

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

SUMARIO

	PÁJS
Yoduracion de cobre.....	535
La crisis del cobre en Alemania durante la guerra.....	564
Reseña de los trabajos que está ejecutando la Comision del Instituto Jeolójico Nacional, para el levantamiento económico-jeolójico del valle de Méjico.....	570
El problema de la provisión mundial de enerjía.....	575
El agua en la pendiente occidental de la cordillera real entre la Quebrada Huatacondo i la Quebrada de Tarapacá.....	582
Revista Quincenal.....	597
Índice Jeneral del Bolelin de la Sociedad Nacional de Minería desde el 15 de Diciembre de 1883 al 31 de Diciembre de 1919.....	601

Yoduracion de Cobre

(Procedimiento del señor Arturo Amenábar Ossa)

ESPOSICION DE LAS CARACTERÍSTICAS ESENCIALES DE ESTE PROCEDIMIENTO,
I SU RADIO DE ACCION EN EL BENEFICIO DEL COBREPor **FÉLIX CREMER**, Injenero de Minas1) *¿Cuáles son los objetivos del procedimiento?*

Utilizar las mayores ventajas que tiene el yodo, en una de sus combinaciones químicas, sobre otras sustancias, para precipitar el cobre de sus soluciones i aplicarlas al beneficio de minerales de cobre, i otros procedimientos, en determinados casos.

Nota. — El presente artículo ha sido aceptado en el Boletín como una información para el público. La responsabilidad de sus afirmaciones corren de cuenta de su autor.—*La Redacción.*

2) *¿Cuáles son esos casos?*

Tratándose del beneficio de cobre, que es el de mayor interes por el momento, esos casos se presentan cuando i en rejiones donde los precios por ácido sulfúrico, fierro viejo o de la corriente eléctrica, son relativamente mas altos que el de azufre.

3) *¿Por qué son estas sustancias las que afectan las ventajas?*

Porque son las que entran directamente en el beneficio, se emplean en cantidades proporcionales al contenido de cobre en los minerales, i son mas característicos de los respectivos procedimientos.

4) *¿En qué se distinguen los varios procedimientos entre sí?*

Para explicar las diferencias es necesario dar una corta reseña del beneficio de cobre en jeneral.

Sin entrar en detalles, se puede decir que existen dos clases de minerales de cobre, los oxidados, llamados «de color», i los sulfurados, llamados simplemente «sulfuros». A principios, las dos clases se trataron exclusivamente en hornos de fundicion, pero, a medida que iban escaseando los minerales mas ricos i se hacian necesarias mejoras en el tratamiento, se recurrió a la «concentracion» de los minerales; esta consiste en la separacion preliminar, por métodos mas sencillos que la fundicion, de la materia inerte en los minerales, la ganga, reduciendo así los gastos de transporte i las cantidades de roca que de otro modo tendrian que pasar por los hornos, para obtener una determinada cantidad de cobre. Pero sucedió que para esa concentracion no se prestaban sino los minerales sulfurados, de manera que los de color quedaron inaprovechables por muchos años. Sin embargo, gradualmente, se han venido inventando nuevos procedimientos que permiten tambien tratar estos minerales.

Primero se descubrió que se podia estraer el cobre de los minerales de color, disolviéndolo en ácido sulfúrico i despues recuperarlo por medio del fierro, que lo reemplaza en la solucion, i así liberarlo en estado relativamente puro. Pero el gasto de ácido i fierro era tan subido, que no se podia aplicar el sistema sino en pocas localidades.

Un gran paso adelante se dió cuando, hace pocos años, se introdujo el sistema electrolítico, que se vale tambien de la disolucion del cobre en ácido sulfúrico, pero consigue la recuperacion o precipitacion por medio de la corriente eléctrica, o sea la electrolisis, en lugar de fierro. A pesar de sus ventajas este procedimiento tiene el inconveniente que depende para su éxito, en gran parte, de precios bajos para el ácido sulfúrico i la corriente eléctrica, ya que consume cantidades relativamente grandes de ámbas; tambien

requiere instalaciones costosísimas i una supervijilancia mui competente, motivos porque se ha podido aplicar hasta la fecha sólo en instalaciones mui grandes, tratando al día de cinco mil toneladas para arriba de mineral.

El procedimiento del señor Arturo Amenabar Ossa, la yoduración, evita todos estos inconvenientes. También recurre a la disolución del cobre por medio del ácido sulfúrico, pero para la precipitación aprovecha la gran afinidad que tiene el yodo, para el cobre, en una forma que se llama ácido yodhídrico, formando un compuesto del cual es fácil separar el cobre por vía de una calcinación i fundición sencilla. Para la preparación del ácido yodhídrico se necesita cierta cantidad de azufre, de la cual se recupera una parte durante la formación del ácido yodhídrico, i otra en la separación final del cobre, en forma de ácido sulfúrico, el que a su vez queda disponible para la disolución de nuevas cantidades de cobre. Así es que el éxito de la yoduración depende de una fuente barata de azufre. Cuando ésta no existe, por motivo de las grandes distancias que a veces separan las instalaciones de depósitos naturales de azufre, se le puede obtener de los mismos minerales sulfurados, como veremos mas adelante.

5) *¿Por qué es el azufre i no el yodo el que determina las ventajas?*

Porque el yodo sirve en el procedimiento, sólo como portador del cobre i es recuperado por completo, con escepción de las pérdidas mecánicas que se trata de reducir a un mínimo con el perfeccionamiento de los aparatos. Así el azufre toma el lugar del fierro viejo o de la corriente eléctrica, con la diferencia que éstos se desperdician por completo en los métodos actuales, mientras que en la yoduración el azufre es convertido en ácido sulfúrico en una forma recuperable en parte i utilizable bajo condiciones favorables.

7) *¿Por qué no se puede aprovechar todo el ácido sulfúrico producido?*

Por cada kilo de cobre precipitado en las reacciones resultan 3 kilos de ácido sulfúrico, pero de éstos la mitad regresa inmediatamente al proceso, para disolver una nueva cantidad de cobre, i la otra mitad representa un exceso que hai que desperdiciar, o darle otro empleo. Si el cobre que se somete a la nueva disolución, no estuviese asociado con distintas materias, toda esta segunda mitad se podría utilizar en otros objetos, pero desde que no es así, sino que el cobre en la naturaleza siempre se encuentra con otras sustancias minerales, llamadas «bases», que absorben ellas mismas mayores o menores cantidades de ácido sulfúrico, parte, a lo ménos, del exceso de ácido es consumido en esa absorción, i, hasta puede presentarse el caso que el exceso no sea suficiente para dar abasto a las necesidades del mineral i sea necesario introducir nuevas cantidades de afuera. Depende de la riqueza del mineral si ese empleo de nuevo ácido es rentable o no.

El sobrante del ácido, sobre las necesidades del mineral, se podría utilizar en la misma localidad, sin mas manipulaciones; como por ejemplo en la disolucion de zinc de sus minerales, para su precipitacion electrolítica, o en otras industrias si estuvieran situadas en las inmediaciones de las instalaciones de la yoduradora, pero ya que éstas raras veces se colocarán en las vecindades de centros industriales, i las minas de zinc, por lo jeneral, se encuentran distantes de las de cobre, no conviene darle mucha importancia a estas probabilidades. Sin embargo, existen escepciones notables a esta regla, como, por ejemplo, en el caso de las famosas minas de Anaconda Copper Co., la que tiene ademas de sus enormes instalaciones para producir cobre, tambien grandes plantas electrolíticas, tratando mil i mas toneladas de minerales de zinc diariamente.

Por otro lado, es posible tambien obtener el sobrante del ácido del procedimiento, en forma de gran pureza, que, mediante una simple concentracion por evaporacion, se convierte en un artículo de fácil aceptacion en el comercio, capaz de soportar gastos de transporte sobre relativamente grandes distancias, gracias al grado de concentracion que se le dé, i al hecho que no representa sino un producto secundario en el beneficio del cobre, producto que se desperdiciaria de otro modo, i, por consiguiente, no está cargado con ningun costo, ni de materia prima, ni de elaboracion, con escepcion de la simple evaporacion, de que se ha hablado. De este modo puede provechosamente entrar en competencia con una gran parte de la produccion mundial de ácido sulfúrico, aun en casos en que las plantas de beneficio estén algo o mui retiradas de los medios de comunicacion.

7) *¿Entónces el campo lójico para instalaciones de yoduracion está sólo en donde el costo del azufre consumido, por unidad de cobre producido, sea menor, por la misma unidad, que el costo de la corriente eléctrica, o del fierro viejo, ménos el valor del ácido que se pueda vender?*

Así seria, siempre que los demas gastos de elaboracion fueran idénticos en ámbos casos; pero, desde que hai fundados motivos para esperar que los de la yoduracion serán menores que los de los otros sistemas, tambien en este sentido la yoduracion tiene la ventaja.

8) *¿No es posible presentar un cálculo de costos, de la yoduracion, para poder juzgar si serán menores, por kilo de cobre producido, que en los actuales sistemas?*

No es fácil dar una respuesta categórica a esta pregunta, no sólo porque todavía no son conocidos los gastos en que incurrirá la yoduradora en sus operaciones, sino tambien porque los gastos en cualquier establecimiento no son fijos, sino que fluctúan continuamente, segun las condiciones del

mercado, la riqueza variable de los minerales, la mayor o menor eficacia del manejo, i muchos otros factores, que continuamente cambian i resultan con grandes variaciones en el costo de produccion de un mes a otro, i de año en año.

Esto explica la dificultad que hai en querer prefijar los sitios en donde o las condiciones bajo las cuales la yoduradora podria competir con los otros sistemas. Sin embargo, es posible llegar—haciendo algunas suposiciones, mas o ménos acertadas—a una idea aproximativa, separando los costos de los establecimientos en dos categorías que llamaremos, para facilitar el estudio, los gastos fijos i los proporcionales. Entre los primeros comprenderemos aquellos que están directamente relacionados con el producto de las operaciones, i al mismo tiempo son característicos de sus respectivos procedimientos, es decir, cuyo monto sube i baja en proporcion directa con la cantidad de metal producido, pero es independiente de otros factores que solo influyen en los gastos fijos. Así veremos que el azufre, el ácido sulfúrico, el fierro i la corriente eléctrica constituyen en estos casos los gastos proporcionales, porque su consumo es proporcional a la cantidad de cobre producido.

Por otro lado, a los gastos fijos pertenecen aquellos cuyo monto no depende del producto sino de una variedad de otras circunstancias que no es necesario enumerar aquí. Entre éstos figuran los jornales i sueldos, impuestos, amortizacion, administracion, etc. En ciertos casos es posible que algunos de éstos tambien tengan una relacion directa con el producto, como algunas contribuciones, pero éstos no son característicos de cada procedimiento, sino que se imponen a todos sin distincion, por lo que es permitido incluirlos entre los gastos fijos.

De lo espuesto se puede ver que el costo de produccion, tanto para los sistemas actuales, como para la yoduracion, es enteramente relativo, i depende de la localidad, la riqueza del mineral i las características del depósito. Hai minas i establecimientos que pueden producir el cobre a razon de £ 25 por tonelada o ménos, i otros que no lo pueden hacer por £ 125 i mas. Lo mismo sucederá con la yoduradora i esta tendrá su campo natural de accion cuando las circunstancias sean como las indicadas en la contestacion a la pregunta 7.

Sin embargo, aunque por las razones indicadas, no es posible decir en términos jenerales cuál será el costo de operaciones de la yoduracion, mas adelante se presentarán algunos datos que darán, cuando ménos, una idea relativa de lo que serán en comparacion con los otros procedimientos. Esto es lo mejor que se puede ofrecer en las circunstancias actuales.

