita secundaria que se observa en un corte determinado no tiene importancia; la demostración de "la cantidad considerable" se reconstituye principalmente a través de su repetida presentación en muchos cortes. La respuesta a la pregunta que fluye en seguida de sí en el yacimiento de El Salvador un corte o sección pulimentada que presente casiterita depositada sobre blenda, permitiría considerar esta casiterita más seguramente como secundaria, es indudablemente afirmativa. La predicción de Koeberlin de que mi respuesta sería negativa, en vista de que le he dado importancia a la existencia de estaño en agujas o estaño de miel sobre wurtzita, es otra demostración de la falta de comprensión de la importancia de las pruebas. El estaño en agujas o estaño de miel es una curiosidad mineralógica, y sea o no de origen secundario, eso tiene poco que ver con la cuestión de si la casiterita secundaria tiene gran importancia económica. Es por esto que no me ha impresionado el hallazgo de huesos parcialmente reemplazados por casiterita, en cuanto se relaciona con el tema en discusión, y no porque "no haya esperanza de encontrar algún mineral suficientemente nuevo en la serie paragénetica que sea capaz de convencer" al suscrito.

Mr. Koeberlin ataca en seguida el material que se ha sometido a los estudios paragéneticos porque él considera que no era representativo y que no se coleccionó ex profeso. Dice que por estas razones no se ha encontrado casiterita secundaria en él. Mis propias colecciones, estudiadas por el Dr. Hall, no consistían de "trozos vistosos y bonitos, con cristalización bien clara, que por su naturaleza misma ofrecieran más probabilidades de ser de origen

primario", sino que eran muestras ilustrativas de los minerales que efectivamente producían las minas bolivianas. Según la teoría de Koeberlin, dichas muestras deben contener casiterita secundaria en abundancia suficiente que permita considerar dicha casiterita como de "gran importancia económica". Las muestras de las colecciones recogidas por Lindgren y descritas por él y sus asociados, no hay duda de que también se tomaron como muestras de yacimientos y no como muestras mineralógicas. Si se reunieran colecciones tan extensas de yacimientos de cobre explotables solamente en la zona de enriquecimiento secundario, el microscopio revelaría la depositación de minerales secundarios como posteriores a los minerales primarios. No se precisaría ningún "extremo cuidado y tino en la selección de las muestras" para obtener aquellas que mostrarían minerales secundarios de cobre; sería mucho más difícil coleccionar una serie de muestras en que no se encontrarán tales minerales. Si, como sostiene Koeberlin, la casiterita secundaria tiene un significado económico tan grande como el enriquecimiento secundario de los sulfuros en los yacimientos de cobre, lo dicho debería ocurrir con muestras de yacimientos de estaño. Por este motivo caractericé como "imponentes" las demostraciones en contra del enriquecimiento secundario de casiterita. Además, yo había tomado en consideración solamente las pruebas que se pueden obtener de las publicaciones. Después he sabido que se han hecho colecciones con el objeto especial de dilucidar este problema particular, y que el estudio de dichas colecciones ha conducido solamente a resultados negativos.

El último ataque de Koeberlin a las pruebas paragéneticas objeta las interpretaciones y conclusiones de casos individuales. La referencia a la consideración que hace Davy de la fuente del estaño contenido en el estaño de madera, no viene al caso en cuanto que el punto que se discute se refiere a casiterita secundaria que no se presenta en forma de estaño de madera. La cita del trabajo de Winkelmann carece de valor debido a la relación incompleta de sus hallazgos, y las inferencias de Koeberlin no tienen, en consecuencia, validez. Winkelmann encontró dos generaciones de sulfuros, una más antigua formada por arsenopiritita, piritita y marcasita, y un grupo más nuevo con blenda, galena y calcopiritita. La casiterita es más antigua que ambos grupos. El origen primario de la casiterita depende no solamente del origen de la marcasita, sino del de todos los miembros de ambos grupos de sulfuros. La casiterita

sería secundaria solamente en el caso de que todos esos sulfuros lo fueran. En este párrafo se refiere otra vez Koeberlin a los ciclos repetidos de casiterita y estannina descritos por Kozlowski y Buerger y Maury, y repite la extraña afirmación de que, siendo necesariamente el segundo ciclo de casiterita más nuevo que el primer ciclo de estannina, queda sin validez el criterio según el cual un mineral puede ser colocado después de otro en la serie paragenética.

Koeberlin objeta la cita de la veta Colorada de Chocaya, debido a que él la había clasificado en su primer trabajo como un ejemplo prominente de una veta primaria. Es cierto que la ausencia de casiterita allí no guarda relación directa con su presencia en algún otro yacimiento. Sin embargo, es instructivo considerar esta veta. En el lado de Oploca ella consiste de pirita, casiterita y cuarzo, en el orden de sus cantidades relativas; pero incluyó también un clavo de mineral de plata en el que se presentaron además las asociaciones corrientes de sulfosales, incluso estannina. En la mina Animas de la Compañía Aramayo las sulfosales son mucho más abundantes y los valores de plata superan a los de estaño. Por lo tanto, esta veta presenta en sus diversas partes casi todas las asociaciones de minerales que se hallan en aquellas minas de Bolivia que Koeberlin cita como ejemplos de enriquecimiento secundario. Contiene mucha marcassita, y es una veta "opentextured", hay abundancia de agua en la mina y se halla situada en una parte de la cordillera en que no ha habido erosión glacial. ¿No es digno de subrayarse el hecho de no se haya depositado casiterita secundaria en una veta como la descrita?

En el último párrafo comenta Koeberlin el empleo que hago en el curso de mi trabajo del calificativo "importante". Usé este adjetivo para mantener con claridad el problema ante el lector. El fin que perseguía mi trabajo no era el de determinar si ocasionalmente se ha depositado un poco de estaño en agujas o estaño de miel, ni si se encuentra óxido de estaño como producto de descomposición de sulfoestannatos bajo condiciones de cambios secundarios. Tampoco me interesaba la sustitución parcial de huesos por casiterita. Yo trataba de probar la validez de la afirmación de Koeberlin de que la casiterita secundaria tiene gran importancia económica. Por este motivo yo buscaba las pruebas de un enriquecimiento "importante" de casiterita. En la presente discusión he usado la propia fraseología de

Koeberlin y he empleado la expresión "de gran significado económico".

El asunto de la casiterita secundaria en las vetas de Bolivia se discute en un trabajo reciente de R. Pilz y M. Donath, publicado en el *Zeitschrift für praktische Geologie*, 1929, pp. 135-137 en el cual se refuta la teoría de Koeberlin.

* * *

II.—OBSERVACIONES DEL Sr. FEDERICO AHLFELD (*)

Señor: He leído con mucho interés el artículo de Singewald sobre las posibilidades de la formación de casiterita secundaria en yacimientos de estaño y la discusión subsiguiente entre Koeberlin y Singewald. Habiendo tenido en los últimos años (1924-1928) oportunidad de examinar la mayoría de las minas de estaño de Bolivia y de coleccionar bastante material de ellas, el que he estudiado al microscopio, me permito colaborar al tema citado con un breve resumen de los resultados de mis investigaciones.

La forma cristalográfica de la casiterita varía con las condiciones bajo las cuales se depositó. He podido distinguir en Bolivia los tipos siguientes:

FORMA PEGMATITICA: En general, pirámides ditetraedrales simples con crecimiento zonal pronunciado; pero también gemelos según la ley de Zinnwald (Mina Fabulosa).

FORMA PNEUMATOLITICA: Predominan los gemelos de Zinnwald, a veces de color claro o incoloros; pero frecuentemente oscuros debido a la presencia de hierro (Uncia). A este tipo pertenecen los yacimientos de Araca, Llallagua, etc. Más raros son los prismas simples, gruesos, tetraedrales con caras piramidales. (Tipo Cornwall de la veta San Luis de Monte Blanco y de Chualla).

A medida que aumenta la temperatura los cristales son más pequeños.

FORMA HIDROTHERMAL: Individuos pequeños, principalmente el tipo Cornwall (Veta Jatuncaca en Colcha, Colquiri). A medida que baja la temperatura los cristales se acercan más a la forma de aguja. La mayor parte de la casiterita se ha depositado en estado coloidal, frecuentemente en masas radiales, fibrosas o

(*) Traducido del manuscrito original en alemán por Joseph T. Singewald y publicado en el *Economic Geology*. Vol. XXV. N.º 5.

finamente cristalinas, con drusas de agujas simples (Oruro, Potosí, Chocaya).

Para obtener un criterio que permita distinguir entre casiterita primaria y secundaria, se examinaron al microscopio muestras de indudable origen secundario. Presentan en general, color amarillo de paja, textura porosa fina, estructura cristalina menuda y contaminación marcada con anglesita, smithsonita y limonita. La distinción bajo el microscopio entre casiterita primaria y secundaria no es fácil y requiere mucha práctica.

Según mi experiencia, las aguas meteóricas no son capaces de disolver la casiterita ya que ellas (especialmente en Bolivia) son siempre ácidas. Las aguas superficiales alcalinas, teóricamente pueden disolver casiterita. Observé con frecuencia, sin embargo, que la casiterita ha sido disuelta por aguas termales ascendentes y redepositada, posiblemente, más cerca de la superficie como estaño de madera o arriñonado o como estanina. Estos procesos parecen desempeñar un papel importante en Bolivia. Fenómenos de esta naturaleza los he observado en Uncía, Lallagua, Chualla y otros lugares. Tal vez podría explicarse de este modo la formación de yacimientos jóvenes de estaño de madera próximos a la superficie, como los que se presentan en corrientes de andesitas al sur de Colquechaca. Para disolver la casiterita, las aguas termales han tenido que ser alcalinas.

Toda la casiterita secundaria que yo he observado provenía de la descomposición de sulfoestannatos. Debe hacerse notar que éstos y especialmente la estanina, han desempeñado en los yacimientos bolivianos un papel mucho más importante de lo que se ha creído. La estanina se presenta en forma microscópica prácticamente en todos los yacimientos hidrotermales de estaño del centro y sur de Bolivia, y en algunos, como mineral principal (veta Pomabamba de El Salvador en Pazña). Falta solamente en los yacimientos de formación neumatolítica (como en Caracoles). La estanina es común en las vetas de Uncía y Lallagua generalmente en forma microscópica, sobre todo en los niveles superiores. Encontré franckeita en 14 yacimientos del centro y sur de Bolivia, presentándose en algunos de ellos como mineral importante (Porvenir y María Francisca, cerca de Huanuni). Vi cilindrita en tres minas y en una de ellas (Poopó) como mineral importante. En dos minas se presenta la tealita zínquifera como mineral importante (Montserrat en Poopó y Carguaycollo). Todos estos sulfoestannatos son atacables, cerca de la

superficie y dan lugar a la formación de casiterita secundaria.

La estamina se transforma con menor facilidad que la pirrotita, pero más fácilmente que la piritita. De su descomposición resultan coelita negra, terrosa y casiterita. Después, continuando el proceso de alteración la covelina se lixivia y pasa en solución como sulfato. Queda una casiterita porosa pulverulenta (diferente del estaño de madera). No se forman soluciones de estaño descendentes. La casiterita queda en el lugar en que se depositó originalmente. En consecuencia no puede haber mediante este proceso un enriquecimiento secundario. Los fenómenos que acompañan la transformación de la estanina no se estudiaron anteriormente debido a que la zona de oxidación de los yacimientos de estaño (Oruro, Lallagua, Colquechaca, Chocaya) se trabajó hace mucho tiempo y ya no es accesible. Tuve una oportunidad especialmente favorable de estudiar dicha zona en la mina recientemente descubierta de Vila Apacheta en Chayanta.

Los yacimientos con franckeita y cilindrita no presentan fenómenos de oxidación marcados en el afloramiento. La veta Porvenir, en el nivel del socavón (40 m. bajo el afloramiento) no se presenta oxidada. Por otro lado la tealita zínquifera, debido a su clivaje basal, se descompone más fácilmente. En consecuencia de ello se encuentran en los afloramientos de Monserrat y Carguaycollo grandes cantidades de casiterita supérgena. Hace poco publiqué una descripción de este último yacimiento (1). Aquí tampoco hubo migración de la casiterita hacia abajo. El contenido de estaño de la veta, cerca del afloramiento donde la tealita se ha transformado completamente en casiterita, es el mismo que a mayores profundidades.

Las formaciones de casiterita secundaria juegan económicamente un papel muy subordinado, no han dado lugar a enriquecimiento secundario.

Para concluir debe hacerse notar el peligro que envuelve el estudio unilateral de estos procesos de parte del geólogo. Solamente se puede llegar a una comprensión clara de ellos después de un estudio completo de un yacimiento, después de haber investigado al microscopio las muestras tomadas en diferentes profundidades. Mis propias opiniones, formadas como geólogo que ha trabajado en Bolivia, tendrán que ser revisadas a la luz de los resultados de posteriores investigaciones microscópicas.

(1) Die Zinnerzlagertstätte von Carguaycollo (Bolivien) Zeit. f. prakt. Geol.—Vol. 37. pp. 216-219, año 1929.

III.—OBSERVACIONES DEL Sr. J. B. SCRIVENOR (*)

Señor Editor: He leído con gran interés el trabajo de Mr. J. T. Singewald sobre "Casiterita Secundaria en Vetas de Estaño", publicado en el Vol. 24 del Economic Geology, y la discusión subsiguiente entre este autor y Mr. F. R. Koeberlin, aparecida en el Vol. 25 de la misma revista. No conociendo de primera mano los yacimientos de estaño bolivianos, no estoy en situación de intervenir en forma provechosa en la discusión; pero desearía comentar uno de los puntos a que se refiere el artículo de Mr. Singewald (No tengo por el momento el trabajo original de Mr. Koeberlin). En la página 357 del Vol. 24 dice Mr. Singewald: "Koeberlin cita una comunicación particular de E. H. Davison en que dice que los huesos desenterrados del fondo de algunos aluviones presentaban el tejido óseo parcialmente sustituido por casiterita". Según creo, Mr. Davison debe haberse referido a las astas de venado, tan conocidas en la literatura de Cornwall, que se encontraron en los aluviones de un estero de ese distrito y que fueron descritos por Mr. J. H. Collins como impregnados con óxido de estaño. Me cupo la suerte, cuando yo pertenecía al Geological Survey de Gran Bretaña, de examinar una de esas astas que se exhibía en la colección mineralógica del Museo Británico de Historia Natural, como impregnada con bióxido de estaño. Me hicieron una preparación microscópica y el Dr. G. T. Prior hizo un análisis químico. El

no encontró estaño; pero demostró que la coloración oscura del hueso se debía a la presencia de óxido de hierro. En la preparación microscópica yo no encontré casiterita o algo que indicara la presencia de estaño; pero en las cavidades del hueso había granos de cuarzo evidentemente lavados por el agua. Esa creo que es la explicación del estaño encontrado por Mr. Collins. Pequeños granos de casiterita habían sido introducidos por el agua en las cavidades del hueso y no había demostraciones de que el estaño hubiese sido depositado de soluciones. Mr. Koeberlin se refiere a estos huesos en la página 96 del Vol. 25. En la página 95 él dice que las indicaciones negativas de la solubilidad de la casiterita se refieren a la casiterita más pura de Sajonia y los Estrechos. El estaño que se produce en los Estrechos es naturalmente notable por su pureza; pero es frecuente encontrar casiterita que contiene bastante hierro químicamente combinado y que es levantada por el electroíman con los minerales magnéticos ilmenita, monacita y turmalina. Las demostraciones negativas de Malaya en relación a la discutida solubilidad de la casiterita, considero que tienen especial valor, en atención a la alta temperatura y a la gran cantidad de agua subterránea, condiciones especialmente favorables para el ataque de los depósitos meta-líferos. Ni en Cornwall, donde trabajé en 1902 y 1903, ni en Malaya donde he trabajado desde 1903, he encontrado demostración alguna de la disolución de la casiterita por las aguas subterráneas, ni tampoco he visto muestras de estaño de madera o estaño de Agujas que no pueda considerarse como casiterita primaria o estanina oxidada.

(*) Publicado en el Economic Geology Vol. XXV.— N.º 6.

EL PROCEDIMIENTO DE LIXIVIACION DE CHUQUICAMATA, (CHILE)

POR
CHARLES W. EICHRÖDT (*)

El mineral que se está tratando en la planta actual se encuentra entre la zona lavada o encape y la zona de minerales mixtos, sulfuros y óxidos. Los principales minerales de cobre son chalcantita ($\text{Cu SO}_4 \cdot 5 \text{H}_2\text{O}$) brochantita ($\text{Cu SO}_4 \cdot 3 \text{Cu (OH)}_2$) y atacamita ($\text{Cu Cl}_2 \cdot 3 \text{Cu (OH)}_2$). Además se presentan algunos otros minerales como Cuprita y Kröhnkita ($\text{Cu SO}_4 \cdot \text{Na}_2 \text{SO}_4 \cdot 2 \text{H}_2\text{O}$). Las especies citadas, con muchas otras, se presentan en una granodiorita sumamente quebrada.

La mayoría de los minerales cupríferos están en grietas y venillas; pero también hay diseminaciones, y es probable que las proporciones relativas expliquen algunas variaciones inexplicables en la extracción. Toda la mineralización del yacimiento es compleja y varía con la profundidad. Esta variación, los problemas a que ésta da lugar y los efectos de los diversos componentes del mineral se tratarán en detalle.

Hé aquí un análisis de un común no pesado del mineral tratado durante el año 1927:

	%		%		%
Cu	1,58	S	2,10	Mo	0,01
SiO ₂	66,10	HNO ₃	0,03	As	0,005
Fe	1,41	Cl	0,05	Sb	0,005
CaO	0,20	Na	0,80	Ba	0,01
Al ₂ O ₃	17,70	K	4,80	H ₂ O	0,70
MgO	0,68	Mn	0,07	(O en sulfatos) ..	3,94
Total					
100,19					

Los constituyentes más importantes del mineral, indicados hasta ahora por la experiencia son: 1) El cobre total; 2) El cobre insoluble en los ácidos; 3) El mineral ácido de cobre, principalmente chalcantita; 4) El cloro; 5) Los nitratos; 6) El hierro soluble; 7) El molibdeno soluble.

(*) Traducido de la Publicación Técnica N. 350 del American Institute of Mining and Metallurgical Engineers, por el ingeniero de minas don Juan Luis Cortés.

El cobre total no necesita discusión. Los valores indicados en la tabla N.º 1 corresponden a promedios pesados, calculados de los análisis de cada carga.

EL COBRE INSOLUBLE EN LOS ACIDOS afecta directamente la extracción, ya que la lixiviación actual prácticamente no recupera este cobre insoluble. Los valores de la tabla N.º 1 corresponden a promedios no pesados de los análisis de los comunes mensuales.

EL MINERAL ACIDO DE COBRE afecta la cantidad de cobre que puede disolverse del mineral sin neutralizar el ácido en la solución. La cantidad total de ácido disponible obtenido del mineral se determina por la cantidad de Cu SO_4 de las soluciones. Al calcular la cantidad total de ácido disponible en solución se toma 2 veces el contenido de cobre más uno de ácido libre (calculado en forma de $\text{H}_2 \text{SO}_4$). En la tabla N.º 1 se indican las proporciones de mineral ácido de cobre en kilogramos de ácido obtenido por tonelada métrica de mineral tratado. Las cifras de la tabla son los promedios pesados de los saldos totales de ácido disponible mensuales. Como parece que la ley del mineral es un factor que influye directamente en el gano de ácido, se dan dos series de valores, la segunda serie está calculada por la primera para indicar los valores probables que se habrían obtenido para la primera serie si se hubiera mantenido constante la ley del mineral beneficiado.

EL CLORO tiene importancia debido a que este elemento tiene que ser eliminado de la solución antes de someterla a la electrolisis. Los valores de la tabla N.º 1 corresponden a promedios no pesados de los análisis de los comunes mensuales del mineral.

LOS NITRATOS son importantes porque el ácido nítrico debe tomarse en cuenta en la elección de los materiales que se pueden emplear en la construcción del equipo para mover las soluciones, determina la composición de los ánodos insolubles, oxida el hierro de las soluciones haciéndolo pasar al estado férrico y disuelve los cátodos de cobre.

La cantidad de FIERRO SOLUBLE interesa debido a la tendencia del hierro en solución a oxidarse bajo ciertas condiciones a compuestos férricos y atacar en este estado los cátodos de cobre. Los valores dados en la tabla N.º 1 están en kilogramos de hierro ganado por tonelada métrica de mineral beneficiado, y como en el caso del gano de ácido, están calculados de los balances de la solución.

EL MOLIBDENO SOLUBLE es importante porque este elemento en solución parece intensificar el efecto oxidante del ácido nítrico sobre el hierro, agravando los efectos del ácido mismo.

La teoría generalmente aceptada sobre lo que ocurre, es que el molibdeno en el estado reducido de coloide azul reduce el ácido nítrico. Esto sería beneficioso si el óxido nítrico que se produce se desprendiera de la solución; pero la mayor parte de dicho óxido queda disuelto en las soluciones o se combina con Fe SO₄ para formar compuestos débilmente unidos como 2NO; 3FeSO₄. El óxido nítrico se vuelve a oxidar formando ácido nítrico en las celdas de la electrolisis y en estas condiciones se acelera muchísimo la oxidación del hierro por dicho ácido, a la cual siempre hay tendencia. El hierro en estado férrico ataca los cátodos y se reduce al estado ferroso que-

dando nuevamente disponible para entrar en reacción con el ácido nítrico. El ácido nítrico está en constante formación por oxidación del óxido nítrico en las celdas de la electrolisis. Parece así que cuando se halla presente algún otro agente reductor (de la naturaleza del molibdeno reducido), se aumenta considerablemente durante el electrolisis la oxidación y reducción alternada del hierro y del ácido nítrico. Parece haber una serie de reacciones que una vez iniciadas se catalizan.

En los dos últimos años se ha investigado la extraordinaria actividad del hierro y del ácido nítrico relacionada con un contenido alto del molibdeno en la solución, y se han considerado atentamente esas relaciones.

Durante el año 1929 se adoptó en pequeña escala el procedimiento de estabilizar el ácido nítrico en las soluciones tratándolas con SO₂. Aparentemente este tratamiento ha tenido algunas consecuencias benéficas.

En la tabla N.º 1 los valores para el cloro, ácido nítrico y molibdeno corresponden todos a promedios no pesados de análisis de comunes mensuales del mineral beneficiado durante los períodos respectivos. Los análisis de molibdeno se han llevado sistemáticamente durante los dos últimos años.

TABLA N.º 1.—COMPONENTES DEL MINERAL DESDE EL COMIENZO DE LAS OPERACIONES HASTA HOY DIA

AÑO	Mineral tratado Ton. Métr.	% Cu en mineral beneficiado	% Cu insoluble en mineral beneficiado	Kgs. de ácido ganado por tonelada métrica de mineral tratado		% de Cloro en el mineral tratado	% ácido nítrico en el mineral tratado	Kgs. de hierro ganado por Ton. métrica de mineral	% de Molibdeno en mineral tratado
				As. encontrado	Ajustado a mineral de 1,60%				
				1915....	533.328				
1916....	1.562.193	1,660		3,861	3,720	0,1052	0,1440		
1917....	2.634.505	1,744		6,668	6,117	0,1011	0,0860		
1918....	3.400.634	1,644	0,0334	6,741	6,455	0,1191	0,1028		
1919....	2.655.708	1,625	0,0242	6,173	6,075	0,1121	0,0767		
1920....	3.847.841	1,524	0,0158	6,172	6,474	0,1167	0,0608		
1921....	1.507.651	1,701	0,0391	8,109	7,622	0,1151	0,0932		
1922....	3.987.854	1,687	0,0233	8,274	7,845	0,0923	0,0738		
1923....	6.400.748	1,663	0,0391	8,740	8,407	0,0932	0,0784		
1924....	6.531.345	1,345	1,641	0,040	7,813	7,614	0,0382	0,218	
1925....	7.055.146	1,565	0,0533	8,959	9,158	0,0518	0,0384	0,230	
1926....	7.521.095	1,515	0,0533	8,127	8,572	0,0503	0,0438	0,212	0,0109
1927....	6.959.764	1,594	0,0526	7,392	7,415	0,0414	0,0252	0,218	0,0105

	Kgs.—Ton métr. de mineral tratado
Fierro introducido en solución en la descloración	0,013
Fierro introducido en solución por los ánodos.....	0,008
Total de ácido disponible destruído en la descloración	0,700
Total de ácido disponible destruído en la electrolísis	0,600

La tabla N.º 2 da los análisis de los comunes anuales del mineral. Los resultados tienen la ventaja de ser ejecutados por una sola persona y por un solo método; pero tienen la desventaja de lo reducido de la muestra para representar un gran tonelaje de mineral, y de no ser pesada.

Las figs. 1 y 2 se han hecho sobre la base de la Tabla 1. Ellas indican que la cualidad ácida del mineral va disminuyendo. Las cantidades por ciento de ácido nítrico y de cloro del mineral también van en disminución, hecho que muy posiblemente conducirá a introducir cambios en el proceso algún día. El cobre insoluble en H_2SO_4 va indudablemente en aumento y seguirá aumentando hasta que se haga necesario ir al tratamiento de los sulfuros de cobre.

Las tablas 1 y 2 están completas hasta el 1.º de Enero de 1928. Hasta el 1.º de Enero de 1930 la planta había beneficiado, en total, más de 80 millones de toneladas de mineral. Durante 1928 el gano de ácido por tonelada de mineral

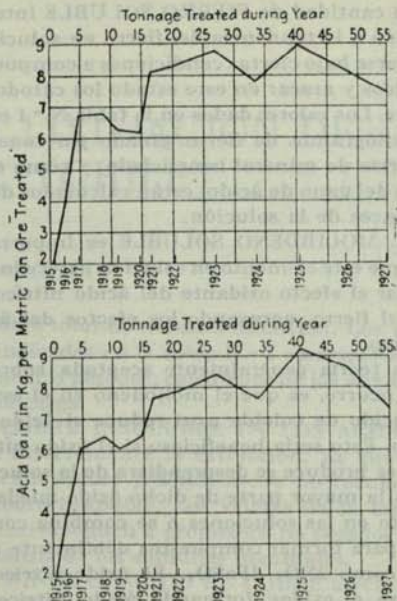


Fig. 1.—Variación del total de ácido disponible del mineral desde el comienzo de las operaciones hasta Enero 1.º de 1928

(Curva superior, valores encontrados; curva de más abajo: valores corregidos al contenido probable de 1,60% de cobre en el mineral)

fué de 7,11 Kgs. y durante el último trimestre de 1929 llegaba todavía a 6,7. Kgs. El contenido de cloro y de nitratos del mineral ha disminuído ligeramente en los últimos dos años.

TABLA N.º 2.—ANÁLISIS DE LOS COMUNES ANUALES DEL MINERAL

AÑO	Cobre total %	Cobre soluble %	Cobre insoluble %	Fierro %	Acido nítrico %	Cloro %	Molibdeno %
1915.....	1,73	1,68	0,05	0,82	0,39	0,24	0,008
1916.....	1,71	1,66	0,05	1,01	0,12	0,11	0,009
1917.....	1,75	1,70	0,05	1,17	0,08	0,06	0,008
1918.....	1,61	1,56	0,06	1,38	0,10	0,10	0,008
1919.....	1,61	1,55	0,06	1,57	0,07	0,11	0,008
1920.....	1,54	1,48	0,06	1,59	0,05	0,11	0,008
1921.....	1,71	1,66	0,05	1,43	0,05	0,10	0,007
1922.....	1,67	1,61	0,06	1,38	0,05	0,09	0,008
1923.....	1,67	1,61	0,06	1,40	0,04	0,08	0,007
1924.....	1,64	1,58	0,06	1,57	0,03	0,06	0,008
1925.....	1,59	1,53	0,06	1,52	0,03	0,05	0,008
1926.....	1,51	1,44	0,07	1,46	0,03	0,05	0,010
1927.....	1,59	1,52	0,07	1,42	0,03	0,04	0,011
PROMEDIO....	1,64	1,58	0,06	1,36	0,08	0,09	0,008

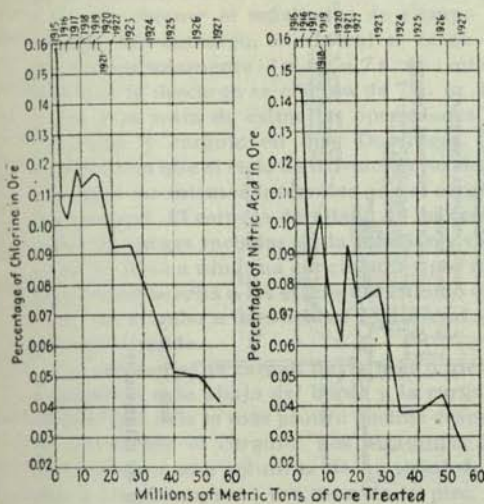


Fig. 2.—Variación de los contenidos de ácido nítrico y ácido clorhídrico en el mineral desde el comienzo de las operaciones hasta Enero 1.º de 1928

Este contenido depende de la situación del mineral que se explota con respecto a la superficie. Todavía se explota mineral de los bordes de las terrazas, explotación que se mantendrá aún por algún tiempo. La proporción del mineral que ejerce una influencia pronunciada sobre el ácido nítrico, el cloro y contenido de cobre soluble en agua del conjunto, va en constante disminución; pero no se puede pronosticar nada seguro con respecto a la época en que los constituyentes cambiarán hasta un punto tal que se haga aconsejable o posible algún cambio del procedimiento.

TRITURACION Y CARGUIO DEL MINERAL

La fig. 3 presenta un flow-sheet de la nueva planta de trituración. Antes de abrir la planta de Chuquicamata, se determinó por experiencias realizadas en Perth Amboy que la eficiencia máxima en la extracción por lixiviación se obtenía tratando mineral triturado de $\frac{1}{4}$ de pulgada. Sin embargo, con la limitación del equipo que se tenía en la mente (se instalaron molinos de rodillos) se decidió triturar a $\frac{1}{2}$ pulgada. Después de haber trabajado durante un período de consideración, se decidió que las partículas de $\frac{1}{2}$ pulgada eran demasiado gruesas para ser penetradas por las soluciones en un tiempo de remojo razonable, y se adoptó la trituración a 0,371 pulgadas, reemplazando los molinos de rodillos por tritura-

dores de discos que son los que se emplean en la actualidad. Triturando a este tamaño, en las condiciones actuales queda más o menos un 10% de mayor tamaño en el producto después de cernido.

Rara vez hay dificultades por los finos que se producen y que forman lamas. Estas lamas no solamente son reacias a la lixiviación, sino que llegan a impedir la percolación de las soluciones y a menudo favorecen la formación de depósitos de solución que quedan encerrados dentro del mineral después de desaguar. Se ha estado estudiando la separación de los finos para tratarlos por separado; pero los costos del cernido y manipulación del material parecen prohibitivos, tomando en cuenta lo poco considerable que son las dificultades producidas por los finos hasta ahora.

La actual instalación colectora de polvo se puso en marcha en Enero de 1928, y desde entonces el polvo que se reúne en toda la planta de chancado se ha cargado con el mineral que va a los estanques de lixiviación 7 a 13. La cantidad de polvo alcanza a una 300 toneladas métricas diarias, con más o menos 4% de cobre. Los resultados de los estanques 7 a 13 han sido ligeramente inferiores; los de los estanques 1 a 6 (que no reciben polvo) han mejorado un poco con relación a los resultados que se obtenían cuando el polvo se repartía igualmente en todos los estanques. El término medio dentro de límites determinables ha quedado el mismo.

El polvo se humedece y así se mezcla y se aglomera bien con las partículas más gruesas en las correas transportadoras. El mineral también se moja durante la operación de chancado. La humedad del mineral al cargarlo a los estanques alcanza en promedio a 1,85%. No se intenta ninguna distribución en capas del mineral al tiempo de cargarlo. Se trató de hacer esto en unas pocas cargas, pero los resultados no fueron halagadores. Los estanques se llenan hasta el límite en el movimiento transversal del puente.

El chorro de mineral que cae de los puentes de carga choca todo el tiempo contra un banco de mineral, cerca de la parte alta de éste. Así se obtiene una ligera clasificación del material, al rodar hasta el pie del terraplén. No siempre se empleaba este sistema; pero se encontró que su empleo mejoraba los resultados y entonces se adoptó.

A veces el mineral se echa en la solución y otras veces se introduce la solución después que el estanque está parcial o totalmente cargado. Se trata de completar la carga del mineral y

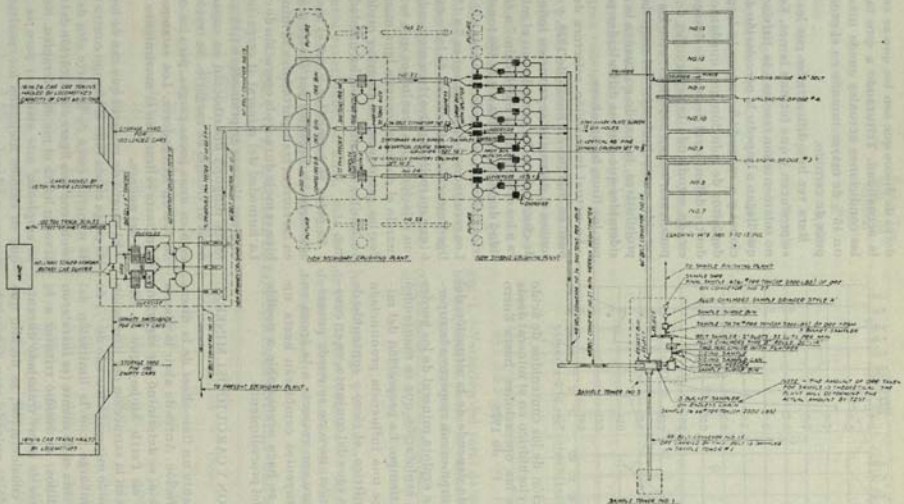


Fig. 3.—Flow Sheet (esquema) de la planta de chancaó

de la solución más o menos al mismo tiempo, a fin de obtener el máximo de tiempo de remojo. Sin embargo, el mineral se carga en dos turnos solamente (3 p. m. a 7 a. m.) mientras que la descarga se efectúa de 7 a. m. a 7 p. m. y se trata de evitar las operaciones de chancado y carguío en días Domingos. De aquí resulta que el ciclo de lixiviación no siempre sigue los mismos intervalos que el carguío del mineral. El estudio detallado de los resultados de cargas vaciadas en la solución y viceversa no llevó a ninguna conclusión y por esto la solución se echa a los estanques cuando está lista, sin atender a la cantidad de mineral que ya esté cargado.

Los estanques se cargan hasta más o menos 6 pulgadas más abajo del borde y la carga se empareja a pala lo más pronto posible después de terminado el carguío. Los estanques 7 a 13 contienen una columna de material de 18 pies y los estanques 1 a 6, una de 16 pies. La capacidad de los estanques es de más o menos 90% del máximo teórico, debido a los relaves que quedan sin descargarse, operación que no se puede hacer de un modo completo sin hacer un daño considerable a los fondos de filtro. En el último año el promedio de la carga de los estanques fué el siguiente:

TABLA N.º 3.—CARGA MEDIA DE LOS ESTANQUES EN 1929

	Ton. Short mét. de mineral	Tons de mineral
Estanques 1 a 6 (llamados de tipo antiguo)	9.630	16.615
Estanques 7 a 13 (llamados de tipo nuevo)	16.840	11.949
Carga media de mineral considerando igual número de ambos tipos	10.235	11.282

DESCRIPCION DEL PROCEDIMIENTO DE LIXIVIACION

Las figs. 4 y 5 muestran los "flow-sheets" de las plantas de lixiviación y descloración y de la electrolisis.