9) ¿Se puede formar una idea si el campo de acción de la yoduradora tiene probabilidades de ser vasto o será mas o ménos restringido?

Hemos visto que precios bajos para el ácido sulfúrico, fierro viejo o corriente eléctrica favorecen a los métodos actuales, mientras que azufre barato favorece a la yoduradora.

El ácido sulfúrico aumenta en precio a medida que se aleja el punto de consumo de los centros industriales, en donde se produce en grandes cantidades, como Estados Unidos i Europa, i sube mui rápidamente si el transporte se hace por ferrocarriles de segunda o tercera categoría, como los de Chile i otras naciones parecidas, i sube mas todavía cuando el transporte es por rutas marítimas, por tener que hacerse, en ese caso, en tambores que no sería económico devolver a las fábricas, i que representan una pérdida total, i aumentan el precio del ácido en proporcion. El consumo del ácido sulfúrico varia, como hemos visto, segun la composición del mineral, ligándose una parte determinada con el cobre i el resto con las impurezas. En caso de una precipitación electrolítica, la primera parte, equivalente a 2 kilos de ácido de 60° B. por kilo de cobre, es recuperada, pero se pierde en la precipitación con fierro. Además se pierde en ámbos casos, el ácido requerido para satisfacer las impurezas o bases, i, en caso de la precipitación con fierro, otro tanto para neutralizar el ácido libre que contengan las soluciones. En la planta de la New Cornelia Copper Co., Estados Unidos, la instalación electrolítica mas moderna que hai en el mundo, con una capacidad de 5.000 toneladas diarias, el consumo neto de ácido es 2,75 Kg. por un kilo de cobre; en caso de una precipitación con fierro, probablemente llegaría a 5 kilos i mas, en ámbos casos, perdiéndose el ácido irrevocablemente.

En la misma planta la fuerza motriz, en forma de corriente eléctrica, requerida para precipitar un kilo de cobre es 3,15 kw-hra. (teóricamente 0.972 kw-hra), cantidad que se podrá tomar como norma para toda instalación bien construida i bien manejada, pero el costo de la fuerza varia enormemente segun las localidades. El precio mas bajo conocido para fuerza hidro-eléctrica, ántes de la guerra, era Noruega, en donde se estimaba en ménos de 0.1 centavos americanos por kw-hra.; en la misma época valía en Niágara 0.25 ctvs. i en la costa del Pacífico la conocida mina de Bunker Hill i Sullivan la compra en la actualidad en 0.83 ctvs. por kw-hra. En el año 1907, le costaba la fuerza a la Braden Copper Co., en el Teniente, 3.5 ctvs. chilenos por kw-hra. Por otra parte, hai muchas minas en el mundo que tienen que pagar hasta 2.5 ctvs. americanos, i mas, i se tiene conocimiento de un mineral en Nicaragua (las minas La Luz i Los Angeles), en donde les cuesta hasta 9.5 ctvs. americanos por kw-hra., con bencina como combustible.

Segun esto, cuando el precio de la corriente es 0.1 ctvs. americanos por kw-hra., el costo por kilo de cobre para la electrolisis es 0.315 ctvs. americanos (3.15 kw-hra. \times 0.1 ctvs.) i cuando el precio de la corriente llega hasta 9.5 ctvs. por kw-hra. el costo seria 29.90 ctvs. americanos (3.15 kw-hra. \times 9.50 ctvs.). Para que la yoduradora pueda entrar en competencia con la electrolisis es necesario que el costo del azufre, por la misma cantidad de cobre fino, sea menor que los precios indicados, siempre que los demas gastos sean iguales para ámbos procedimientos. Esto, en realidad, será así, desde que el desperdicio de ácido tiene que ser idéntico tratándose de minerales de la misma composicion, i en los demas costos las diferencias serian mas bien en favor que en contra de la Yoduradora, como ya hemos visto.

Teóricamente el consumo de azufre es de 0.5 Kg. por cada kilo de cobre, i, suponiendo que se pierda mecánicamente 20%, seria 0,6 Kg., de manera que el precio correspondiente, que debia rejir por el azufre para igualar el costo de la corriente eléctrica en el proceso de precipitacion, tendria que ser entre 0.525 ctvs. (0.315 ctvs. : 0,6 Kg.) i 49.75 ctvs. (29,90 ctvs. : 0,6 Kg.), amer. por kilo, o sea \$ 5.25 a \$ 497.50 amer. por tonelada de 1,000 Kg., equivalente a \$ 26.25 i \$ 2487.50 m/c chilena al cambio de \$ 5 m/c por dollar (comparado con 7.30 m/c en la actualidad).

El siguiente cuadro indica cuáles son las relaciones que existen en este sentido entre el precio por la corriente eléctrica i el azufre.

	Precio de la corriente eléctrica por kw-hra. en centavos americanos	Precio correspondiente que debia rejir, por 1000 kgs. de azufre, para igualar el costo de la corriente eléctrica en la precipitacion del cobre.	
		En dólares	En pesos chilenos \$ 5.00 por dol.
Noruega.....	0.10	5.25	26.25
Niágara.....	0.25	13.13	65.65
Teniente (3.5 ctvs m/c chilena)...	0.614	32.20	161.10
Bunker Hill.....	0.83	43.60	218.00
Término medio para la mayor parte de las minas del mundo.....	2.50	131.30	656.50
La Luz i Los Anjeles en Nicaragua.	9.50	497.50	2,487.50

El precio del azufre crudo en los Estados Unidos fluctúa entre \$ 18 i \$ 22 americanos, por 1,000 Kg., i no variará mucho en Europa, mientras que el chileno se podrá entregar probablemente, en la mayor parte de las minas, entre \$ 150 i \$ 350 m/c por tonelada métrica.

Así vemos que, aun contando sólo con el azufre del comercio, i haciendo caso omiso, por el momento, de los demas factores, existe un campo mui vasto para la yoduracion, a saber: en todas las localidades donde la fuerza

motriz cuesta, digamos 0.4 ctvs. americanos, por kw-hra. para arriba, i el número de ellas es mui grande.

Pero, en realidad, influyen en favor de la yoduracion otros factores, como por ejemplo el precio del ácido sulfúrico. Hemos visto que en la yoduracion se produce automáticamente un exceso de ácido que, no sólo sirve para satisfacer las demas necesidades del mineral, sino que puede dejar hasta un sobrante para su venta en el mercado. En la precipitacion eléctrica se rejenera sólo el ácido combinado con el cobre i un cierto exceso demandado por la reaccion, pero la cantidad requerida por el mineral para neutralizar las bases se tiene que introducir de afuera, a mayor o menor precio, segun las circunstancias, i especialmente segun la distancia del establecimiento del mercado. Pero no solo es eso. Hai otras ventajas mas todavía para la yoduradora, i es que no necesita confiarse enteramente del azufre crudo del mercado para sus operaciones, sino que podrá valerse, en muchos casos, mui ventajosamente, del azufre contenido en los sulfuros. Estos no son susceptibles de disolucion por el ácido sulfúrico, sino solo despues de una calcinacion en una corriente de aire, la que produce al mismo tiempo ácido sulfuroso, que es aplicable, sin mas manipuleo, a la yoduracion. Este procedimiento no sólo pondrá muchos minerales de cobre al alcance de la yoduracion, i así estenderá notablemente su radio de accion, sino que le proporcionará, al mismo tiempo, todo o una gran parte del azufre requerido por los minerales de color, ya que las dos clases se encuentran muchas veces en los mismos depósitos o a poca distancia entre sí. En esta forma se puede decir que el azufre entra en las operaciones libre de costo, porque el gasto de calcinacion no se debe cargar a la yoduracion, puesto que no es esencial de ella sola, sino necesaria para todos los minerales sulfurados, cualquiera que fuera el método de beneficio empleado.

Por ejemplo, en Chuquicamata, una vez que se comience a explotar los minerales sulfurosos que tienen, se tendria forzosamente que calcinarlos, i la empresa tendria la eleccion de fundir el producto calcinado, o disolverlo, para en seguida, precipitar el cobre por via electrolítica o yoduracion. En el caso de la electrolisis, el ácido sulfuroso se convertiria primero en un establecimiento especial, con grandes cámaras de plomo, en ácido sulfúrico, que serviria para la disolucion, miéntras que en la yoduracion no habria necesidad de mas aparato, para la conversion del ácido sulfuroso en ácido sulfúrico, que los que necesita, de todos modos, para la precipitacion del cobre. En todos casos, estos son mucho mas sencillos i el procedimiento es mas simple que con las cámaras. Así es que el azufre no le costaria mas a la yoduradora que el gasto de calcinar, que les es comun a todos los procedimientos, i no tiene gastos de fabricacion como los tendria Chuquicamata en su planta electrolítica. Lo mismo sucede en la Anaconda Copper Co, que produce grandes cantidades de ácido sulfúrico, para la electrolisis de zinc i otros objetos industriales, i fijaba ántes de la guerra,

el precio en \$ 2.50 americanos, por tonelada de ácido, o sea el simple costo de fabricacion, sin estimar gasto alguno por la materia prima.

Sin embargo, es necesario tambien admitir que al quererse someter las calcinas de los concentrados, a la disolucion, se pueden presentar dificultades, que no existen cuando se trata mineral crudo, por motivo de la finura de grano en los concentrados, pero no hai por qué suponer que esas dificultades no serán tambien vencidas, cuando en las industrias se ven resueltos todos los días tantos problemas mucho mas complejos.

La razon por qué este sistema de beneficiar minerales sulfurados de cobre, por medio de una calcinacion, lixiviacion i subsiguiente precipitacion por electrolisis, no se emplea en la actualidad, es evidentemente una cuestion económica. No cabe duda que, en la mayoría de los casos, el costo de producir un kilo de cobre, por la electrolisis, es mas alto que por la fundicion, bajo condiciones iguales, i, si con todo eso se emplea para los oxidados, es porque éstos no se pueden tratar económicamente en fundiciones, salvo en casos que cuenten con minerales de alta lei, que raras veces se encuentran en cantidades suficientes para justificar las grandes inversiones requeridas por las instalaciones.

Es igualmente innegable que, en muchos casos, la situacion con respecto a la yoduración, será idéntica i se preferirá la fundicion. Pero, en otros, es concebible, por los grandes ahorros en ácido sulfúrico i demas ventajas que caracterizan la yoduración, en comparacion con la electrolisis, que aquélla se podrá utilizar ventajosamente sobre minerales sulfurados, cuando no se pueda hacer lo mismo con la electrolisis.

En lo que precede se ha hecho referencia casi exclusivamente a la precipitacion electrolítica i no se ha hablado de la precipitacion con fierro, por ser ella la que entraria primeramente en competencia con la yoduración para instalaciones de grandes capacidades, i que trabaja, por consiguiente, con mayor economía. Pero esta relacion no seria completa, si no tratara tambien de la precipitacion con fierro viejo. Esta sólo podrá mantenerse contra la yoduración, cuando los precios por ácido sulfúrico i fierro viejo sean mui bajos i el precio de azufre alto, por necesitarse nada ménos que 6,4 Kg. de ácido sulfúrico de 60° B., i 2 Kg. de fierro viejo, por un kilo de cobre, en un mineral semejante al de la New Cornelia Copper Co., mientras que en la yoduración no se usaria mas que 0.5 kilo de azufre, i aun éste sólo en el caso de desperdiciarse todo el ácido. Así es que, en una localidad donde el ácido i el fierro cuesten cada uno digamos un centavo americano por kilo, el azufre podria costar hasta 16.8 centavos—suponiendo los demas gastos iguales—para justificar la instalacion de una planta de yoduración; pero, en caso de igualdad, se elejiria siempre el fierro viejo, por motivo de los menores gastos de instalacion requeridos. Esto demuestra la gran ventaja que lleva la yoduración a la cementación, porque un centavo por ácido i por fierro son precios tan bajos, que sólo rijen en pocos

puntos favorecidos, mientras que 16.8 centavos por azufre es, por el contrario tan alto, que no habrá muchas minas en el mundo en donde podría costar mas.