Hay dos etapas en el proceso de la lixiviación: 1) la disolución del cobre del mineral y 2), el lavado, o sea la operación de desplazar del mineral ya lixiviado o relave, los valores disueltos, o el cobre soluble en agua que queda en la humedad remanente.

En la actualidad la primera etapa consiste en un tratamiento en contracorriente por dos soluciones. La primera solución se introduce en el mineral desde el fondo del estanque y sube por percolación a través del mineral hasta que éste se satura y se tapa. Esta es la que se llama comúnmente solución de "tratamiento" y es normalmente una solución con relativamente poco cobre y con mucho ácido libre. Después de un período de remojo, esta solución o una parte de la cantidad que se empleó originalmente para cubrir el mineral, se saca por el fondo del estanque. Esta solución se ha enriquecido en cobre con la consiguiente transformación de una parte del ácido libre a CuSO_4 y se denomina "solución concentrada". A medida que se saca esta solución concentrada se la reemplaza, o más bien se le hace desplazar por electrolito usado de la casa electrolítica. Este electrolito se introduce por arriba en el estanque y con una velocidad tal que la carga se mantenga cubierta o sumergida. Esta es una solución con relativamente poco cobre y mucho ácido libre. Después que se ha producido cierta cantidad de solución concentrada se interrumpe el proceso. Después de otro período de remojo se produce una nueva cantidad de solución concentrada o enriquecida, la que se desplaza como antes por electrolito usado. Se vuelve a interrumpir el proceso y se intercala un período de remojo seguido por la producción de otra estancada de solución concentrada o enriquecida, que se desplaza con electrolito usado. Se acostumbra producir tres estancadas de solución concentrada de cada carga de mineral antes del remojo final o remojo para producir solución de tratamiento. Después de producida la última estancada de solución concentrada, la carga de mineral se deja remojar en las soluciones desplazadoras hasta que sea necesario efectuar el lavado. La solución de tratamiento se produce durante la primera parte del proceso de lavado, siendo desplazada de la carga por la solución de lavado entrante. Se la emplea en el tratamiento de otra carga. Todas las soluciones, tanto de la lixiviación propiamente tal, como de las operaciones de lavado, se sacan por el fondo del estanque, y todas las soluciones que se introducen, excepto la que se usa para cubrir primero el mineral, se hacen entrar por arriba. A veces, para ahorrar tiempo, una parte de la solución original para cubrir la carga se echa por arriba; pero en todo caso se introduce por abajo la cantidad suficiente para limpiar el filtro del fondo.

La definición que se usará en el presente tra-

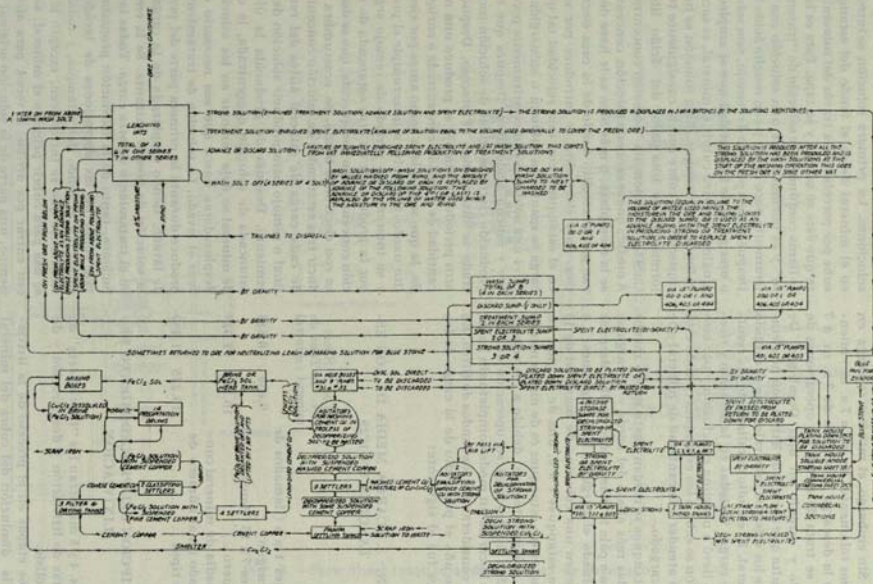


Fig. 4.—Flow Sheet (esquema) de las plantas de lixiviación y de descoloración

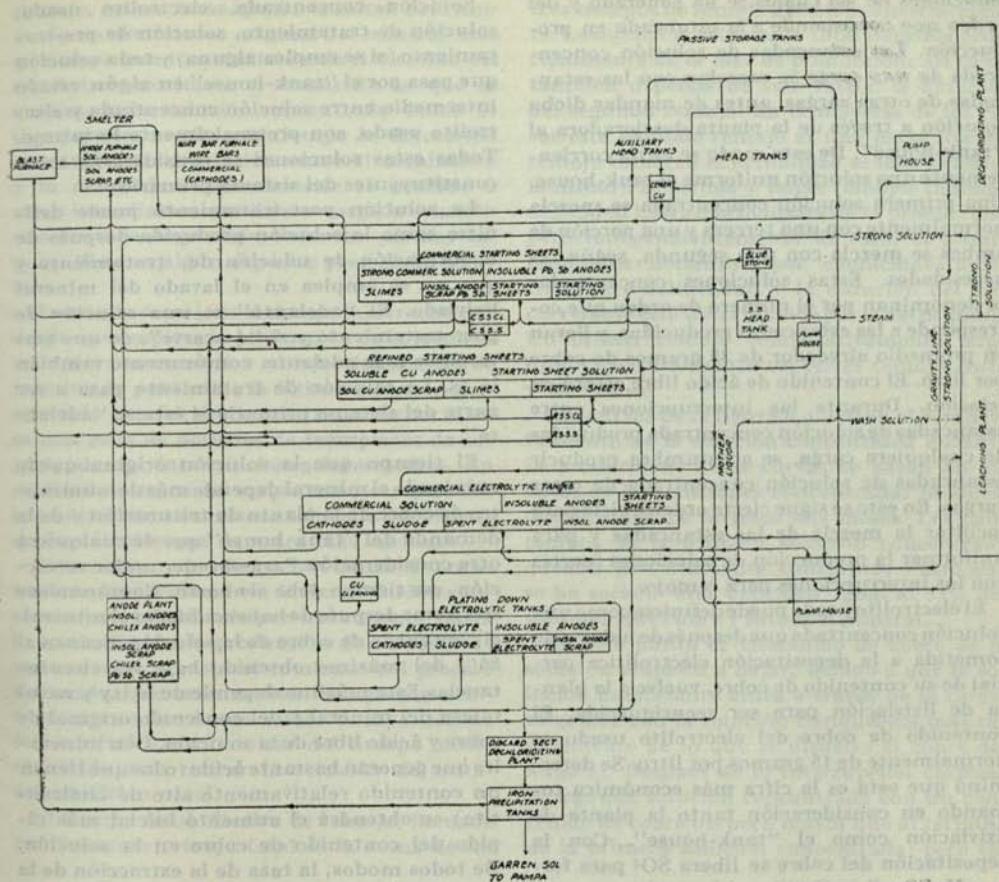


Fig. 5.—Flow Sheet (esquema) de la planta de precipitación electrolítica

bajo para la solución de tratamiento es la de una solución usada en el tratamiento de mineral no lixiviado o parcialmente lixiviado, producida al comienzo del proceso de lavado, y desplazada o reemplazada en la carga por solución de lavado. También se considerará un volumen de solución producida de este modo igual en cantidad al volumen de la solución que originalmente se necesita para saturar y cubrir la carga de mineral de la cual proviene. Frecuentemente se produce en el comienzo del proceso de lavado más solución de tratamiento que la que se requiere para cubrir la carga de mineral. La cantidad de ésta que excede a la cantidad requerida para cubrir otra carga de mineral, se emplea con electrolito usado para producir solución concentrada, y se denomina "adelanto". La solución de tratamiento, tal como se la ha definido anteriormente, puede

ser electrolito usado enriquecido por el mineral (el enriquecimiento es leve en el método corriente de la lixiviación) y diluida con una cierta cantidad de solución de lavado. Esta última se mezcla insensiblemente con solución de tratamiento al desplazarla de la carga. El "adelanto" es solución de tratamiento diluida.

La solución concentrada se puede definir como la solución que después de enriquecerse por contacto con el mineral se envía al "tank-house" para la deposición electrolítica de una parte del contenido de cobre; pero debe distinguírsela de la solución que se manda al tank-house para hacer planchas antes del descarte ("discard"). La última debe considerarse comprendida bajo la definición anterior. El contenido de la solución concentrada depende de los constituyentes del mineral, de los períodos de remojo, del contenido de las

soluciones de las cuales se ha generado y del orden que corresponde a la estancada en producción. Las estancadas de solución concentrada de una carga se mezclan con las estancadas de otras cargas antes de mandar dicha solución a través de la planta descloradora al "tank-house". De este modo se envía corrientemente una solución uniforme al tank-house. Una primera solución concentrada se mezcla normalmente con una tercera y una porción de ambas se mezcla con una segunda, según las necesidades. Estas soluciones concentradas se denominan por el número de orden que corresponde a las estancadas producidas, y llevan en promedio alrededor de 35 gramos de cobre por litro. El contenido de ácido libre estará en relación. Durante las interrupciones entre estancadas de solución concentrada producidas de cualquiera carga, se acostumbra producir estancadas de solución concentrada de otras cargas. En esto se sigue cierto orden o ciclo para facilitar la mezcla de las estancadas y para uniformar la producción de soluciones fuertes con las interrupciones para remojo.

El electrolito usado puede definirse como una solución concentrada que después de haber sido sometida a la depositación electrolítica parcial de su contenido de cobre, vuelve a la planta de lixiviación para ser reenriquecida. El contenido de cobre del electrolito usado es normalmente de 15 gramos por litro. Se determinó que esta es la cifra más económica tomando en consideración tanto la planta de lixiviación como el "tank-house". Con la depositación del cobre se libera SO_4 para formar H_2SO_4 . Este H_2SO_4 así formado se vuelve a convertir en $CuSO_4$ con los constituyentes de cobre básicos del mineral. La cantidad total de ácido disponible en la solución concentrada y en el electrolito usado es normalmente la misma. Sin embargo, hay un ganó de ácido disponible total proveniente del mineral. Esto se mencionó al tratar de los componentes del mineral.

A veces la solución, concentrada o la solución que se produce en el proceso de la lixiviación, antes de la formación de la solución de tratamiento, se vuelve a echar con el mineral para enriquecerla más.

Para distinguir esta solución de la solución concentrada y de la solución de tratamiento (tal como se ha definido anteriormente), la solución así producida y devuelta se denominará solución de "pre-tratamiento". Más adelante trataremos de las modificaciones del procedimiento actual para incluir el empleo de soluciones de pre-tratamiento.

Solución concentrada, electrolito usado, solución de tratamiento, solución de pre-tratamiento (si se emplea alguna) y toda solución que pasa por el "tank-house" en algún estado intermedio entre solución concentrada y electrolito usado, son pretencialmente lo mismo. Todas estas soluciones se considerarán como constituyentes del sistema primario.

La solución post-tratamiento puede definirse como la solución producida después de la formación de solución de tratamiento y que no se emplea en el lavado del mineral lixiviado. El "adelanto" es una solución de post-tratamiento y el "descarte", de que trataremos más adelante, comúnmente también lo es. La solución de tratamiento pasa a ser parte del sistema primario si ésta se "adelanta".

El tiempo que la solución original queda cubriendo el mineral depende más del suministro de cobre de la planta de trituración y de la demanda del "tank-house" que de cualquiera otra consideración. Para obtener mejor extracción, ese tiempo debe ser corto. Comúnmente seis horas después de haber cubierto el mineral el contenido de cobre de la solución alcanza al 80% del máximo obtenido bajo las circunstancias. Este máximo depende de la ley y naturaleza del mineral y del contenido original de cobre y ácido libre de la solución. Con minerales que generan bastante ácido (o los que tienen un contenido relativamente alto de chalcantita) se obtendrá el aumento inicial más rápido del contenido de cobre en la solución. De todos modos, la tasa de la extracción de la solución de tratamiento parece que se retarda considerablemente después de ese aumento inicial rápido, y se necesita añadir solución con poco cobre y mucho ácido libre para acelerar la extracción. La aceleración no es grande; pero hace una diferencia apreciable, especialmente tratándose de un período de remojo total corto. Sin embargo, el reemplazo demasiado rápido o demasiado frecuente de la solución de tratamiento producirá dilución de la solución concentrada hasta un grado no deseable, o dejará demasiado cobre sin ser disuelto por la solución de tratamiento. En todo caso el procedimiento debe ajustarse para adaptarse lo mejor posible a las condiciones operatorias y al comportamiento de la solución concentrada que se va produciendo.

El primer remojo lo constituye el tiempo que se deja el mineral en contacto con la solución de tratamiento, antes de extraer solución enriquecida o concentrada. En los cálculos en que se hace intervenir el efecto del tiempo de

remojo, éste se toma igual a la mitad del tiempo de recubrimiento original del mineral más el tiempo que transcurre desde el término del recubrimiento hasta el momento en que se empieza a dar solución concentrada. Como se dijo anteriormente, este tiempo lo determina comúnmente la relación entre el suministro y la demanda. Generalmente se procede a sacar inmediatamente de una carga la solución concentrada disponible, cada vez que hay espacio libre en algún depósito para dicha solución.

El segundo remojo es el tiempo que transcurre desde que empieza la producción de la primera solución concentrada o enriquecida hasta que termina de producirse la última solución concentrada o solución de pre-tratamiento. Esta es una serie de períodos de reemplazos de soluciones con interrupciones intermedias. En realidad se trata de varios remojos; pero los consideraremos como uno solo para los efectos de los cálculos que daremos más adelante.

El tercer remojo comprende desde el término de la producción de la última solución concentrada o solución de pre-tratamiento hasta la iniciación de la producción de solución de tratamiento o hasta el comienzo del proceso de lavado, que es lo mismo. Se agregan arbitrariamente dos horas a este tiempo, siendo éste equivalente a la mitad del tiempo medio requerido para retirar la solución de tratamiento del mineral.

El tiempo total efectivo de remojo, llamado comúnmente remojo total es la suma de los

tres tiempos de remojo definidos anteriormente. La duración del remojo total depende principalmente de la tasa de producción; así como también depende de este factor la duración del segundo remojo. En la mayoría de los casos este segundo remojo es una parte fija del remojo total (en la actualidad es más o menos la mitad). El primer y tercer remojos también dependen hasta cierto límite de la producción; pero independientemente de esto, el primer remojo se determina por condiciones anteriormente delineadas, y la duración del tercer remojo está determinada por la del primero. Un primer remojo comparativamente largo implica naturalmente un tercer remojo corto y vice-versa.

Las curvas de la figura 6, ilustran el comportamiento de la solución concentrada durante la producción. Estas curvas se basan en los datos de las soluciones concentradas producidas durante los últimos seis meses. Los contenidos de la primera solución concentrada quedan prácticamente constantes hasta que se ha sacado una cantidad igual al 53% del volumen que cubre y satura el mineral.

En este punto el contenido de cobre de la solución empieza a bajar, debido a que la solución desplazante entra a través de la carga, mezclada con la solución enriquecida más rápidamente de lo que se disuelve el cobre del mineral. Después de la interrupción empieza la segunda solución concentrada con un contenido de cobre un poco mayor que al término de la primera solución concentrada; pero ese

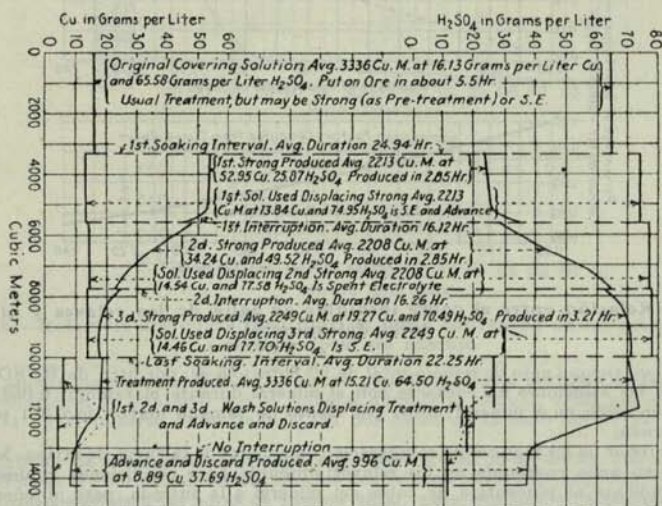


Fig. 6.—Comportamiento de las soluciones fuertes durante la producción

contenido disminuye rápidamente, ya que los valores en la solución que actúa sobre la carga parecen quedar dispersados después de la producción de la primera solución concentrada. También hay un leve aumento al comienzo de la producción de la tercera solución concentrada, y al empezar la de la solución de tratamiento; y las dos soluciones parecen haber estado en la carga en capas con la solución más concentrada del fondo del estanque. La disminución del contenido de cobre en la tercera solución concentrada se hace en forma más gradual a medida que dicho contenido se acerca al del electrolito usado. Esta solución concentrada se interrumpe cuando el contenido de cobre llega a 18 gr. por litro, lo que da como resultado la producción subsiguiente de una solución de tratamiento con más o menos el mismo contenido de cobre que el electrolito usado. Se puede ver que después de la producción de la segunda solución concentrada el proceso es prácticamente un desplazamiento o dilución de las soluciones enriquecidas, o un proceso de lavado.

En la actualidad hay cuatro razones para producir solución concentrada de baja ley:

1. Se produce solución concentrada hasta dejar en contacto con el mineral lixiviado al comienzo del proceso de lavado una solución

de bajo contenido de cobre. Esto mejora los resultados del lavado.

2. Se obtienen los mejores resultados en la lixiviación cuando las soluciones que se dejan en contacto con el mineral durante el remojo tienen poco cobre y un contenido alto de ácido libre.

3. Mientras menor es el contenido de la solución concentrada, menor es la cantidad de electrolito usado que habrá que devolver a la entrada del tank para mezclar. Esta mezcla es necesaria para rebajar a un cierto valor el contenido de cobre de la solución al entrar en las celdas de la electrolisis. Mientras mayor es la cantidad de electrolito que se devuelve para mezclar, mayor es el contenido de hierro en estado férrico; mayor la temperatura del electrolito y menor el "power efficiency". El hierro en estado férrico en la solución concentrada se reduce todo en la planta descloradora y la solución se enfría algo en contacto con el mineral. Esto podría aparecer como una carga para la planta descloradora; pero solamente bajo ciertas condiciones. El cemento de cobre que se saca en la descloración tiene que convertirse en un producto para el horno de fundición de cobre para alambre, y es casi tan económico ponerlo en solución concentrada en la reducción del hierro férrico, y de ahí

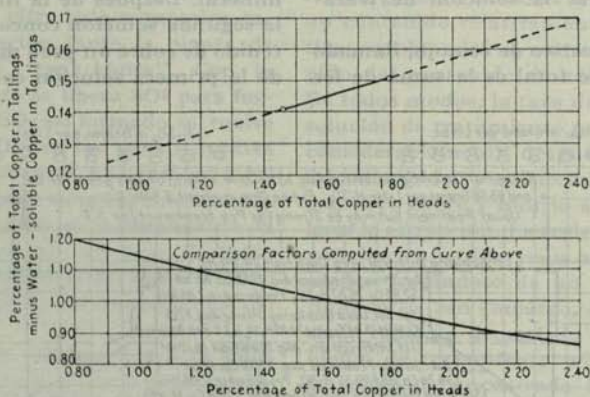


Fig. 7.—Relación entre el cobre insoluble en agua de los relaves y el cobre total del mineral

Basada en un tiempo neto de remojo total de 90 horas; 55 gr. por litro de H_2SO_4 libre, en término medio, en las soluciones en contacto con el mineral durante el remojo; 0,053 por ciento de cobre insoluble en ácido, en el mineral; 0,181 por ciento de tamaño mayor de 0,371 pulgadas en el mineral de entrada.

La curva inferior da los factores de comparación calculados de la curva de arriba. Multiplíquese el cobre insoluble en agua contenido en los relaves, obtenido bajo condiciones cualesquiera, por el factor correspondiente al porcentaje de cobre del mineral a la entrada, para obtener el valor probable del cobre insoluble en agua de los relaves, si los minerales a la entrada hubiesen tenido 1,60 por ciento de cobre, quedando las demás condiciones iguales.

convertirlo en cátodos, como convertirlo en ánodos solubles y después en planchas iniciales. Sin embargo, si la reducción del hierro férrico llega a un punto en que el cemento de cobre que se necesita sobrepasa al ganó sobre otras exigencias, es tan económico efectuar la reducción del hierro férrico con cátodos como con cemento de cobre.

4. Se ha encontrado que en soluciones concentradas con un contenido relativamente alto de ácido libre, el molibdeno no se reduce al estado coloidal azul en el proceso de descloración y de ese modo se disminuyen las dificultades consiguientes. De aquí es que, especialmente cuando aumenta el contenido de molibdeno, se hace un esfuerzo para prolongar la producción de solución concentrada de cada estancada de mineral hasta que el contenido medio de ácido libre de toda la solución concentrada producida llega a 45 gramos por litro y en algunos casos hasta 56 gr./L. También es importante mezclar las soluciones concentradas antes de la descloración, de modo que el contenido del ácido quede siempre sobre el mínimo exigido.

Para producir cada estancada de solución concentrada sin dilución prematura, el punto ideal de separación estará después de producir 53 por ciento del volumen total. Se necesita

producir cuatro estancadas de solución concentrada antes de llegar a la solución de tratamiento del grado deseado y antes de diluir hasta el límite deseado la solución concentrada. Produciendo estancadas de solución concentrada de un volumen igual a aproximadamente los dos tercios del volumen para cubrir, resulta una dilución prematura de no más de 2 por ciento y la producción de una segunda solución concentrada de más o menos el grado deseado sin necesidad de mezcla. Tres estancadas de ese volumen más o menos, satisfacen las exigencias y se contrapesan fácilmente. Naturalmente hay una variación en el contenido de las estancadas debida a variaciones en la ley del mineral; pero esto se regula comúnmente por un ajuste del volumen de la tercera solución concentrada sola.

Si se aumenta el contenido de cobre en la solución de tratamiento, cortando la última solución concentrada en un punto más alto se disminuye el volumen del total de solución concentrada producida y se aumenta, en consecuencia, el contenido de cobre. Sin embargo, cuando llega a ser deseable obtener un resultado semejante, es posible conseguirlo usando una solución de pre-tratamiento. Una parte de la última solución o soluciones concentradas (el volumen depende de los resultados que se

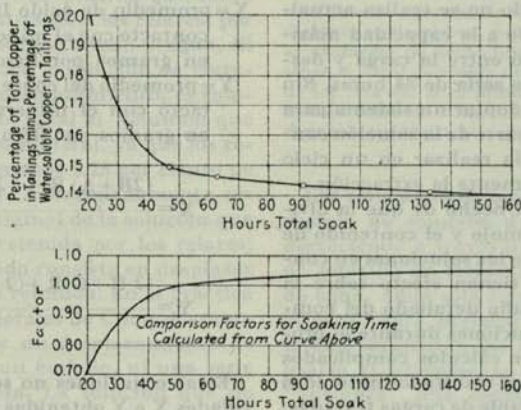


Fig. 8.—Relación del cobre insoluble en agua contenido en los relaves con el tiempo total de remojo

Basada en mineral de entrada de 1,60 por ciento de cobre; 55 grs. por litro de H_2SO_4 libre, en promedio, en las soluciones en contacto con el mineral durante el remojo; 0,053 por ciento de cobre insoluble en H_2SO_4 en el mineral de entrada; 9,181 por ciento de tamaño mayor de 0,371 pulgadas a la entrada.

La curva inferior da los factores de comparación para el tiempo de remojo calculados de la curva de arriba. Multiplíquese el cobre insoluble en agua de los relaves, obtenido bajo condiciones cualesquiera, por el factor correspondiente a las horas de remojo total, para obtener el cobre insoluble en agua de los relaves que probablemente se habría obtenido con un remojo de 50 horas, quedando las demás condiciones iguales.

desea obtener) puede devolverse a alguna carga subsiguiente de mineral, continuando la producción como solución de pre-tratamiento hasta que la solución de tratamiento subsiguiente tenga un valor aproximadamente igual al del electrolito usado. De este modo se puede aumentar la ley de la solución concentrada sin aumentar las dificultades del lavado del mineral lixiviado. Este empleo de soluciones de pre-tratamiento puede extenderse hasta poder producir una solución concentrada neutra, o a lo menos una casi neutra. Esta última puede neutralizarse con cal para precipitar el hierro, o puede someterse a un tratamiento con SO_2 para reducir el hierro férrico. Mientras puede reducirse el volumen de la solución concentrada (tal como se ha definido anteriormente), por el empleo de una solución de pre-tratamiento, el volumen total de solución concentrada y de pre-tratamiento será mayor que el volumen de solución concentrada producida sin usar solución de pre-tratamiento. Esto implica, naturalmente la producción en cada caso de solución de tratamiento de la misma ley. El aumento de volumen no será exactamente igual a la cantidad de solución de pre-tratamiento empleada; pero será suficiente para producir serias dificultades en la neutralización de la solución concentrada y de la de extracción, en el ciclo reducido para el cual se proyectó la planta actual. Este ciclo no se realiza actualmente; pero trabajando a la capacidad máxima el intervalo medio entre la carga y descarga de cada estanque sería de 84 horas. Sin embargo será posible adoptar un sistema para la purificación de una parte de la solución concentrada, que se podría realizar en un ciclo corto, sin afectar seriamente la extracción.

Se ha mencionado el hecho de que la división del tiempo de remojo y el contenido de ácido libre y de cobre de las soluciones en contacto con el mineral tienen efecto sobre la extracción. De un estudio detallado del comportamiento de las soluciones durante el proceso de lixiviación y de cálculos complicados que se han hecho con los resultados obtenidos de un número considerable de cargas tratadas, se han deducido las fórmulas siguientes:

A = ácido libre de la primera solución en gramos por litro.

B = ácido libre al comienzo de la primera solución concentrada producida, en gramos por litro.

C = promedio de ácido libre en soluciones que desplazan la solución concentrada y de pre-tratamiento, en gramos por litro.

D = promedio de ácido libre en la solución concentrada y de pre-tratamiento producida, en gramos por litro.

E = ácido libre en la última solución empleada para desplazar la solución concentrada o de pre-tratamiento, en gramos por litro.

F = ácido libre en la última solución que cubre el mineral antes del lavado, en gramos por litro.

G = cobre en la primera solución con el mineral, en gramos por litro.

H = Cobre al comienzo de la primera solución concentrada producida, en gramos por litro.

I = promedio del cobre en las soluciones que desplazan la solución concentrada y de pre-tratamiento, en gramos por litro.

J = promedio del cobre en la solución concentrada y de pre-tratamiento en gramos por litro.

K = cobre en la última solución empleada para desplazar la solución concentrada o de pre-tratamiento, en gramos por litro.

L = cobre en la última solución que cubre el mineral antes del lavado, en gramos por litro.

R = duración del primer remojo en horas.

S = duración del segundo remojo en horas.

T = duración del tercer remojo en horas.

U = remojo total = R + S + T.

X = promedio de ácido libre en la solución en contacto con el mineral durante el remojo, en gramos por litro.

Y = promedio del cobre de la solución en contacto con el mineral durante el remojo, en gramos por litro.

$$X = \frac{(2B+A)R + (2D+C)S + (2F+E)T}{3U}$$

$$Y = \frac{(2H+G)R + (2J+I)S + (2L+K)T}{3U}$$

Estas ecuaciones no son exactas, y las cantidades X e Y obtenidas son más bien factores que constituyentes exactos de las soluciones. Sin embargo, estos factores son relativos (dentro de límites satisfactorios) en su aplicación para determinar ciertos resultados esperados de variaciones en la lixiviación. X tiene relación con los resultados de la lixiviación o con la cantidad de cobre insoluble en agua contenido en los relaves. Y guarda relación con los resultados del lavado, o con la cantidad de cobre soluble en agua de los relaves.

Los efectos de la ley del mineral, de la duración del remojo total y promedio de ácido libre de las soluciones en contacto con el mineral durante el remojo, sobre la cantidad de cobre soluble en agua de los relaves, se muestran en las figuras 8 y 9. Las curvas se calcularon de un análisis detallado de los resultados obtenidos del tratamiento de más de 3 500 000 toneladas métricas de mineral. Con todo, son meramente indicativas de lo que se puede esperar en un período largo de producción, ya que los resultados de cargas individuales varían mucho en condiciones idénticas.

DESCRIPCIÓN DEL PROCESO DE LAVADO Y DESCARTE DE SOLUCIONES

La solución de tratamiento es comúnmente la primera solución que se pone en contacto con el mineral, aunque esa primera solución puede ser solución de pre-tratamiento, o más a menudo electrolito usado. En todo caso, la solución de tratamiento es la solución que está en contacto con el mineral antes del lavado y el contenido de cobre de esta solución es uno de los factores más grandes de la eficiencia del proceso de lavado.

El proceso de lavado consiste en un desplazamiento descendente de la solución que cubre y satura el mineral lixiviado, o los relaves, por una serie de soluciones de lavado y agua. Si esta solución que cubre, o solución de tratamiento se sacara sin desplazamiento, el volumen removido no sería igual al volumen que originalmente cubre el mineral, ya que los relaves retienen más o menos 8,25 por ciento de su peso en humedad. Aproximadamente un cuarto del volumen original de la solución que cubre el mineral es retenida por los relaves, y el problema del lavado consiste en desplazar y diluir la solución así retenida. En la práctica el lavado de los minerales de Chuquicamata no ha demostrado ser un desplazamiento de soluciones como en un émbolo, ni una serie de diluciones completa. La solución que no está totalmente absorbida por los relaves se desplaza con cierta mezcladura; pero la solución absorbida no se mezcla de un modo completo con las soluciones desplazadoras con la velocidad con que ellas pasan por el estanque. Si se pudiera emplear suficiente solución y agua, y se pudiera hacer un lavado suficientemente lento, los valores en la humedad final de los relaves podrían reducirse casi a nada. Tal como se procede, estos valores se reducen a límites económicos.

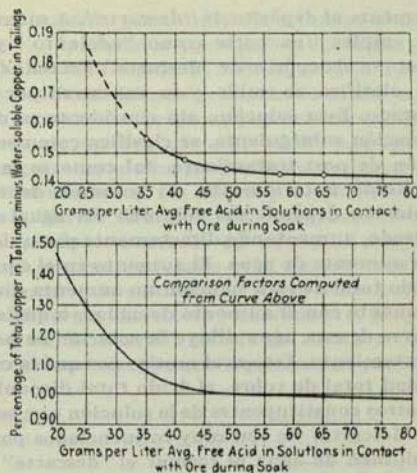


Fig. 9.—Relación del cobre insoluble en agua de los relaves con el promedio de ácido libre de la solución en contacto con el mineral durante el remojo.

Basada en un remojo total de 90 horas; 1,60 por ciento de cobre en el mineral a la entrada; 0,053 por ciento de cobre insoluble en ácido en el mineral que entra; 9,181 por ciento de tamaño mayor que 0,371 pulgadas a la entrada.

La curva inferior da los factores de comparación calculados de la curva de arriba. Divídase el cobre insoluble en agua de los relaves, obtenido bajo condiciones cualesquiera, por el factor correspondiente al promedio de ácido libre en el remojo, para obtener el valor probable del cobre insoluble en agua de los relaves, si el promedio de ácido libre en el remojo fuera de 50 grs. por litro y las demás condiciones quedarán las mismas.

Las soluciones de lavado son en realidad una mezcla de solución de tratamiento y agua, decreciendo a través de la serie la proporción de solución de tratamiento y aumentando la de agua. Agua sola forma el último lavado de la serie. Para prevenir que las soluciones de lavado aumenten su contenido de cobre al usarse repetidamente de carga en carga, se "adelanta" una cierta cantidad del primer lavado, o se descarta y se reemplaza por una cantidad igual de lavado segundo. Esta cantidad de segundo lavado se reemplaza por una de tercero y esta última por una de cuarto. Para contrapesar el volumen se usa una cantidad suficiente de agua para reemplazar el "adelanto" del cuarto lavado y satisfacer la humedad de los relaves.

La cantidad de primer lavado adelantada pasa a formar el "adelanto", tal como se ha definido anteriormente, o se bombea direc-

samente al depósito de "descarte". A menudo se emplea una parte como "adelanto" y el resto va al depósito de "descarte". En todo caso se clasifica, se mide y se muestrea por separado. Esta solución, sin considerar su destinación subsiguiente, se clasifica como solución de post-tratamiento, tal como se la ha definido anteriormente. El volumen de esta solución depende del volumen del agua empleada, aumentando directamente por unidad de aumento de agua. El aumento en el contenido total de esta solución no aumenta directamente con el aumento de agua, ya que una parte de esta agua diluye la solución de post-tratamiento. Este es el motivo por qué la cantidad total de cobre, el ácido total disponible y otros constituyentes de la solución que se ha de descartar no son muy influenciados por el volumen de agua al formar el "descarte" de post-tratamiento. Por otra parte, cuando se descarta electrolito usado, la solución de post-tratamiento se usa como el "adelanto" para formar el volumen de solución descartada del sistema primario de solución. En este caso, tanto la cantidad como el contenido total de la solución descartada aumenta directamente con la cantidad de agua empleada, hasta alcanzar cierto equilibrio.

Sin importar donde se haga el descarte de solución, o el volumen de la solución descartada, la cantidad total de cualquier constituyente descartado debe finalmente igualar al ganó de este constituyente del mineral. Al hacer la exposición que antecede, se han considerado el cobre y el ácido libre (ácido total disponible) como partes del mismo constituyente, ya que el cobre extraído en la electrolisis deja ácido libre en cierta proporción fija. Aun así lo establecido es solamente aproximado, ya que una cierta cantidad del ácido total disponible se transforma en el tank-house y en el proceso de descloración. Sin embargo la cantidad descartada o eliminada de algún otro modo, debe igualar al ganó del mineral, y la cantidad total de ácido disponible por otra parte eliminado no importa para la cantidad descartada en relación al punto de descarte o a la cantidad de agua empleada. En el tank-house se introduce algo de hierro y también en la descloración de la solución concentrada; pero la cantidad es pequeña con relación a la cantidad introducida del mineral; y como en el caso del ácido total disponible, no interviene en el punto que consideramos. El cloro naturalmente se elimina en parte principal, de otro modo. El punto es éste. Los constituyentes del sistema primario de solución llegarán a contrapesarse cuando

las cantidades eliminadas sean iguales a las cantidades introducidas. Estando todos los constituyentes del sistema primario, con excepción del cloro, repartidos a través de este sistema, más o menos en la misma proporción que el ácido total disponible, la discusión se limitará en su mayor parte a este constituyente.