Para demostrar con mayor claridad en qué forma los precios de las materias primas i la fuerza influyen en favor o en contra de la yoduradora, examinemos los tres siguientes cálculos basados sobre un mineral, i sobre condiciones de trabajo, así como existen en el establecimiento de la New Cornelia Copper Co., en Ajo, Arizona, de los Estados Unidos. Se escogió como ejemplo ese mineral porque representa el tipo mas parecido a aquel con que se ocuparía al principio la yoduradora, i tambien porque los detalles de sus operaciones son mejor conocidos que los de otros establecimientos.

CÁLCULO COMPARATIVO DE LOS COSTOS DE PRODUCCION, POR UN KILO DE COBRE, EN CENTAVOS AMERICANOS, EXTRAIDOS DE UN MINERAL IGUAL AL DE LA NEW CORNELIA COPPER CO., AJO, ARIZONA, E. U. A. I BAJO CONDICIONES PARECIDAS A LAS QUE RIJEN ALLÁ:

CEMENTACION		Centavos americanos
Acido sulfúrico por un kilo de cobre en combinacion con el cobre.....	1.5 Kg.	
Para satisfacer las bases.....	2.14 »	
Exceso en la disolucion.....	1.36 »	
	<hr/>	
Gasto total.....	5.00 Kg.	
Recuperado.....	—	
	<hr/>	
Gasto neto.....	5.00 Kg.	
	<hr/>	
Acido de 60° B.—6.4 Kg. a 1 ctv...		6.4 ctvs.
Fierro viejo: 2 Kg. por un kilo de cobre, a 3 ctvs.....		6.0 »
Gastos fijos.....		12.0 »
		<hr/>
Costo total, por un kilo de cobre		24.0 ctvs.
		<hr/> <hr/>

ELECTROLISIS

Acido sulfúrico por un kilo de cobre en combinacion con el cobre.....	1.5 Kg.	
Para satisfacer las bases.....	2.14 »	
Exceso en la disolucion.....	0.56 »	
	<hr/>	
Costo total.....	4.20 Kg.	
Recuperado.....	2.06 »	
	<hr/>	
Gasto neto.....	2.14 Kg.	
	<hr/>	
Acido de 60° B. 2.75 Kg. a 1 ctv.....		2.75 ctvs.

Corriente eléctrica:

3.0 kw-hra. por un kilo de cobre a 0.75.....	2.25 »
Gastos fijos.....	15.00 »
	<hr/>
Costo total por un kilo de cobre.....	20.00 ctvs.
	<hr/> <hr/>

YODURACION

Acido sulfúrico por un kilo de cobre en combinacion con el cobre.....	1.5 Kg.
Para satisfacer las bases.....	2.14 »
Exceso en la disolucion.....	0.56 »
	<hr/>
	4.20 Kg.
Producido en las reacciones... 3.0	
Recuperado el exceso..... 0.56	
	<hr/>
	3.56 Kg.
Déficit.....	0.64 Kg.
	<hr/>

Azufre por un kilo de cobre:

Requerido para la reaccion (1.5 : 3)..	0.50 Kg.
Id. id. el déficit de ácido (0.64 : 3).	0.21 »
	<hr/>
Gasto total, por un kilo de Cu.....	0.71 Kg. a 1 ctv. 0.71 ctvs.
Gastos fijos, inclusive reduccion i consumo de yodo.....	15.00 »
	<hr/>
Costo, total por un kilo de cobre.....	15.71 ctvs.
	<hr/> <hr/>

Segun los datos publicados por los señores H. A. Fobelmann i J. A. Potter, en las «Transacciones of the Amer. Institute of Mining Engineers», de 1919, tomo LX, páj. 23, seq., el consumo de ácido sulfúrico (H_2SO_4) por kilo de cobre producido, es 2.14 kilos (p. 40), i el exceso en la solucion, que entra en los tanques electrolíticos, es =0.56 Kg. por Kg. de cobre contenido en ella (p. 56). Este último, junto con 1.5 Kg. de ácido combinado con el cobre, se recuperan en la electrólisis, pero los primeros 2.14 Kg. se desperdician, por estar combinados con las bases del mineral, como ya se explicó. El consumo de corriente eléctrica en esa planta es un kw-hra. por 0.70 libras de cobre=3.0 kw-hra. por kilo.

Para la cementacion no se han publicado datos como éstos, pero, suponiendo la misma constitucion del mineral, para los tres casos, se tiene

ya dos factores fijos para ella, o sea el ácido combinado con el cobre i el con las bases, 1.5 Kg. i 2.14 Kg. respectivamente. Como excede de ácido se ha tomado para estos cálculos 1.36 Kg. (en lugar de 0.56 Kg. para la electrolisis), por varios motivos. En primer lugar, establecimientos de cementacion no se prestan para instalaciones grandes; tiene un control ménos perfecto sobre sus operaciones i por consiguiente necesitan un exceso mayor de ácido, como seguridad contra pérdidas mas serias de cobre en los rípios; la separacion de las disoluciones de los rípios es ménos perfecta i conduce a pérdidas fuertes, tanto de ácido como de cobre; las soluciones están mas espuestas a oxidacion i formacion de óxido de fierro hidratado, que contaminaria el cobre en ausencia de un exceso de ácido; i por fin el total de ácido, sujeto a la accion del fierro, así calculado (1.5 Kg. + 1.36 Kg. = 2.86 Kg.), corresponde bastante bien con aquel que en la práctica se ha probado ser necesario, bajo las mejores condiciones.

Habiendo así examinado los gastos proporcionales de la electrolisis i la cementacion, cabe ahora hacer lo mismo con la yoduracion en la que figura sólo el azufre, como materia prima en la preparacion del ácido sulfúrico. Tomando como base, otra vez, el mismo mineral de la New Cornelia Copper Co., resulta el ácido necesario igual al de la electrolisis, 1.5 Kg. para el cobre, 2.14 Kg. para las impurezas o bases, i 0.56 Kg. para el exceso, con un total de 4.20 Kg.

De estas cantidades, la primera i tercera son recuperables i por eso no requieren renovacion. Pero la segunda se pierde definitivamente i tiene que ser restituida para cada nueva partida de mineral. Sin embargo, desde el momento que en el procedimiento se consume de todos modos 0.5 Kg. de azufre por cada kilo de cobre, cualquiera que sea la constitucion del mineral, i éste resulta en 1.5 Kg. de ácido, toda esta cantidad queda disponible para las bases. Estas requieren, en el presente caso, como hemos visto, 2.14 Kg. de manera que todavia hai un déficit de 0.64 Kg., equivalente a 0.21 de azufre introducido en el sistema, ademas de lo requerido por el cobre.

En lo que precede no se ha tomado en consideracion mas que las partidas de principal interes en la comparacion entre los varios métodos, características de sus respectivos procedimientos i determinables cada cual, dentro de ciertos límites, en proporcion al contenido de cobre en el mineral, las que hemos llamado gastos proporcionales. Estos gastos son bien definidos, para cada lugar i para cada mineral, i así pueden servir para una comparacion directa, mientras que los demas factores, que constituyen los gastos fijos de operacion, como jornales, gastos jenerales, etc., dependen de otras circunstancias, varian en el mismo lugar i con el mismo mineral, i son independientes del contenido de cobre. Por consiguiente, no son susceptibles de una comparacion analítica, sino en globo no mas, i sin embargo pueden servir en la comparacion, desde que en cada caso, lugar o determi-

nadas circunstancias, se puede suponer una instalacion cuyos gastos asciendan, ya sea por la mayor o menor riqueza de los minerales, o por otras causas, a la suma así estipulada, por kilo de cobre. Sabiendo, por ejemplo, que para el mineral de la New Cornelia Copper Co. se necesitan 2.75 kilos de ácido de 60° B., i 3 kw-hra. por kilo de cobre, con un valor, en esa localidad, de 2.75 ctvs. i 0.75 ctvs., respectivamente, aun ignorando el costo total de produccion, nos es lícito suponer las demas condiciones de tal manera que el conjunto de los otros gastos sea, digamos, 15 ctvs. por kilo de cobre producido. Igualmente en un punto mui distante, como ser la Cordillera de Chile, en donde sabemos que los precios para el ácido i para la corriente son mui superiores, sin embargo, podemos imaginar que los mismos gastos de 15 ctvs. prevalezcan, por kilo de cobre producido, gracias a la mayor riqueza del mineral que se trate, i lo mismo sucede con una planta de cementacion con fierro viejo, o una de yoduracion.

Por otro lado, nos podemos imaginar tambien, en un determinado lugar, tres instalaciones, una para la yoduracion, otra para la cementacion i la tercera para la electrólisis, todas de la misma capacidad i para tratar el mismo mineral. En este caso, los precios para el ácido, azufre, fierro i la corriente son idénticos para las tres plantas, pero los demas gastos variarán segun las características de cada procedimiento. Los gastos fijos se pueden determinar, arbitrariamente, como en el párrafo anterior, porque cada instalacion se puede figurar dotada con mayores o menores facilidades para el trabajo, de manera que su costo se puede bajar o subir como uno quiera. Sin embargo, para permitir la comparacion, es necesario determinar cuáles serian los gastos relativos, en la suposicion que las tres plantas estén igualmente bien dotadas, se encuentren en igual estado de conservacion i sean igualmente bien manejadas. Bajo estas condiciones hipotéticas, se ha supuesto que los gastos fijos sean iguales para la electrolisis i la yoduracion, a pesar de haber motivo para creer que, en la práctica, resulten menores en la segunda. Se eligió 15 ctvs., como el monto de estos gastos, por haberse basado todos estos cálculos sobre el mineral de la New Cornelia Copper Co., i estimarse que 20 ctvs. sea mas o ménos el costo total de un kilo de cobre producido en ese establecimiento. Para la cementacion se ha considerado justificado reducir esa cifra a 12 ctvs., por la mayor sencillez de plantas de esa naturaleza.

Con estos datos a la vista se han confeccionado los tres cuadros, que se incluyen al final representan los costos relativos de produccion por los tres procedimientos examinados, bajo las suposiciones analizadas arriba, en cualquiera localidad del mundo, siempre que se conozcan los precios por los materiales esenciales i la fuerza motriz que rijen en los respectivos lugares.

Desde el momento que estos costos representan, probablemente con bastante fidelidad, las condiciones efectivas en la New Cornelia Copper Co.

se obtiene una idea de las grandes posibilidades inherentes en la yoduración, si es capaz de reemplazar los existentes procedimientos en puntos tan favorables para ellos, como en los Estados Unidos mismos. Si eso es posible allá ¿con cuánto mas razon no sucederá lo mismo en el resto del mundo, en donde el precio del ácido i de la fuerza tiene forzosamente que ser mayor en relacion al azufre?

Tomando 17 ctvs. americanos por libra (=37 ctvs. americanos por kilo), como mínimo probable para el precio del cobre por muchos años, o a lo menos mientras se mantengan tan altos como ahora los precios por materiales i jornales, vemos del tercer cuadro que el azufre tendria que ser 30 ctvs. americanos por kilo o mas (tratándose de minerales parecidos a los de la New Cornelia Co., i con gastos fijos que no excedan de 15 ctvs. americanos por kilo de cobre), para que los trabajos de yoduración cesen de ser remunerativos.