Al descartar electrolito usado, la cantidad total de ácido disponible en el sistema primario debe diluirse al mismo contenido por unidad de volumen que hay en la solución descartada. Este efecto a menudo se oscurece debido a que el volumen total del sistema primario es grande y se necesita un tiempo largo para que los constituyentes contenidos lleguen a contrapesarse bajo cualquier juego de condiciones. Sin embargo, el efecto eventual del aumento de la cantidad de agua empleada al descartar electrolito usado, es el de aumentar la dilución de todo el sistema primario y del descarte en igual grado, pero no el de aumentar la cantidad total del ácido total disponible descartado.

Quando se descarta solución de post-tratamiento, la solución descartada se diluye directamente y la concentración del ácido total disponible en el sistema primario no se afecta materialmente por la cantidad de agua empleada, ni, en consecuencia, por la cantidad de la solución descartada, aunque en ambas formas de descarte la cantidad de ácido total disponible descartada será la misma, después que el sistema de solución se ha equilibrado.

Por las razones que anteceden, cuando es deseable aumentar el ácido total disponible en el sistema primario, se descarta solución de post-tratamiento, y para disminuir el ácido total disponible en este sistema se descarta electrolito usado. En este último caso la cantidad de agua debe regularse cuidadosamente; en el primero, esto no es tan importante. Para disminuir la concentración de hierro, ácido nítrico y molibdeno en el sistema primario, se emplea un descarte del electrolito usado. Para realizar esto último, hay que sacrificar una cierta cantidad de la concentración de ácido total disponible. Desde la introducción del ánodo Chilex y la modificación introducida en 1922 en el proceso de descloración se ha hecho practicable controlar los constituyentes del sistema primario de solución por el descarte de solución sólo, sin añadir H_2SO_4 comercial. Puede que esto no siempre sea posible y a veces, en la actualidad el procedimiento no es del todo satisfactorio. Sin embargo, no se ha introducido en el proceso regular ningún otro

modo de eliminar el fierro, ácido nítrico y molibdeno, que por descarte de solución.

Al desplazar la solución de tratamiento de la carga, se produce cierto avance inevitable de la primera solución de lavado en el sistema primario, debido a la mezcla que se opera durante el desplazamiento y a la retención de solución y humedad por los relaves. Resulta así que la solución de tratamiento producida no es exactamente igual a la solución que estaba en contacto con los relaves inmediatamente antes del lavado. Es la última solución la que realmente influye en los valores que llevan la solución de post-tratamiento, las soluciones de lavado y humedad final de los relaves. Para cada carga tratada se toman muestras para determinar los contenidos de esta solución que se denomina "la última cubierta antes del lavado". Esta es la solución primaria que debe lavarse de los relaves. La cantidad retardada de esta solución y la cantidad del primer lavado que inadvertidamente se adelanta, son iguales; siendo una simplemente desplazada por la otra. Esta cantidad es independiente de la cantidad de agua o solución de lavado que se emplea, y es un poco menor que la cantidad de humedad retenida por los relaves, aunque ésta es una función de la última. Alcanza por término medio a 650 metros cúbicos por carga o a 635 litros por tonelada de mineral tratada.

La solución primaria retardada se reparte por intermedio de la solución de post-tratamiento, en los lavados y en la humedad final de los relaves, llevando los valores de las soluciones de lavado a un cierto punto que depende de la cantidad de agua empleada y del punto de descarte. La dilución por este adelanto inevitable al sistema primario, depende de la porción de agua en el primer lavado. Este primer lavado se diluye algo por el aumento de la cantidad de agua empleada; pero esta dilución no guarda casi proporción con dicha cantidad de agua; en consecuencia, no hay dilución en el sistema primario cuando no se emplea un adelanto deliberado. Para descartar solución de post-tratamiento producida en cualquier punto que no sea entre el tratamiento y el primer lavado (i. e. descarte después de la producción del primero, segundo, tercero o cuarto lavado) no ayudará materialmente a la concentración de los valores en el sistema primario. La cantidad de solución primaria retardada en cada caso será la misma. Los lavados que preceden al punto de descarte simplemente pasaron a formar parte del sistema primario, aumentando en concentración hasta devolver prácticamente tanto de cada

constituyente por unidad de volumen al descarte, a los lavados que siguen al descarte y a la humedad final de los relaves, como lo que se devolvería al sistema primario de solución en contacto con los relaves antes del lavado. Continuando un descarte de solución después de cualquier lavado ha producido los mismos resultados como si ese lavado y los precedentes se hubieran eliminado. El verdadero efecto que produce el retardo del punto de descarte en el sistema de lavado es el de aumentar la proporción de solución primaria en la humedad final de los relaves y disminuir la proporción en la solución directa de descarte. Esto no es económico, ya que la primera no se puede

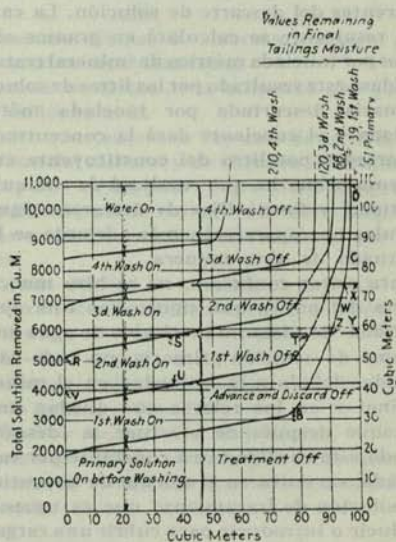


Fig. 10.—Disposición de las soluciones empleando cuatro lavados de 1,650 metros cúbicos cada uno y 1,700 metros cúbicos de agua.

Volumen original para cubrir la carga, 3,400 metros cúbicos; humedad en los relaves 875 metros cúbicos; proporción de lavado, 800 metros cúbicos por hora.

Las soluciones que salen están representadas por las áreas comprendidas entre líneas horizontales y las líneas verticales 0 y 100. La cantidad de cada solución que llega, en cualquiera solución saliente está representada por el área entre las curvas indicadas dentro del área que representa la solución saliente. Cada pequeño cuadrado es igual a 100 metros cúbicos.

Ejemplos: Área R-S-T-U-V = cantidad de lavado segundo que entra y que se va con el primer lavado = 1,009 mts. cúbicos. Área W-X-Y-Z = cantidad de solución primaria que entra antes de lavado y que se va con el lavado segundo = 120 mts. cúbicos.

descobrirar antes del descarte y la última sí. En relación con este punto debe recordarse que la cantidad total de solución primaria descartada es la cantidad que va en la solución del descarte deliberado y la cantidad que va en la humedad final de los relaves, ya sea que se descarte solución de post-tratamiento o electrolito usado.

La concentración con la cual un constituyente cualquiera llegará al equilibrio en el sistema primario se puede calcular como sigue: A la cantidad de cualquier constituyente extraído del mineral por la solución súmense las cantidades de este constituyente introducidas por otro lado y réstense las cantidades sacadas o transformadas por otros medios diferentes del descarte de solución. La cantidad resultante se calculará en gramos obtenidos por tonelada métrica de mineral tratado. Divídase este resultado por los litros de solución primaria descartada por tonelada métrica tratada y el cociente dará la concentración en gramos por litro del constituyente en el sistema primario, que resultará de cualquiera cantidad y forma fijas de descarte. Algunos cálculos que aparecerán más adelante se han efectuado de esta manera.

Para evitar confusión, no se hizo mención previa del punto que sigue. Hay una cierta cantidad de adelanto inevitable de agua en el sistema de solución primaria con cada carga tratada, debido a la humedad en el mineral original y en los relaves que quedan en el estanque después de efectuar la descarga. Siendo esta cantidad casi constante por carga tratada, no entra en el cálculo de la cantidad de solución de tratamiento que es necesario producir o introducir para cubrir una carga.

En conclusión, el punto y cantidad del descarte se determinan atendiendo a la concentración relativa de ácido total disponible, fierro, ácido nítrico y molibdeno en el sistema primario, teniendo en cuenta naturalmente, que empleando una solución de post-tratamiento, la cantidad del descarte no es tan importante, y que mientras más agua se emplee, mejores serán los resultados del lavado de los relaves. El descarte tendrá que ajustarse para contrarrestar las variaciones en el ganó relativo de los constituyentes del mineral pre-citados. El ganó de ácido total disponible es comúnmente el factor dominante de este sentido; pero debe tomarse en consideración el problema de la descubrición de la solución de descarte.

En la planta de descloración, el cobre que se saca de la solución de descarte se convierte en cemento de cobre. No es económico producir

más de una cierta cantidad de éste; y en consecuencia, esta consideración limita el contenido de cobre de la solución que debe descartarse. Anteriormente se ha mostrado que, cualquiera que sea el punto del descarte o el volumen de éste, la cantidad total del ácido total disponible gastado y descartado debe finalmente ser igual al ganó de él obtenido del mineral. La concentración en ácido total disponible en el sistema primario puede ser influenciada; pero no la cantidad descartada. La porción de cobre en el ácido total disponible variará considerablemente; si el descarte es electrolito usado, el contenido de cobre será el de la solución devuelta del tank-house, que es normalmente de 15 gramos por litro; pero si el descarte es de solución de post-tratamiento, el contenido de cobre será normalmente mucho menos. Dependerá del contenido de cobre en la última solución que cubre el mineral antes del lavado, y, en menor grado, de las condiciones durante los períodos de remojo y de la duración relativa de éstos. Este último factor, como se explicará más adelante, puede expresarse en función del contenido medio de cobre de las soluciones en contacto con el mineral durante el remojo total. La cantidad de agua empleada influye sobre el cobre total de la solución descartada solamente hasta el punto de disminuir o acrecentar la cantidad de cobre retenido por la humedad final de los relaves. Esta es relativamente despreciable en la mayoría de los casos. El contenido total de cobre no debe confundirse con la concentración relativa que se expresa en gramos por litro. La cantidad de agua empleada influye muchísimo más sobre la concentración que sobre el contenido total. En relación con este punto, es necesario explicar por qué el ácido total disponible es siempre aparentemente menor en un descarte de solución de post-tratamiento que en uno de electrolito usado, teniendo en vista lo expuesto, de que la cantidad total del ácido total disponible debe ser finalmente la misma en ambos casos. La explicación está en la palabra "finalmente". No es deseable continuar con un descarte de electrolito usado tan grande como en el caso de descartar solución de post-tratamiento, por consideración a la dilución del sistema primario; y así resulta que es comúnmente posible diluir más el descarte de solución de post-tratamiento que el de electrolito usado. Sin atender a la dilución, el contenido de cobre del descarte de solución de post-tratamiento es más o menos el 70 por ciento del contenido del descarte de electrolito usado, con los métodos

actuales de producción de soluciones concentradas y soluciones de tratamiento. El método actual, tal como ha sido explicado, permite la producción de una última solución cubridora antes del lavado con un contenido de cobre muy poco superior al del electrolito usado. La solución de post-tratamiento, sin embargo, se diluye comúnmente a 8 ó 10 gramos de cobre por litro.

Es el contenido de cobre total el que influye sobre la cantidad de cemento de cobre producido en la planta de descloración. Para reducirlo se usa mandar la solución para descarte al tank-house para hacerla planchas, en parte, antes de la descobrización final en la planta de descloración. Hacerla planchas quiere decir someterla a la descobrización parcial por electrolisis. No es tan económico en cuanto a consumo de energía reducir a planchas la solución de descarte, como hacerlo con la solución concentrada, de modo que el tank-house sacrifica algo de su capacidad al sacar planchas de la solución. No es económico producir planchas de solución con mucho menos de 7 gramos por litro, aunque posiblemente se pueden producir cátodos apropiados para tratamiento en el horno para fundir barra para alambre, cuando se produce plancha con solución hasta de 5 gramos por litro. Por regla general no se hacen planchas de solución de post-tratamiento; ésta va directamente del depósito de descarte a la planta de descloración. El electrolito usado descartado comúnmente se hace planchas y después se devuelve del tank-house a la planta de descloración. Sin embargo, trabajando a plena producción puede ser necesario hacer planchas las dos soluciones a fin de mantener la producción de cobre cementado dentro del mínimo requerido. En ese caso hay que considerar el contenido total de cobre y no la concentración en cobre de la solución de descarte. Hay que recordar que la producción de planchas de ninguna manera afecta al total de ácido disponible descartado. Al hacer planchas se libera ácido.

Algunos de los puntos precedentes se pueden aclarar estudiando la fig. 10.

Este diagrama se construyó con los resultados calculados de más de 300 cargas y además se obtuvieron datos de muestras tomadas cada 15 minutos de soluciones de las cargas para las cuales se habían igualado las soluciones de lavado por mezcla previa.

La curva que limita la solución de tratamiento o solución primaria sigue muy aproximadamente una cierta ecuación entre los puntos "b" a "c". Desde el origen de la curva hasta el

punto "b" hay casi una línea recta. Esta porción de la curva denota la mezcla mecánica de las soluciones antes de saturar el mineral. Desde el punto "c" hasta "d", la curva cambia debido al cambio de acción durante la operación de sacar la solución por abajo para el lavado final con agua, y en el drenaje.

La cantidad de solución primaria que queda en el estanque después de sacar cualquiera cantidad de solución puede calcularse aproximadamente por medio de la siguiente ecuación:

$$R = \frac{M}{C^v}, \text{ en la cual}$$

R = metros cúbicos de solución primaria que quedan en el estanque.

M = metros cúbicos de la humedad que queda en los relaves.

C = una constante que depende de la naturaleza del mineral y de la razón de lavado.

Un valor medio para C, que se aplica aproximadamente para razones de lavado comprendidas entre 400 y 1,200 metros cúbicos por hora es:

$$C = 1,440 - 0,00004 W \text{ fórmula en la cual}$$

W = razón de lavado en metros cúbicos por hora.

$$v = U - D.$$

U = metros cúbicos de solución sacada después de iniciar el lavado.

D = T - M = metros cúbicos drenados.

T = metros cúbicos de solución para cubrir y saturar el mineral lixiviado antes del lavado.

Entre el origen de la curva y el punto "b" la cantidad R puede calcularse como si dicha curva fuera una línea recta, desde $U = D - 700$ a $U = D + 750$. El punto "b" está en $U = D + 750$. Esto no es exacto y la cantidad R calculada de este modo debe corregirse para que corresponda a la calculada por la ecuación para $U = D + 750$. Las otras curvas son prácticamente paralelas a la de que nos hemos ocupado y siguen a la misma a intervalos que representan los volúmenes de los lavados. Teniendo esto presente, los valores pueden calcularse mediante la ecuación para cada uno de los lavados.

Las cantidades así calculadas de solución primaria y de cada uno de los lavados, como salientes en el último lavado, deben aumentarse en 20 por ciento para corregir el cambio de acción durante la operación de sacar el agua y drenar. Las cantidades del aumento deben

deducirse de las respectivas cantidades de cada solución que sale con el próximo o con el último lavado.

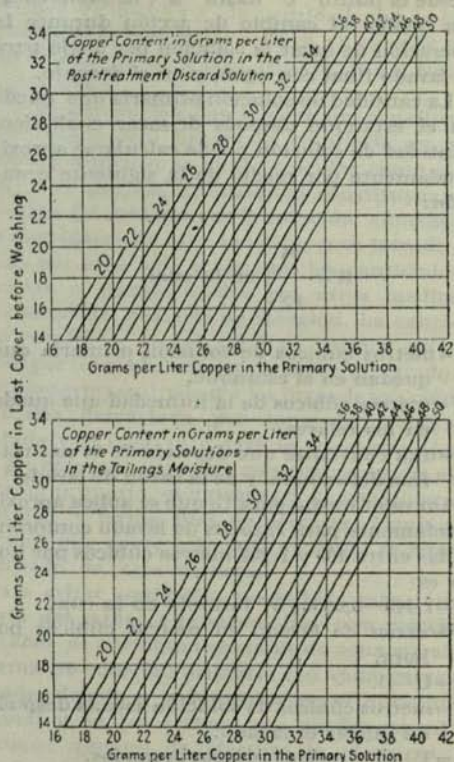


Fig. 11.—Efecto del contenido de cobre medio de las soluciones sobre el contenido de cobre del adelanto, descarte y humedad de los relaves.

El número en el extremo superior de cada línea es igual al número de gramos de cobre en promedio por litro de las soluciones en contacto con el mineral durante el remojo.

Las cantidades de soluciones primarias y agua que componen la solución de tratamiento que sale, el adelanto y el descarte y cada uno de los lavados, pueden calcularse de la ecuación o diagrama suponiendo que el lavado se haya conducido bajo las mismas condiciones hasta haber llegado a equilibrar el sistema de soluciones. Para usar el diagrama para otras cantidades de agua diferentes de 1,700 metros cúbicos o para otros puntos de descarte distintos del indicado, las líneas horizontales deben

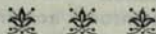
modificarse para adaptarse a esas condiciones.

Debe recordarse que cualesquiera que sean las condiciones el punto "s" quedará a la misma distancia vertical del punto "d". Esta distancia es igual a la cantidad que representa el volumen D.

A pesar de que el diagrama o los cálculos basados en la ecuación no son exactos, los resultados de las operaciones durante los últimos seis meses se comprobaron de este modo muy aproximadamente.

Para construir el diagrama y hacer los cálculos se tomó en cuenta el ácido total disponible en las soluciones, antes que el contenido de cobre. Debido al efecto de las capas descrito anteriormente, el contenido del cobre de la solución primaria que forma la última cubierta de la carga antes del lavado, se cambia a través de la carga. También la cantidad de cobre contenido en la parte de solución que satura los relaves en forma de humedad, es algo mayor que el contenido aparente de cobre de la solución que forma la última cubierta. Esto se debe a la falta de mezcla completa a través de la carga, especialmente en las partículas de mineral o relaves. Debe recordarse que la solución que penetra las partículas durante 30 u 80 horas de remojo, no se mezcla fácilmente con la solución que viene a ponerse en contacto después. El efecto de esta mezcla incompleta se hace más pronunciado a medida que se reduce la última parte del remojo. El ganó invariable que da el balance del cobre soluble en agua y del lavado, prácticamente para todas las cargas, y el contenido de las soluciones de lavado demuestran a este hecho. Se ha investigado la relación entre el contenido de cobre de la solución primaria que se va con el adelanto y el descarte y la humedad de los relaves, y el contenido medio de cobre de las soluciones en contacto con el mineral durante el remojo. La fig. 11 muestra el efecto de esta última combinado con el efecto del contenido de cobre de la solución que forma la última cubierta antes del lavado sobre el contenido de cobre de la solución primaria que forma parte del adelanto, del descarte y de la humedad de los relaves. La fig. 12 muestra el efecto del contenido de las soluciones mencionadas sobre el contenido de cobre soluble en agua de los relaves.

(CONTINUARÁ).



INFORME SOBRE EL YACIMIENTO DE FIERRO "EL COLMO"

POR EL

Dr. CARLOS H. FRITZSCHE,

SITUACION.—El mineral está situado en un cerro denominado el "Quisco" que forma parte del grupo de cerros "El Colmo". Se encuentra cerca de la costa, a la orilla derecha del río Aconcagua y a la distancia de unos 25 Km. al N. de Viña del Mar.

GEOLOGIA.—La región se compone de pizarras micáceas en la que se encuentran intercalada rocas eruptivas más nuevas, de grano fino y de color gris amarillento. Bajo el microscopio se ve que esta roca eruptiva está constituida casi únicamente por feldespatos. Falta los minerales oscuros como biotita, anfíbola, etc. Son frecuentes cristales de magnetita.

En estas rocas feldespáticas es donde se encuentran las vetas de minerales de hierro que son principalmente hematitas, originadas por transformación de la magnetita. Observé dos vetas y una guía. Una de las vetas apareció a la vista en un pozo de 1 m. de hondura, tiene un espesor de 20 cm. y un manto casi vertical. Cerca de este pozo existe una calicata que también ha explorado una veta de hematita de 20 cm. de espesor y que probablemente es la misma reconocida en el pozo. Más al N. de esta calicata se encuentra otra veta de poco más o menos 1 m. de espesor. Fuera de los afloramientos mencionados existen numerosos rodados de hematita y magnetita, especialmente en la quebrada que limita por el N. al cerro Quisco. El tamaño de los rodados varía de unos pocos cm^3 . hasta pedazos de $50 \times 40 \times 30$ cm. Estos rodados indican la presencia de una o varias vetas más, cuyos afloramientos no

son visibles por estar cubiertos de tierra vegetal.

La extensión de las rocas eruptivas feldespáticas que encierran las vetas es relativamente pequeña como también es reducida la zona en que se encuentran los rodados.

Los ensayos de dos muestras dieron el resultado siguiente:

Muestra común de la veta de 20 cm.	Muestra de un rodado de magnetita
Fe 68,21	68,41
P indicios	indicios
S „	„

VALORIZACION.—La hematita y la magnetita son de los minerales de hierro, sin duda los mejores. Los ensayos demuestran que los minerales de esta región además de su alta ley en hierro están casi libres de impurezas como P. y S. Su ley en sílice es también pequeña, —3%.

Sin embargo, a pesar de la alta calidad del yacimiento, no es comercialmente explotable por presentarse en vetas comunes y de extensión relativamente pequeña. La explotación de los minerales de hierro sólo puede efectuarse en yacimientos de grandes dimensiones, como los cuerpos lenticulares de la provincia de Atacama que pueden explotarse económicamente en forma de cantera, por ejemplo: El Tofo.

En Europa se paga por una tonelada de magnetita de primera clase de 1 £ a $1 \frac{1}{2}$ £, suma que equivaldría a los gastos de explotación y flete hasta bordo de las vetas aquí encontradas.



LA TÉCNICA DE LA PREPARACION DE SECCIONES PULIDAS DE ROCAS (1)

por

R. E. HEAD

Microscopista—Utah Engineering Experiment Station—Mining and Metallurgical Investigations.

(Continuación)

La presión sobre la sección puede aplicarse comúnmente sobre el centro del fragmento, tomando las debidas precauciones de no romper la ligazón entre éste y el bálsamo; pero debe ser lo suficientemente intensa para mantener la superficie del porta-objeto apretada firmemente contra la rueda, asegurando una acción máxima para el desgaste.

El porta-objeto debe ser ocasionalmente removido de la rueda, invirtiendo su posición en la mano en orden a evitar la tendencia a desgastar la sección en bisel, lo cual ocurre ordinariamente cuando su posición no se altera de tiempo en tiempo. Será también necesario agregar carborundo fresco y agua; pero se llama también la atención hacia el hecho de que una gran cantidad de carborundo es superflua e inútil debido a que el exceso es casi inmediatamente arrojado de la rueda por la fuerza centrífuga. La misma advertencia cabe por lo que respecta al empleo de agua en demasía, la cual tenderá a arrastrar todo el carborundo y el lodo de la placa retrasando el proceso y haciendo necesaria una mayor cantidad de abrasivo.

Aunque no existe una diferencia fundamental en el caso que la sección sea desgastada en forma de cuña mientras permanezca comparativamente gruesa es una práctica más recomendable adquirir el hábito y la destreza para mantener la superficie paralela a la del vidrio en lo posible durante todo el primer desgaste (rough-grinding) y seguirla a continuación a medida que la sección se adelgaza.

El espesor hasta el cual la sección puede ser desgastada con el carborundo N.º 150, depende de varios factores; pero con el objeto de dar una idea definida al respecto, podemos reco-

mendar entre uno y dos milímetros aproximadamente. Una vez alcanzado un tal espesor se quita mediante agua, el carborundo grueso que queda sobre la rueda, continuándose el desgaste con carborundo N.º 220, hasta que el espesor de la sección ha sido reducido a más o menos medio milímetro; pero en ningún caso debe ser continuado después que el anillo de protección formado por el exceso de bálsamo, principia a quebrarse o se comienza a desgastar hacia los cantos o bordes. Si el desgaste se continúa aquí largo tiempo, existe el peligro de que la ligazón entre la roca y el porta-objeto sea rota por la fricción ocasionada por las partículas relativamente gruesas de carborundo que pasan bajo el vidrio, pudiendo molerse enteramente el bálsamo protector; todo esto redundará en un desgaste final más difícil e incrementará la tendencia del trozo de roca a ser disgregado en los bordes antes de alcanzarse el espesor necesario.

Trozos de rocas que contienen cristales relativamente grandes tales como los granitos y los poco compactos esquistos o areniscas tienden a fracturarse y a saltar del bálsamo cementador si se les desgasta extremadamente con los carborundos N.º 150 y N.º 220; de aquí que las características de la roca que se desgasta deben considerarse al preparar las secciones y deben servir de guía al determinar cuando suspender el desgaste grueso. La experiencia es el mejor maestro en esta materia; pero si el operador ha tenido una pequeña práctica y tiene relativamente poca preparación en la cuestión, se aconseja suspender la molienda gruesa cuando la sección está aún regularmente gruesa, digamos, alrededor de dos milímetros. Se gana poco, exponiéndose a perder la sección en este grado de preparación persiguiendo alcanzar el menor espesor con molienda gruesa. Por otra parte, es obvio que la mayor rapidez en el desgaste es

(1) Traducido del Technical Paper N.º 8, para el «Boletín Minero» por el Ingeniero don Gustavo Reyes B. (Véase Boletín N.º 377).

alcanzada durante el tiempo en que se emplea el carborundo grueso y que el tiempo total empleado es consecuentemente disminuído si se continúa el rough-grinding hasta donde lo permitan la habilidad y experiencia del operador y la conservación de la sección. Cuando este punto ha sido alcanzado la sección es removida de la rueda y limpiada total y cuidadosamente sobre agua corriente con un cepillo tieso a fin de remover todas las partículas de carborundo grueso. La sección se encuentra entonces lista para el desgaste final con carborundo fino. Deben tomarse todas las precauciones a fin de evitar la presencia de carborundo grueso sobre la rueda de refinación arrastradas sobre la sección, en las manos o en la ropa. La presencia de unas pocas partículas del abrasivo grueso sobre la rueda de refinación puede ocasionar la pérdida de la sección en esta etapa. Por esta razón se reitera la necesidad de un lavado cuidadoso y completo de la sección y de las manos. Se recomienda también al operador trabajar con las mangas arrolladas más arriba del codo como una salvaguardia adicional contra la contaminación durante el desgaste final.

Si las indicaciones han sido cuidadosamente seguidas y el desgaste preliminar (rough-grinding), ha sido ejecutado correctamente, la sección está lista para terminarla. En esta etapa el trozo debe presentar las siguientes características: (1) perfectamente limpio y libre de carborundo, (2) espesor de medio a un milímetro, (3) una superficie exterior paralela prácticamente a la del vidrio, (4) una unión perfecta entre el fragmento y el vidrio que no demuestre indicios de fractura y (5) un borde protector formado por el bálamo.

DESGASTE FINAL

El modus operandi durante el desgaste final es, salvo algunos detalles, el mismo que se sigue en el desgaste inicial y es efectuado sobre la rueda finalizadora con agua y carborundo N.º 30 en polvo. Un polvo aún más fino, el N.º 60-M, puede ser empleado si se quiere; pero las secciones del espesor usualmente requerido pueden ser terminadas con el polvo N.º 30. El fragmento es mantenido en la forma descrita para el desgaste grueso, la rueda es humedecida con agua y una pequeña cantidad de polvo fino es esparcido sobre la superficie total de la rueda, acumulando un poco más sobre la porción central. El desgaste se comienza hacia el borde de la rueda, llevándose la sección hacia el cen-

tro y luego hacia atrás en seguida igual que como se indicó en el desgaste preliminar.

Durante esta fase de la operación puede ser conveniente emplear ambas manos para sostener la sección, actuando la mano izquierda como un estabilizador al mantener la sección en su lugar más bien que para ejercer presión sobre ella. La presión ejercida durante el desgaste final debe ser comparativamente pequeña y aplicada principalmente con el dedo índice de la mano derecha, situado directamente sobre el centro de la sección. Esta presión es importante y de ella depende la posibilidad de mantener paralela la superficie desgastada con la del vidrio porta-objeto. El espesor de la sección puede ser reducido rápidamente aún cuando se emplee el polvo N.º 60-M y se debe remover el porta-objeto frecuentemente de la rueda para observar el progreso efectuado y para discernir si el desgaste se efectúa paralelamente al vidrio. Esto puede ser correctamente observado examinando el porta-objeto tan pronto se le retira de la rueda cubierto con una mancha de lodo. Cualquiera tendencia hacia el desarrollo de una sección cuneiforme puede corregirse inmediatamente antes de que el desgaste haya progresado hasta determinar la pérdida de una parte considerable del fragmento.

CORRECCION DEL DESGASTE EN FORMA DE CUÑA.

Una imperfección de tal naturaleza puede ser corregida invirtiendo la posición del porta-objeto sobre el disco y ejerciendo una pequeña mayor presión sobre el borde grueso. Esto es efectuado mediante el índice, el cual, aunque aplicado todavía hacia el centro de la sección, es mantenido a diferente ángulo en orden a producir una pequeña variación en la presión hacia el lado grueso, igualando así el espesor.

Quando se corrige una sección en forma de cuña debe tenerse cuidado de evitar un desgaste similar en el sentido opuesto. En el caso de producirse este defecto, el centro de la sección se presentará grueso y el paralelismo de la superficie al porta-objeto de vidrio será excesivamente difícil de obtener, debido al alto lomo que se extiende a lo largo del centro de la sección. La corrección de tal defecto requiere mucha destreza en la manipulación. La sección se coloca sobre la placa y es sostenida por los dedos pulgar e índice de ambas manos colocadas sobre los vértices extremos del vidrio.

La sección debe mantenerse entonces paralela

a la rueda ejerciendo una presión igual sobre los cuatro vértices. Si el ejemplar es muy delgado cuando esta operación se efectúa, debe aplicarse suficiente presión para que los vértices vengan en contacto o al menos aproximadamente con la rueda, de modo de destruir el lomo central y aplanar la sección; poco más de un instante se necesita para terminar la operación. Tal desgaste debe efectuarse hacia el borde de la rueda para facilitar la remoción del objeto para el examen.

ESPESOR MAS APROPIADO DE LA SECCION

El avance del desgaste puede ser juzgado mediante la observación del espesor del anillo protector de bálamo; éste también sirve como un guía al determinar si el trozo de roca se está desgastando paralelamente al vidrio de montaje. A medida que se acerca el término de la operación debe este último inspeccionarse frecuentemente removiéndolo de la rueda e invirtiendo la posición de él en cada ocasión. El tiempo que se emplea en esta inspección es solamente momentáneo, puesto que la condición en que se encuentra el porta-objeto, puede ser observada a simple vista y si el anillo protector de bálamo es de espesor uniforme en todos sus puntos, puede concluirse que el fragmento se ha desgastado paralelamente a la lámina siempre que el montaje esté propiamente bien hecho. Hacia el término del desgaste cuando el fragmento va adquiriendo el necesario espesor, debe ponerse cuidado al agregar carborundo fresco a la rueda puesto que hay gran peligro de perder el ejemplar al hacerlo.

Cuando el bálamo que rodea el fragmento comienza a desaparecer y los bordes de éste se manifiestan en todos lados en forma continua, puede deducirse que la sección está prácticamente terminada. El pequeño desgaste adicional debe ser efectuado con lo que queda del carborundo sobre la rueda como que la adición del carborundo fresco en este estado será causa de que el trozo sea completamente desgastado o se fracture. La presencia de solamente una parte del fragmento en uno de sus bordes debido a la remoción del bálamo en ese punto indica que el trozo es más delgado en esa parte y la presión sobre el vidrio y el modo de mantenerlo deben ajustarse en orden a corregir este defecto (sección en forma de cuñas), si un fragmento ha sido correctamente montado y desgastado paralelamente a la superficie del

porta-objeto de vidrio el perímetro entero debe quedar a la vista prácticamente al mismo tiempo a causa de la remoción uniforme del anillo de bálamo protector.

Si la exposición de las aristas del fragmento mineral se considera como un índice del espesor de la sección será innecesario removerlo de la rueda para el examen microscópico de comprobación; esto redundará no solamente en una economía de tiempo sino eliminará el inconveniente de secarse la rueda durante el examen y la necesidad de lavar el lodo fino mediante la adición de agua cuando el desgaste se continúa después del examen.

ADICION DE CARBORUNDO FRESCO

Si por cualquiera causa la rueda se seca y el lodo es arrastrado por el agua agregada en la última etapa del desgaste, será posible la adición de nueva cantidad de carborundo sin peligro de perder la sección, mediante el procedimiento que se señala a continuación: se moja la rueda y se agrega carborundo en la forma usual; pero antes de continuar el desgaste de la sección se desgasta un pedazo plano de roca formando un lodo. Una vez producido este lodo, el desgaste de la sección puede continuarse sin el peligro de perderla, a menos que una excesiva cantidad de carborundo se haya agregado, proporcionando al lodo cualidades altamente abrasivas. Al terminar la sección no es necesario recurrir a un desgaste a mano sobre una lámina de vidrio por la razón de que sobre la rueda puede obtenerse el espesor necesario valiéndose de alguno de los polvos de carborundo N.º 30-M ó N.º 60-M, si se ha seguido cuidadosamente el método delineado anteriormente.

Según nuestra experiencia en la materia existe menos peligro de perder una sección terminándola sobre la rueda desgastadora que al hacerla sobre una lámina de vidrio como una etapa final del proceso.

DESGASTE DE LAS ESQUINAS DE LA MUESTRA

Cuando las características físicas anotadas durante el desgaste, indican que la sección está lo suficientemente delgada, debe removerse de la rueda, lavarla y examinarla bajo el microscopio para confirmar las indicaciones mecánicas. Si la sección no requiere una ulterior molienda, el exceso de bálamo debe ser raspado

de los bordes del trozo con un cuchillo y los bordes del porta-objeto de vidrio se terminan sobre la rueda final en orden a dejar una banda de aproximadamente media pulgada de ancho dando así a la sección una presentación de nitidez y corrección. Durante el desgaste final los bordes del vidrio deben ponerse convenientemente en contacto con la rueda desgastadora siendo así terminados más o menos antes que la sección sea completada; sin embargo, la práctica de dejar una banda en los bordes, resultará en una mejor presentación y también suministrará una superficie sobre la cual hacer anotaciones cuando se estudia la sección.

MONTAJE DEL CUBRE-OBJETO

Después que el bálsamo ha sido raspado del trozo y los bordes del vidrio han sido desgastados se lava la sección en agua corriente y se la raspa libre de lodo y carborundo con una escobilla tiesa. El exceso de agua es removido balanceando la sección en el aire a lo que dé el brazo y luego colocándola en un sitio caliente para secarlo; para este propósito la tapa de un tarro puede ser colocada sobre la lámina caliente cubierta con un trozo de malla de alambre fino sobre la cual la sección puede ser colocada para el secamiento. La temperatura durante la secadura no debe ser tan alta que cause el emblandecimiento de bálsamo porque se originan burbujas que quedaría entre el trozo de roca y el vidrio. Tales burbujas son muy difíciles de remover y como hay que ejercer presión para expulsarlas mientras el bálsamo está blando, el trozo de roca se encuentra en inminente peligro de quebrarse durante la operación.