En cuanto al precio del azufre, esa cifra es tan alta que no podria rejir aun en las rejiones mas remotas e inaccesibles del mundo, i, de ese punto de vista, se puede considerar el campo para la yoduradora ilimitado. En cuanto a los gastos fijos, la siguiente reflexion nos ayudará a formarnos una idea hasta dónde podria llegar el territorio tributario a la yoduradora.

Tomemos por ejemplo el mineral de Potrerillos, en donde una Compañía afiliada con la Anaconda Copper Co., la Andes Copper Co., ha cubicado mas de 100 millones (se habla de 200 millones) de toneladas de mineral, con 1.45 % de cobre, compuesto mas o menos por iguales partes de oxidados i sulfuros. Segun uno de los proyectos preparados se pensaba tratar los primeros por via de electrolisis, empleando para la disolucion el producto que resultara de la fabricacion de ácido sulfúrico, usando el azufre de los sulfuros como materia prima. Estimando el precio de ese ácido en 0.5 ctvs. por kilo, i el de la corriente en 0.60 ctvs. por kw-hra.—ámbos por cierto mui bajos—el costo resultaria, segun el segundo cuadro, en 18.18 ctvs. americanos, suponiendo, como siempre, que el mineral sea parecido al de la New Cornelia Copper Co., i que los gastos fijos equivalgan a 15 ctvs. por kilo de cobre. Bajo las mismas condiciones, el costo total para la yoduración seria sólo 15 ctvs., puesto que el ácido sulfúrico se obtendria libre de gasto, una vez que el problema de la lixiviación de sulfuros calcinados sea resuelto. Si no lo es, i fuera necesario obtener el azufre de otras fuentes, podria subir su precio hasta 4.5 ctvs. americanos por kilo, = \$ 225 m/c chilena por tonelada métrica, ántes de que el costo de la yoduración fuera igual al de la electrolisis, condicion que no será difícil realizar.

Si seguimos así analizando todas las demas localidades del mundo, veremos que son pocos los puntos en donde la yoduración no tendrá la ventaja sobre la electrolisis.

Ya, por si solo, esto le abriria a la yoduradora un campo de mucha

importancia, pero su verdadera estension será mejor apreciada si tomamos las siguientes observaciones en cuenta.

Ya hemos visto que el costo elevado de las instalaciones limita la aplicacion de la electrolisis a los depósitos de grandes dimensiones, i lo mismo sucede, hasta cierto grado, con la fundicion, aunque ésta se puede adaptar con mayor facilidad a cantidades mas moderadas, siempre que la mayor lei de los minerales lo permita. Por lo contrario, la yoduradora, por la simplicidad de sus aparatos i de las operaciones, las que tienen en ese sentido mucha semejanza con los de la cianuracion, no está limitada a estos grandes depósitos—que para su aprovechamiento necesita de fuertes inversiones de capital—sino podrá producir con igual facilidad i economía con instalaciones pequeñas.

Para que éstas dejen de ser rentables seria menester que los gastos fijos excedieran del máximo de 36.29 ctvs. americanos, por kilo de cobre i que el precio del metal en New York no baje de 17 ctvs. americanos por libra (=37 ctvs. americanos por kilo), base que ha servido para los cálculos tratándose de minerales parecidos a los de la New Cornelia Copper Co.

Todo esto, forzosamente, nos tiene que convencer que el campo para la yoduradora es casi ilimitado, es decir que habrá pocos lugares donde no costeará emplear su procedimiento, miéntras el precio del cobre se mantenga en su relacion actual con los precios por materiales i jornales, de manera que la yoduracion tendrá para sí, todo ese campo inmenso que abarca no sólo las minas ménos o tan retiradas como Potrerillos, sino otras mas allá todavía, por la ventaja que la yoduradora lleva a la electrolisis. Este campo incluirá, se puede decir, casi todas las minas conocidas o por conocer en el mundo, pero si hubiera algunas, que no pudieran ser sometidas a un tratamiento económico con una lei de 1.5% de cobre, por la menor estension de sus depósitos o por su excesiva inaccesibilidad—con solo subir esa lei un poco, se pondria de nuevo al alcance de la yoduracion otro continjente de propiedades que, de otro modo, serian incapaz de una explotacion económica.

10) *¿Eso quiere decir, entónces, que la yoduradora tendrá que reemplazar todos los demas procedimientos?*

Si no tuviera ciertas limitaciones, de que se hablará mas adelante, eso será indudablemente así, siempre que se cumplan dos condiciones esenciales, 1.^a, que hayan suficientes existencias de yodo en el mundo disponible para eso, i 2.^a, que las pérdidas de yodo durante las operaciones se mantengan dentro de límites tolerables.

11) *¿Cuál es la situación en cuanto a las existencias de yodo?*

Los señores Gandarillas i Ghigliotto, en la obra de Semper i Michels «La Industria del Salitre en Chile», 1918, estiman, como cálculo prudente, una existencia de 2,550.000,000 de qq. españoles de salitre en las pampas del Norte (p. 358). Esto equivale a 117.300,000 toneladas métricas, que, suponiendo una lei media de 14% de salitre en el caliche, representarian 838.000,000 de toneladas de caliche, las que a su vez tendrian en término medio 0.1% de yodo = 1 Kg. por tonelada, equivalente a 838.000,000 de Kg. de yodo. Hai fundados motivos para creer que en la práctica el consumo de yodo será ménos de 10 Kg. por una tonelada de cobre, de manera que, con las existencias de yodo en las pampas, se podría precipitar 83.000,000 de toneladas de cobre, igual a una producción mundial anual de 83 años, sobre la base que rejia ántes de la guerra.

La producción anual de salitre se puede estimar en 60.000,000 de qq. españoles = 2.760,000 toneladas métricas, las que representan 20.000,000 de toneladas de caliche, calculando un rendimiento de 14%. Estos tendrian 20 millones de kilos de yodo, suponiendo una lei solo de 0.10%, los que a su vez permitirían tratar 2.000,000 de toneladas de cobre, doble de la producción mundial anual ántes de la guerra.

A estas grandes existencias de yodo en los caliches hai que agregar otra cantidad quizá igual o mayor que se encuentra todavía en los rípios i desmontes de las oficinas de elaboración.

Esto prueba que, en cuanto a las existencias de yodo, no hai temor que no haya suficiente para abastecer toda demanda que pueda haber por muchos años.

12) *¿I las pérdidas de yodo?*

Este punto está todavía por resolverse. Las esperiencias en pequeña escala, que se han hecho hasta ahora, no se pudieron llevar a efecto con la debida prolijidad para determinar este punto delicado, i, a la vez, importante. El señor Amenábar, como resultado de las observaciones que hizo durante las esperiencias del señor Hobsbaron en Antofagasta, cree poder limitar las pérdidas a 4 o 5 Kg. de yodo por tonelada de cobre. No es imposible que en la práctica eventualmente se confirme esa opinion, pero ántes de tener datos fidedignos que lo comprueben, no sería prudente basar los cálculos sobre una pérdida tan baja.

El único dato a la mano, que puede vertir alguna luz sobre ese punto, se halla en los resultados obtenidos por la Kennecott Copper Corporation, Alaska, en su planta de lixiviar diariamente 450 toneladas de relaves, con 1% de cobre, en forma oxidada, por medio de amoníaco. Ese procedimiento

tiene de comun con la yoduracion, que el ajente activo es un gas volátil, de precio relativamente alto, i evidentemente muy susceptible de pérdidas en las manipulaciones. Por eso, es preciso tomar precauciones especiales para reducirlas a lo mas mínimo. Pero, por otro lado, hai una gran diferencia entre los dos sistemas—en lo que se refiere a los dos gases—que en el sistema de amoniaco se produce la lixiviacion misma con el reactivo, miéntras que en la yoduracion la lixiviacion se hace con ácido sulfúrico, i el ácido yodhídrico, obtenido del yodo, es empleado sólo para efectuar la precipitacion en la disolucion. Esto significa una diferencia mui notable en favor de la yoduracion, puesto que no es necesario manipular grandes cantidades de reactivo en forma de gas para tratar las enormes cantidades de mineral en tanques cerrados, bajo presion i calor. Las pérdidas así tienen que ser mui elevadas, especialmente por motivo de las rendijas que se forman a lo largo de las juntas resultado de los continuos cambios de temperatura a que están sujetos los aparatos. (Este defecto se piensa eliminar, en lo sucesivo, usando la soldadura autógena o eléctrica en la construccion de los tanques, en lugar de remaches). En la yoduracion sucede lo contrario, pues el gas es introducido por cañería relativamente angosta, en tanques precipitadores cerrados, que no están sujetos a variaciones de la temperatura normal, i todo el sistema es mantenido bajo un vacio suficientemente pronunciado para evitar el escape de gas. Es natural que bajo esas condiciones resultarán las pérdidas mui elevadas, en el caso del amoniaco, i mucho mas moderadas en el de la yoduracion.

El gasto de amoniaco en Kennecott resultó durante el año de 1908 en 0.033 lbs. por libra de cobre, igual a 33 Kg. por 1,000 Kg. de cobre. Por las razones indicadas se cree que se podrá reducir a ménos de 10 Kg. i es posible que bajen a los 4 o 5 Kg. estimados por el señor Amenábar.

13) *¿Cuáles son las limitaciones de la Yoduracion a que se refiere la pregunta N.º 9?*

Estas limitaciones se presentarán cuando los minerales tienen apreciables cantidades de plata i oro, las que se pierden por completo, tanto en la yoduracion como en la electrolisis i la cementacion, pero que se recuperan en la fundicion. Así es que, cuando esos metales exceden de cierto límite, seria sin duda mas económico tratar los minerales por via de la fundicion.

14) *¿No tiene la yoduracion mas ventajas, sobre los otros procedimientos, que las diferencias en el costo de produccion, como las reflejan los cálculos que preceden?*

Ya se ha hablado de la posibilidad de vender el sobrante de ácido sulfúrico cuando las circunstancias son favorables para ello. Esto representa una ganancia adicional que no se ha tomado en cuenta en los cálculos.

Otra ventaja tiene que el cobre producido para la yoduración es de una pureza superior a la de cualquiera otro sistema, con escepcion quizá del contenido de oxígeno, que será igual en todos los casos. Esto le permitirá a la yoduradora vender su producto con mayor facilidad que los sistemas competidores, i quizás hasta obtener mejores precios en el mercado.

15) *En la respuesta a la contestacion N.º 2 se ha intimado que la yoduración podría tener otras aplicaciones que la del beneficio de cobre. ¿Cuáles son esas?*

Por lo que se puede discernir hasta la fecha, son principalmente once estas aplicaciones, de las cuales se presenta una corta reseña al final de este cuestionario.

No es necesario entrar aquí en cálculos detallados (que se reservan para otra ocasion) para probar que estas aplicaciones, tienen muchas probabilidades para ganarse reconocimiento en toda la industria i están destinados a reemplazar los métodos que se usan ahora, especialmente por motivo de las instalaciones mas sencillas i baratas, i el mejor producto que se obtendrá.

Fuera de esas aplicaciones, es mui posible que, a medida que se vaya estudiando i conociendo mejor los detalles del proceso, se descubran nuevas aplicaciones, que por el momento no se presentan todavía a la imaginación.

16) *¿Hai algo mas que agregar a las observaciones hechas hasta ahora?*

Sí. El proceso que nos ocupa es tan ingenioso i sus posibilidades todavía tan poco conocidas, que se presta para muchos estudios i exámenes, una gran parte de las cuales sin duda conducirán a aumentar su utilidad grandemente.

Esto se prueba por una nueva modificación, ideada por el señor Aménabar, examinada i ensayada en pequeña escala, pero todavía no probada con mayores cantidades, sustituyendo el ácido yodhídrico para la precipitación del cobre, por otro compuesto del yodo, el yoduro de calcio, el que efectúa la operación con la misma facilidad que el primero. Esta variante del proceso tendría ventajas, bajo ciertas condiciones, que no es necesario analizar aquí, por encontrarse todavía en estado demasiado embrionario.