Mientras el vidrio se seca, un cubre-objeto para ser colocado sobre él se limpia cuidadosamente con un pedazo de género (lienzo o pañuelo) teniéndose cuidado de que no queden polvos o hilachas en la superficie. El cubre-objeto una vez limpio se toma entre el índice y el pulgar de la mano izquierda con la cara de montaje hacia abajo, el porta-objeto una vez seco es sacado de la malla sobre la que se secó y es también tomada en la mano izquierda (el lado de la roca hacia arriba) con la base del pulgar y el segundo dedo apretando el extremo de la sección. Una gota de bálsamo en Xylol es entonces depositada en el centro del trozo de roca mediante un alambre que tenga un pequeño ojal en el extremo análogo al que se emplea en la formación de perlas en los ensayos al soplete; el tamaño de la gota depende del ta-

maño y forma del ojal. El porta-objeto se mantiene aún en la mano izquierda, pero el cubre-objeto es transferido al pulgar y primer dedo de la mano derecha y cuidadosamente colocado sobre la gota en tal forma que el centro del cubre-objeto caiga directamente sobre el centro del trozo de roca y sobre la gota de bálsamo. El cubre-objeto de vidrio es puesto en su lugar con la punta de un lápiz de plomo ejerciendo una pequeña presión en la parte central lo que origina que la gota de bálsamo se desparrame y distribuya uniformemente sobre el área ocupada por el cubre-objeto. Si se emplean cubre-objetos redondos el montaje puede ser hecho muy netamente, pues la gota al achatarse tomará naturalmente una forma circular. Si se emplea una correcta cantidad de bálsamo, el cubre-objeto puede ser colocado en su lugar sin salpicar el porta-objeto con exceso de bálsamo y sólo se necesitará una pequeña limpieza o nada.

Se necesita mucho cuidado al montar el cubre-objeto como condición esencial para evitar la formación de burbujas de aire, las que interfieren en el subsiguiente examen microscópico; pero si el porta-objeto está suavemente caliente y el bálsamo de montaje es de una consistencia apropiada y si se tiene cuidado en el montaje, habrá pocos inconvenientes con las burbujas. El cubre-objeto debe también ser suavemente calentado como una precaución adicional contra la formación de burbujas. Si se originan algunas burbujas al montar el cubre-objeto, pueden ser removidas manteniendo la sección sobre la lámina caliente con el cubre-objeto hacia la lámina hasta que la sección sea calentada debidamente; esto adelgaza el bálsamo y permitirá la remoción de las burbujas presionando con la punta de un lápiz sobre el cubre-objeto, empleando un movimiento de rotación. Un pequeño exceso de bálsamo es preferible en el montaje, porque él exuda desde bajo el cubre-objeto y forma un anillo protector alrededor del borde, el cual no afecta a la presentación del trabajo y retarda la oxidación y la consecuente coloración amarilla del bálsamo bajo el cubre-objeto que se produce con el tiempo.

SECAR Y MARCAR LA SECCION TERMINADA

Una sección recién terminada puede ser examinada en orden a observar si el cubre-objeto ha sido correctamente montado manipulándola

cuidadosamente mientras se encuentre sobre la cubierta del microscopio. Existe siempre el peligro, no obstante, de mover el cubre-objeto al cambiar la posición del porta-objeto mientras se le estudia; y es mejor, en consecuencia, esperar un día permitiendo endurecerse al bálsamo. El bálsamo en xylol se endurecerá suficientemente en una caja libre de polvo a la temperatura de la sala. Antes de que la sección sea sacada para secarla, debe ser marcada para su identificación. Si los bordes de la sección han sido desgastados, la marca puede hacerse temporalmente con un lápiz común, lo cual es satisfactorio si la muestra ofrece sólo interés ocasional y no se la va a catalogar en forma permanente. En el último caso la muestra debe ser marcada permanentemente en el porta-objeto sea valiéndose de un diamante o de un lápiz de carborundo, especial para marcar sobre vidrio. La objeción a la marca de lápiz corriente es que ella puede borrarse fácilmente durante las manipulaciones desapareciendo la identidad de la muestra.

CATALOGACION DEFINITIVA DE LAS MUESTRAS (SECCIONES).

ARCHIVADORES

Cajas de madera con cubierta se hacen para guardar 25 secciones y pueden obtenerse de los comerciantes en cuestiones petrográficas. Estas cajas se hacen de varios diferentes tipos y la facilidad con que las secciones puedan extraerse de una caja llena determinará la elección. Un tipo de caja es fabricado con una tapa inserta y es tan honda que se necesitan alicates para sacar una sección que no se encuentra en el extremo de la fila. Una caja de forma más conveniente es aquella en la cual la profundidad es un poco menor que el ancho del porta-objeto, sobresaliendo éstos suavemente y siendo en consecuencia, accesibles sin el auxilio de alicates. La tapa de este tipo de caja cae sobre los lados y mantiene las secciones en su lugar tan bien como en las cajas de cubierta inserta.

OBSERVACIONES GENERALES

TIEMPO REQUERIDO EN LA PREPARACION

La preparación de una sección es generalmente considerada una operación monótona

que requiere una gran pérdida de tiempo para no referirnos a la destreza y paciencia necesarias para obtener un siquiera regular resultado. Esta concepción del trabajo en cuestión ha nacido probablemente de una falta de conocimiento de la práctica de métodos derechos y eficiente de acción los cuales se traducen en una economía de tiempo y trabajo para el operador. Bajo regulares condiciones de trabajo prácticamente cualquiera que posea una pequeña habilidad mecánica y el deseo de prepararse personalmente la sección, puede aprender a hacer una labor pasable en un tiempo relativamente corto.

El tiempo requerido para producir una sección depende grandemente del factor personal el cual representa un aspecto importante en todo trabajo en que se requieren destreza, habilidad y energía. Las características generales de las rocas de las cuales se trata de obtener las secciones, son, naturalmente, dignas de consideración como que se requerirá más tiempo en desgastar una roca muy dura como sería una cuarcita, que en preparar una caliza o una roca más blanda. Un operador experimentado actuando sobre un lote de specimens corrientes que no necesiten el empleo de la sierra, podrá producir quince a veinte secciones en ocho horas.

Apurándose y sin interrupción, el número de unidades puede alcanzar a veinticinco o treinta en el mismo tiempo. En general, cualquiera regularmente preparado podrá producir una sección en 30 minutos, contando con un equipo adecuado. Muchos de los detalles descritos en las páginas precedentes, propenden a economizar tiempo y un estudio cuidadoso de ellos ayudará al operador, estudiante, minero, ingeniero o geólogo.

NOTAS DE CARACTER CUANTITATIVO

Tratándose de preparar un gran número de unidades al operador encontrará ventajoso efectuar cada operación sobre el total de muestras en vez de terminar cada sección una a una (hasta el final). El autor recomienda como un primer ciclo, obtener el trozo de roca apropiado de todas las muestras, desgaste preliminar de todos por ambos lados, lavado y desgaste fino con los polvos N.º 30 ó N.º 60-M.

El segundo ciclo consiste en el desgaste fino sobre la placa de vidrio y luego dejar los trozos sobre un lado de la lámina caliente para secarlos y calentarlos para el montaje. Mientras se

secan las muestras se limpian y dejan uno al lado del otro en el otro extremo de la lámina caliente el número necesario de porta-objetos; simultáneamente los trozos serán calentados suficientemente para ablandar el bálsamo debiendo ser montado sin pérdida de tiempo. De efectuar el desgaste de determinado número de secciones en ciclos como se ha indicado se tiene la ventaja de poderse tratar los trozos quebradizos en caso de existir sin la pérdida de tiempo que significaría la terminación de cada muestra individualmente.

Si la lámina caliente está situada sobre una mesa cercana a la máquina desgastadora será conveniente dotarla de cajas de tamaños suficientes para almacenar 25 a 50 muestras o más según su tamaño. Así las muestras y los especimens de los cuales ellas han sido tomadas pueden ser mantenidos con sus propios rótulos sin peligro de confusión. Después que cada trozo de roca es desgastado debe ser reemplazado bajo el rótulo con el specimen al cual pertenece. Cuando los trozos son colocados sobre la lámina caliente para el montaje, ellos deben ser ordenados como anteriormente y una vez montados, ellos deben reemplazar en la caja a los ejemplares de que proceden. Siguiendo este procedimiento es obvio que al quedar montado el último ejemplar el primero se habrá ya enfriado y el desgaste puede ser comenzado sin pérdida de tiempo. Es recomendable proceder al desgaste preliminar del total de las secciones ya montadas antes de terminar con alguna de ellas; el peligro de arrastrar carborundo grueso

a la rueda de desgaste fino puede así ser reducido puesto que el operador puede lavarse las manos y remover toda partícula gruesa de su vestido antes de llevar la muestra al disco para el desgaste final con polvo más fino.

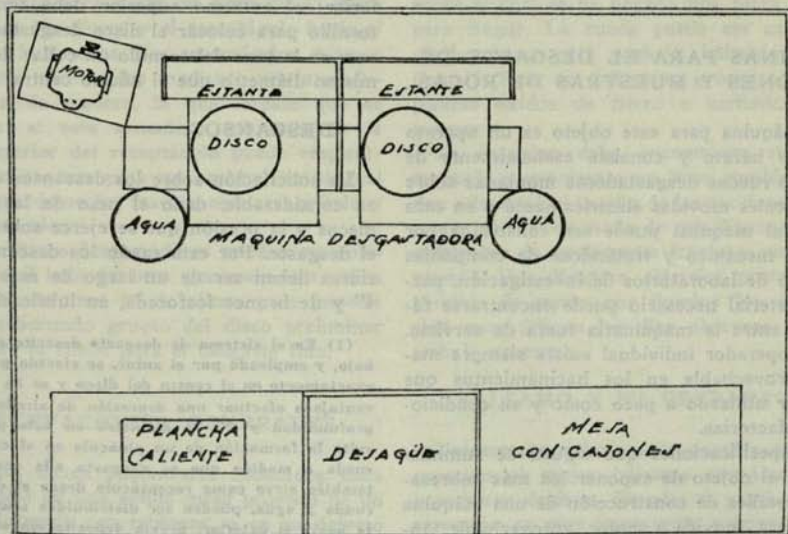
Las líneas anteriores darán una idea de la eficiencia que puede alcanzarse en estas operaciones y puede servir como un guía en la economización de tiempo y trabajo. La disposición de los elementos para el desgaste, inmersión, mesas, microscopio, placa caliente, etc., etc., puede ser tal que la pérdida de tiempo se reduzca a un mínimo.

Los métodos que se describen en esta publicación se basan en la experiencia adquirida en la preparación de algunos miles de muestras provenientes de muchos tipos y variedades de rocas; esperamos que las instrucciones anteriores serán suficientes para que los interesados en esta materia puedan dar término a un trabajo efectivo.

SEGUNDA PARTE

APARATOS Y ACCESORIOS

Los accesorios y aparatos que se necesitan en las operaciones descritas son pocos y con excepción de la máquina para el pulimento y un motor para moverla, son muy baratos. La lista siguiente encierra lo fundamental y se expone para las personas que no estén muy familiarizadas en la materia:



APARATOS

Máquina para desgastar.

Un motor eléctrico, $\frac{1}{2}$ H. P.

Placa para calentar (Una placa de fierro fundido de $12'' \times 12''$ y $\frac{1}{2}''$ de espesor sobre cuatro patas, puede emplearse).

Martillo de prospección.

Bigornia o una pieza pesada de fierro.

Agitadores (de los de sales para el carburo).

Lápiz de carborundo o de diamante (para cortar los porta-objetos).

Placa de vidrio, $10'' \times 12''$.

Cepillos para las manos, ásperos.

Una pequeña botella de boca ancha (para bálsamo en xylol).

Dos recipientes corrientes para agua.

ACCESORIOS:

Bálsamo del Canadá puro filtrado al papel.

Xylol.

Alcohol desnaturalizado (para limpiar las secciones).

Carborundo N.º 150.

Carborundo N.º 220.

Carborundo N.º 30-M.

Carborundo N.º 60-M.

Porta-objetos (25 mm. \times 45 mm.).

Vidrios cubre-objetos N.º 1 (de 20 mm. a 22 mm. de diámetro).

Cajas archivadoras.

MAQUINAS PARA EL DESGASTE DE SECCIONES Y MUESTRAS DE ROCAS

Una máquina para este objeto es un aparato sencillo y barato y consiste esencialmente de una o dos ruedas desgastadoras montadas sobre ejes verticales movidas eléctricamente o en otra forma. Tal máquina puede ser construída por cualquier mecánico y tratándose de compañías mineras o de laboratorios de investigación, parte del material necesario puede encontrarse fácilmente entre la maquinaria fuera de servicio. Para el operador individual existe siempre material aprovechable en los hacinamientos que puede ser utilizado a poco costo y en condiciones satisfactorias.

Las especificaciones que siguen se suministran con el objeto de exponer los más sobresalientes detalles de construcción de una máquina de dos ejes, movida a motor, aprovechable tan-

to en la preparación completa de secciones delgadas como en el pulimento rápido de cualquier muestra de roca.

RUEDAS DESGASTADORAS (LAPS)

Estas deben ser de fierro fundido de más o menos $10''$ de diámetro y $1''$ de espesor; en el centro debe poseer una fuerte protuberancia de un largo de $1\frac{1}{2}''$ a $2''$ y de un diámetro suficiente para permitir horadarla y hacer hilo de modo que las ruedas puedan ser atornilladas en los ejes de la máquina. Deben ellos modelarse dejando un corte de $1''$ de largo en los extremos y de $\frac{1}{4}''$ a $\frac{3}{8}''$ de sacado para asentar en el descanso superior del eje; la protección del eje se intensifica por un diseño apropiado del recipiente en el cual se le encierra al emplearse la máquina. La superficie de las ruedas desgastadoras debe ser perfectamente plana (1) y perfectamente alineadas. Cualquier hoyo o grieta en la superficie puede ser rellenada con plomo si pueden ser causa de dificultades en el desgaste.

EJES

Los ejes deben tener un diámetro de $1''$ a $1\frac{1}{4}''$, preferiblemente la última dimensión dado el peso de los discos desgastadores que ocasionaría vibraciones inconvenientes en la máquina. La longitud de los ejes debe estar entre $16''$ y $18''$ en forma de cono obtuso en el extremo inferior; el extremo superior debe terminar en tornillo para colocar el disco desgastador y poseer en la base del tornillo un collar de tope del mismo diámetro que el núcleo central del disco.

DESCANSOS:

La sollicitación sobre los descansos superiores es considerable, dado el peso de las ruedas o discos y la presión que se ejerce sobre ellos en el desgaste. Por esta razón los descansos superiores deben ser de un largo de más o menos $4''$ y de bronce fosforado, su lubricación ha de

(1) En el sistema de desgaste descrito en este trabajo, y empleado por el autor, se efectúa poco trabajo exactamente en el centro del disco y se ha encontrado ventajoso efectuar una depresión de alrededor $\frac{1}{4}''$ de profundidad y $2''$ de diámetro en este punto. Esto evita la formación de un pináculo en el centro de la rueda a medida que se desgasta ella con el uso y también sirve como receptáculo desde el cual, carborundo y agua, pueden ser distribuídos centrifugamente hacia el exterior, previa depositación en él.

ser conveniente y han de estar protegidos de arenillas y carborundo. Los descansos inferiores deben tener al menos $2\frac{1}{2}$ " de largo y el fondo de ellos debe encontrarse provisto de fibra dura que hace un buen asiento para el extremo cónico del huso. Descansos de apriete pueden emplearse también con ventaja.

OTROS DISPOSITIVOS:

A los discos debe rodeárseles de un receptáculo para colectar en él el lodo y el carborundo desprendidos durante el desgaste; estos receptáculos deben ser construídos de fierro galvanizado y será conveniente hacerlos de forma cuadrada adoptándose mejor así para todo propósito. Deben ser suficientemente grandes, dejando un claro conveniente a los discos en todo sentido, especialmente al frente y a la derecha del operador. Por ejemplo, si se emplean discos de 10" de diámetro, deberán adoptarse receptáculos de $16\frac{1}{2}$ " de lado; sus bordes deben ser más o menos 1" más altos que la superficie superior del disco. Un cerco o tabique interior circular de más o menos $8\frac{3}{4}$ " de diámetro y de una altura que alcance a dejar libre la cara inferior del disco, debe adaptarse mediante soldadura al fondo del receptáculo. Este cerco circular está colocado en tal forma, que él asienta justamente por debajo y hacia adentro del borde inferior de los discos, proyectándose hacia él, impidiendo la llegada de polvo de carborundo a los descansos. El borde de este anillo circular debe dejar un claro de 4" entre el borde de los discos y el receptáculo hacia el frente y a la derecha. Los receptáculos mismos deben estar mantenidos mediante una armadura liviana de madera, la que impide que se deformen; si esta armadura sobresale de la parte posterior del receptáculo puede empleársela como soporte para un anaquel en el cual puedan guardarse los frascos con carborundo y otros accesorios.

Ambos discos desgastadores pueden ser colocados uno al lado del otro, poniendo entre ellos un tabique de unas 6" de altura para impedir que el carborundo grueso del disco preliminar vaya sobre la rueda para el desgaste fino.

OBSERVACIONES GENERALES

Los ejes deben encontrarse montados cada uno de ellos en una sólida mesa provista de un soporte formado por tablones, o en su defecto

una buena armadura de fierro ángulo con patas o soportes de madera o fierro. Las poleas deben ser acanaladas para correa redonda; la velocidad de los ejes será aproximadamente 750 RPM.

Dos recipientes de forma y tamaño adecuados se requieren dispuestos en alguna forma para humedecer las ruedas (discos) durante el desgaste; pueden colocarse arriba sobre pequeñas plataformas unidos a la armadura o soporte general. Deben estar colocados en tal forma de modo que sean bien accesibles al operador de preferencia uno a su derecha para el uso durante desgaste grueso sobre el disco correspondiente y el otro a su izquierda sobre el disco fino. Los discos deben girar de izquierda a derecha (contrario a los punteros del reloj), pues es más fácil mantener un trozo o una sección en el lado de la mano derecha, donde la sollicitación va del operador hacia afuera que cuando ésta se ejercita en sentido contrario.

Las secciones pueden también pulirse en una máquina de un solo eje; pero, se pierde un tiempo considerable en el cambio de discos, al pasar del desgaste grueso al fino. En el caso de emplearse este tipo de máquina se recomienda tener receptáculos separados para cada disco y tener a cada uno de éstos en su propio recipiente en orden a evitar la contaminación del abrasivo fino con el grueso, lo que ocurriría si se empleara un solo receptáculo.

Si se desea pulir un pedazo de roca o muestra de mineral en una máquina como la descrita es necesario disponer de un disco suplementario sobre el cual se ha pegado una pieza de fieltro para fregar. La rueda puede ser calentada y puede usarse para pegarlo, bálamo duro del Canadá. Para un pulimento grueso pueden emplearse óxidos de fierro o carborundo 60-M y agua.

La máquina debe encontrarse rígidamente montada y próxima a un buen sumidero en orden a facilitar el lavado de las secciones y muestras y situada de modo de que disponga de suficiente luz de preferencia frente a una ventana grande. Una lámpara eléctrica protegida suspendida de modo que ilumine los dos discos será muy útil en los días oscuros y para el trabajo nocturno.

BALSAMO Y SU PREPARACION

Únicamente debe usarse para la materia en cuestión el mejor bálamo del Canadá para propósitos ópticos, filtrado al papel. Esta observación es muy importante porque un bálamo

mo de calidad inferior no es adaptable a estas operaciones; su empleo puede conducir a un total fracaso en las operaciones de desgaste. El bálsamo filtrado al papel es de un color amarillo suave y claro; es de consistencia sirruposa y en esta forma puede ser empleado en la preparación de ejemplares blandos y quebradizos. Para el montaje de las muestras de rocas él debe ser, no obstante, evaporado hasta que se presente duro en frío pero no demasiado quebradizo, presentando suficiente elasticidad para la firme cementación sobre el vidrio de la rebanada de roca, de manera que no se quiebre durante el desgaste. Una condición básica se habrá alcanzado si se ha conseguido evaporar el bálsamo alcanzando una consistencia apropiada.

En la preparación del bálsamo duro para el montaje se recomienda el siguiente procedimiento: una libra de bálsamo filtrado al papel se vacía en un platillo evaporador que se coloca en una placa o soporte caliente a una temperatura relativamente baja, dejándose evaporar lentamente. La consistencia del bálsamo es verificada de tiempo en tiempo, tomando de tiempo en tiempo una muestra con una varilla de vidrio y enfriándola con agua fría. Cuando la evaporación alcanza tal punto que ya comienza el endurecimiento, el bálsamo debe ser observado cuidadosamente y probado con los dientes. Si la evaporación no ha alcanzado el grado requerido, el bálsamo se pegará a los dientes y el bálsamo debe seguirse calentando hasta que pueda ser cortado, manifestando la menor tendencia a pegarse a los dientes. Cuando se alcanza este punto debe sacarse el bálsamo de la placa caliente y vaciarse dentro de un recipiente poco profundo, en la forma de una torta de estaño, el cual recipiente debe ser colocado sobre una superficie metálica fría o en un cazo o palangana con agua fría. Se permite al bálsamo que se solidifique en estas condiciones; pero antes de que esté completamente endurecido debe cortarse en trozos con un cuchillo fuerte; se le extrae del recipiente una vez endurecido invirtiéndolo y golpeándolo fuertemente sobre el borde de una mesa sobre la que se ha colocado una hoja de papel limpio.

En la forma descrita puede prepararse una cantidad facultativa de bálsamo; pero debe ser a continuación, convenientemente almacenada y mantenida libre de polvo en una caja cubierta u otro receptáculo. Cuando recién preparado el bálsamo no posee una consistencia apropiada para el montaje; pero el ulterior ablandamiento sobre el porta-objeto para el montaje del trozo

origina un principio de evaporación y lo deja en un grado conveniente de consistencia. Por otra parte, si la evaporación ha sido llevada muy lejos en primer lugar, la fragilidad originada por la sobre-evaporación se incrementará posteriormente cuando el bálsamo es reblandecido para el montaje, lo que originará dificultades durante el desgaste final en proporción a la fragilidad alcanzada.

Algunos operadores han empleado el bálsamo crudo (raw), para el montaje y preconizan el método de evaporar unas sobre el porta-objeto para cada sección individualmente. Este método se presta a varias objeciones: es difícil determinar exactamente el punto en que el bálsamo ha alcanzado su correcta consistencia para el montaje, sin referirnos a la dilación e inconvenientes ocasionados por equivocaciones acerca de la cantidad necesaria en cada caso; si se ha evaporado poco bálsamo el procedimiento debe ser repetido y si se ha evaporado demasiado el bálsamo se derramará sobre el porta-objeto y probablemente sobre la placa caliente, produciendo un ejemplar sucio y pegajoso difícil de montar. Se puede hacer una provisión de bálsamo duro para un año en un tiempo relativamente corto y si se ha tenido cuidado en su preparación no sólo se economizará tiempo en el montaje sino que se podrá tener la seguridad de que la consistencia del bálsamo será uniformemente correcta en todos los casos. La propia conveniencia y economía de tiempo alcanzada al tener un stock a la mano en toda circunstancia, recomiendan, en consecuencia, el uso del bálsamo duro para el montaje, dedicando a su preparación todo el tiempo necesario.

El bálsamo en xylol para el montaje de los cobre-objetos puede ser obtenido listo para su empleo en tubos o puede ser fácilmente preparado. Al remover el bálsamo duro del recipiente después de la evaporación se encuentran comúnmente algunos fragmentos que no son de tamaño conveniente o demasiado pequeños para el montaje. Estos fragmentos y los residuos del bálsamo de cementación empleado en el montaje pueden disolverse en suficiente xylol en orden a producir una solución de consistencia apropiada para emplearla en el montaje de los cobre-objetos. El bálsamo así preparado no requiere sino un tiempo relativamente corto para endurecerse y puede ser mantenido en una botella de cuello ancho de la cual puede extraerse con facilidad mediante un alambre con su extremo en forma de ojal; el tamaño del ojal determina la cantidad de bálsamo que levanta y

sus dimensiones dependerán de esta consideración. La botella deberá mantenerse tapada cuando no se la emplea a fin de evitar una evaporación del xylol. Si ésta llega a producirse y la solución se pone demasiado espesa puede diluirla mediante la adición de más xylol en la

proporción requerida. Tal solución de bálsamo duro en xylol es muy útil en la preparación de secciones de rocas blandas y quebradizas e igualmente en la preparación de secciones pulidas de minerales sulfurados los que a menudo se presentan muy fracturados y frágiles.



ESTUDIO SOBRE EL MERCADO DE FIERRO Y ACERO PARA LA USINA DE CORRAL

POR

Ingeniero VICTOR NAVARRETE

El presente estudio se refiere a las características del mercado de hierro y acero en Chile: importaciones, países de procedencia, puertos de internación, precios, etc., factores éstos que se han tenido en cuenta para determinar el programa industrial de la Compañía Electro-Siderúrgica a fin de satisfacer en las mejores condiciones económicas las necesidades de nuestro consumo.

I.—IMPORTACIONES

En el ANEXO 1 se consigna el movimiento general de la importación al país desde 1924 a 1929, de toda clase de materiales y elementos de hierro y acero, con sus respectivos valores puestos a bordo.

El promedio de estas importaciones ha sido el siguiente:

Clase de Producto	Total importado de 1924 a 1929	Promedio anual
FIERRO EN LINGOTES		
Tonelaje.....	37.331 Tons.	6.222 Tons.
Valor.....	\$ 11.670.907	\$ 1.945.151
PRODUCTOS LAMINADOS		
Tonelaje.....	734.080 Tons.	122.347 Tons.
Valor.....	\$ 341.137.271	\$ 56.856.211
PRODUCTOS MANUFACTURADOS		
Tonelaje.....	151.661 Tons.	25.227 Tons.
Valor.....	\$ 139.338.257	\$ 23.223.040
MAQUINARIAS, EQUIPOS, UTILES, HERRAMIENTAS, ETC.		
Tonelaje.....	633.684 Tons.	105.614 Tons.
Valor.....	\$ 1.487.983.387	\$ 247.997.231
Tonelaje total.....	1.556.756 Tons.	259.410 Tons.
Valor Total.....	\$ 1.980.129.822	\$ 330.021.633

En el resumen anterior se han tomado los precios CIF puertos chilenos, los que pueden aumentarse en un 75% aproximadamente para los productos laminados, y en un 40%, como término medio, para las maquinarias, a fin de tener los precios que han pagado los consumidores nacionales por estos artículos.

El consumo medio de hierro y acero en Chile equivale, aproximadamente, a 56 Kgs. por habitante, mientras que en los Estados Unidos de Norteamérica este consumo pasa de 350 kilogramos por persona, lo que pone de manifiesto la posibilidad de un fuerte aumento en nuestro consumo futuro contando con industria siderúrgica propia.

**

En el ANEXO 2 se incluyen los materiales de hierro y acero importados, que pueden fabricarse en el país directamente en usinas siderúrgicas completas, ya sea para su entrega inmediata al mercado o para transformación ulterior en manufacturas de fácil elaboración.

El tonelaje medio anual, para los últimos seis años fué de 168,436 Tons., con un valor, puesto a bordo en los puertos de internación, de \$ 100.287,510. En el año 1929 se importaron 242,506 Tons. con un valor de \$ 120.545,787, de estos materiales cuya fabricación en el país, no ofrece dificultad técnica alguna.

Los materiales comprendidos en el Anexo 2 se pueden clasificar en dos grupos de acuerdo con la conveniencia económica de iniciar su fabricación en el país.

PRIMER GRUPO

En este grupo se han incluido los materiales de hierro y acero, cuya elaboración requiere trenes laminadores livianos inferiores a 500 milímetros y, por consiguiente, de menor costo y reducida capacidad de producción.

El tonelaje medio de importación anual para este grupo ha sido, como puede observarse, de 86,329 toneladas con un valor Cif. de \$ 39.432,380 y de un valor representativo, aproximado, de \$ 66.935,000 para los consumidores de este material.

SEGUNDO GRUPO

Este grupo comprende los productos laminados de mayor peso unitario, que exigen trenes laminadores de dimensiones superiores a 500 milímetros e inferiores a 850 milímetros y trenes laminadores especiales que son de un mayor costo de instalación y que requieren naturalmente un mayor tonelaje de producción anual para su explotación económica.

Los materiales en referencia son los siguientes:

PRODUCTOS	Promedio anual desde 1924 a 1929 inclusivos		Precio unitario Cif.
	Toneladas	Valores Cif.	
Fierro en lingotes.....	6,222	1,945,151	\$ 312.67
Fierro y acero en barras sin labrar	44,430	18,032,538	405.86
Alambre de fierro y acero.....	15,862	8,251,959	520.—
Cables alambre fierro y acero	988	1,995,764	2,020.—
Flejes, aros y zunchos	1,374	890,477	648.09
Resortes para carruajes y carretones, etc.	1,830	2,615,106	1,429.01
Ejes para carruajes y carretones, etc.	1,830	2,615,106	1,429.01
Rieles livianos	6,000	3,048,000	508.—
Eclisas para FF. CC.	3,541	3,690,088	1,042.10
Clavos, clavitos y clavos rieleros	2,662	2,370,513	890.83
Tornillos, pernos, tuercas y golillas	2,717	3,435,114	1,264.77
	86,329	\$ 39,432,380	

PRODUCTOS	Promedio anual desde 1924 a 1929 inclusivos		Precio unitario Cif.
	Toneladas	Valores Cif.	
Fierro en planchas, liso estañado o galvanizado.....	1,304	\$ 1.064,648	\$ 816.44
Fierro en planchas, sin pintura ni galvanismo.....	21,499	9.513,103	422.51
Fierro en planchas, acanaladas con o sin galvanismo	4,632	3.411,501	736.68
Hojalata	7,359	5.893,649	806.88
Rieles para FF. CC.	26,400	11.059,212	418.91
Cañerías, caños y tubos de fierro y acero	18,075	15.672,340	867.12
	79,269	46.614,543	

Este Segundo Grupo da un tonelaje de 79,269 toneladas anuales para los últimos seis años, con un valor Cif. en puertos de internación de \$ 46.614,543 lo que corresponde aproximadamente a \$ 79.244,723 como costo para el consumidor.

II.—PAISES DE PROCEDENCIA Y PUERTOS DE INTERNACION DE LOS MATERIALES IMPORTADOS

La procedencia de los materiales importados ha sido grandemente influenciada por la guerra mundial como puede observarse por el gráfico de "Importación de fierro y acero en barras desde 1912 a 1928" (Anexo 3) y por el gráfico de "Importación de rieles desde 1912 a 1928" (Anexo 4).

De estos gráficos se deduce que los industriales belgas, alemanes, norteamericanos e ingleses, enumerados por orden de importancia del tonelaje que importan al país, nos proveyeron antes de la guerra, de fierro y acero en barras y perfiles; y los fabricantes norteamericanos, alemanes, belgas e ingleses suministraron los rieles para ferrocarriles.

Durante la guerra, los Estados Unidos e Inglaterra fueron nuestros únicos proveedores de toda clase de materiales de fierro y acero.

En el período posterior a la guerra figuran como principales proveedores los fabricantes belgas, norteamericanos, alemanes e ingleses.

En el cuadro siguiente se indica por orden de importancia, los países que nos han suministrado materiales de fierro y acero en barras y perfiles, durante el período comprendido entre 1924 a 1928.

PAISES DE PROCEDENCIA	Promedio anual 1924-1928 Toneladas	Porcentaje del total importado
Bélgica	21,720	58,50%
Estados Unidos de N. A.	5,936	16,07%
Alemania	5,174	13,94%
Inglaterra.	2,915	7,85%
Otros países	1,353	3,64%
Total.....	37,098	100,00%

En los mismos gráficos, Anexos 3 y 4, se señalan los puertos chilenos de importación para rieles y materiales de hierro y acero en barras y perfiles, ocupando Valparaíso, Antofagasta y Talcahuano los primeros lugares antes y durante la guerra. En el período posterior a la guerra, Valdivia adquiere una importancia especial en las importaciones debido al gran desarrollo que han alcanzado en esa zona las manufacturas metálicas.

En el cuadro siguiente se indica la distribución, por puertos, de la importación de hierro en lingotes, barras, perfiles y alambres:

PUERTOS DE INTERNACION	Promedio anual desde 1924-1928 Toneladas	Porcentaje de internación
Puertos al norte de Valparaíso	12,739	22,35%
Valparaíso	31,591	55,42%
Talcahuano y Valdivia	11,625	20,39%
Puertos al sur de Valdivia	1,109	1,84%
Total	57,064	100,00%

Cabe observar que la región sur del país consume un mayor tonelaje de estos materiales, que los anotados en el cuadro anterior, debido al hecho de que muchas firmas importadoras desembarcan en Valparaíso sus pedidos para reexpedirlos en seguida a esos centros de consumo por los ferrocarriles o por la línea de cabotaje.

III.—PRECIOS DEL MERCADO

Como nuestro país, por carecer de industria siderúrgica, debe proveerse de materiales de hierro y acero de centros productores extranjeros, los precios del mercado interno están subordinados a diversos factores como son los costos de producción en los países productores; fletes marítimos y terrestres, las alteraciones provocadas en el mercado mundial por la oferta y la demanda, los conflictos bélicos, huelgas, formaciones de trusts o carteles internacionales, etc., que repercuten en nuestro país provocando fluctuaciones en el precio de los materiales que importamos para el consumo.

Estas fluctuaciones quedan de manifiesto al consignar los precios que, a través de los años

se han pagado en Chile, por materiales de hierro y acero en barras, puestos a bordo en puertos de internación.

AÑOS	Precio p. ton.	AÑOS	Precio p. tn.
1906	\$ 354.—	1918	\$ 1,031.—
1907	360.—	1919	876.—
1908	444.—	1920	918.—
1909	450.—	1921	961.—
1910	450.—	1922	590.—
1911	450.—	1923	598.—
1912	270.—	1924	591.14
1913	270.—	1925	498.73
1914	270.—	1926	433.50
1915	270.—	1927	259.31
1916	470.—	1928	253.76
1917	858.—	1929	335.71

Del cuadro anterior, que contiene los precios unitarios que registran las estadísticas aduaneras, se desprende que el precio medio de la tonelada de hierro y acero en barras, antes de la guerra fué de \$ 369.— cif. puertos chilenos; que los altos precios alcanzados por este material durante la guerra se mantuvieron hasta el año 1923 y, finalmente, que el precio medio para los últimos 6 años, (1924-1929) que pueden considerarse normales dentro de la producción y comercio de hierro y acero, ha sido de \$ 420.35 la tonelada puesta a bordo.

Marcadas fluctuaciones de precio se han observado también en las adquisiciones de grandes partidas de rieles, hechas en propuestas públicas por la Empresa de los Ferrocarriles del Estado, como queda de manifiesto por los siguientes datos:

AÑOS	Precio medio cif. por tonelada \$ de 6d.	AÑOS	Precio medio cif. por tonelada \$ de 6d.
1914	\$ 300.—	1921	\$ 400.—
1914	270.—	1922	380.—
1915	400.—	1923	350.—
1916	520.—	1924	330.—
1917	650.—	1925	320.—
1918	590.—	1926	310.—
1919	520.—	1927	336.—
1920	460.—	1928	388.—

En los gráficos de los Anexos 5 y 6 están indicados los tonelajes y precios medios cif. de fierro en lingote, fierro en barras, rieles, planchas, alambres y cañerías durante el período comprendido entre los años 1910 y 1929.

Los precios por tonelada de los principales materiales que se han importado en los últimos 6 años han sido los siguientes:

PRODUCTOS	1924	1925	1926	1927	1928	1929
Fierro en lingotes	\$ 434.—	\$ 430.63	\$ 292.80	\$ 222.52	\$ 201.26	\$ 216.67
Fierro en barras	541.14	498.73	433.50	359.31	353.76	335.71
Fierro en planchas	370.06	523.08	419.50	462.91	429.19	445.52
Rieles	561.24	461.—	282.77	587.—	522.38	307.14
Alambre	647.46	624.73	534.29	444.41	403.69	509.27
Cañerías	1,186.29	958.85	1.121.69	788.12	602.26	681.11

Estos precios son por materiales puestos a bordo, sin incluir derechos de importación y deben considerarse como precios medios, ya que ellos se refieren solamente al tipo de los productos en general y no a sus dimensiones y calidades, factores éstos que hacen variar el precio de cada material en particular.

Los derechos vigentes de importación son los que se indican a continuación:

	Por tonelada
Para fierro en lingotes	\$ 10.—
Para fierro en barras	50.—
Para rieles	50.—
Para planchas	50.—
Para alambre	25.—

Con respecto ahora a la venta al detalle, que tiene importancia para los materiales de consumo más generalizados, como fierro en barras y perfiles, alambres, etc., los precios corresponden aproximadamente, al valor del material Cif. recargado, como minimum, en un 75% y ellos varían grandemente según la localidad del país.

Las cotizaciones medias en 1929, para ventas al detalle en Santiago, pueden resumirse en las siguientes cifras:

	El kilogramo
Fierro y acero de 3/8" a 1 3/4"	\$ 0.50 a 0.55
Fierro y acero plano (dimensiones cortas)	0.60 a 0.65
Perfiles L. T. I. U, etc.	0.65 a 0.70
Acero para herramientas	2.20 a 3.50
Acero para minas, ejes, resortes, etc.	1.20 a 1.80
Acero para cinceles	6.— a 6.50

En las demás provincias estos precios son superiores a los indicados para Santiago debido

a los mayores gastos de transporte y principalmente a la falta de un stock suficiente.

Como dato ilustrativo, se indican a continuación los precios en el extranjero para fierro en bruto, fierro en barras y rieles, y los precios de estos mismos materiales, puestos en almacén en los puertos de internación en Chile. Se han tomado para esta comparación los precios del año 1929:

PAISES	Fierro Fierro Rieles		
	en bruto	en barras	
	\$	\$	\$
Estados Unidos	146.43	371.25	354.75
Alemania	164.—	282.—	276.—
Bélgica (precio de) ...	132.50	250.—	260.—
Francia (exportación) ..	132.50	250.—	260.—
Luxemburgo	132.50	250.—	260.—
Inglaterra	140.50	221.58	330.—
Chile (puesto en almacenes)	341.67	400.71	372.—

Como se ve, los precios de los materiales de fierro y acero laminados, puestos en almacenes en los puertos de internación del país, comparados con los precios de los países que nos proveen, se recargan de 80 a 150 pesos por

tonelada por el capítulo de fletes, seguros, comisiones, derechos aduaneros, descargas en puertos, etc.

* * *

Los precios por ventas al detalle en el extranjero, por materiales puestos en almacenes, pueden apreciarse por las cotizaciones de la revista V. D. I. de 5 de Marzo de 1930:

MATERIALES	Berlín	Breslau	Dussel-
	\$	\$	dorf \$
Fierro en barras.....	400.—	460.—	390.—
Fierro en perfiles.....	390.—	460.—	380.—
Zunchos	480.—	560.—	490.—

Los datos precedentes permiten, pues, dar por sentado que el establecimiento de una usina siderúrgica en Chile de 50,000 toneladas de capacidad, contaría con amplio mercado para sus productos dejando aún margen para ensanches futuros que garantizarían también su rentabilidad. Lo anterior, sin tomar en cuenta la fabricación de manufacturas que lógicamente se establecerán en el país como industrias derivadas.

IV.—PROGRAMA DE EXPLOTACION ADOPTADO POR LA COMPAÑIA

Al considerar la explotación de la Usina Siderúrgica de Corral para 50,000 toneladas anuales de producción, es evidente que sólo se puede tomar en cuenta la clase de productos laminados que sea capaz de elaborar económicamente la usina proyectada.

La circunstancia especial de ser ella la primera que se instale en el país, le da ciertas ventajas en la elección de los tipos de materiales que deben elaborarse, ya que adoptará aquéllos que le representen un mayor margen de utilidad y rápida colocación en el mercado.

De acuerdo con este criterio, se ha tratado de establecer en líneas generales la clase de materiales, con su correspondiente tonelaje, que más convenga fabricar a la usina siderúrgica de Corral, tomando como base las estadísticas oficiales (Anexo 2) que se refiere a la importación de productos laminados y manufacturados de fácil elaboración en el país.

1) FIERRO EN LINGOTES.—Con respecto a este material se puede contar con una importación media anual de 6,222 toneladas, de las cuales, 2,000 aproximadamente corresponden a fierro en lingote con alta ley de silicio, y el saldo de 4,222 toneladas a lingotes de baja ley de silicio. Con el objeto de no variar la marcha de los altos hornos para la fabricación de lingote de alta ley de silicio, lo que requiere altas temperaturas, se puede obtener el mismo resultado agregando 20 a 40 kilos de ferro-silicio de 50% de ley al fierro líquido en el momento de la sangría del alto horno a fin de subir a 2 y 3% el contenido de silicio en el lingote.

2) FIERRO Y ACERO EN BARRAS.—La importación de este material ha sido de 44,430 toneladas como promedio anual para el período de los años 1924 a 1929 inclusive. En esta partida están incluidos los aceros laminados desde los perfiles pequeños para concreto armado, etc., hasta los perfiles mayores para construcciones metálicas.

Como en las estadísticas oficiales no se lleva una especificación de los diversos perfiles o dimensiones de las barras que se importan, se hace difícil determinar exactamente el tonelaje laminable en Corral para los distintos tipos de materiales. En vista de esta circunstancia, no hay datos suficientes para calcular la parte de materiales que corresponde al consumo de perfiles pequeños, medios y mayores. Sin embargo, se puede establecer, que son escasas las construcciones que exigen perfiles mayores.

La creciente aplicación del concreto armado, como también las necesidades de la agricultura, minería, ferrocarriles y otras industrias importantes, van exigiendo paulatinamente un mayor consumo de perfiles medios y pequeños.

Una investigación efectuada por el suscrito en 1924, a base de estadísticas particulares y de los datos proporcionados por los consumidores en grande escala, dejó de manifiesto que aproximadamente el 90% del tonelaje importado de fierro y acero en barras, se podría fabricar en el país en condiciones económicas.

La Comisión Siderúrgica del Ministerio de Fomento, estudiando en 1928 este mismo punto, fijó en un 88% del total importado, el material laminable en Chile para una planta comercial en pequeña escala.

Llegó a este porcentaje después de una prolija consulta a los grandes consumidores de fierro y acero, cuyos resultados indican a continuación:

CONSUMIDOR	Importado	Laminable	%
	Tons.	Tons.	
Braden Copper Co.....	550	489	89
Andes Copper Mining Co.	295	262	89
Chile Exploration C.º	550	396	72
Consumo Maestranzas Valdivia	3,500	2,811	80
Inspección de Puentes	2,600	1,749	80
Empresa de los FF. CC. del E.	1,600	1,460	85
Consumo resto del país	26,905	24,840	92
Totales.....	36,000	32,007	88

En atención a las cifras anteriores se puede establecer en definitiva, con bases suficientes de seguridad, de que le será posible a la Usina de Corral colocar en nuestro propio mercado, sin mayor dificultad, 40,000 toneladas de fierro y acero en barras de las dimensiones corrientes, como *mínimum*.

Confirma esta apreciación el hecho de que la importación de este material en 1929 ha sido superior a 80,000 toneladas, consumo que necesariamente irá en aumento debido al incremento natural de la población y a la evolución hacia un mayor industrialismo que deberá operarse en el país.

3) FIERRO EN PLANCHAS.—Su importación total se aproxima a 28,000 toneladas como promedio anual para los últimos 6 años.

La fabricación de planchas en el país no sería comercial, desde un principio, ya que su elaboración económica requiere un tonelaje muy superior al consumo actual, salvo el caso que su producción se combinara con la laminación de rieles y vigas pesadas para un tonelaje en conjunto no inferior a 75,000 toneladas por año.

El material de planchas importado se puede dividir en dos categorías: planchas de espesores superiores a 3 mm. y planchas de espesores inferiores a 3 mm., las primeras se utilizan en el país para la fabricación de calderas, cajas de fondos, cocinas, etc. y su tonelaje es reducido. Las planchas de espesor inferior a 3 mm. se importan principalmente para techos y otros usos industriales, ya sea galvanizado o pintado, o bien para ser galvanizado y pintado en establecimientos del país.

El tonelaje de importación que corresponde a planchas inferiores a 3 mm. fluctúa entre 20,000 y 24,000 toneladas por año.

4) HOJALATA COMUN.—La importación de este material, que son planchas estañadas de espesores inferiores a 1 m/m. alcanza a un promedio de 7,359 toneladas anuales.

Este material se elabora en laminadores de pequeña capacidad, cuya instalación se justificaría para el consumo nacional.

5) RIELES.—La importación media anual de rieles es de 26,400 toneladas, de las que un 80% aproximadamente, corresponde a rieles de un peso de 25 a 50 kilos por metro lineal, y el 20% restante, es decir, 5,280 toneladas, a rieles livianos para líneas Decauville, minas, etc. que tienen pesos inferiores a 15 kilos por metro lineal. La instalación de un tren laminador, para rieles pesados únicamente, no se justificaría, por el momento, debido a que su explotación económica requiere una producción anual no inferior a 90,000 toneladas, cifra que corresponde al triple de nuestro consumo.

Sin embargo, se podrá fabricar en la Usina de Corral, la totalidad de rieles livianos y reelaminar rieles pesados excluidos del servicio en perfiles de 15 a 25 kilos por metro lineal.

La elaboración de rieles y vigas pesadas, conjuntamente con la fabricación de planchas y cañerías soldadas, sobre la base de una explotación combinada de 75,000 toneladas por año, podría ser una solución económica que permitiría iniciar en el país la fabricación de estos materiales.

Para el desarrollo de este programa sería necesario disponer de un tren laminador de 750 m/m. destinado a la elaboración de rieles de 25 a 45 kilos y de vigas hasta el perfil normal número 25, y para la laminación de fierros planos, que se usan como materia prima en trenes laminadores especiales para la fabricación de planchas. Dichos trenes laminadores, trabajando en turno de 10 horas por día, podrían fácilmente producir 75,000 toneladas en 300 días de trabajo por año.

Como dato ilustrativo se puede decir que para que una usina que produzca rieles, vigas, planchas, fierro en barras y alambre, sea rentable, se necesita una producción diaria de 400 a 500 toneladas es decir, de 120 a 150,000 toneladas al año.

Pero cuando se trata solamente de elaborar fierro en barras, perfiles y alambre, lo que requiere trenes laminadores mercantiles de 500 m/m., 300 m/m y 260 m/m. se puede llegar hasta una producción de 30,000 toneladas anuales para una explotación económica de la Usina

6) ALAMBRE.—De las 16,862 toneladas de alambre que se han importado como prome-

dio anual desde 1924 a 1929 inclusive, 4,000 toneladas aproximadamente corresponden a alambre de 5 a 8 m/m. de diámetro y el saldo de 11,862 toneladas, a alambre estirado en frío de los números 8, 10, 12 y 15.

Por lo menos unas 14,000 toneladas de este material se podría colocar fácilmente en nuestro mercado, producción susceptible de aumentarse considerablemente con las manufacturas derivadas como cables, clavos de alambre, mallas para cercos, etc.

7) FLEJES, AROS Y ZUNCHOS.—La importación media de este material ha sido en los últimos años de 1,374 toneladas, material que totalmente puede fabricarse en el tren laminador de 300/260 m/m. que se consulta para la Usina de Corral.

8) ECLISAS, CLAVOS, PERNOS, TUERCAS Y REMACHES, ETC.—Con respecto a las 8,920 toneladas que se han importado en total anualmente por el capítulo de eclisas y clavos rieleros, clavos corrientes y pernos, tuercas y remaches, que corresponden a manufacturas sencillas que se hacen actualmente en el país, se calcula que por lo menos la Usina de Corral podrá abastecer, sin dificultad alguna, a excepción de las eclisas continuas, el material laminado necesario para la elaboración de unas 7,000 toneladas de estos elementos, cuya fabricación requiere 9,100 toneladas de fierro en barras, tomando un 30% como pérdida de material en su elaboración.

El reciente aumento de los derechos aduaneros de 0,45 a 0,90 centavos por kilo de pernos; de 0,09 a 0,30 por kilo de clavos; de 0,045 a 0,30 centavos por kilo de remaches, etc., hacen difícil la importación total de estos productos manufacturados, los que se están ya confeccionando en diversas fábricas instaladas en Chile que disponen de una capacidad productora suficiente para este objeto. Como antecedente que corrobora esta apreciación, se puede citar el caso de una fábrica instalada últimamente en Santiago para la elaboración de pernos rieleros de seguridad, de fabricación especial, y que en la actualidad su producción, que pasa de 100 toneladas por mes, ha logrado reemplazar totalmente al material similar importado.

9) RESORTES, EJES Y CADENAS, ETC.—El tonelaje medio total que se importa al país en resortes y ejes para carruajes y carretones, de cadenas, topes, graseras y piezas de fierro para carros, alcanza a 2,722 toneladas. Para la elaboración de estos elementos, cuya fabricación no ofrece mayores dificultades, se requiere unas 3,200 toneladas de materias primas

que puede proporcionar sin inconveniente la usina de Corral.

10) RUEDAS, LLANTAS Y TOPES PARA FERROCARRILES.—Las llantas para ruedas de ferrocarril se fabrican en laminadores especiales que necesitan contar para que sean rentables con una producción mínima de 10,000 toneladas anuales.

La elaboración de ruedas, topes, cajas graseras y frenos para ejes que son materiales fundidos, pueden fabricarse fácilmente en el país si se dispone de la materia prima adecuada.

11) CAÑONES Y CAÑERÍAS.—La importación media anual es de 18 075 toneladas, comprendiendo toda clase de cañerías.

Con respecto a su fabricación se puede clasificar en cañerías laminadas con costura y sin costura, estas últimas podrían fabricarse por procedimientos especiales en planteles de producciones reducidas, de manera que su elaboración en el país, no encontraría tropiezos.

Las cañerías fundidas que usan principalmente para agua potable u otros usos, pueden fabricarse sin ningún inconveniente, requiriéndose para ello fundición gris de buena calidad e instalaciones sencillas y de fácil manejo.

Del análisis anterior se desprende que la Usina de Corral puede disponer, desde un principio, de un mercado probable de 78,000 toneladas aproximadamente, en materiales de fabricación comercial en el país.

MATERIALES	Mercado Probable Tons.	Importación en 1929 Tons.
Fierro en lingotes.....	6 222	7 809
Fierro y acero en barras..	40 000	81,092
Rieles livianos, peso inferior a 15 kilos por metro	5 280	6 584
Alambre laminado, diám. sub. a 5 mm.	4 000	6 000
Alambre estirado, diám. inf. a 5 mm.....	10 000	19 858
Flejes, aros y zunchos....	1 374	2 611
Material laminado para eclisas corrientes, pernos, remaches, etc.....	8 450	8 450
Material para resortes, ejes y cadenas	2,600	2,600
Total de productos en bruto, laminados y estirados	77,926	135,004

Para la elaboración de los materiales indicados en la lista anterior se requieren trenes laminadores livianos de dimensiones inferiores a 500 m/m., de igual capacidad a los consultados para la Usina de Corral, de manera que sólo es cuestión de disponer de un juego suficiente de rodillos para obtenerlos en sus diversas dimensiones comerciales.

Como futuro ensanche de la producción de la Compañía, ya sea en el mismo Establecimiento de Corral o en una Usina especial ubicada en otro punto que pueda abastecerse en forma económica de energía eléctrica de la Central de Huilo-Huilo, se puede contar con un tonelaje de 73,989 en planchas, rieles pesados, cañerías, etc.

MATERIALES	Mercado Probable	Importación en 1929
Fierro en planchas de diversas clases	27,345	35,200
Rieles pesados	21,120	32,922
Hojalatas	7,359	8,562
Cañerías, caños y tubos fe. y acero	18,075	26,913
Total	73,989	103,597

Como se ha observado anteriormente, la elaboración de este material podría efectuarse en trenes laminadores pesados, para una producción combinada de 75,000 toneladas como máximo en total.

En los cálculos anteriores no se ha considerado la circunstancia probable de que ciertas empresas extranjeras en Chile, sigan abasteciendo su consumo de fierro y acero de sus respectivos países.

Tampoco se ha considerado la posibilidad de que la Compañía puede disponer de una exportación de parte de sus productos a la República Argentina, Perú, Bolivia, etc., y especialmente de fierro en lingotes de los altos hornos eléctricos, material que, debido a su excelente calidad, tiene en todos los mercados, un sobre precio de 2 a 10 dólares por toneladas.

De acuerdo con las consideraciones anteriores y por la circunstancia especial de que la Usina de Corral, por ser la primera planta

productora de fierro y acero en el país, pueda controlar a voluntad nuestro mercado interno, la Compañía se ha trazado el siguiente programa de producción inicial que incluye los productos de mayor demanda y de mayor margen de utilidad en su fabricación.

	Toneladas
Fierro en lingotes	4,000
Fierro y acero en barras de dimensiones com.	18,000
Fierro y acero en perfiles	18,000
Alambre galvanizado y sin galvanizar	10,000
Total	50,000

No obstante que los trenes laminadores de 500-300 y 260 m/m. contemplados para Corral, pueden laminar más de 1,000 secciones diversas, en el proyecto se ha consultado únicamente los rodillos necesarios para 350 perfiles, con lo cual la Usina quedará en condiciones de satisfacer en cualquier momento las necesidades del mercado nacional para esta clase de materiales.

Los 350 perfiles consultados se distribuyen como sigue:

	Secciones diferentes
Fierro redondo	55
Fierro cuadrado	45
Fierro plano	137
Fierro ángulo de alas iguales	55
Fierro ángulo de dos alas desiguales	12
Fierro T.	11
Fierro doble T.	7
Fierro media caña	6
Fierro U.	6
Fierro exagonal	8
Rieles livianos	4
Alambre estirado	4
Total	350

En el tren laminador de 300/260 mm. se elaborarán materiales de las dimensiones siguientes:

SECCIONES	Dimensiones	Kilo por mt. corrido
Fierro redondo de	12 a 40 mm. diámetro	0,89 a 9,86 kls.
Fierro cuadrado de	12 a 40 mm.	1,13-12,56 >
Fierro plano de	15 a 60 mm. × 3 a 10 mm. de espesor	0,353-4,71 >
Fierro ángulo de.....	15 a 35 mm. × 4 a 6 mm. de espesor	0,82 a 3,04 >
Fierro T de	15 a 35 mm. × 2,5 a 4,5 mm. de espesor	1,10 a 2,33 >
Fierro exagonal de	10 a 40 mm.	0,68 a 10,87 >

En el tren laminador de 500 mm. se podrían laminar los siguientes materiales:

industrial adoptado por la Compañía Electro-Siderúrgica para la Usina que con capacidad

SECCIONES	Dimensiones	Kilo por mt. corrido
Fierro y acero redondo	40 a 100 mm.	9,86 a 61,65 Kls.
Fierro y acero plano	40 a 90 mm.	12,56 a 63,58 >
Fierro y acero ángulo	40 a 90 mm. × 4 a 13 mm. espesor	2,42 a 17,11 >
Fierro y acero T	40 a 80 mm. × 5 a 9	2,96 a 10,68 >
Fierro y acero U	60 a 120 mm. altura	5,96 a 13,40 >
Fierro y acero Doble T	80 a 140 mm.	5,95 a 14,40 >
Rieles	50 a 80 mm. alto	6,50 a 15,00 >
Fierro exagonal	40 a 80 mm.	10,87 a 43,51 >
Fierro media caña	40 a 100 mm.	4,93 a 31,82 >

Las conclusiones que fluyen del análisis en detalle del mercado, precios y posibilidades técnicas de fabricación, concuerdan en demostrar la practicabilidad comercial del programa

inicial de 50,000 toneladas esta empresa proyecta instalar en Corral.

Santiago, Octubre de 1930.

**RESUMEN DE LA IMPORTACION DE MATERIALES, ARTEFACTOS Y MAQUINARIAS DE FIERRO Y ACERO
EN LOS ULTIMOS SEIS AÑOS
ESTADISTICAS OFICIALES**

PRODUCTOS	1913	1924	1925	1926	1927	1928	1929	Total importado desde 1924 a 1929	Promedio anual	Valor medio por ton. sin derechos de importa- ción
FIERRO EN LINGOTES:										
Tonelaje	4,544	4,901	6,740	4,742	6,392	6,747	7,989	37,331	6,222	
Valor (en \$)	726,507	2,126,783	2,992,464	1,389,502	1,422,371	1,187,968	2,472,907	11,679,907	1,945,151	312,67
PRODUCTOS LAMINADOS:										
Tonelaje	140,254	123,237	190,877	83,783	107,341	131,231	187,621	734,090	122,347	
Valor (en \$)	51,285,687	68,234,647	49,559,056	26,826,097	53,534,213	54,400,934	78,516,384	341,137,271	56,856,211	464,71
PRODUCTOS MANUFACTURADOS DE FACIL ELABORACION										
Tonelaje	34,714	27,225	26,825	26,197	19,252	20,215	21,947	151,661	25,227	
Valor (en \$)	28,104,987	29,540,819	26,519,406	28,299,292	16,590,166	21,197,895	16,590,679	139,388,257	23,223,040	918,74
MAQUINARIAS, EQUIPO, UTILS, HERRAMIENTAS, REPUESTOS:										
Tonelaje	99,825	74,379	97,889	140,333	88,569	87,679	144,955	633,654	105,614	
Valor (en \$)	186,161,547	196,178,112	248,779,309	226,147,159	212,758,774	224,887,096	379,232,937	1,487,983,387	247,997,231	2,348,14
Tonelaje total de importación.....	278,840	229,742	212,251	255,075	221,494	255,862	362,176	1,556,756	259,410	
Valores totales (en \$)	264,278,688	296,308,281	328,090,265	292,656,960	284,385,524	301,843,885	476,593,100	1,900,129,822	330,021,633	

Santiago, 16 de Junio de 1930.

VICTOR M. NAVARRETE.

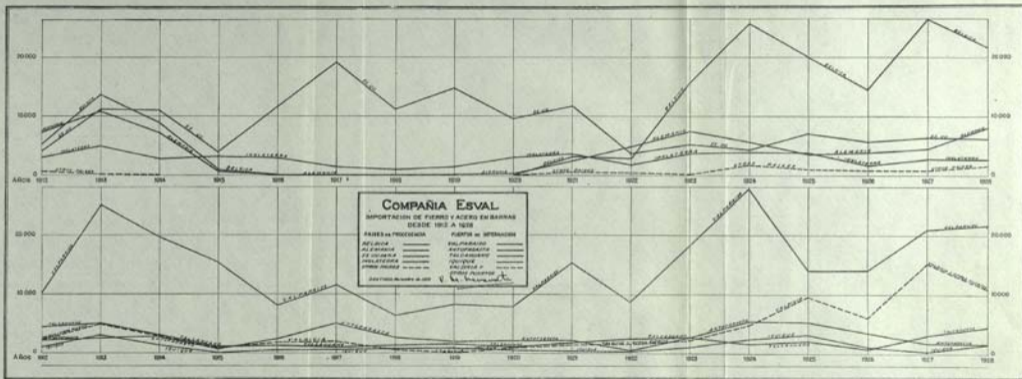
IMPORTACION DE PRODUCTOS LAMINADOS Y MANUFACTURADOS DE FACIL ELABORACION

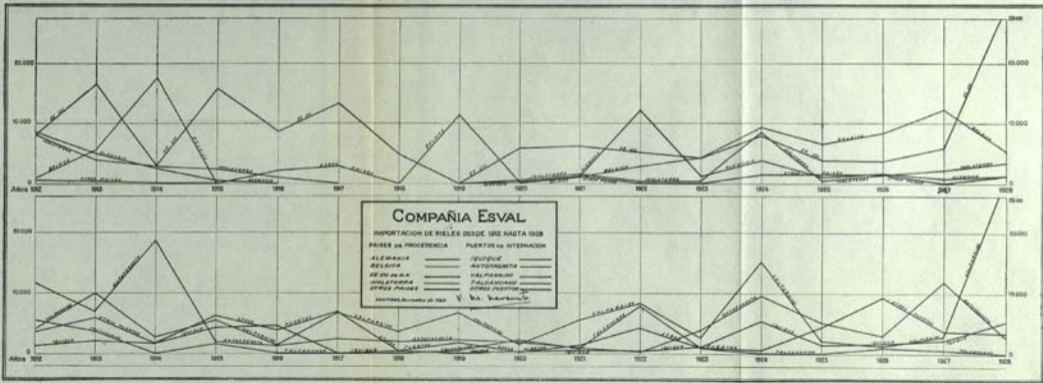
(Cuadro estadístico confeccionado por la Compañía y revisado por la Superintendencia de Aduanas)

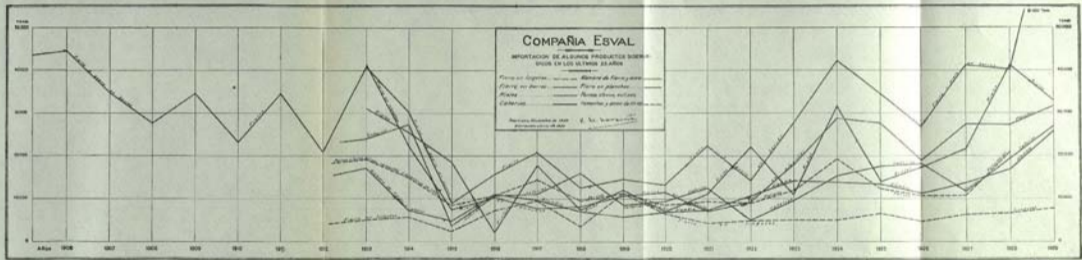
PRODUCTOS	1924			1925			1926			1927			1928			1929			1930		
	Tons.	Valor	Precio Unita-rio	Tons.	Valor	Precio Unita-rio	Tons.	Valor	Precio Unita-rio	Tons.	Valor	Precio Unita-rio	Tons.	Valor	Precio Unita-rio	Tons.	Valor	Precio Unita-rio	Tons.	Valor	Precio Unita-rio
Hierro en bruto.....	4,901	2.126,793	434.—	6,748	2.902,464	430.63	4,742	1.388,502	292.30	6,392	1.422,371	222.52	6,747	1.387,960	201.26	7,089	2.472,907	316.67	6,222	1.945,151	312.67
Hierro y acero en barras sin labrar de todas formas.....	42,358	22.921,746	541.14	34,768	17.348,039	498.73	26,871	11.651,240	433.30	41,279	14.831,939	369.31	48,216	14.227,071	333.76	81,092	27.223.196	335.71	44,430	18.032,538	405.86
Hierro en planchas, lino, estándulo o galvanizado.....	1,839	1.680,116	879.10	1,336	1.263,468	811.99	1,969	1.798,977	913.55	1,510	1.189,513	787.76	449	226,085	503.50	500	309,733	619.66	1,304	1.064,634	816.44
Hierro en planchas, lino, sin pintura ni galvanismo.....	21,401	7.993,821	379.86	19,901	10.418,963	523.00	19,371	4.351,731	619.50	20,957	9.701,125	461.92	24,433	10.486,627	429.19	31,725	14.124,348	448.52	21,499	9.513,103	442.51
Hierro en planchas acamala- do con o sin galvanismo.....	4,966	3.962,106	797.35	6,058	4.399,048	722.41	6,477	4.576,656	752.50	4,941	3.512,018	710.79	2,349	1.636,688	696.75	2,975	2.084,031	709.51	4,612	3.411,591	736.68
Alambre de fierro o acero con o sin púas para cer- cas y otros usos.....	13,828	8.951,151	647.46	13,403	8.373,312	626.73	11,230	6.000,852	534.29	13,368	6.163,067	444.41	16,911	6.385,194	483.65	25,858	13.168,953	509.27	15,262	8.251,959	520.26
Hojalata.....	8,847	8.094,858	914.97	8,442	5.240,710	811.97	8,043	6.400,908	793.—	8,486	4.169,452	760.81	6,776	5.193,904	766.51	8,562	4.631,959	774.50	7,339	5.893,649	800.55
Cables de alambre, de fierro o acero.....	918	1.863,729	2,048.05	965	2.053,341	2,127.81	1,032	2.009,257	1,946.95	776	1.435,728	1,851.45	957	1.809,040	1,973.90	1,209	2.722,609	2,112.09	988	1.995,765	2,020.—
Flejes, aros y zunchos de fierro o acero.....	1,456	1.348,767	814.47	1,425	1.320,816	926.59	372	504,994	882.85	531	646,688	716.18	1,853	576,976	547.84	2,611	924,722	351.16	1,374	890,477	648.09
Resortes para carruajes, carretones u otros usos.....	330	653,112	1,979.12	657	1.236,096	1,887.20	581	1.167,430	2,009.43	831	1.155,815	1,374.33	731	1,267,072	1,733.34	1,083	1.661,765	1,534.40	703	1.190,260	1,693.04
Ejes para carruajes, carre- tones, etc.....	227	585,564	2,579.58	206	361,983	1,757.20	52	113,346	2,179.73	367	478,823	1,304.69	228	321,049	1,407.93	63	196,260	319.77	190	343,164	1,806.13
Cadenas, topes, graseras y piezas de fierro para car- ros, etc.....	1,491	2.627,775	1,762.42	2,504	3.882,950	1,551.82	1,423	2.131,613	1,313.38	2,657	3.229,304	1,212.—	1,691	2.310,877	1,366.57	1,014	2.017,116	1,989.26	1,830	2.615,106	1,429.01
Herraduras de fierro y ace- ro.....	15	15,096	1,006.40	19	21,910	329.33	38	22,128	737.60	18	20,992	1,161.22	41	48,541	1,133.92	19	32,126	1,690.84	24	27,177	1,153.91
Vigas, tijaeras y piezas de fierro no especificadas para construcciones.....	771	665,400	866.93	2,671	2.586,054	968.20	6,908	5.722,365	829.33	2,149	2.337,316	1,087.63	3,367	2.674,701	1,129.99	6,218	6.650,366	1,070.82	3,512	3.411,200	979.84
Rieles para ferrocarriles.....	31,670	17.771,442	561.24	14,079	6.470,461	461.—	17,090	4.832,435	282.77	21,584	12.669,916	587.—	41,057	14.476,281	522.38	32,922	11.111,540	307.14	26,490	10,992,212	418.91
Eclijas para ferrocarriles.....	5,426	8.929,704	1,645.70	1,470	1.374,882	938.40	1,860	985,362	879.76	2,426	4.297,858	1,771.25	7,734	4.861,267	269.37	2,343	1,692,552	722.39	3,541	3,690,000	1,042.10
Ruedas para ferrocarriles.....	4,323	4.229,655	978.41	4,503	3.668,610	714.65	2,840	2.861,523	1,007.57	2,905	2.179,621	750.30	5,539	4.919,230	879.85	4,781	4.532,530	948.02	4,149	3.718,196	895.66
Clavos, clavitos y clavos en pedales para ferrocarriles y otros usos.....	3,866	3.959,822	1,040.02	2,680	2.432,067	932.54	2,581	2.091,014	810.16	2,538	2.615,320	1,030.46	2,964	1.824,403	603.50	1,690	1.301,253	769.97	2,662	2.370,513	890.83
Cambios de vías.....	404	491,070	1,215.52	331	488,109	1,474.60	485	468,362	966.11	300	379,072	1,263.57	1,988	2.048,314	1,030.33	470	613,181	1,304.64	663	748,051	1,128.29
Frenos para ferrocarriles.....	354	1.091,478	2,829.03	279	847,656	3,038.10	364	1.139,537	3,130.59	288	694,997	2,723.91	444	1.586,141	3,672.39	103	618,519	6,005.—	300	901,321	3,271.07
Tornillos, pernos, tuercas y gollitas de fierro y ace- ro para FF. CC. y otros usos.....	3,833	5.350,525	1,397.99	3,061	4.465,387	1,328.12	2,489	2.741,083	1,114.71	2,073	2.522,118	1,216.65	2,401	2.918,001	1,173.71	2,467	3.105,482	1,258.98	2,717	3.435,114	1,264.77
Cañerías, caños y tubos de fierro y acero.....	15,215	18.071,295	1,186.29	17,408	16.491,799	958.85	17,956	20.141,059	1,121.69	11,677	9.202,869	788.12	19,264	11.595,962	602.26	26,913	18.330,761	681.11	18,075	15.672,540	867.12
Totales.....	168,568	123.238,458		141,085	96.942,735		126,128	83.040,103		145,910	84.866,652		176,400	93.101,327		242,506	120.545,707		168,436	100.287,510	

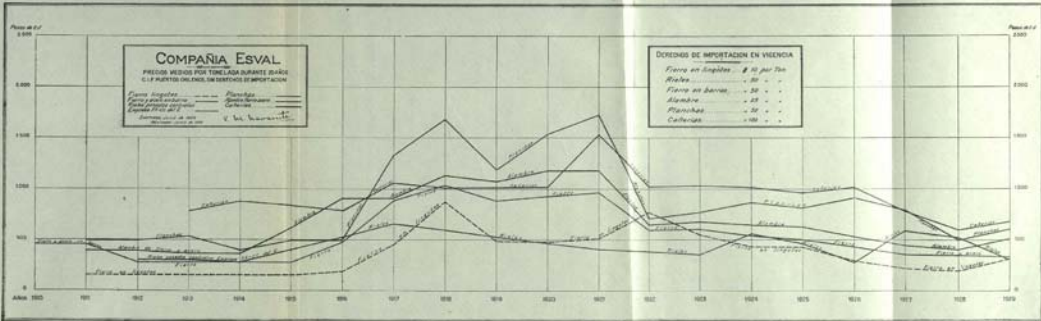
Santiago, 14 de Julio de 1930

(Firmado).—VICTOR M. NAVARRIN,
Director-Gerente.









SECCION PETROLERA

EL PROBLEMA ECONOMICO DEL PETROLEO.—SU VINCULACION CON LA LIBERTAD DE INDUSTRIA Y DE COMERCIO (1)

POR

ALEJANDRO E. BUNGE

Académico, Profesor y ex-Consejero en la Universidad de Buenos Aires
Ex-Director General de Estadística de Argentina

PRIMERA PARTE

ANTECEDENTES HISTORICOS Y POLITICOS

SUMARIO: I. Consideraciones generales.—II.

Evolución histórica del concepto político-económico.—III. La necesidad de estudios geológicos y la situación en la época de los decretos de reservas.—IV. Las restricciones.—V. Compañías productoras.—VI. Nacionalización.—VII. Las opiniones de los constitucionalistas argentinos sobre la nacionalización y el monopolio.—VIII. La política petrolífera y las industrias privadas y extranjeras en otros países.