FÉLIX CREMER,

Ingeniero de Minas.

I

Precipitación del cobre por vía electrolítica

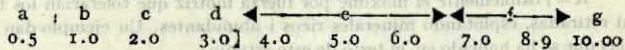
Cuadro comparativo para demostrar el costo relativo de la producción de un kilo de cobre en varias localidades del mundo, figurando como variables el valor del ácido sulfúrico necesario para disolver el cobre del mineral, por una parte, y de la fuerza eléctrica requerida para precipitar el cobre de la solución, por la otra, suponiéndose los demás gastos de operación, iguales a 15 ctvs. americanos por kilo de cobre en todos los casos.

BASE PARA EL CÁLCULO

- 2.75 kg. ácido por kg. cobre
- 3 Kw-hra. " " "
- 15 ctvs. gastos fijos. " " "

COSTO TOTAL DE 1 KILO DE COBRE EN CENTAVOS AMERICANOS

Precio del kilo de ácido sulfúrico (60°B.) en centavos americanos



	a	b	c	d	e	f	g					
	0.5	1.0	2.0	3.0	4.0	5.0	6.0	7.0	8.9	10.00		
A —	0.10	8.64	16.68	18.05	20.80	23.55	26.30	29.05	31.80	34.55	37.30	42.80
B —	0.15	12.96	16.83	18.20	20.95	23.70	26.45	29.20	31.95	34.70	37.45	42.95
B —	0.20	17.28	16.98	18.35	21.10	23.85	26.60	29.35	32.10	34.85	37.60	43.10
C —	0.25	21.60	17.13	18.50	21.25	24.00	26.75	29.50	32.25	35.00	37.75	43.25
C —	0.30	25.92	17.28	18.65	21.40	24.15	26.90	29.63	32.40	35.15	37.90	43.40
D —	0.40	34.56	17.58	18.95	21.70	24.45	27.05	29.95	32.70	35.45	38.20	43.70
D —	0.50	43.20	17.88	19.25	22.00	24.75	27.35	30.25	33.00	35.75	38.50	44.00
E —	0.60	51.84	18.18	19.55	22.30	25.05	27.65	30.55	33.30	36.05	38.80	44.30
F —	0.70	60.48	18.48	19.85	22.60	25.35	27.95	30.85	33.60	36.35	39.10	44.60
G —	0.80	69.12	18.78	20.15	22.90	25.65	28.25	31.15	33.90	36.65	39.40	44.90
H —	0.90	77.76	19.08	20.45	23.20	25.95	28.55	31.45	34.20	36.95	39.70	45.20
H —	1.00	86.40	19.38	20.75	23.50	26.25	28.85	31.75	34.50	37.25	40.00	45.50
H —	2.00	172.80	22.38	23.75	26.50	29.25	31.85	34.75	37.50	40.25	43.00	48.50
I —	3.00	259.20	25.38	26.75	29.50	32.25	34.85	37.75	40.50	43.25	46.00	51.50
I —	4.00	345.60	28.38	29.75	32.50	35.25	37.85	40.75	43.50	46.25	49.00	54.50
I —	5.00	432.00	31.38	32.75	35.50	38.25	40.85	43.75	46.50	49.25	52.00	57.50
I —	6.00	518.40	34.38	35.75	38.50	41.25	43.85	46.75	49.50	52.25	55.00	60.50
I —	7.00	604.80	37.38	38.75	41.50	44.25	46.85	49.75	52.50	55.25	58.00	63.50
I —	8.00	691.20	40.38	41.75	44.50	47.25	49.85	52.75	55.50	58.25	61.00	66.50
K —	9.00	777.60	43.38	44.75	47.50	50.25	52.85	55.75	58.50	61.25	64.00	69.50
K —	10.00	864.00	46.38	47.75	50.50	53.25	55.85	58.75	61.50	64.25	67.00	72.50

(Los números a la izquierda de la línea gruesa, representan el área dentro de la cual sería posible operar con una instalación electrolítica, sin incurrir en pérdidas, con el precio del cobre a 17 ctvs. americanos por libra = 37 ctvs. americanos por kilogramo i gastos totales de operación de 15 ctvs. por kilo, fuera del gasto variable por ácido sulfúrico i hierro viejo).

LEYENDA

a=Anaconda Copper Co., Montana, E. U. A. Producción propia, en grandes cantidades usando como materia prima los gases de calcinación i fundición de los minerales piritosos, que contienen el sulfuro requerido para la fabricación del ácido sulfúrico en forma de ácido sulfuroso (SO²). Desde que esos gases se perderían, si no fueran aprovechados en esa forma, el costo del ácido importa solo los gastos de operación sin gastos de materia prima, ni de transporte.

b=Probable precio a que se puede comprar o fabricar el ácido en una gran parte de los Estados Unidos i Europa, en grandes cantidades.

c=Precio actual en los Estados Unidos (Nueva York) en cantidades módicas.

d=Precio en cantidades moderadas, en muchas partes del Oeste de los Estados Unidos, i otras partes del mundo, que se encuentran en relación parecida, de acceso relativamente fácil por ferrocarril o mar.

e=Precio en localidades parecidas a las anteriores, pero mas retiradas del ferrocarril, por caminos en relativamente buen estado.

f=Precio en el resto del mundo, localidades mas o ménos retiradas del ferrocarril, sobre malos caminos.

g=Precio extremo, en casos escepcionales, localidades mui retiradas de los medios de comunicacion.

A=Precio por la corriente eléctrica en Noruega, ántes de la guerra, e igualado posiblemente en algunos otros puntos favorecidos del mundo, de relativamente poca importancia para la minería.

B=Probable precio por la corriente, en algunos centros industriales, en instalaciones de la mayor capacidad i provisto con todas las mejoras i economías en el trabajo que se conocen, i con el combustible mas barato obtenido, ántes de la guerra.

C=Precio en Niágara, por la corriente eléctrica, ántes de la guerra.

D=Precio en un gran número de instalaciones de primera clase, en todas partes del mundo, que no gozan de las mismas ventajas, como las anteriores.

E=Costo de la fuerza en instalaciones del carácter de El Teniente, Chuquicamata i otros parecidos

F=Muchas instalaciones, de segunda categoría, gozando de situacion favorable, pero siendo de capacidad mas limitada.

G=Precio de la corriente en el Oeste de los Estados Unidos, como lo venden empresas hidro-eléctricas fuertes a los consumidores, ciudades, industrias, minas, etc.

H=Costo de la corriente, en condiciones parecidas a las que preceden, pero en localidades ménos favorecidas, como en el interior de los Estados Occidentales en los Estados Unidos, México, Africa, Australia, etc. (*)

I=Un sinnúmero de plantas mas o ménos retiradas de los centros comerciales i medios de trasporte.

K=Posiblemente el máximo por fuerza motriz que tolerarian los trabajos mineros, en situaciones mui retiradas, explotando minerales ricos i abundantes. Un ejemplo dan las minas La Luz i Los Angeles, de las que se ha hablado en el testo de este estudio.

II

Precipitacion de cobre con fierro-viejo (Cementacion)

Cuadro comparativo, para demostrar el costo relativo de produccion de un kilo de cobre, en varias localidades del mundo, figurando como variables el ácido sulfúrico necesario para disolver el cobre del mineral, por una parte, i la del fierro viejo para precipitarlo de la solucion por la otra, suponiéndose los demas gasto por kilo de cobre iguales en todos los casos.

BASE PARA EL CÁLCULO

6.4 Kg. ácido por Kg. de cobre.

2.0 Kg. fierro por Kg. de cobre.

12.0 ctvs. gastos fijos.

COSTO TOTAL DE 1 KILO DE COBRE EN CENTAVOS AMERICANOS

Precio de 1 Kg. Fierro-Viejo en centavos americano.	Precio de 1 kilo de ácido sulfúrico de 60° B., centavos americano										
	a	b	c	d	e		f		g		
	0.5	1.0	2.0	3.0	4.0	5.0	6.0	7.0	8.0	9.0	10.0
0.5	16.20	19.40	25.80	32.20	38.60	45.00	51.40	57.80	64.20	70.60	77.00
1.0	17.20	20.40	26.80	33.20	39.60	46.00	52.40	58.80	65.20	71.60	78.00
2.0	19.20	22.40	28.80	35.20	41.60	48.00	54.40	60.80	67.20	73.60	80.00
3.0	21.20	24.40	30.80	37.20	43.60	50.00	56.40	62.80	69.20	75.60	82.00
4.0	23.20	26.40	32.70	39.20	45.60	52.00	58.40	64.80	71.20	77.60	84.00
5.0	25.20	28.40	34.80	41.20	47.60	54.00	60.40	66.80	73.20	79.60	86.00
6.0	27.20	30.40	36.80	43.20	49.60	56.00	62.40	68.80	75.20	81.60	88.00
7.0	29.20	32.40	38.80	45.20	51.60	58.00	64.40	70.80	77.20	83.60	90.00
8.0	31.20	34.40	40.80	47.20	53.60	60.00	66.40	72.80	79.20	85.60	92.00
9.0	33.20	36.40	42.80	49.20	55.60	62.00	68.40	74.80	81.20	87.60	94.00
10.0	35.20	38.40	44.80	51.20	57.60	64.00	70.40	76.80	83.20	89.60	96.00

(*) (Segun el contrato que tiene el Gobierno de Chile con la Compañía de fuerza eléctrica de la Florida para suministrar fuerza motriz a las nuevas Maestranzas de los Ferrocarriles en San Bernardo, el precio de ella se ha fijado en 6 ctvs. oro de 18d. por kw-hra., para los primeros ciento cincuenta mil kw-hra. por mes (Ingeniería Internacional, Octubre de 1920, páj. 212) lo que equivale, al tipo normal de \$ 4.8665 americanos por libra esterlina, aproximadamente a \$ 2.16 oro americano).

(Los números a la izquierda de la línea gruesa, representan el área dentro de la cual sería posible operar con una instalacion de cementacion, sin incurrir en pérdidas, con el precio del cobre a 17 ctvs. americanos por libra=37 ctvs. americanos por kilogramo, i gastos totales de operacion de 15 ctvs. por kilo, fuera del gasto variable por ácido sulfúrico i hierro-viejo.

LEYENDA

- a=Anaconda Copper Co., Montana, E. U. A. Produccion propia, en grandes cantidades, usando como materia prima los gases de calcinacion i fundicion de los minerales piritosos, que contienen el azufre requerido para la fabricacion del ácido sulfúrico en forma de ácido sulfuroso (SO²). Desde que eso gases se perderian, si no fueran aprovechados en esa forma, el costo de ácido importa sólo los gastos de operacion sin gastos de materia prima, ni de transporte.
- b=Probable precio a que se puede comprar o fabricar el ácido en una gran parte de los Estados Unidos i Europa, en grandes cantidades.
- c=Precio actual en los Estados Unidos (Nueva York) en cantidades módicas.
- d=Precio en cantidades moderadas, en muchas partes del Oeste de los Estados Unidos, i otras partes del mundo, que se encuentran en relacion parecida, de acceso relativamente fácil por ferrocarril o mar.
- e=Precio en localidades parecidas a las anteriores, pero mas retiradas del ferrocarril, por caminos en relativamente buen estado.
- f=Precio en el resto del mundo, localidades mas o ménos retiradas del ferrocarril, sobre malos caminos.
- g=Precio extremo, en casos escepcionales, para localidades mui retiradas de los medios de comunicacion.