I

CONSIDERACIONES GENERALES

Las cuestiones relacionadas con la explotación petrolífera han sido ya materia de nuestra atención, tanto desde el punto de vista legal, como en su aspecto económico. Al participar, años atrás, en las actividades de la comisión designada por la Confederación Argentina del Comercio, de la Industria y de la Producción, nos fué dado tener del asunto una noción que expresamos en 1928 en los siguientes términos:

1.º) Puede y debe nacionalizarse, por ley, el régimen de las minas de petróleo, respetando los derechos constitucionales de las provincias. (Dentro del concepto institucional que ha atribuído al Congreso la facultad de dictar el Código de Minería sin alterar la jurisdicción de las

provincias, es que puede y debe reglamentarse, con carácter también federal, el régimen de concesión y explotación de las minas de petróleo).

2.º) Es posible y necesario crear recaudos que aseguren que la explotación de esa riqueza argentina se haga en provecho de la economía nacional y que eviten errores y excesos administrativos que pudieran comprometer su porvenir, debiendo prohibirse, desde luego, la exportación de petróleo hasta tanto las necesidades internas resulten ampliamente satisfechas con la producción nacional.

3.º) La explotación de las minas de petróleo por el Estado es un hecho en nuestro país y debe ser reglamentada por ley; pero sería altamente perjudicial para los intereses nacionales que el Estado asumiera el monopolio de esa industria.

El tema es tan vasto, empero, y de tal manera cambiantes en el mundo las condiciones en que la industrialización del petróleo se efectúa, que sólo con una dedicación especial resulta posible estar absolutamente al día en asunto tan delicado. Así y todo, el interés que en nosotros despierta, llevónos a no perder el contacto con él, y a medida que ahondábamos el examen de sus aspectos jurídicos, económicos e internacionales, y después de visitar los Yacimientos fiscales y particulares de Neuquén y de Salta, más claro surgía la necesidad de que alguna vez se afronte entre nosotros el estudio racional y detenido del problema petrolífero, tanto más cuanto que se hace visible la tendencia a hacer de él un instrumento de proselitismo callejero con lo cual resulta fácil, al sacar el asunto de su verdadero terreno, introducir la confusión, en parte por ignorancia y en parte por malicia. No es posible mezclar en un asunto técnico, como es el régimen económico de la

(1) Tomado de la "Revista de Economía Argentina", Junio 1930.

explotación petrolífera, el patriotismo ni la política electoralista, todo esto aparte de que las desviaciones de criterio resultan siempre posibles cuando no media una preocupación sería que excluya los datos e informaciones que no sean absolutamente exactos.

Ha sido recién, cuando la circunstancia de poder contar con un colaborador como el doctor Carlos García Mata—a quien debo una valiosa ayuda—nos permite tener a mano una abundante y bien ordenada información, que hemos resuelto afrontar esta exposición de hechos y de nuestros puntos de vista sobre materia tan vital para el porvenir económico y social de la Argentina. Será esa exposición lo amplia y detenida que sea necesario, pero estará excluida toda referencia a tecnicismos industriales y métodos comerciales.

El ardoroso debate que hemos presenciado en los últimos años, comprende tres cuestiones fundamentales: el régimen legal, el régimen económico y el régimen industrial.

La mayor parte de los constitucionalistas argentinos ha estudiado el asunto, predominando—como veremos más adelante—la opinión, que compartimos, según la cual debe subsistir el régimen de jurisdicción federal vigente bajo una más amplia legislación nacional.

En cuanto al régimen económico ha sido el que menos interés ha despertado y quizá sea esta la causa de la lamentable detención en el desarrollo de la producción de petróleo en la Argentina. Según los cálculos que la Dirección de Yacimientos Petrolíferos Fiscales en 1923 las explotaciones del Estado contarían en 1929 con una producción de 2.778,000 metros cúbicos; pero, desgraciadamente, ese pronóstico no se ha cumplido dado que en 1929 se había llegado sólo a una producción de 807,000 metros cúbicos en Comodoro Rivadavia y 62,000 m³. en Plaza Huincul. Consideramos que lo que más urge para la economía nacional es la solución del problema económico del aumento de la producción, para el consumo del país, por medio de la actividad en las explotaciones fiscales y muy en particular por medio del estímulo a las empresas privadas nacionales y extranjeras—mientras procedan dentro de nuestro régimen constitucional y sin lesión para los intereses supremos del país—y del mismo modo también de compañías mixtas si eso resultara en beneficio del rápido aumento de la producción.

El régimen industrial es el que más ha agitado a la opinión. Una parte de la propaganda electoral se hizo, no sólo en la calle, sino en el Congreso, prohiendo la industria exclusiva por

el Estado. Respetamos esa opinión y prescindimos de la mayor o menor influencia que hubiera podido tener el interés político en todo ello; pero son bien conocidas nuestras ideas en contra del industrialismo de Estado. El industrialismo o socialismo de Estado es, en general, el mayor veneno para el progreso económico de un país.

El 4 de Marzo de este año (1930) el ministro de Colonias de Gran Bretaña, decía, para explicar por qué el Gobierno no ha hecho uso de su facultad de explotar yacimientos él mismo: "Con referencia a la explotación de minas por el Gobierno o por empresas particulares, la única cuestión es saber en cuál de los dos casos las ventajas son mayores para la comunidad. A pesar de que yo no soy un opositor ilimitado de la explotación por el Gobierno, yo no quisiera introducirlo en empresas mineras, excepto en circunstancias muy especiales. Hasta ahora, con excepción de una sola empresa, nuestra experiencia a este respecto en las Indias no ha sido como para hacernos muy entusiastas de la explotación del Gobierno. Me refiero en este respecto a nuestra explotación de minas de carbón, la que ciertamente no es un ejemplo de considerables ventajas y que en realidad puede únicamente ser defendida por razones especiales y no desde un punto de vista comercial".

Y, en todo el mundo son cada día menos, hasta en Rusia mismo, los defensores de la industria y del comercio en manos de los gobiernos. Quizá respecto de la industria petrolífera existieran motivos excepcionales para que la Argentina adoptara un industrialismo de Estado como excepción sobre los demás países del mundo y como excepción sobre las industrias en general. Hemos seguido atentamente la apasionada campaña política sobre la materia, la ardorosa propaganda callejera y los fervientes argumentos de la propaganda soviética; pero no nos convencen. Nos quedamos con la opinión de que también en esta materia el Estado debe ser un buen "referee" y nada más; pero para ello debemos contar con una ley moderna y clara que permita al Estado vigilar que el desarrollo de la producción, del transporte y del comercio, en esta rama, se realice en beneficio exclusivo del país, en armonía con los intereses económicos de la Nación.

Y dicho sea de paso, así como sería grave que se pusiera en manos de la Administración de los Ferrocarriles del Estado la dirección y vigilancia de las actividades ferroviarias del país, lo sería también que se pusiera en manos de la administración de los Yacimientos Fiscales la

dirección y la vigilancia de la industria y del comercio del petróleo en el país. El patrimonio industrial del Estado, por otra parte, debe des- envolverse sujeto en un todo a la misma dirección y vigilancia a que está sometida toda la industria. No sería leal ni legal que, establecido un régimen para una industria, la comuna, la provincia o la Nación pudieran prescindir de ese régimen cuando se hicieran a su vez industriales para llenar necesidades de sus respectivas administraciones o necesidades de interés general.

También creemos que ni la legislación actual ni la que debe darse en la materia obligan, para llegar, en lo que al combustible concierne, a ese desiderátum argentino—o sea, como se ha dicho, que el petróleo argentino sea para los argentinos— a modificar nuestro régimen federal, ni nuestro régimen constitucional de libertad de industria y de comercio, que han hecho la grandeza de este país y lograrán que llegue a los importantes destinos que su futuro le depara en la economía internacional.

No haremos un estudio doctrinario sobre la materia ni un alegato en favor de tales o cuales conclusiones. Nuestro estudio será predominantemente objetivo, sin perder de vista cuanto se relaciona con nuestra convicción sobre la sabiduría de nuestra libertad constitucional de comercio y de industria. Analizaremos primeramente los antecedentes históricos y políticos del asunto, en el país, la política de la materia en otros países, dedicando luego particular atención a los antecedentes económicos que, según decíamos, parecen ser los que menos han preocupado al estudiarse la materia.

Pero hemos de agregar algunas otras consideraciones, antes de entrar en materia, a manera de síntesis de los pensamientos que el desarrollo de los hechos en el país sugieren, del punto de vista de los intereses económicos generales.

Cada vez se ahonda y extiende más, en todo el mundo, el concepto de que el interés general de un país resulta de la suma de los legítimos intereses individuales del mismo y que, en consecuencia, los intereses del trabajo y de la industria son intereses nacionales. Los intereses individuales no están siempre encuadrados clara e incontrovertiblemente dentro de los supremos objetivos económicos de la Nación, y en tales casos se hace necesaria la intervención del Estado como regulador del comercio a los fines del bienestar del pueblo y de la justa y equitativa coordinación de los intereses del trabajo, de las industrias y del capital.

La industria del petróleo puede y debe des-

arrollarse en absoluta armonía y concordancia con las conveniencias nacionales, sin que ello perjudique en lo más mínimo a los intereses individuales a ella dedicados. Antes bien, sólo el progreso y bienestar de la Nación pueden proporcionar la estabilidad y la prosperidad a esa industria.

Es evidente que esto no se realiza con el socialismo de Estado que conduce a monopolizar las industrias, pues ello atenta contra la suma de legítimos intereses individuales del trabajo, de la industria, del capital, de la eficacia industrial progresiva y del consumo, que sumados forman las conveniencias nacionales antes referidas.

El estímulo al trabajo y a la industria privada, tan necesario en todos los ramos de la misma, lo es particularmente en los del combustible cuyo desarrollo, hasta abastecer las necesidades del país, es altamente recomendable y hasta urgente.

En una palabra, creemos que se pueden y deben tomar medidas legales y económicas que permitan el desarrollo amplio de la industria oficial y privada del petróleo manteniéndolas clara y firmemente dentro de los intereses supremos de la Nación y de los dictados prácticos de la economía nacional. Y que entre esas medidas no es la menos importante el estudio y la difusión de los hechos que con la industria y con los intereses económicos y políticos de la Nación se relacionan. Con este trabajo nos proponemos contribuir a ese necesario y hasta hoy incompleto estudio, no para agotarlo sino para cooperar en el esfuerzo.

II

EVOLUCION HISTORICA DEL CONCEPTO POLITICO-ECONOMICO.

La política del petróleo no siempre explícitamente articulada, ha pasado por diversos caracterizados períodos. El que se inicia en 1907, fecha en que fué descubierto en cantidades comerciales y en forma casual por funcionarios del gobierno nacional, en busca de agua, se prolonga hasta 1916; un segundo período corre de 1917 hasta 1922; un tercero desde 1923 a 1928 y un cuarto de 1929 a la fecha.

El primer período se caracteriza por una acción que podría calificarse de "contención". Durante ese período el gobierno actuó como industrial desarrollando muy lentamente la producción a pesar de extenderse a diversas regiones del país. No se incita a la industria privada.

El descubrimiento casual de petróleo en Co-

modoro Rivadavia, hecho por el gobierno en 1907 despertó un gran interés. Aun cuando el propósito del Código de Minería de 1887, vigente, era proteger el desarrollo de las industrias privadas (el Art. 9 prohibía al Gobierno explotar minas), el descubrimiento en Comodoro Rivadavia, indujo al Congreso Nacional a reservar 5,000 hectáreas alrededor del pozo descubierto, con el propósito de la explotación por el Gobierno, principalmente para abastecer las necesidades de la Marina y de los Ferrocarriles del Estado.

Estimulada por este descubrimiento inicial, la Dirección de Minas de la Nación siguió sus trabajos de exploración fuera de Comodoro Rivadavia, en busca de petróleo, en el territorio nacional del Neuquén y en la provincia de Salta.

Diez años después, sin embargo, la producción de petróleo era todavía insignificante, llegando sólo a 180,000 metros cúbicos al año. Esa cantidad representaba, en 1917, apenas un 15% del consumo de combustible del país.

Continuaron luego los esfuerzos. En Plaza Huincul (Neuquén) se descubrió petróleo con el primer pozo bien perforado. Ese descubrimiento indujo a las reservas para la explotación del Gobierno por resolución administrativa de Mayo 31 de 1920.

Cuando después de nueve años de trabajo en Salta—en Capiazuti—se llegó a una profundidad de 630 metros sin encontrar producción comercial, las operaciones del Gobierno fueron allí abandonadas. Fueron hechas después otras perforaciones en busca de petróleo, por el Gobierno, en la provincia de Jujuy, pero abandonadas sin resultado.

Aun cuando la intención del Código de Minería era estimular el desarrollo de las minas por las Compañías privadas, considerándolo de interés público, algunas de sus disposiciones no eran adaptables en la práctica al logro de ese fin y, menos, al desarrollo del petróleo, debido a la extensión relativamente chica concedida y a los breves plazos establecidos, los cuales no eran suficientes para exploraciones de avanzada.

La República estaba prácticamente sin recursos de combustibles, excepto los bosques y algunas pequeñas minas de carbón incapaces de competir en el mercado del Río de la Plata con los combustibles importados. En 1917 el Congreso dictó una ley excentuando de impuestos a todas las minas durante los primeros cinco años de explotación. Esta ley ofrecía una gran ventaja a la producción local sobre las importaciones, o sea un fuerte estímulo a las empresas.

En 1919 el P. E. presentó al Congreso un

proyecto de ley orgánica de petróleo reglamentando la exploración y la explotación por compañías privadas. El objeto de esa ley (la que con modificaciones fué modelada sobre la entonces existente legislación Rumana como lo expresó el P. E. en su respectivo mensaje al Congreso), era fomentar el desarrollo de la industria del petróleo en la Argentina por compañías privadas.

El Gobierno fué entonces liberal en su política hacia las iniciativas privadas y se establecieron precedentes en las aplicaciones de la ley y sus reglamentos con tendencias a fomentar el desarrollo del capital privado, teniendo así las empresas la seguridad de que mientras se llevaran a cabo serios trabajos de desarrollo podrían contar con que se les daría tiempo suficiente para perforar en sus concesiones a fin de conseguir título minero definitivo (que se basa en el descubrimiento, necesitándose cuatro descubrimientos para entrar en posesión de la extensión de 2,000 hectáreas comprendidas en cada concesión de explotación).

Tales circunstancias, junto con el estímulo directo de las autoridades administrativas, originaron numerosas concesiones de exploración bajo el Código de Minería y de acuerdo con el procedimiento establecido, y produjeron el desarrollo de las empresas privadas.

III

LA NECESIDAD DE ESTUDIOS GEOLÓGICOS Y LA SITUACION EN LA EPOCA DE LOS DECRETOS DE RESERVAS.

Los trabajos de exploración de las compañías privadas hasta fines de 1923 comprendían estudios geológicos en diversas regiones de la República que se creía ofrecían promesas de petróleo, desde los bosques tropicales del Norte hasta las grandes extensiones de la Patagonia. Estos estudios eran especialmente esenciales en la Argentina a causa de la comparativamente pequeña información obtenible sobre la formación geológica del país. En Europa y los Estados Unidos se fueron haciendo, durante más de 100 años serias inspecciones geológicas, ya sea por el gobierno del respectivo Estado o por el gobierno nacional, simultáneamente con trabajos de un gran número de hombres de ciencia asociados a organizaciones científicas e instituciones de estudio.

Los mismos métodos extensivos de estudio del terreno y de planos topográficos que han tenido tanto éxito en los últimos diez años en los

Estados Unidos, México, Venezuela y en prácticamente todos los centros importantes de petróleo del mundo, fueron aplicados también a la Argentina. Inevitablemente ese trabajo exigía aquí un gasto mucho mayor que para las exploraciones similares en Europa y en Norte América. A causa del número relativamente reducido de geólogos entrenados y con experiencia para el trabajo en la Argentina, era indispensable contratar el personal en el exterior; el término medio del costo resultaba naturalmente casi doble del normal.

El trabajo de exploración fué seguido inmediatamente por una costosa y extensa campaña de pruebas de perforación, y, como es usual, con un gran buen porcentaje de pozos secos. Hasta fines de 1923 las empresas privadas habían invertido, sin éxito, algo más de \$ 75.000.000 m/n, suma muy superior al primer capital empleado por el Gobierno en el petróleo hasta esa fecha. La producción comercial, sin embargo, se desarrolló solamente en los alrededores de los campos petrolíferos conocidos: Comodoro Rivadavia y Plaza Huinul.

Esta era la situación promisoriosa para el progreso de la Argentina a fines de 1923 desde el momento que las empresas continuaban sus esfuerzos y eso habría dado por resultado quizá el total abastecimiento de las necesidades del país 8 ó 10 años después.

IV

LAS RESTRICCIONES

El decreto de reservas y la reglamentación de Enero 10 de 1924 prescindían por completo de las seguridades dadas anteriormente al capital privado por las autoridades administrativas, cuando se les dió a entender que las compañías podían esperar una política liberal en la interpretación de las exigencias del Código de Minería cuando esas compañías realizaban gastos seriamente y de buena fe. Tal decreto representaba una inesperada interrupción de la política de desarrollo minero.

Esa reglamentación establecía condiciones restrictivas para las concesiones de exploración. Al mismo tiempo se dictaron decretos estableciendo inmensas reservas que cubrían todos los terrenos con perspectivas de ser petrolíferos en los territorios nacionales. En la mayoría de las provincias, se dictaron decretos similares. Aun cuando el objeto declarado, al tomar estas medidas, era el de eliminar especulaciones sin perjudicar a los industriales serios, de hecho el

campo de las empresas privadas quedaba limitado a las concesiones de cateo ya otorgadas o solicitadas y a las concesiones de explotación otorgadas con anterioridad. Estas medidas fueron consideradas injustas por las empresas porque limitaban sus actividades confinándolas a terrenos que no estaban en proporción con los que razonablemente habían determinado la inversión original. Además, en la práctica, los plazos eran impuestos restrictivamente en perjuicio de las empresas serias, de tal modo que no pudiendo obtener descubrimientos por medio de perforaciones, en muchas de las regiones exploradas, se vieron forzadas a abandonar sus concesiones de exploración por expiración de los plazos.

Resultó en la práctica que fueron completamente eliminadas muchas compañías de Comodoro Rivadavia y Neuquén.

A pesar de que en algunas de las provincias (Mendoza, Jujuy y Salta), se seguía explorando, solamente en dos de éstas la producción se desarrolló en una escala comercial: en Mendoza por la compañía de "Río Atuel Ltda.", S. A., y en Salta por la "Standard Oil Co. S. A. Argentina".

Antes de la entrada de la Standard allí, habían explorado en Salta don Francisco Tobar y el gobierno. Las perforaciones fueron renovadas en su propiedad en 1923 por la "Cía. Anglo Argentina", pero tampoco tuvieron resultados comerciales. El gobierno había empezado perforaciones en Capiazuti en 1911 y después de nueve años de esfuerzos sin éxito, abandonó sus trabajos. De las otras compañías que habían hecho trabajos de exploración en los territorios nacionales, unas cuantas de las más importantes hicieron exploraciones geológicas en Salta, pero, teniendo en cuenta las características de la región, no la encontraron lo suficientemente atractiva para continuar trabajos de desarrollo.

Véase la lista y el monto de los capitales invertidos por las compañías que han cesado en su actividad (1):

Compañías	Sumas invertidas en \$ m/n. de curso legal
Standard Oil Company de California	2.000,000
Emilio Kinkelin	7.000,000
Andes Petroleum Corporation	1.500,000
Omnium Internationale des Petroles "Titán" Compañía Comercial e Industrial de Petróleo.	1.250,000
Norwegian Oilfields, Ld.	1.000,000
Sindicato Yacimientos Petrolíferos Challacó	800,000

Sindicato Dodero	1.500,000
Compañía Mendocina de Petróleo	2.000,000
The Argentine Western Syndicate	600,000
The Cacheuta Oil Syndicate	600,000
Argentina Oil Fields, Limited	1.400,000
Compañía de Petróleo de Comodoro Rivadavia	3.500,000
Eastern Petroleum y Finance Company	2.000,000
Compañía El Petróleo Argentino	700,000
Sindicato Acme	"
Compañía Anglo Argentina de Petróleo	"
Neuquén Oil Syndicate	"
Compañía Petrolífera del Golfo de S. Jorge	"
Compañía Nafta de Comodoro Rivadavia	"
Sindicato Reserva II	"
Compañía "La Jujeña del Kerosene"	"
Houlder Bros.	"
Sindicato Petróleo Argentino de S. Rafael	"
Total	26.850,000

Actualmente explotan petróleo las siguientes empresas nacionales y extranjeras (1):

Compañías	Sumas invertidas en \$ m/n. hasta Enero 1.º de 1927
Compañía Industrial y Comercial de Petróleo	13.500,000
"Astra" Compañía Arg. de Petróleo S. A.	15.500,000
Compañía Arg. Petrolífera "Solano"	3.250,000
Standard Oil Company, S. A. Argentina	22.729,000
Petróleo de Challacó (Neuquén) Ltda.	1.800,000
Compañía Arg. de Comodoro Rivadavia	2.600,000
Compañía Ferrocarrilera de Petróleo	11.000,000
"Diadema Argentina" Soc. Anón.	13.200,000
"Perla" S. A. de Petróleo	1.650,000
"Brillante" S. A. de Petróleo	2.870,000
"Antorcha Argentina" S. A. de Petróleo	4.160,000
"Rubí" S. A. de Petróleo	380,000
"Sol" Explotación de Petróleo	224,265
Total	92.863,265

(1) De la nota presentada al Honorable Senado de la Nación por el gremio de la Unión Industrial Argentina, en 1927.

COMPAÑÍAS PRODUCTORAS

Por orden de importancia de su producción en 1929, las compañías de petróleo que actualmente producen, son las siguientes:

La "Compañía Ferrocarrilera de Petróleo", empresa formada por los ferrocarriles particulares del país con el objeto de producir combustible para sus líneas. Los ferrocarriles son los más fuertes consumidores de combustible en nuestro país y cada año se invierten muchos millones de pesos en pago del millón y medio de toneladas de carbón que queman nuestras locomotoras. Con 1.100,000 toneladas de petróleo se podría suprimir esa importación, dado que las locomotoras pueden fácilmente modificarse para usar este combustible. Permitir en parte esta modificación es el objeto de esta Compañía que ha perforado 243 pozos en Comodoro Rivadavia, produciendo en el año 1929: 246,373 m³. con 196 pozos en producción. Esta Compañía ha ido aumentando anualmente su producción, pero no es probable que continúe en aumento por muchos años, pues su concesión es de 1,723 hectáreas y estando privada de mayor expansión, el yacimiento no podrá rendir indefinidamente.

De las demás compañías ninguna alcanza a la mitad de la producción de la Ferrocarrilera. La que le sigue en importancia es la "Compañía Standard Oil", que tiene sus yacimientos en Neuquén y Salta. En Comodoro Rivadavia esta Compañía exploró algunas zonas perforando 8 pozos, pero sin hallar petróleo. En el distrito de Plaza Huincul, en Neuquén, después de perforar 11 pozos, que fracasaron, se encontró petróleo en cierta abundancia, y en 1929 produjeron los 28 pozos en producción de esta zona, 88,781 metros cúbicos, siendo constante el aumento de la producción. En la provincia de Salta, esta Compañía ha perforado 46 pozos en distintas zonas, comenzando por el pozo de Agua Blanca en 1925. En la mayor parte de los pozos se ha encontrado petróleo, pero la producción de la zona es todavía muy escasa. En 1929 llegó a 29,753 m³.

Le sigue en importancia la "Compañía Astra", fundada en 1915 con capitales argentinos y alemanes. Posee actualmente 4,944 hectáreas en Comodoro Rivadavia y una Refinería en Campana. Su producción en 1929 fué de 96,855 m³, cantidad que había sido superada en años anteriores debido al descenso de la producción por pozo. La Compañía Astra había perforado, hasta

el año 1929, 217 pozos y tiene solamente 112 en producción.

La "Compañía Industrial y Comercial" (Anglo Persian) posee una pequeña concesión de 424 hectáreas en Comodoro Rivadavia y 94 pozos en producción de los 142 perforados. Produjo, en 1929, 83,953 m³, con tendencia a la disminución desde hace unos años, debido al agotamiento del yacimiento por los muchos pozos de la Compañía y los pozos perforados en sus límites por los Yacimientos Fiscales.

El grupo de yacimientos de la "Royal Dutch", aunque tiene actualmente una producción escasa, puede asegurarse un futuro promisor. Posee en Comodoro Rivadavia 8,140 hectáreas, en las cuales ha perforado 63 pozos. La producción ha estado paralizada en los últimos meses debido a la demora en obtener el permiso para construir una refinería en la Capital Federal. Es probable que en un futuro próximo la producción de esta Compañía supere a la de las demás de la zona de Comodoro Rivadavia, sin exceptuar a los Yacimientos Fiscales, cuya producción en esa zona está actualmente en declinación.

En Mendoza existe, finalmente, una compañía petrolífera "Río Atuel" Ltda., que ha perforado siete pozos, llegando a una napa petrolífera. La importancia de este yacimiento puede ser muy grande para la provincia andina. Meses atrás el Gobierno provincial había iniciado trámites para interesarse en este yacimiento y obtener un rápido aumento de la producción.

Debe mencionarse también la "Cía. Petrolífera Argentina Solano" (Comodoro Rivadavia), que ha perforado 18 pozos y tiene uno produciendo petróleo y otro gas, y la "Cía. Challaco" (Neuquén), que ha perforado 15 pozos y tiene en producción 6 de petróleo y uno de gas.

VI

NACIONALIZACION

Las tendencias restrictivas a que nos hemos referido en el Capítulo IV, fueron establecidas a raíz de los proyectos de "nacionalización" presentados al Congreso.

Resulta indispensable puntualizar el concepto de "nacionalización", al cual tan distintas interpretaciones se han dado. Este término ha sido empleado en Méjico, Rumania, Runsia, etc.; en el sentido de desarrollar una acción tendiente a defender el producto de la ingerencia extranjera. Un disfraz de fácil patriotismo ha permitido el

desenvolvimiento de esa prédica que se ha traducido en algunas partes en el aniquilamiento de los derechos del extranjero sobre minas de petróleo cuya propiedad había sido adquirida legalmente. En la Argentina el "nacionalismo" no puede tener ese alcance, toda vez que el petróleo puede considerarse ya nacionalizado desde que la legislación vigente le asigna al Estado general o al Estado particular, según la situación de las minas, la "propiedad" (originaria de éstas y la jurisdicción para conceder su explotación). De modo que cuando entre nosotros se habla de "nacionalización" ha de entenderse que lo que se busca establecer es el control federal sobre las actividades petrolíferas, aun cuando las minas se encuentren en territorio provincial. Siendo así, la cuestión, sólo tiene un valor doctrinario, de interpretación constitucional, que suponemos no puede interesar a la iniciativa privada si ha de aceptarse que lo que éstas entienden al obtener una concesión, es formalizar con el poder público—sea el federal o el provincial—una relación jurídica, que se base por una parte en el cumplimiento de las obligaciones de aquélla y por la otra en efectivas garantías para la integridad de sus intereses. Esto no obstante, los propagandistas de la "nacionalización" involucraron siempre en su propaganda a las empresas privadas, presentando a las formadas con capital de Estados Unidos, como exponente de un crudo e inquietante imperialismo norteamericano. Dentro de esta ofuscación llegó a decirse que hasta la subsistencia de los derechos adquiridos en la Argentina por compañías extranjeras resultaba peligrosa en vista de que, producido un conflicto entre las compañías y el gobierno, las autoridades extranjeras se sentirían obligadas a desenvolver quién sabe qué procedimientos compulsivos contra la Argentina.

Esta propaganda en contra de la industria privada, en ocasión de defender los proyectos de nacionalización, fué hecha en un principio casi exclusivamente y con encomiable decisión por el Director de los Yacimientos Petrolíferos Fiscales. "La Alianza Continental" tuvo y sigue teniendo preponderante papel en aquella propaganda.

El tono patriótico dado a la campaña y el hecho de ser ella dirigida por dos prestigiosos generales de la Nación, cuando fué iniciada durante la anterior presidencia, despertó gran interés y aún excitación, en particular en ciertos círculos populares poco avezados al estudio de estos problemas y a los cuales es más fácil impresionar que convencer.

Esa campaña se hace con tal violencia que se

pretende dividir a los argentinos en dos categorías: patriotas unos y malos ciudadanos los otros. Son patriotas y merecen bien de la patria los que coinciden con aquella propaganda; son abominables y merecen condenación nacional y pública los que no coinciden con sus ideas y no se adhieren a su prédica. Esto, no hay duda, ha de atemorizar y amordazar a más de uno que no coincida (1).

Nosotros no solamente no coincidimos con esas ideas sobre el industrialismo de Estado, ni con las del supuesto imperialismo yankee, ni con esa clasificación de los ciudadanos y su monopolio del patriotismo, ni con su guerra al capital, sino que consideramos que, en la Argentina, oponerse a la venida de capitales extranjeros—ingleses, franceses o norteamericanos, no hago distinguos—es oponerse al desarrollo y progreso

(1) El profesor de minas de la Universidad de Buenos Aires, doctor Matías G. Sánchez Sorondo, decía en una magistral conferencia pronunciada en 1927:

“Ante todo, hay que despejar la atmósfera, limpiar el camino, tomar claramente posición. Hechos circunstanciales o causas deliberadas han fomentado alrededor del asunto del petróleo el ambiente artificial y tendencioso, típicamente preparatorio de los grandes errores colectivos. Se ha buscado conmover el sentimiento nacional, vinculándolo a una determinada solución del problema; se ha dividido así previamente al estudio del asunto, a los posibles opinantes, en patriotas y traidores. Se es patriota, estando con la nacionalización de las minas de petróleo.

Se es traidor vendido al oro de la “Standard” no estando con la nacionalización de esas minas.

Y como a nadie le gusta ser traidor y todos queremos ser patriotas, la red hábilmente tendida, recoge entre sus mallas, junto a los creyentes de buena fe, a los tímidos, a los vacilantes, a los pusilánimes, a los indiferentes, a los ignorantes. “¿A dónde vas Vicente? Al ruido de la gente”.

He ahí, señores, porqué he aceptado la invitación del Instituto. Era necesario decir algo de esto, pinchar ese globo de jabón. El interés nacional está en la cuestión del petróleo, pero no lo está el sentimiento nacional. El interés nacional está en la cuestión del petróleo, como está en la cuestión ganadera, y nunca los que hemos defendido la producción contra las ganancias excesivas de los frigoríficos extranjeros, hemos pensado que el sentimiento nacional estaba en jaque. El interés nacional está en la cuestión agraria, sea esta cuestión la del reparto de la tierra pública, o la redistribución de la tierra de dominio particular; el interés nacional está en la cuestión del petróleo, como lo está en la cuestión cerealista, que día vendrá en que debe ser agitada, para liberar a nuestros labriegos de la absorción de los grandes exportadores; el interés nacional está en la cuestión del petróleo, como está en fin, en todas las cuestiones que afectan la riqueza pública y la economía del país.

Pero no está el sentimiento nacional comprometido en ella.

No puede confundirse con el interés porque pertenecen a planos distintos; el moral y el material”.

del país y a su independencia económica (2). Lejos de mí, sin embargo, el atribuir cualquiera de esas erróneas ideas o equivocadas campañas, a móvil alguno que no sea tan respetable y tan patriótico como los de los que aspiramos al desarrollo progresivo de las grandes fuerzas creadoras entre ellas el capital del exterior.

Conviene enumerar aquí las fuerzas creadoras que nos han permitido y nos van permitiendo conquistar, a saltos, nuestra independencia económica y una destacada posición en la economía internacional: el alabrado, el molino y los reproductores finos, fruto de la técnica y el capital hipotecario extranjero; el ferrocarril, fruto de la técnica y el capital extranjero; los frigoríficos, los puertos, los bancos y los servicios públicos de gas y luz y de fuerza eléctrica, teléfonos, tranvías eléctricos y subterráneos, fruto en su casi totalidad de la técnica y el capital extranjero.

Todo esto reposa sobre la base sólida de nuestra sabia organización nacional, del genio de la raza, de la riqueza territorial en potencia y de la inmigración europea atraída por el ferrocarril que provocó la agricultura. Nos faltan aún el concurso exterior, que unido al esfuerzo nacional, nos dé: nuevos ramales ferroviarios, caminos, marina mercante, ampliación de los servicios públicos, nuevas manufacturas, petróleo abundante, electricidad barata, y comunicaciones internas y con el exterior, rápidas y eficientes. Con ese concurso que lo tuvo Estados Unidos proveniente de Inglaterra, y lo tiene el Canadá proveniente de Inglaterra y de Estados Unidos y lo tuvimos y volveremos a tener nosotros de Inglaterra, Estados Unidos y el continente europeo, alcanzaremos, en una generación más, la independencia económica y la grandeza que alcanzó Estados Unidos con el capital inglés y que está alcanzando Canadá con los capitales ingleses y norteamericanos. Pero lo alcanzaremos solamente a condición de consagrarnos, entre otras actividades constructivas, a responder al genial llamado de los organizadores de la Nación en su artículo 67, inciso 16, que dice: “Proveer lo conducente a la prosperidad del país al adelanto y bienestar de todas las provincias y al progreso de la ilustración, dictando planes de instrucción general y universitaria, y promoviendo la industria, la inmigración, la construcción de ferrocarriles y canales navales, la colonización de tierras de pro-

(2) Véase los fundamentos de nuestra convicción en los volúmenes I, II y IV de nuestra obra “La Economía Argentina”.

piedad nacional, la introducción y establecimiento de nuevas industrias, "la importación de capitales extranjeros" y la exploración de los ríos interiores, por leyes protectoras de estos fines y por concesiones temporales de privilegios y recompensas de estímulo".

Cuando se inició la gran lucha electoral los leaders de la política práctica del partido irigoyenista hicieron suya esa bandera y esa propaganda de alarma llamando la atención del electorado sobre la amenaza que representaba para el país un supuesto imperialismo yankee y el capital y las empresas originarias de ese país.

La visita de Mr. Hoover, siendo presidente electo, tuvo la virtud de hacer desaparecer buena parte de los prejuicios nacidos de esa campaña política, junto con la campaña anarquista, mejicana, etc. Pero al acercarse la lucha comicial de Marzo de este año 1930, el citado partido retomó, ya unos meses antes, esa bandera, agitando en todos los terrenos. Quizá por haberse excedido en el empleo de ese instrumento electoral, o porque el pueblo poco a poco ha ido informándose y ha comenzado a juzgar las cosas por sí mismo, el hecho es que ya no se pudo lograr el objeto electoral que se perseguía, al extremo de que resulta ahora un tema gastado y a pesar del esfuerzo y la sinceridad de muchos de los que la esgrimen, a muy pocos alcanza a conmover ya esa campaña. Libre el país de esa presión electoralista, podrá darse en los años próximos la legislación racional y científica que resguarde realmente a los supremos intereses de la Nación.

VII

LAS OPINIONES DE LOS CONSTITUCIONALISTAS ARGENTINOS SOBRE LA NACIONALIZACION Y EL MONOPOLIO.