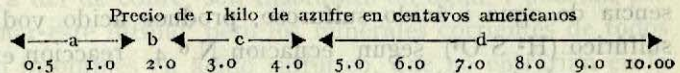
III

Precipitación del cobre por vía de yoduración

Cuadro comparativo, para demostrar el costo relativo de produccion de un kilo de cobre, en varias localidades del mundo, figurando como variable el costo del azufre necesario para las reacciones, suponiéndose los demas gastos de operacion iguales a 15 ctvs. americanos por kilo de cobre, en todos los casos.

BASE PARA EL CÁLCULO

- 0.70 Kg. de azufre por Kg. de cobre
- 15.00 ctvs. gastos fijos.



Costo total de 1 Kg. cobre en centavos americanos.....	15.35	15.71	16.42	17.13	17.84	18.55	19.26	19.97	20.68	21.29	22.10
--	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------

Todos estos números están debajo del límite dentro del cual sería posible operar una instalacion de yoduración, sin incurrir en pérdidas, con el precio del cobre a 17 ctvs. americanos por libra=37 ctvs. americanos, por kilogramo, i gastos totales de operacion de 15 ctvs. por kilo, fuera del gasto por azufre.

LEYENDA

- a=Precio del azufre, escepcionalmete bajo, como será en sólo pocos lugares privilegiados, cerca de los puntos de produccion i bajo condiciones favorables.
- b=Precios actuales en el mercado de Estados Unidos i, con poca diferencia probablemente, Tambien en Europa
- c=Límites dentro de los cuales fluctua probablemente el azufre en puntos de la costa de Chile i otros lugares parecidos.
- d=Precios mas progresivamente elevados, en el interior de los paises, a medida que se alejan de los medios ordinarios de comunicacion.



APENDICE

Para personas que tienen el deseo de conocer el mecanismo por el cual se producen los resultados de que se ha hablado en las páginas que preceden, se ofrecerá la siguiente corta descripción de las reacciones que tienen lugar.

APLICACION I

Las operaciones principales del procedimiento están basadas sobre las siguientes ecuaciones químicas:

	Calorías desprendidas
1) $2 \text{ CuO} + 2 \text{ H}^2 \text{ SO}^4 = 2 \text{ Cu SO}^4 + 2 \text{ H}^2 \text{ O}$	37,500
2) $\text{SO}^2 + 2 \text{ Cu SO}^4 + 2 \text{ H}^2 \text{ O} + 2 \text{ HI} = 2 \text{ Cu I} + 3 \text{ H}^2 \text{ SO}^4$	27,070
3) $2 \text{ Cu I} + 2 \text{ O} = 2 \text{ Cu O} + 2 \text{ I}$	42,880
4) $2 \text{ H}^2 \text{ O} + \text{SO}^2 + 2 \text{ I} = 2 \text{ HI} + \text{H}^2 \text{ SO}^4$	22,250
$(2 \text{ SO}^2 + 2 \text{ H}^2 \text{ O} + 4 \text{ O} = 2 \text{ H}^2 \text{ SO}^4)$	129,700
5) $2 \text{ Cu O} + \text{C} = \text{CO}^2 + 2 \text{ Cu}$	21,600
Total calorías producidas.....	151,300
	=====

Como se ve, el ciclo de operaciones es muy sencillo. El yodo, en presencia de agua i ácido sulfuroso, produce ácido yodhídrico (HI) i ácido sulfúrico ($\text{H}^2 \text{ S O}^4$) segun ecuacion N.º 4, reaccion en que se desprenden 22,250 calorías chicas por molécula-gramo de sustancias. Este calor se le podrá utilizar, probablemente, por medio de intercambiadores de calor, para subir la temperatura de las aguas ácidas destinadas a disolver el cobre i así acelerar su disolucion, o a otros objetos parecidos.

El ácido yodhídrico se disuelve a razon de 425 a 450 volúmenes en un volúmen de agua a 17º C., lo que es igual a 2,400 gr. de HI por litro de agua, pero en la práctica no convendria llevar la concentracion hasta el grado de saturación (por la gran tension de vapor que ejerceria i, por consiguiente, el mayor peligro de pérdidas por evaporacion) sino probablemente hasta el 40% no mas, punto en que la solucion tendria un peso específico de 1.4.

El ácido yodhídrico producido en la reaccion sirve para la precipitacion del cobre en la forma ilustrada por la ecuacion N.º 2, mientras que el ácido

sulfúrico efectúa la solución del cobre, conforme la ecuación N.º 1. Esta última no tiene nada de particular; es la misma que se emplea en todos los procedimientos hidrometalúrgicos del cobre, que usan ácido sulfúrico como disolvente.

De la ecuación N.º 2 se observa que el ácido yodhídrico, también en presencia de agua i ácido sulfuroso, precipita el cobre de su solución de sulfato, en forma de yoduro cuproso (Cu I), formándose, al mismo tiempo, tres veces más ácido sulfúrico que en la reacción N.º 4. Así se produce un total de ácido dos veces superior a lo requerido para la disolución del cobre. De la utilización de este exceso de ácido, ya se ha hablado estensamente en la primera parte de este estudio.

La reacción N.º 2 es también exotérmica, desprendiéndose 27,070 calorías de calor de ella, pero parece poco probable que se podrá recuperar, por motivo de su estado de dilución en respectivamente grandes cantidades de agua.

El yoduro cuproso, una vez separado de la solución por filtración, i secado, es sometido a una calcinación en un horno a propósito, según ecuación N.º 3, convirtiéndolo en óxido de cobre, i liberando el yodo en forma de vapor metálico. Este último es disponible para la preparación de nuevas cantidades de ácido yodhídrico (ecuación N.º 4), mientras que el óxido de cobre es reducido, en un horno reverbero, a cobre metálico, en conformidad con la práctica bien conocida en la metalurgia del cobre (ecuación N.º 5). En ambas reacciones (Núms. 3 i 5) se genera calor, del cual sería posible, en caso de tratarse de instalaciones grandes, recuperar una parte para otros fines.

El cobre obtenido en la reacción N.º 5 tiene que ser forzosamente de excepcional pureza, puesto que sólo los yoduros de mercurio, plomo, plata i bismuto, fuera del de cobre, son insolubles en agua, i podrían por consiguiente contaminar este último; pero los minerales corrientes de todos estos metales son tan insolubles en ácido sulfúrico, que no entrarían en la solución i naturalmente no podrían ser precipitados por el ácido yodhídrico. Una excepción forma la plata, que en el estado metálico es algo soluble en ácido sulfúrico, de manera que si está presente en suficientes cantidades puede costear su recuperación, en casos excepcionales.

Esto es posible efectuarlo por medio de sal, fierro o cobre metálico, con que se precipitaría la plata antes de la introducción del ácido yodhídrico, i hasta se le puede dar una calcinación clorurante al mismo mineral, previa la disolución con el ácido sulfúrico, para convertir toda la plata contenida en cloruro, el que es soluble en un exceso de sal o en hiposulfito de soda, i del cual se puede recuperar por cementación con cobre en el primer caso, o con ácido sulfhídrico en el otro.

Así resulta que, en la reducción del óxido de cobre a metal, el único elemento que puede afectar desfavorablemente su pureza es el oxígeno,

el que se puede mantener fácilmente dentro de límites que no constituyen un inconveniente en las aplicaciones del cobre, hasta 0.005% si se quiere.

Todas las demás sustancias serán eliminadas hasta proporciones que no se pueden constatar por análisis, i el producto tendrá así una pureza mayor a la de cualquiera otro cobre en el mercado, pudiéndosele designar hasta químicamente puro.

Un aspecto interesante en estas reacciones es que el total del calor desprendido en las reacciones Núms. 1 i 4 es igual a aquel que resulta de la oxidación del ácido sulfuroso empleado en el procedimiento. Esto es debido a que, en todo lo demás, las reacciones representan ciclos cerrados; el yodo entra en el procedimiento en forma metálica (N.º 4) i emana como tal en la ecuación N.º 3; lo mismo sucede con el cobre, que entra en la N.º 1 como óxido i sale en igual forma en la N.º 3, pero desprendido ahora de la ganga del mineral; i, por fin, la mitad del ácido sulfúrico, que toma parte en el proceso, disuelve el cobre en la N.º 1 i es liberado en la misma forma en la N.º 2. Así es que sólo el ácido sulfuroso sufre una transformación, produciéndose ácido sulfúrico, el que se puede utilizar en la forma ya explicada al principio de este trabajo. De esta manera resulta que el ácido sulfuroso (o en su lugar, el azufre de los minerales o el obtenido de otras fuentes) representa el verdadero combustible, que permite a las reacciones desarrollarse en esta forma tan nítida como injeniosa.

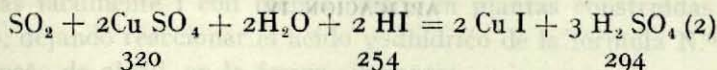
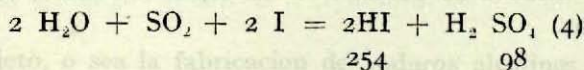
APLICACION II

No se necesitan conocimientos químicos muy profundos para convenirse que las mismas reacciones sirven igualmente bien para la fabricación de ácido sulfúrico químicamente puro, haciendo circular la misma cantidad de cobre, en establecimientos que no tienen disponibles minerales que rinden un exceso de ácido. Así se puede retirar de la reacción N.º 2 dos terceras partes del ácido jenerado, i condensarlo por métodos conocidos, para tener ácido sulfúrico concentrado de absoluta pureza. Gracias a que las instalaciones serán relativamente pequeñas, los gastos de operación reducidos, i por no necesitar de un catalizador susceptible de fácil deterioro, este procedimiento está destinado a conquistarse una gran parte de la producción mundial, si las esperanzas fundadas en mantener las pérdidas del yodo dentro de límites económicos i de obtener éste a precio módico serán realizadas.

Para demostrar las enormes ventajas que lleva la fabricación de ácido sulfúrico por medio del yodo, no hai mas que tener presente el solo hecho, que en las instalaciones actuales, con cámara de plomo, estas últimas producen nada mas que 4,5 kgs. de ácido de 60° B, por metro cúbico de cámaras en 24 horas, mientras que para la yoduración se estima una capacidad

de cuando ménos 500 kgs. de ácido, de 60° B, por metro cúbico de volúmen de solución, en 24 horas.

Estos datos están comprobados por las siguientes consideraciones, basadas sobre las dos reacciones que entran en juego, para jenerar ácido sulfúrico, i están marcadas arriba con los números 2 i 4, o sea:



En la primera se producen 98 partes de ácido sulfúrico por 254 partes de yodhídrico, el que a su vez es requerido para precipitar 320 partes de sulfato de cobre, produciendo 294 partes mas de ácido sulfúrico, o sea un total de 392 partes.

Ya hemos visto que probablemente, una solución de 40% de ácido yodhídrico probará ser la mas apropiada para efectuar la precipitación, pero para mayor seguridad calcularemos solo una del 25%. Así es que para las 254 partes, o 254 gms. de HI, necesitaremos un litro de agua.

La solución de sulfato de cobre, a la temperatura normal, es mas o ménos 20%, o sea 200 gms, por litro de agua. Supondremos que en la práctica la mitad de esa concentración prueba ser la mas ventajosa, de manera que por 100 gms. de Cu SO_4 se usaria un litro de agua. En este caso, los 320 gms, de Cu SO_4 en la fórmula necesitar an 3,2 litros, digamos 3,5 litros.

Las dos soluciones juntas, un litro de HI con 3,5 litros de Cu SO_4 , con un total de 4,5 litros de solución, producir an 392 gramos de $\text{H}_2 \text{SO}_4$, pero de éstos la mitad se necesita para disolver de nuevo el óxido de cobre que se obtiene de la reacción N.º 3.