El proyecto de nacionalización de los yacimientos petrolíferos situados en territorio provincial a que nos hemos referido, ha exigido llevar al máximo la sutileza jurídica. Comprendida esa iniciativa, a poco de formularse, como hemos visto, entre los enunciados más fervorosos de un programa partidario, su expresión ha debido necesariamente hacerse desde la tribuna callejera en la forma simplista que exige la necesidad proselitista de llegar por los caminos más cortos al ánimo popular. Es así como se dió en el socorrido argumento de la defensa nacional, ante cuyas exigencias debían ceder todos los distingos de orden legal. Estos han se-

guido haciéndose, no obstante; y bastará una breve reseña de las opiniones más significadas para penetrar el motivo de la alarma de aquellos que ven en la proyectada nacionalización—y, naturalmente, en el monopolio—una seria transgresión a la integridad de los principios básicos del orden constitucional.

Una breve exposición de los términos del debate es indispensable previamente. Dentro de la estructura del sistema federal de gobierno, lo delegado por las provincias al poder central está taxativamente enumerado; de modo que si en la delegación no fué comprendida la propiedad minera en general, debe tenerse por verdad inconcusa que ella pertenece a las provincias respecto de las que existen en sus respectivos territorios. Tan formidable valla de carácter constitucional se pretende obviar mediante un procedimiento excesivamente simplista: si el Congreso—se han dicho los autores del proyecto—pudo dictar (Art. 67 inc. 11), el Código de Minería, es indudable que puede reformarlo estableciendo, contrariamente a lo que dice el artículo 7.º, que las minas pertenecen todas al estado nacional; pero no toman en cuenta que esa facultad del Congreso está restringida por la misma disposición constitucional al decir "sin que tales códigos alteren las jurisdicciones locales".

No era posible que un intento semejante no encontrase opositores decididos entre los juriscultores más prestigiosos. Para Joaquín V. González el enunciado del código es tan claro y de tal manera responde a los principios constitucionales, que su comentario se reduce a decir que "todas las minas de primera categoría son en su conjunto y por el hecho de su existencia en el territorio de la Nación, verdaderos bienes del patrimonio privado del Estado nacional o provincial."

Gonnet dice que el Código de Minería ha respetado los principios federales de nuestro derecho político "cuidándose de no atribuir a la Nación algo de lo que, por la constitución, se han reservado las provincias." Guillermo Correa, con su invariable buen juicio, dice que el sometimiento del dominio de los yacimientos a la Nación exige el consentimiento de las respectivas legislaturas de provincia o bien la expropiación por causa de utilidad pública para salvar el principio de la inviolabilidad de la propiedad (Art. 17).

Para el profesor de Derecho de Minería de la Facultad de Buenos Aires Sánchez Sorondo, la cuestión es muy sencilla: no es admisible—dice—que de una plumada se arrebate a las provincias su propio subsuelo; las facultades del

Congreso para dictar los códigos—entre ellos el de minería—están expresamente limitadas; no puede, pues, fundarse en esa facultad el proyecto de nacionalización.

Una de las opiniones más precisas data de 1863, mucho antes de que se dictara el Código de Minería. El doctor Ramón Ferreyra, primer procurador general de la Nación, tuvo ocasión, en el año indicado, de consignar estas palabras en un dictamen: "Cuando las minas existen en territorios federalizados o en tierras públicas nacionales, ninguna duda puede ocurrir sobre la jurisdicción plena del gobierno nacional, porque ejerce una soberanía exclusiva "de dominio" por la constitución. Mas, si se trata de las minas "en tierras provinciales", varía mucho la cuestión sobre la intervención que corresponde en la materia al gobierno nacional. La constitución le da la facultad de dictar los códigos generales para toda la República, inclusive el de minas, sin que ellos alteren las jurisdicciones locales".

La opinión de Matienzo exige una cuidadosa presentación. Pertenecen a él las siguientes palabras: "Sí, pues, la constitución no ha dado al gobierno federal la propiedad de las fuentes petrolíferas, ellas pertenecen a las provincias y sus habitantes, "no obstante cualquier disposición en contra que se inserte en el Código de Minería." Agrega que la Nación sólo podría apoderarse de aquéllas mediante juicios de expropiación. Bien, pues: el mismo eminente tratadista—llamado a puntualizar su juicio—expresó: que, dejando a salvo los derechos emergentes de la soberanía provincial, era indudable que el Congreso tiene facultad para prohibir que los yacimientos minerales de la República pasen al dominio y explotación de sociedades extranjeras. "La constitución nacional—agrega—no se opone a ello; no se propone crear un depósito neutral de riquezas internacionales destinadas a ser aspiradas desde el exterior por hombres manejados por la codicia del capital extranjero". He aquí expresada, a través de las palabras de un maestro y hombre de gobierno de cualidades indiscutibles, la preocupación que ve en las organizaciones capitalistas extranjeras—y principalmente norteamericanas—una amenaza para la soberanía nacional, aun cuando no es presumible el propósito de organizar en el país el monopolio de la explotación petrolífera, en primer lugar, porque se oponen las leyes y, en segundo lugar, porque no entra ese monopolio en los planes de ninguna sociedad extranjera por no ser indispensable para la realización de los mismos ni, de entrar, habría forma alguna de llevarlo a la práctica.

VIII

LA POLITICA PETROLIFERA Y LAS INDUSTRIAS PRIVADAS Y EXTRANJERAS EN OTROS PAISES.

Todos los principales países productores de petróleo—incluyendo Estados Unidos y Venezuela que figuran a la cabeza—han definido una política liberal, sin haberse hecho distingos acerca de si eran nacionales o extranjeros los capitales empleados. Tampoco ha existido en esos países el monopolio oficial. En cambio Méjico, (cuya política en materia de petróleo y los funestos resultados que de ella provinieron, se ponen de manifiesto en otra parte de este estudio) ha visto bajar su producción rápidamente de 30.687,000 m³ en 1921 a 7.473,000 m³ en 1927. Méjico había llegado a ocupar en una época el segundo lugar entre los países productores, ocupando actualmente el quinto puesto, como consecuencia de la política mencionada; una gran parte del capital allí empleado emigró a Venezuela.

Rusia es el único país del mundo donde se ha implantado el monopolio; pero, es indudable, que no fué como solución de carácter económico, sino en virtud de la situación que sobrevino a la revolución de 1917.

En Rumania, no obstante lo restringido de su legislación, no subsistió el monopolio. En su número del 15 de Enero de 1929 el "Moniteur du Petrole Romain" contenía la siguiente información: "El gobierno rumano va a modificar sus leyes mineras de petróleo y gas "para inducir al capital extranjero a venir al país" como resultado del préstamo de estabilización recientemente concedido. El primer ministro declaró recientemente que es necesario que el capital extranjero gocé de un tratamiento igual al acordado al capital nacional".

La legislación proyectada suprime el sistema de las acciones intransferibles de empresas de petróleo y establece la distribución de los campos petrolíferos fiscales entre varias empresas sobre la base de su respectiva capacidad financiera y técnica de modo que el capital extranjero volverá a Rumania con beneficio indudable para su economía.

Merece también consignarse que en un mensaje reciente el presidente de Colombia, doctor Miguel Abadía Méndez, ha expresado lo siguiente: "Muy pronto una legislación especial se va a establecer respecto del petróleo, que definirá y garantizará los derechos de cada uno sobre la base del respeto rígido hacia las compañías pri-

vadas y la explotación legitimizada de las reservas de petróleo del Estado, para que no haya ocasión de temer la confiscación o de que los derechos sean tan onerosos como para matar esta fuente de entradas fiscales. El gobierno mantendrá de lleno su política tradicional de recibir bien el capital y a las empresas extranjeras y no habrá autoridad ni poder público en Colombia que no les dé la misma protección que se le da al capital y a la industria colombiana".

SEGUNDA PARTE

ANTECEDENTES ECONOMICOS

SUMARIO: I. Capital importancia del problema del combustible en la economía nacional.— II. Explotación privada y explotación fiscal.— III. La experiencia extranjera.—IV. El petróleo argentino y la producción mundial.— V. Conclusiones.

I

CAPITAL IMPORTANCIA DEL PROBLEMA DEL COMBUSTIBLE EN LA ECONOMIA NACIONAL.

La Argentina está en el umbral de un período de gran desarrollo industrial que en diversas ocasiones hemos analizado; pero hay varias causas que dificultan los primeros pasos en este camino. Una de ellas, y de gran importancia económica, es el problema del abastecimiento de combustible. La industria moderna ha entrado en una fase de intenso aprovechamiento de la energía mecánica, por medio de un desarrollo intensivo del maquinismo y de nuevos inventos para aumentar el rendimiento del trabajo del hombre.

En nuestra República existen muchas fuentes potenciales de energía, pero por hoy la mayor parte de ellas no pueden proporcionar el combustible abundante que exige la industria. No lo pueden dar los yacimientos de carbón que hasta hoy se conocen, ni tampoco la leña (por sus cualidades intrínsecas que no la recomiendan como combustible básico de la gran industria), y por la distancia entre los lugares de producción y los principales centros de consumo. Pero queda el petróleo.

A pesar de que la experiencia ha demostrado que no se puede hacer por adelantado un cálculo seguro de la producción posible y a pesar de que ninguna de las empresas que operan en la Argentina podría en este momento elegir con seguridad un territorio nuevo que pudiera resul-

tar productivo, la presencia de petróleo ya probado en tres regiones extensamente separadas, es decir: Comodoro Rivadavia, Plaza Huincul, y la zona de Lomitas en Salta, representa una fuerte probabilidad de que se pudiera obtener suficiente petróleo para los usos del país.

Mientras el carbón u otro combustible nos resolvería solamente el problema del abastecimiento de combustible para las industrias, el petróleo nos suministra además la nafta necesaria para el automovilismo; y nos proporciona el kerosene y otros combustibles apropiados para los demás motores fijos y para tractores y camiones.

La política económica que ha imperado en nuestro país en los últimos 50 años favoreció al litoral con detrimento del Sud, y de las provincias del Oeste y del Norte. El hecho de que el petróleo se encuentre en esas regiones significa un estímulo más en favor de su desarrollo por cuanto viene a favorecer a provincias pobres que esperan alguna circunstancia a su favor, como esa, para entrar en una era de franco progreso económico que las coloque pronto a la par de Buenos Aires y Santa Fe.

Y esto resulta de toda importancia si se considera la atracción de actividades que origina la producción de petróleo todas las cuales suman generalmente mucho más que las del petróleo que les dió origen. La producción obliga a llevar a esas regiones, por apartadas que se encuentren, fuertes poblaciones obreras, ingenieros y técnicos de diversos ramos todos lo cual traen aparejado la formación de núcleos de progreso, con sus escuelas, hospitales, talleres, como nos ha maravillado en Salta donde en dos o tres años se ha formado una población de 5,000 habitantes con recursos culturales y sociales—un gran hospital gratuito entre ellos—de que carecen pueblos antiguos de mucha mayor población.

Los senadores que, como miembros de la comisión que estudia el problema petrolífero, visitaron últimamente esta región, dieron a conocer la impresión que les produjo el esfuerzo cultural allí realizado como consecuencia de la intensificación de la explotación petrolífera.

El transporte de materiales y productos obliga a construir buenos caminos, como los que también hemos podido admirar en Salta, a construir ramales ferroviarios como el proyectado por el Central Argentino a raíz de la visita realizada a los yacimientos del Norte por Lord Forres.

En síntesis, todas estas actividades derivadas de la explotación de petróleo dan trabajo bien remunerado a abundante población calificada, constituyendo en su conjunto una poderosa fuer-

za de población, desarrollo económico y progreso cultural.

Actualmente existen en la Argentina 400,000 automóviles en circulación y según nuestra apreciación este número duplicará en 5 ó 6 años. De ese modo este solo factor señalaría a la producción de petróleo argentina la necesidad de procurar igual ritmo de crecimiento.

Respecto del costo del petróleo y sus productos en la Argentina será necesario no omitir esfuerzos para abaratarlo. Sólo el flete marítimo y los derechos de importación representan un 24 por ciento del costo, como puede verse en el siguiente cuadro referido a los precios normales de mediados del año pasado:

Precio de venta de la nafta en Buenos Aires.....	20,30	centavos = 100%
Flete marítimo.....	1,04	> = 5,2%
Derecho aduanero.....	4,73	> = 23,6%
Bonificación al vendedor..	3,00	> = 15%

Nuestra mirada no debe circunscribirse al país en cuanto a la necesidad económico de proveernos de combustible en la medida que va requiriendo el desarrollo del tráfico y del comercio. Si nuestro petróleo continuara siendo insuficiente para nuestras necesidades, podremos contar con el petróleo de un país vecino y hermano que lo posee en abundancia sobre nuestra propia frontera. Es indudable que debiendo Bolivia exportar su petróleo su primer mercado natural es la Argentina. Ese petróleo del país vecino está más vinculado a nuestra economía que el de países lejanos, o cuando menos debería estarlo. La salida natural al exterior es al través de nuestro territorio y nuestra conveniencia es que, en primer lugar, abastezca nuestras necesidades y en segundo, que salga por nuestros puertos. Desde luego esa producción saldrá de Bolivia como el agua de un río corre por su cauce; y si no encuentra un dique, en su dirección natural, es decir nuestro país, buscará otro cauce que más tarde sería difícil modificar.

II

EXPLOTACION PRIVADA Y EXPLOTACION FISCAL.

¿Cuál es el sistema que conducirá a un rápido aumento de la producción de petróleo argentino y al mismo tiempo hacia una disminución del costo? ¿El sistema de la explotación exclusiva por el Estado, o el sistema de la explotación conjunta, mediante el mantenimiento de la ac-

tual explotación fiscal y el estímulo a las empresas privadas?

El cambio en la política petrolera, después de 1923, antes analizado, llevó al gobierno a competir con las empresas en todas las actividades hostilizándolas en toda forma y con el propósito de conseguir que los yacimientos fiscales abastecieran enteramente al consumo interno. Para ello se forzó la marcha de la explotación fiscal, con un salto brusco que sin la preocupación necesaria de exploraciones adecuadas condujo a una deplorable disminución de la eficiencia. La producción por pozo y por día bajó de cerca de 11 toneladas por día en 1922 a 2,9 toneladas en 1929 y a la vez se empeoraba la calidad, pues la hidratación del petróleo que era en 1922 de sólo 3% de agua creció hasta 30% en 1928 y se aproxima el límite que haría posible una inundación del yacimiento.

Al iniciarse este plan de 1923 predijeron las autoridades que en pocos años se abastecería al mercado y se aseguró, como recordábamos al principio, que para 1928 la producción fiscal llegaría a 2.778,000 toneladas, para lo cual se aumentaría el número de pozos en producción que era en 1922 de 89, a 800 los cuales estarían ya en producción en 1928. El programa de perforación se cumplió casi íntegramente; pero la producción en el año no fué de 2.700,000 toneladas sino solamente de 740,000 y no llegó a 800,000 en 1929. Las enormes entradas que se pronosticaron para 1928 y que aseguraron los yacimientos fiscales representaría un superavit de 150 millones de pesos se han esfumado. No hacemos crítica, ni dejamos de respetar y admirar el celo del general Mosconi en sus funciones, exponemos verdades de interés nacional y de interés para esta industria con el respeto debido a todas las autoridades que concurren en el esfuerzo que las inspira.

La historia de las operaciones de las empresas industriales por el Estado ha demostrado concluyentemente, en todo el mundo, que las desventajas que acompañan a la propiedad industrial del Estado han sido tan grandes que han hecho que sus defensores y los que pagan los impuestos, los llamados "accionistas del gobierno", insistieran en la vuelta a la industria privada.

La eliminación de la competencia por el gobierno elimina el incentivo a una mayor eficiencia y a la reducción de gastos. Los negocios mejor organizados son sin duda los dirigidos por hombres que han llegado a su posición por sus ascensos y experiencia. Esos ascensos pueden tener lugar solamente en la atmósfera libre

de la competencia. No puede haber progreso sin competencia. Nuevos métodos, nuevas ideas, son el resultado de espíritus emprendedores y de iniciativa individual. Por otra parte, en un negocio tan arriesgado como el de la busca de petróleo, el gobierno no puede arriesgar los dineros de sus contribuyentes. Y bien es sabido que el riesgo en estas actividades es muy elevado.

No hay mejor ejemplo de la gran incompetencia de los gobiernos para dirigir negocios que el mostrado por la historia de los Estados Unidos. Hace algún tiempo el gobierno de los Estados Unidos se retiró de toda participación en negocios privados. Hoy la participación del gobierno se ha limitado a la posición de "referee" de un juego sin participar en la lucha económica: usando una difundida y sugerente expresión.

El actual presidente de los Estados Unidos, Mr. Herbet C. Hoover cuyos ideales en favor del progreso y del bienestar del pueblo se han traducido en hechos incontrovertibles, ha emitido en varias oportunidades ideas decididas al respecto:

"La burocracia crea un espíritu de sumisión en la vida diaria y penetra en el espíritu del pueblo no con el hábito de la poderosa resistencia a lo que es malo, sino con el hábito de la tímida adaptación a un poder irresistible. Por otra parte, la competencia está cerrada para la burocracia, porque ella sólo tiene lugar en una atmósfera libre, de acciones y reacciones. Y sin competencia no hay progreso en los negocios creadores. Nuevos métodos, nuevas ideas son la proyección del espíritu que se arriesga o de la iniciativa individual y de las empresas individuales: sin aventura, sin riesgo, no hay progreso. Ninguna administración gubernamental puede afrontar riesgos con el dinero de sus contribuyentes." (En el informe anual de Mr. Hoover como ministro de comercio en 1926).

Y últimamente en un discurso que pronunció el 22 de Octubre de 1928 en Nueva York manifestó:

"Es un falso liberalismo aquel que se traduce en la administración gubernativa de los negocios comerciales. Cada paso en la burocratización de los negocios de nuestro país envenena las raíces mismas del liberalismo, esto es: igualdad política, libertad de palabra, libertad de reunión, libertad de prensa e igualdad de oportunidades. Es el camino, no hacia una mayor, sino hacia una menor libertad. No debe verse al liberalismo luchando por la amplitud de la burocracia, sino tratando de limitarla. El verdadero liberalismo busca toda legítima independencia, en la creencia confiada de que sin la independencia a

la prosecución de los demás bienes y beneficios es vana."

La experiencia universal proporciona múltiples ejemplos:

El gobierno de los Estados Unidos de América bajo las condiciones de la guerra mundial, creyó necesario tomar la dirección de los ferrocarriles del Estado. El resultado de ese experimento, aún con la razonable excusa de las condiciones anormales de la época de guerra, fué tal que ha eliminado la posibilidad de reincidir en ello por muchas generaciones. Las pérdidas que los contribuyentes tuvieron que sufrir fueron enormes. Tampoco fué brillante el resultado de la administración inglesa. El gobierno de Italia tuvo que abandonar sus operaciones de los ferrocarriles de ese país, lo mismo que su monopolio en seguros de vida. Un contraste elocuente lo dan los sistemas de teléfonos y telégrafos tan eficientemente dirigidos en los Estados Unidos, en manos de compañías privadas, comparados con los sistemas de varios países europeos que pertenecen al gobierno. La tendencia moderna es, sin duda, la de alejarse de los monopolios del gobierno. El monopolio del Estado en España (un país sin producción de petróleo) puede ser considerado como una excepción aislada y con su período difícil por delante.

No nos extenderemos sobre la materia que hemos tratado, por otra parte, en muchas ocasiones, anteriormente, en particular en las siguientes publicaciones: "La eficiencia directiva", "La Nación", 15 de Octubre de 1928; "Los monopolios y las empresas de servicios públicos", "El Diario", 24 de Febrero de 1929, y "El Estado como competidor de la industria y del consumo", "La Nación", Marzo 11 y 20 de 1930, etc.

Las actividades del gobierno en los últimos cinco años se han limitado a fomentar la cancelación y el retiro de las compañías privadas y a perforar pozos adyacentes a los pozos productores de las compañías privadas, como los pozos que rodean la concesión de la Compañía Industrial y Comercial en Comodoro, (otros perforados) al lado de los de la Compañía Diadema en el mismo distrito, y los perforados también por el gobierno, según hemos podido verlo personalmente, al lado mismo de los pozos productores de las compañías privadas en Plaza Huincul y en la vecindad de los de Salta.

En la Argentina las operaciones del gobierno en la industria del petróleo han sido excepcionalmente eficientes para ser una industria manejada por el Estado; no ha podido acercarse, sin embargo, a la eficiencia de las empresas priva-

das. Son interesantes los siguientes cotejos comparando a la industria fiscal con la principal compañía privada en cada yacimiento, utilizando para ello las cifras de la estadística oficial de la Dirección General de Minas del Gobierno Nacional y referidos al año 1929:

Plaza Huincul

Y.P.F S.O.C
Prod. de petróleo por empleado (m³) 122 474

Comodoro Rivadavia

Cia.
Y.P.F Ferroc.
Prod. de petróleo por empleado (m³) 259 477

En Estados Unidos la industria privada está en manos de muchas compañías que se hacen la competencia, y ninguna de ellas ni ningún grupo de ellas tiene en el país de mayor producción predominio o siquiera una alta proporción de la industria.

En relación a esto es interesante anotar las siguientes cifras tomadas de una publicación oficial del Departamento del Trabajo de los Estados Unidos, mostrando los precios de 1927 de diversos productos de ese país comparados con los precios de 1913, antes de la guerra mundial. (En esta recopilación la cifra 100 representa el precio de cada producto en 1913). Se observará que el precio de la nafta subió menos que el de los demás productos en las Estados Unidos, y que es el más barato de todos vendiéndose a los mismos precios que antes de la guerra.

Representando por la cifra 100 el precio de cada producto en 1907, los precios de 1927 han sido los siguientes:

Instalaciones domésticas	223,8
Antracita (Carbón)	220,7
Carbón bituminoso	206,6
Ladrillos	206,4
Lanas y tejidos	188,2
Maderas	173,4
Calzado	187,8
Hacienda y aves	140,3
Materiales de construcción	162,6
Artículos de algodón	157,3
Sedas	137,0
Otros combustibles	119,3
Otros comestibles	147,7
Carnes	150,1
Cereales	145,4
Leche, manteca, queso	154,4
Productos agrícolas	143,5
Muebles	137,6
Acero de construcciones	122,8
"Nafta"	111,4

Término medio de todos los productos, 146,8.

Y este resultado fué conseguido en medio de numerosas desventajas, entre las que se pueden notar los precios excesivamente altos de toda la maquinaria y de los equipos necesarios para la perforación de los pozos y el establecimiento de equipo de refinería y transporte, altos sueldos de empleados, etc. y a pesar del aumento de 1000% en la demanda de nafta desde 1913.

Otro factor que hay que considerar en esta época es que las grandes compañías de petróleo, como toda gran organización de capital, tienen ahora mucho mayor sentido de su responsabilidad hacia la comunidad en general que el que hubieran tenido hace una generación. Comprenden que están en la industria para muchos años y que sus actos del presente inevitablemente influirán en su futuro. Es este uno de los hechos que más nos sorprendió en la última visita a ese país. Todo se hace con miras a una o varias generaciones, no con las de la utilidad inmediata y a liquidar como se suele suponer en el exterior.

III

LA EXPERIENCIA EXTRANJERA

La experiencia mundial nos ofrece muchos casos que evidencian los benéficos resultados de la política de estímulo a las industrias, y como consecuencia inmediata de esta política, el constante aumento de la producción. Prescindiendo de Estados Unidos, cuya política de franco apoyo a las industrias es bien conocida, incluso las extranjeras (inglesas y holandesas en su mayor parte), y cuya importancia petrolífera está en la mente de todos, tenemos el caso de Venezuela y Colombia que han iniciado las explotaciones, hace muy pocos años, cuando nuestro país era ya productor. Las consecuencias favorables de la política de estímulo a la producción privada han sido amplias y claras y pueden apreciarse a través de la siguiente estadística:

Producción de petróleo crudo en Venezuela y Colombia, en metros cúbicos:

Años	Venezuela	Colombia
1920	72,663	—
1921	227,847	—
1922	452,991	51,357
1923	644,109	67,416
1924	1.391,886	70,755
1925	3.130,233	92,379
1926	5.943,579	1.024,596
1927	10.036,716	2.385,318
1928	16.802,325	3.163,464
1929	21.844,692	3.241,056

Venezuela, cuya producción comenzó en 1917,

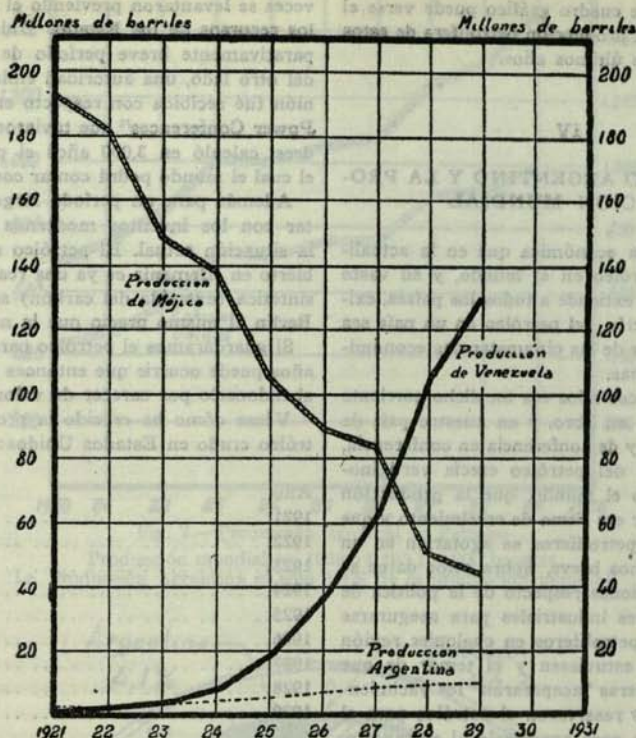


Fig. 1.—Producción de Petróleo en Méjico, Venezuela y Argentina

nueve años después que nuestro país, es hoy el segundo país productor del mundo. Su producción actual es quince veces mayor que la de la Argentina. Colombia como se ve en el cuadro comenzó a producir en 1922, quince años después que la Argentina y el año pasado obtuvo más del doble de petróleo que nosotros.

Méjico nos proporciona dos interesantísimos ejemplos en los dos períodos de su historia petrolífera. El primero es de estímulo del gobierno a las empresas y de consecuente progreso. Comienza la producción en 1901 y va creciendo al principio lentamente; luego aumenta vertiginosamente al influjo de la iniciativa privada hasta llegar a 26.002,860 m³ en 1920 y a 30.750,282 m³ en 1921. Pero a partir de ese año los gobernantes mejicanos iniciaron una política de hostilidad contra las empresas privadas, creándoles trabas y conflictos. Las consecuencias no se hicieron esperar mucho, la producción declinó continua y rápidamente, y el gobierno vió con asombro mermar rápidamente los ingresos en las arcas fiscales las cuales se sostenían principalmente con los impuestos que pagaban las compañías y

las actividades de todo orden que esa industria origina. Miles de obreros quedaron sin trabajo porque muchas compañías suspendieron sus explotaciones y se fueron con sus capitales y maquinarias a otros países: Estados Unidos, Venezuela, Colombia, Perú, Ecuador, donde fueron mejor acogidos. Véase el proceso de esta disminución que tan graves consecuencias económicas y financieras acarrea al país hermano y que puede servir de ejemplo a otros países para evitar tan mal camino.

PRODUCCION DE PETROLEO CRUDO EN MEXICO

Año	m ³
1921	30.750,282
1922	28.982,202
1923	23.783,697
1924	22.180,023
1925	18.366,885
1926	14.376,939
1927	10.195,239
1928	7.972,896
1929	7.105,233

En el siguiente cuadro gráfico puede verse el contraste entre la producción petrolífera de estos dos países en los últimos años.

IV

EL PETROLEO ARGENTINO Y LA PRODUCCION MUNDIAL

La importancia económica que en la actualidad goza el petróleo en el mundo, y su vasto consumo, que se extiende a todos los países, exigen que la situación del petróleo en un país sea analizada a la luz de las circunstancias económicas propias y ajenas.

Hasta hace pocos años era un dicho corriente repetido de libro en libro, y en nuestro país de folleto en folleto y de conferencia en conferencia, que el consumo del petróleo crecía vertiginosamente en todo el mundo, que la producción no podía alcanzar ese ritmo de crecimiento y que los yacimientos petrolíferos se agotarían en un plazo más o menos breve. Sobre estos datos se hacían especulaciones respecto de la política de los grandes países industriales para asegurarse los yacimientos petrolíferos en cualquier región del mundo que estuviesen y el temor de que empresas extranjeras "acapararan" los yacimientos petrolíferos y reservaran el petróleo para el caso de guerra o para exportarlo al extranjero.

Respecto a los cálculos alarmistas de hace años, que son los que todavía se repiten aquí en las conferencias populares, es interesante anotar que en 1919 Mr. Stebinger, de la Oficina Geológica de los Estados Unidos, señaló como reserva potencial de los yacimientos petrolíferos norteamericanos la cifra de 1.113,000 m³. Y bien, desde aquella fecha hasta el 31 de Diciembre último, se han extraído de los yacimientos norteamericanos 1.138,440 m³ y la producción continúa en aumento. El problema es ahora el de la superproducción.

La situación real del petróleo en el mundo es en la actualidad muy diferente. Ahora se trata de controlar la producción o sea de adaptarla al consumo evitando que continúe el excedente de producción de los últimos años.

Sir John Cadman, presidente de la Anglo Persian dijo refiriéndose a las predicciones, que como hemos visto han fallado, en un discurso pronunciado ante el American Petroleum Institute el 6 de Diciembre de 1928:

"De un lado tenemos el hecho de que en los años 1920 hasta 1922 entre las opiniones técnicas y geológicas de los Estados Unidos muchas

veces se levantaron previendo el agotamiento de los recursos de los Estados Unidos en el comparativamente breve período de 20 a 30 años, del otro lado, una autoridad eminente cuya opinión fué recibida con respecto en las "Fuel and Power Conferences" que tuvieron lugar en Londres, calculó en 3,000 años el período durante el cual el mundo podrá contar con petróleo."

Además para un período largo hay que contar con los inventos modernos que modifican la situación actual. El petróleo sintético descubierto en Alemania es ya una realidad y la nafta sintética (extraída del carbón) se vende hoy en Berlín al mismo precio que la nafta natural.

Si guardáramos el petróleo para dentro de 100 años puede ocurrir que entonces tuviéramos que abandonarlo por carecer de valor.

Véase cómo ha crecido la producción de petróleo crudo en Estados Unidos:

Año	m ³
1921.....	75.077,097
1922.....	90.237,429
1923.....	116.452,713
1924.....	113.516,460
1925.....	121.435,137
1926.....	122.568,966
1927.....	143.262,975
1928.....	143.402,100
1929.....	159.952,410

Para remediar esta situación se restringió la producción en algunos Estados productores. Pero ha seguido el aumento de la producción en los últimos meses.

La situación se agrava por exceso de producción—si se considera el aumento de la producción en Venezuela y Colombia. Véase el cuadro siguiente de la producción de petróleo en la América del Sud en los últimos dos años:

Naciones	Producción en m ³		Aumento
	1928	1929	
1—Venezuela ..	16.695,000	21.783,000	31%
2—Colombia ..	3.180,000	3.241,215	2%
3—Perú ..	1.669,500	2.131,236	28%
4—Argentina ..	1.399,200	1.493,066	7%
5—Ecuador ..	85,860	214,809	150%
Sud-América ..	23.029,560	28.863,326	25%

PRODUCCION MUNDIAL DE PETROLEO

Mientras el crecimiento general de los países de Sud América fué de 25% el de la Argentina sólo alcanzó a 7%.

Nuestra situación es absolutamente distinta a

Millones de barriles

Millones de barriles

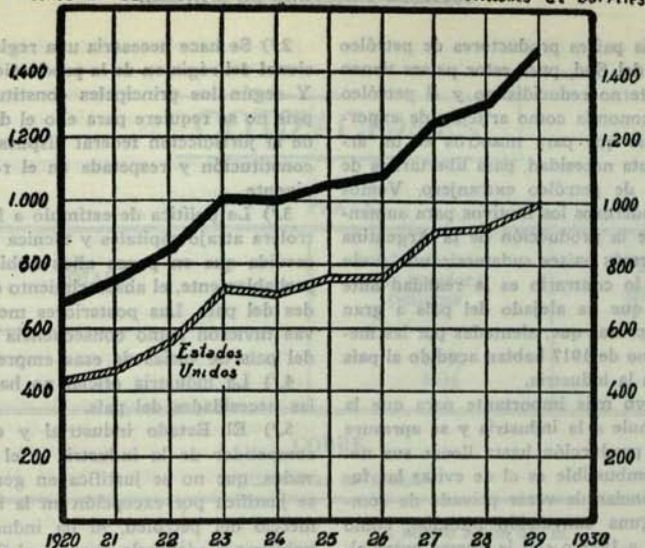


Fig. 2.—Producción Mundial de Petróleo

Producción mundial en 1929=1.495,100,000 barriles.

La Producción Argentina es sólo 0,6% de la producción mundial.

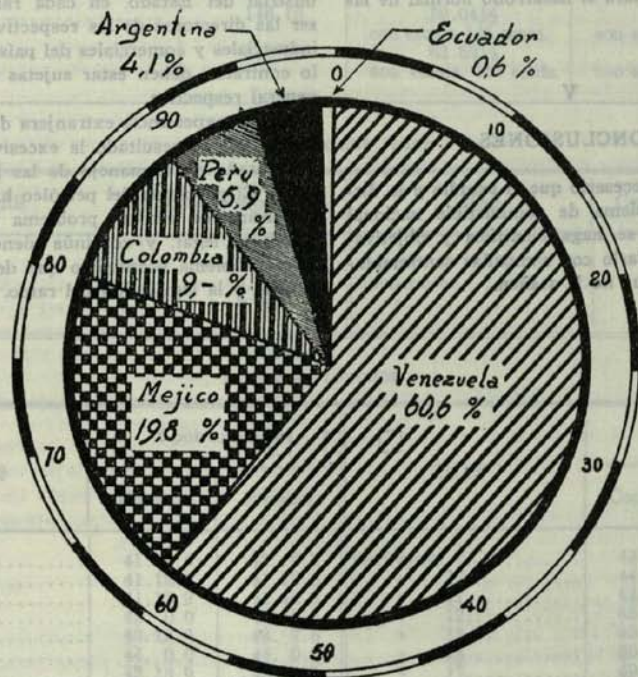


Fig. 3.—Producción de Petróleo en la América Latina en 1929

Producción total en la América latina..... 35.968,000 m³
 Producción Argentina..... 1.493,000 m³

la de los demás países productores de petróleo de la América del Sud, pues estos países tienen un mercado interno reducidísimo y el petróleo figura en su economía como artículo de exportación. Mientras que para nosotros es un artículo de absoluta necesidad, para libertarnos de la importación de petróleo extranjero. Vemos que son más poderosos los motivos para aumentar rápidamente la producción de la Argentina que la de los demás países sudamericanos, y sin embargo, todo lo contrario es la realidad ante la inseguridad que ha alejado del país a gran parte de las empresas que, alentadas por las medidas de gobierno de 1917 habían acudido al país a consagrarse a la industria.

Pero el motivo más importante para que la Argentina estimule a la industria y se apresure a aumentar su producción hasta llenar sus necesidades de combustible es el de evitar las funestas consecuencias de verse privada de combustible en alguna convulsión mundial, como ocurrió de 1914 a 1918 o con la guerra entre algunos países. Lo esencial para la economía nacional es prever la provisión regular para los casos señalados y la estabilidad de los precios, tan importante para el desarrollo normal de las actividades.