Por consiguiente tenemos 196 gramos de $\text{H}_2 \text{SO}_4$ por 4,5 litro de solución, o 43,5 kgs, por metro cúbico igual a 55 kgs, de ácido de 60° B. Suponiendo que en 24 horas se puedan terminar 10 precipitaciones, tendremos 550 kgs, de ácido de 60° B, por metro cúbico de solución en 24 horas. Esto se compara con 3,5 kgs, de $\text{H}_2 \text{SO}_4 = 4,5$ kgs. de ácido de 60° B, que se puede obtener de cada metro cúbico de cámaras de plomo, en 24 horas, con el sistema actualmente en uso.

APLICACION III

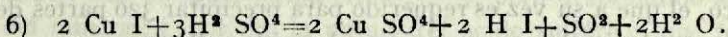
Iguales oportunidades tendrá el procedimiento en la refinación del cobre impuro, sustituyendo la electrolítica que se usa casi exclusivamente

en la actualidad. En este caso las barras de cobre se disolverán en el ácido, por un método especial, en lugar del mineral, i se retirará el producto refinado en la misma forma que en los otros casos.

Ademas de estas tres aplicaciones que probablemente serán las mas importantes, las reacciones con ácido yohídrico pueden ser utilizadas en una gran variedad de formas i variantes, de las cuales se anotarán algunas en seguida:

APLICACION IV

Fabricacion de sulfato de cobre, químicamente puro, segun la fórmula



Se descompone el yoduro cuproso por medio del ácido sulfúrico en lugar del oxígeno, i se produce sulfato de cobre, rejenerándose el ácido yodhídrico i ácido sulfuroso precisamente en las mismas proporciones requeridas para la precipitacion e nuevas cantidades de yoduro, segun ecuacion N.º 2.

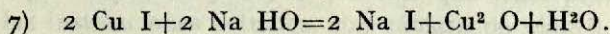
APLICACION V

Refinacion de yodo impuro, valiéndose del mismo ciclo orijinal, ecuaciones Núms. 1 i 4, pero retirando el yodo producido en ecuacion N.º 3, en lugar del cobre, e introduciendo igual cantidad de yodo impuro en N.º 4.

Esta refinacion se puede aplicar, de una manera sencillísima, a toda la produccion del yodo en Chile, utilizando una o varias instalaciones de cobre, si se quiere, los que recibirian el yodo crudo, o impuro, de los salitros, lo pasarian por su establecimiento i lo retirarian de él inmediatamente del primer ciclo, en un estado refinado, en lugar de dejarlo entrar de nuevo para seguir su circulacion, como se haria en las otras aplicaciones.

APLICACION VI

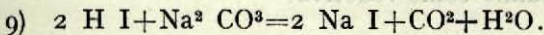
Fabricacion de yoduros alcalinos puros, por medio de hidratos o carbonatos de alcalis, en combinacion con una planta cuprífera ya instalada.



El óxido cuproso producido segun estas fórmulas se puede convertir directamente, por reduccion, a cobre metálico, o trasformarlo en cúprico por oxidacion, i hacerlo disponible de nuevo para otro ciclo.

APLICACION VII

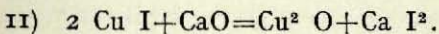
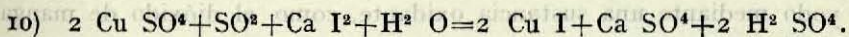
El mismo objeto, o sea la fabricacion de yoduros alcalinos, se puede lograr mas fácilmente i con ménos costo, en plantas construidas para el propósito, dejando reaccionar el ácido yodhídrico de la fórmula N.º 4 sobre un carbonato de alcali, en la forma siguiente:



El ácido sulfúrico jenerado en la reaccion N.º 4, obrando sobre carbonato de cal, serviria para producir el ácido carbónico, necesario para mantener una atmósfera neutra en la vasija dentro de la cual procede la reaccion.

APLICACION VIII

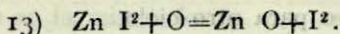
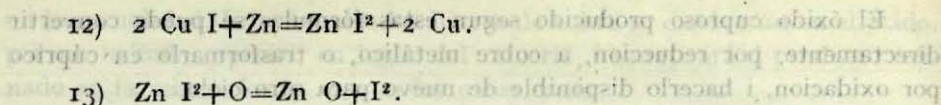
Variante en que el yoduro de calcio reemplazará al ácido yodhídrico en el ciclo orijinal, Núms. I a 4:



Es esta variante no se produce un exceso de ácido sulfúrico, sino solamente lo necesario para disolver una nueva cantidad de cobre; por consiguiente, su utilidad será sólo en donde aquel exceso se podrá conseguir de fuentes estrañas a precio bajo. Por otro lado tiene la ventaja que el yodo no circula en forma de gas, sino en solucion, lo que permitirá simplificar el aparato i reducir las pérdidas del yodo a un mínimo.

APLICACION IX

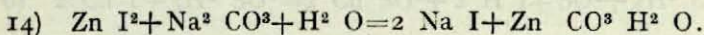
Produccion de cobre metálico directamente del yoduro por medio de zinc, el que es convertido en la recuperacion del yodo en óxido de zinc o zinc blanco, para pintura.



El zinc puede ser sustituido, en este caso, por el fierro que opera en la misma forma i puede producir, si se quiere, óxido de fierro, tambien para pintura.

APLICACION X

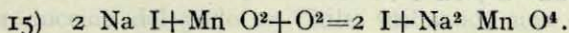
La reaccion con el zinc puede ser utilizada en otra forma, por via húmeda, con carbonato alcalino como reactivo:



Así se produce yoduro alcalino i carbonato de zinc hidratado, que se puede emplear directamente en la pintura, o convertir en óxido de zinc por medio de una tuesta sencilla.

APLICACION XI

Si se prefiere la descomposicion de yoduro cuproso por via húmeda (Aplicacion 7), en lugar de usar calor (Aplicacion I), se puede rejenerar el yodo mediante una sustancia oxidante, como el dióxido de manganeso (Mn O^2), como sigue.

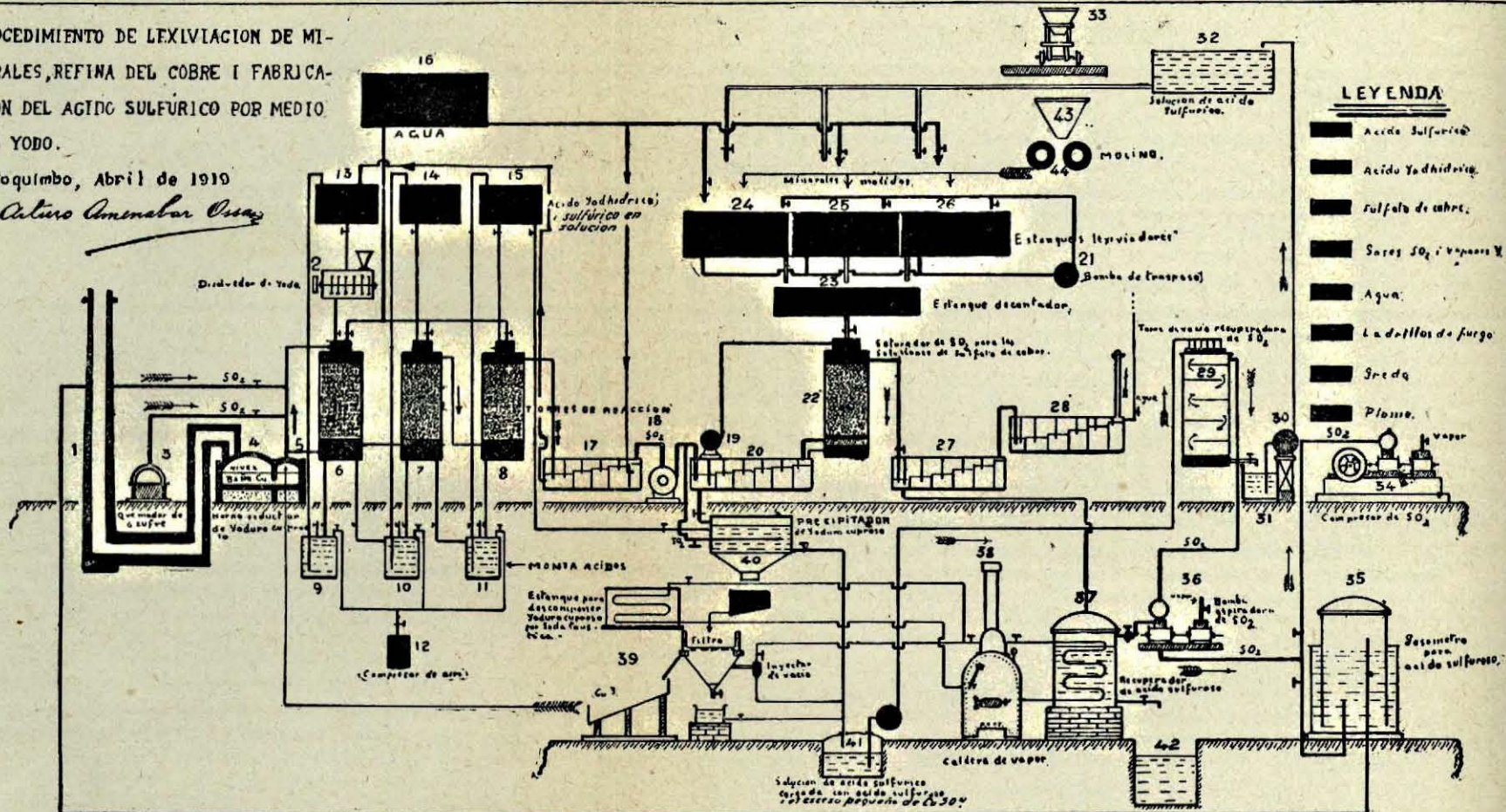


Rejenerándose tanto el yodo, como el dióxido de manganeso, para ecuacion N.º 13, i el álcali, para ecuacion N.º 7.

FÉLIX CREMER,
Ingeniero de Minas.

PROCEDIMIENTO DE LEXLVIACION DE MINERALES, REFINA DEL COBRE I FABRICACION DEL ACIDO SULFURICO POR MEDIO DEL YODO.