V

CONCLUSIONES

1.º) Se hace necesario que el estudio y la discusión del problema de combustible nacional y del petróleo, se haga científica y objetivamente, sin mezclarlo con campañas sentimentales o políticas que no le atañen.

2.º) Se hace necesaria una reglamentación nacional del régimen de la producción del petróleo. Y según los principales constitucionalistas del país no se requiere para ello el desconocimiento de la jurisdicción federal dispuesto por nuestra constitución y respetada en el régimen minero vigente.

3.º) La política de estímulo a la industria petrolera atrajo capitales y técnica extranjeros, en medida que en pocos años hubiera provocado, probablemente, el abastecimiento de las necesidades del país. Las posteriores medidas restrictivas tuvieron como consecuencia el alejamiento del país de varias de esas empresas.

4.º) La industria oficial no ha podido llenar las necesidades del país.

5.º) El Estado industrial y comerciante, y competidor de la industria y el comercio privados, que no se justifica en general, tampoco se justifica por excepción en la industria y comercio del petróleo, ni ha inducido a ningún gobierno a adoptarlo excepto al Soviet y la dictadura de España, país, este último, en el cual no se produce petróleo.

6.º) Las administraciones del patrimonio industrial del Estado, en cada ramo, no deben ser las directoras de las respectivas actividades industriales y comerciales del país, sino que, por lo contrario, deben estar sujetas a la dirección general respectiva.

7.º) La experiencia extranjera demuestra cuan perjudicial ha resultado la excesiva intromisión del Estado en el manejo de las industrias.

8.º) El problema del petróleo ha dejado en la Argentina de ser un problema político o un problema legal, y continúa siendo un importante problema económico que debe inspirar la política y la legislación del ramo.

COTIZACIONES

PLATA

DIAS	Londres 2 meses onza standard, peniques	Valparaíso kilo fino \$
Noviembre 6.....	16 ⁴ / ₈	91.73
» 20.....	16 ¹ / ₂	90.82

COBRE

QUINCENAL EN CHILE

DIAS	A BORDO \$ POR qq. m.		
	Barras	Ejes 50%	Minerales 10%
Noviembre 6.....	146.16	59.04 ¹ / ₂ con escala 146 cents.	7.65 ¹ / ₄ con escala 86 ¹ / ₂ cents.
» 20.....	155.26	63.62 ¹ / ₂ con escala 155 cents.	8.13 ¹ / ₂ con escala 91 ¹ / ₄ cents.

SEMANAL EN NEW YORK

DIAS	Centavos por libra	DIAS	Centavos por libra
Octubre 30.....	9.50	Noviembre.....	11.25
Noviembre 6.....	9.50	»	10.50

DIARIA EN LONDRES

DIAS	\$ por tonelada		DIAS	£ por tonelada	
	Contado	3 meses		Contado	3 meses
Octubre 24.....	41.7.6	41.6.3	Noviembre 7.....	43.8.9	43.7.5
» 27.....	41.12.6	41.12.6	» 10.....	44.8.9	44.8.9
» 28.....	41.18.9	41.16.3	» 11.....	44.10.0	44.12.6
» 29.....	43.0.0	42.16.3	» 12.....	45.0.0	45.2.6
» 30.....	43.12.6	43.7.6	» 13.....	49.5.0	49.7.6
» 31.....	44.0.0	44.0.0	» 14.....	50.15.0	50.15.0
Noviembre 3.....	43.13.9	43.10.0	» 17.....	49.12.6	49.12.6
» 4.....	43.12.6	43.7.6	» 18.....	47.12.6	47.12.6
» 5.....	42.17.6	42.15.0	» 19.....	46.0.0	46.0.0
» 6.....	43.3.7	43.2.6	» 20.....	45.8.9	45.11.3

VALOR DE LA LIBRA ESTERLINA

DIAS		\$ por £	DIAS		\$ por £
Octubre	24	39.95	Noviembre	12	39.94
"	28	39.96	"	13	39.93
Noviembre	4	39.95	"	14	39.92
"	5	39.96	"	15	39.89
"	6	39.97	"	17	39.84
"	7	39.96	"	18	39.78
"	10	39.93	"	19	39.81
"	11	39.96	"	20	39.88

SALITRE

Noviembre 6

El mercado Europeo continúa siempre tranquilo y las entregas demuestran una pequeña mejoría comparado con el año pasado.

No hay señales de mejoría en el mercado Americano, las únicas 250 toneladas han sido compradas en la costa sobre los precios f. a. s. durante la pasada quincena.

La producción durante el último mes fué de 1,793,570 qtls. met. con 29 oficinas en trabajo, demostrando una baja de 98,854 qtls. met. comparado con Octubre 1929 cuando trabajaban 69 oficinas.

Las exportaciones durante Octubre fueron de 2.220,250 qtls. met. comparado con 2.4º,423 qtls. met. exportado durante el mismo mes de 1º29.

La producción y exportación durante los primeros diez meses de los últimos cuatro años se compara como sigue:

	Exportación qtls. met.	Producción qtls. met.
1927.	17.987,962	11.673,607
1928.	21.610,463	25.832,139
1º2º.	24.179,681	26,921,462
1930.	14.120,809	21.436,647

El actual estado del mercado de fletes se puede calificar como tranquilo sin cambio alguno. Los exportadores solamente han contratado lotes pequeños por líneas de la carrera para cumplir los pedidos urgentes del Continente donde las existencias son más necesitadas. La situación en Río de la Plata aparentemente ha mejorado ofreciéndose todavía vapores por salitre.

No se registran fletamentos para el Reino

Unido o Continente durante la pasada quincena y entendemos que cargamentos completos por vapores para embarque Diciembre/Enero se pueden obtener a 19/- y 20/6 para Reino Unido o Continente y puertos del Mediterráneo respectivamente. Los únicos negocios cerrados por Líneas de la carrera durante el pasado período han sido 5,000 toneladas embarque Noviembre/Diciembre Amberes-Amburgo a 18/- y un lote pequeño para Dunkirk, Amberes Hamburgo, Rotterdam, Amsterdam al mismo precio para las Indias Occidentales se han contratado 250 toneladas a más o menos 27/6. Las cotizaciones por líneas de la carrera son como sigue:

Burdeos Hamburgo puertos de costumbre 18/6, opción Nantes, La Pallice, St. Nazaire y Rouen 1/- extra y Brest 3/- extra, Havre/Hamburgo 18/- opción Escandinavia incluyendo Dinamarca 2/6 extra puertos del Atlántico Norte de España 1º/6, Mediterráneo, Barcelona, Marseille y Génova 20/-

Para Estados Unidos Galveston/Boston o Nueva York directamente por Cías de la carrera, no ha habido interés de parte de los exportadores por fletar y no se registran negocios durante la pasada quincena. La causa de esta inactividad se dice sea la completa falta de interés por comprar salitre en los Estados Unidos. Las cotizaciones nominales quedan sin cambio, a saber: 3.25 a 3.50 por vapores de carga Nov/Dic. y Dic/Enero según las condiciones. Para Nueva York directamente para Noviembre y Diciembre 3 dollars.

Noviembre 20

El mercado Europeo continúa tranquilo pero no ha demostrado mejoría alguna y las entregas continúan en baja escala. El mercado Americano ha mejorado algo y las compras en la costa sobre los precios f. a. s. alcanzaron a

más o menos 25.000 toneladas durante la quin-
cena, lo cual se debe a la reducción de los fletes
que rigen actualmente para ese destino.

No hay datos estadísticos debido a que la
Asociación de Productores de Salitre ha decidi-
do no publicar información alguna por el
momento.

El estado general del mercado de fletes está
momentáneamente desfavorable para los ar-
madores, y los fletes están aparentemente ba-
jos en el mundo entero. Según una información
de Londres los corredores en esa aún tienen
una gran cantidad de tonelaje disponible y
mientras no se declare algo anormal no se po-
drá producir una alza en los precios por algún
tiempo más. Informaciones recientes anuncian
una pequeña mejoría en los pedidos, especial-
mente en el mercado Americano, pero no lo su-
ficiente para garantizar una mercado mejoría.
El mercado cierra tranquilo sin cambio.

Se ha contratado un gran vapor de ocasión
para Burdeos/Hamburgo para embarque en
Diciembre al precio de 19/- con opciones puer-
tos del Atlántico Norte de España 20/- Medite-
rráneo sin la costa Este del Oeste de Italia
20/6, Alejandría 21/9, y Escandinavia incluyen-
do Dinamarca 20/6. No ha habido interés du-
rante el pasado período por tomar espacio por
líneas de la carrera para Reino Unido o Conti-
nente, y las cotizaciones nominales de una
quincena atrás quedan sin cambio.

Para Estados Unidos puertos del Golfo y cos-
ta Este ha habido una buena demanda a pre-
cios bajos. Algunos fletamentos se han cerrado
recientemente para embarques Diciembre,
Enero y Febrero a precios que varían entre 3.—
y 3.75 dollars según posiciones y número de
puertos de embarque y descarga. Por Líneas de
la carrera directamente a New York se ha pa-
gado 3 dollars por pequeños lotes para embar-
que Diciembre. Para la costa Occidental ha
habido pedidos por lotes pequeños para embar-
ques prontos los cuales están en trato al precio

de Contrato de 4.50 dollars para San Pedro, San
Francisco, Tacoma o Seattle.

CARBON

Noviembre 6

Las cotizaciones libres de derechos de im-
portación son como sigue:

Cardiff Admiralty List	35/- a 36/-
West Hartley	32/- a 33/-
Pocahontas o New River	34/- a 35/-
Australiano la mejor clase ...	32/- a 32/6

todo para salidas Octubre/Noviembre según
condiciones, cantidades y puertos.

En calidad Nacional la demanda ha seguido,
habiéndose vendido varios lotes pequeños para
puertos salitreros. El actual precio de venta es
se \$ 68.— a \$ 73.— m/cte. por harneado y de
\$ 64.— a \$ 68.— m/cte. por sin harnear según la
cantidad y puertos de descarga.

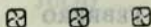
Noviembre 20

Las cotizaciones libre de derecho de importa-
ción son como sigue:

Cardiff Admiralty List	35/- a 36/-
West Hartley	32/- a 33/-
Pocahontas o New River	34/- a 35/-
Australiano la mejor clase ...	32/- a 32/6

todo para salidas Noviembre/Diciembre según
condiciones, cantidades y puertos.

En calidad Nacional la demanda ha seguido,
habiéndose vendido varios lotes pequeños para
puertos salitreros. El actual precio de venta es
de \$ 68.— a \$ 73.—m/cte. por harneado y de
\$ 64.— a \$ 68.—m/cte. por sin harnear f. o. b.
según cantidad y puertos de descarga.



Febrero 25	Febrero 21	Febrero 13	Febrero 6	Noviembre 20	Noviembre 6
Cardiff Admiralty List	35/- a 36/-	35/- a 36/-	35/- a 36/-	35/- a 36/-	35/- a 36/-
West Hartley	32/- a 33/-	32/- a 33/-	32/- a 33/-	32/- a 33/-	32/- a 33/-
Pocahontas o New River	34/- a 35/-	34/- a 35/-	34/- a 35/-	34/- a 35/-	34/- a 35/-
Australiano la mejor clase ...	32/- a 32/6	32/- a 32/6	32/- a 32/6	32/- a 32/6	32/- a 32/6

COTIZACION SEMANAL

AÑO 1929

OCTUBRE

Metales	Octubre 3	Octubre 10	Octubre 17	Octubre 24	Octubre 31
Cobre Elect. N. Y.	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775
Plata N. Y.	0.50125	0.49625	0.49875	0.50000	0.49875
Plomo N. Y.	0.06900	0.06900	0.06900	0.06900	0.06750
Plata (Londres).....	23-1/4	22-15/16	23-1/8	23-	22-7/8
Plomo (Londres).....	£ 23 : 8 : 1½	£ 23 : 6 : 3	£ 23:1:10½	£ 23:10:7½	£ 22:9:3

NOVIEMBRE

Metales	Noviembre 7	Noviembre 14	Noviembre 21	Noviembre 29
Cobre Elect. N. Y.	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775
Plata N. Y.	0.49625	0.49397	0.49875	0.49259
Plomo N. Y.	0.06350	0.06230	0.06250	0.06250
Plata (Londres).....	22 : 13 : 16	22 - 9/16d	22 - 11/16d	22 . 9/16d
Plomo (Londres).....	£ 22 : 2 : 6	£ 21 : 11 : 5	£ 21 : 8 : 1½	£ 21 : 7 : 6

DICIEMBRE

Metales	Diciembre 5	Diciembre 13	Diciembre 19	Diciembre 26
Cobre Elect. N. Y.	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775
Plata N. Y.	0.49125	0.49125	0.48625	0.47375
Plomo N. Y.	0.06250	0.06250	0.0625	0.06250
Plata (Londres).....	22-7/16d	22 : 5/8d	22-1/4d	21-13/16d
Plomo (Londres).....	£ 21 : 7 : 6	£ 21 : 8 : 9	£ 21 : 10 : 0	£ 21 : 11 : 10½d

Año 1930

ENERO

Metales	Enero 3	Enero 9	Enero 16	Enero 23	Enero 30
Cobre Elect. N. Y.	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775
Plata N. Y.	0.46750	0.43875	0.46250	0.44875	0.44250
Plomo N. Y.	0.06250	0.06250	0.06250	0.06250	0.06250
Plata (Londres).....	21-7/16d.	20-5/16d.	21-3/8d.	20-13/16d.	20-9/16d
Plomo (Londres).....	£ 21:14:4 1/2	£ 21:11:10 1/2	£ 21:11:3	£ 21:11:3.	£ 21:11:3

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		
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).....	£ 17:14:4-1/2	£ 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	0.34000	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).....	£ 17:19:4 1/2	£ 18:1:10 1/2	£ 17:15:7 1/2	£ 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).....	15-9/16 d.	15-13/16 d.	15-13/16 d.	16-1/16 d.	16 d.
Plomo (Londres)....	£ 17:17:6-d	£ 18:0:7 1/2	£ 18:7:5	£ 18:3:1 1/2	£ 18:4:4 1/2

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	16-3/4d	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.	00.9775	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

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	
	1929	1930	1929	1930
Enero	57.019	45.000	26.257	20.896
Febrero	56.210	43.193	25.904	20.008
Marzo	56.346	44.654	26.000	19.298
Abril	55.668	42.428	25.738	19.554
Mayo	54.125	40.736	25.034	18.850
Junio	52.415	34.595	24.258	16.049
Julio	52.510	34.346	24.289	15.928
Agosto	52.579	35.192	24.288	16.283
Septiembre	51.042	36.315	23.708	16.738
Octubre	49.913	23.042
Noviembre	49.615	22.690
Diciembre	48.475	22.258
Año, término medio	52.993	24.460

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

COBRE

	Nueva York Electrolítico		Standard		Londres	Electrolítico
	1929	1930	1929	1930	1929	1930
Enero	16.603	17.775	75.551	71.469	78.602	83.250
Febrero	17.727	17.775	78.228	71.419	83.538	83.500
Marzo	21.257	17.775	89.153	69.202	98.356	83.405
Abril	19.500	15.621	81.036	62.075	89.405	74.338
Mayo	17.775	12.756	75.026	53.159	83.727	59.545
Junio	17.775	12.049	74.338	50.003	84.013	56.750
Julio	17.775	11.023	72.152	48.277	84.043	52.522
Agosto	17.775	10.693	73.783	47.525	84.250	50.725
Septiembre	17.775	10.310	75.286	46.264	84.363	49.500
Octubre	17.775	72.815	83.978
Noviembre	17.775	69.324	82.202
Diciembre	17.775	68.303	82,569
Anual	18.107	75.416	84,921

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

PLOMO

	Nueva York		Londres		A 3 meses	
	1929	1930	1929	1930	1929	1930
Enero	6.650	6.250	22.111	21.545	22.344	21.571
Febrero	6.853	6.236	23.128	21.188	23.156	21.097
Marzo	7.450	5.662	25.409	18.807	25.591	18.940
Abril	7.187	5.537	24.783	18.319	24.408	18.363
Mayo	7.000	5.523	23.949	17.795	23.750	17.861
Junio	7.000	5.410	23.694	17.941	23.603	17.994
Julio	6.804	5.250	22.810	18.160	22.880	18.063
Agosto	6.750	5.488	23.185	18.294	23.259	18.178
Septiembre	6.890	5.500	23.557	17.909	23.589	17.798
Octubre	6.873	23.226	23.253
Noviembre	6.285	21.622	21.643
Diciembre	6.250	21.472	21.484
Anual.	6.833	..	23,246	..	23.247	..

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

ESTAÑO

	Nueva York		Londres	
	1929	1930	1929	1930
Enero	49.139	38.851	222.727	175.460
Febrero	49.347	38.676	223.138	173.750
Marzo	48.870	36.798	220.781	164.851
Abril	45.858	36.077	206.887	162.638
Mayo	43.904	32.108	197.545	144.818
Junio	44.240	30.336	200.206	136.300
Julio	46.281	29.822	209.473	134.511
Agosto	46.619	30.044	209.815	134.988
Septiembre	45.359	29.647	204.863	132.621
Octubre	42.290	190.783
Noviembre	40.208	180.565
Diciembre	39.745	179.419
Anual.	45.155	..	203.850	..

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

ZINC

	St. Louis		A la vista		Londres	
					A 3 meses	
	1929	1930	1929	1930	1929	1930
Enero	6.350	5.220	26.196	19.634	26.233	20.241
Febrero	6.350	5.180	26.247	19.209	26.347	19.778
Marzo	6.463	4.934	27.050	18.304	27.294	18.810
Abril	6.658	4.843	26.759	17.819	26.613	18.378
Mayo	6.618	4.641	26.727	16.639	26.619	17.324
Junio	6.686	4.441	26.216	16.422	25.984	17.038
Julio	6.766	4.350	25.332	16.171	25.418	16.777
Agosto	6.800	4.360	24.896	15.953	25.164	16.469
Septiembre	6.799	4.270	24.208	15.773	24.688	16.080
Octubre	6.740	22.927	23.329
Noviembre	6.242	20.851	21.351
Diciembre	5.666	20.072	20.672
Anual.	6.512	..	24.790	..	24.976	..

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.	Feb.	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio
Alaska	22,724	21,947	2,275	1,298	2,109	1,416	1,052	1,250	1,673
Calumet & Arizona.	65,182	65,246	5,132	3,665	3,550	3,752	3,799	3,939	3,767
Magma	18,251	19,118	1,377	1,068	1,178	1,309	1,556	1,150	674
Miami	24,129	29,589	2,609	2,564	3,031	2,762	2,984	2,893	2,675
Nevada Con.	134,231	133,140	27,543	19,850
Old Dominion.	11,069	11,172	830	843	885	1,045	964	845	722
Phelps Dodge.	102,137	111,026	8,200	6,037	6,048	6,034	6,049	6,037	5,755
United Verde Extensión	22,073	29,669	2,371	1,869	1,681	2,047	2,007	1,790	1,949
Utah Copper	136,920	148,312
Tennessee Copper	6,792	7,870	705	659	672	653	676	596	615

			EXTRANJERO						
	1928	1929	Dic.	Jan.	Feb.	Marzo	Abril	Mayo	Junio
Boleo, Méjico	12,782	13,196	3,542	..	3,537	3,636
Furukawa, Japón	17,865	17,767	1,552	1,604	1,627	1,542	1,625	1,511	..
Granby Cons., Canadá ..	28,767	30,424	2,345	1,791	1,726	1,891	2,063	2,204	2,066
Union Miniere, Africa. .	123,880	151,006	72,800	..
Howe Sound.	21,099	21,516	5,876	5,698	..
Mount Lyell, Aust.	6,582	7,600	624	..	3,035	2,090	..
Sumitomo, Japón.	17,898	20,180	1,612	1,207	1,576	1,404	1,644	1,687	1,666
Bwana M'Kubwa	6,696	6,988	598	659	556	525	489	501	551
Bradens Copper Co.	109,137	88,155	6,766	4,618	4,729	4,610	4,620	5,818	..
Chile Exploration Co. .	132,932	150,247	8,743	7,488	7,478	7,489	7,483	7,486	..
Andes Copper Mining Co	52,029	83,718	5,634	3,699	8,351	4,155	3,945	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	2,011
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	71,952	2,482	78,885	2,545	56,779	1,832
Septiembre	78,341	2,611	79,402	2,647
Octubre	86,480	2,790	82,575	2,664
Noviembre	85,382	2,846	75,934	2,531
Diciembre	85,677	2,764	74,772	2,412
Total	909,051	..	1,006,203	..	476,709	..
Promedio mensual	75,754	..	83,850	..	59,589	..
Promedio diario	2,484	..	2,757	..	1,962

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)

	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre
Estados Unidos.	76,777	75,936	69,155	67,638	66,698	68,481
Méjico.	4,430	5,262	5,371	4,968	4,812	5,078
Canadá.	7,580	8,782	11,005	11,820	12,850	12,015
Chile y Perú.	21,637	22,213	23,043	23,328	26,937	26,374
Japón.	7,624	7,412	7,895	7,365	7,314	7,590
Australia.	650	647	2,487	878	1,548	1,832
Alemania.	5,297	5,936	4,141	4,632	5,784	5,429
Europa (a).	11,200	11,300	11,400	11,368	11,200	11,500
Otros países (a).	11,000	11,300	11,300	12,000	12,700	12,700
Total Mundial.	145,595	148,788	145,797	(b) 143,997	(b) 149,843	151,005

a) Incompleto; en parte estimado.—b) Revisado.

CUADRO N.º II

Producción mundial de cobre por meses

	1928 Producción		1929 Producción		1930 Producción	
	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria
Enero.	143,546	4,631	178,783	5,767	155,848	5,027
Febrero.	147,546	5,088	167,090	5,968	140,083	5,003
Marzo.	147,842	4,769	192,792	6,219	148,944	4,805
Abril.	146,427	4,881	196,820	6,561	145,595	4,853
Mayo.	156,414	5,046	192,589	6,213	148,788	4,800
Junio.	159,474	5,316	174,586	5,820	145,797	4,860
Julio.	156,190	5,038	174,507	5,629	143,997	4,645
Agosto.	161,838	5,221	173,430	5,595	149,843	4,834
Septiembre.	157,518	5,251	174,135	5,805	151,005	5,034
Octubre.	176,623	5,698	175,360	5,657	—	—
Noviembre.	183,813	6,127	170,585	5,636	—	—
Diciembre.	179,240	5,782	165,728	5,346	—	—
Total.	1,916,471	5,236	2,136,405	5,853	1,329,900	4,871
Promedio mensual.	159,706	—	178,034	—	147,767	—

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	1179,269	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	165,000
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	820	8
Bélgica.....	(c)	3,518	4,978	869	8
Checoslovaquia.....	(c)	1,573	1,177	1,335	8
Francia.....	(d)	10,360	11,626	11,162	7
Alemania.....	(a)	17,099	13,566	9,035	8
Gran Bretaña.....	(a)	11,571	11,443	11,531	9
Hungría.....	(c)	916	750	584	6
Italia.....	(e)	6,363	4,537	3,590	7
Polonia.....	(c)	827	792	375	8
Suecia.....	(b)	1,518	1,800	2,132	8
Suiza.....	(a)	1,300	1,134	1,188	9
Japón.....	(b)	1,212	234	(g)	(g)
Indias Británicas.....	(b)	149	73	62	7

a) Barras, lingotes, bloeks 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	
		1928	1929	Promedio mensual de las exportaciones netas	Número de meses registrados
Canadá.....	(b)	3,662	5,148	5,819	8
Chile.....	(a)	22,661	25,076	15,876	7
España.....	(b)	475	528	1,185	8
Australia.....	(a)	330	256	862	7
Japón.....	(b)	(f)	(f)	1,593	8

CUADRO N.º V

Resumen de las Estadísticas del Cobre 1929-1930

(En toneladas de 2,000 lbs.)

	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Sept.	Octubre
Producción:							
Minas, Estados Unidos.....	60,450	60,238	56,743	54,249	56,136	56,584	55,804
Blister, Norteamérica.....	88,787	89,980	85,531	84,426	84,500	85,580	84,395
Blister, Sudamérica.....	21,037	22,213	23,043	23,328	26,937	26,374	27,836
Refinado, Norte y Sudamérica.....	124,531	132,183	124,821	123,179	120,778	116,004	118,229
Mundial, reducido a blister.....	145,595	148,788	145,797	143,615	149,843	152,405	(b)
Stocks (Fin de mes):							
NORTE Y SUD AMÉRICA:							
Blister, (inc. en elaboración).....	260,623	265,106	253,834	242,212	234,135	236,464	240,145
Refinado.....	301,338	308,646	316,762	322,032	347,688	360,650	364,930
Total.....	570,961	573,752	570,596	564,251	581,823	597,114	605,075
GRAN BRETAÑA (c):							
Refinado.....	3,922	2,727	2,147	1,733	2,742	2,575	5,042
Otras formas.....	5,536	5,983	5,825	5,333	4,999	3,893	3,217
Total.....	9,458	8,710	7,972	7,066	7,741	6,468	8,259
Havre.....	7,684	8,042	6,972	7,868	6,614	6,392	6,638
Japón.....	(b)	11,361	10,463	8,580	6,534	(b)	(b)
Exportaciones Norteamericanas:							
Cobre metálico (d).....	24,797	40,186	34,959	32,421	33,140	30,478	(b)
Importaciones Norteamericanas:							
Mineral, ejes, etc.....	6,556	5,980	6,611	6,983	3,939	11,118	(b)
Cobre metálico, incluido cobre viejo	32,593	22,495	28,119	23,776	26,502	23,936	(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	Expor-tación	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								
Enero	147,777	6,695	154,472	4,983	57,054	100,135	157,189	62,746
Febrero	135,425	5,960	141,385	5,049	50,150	98,771	148,921	55,213
Marzo	156,502	7,059	163,561	5,276	59,946	105,860	165,806	52,968
Abril	150,400	10,885	161,285	5,376	57,708	99,051	156,759	57,494
Mayo	151,297	10,487	161,784	5,219	55,123	93,743	148,866	70,412
Junio	146,492	9,955	156,447	5,215	48,461	95,258	143,719	83,140
Julio	142,420	11,093	153,513	4,952	40,204	98,720	138,924	97,729
Agosto	138,822	9,826	148,648	4,795	45,035	96,970	142,005	104,372
Septiembre	127,605	6,738	134,343	4,478	45,921	98,043	143,964	94,751
Octubre	140,311	12,529	152,840	4,930	53,461	105,729	159,190	88,401
Noviembre	133,020	12,356	145,376	4,846	37,879	68,979	106,858	126,919
Diciembre	126,842	11,361	138,203	4,458	35,652	58,150	93,802	171,320
Total	1,696,913	114,944	1,811,857	4,964	586,594	1,119,409	1,706,003	—
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
Total	701,511	60,657	1,240,358	4,080	370,511	676,237	1,046,748	—

(a) Incluye la importación de catodos.

CUADRO VII

IMPORTACIONES Y EXPORTACIONES DE COBRE EN LOS PRINCIPALES PAISES 1929-1930

(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

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto
Estados Unidos (b) tons. cortas.	35,695	28,127	28,219	32,186	22,294	27,890	23,595	26,439
Canadá (tons. cortas).....	141	106	551	71	238	510	510	626
Austria.....	898	750	1,099	957	1,124	1,036	1,194	1,375
Bélgica.....	6,701	5,163	4,253	9,939	9,584	5,727	6,408	2,469
Checoslovaquia.....	1,577	1,452	1,637	1,795	2,331	2,120	1,692	1,613
Francia.....	11,924	13,377	—	15,958	8,768	10,304	10,384	—
Alemania.....	11,823	9,607	10,684	9,496	12,163	18,042	14,039	18,614
Gran Bretaña (tons. largas).....	9,193	10,710	10,083	11,204	10,720	15,086	13,688	12,308
Hungría.....	—	—	(a) 1,959	—	—	(a) 1,696	—	—
Italia.....	4,242	3,370	3,530	4,255	2,473	3,681	4,257	—
Holanda.....	441	342	293	346	452	355	455	635
Polonia.....	515	402	349	346	606	103	608	404
Suecia.....	2,297	2,328	2,112	1,467	2,962	2,392	3,266	2,839
Suiza.....	839	1,074	1,135	1,098	1,069	1,295	1,288	1,601

EXPORTACIONES

Estados Unidos (c).....	20,760	23,007	15,464	20,376	34,090	27,493	25,985	26,175
Canadá.....	8,980	6,195	7,941	6,070	6,301	6,064	5,343	7,168
Chile.....	15,237	11,249	14,517	14,299	13,084	21,987	—	—
Perú.....	5,547	2,938	4,568	—	—	—	—	—
Austria.....	331	530	374	162	62	173	141	122
Bélgica.....	1,916	3,389	4,546	2,651	4,856	6,336	10,137	9,438
Checoslovaquia.....	376	587	445	394	582	245	551	361
Francia.....	180	163	345	155	567	136	439	—
Alemania.....	4,484	6,834	3,683	4,694	5,519	2,618	2,374	1,989
Gran Bretaña (tons. largas).....	964	1,590	646	406	455	379	577	206
G. Bretaña (extranjero) tons.largas	100	66	1,426	10	620	220	182	252
Suiza.....	521	253	210	608	351	238	361	113
Japón.....	4,877	30	268	106	2,140	956	1,832	1,893
Australia.....	400	361	720	1,457	593	1,050	1,358	—

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

MERCADO DE MINERALES Y METALES

Estas cotizaciones que han sido tomadas del Engineering and Mining World de Nueva York, Noviembre de 1930, 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 Chirra de 99% Sb₂O₃ a 7 centavos la libra (nominal).

Bismuto.—En lotes de toneladas, precio \$ 1.00 por libra.—Londres, 4 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.—\$ 106 a \$ 109 por frasco de 76 libras.—Londres a £ 23.—Mercado flojo.

Níquel.—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 £ 7 a £ 7.—15 sh 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.° 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 Cevlán 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.° 1, \$ 6. Cruda N.° 2, \$ 5.50. Lavada, \$ 8. 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.° A 1, \$ 2.50.—N.° 1 a \$ 2.—; N.° 2, \$ 1.65; N.° 3 a \$ 1.15; N.° 4 a \$ 0.60; N.° 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 £ 16 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 $\frac{3}{4}$.

Sulfato de Cobre.—Ya sea en grandes o pequeños cristales de 3.95 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.—Noviembre de 1930

ZONAS	Departamentos	Compañías Carboneras	Minas	PRODUCCIÓN EN TONELADAS		PERSONAL OCUPADO	
				Bruta	Neta	Obreros	Empleados
1.° Departamento de Concepción.....	Concepción	Lirquén Cosmito	Lirquén Cosmito	6,767	6,704	612	18
				1,729	1,489	200	9
				8,496	8,193	812	27
2.° Bahía de Arauco.....	Coronel	Minera e Industrial de Chile Fund. Schwager.	Chifón Grande, Pique Grande y Pique Alberto. Chiflones Puchoco 1, 2 y 3	46,040	42,371	6,300	289
	Coronel			32,019	28,892	2,871	193
				78,059	71,263	9,171	482
3.° Resto provincia de Concepción...	Arauco	Lebu Curanilahue	Fortuna y Constancia Curanilahue y Plegarias	1,096	725	265	8
	Coronel			—	—	117	26
				1,096	725	382	34
4.° Provincia de Valdivia.....	Valdivia	Máfil Sucesión Arrau	Máfil Arrau	763	731	41	1
	Valdivia			—	—
				763	731	41	1
5.° Territorio de Magallanes.....	Magallanes	Menéndez Behety Río Verde	Loreto Elena	3,025	2,998	59	8
	Río Verde			2,206	2,085	33	2
				5,231	5,083	98	10
Total				93,645	85,995	10,504	554

CUADRO II

Producción de cobre en barras.—Noviembre de 1930

COMPAÑÍAS	Establecimientos	MINERALES BENEFICIADOS		COBRE FINO (Barras)		PERSONAL			
		Toneladas	Ley	Toneladas	Ley	Obreros		Empleados	
						Chilenos	Extranjeros	Chilenos	Extranjeros
Chile Exploration C.°.....	Chuquicamata	432,476	1,60	6,459	99,93	3,887	401	920	152
Andes Copper Mining C.°.	Potrerrillos	356,562	1,30	1,848	99,31	3,624	65	558	156
Cia. Minas y Fundición de M° Zaita (Chagres).....	Chagres	1,590	22,25	344	99,00	284	0	45	1
Société des Mines de Cuivre de Naltagua.....	Naltagua	2,312	13,95	279	99,28	384	4	27	20
Braden Copper C.°.....	El Teniente	520,364	2,23	8,221	99,69	6,031	17	742	132
Cia. Minas de Gatico.....	Gatico
Total		1,313,304		18,707		14,210	487	2,292	461

CUADRO III

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

COMPAÑIAS	Producto	Uni- dad	Total 1928	Total 1929	Año 1930			
					Sept.	Oct.	Nov.	Dic.
Beneficiadora de Taltal, Cía. Minas.....	Plata fina.....	Kgs.	7,126	5,662
Condoriaco, Soc. Benef. de plata de.....	Plata.....	»	2,691	3,330	nó	nó	nó	..
	Oro.....	»	42	27
Disputada de las Condes, Cía. Minera.....	Concent. 23% cobre	Tons.	21,162	23,320	1,292	1,428
Gatico, Cía. Minas de...	Cobre fino.....	»	3,204	3,224	203	nó	nó	..
Guanaco, Cía. Minera del Nacional de Plomo, Soc. Fundición.....	Minerales 21% cobr.	»	366	91
Poderosa, Mining Com- pany.....	Concent. 65% plomo	»	1,784	1,762	nó	nó	nó	..
	Concent. cobre.....	»	12,575	14,263	588	686
	Minerales 15% co- bre.....	»	24,720	24,323	1,200
Tocopilla, Cía. Minera de.	Concent. 28% co- bre.....	»	6,960	7,657	665
Minera e Industrial de Chile, Cía.....	Carbón.....	»	779,139	847,629	68,503	74,584
Schwager, Cía. Carbonif- era y de Fundición...	Carbón.....	»	418,530	477,982	35,024	33,724	32,019	..

(1) Paralizó la producción.

CUADRO IV

Producción de las principales compañías estañíferas de Bolivia

COMPAÑIAS	Producto	Uni- dad	Total 1928	Total 1929	Año 1930			
					Sept.	Oct.	Nov.	Dic.
Araca, Emp. de Estaño de Cerro Grande, Cía. Esta- ñífera de.....	Barrilla estaño.....	Tons.	2,656	3,171	228	215
Colquiri, Cía. Minas de..	» »	Q. esp.	13,820	14,020	1,756	1,244	1,151	..
Morococala, Cía. Estañí- fera.....	» »	»	11,786	11,396	532
Oploca, Cía. Minera y Agrícola.....	» »	»	39,803	45,068	3,712	3,875
Ouri, Cía. Estañífera de	Cuarta barrilla....	»
Oruro, Cía. Minera de...	» »	»	103,510	112,770	7,320	7,480	7,370	..
Patíño, Mines & Enter- prises Cons.....	» »	»	11,000	10,005	580	610
	Barrilla estaño....	Tons.	1,600	1,475	500
	Plata.....	Kgs.	13,630	14,788	986	1,030
	1.ª Quinc. Sn. fino.	Tons.	17,361	21,260	1,331
	2.ª Quinc. Sn. fino.	»