Coquimbo, Abril de 1910
Celso Amador Osses



LEYENDA

- Acido Sulfurico
- Acido Yodhidrico
- Sulfato de cobre
- Sales SO₂ i vapores
- Agua
- Ladrillos de fuego
- Seda
- Plomo

Solucion de acido sulfureo
 que da un acido sulfureo
 el exceso pequeño de CuSO₄

- Núm. 1.—Chimenea principal, conectada con el horno cuprífero.
 Núm. 2.—Desmenzador i disolvedor del yodo.
 Núm. 3.—Quemador de azufre.
 Núm. 4.—Compartimiento de descarga del horno cuprífero.
 Núm. 5.—Compartimiento convertidor del horno cuprífero.
 Núm. 6.—Primera torre de absorcion de H I.
 Núm. 7.—Segunda torre de absorcion de H I.
 Núm. 8.—Tercera torre de absorcion de H I.
 Núm. 9.—Monta-ácidos por la primera torre.
 Núm. 10.—Monta-ácidos por la segunda torre.
 Núm. 11.—Monta-ácidos por la tercera torre.
 Núm. 12.—Compresora de aire para los monta-ácidos.
 Núm. 13.—Tanque alimentador de la primera torre.
 Núm. 14.—Tanque alimentador de la segunda torre.
 Núm. 15.—Tanque alimentador de la tercera torre.
 Núm. 16.—Tanque depósito de agua fresca.
 Núm. 17.—Primer tanque de absorcion de SO^2 (la solucion de SO^2 se regresa al primer tanque alimentador Núm. 13).
 Núm. 18.—Bomba de aspiracion.
 Núm. 19.—Bomba para devolver el líquido del segundo tanque de absorcion (20) a la torre de saturacion (22).
 Núm. 20.—Segundo tanque de absorcion de SO^2 , en el cual la solucion cuprífera de la torre de saturacion (22) se encuentra con el exceso de SO^2 , que resultará del primer tanque de absorcion (17), en via al tanque de precipitacion (40).
 Núm. 21.—Bomba de circulacion para los tanques de lixiviacion.
 Núm. 22.—Torre de saturar la solucion cuprífera con el exceso de SO^4 que queda en los gases del segundo tanque de absorcion (20).
 Núm. 23.—Tanque de decantacion para la solucion cuprífera (Probablemente superfluo).
 Núm. 24. }
 Núm. 25. } Tanques de lixiviacion.
 Núm. 26. }
 Núm. 27.—Tercer tanque de absorcion de SO^2 , para las aguas provenientes de la torre de saturacion (22).
 Núm. 28.—Cuarto tanque de absorcion para los últimos restos de SO^2 , del tercer tanque de absorcion (27).
 Núm. 29.—Recuperador en vacío de SO^2 del líquido procedente del tanque de precipitacion (40).
 Núm. 30.—Bomba para elevar el líquido del tanque de precipitacion (40), con el $\text{H}^2 \text{SO}^4$ de retorno, un pequeño exceso de Cu SO^4 , al tanque depósito de solucion (32).
 Núm. 31.—Sumidero para líquido de $\text{H}^2 \text{SO}^4$, entre el recuperador en vacío (29) i la bomba elevadora (30).
 Núm. 32.—Tanque depósito para el líquido $\text{H}^2 \text{SO}^4$.
 Núm. 33.—Carrito de entrega de mineral.
 Núm. 34.—Compresora de SO^2 para hacer SO^2 líquido.
 Núm. 35.—Gasómetro para SO^2 .
 Núm. 36.—Bomba de aspiracion, para llevar SO^2 del recuperador en vacío (29) ie vaporador (37) al gasómetro (35), o la compresora (34).
 Núm. 37.—Evaporador a vapor para separar SO^2 del líquido del tanque de absorcion (37).
 Núm. 38.—Caldero a vapor.
 Núm. 39.—Filtro para el yoduro precipitado (40).
 Núm. 40.—Precipitador de yoduro cuproso.
 Núm. 41.—Sumidero recaudador para el líquido de $\text{H}^2 \text{SO}^4$, del precipitador (40) i filtro (39).
 Núm. 42.—Sumidero para el agua del evaporador en vacío (37).
 Núm. 43.—Tolva de descarga para alimentar los rodillos quebradores (44).
 Núm. 44.—Rodillos quebradores de mineral.

La crisis del cobre en Alemania durante la guerra ⁽¹⁾

La producción alemana de cobre extraído de los yacimientos nacionales existentes en Mansfeld, Rammelsberg, Sudharz, Richelsdorf i en las colinas Renanas vecinas a Coblenz, alcanzó en 1913 la cantidad de 25,300 toneladas, mientras que el consumo interno para el ejército i la marina era de 120,000 tons. i el consumo total anual de 260,000 tons. mas o menos. Cada año, pues, se importaba en Alemania, principalmente de América, cobre por valor de 350 millones de marcos mas o menos (2).

Apenas se declaró la guerra europea, Inglaterra logró interrumpir completamente el aprovisionamiento de cobre de Alemania de las regiones de allende el Océano, al mismo tiempo que el comercio con las naciones vecinas i con los estados neutrales se reducía a cantidades insignificantes; agréguese a esto el llamamiento a las armas de una gran cantidad de mineros en los primeros meses de la guerra, lo que había bajado la producción del cobre alemán a cerca del 50%.

Tal era la situación hacia fines de 1914. Por consiguiente, había que proveer con otros medios al aprovisionamiento de cobre. En 1915 se pudo hacer frente en parte a la falta de este metal con la captura de materiales diversos en los países conquistados, así como fueron requisadas considerables cantidades de cobre i bronce en Bélgica, en el norte de Francia i en la Rusia occidental. Pero en vista de que se acercaba el agotamiento de estos materiales capturados i por otra parte, aumentando cada día la demanda de cobre por parte del ejército i de la marina, hubo que recurrir a la movilización i al secuestro de todos los objetos metálicos en el interior del país. En efecto, dado que en Alemania, en los últimos años antes de la guerra, se trabajaban cerca de 140,000 tons. de cobre, se podía contar con que en la nación misma habría mas o menos un millón de toneladas de este metal, en forma de objetos diversos i en distintas aleaciones.

Por eso en 1915 se constituyó dependientemente del Ministerio de la Guerra, una sección especial para la movilización de los metales; esta sección estaba encargada del avalúo i del retiro de todos los metales disponibles, así como de los medios para obtenerlos. De esta manera pudo llegarse a una racional acumulación i distribución del cobre. La oficina

(1) Tomado del *Giornale di Chimica Industriale ed Applicata*.—Milan.—Junio 1920.

(2) Schulz.—*Technik und Wirtschaft*. 1919, pág. 422

en cuestion, comenzó ante todo por dictar órdenes referentes a la entrega de todos los objetos de cobre como vajillas, manillas i otros utensilios de uso doméstico, con lo cual pudieron recojerse hasta 40,000 tons. de cobre. En seguida se emanaron órdenes para la entrega de las campanas, de las techumbres, de los aparatos de destilacion i de todos los demas materiales disponibles. Ademas se obtuvieron otras provisiones de cobre viejo i de bronce, de las municiones disparadas (coronas de proyectiles, partes de espoletas, cartuchos, etc.), las cuales eran cuidadosamente recojidas por escuadras de soldados constituidas con ese objeto. Tambien la utilizacion de objetos viejos pertenecientes a los almacenes del Estado i la esportacion de las partes metálicas a las naves de guerra i mercantiles inutilizadas, suministraron un notable contingente del precioso meta.

Todo el material viejo, así como tambien los recortes, virutas i aserrin de cobre i bronce, provenientes de las fábricas era elaborado en algunos establecimientos con el objeto de obtener cobre puro.

Son dignos de nota los procedimientos aplicados a la extraccion del cobre i del bronce.

Para el bronce se fundia la aleacion i la masa fundida era introducida en un convertidor Bessemer de revestimiento básico, dentro del cual se inyectaba una corriente de aire bajo presion, como en el conocido horno Holway. Regularizando oportunamente la corriente de aire i la duracion, se llega a separar completamente el zinc del bronce, en forma de óxido volátil, el cual se recoje i condensa en un sistema de tubos enfriados a 50°; desde estos tubos el óxido de zinc es echado, en seguida, por medio de un ventilador, dentro de algunas cámaras en cuyo interior se encuentran algunos sacos suspendidos a los cuales se adhieren los copos de óxido de zinc, los que recojidos i comprimidos fuertemente en bloques eran espuestos a un proceso electrotérmico hasta obtener zinc puro. El cobre quedado en el convertidor, aunque estuviera parcialmente oxidado, era fundido en forma de ánodo i luego sometido al proceso electrolítico bien conocido de enfriamiento del cobre, con el cual se obtenia un metal de una lei de 99.9%.

Poco a poco se ha llegado a tratar por via electrolítica los bronces viejos con 10% de estaño. En Mayo de 1916 se instaló una fábrica con este objeto en Niederschöneweide in Welten, i el procedimiento fué estendiéndose a otros establecimientos en donde se llegó a trabajar bronces que contenian hasta el 20% de estaño.

El procedimiento consistia en fundir el bronce en forma de placas de ánodos i en someterlas luego a la electrolisis, empleando como electrolito una solucion de sulfato de cobre. No conocemos exactamente la composicion de la solucion, ni las condiciones de voltaje e intensidad de la corriente eléctrica; los residuos recojidos en las cubetas de electrolisis eran sometidos a un agotamiento por medio del ácido sulfúrico para extraer las notables cantidades de cobre contenidas en ellos i la solucion de sulfato

de cobre se empleaba en seguida como baño electrolítico. De los residuos así agotados se obtenía el estaño, para cuyo objeto se les enviaba, una vez desecados, a la casa Goldsmichdt de Essen i en parte al establecimiento de Wilhemsburg, en donde se elaboraban para obtener estaño puro.

Para limitar en lo posible las pérdidas durante las diversas fases de la elaboracion de las aleaciones de cobre, se fijó para cada uno de los distintos materiales un máximo de pérdida que no habia que sobrepasar, con el objeto tambien de poder contar mas tarde con una cantidad determinada de cobre.

Estas pérdidas eran arregladas naturalmente segun el procedimiento de elaboracion i el contenido en cobre de las aleaciones; para la fusion del bronce la pérdida aceptada era del 2,5%; en la elaboracion de la aleacion de los tubos condensadores de calderas (70% de cobre, 29% de zinc i 1% de estaño) la pérdida era de 3 Kg. de cobre i de 7 Kg. de zinc por cada 100 Kg. de aleacion; para las palas de turbinas constituidas por 72% de cobre i 28% de zinc la pérdida era de 2,5 Kg. de cobre i de 3 Kg. de zinc por cada 100 de aleacion.

Miéntras tanto el gran establecimiento de Mansfelder que ántes de la guerra producía algunos miles de toneladas de cobre electrolítico estrayéndolo de los minerales nacionales, iba disminuyendo poco a poco su produccion hasta anularla por completo por falta de materia prima. Fué, pues, mui significativo el hecho de que el envío a Mansfelder de los mineros que estaban enrolados, haya permitido a este establecimiento de emprender nuevamente su elaboracion en 1916 hasta alcanzar la produccion de ántes de la guerra. Un aumento posterior resultaba mui difícil, ya sea porque habian debido abrirse nuevos piques, ya sea porque habrian debido trabajarse minerales pobres que habian sido desechados en tiempos de paz.

Sin embargo se sometieron a la elaboracion minerales con solo el 0,8% de cobre i con ellos se llegó a obtener una produccion mensual de 2,400 tons. de cobre. Pero la carestia del carbon que luego comenzó a hacerse sentir, no permitió continuar por ese camino.

Los demas establecimientos metalúrgicos de Alemania que ántes de la guerra trabajaban los minerales extranjeros, una vez que faltaron éstos, se dedicaron a la elaboracion de los materiales metálicos viejos.

En fin, despues de la invasion de la Serbia se utilizó una mina existente en Bor, cuyo establecimiento, casi del todo destruido, fué rehabilitado rápidamente i puesto en condiciones de doblar su produccion de 700 tons. anuales de ántes de la guerra. El mineral de esta mina contiene un término medio de 9% de metal. Tambien en Plakalnitza, en Bulgaria, algunos minerales de cobre fueron sometidos a la elaboracion para Alemania, pero la produccion fué mui limitada, no pasando de un centenar de toneladas al año.

DIVERSOS METALES I ALEACIONES EN SUSTITUCION DEL COBRE.—Tales

eran en 1917 las varias fuentes de donde Alemania podia obtener cobre. En resúmen, el cobre consumido provenia en una tercera parte, de la elaboracion de minerales nacionales i en las dos terceras partes restantes de los materiales viejos.

Pero la imprevista prolongacion de la guerra hizo mas i mas difícil el aprovisionamiento del cobre para el ejército i la marina; se impuso, pues, la sustitucion del cobre i de sus aleaciones por otros metales.

Se comenzó por renunciar al uso del cobre i bronce en las puntas de los cascos, en los botones i guarniciones del uniforme; se inició la sustitucion del bronce de las espoletas i otras partes de las municiones por el zinc i el de los conductores eléctricos en parte por zinc i en parte por aluminio i hierro.

En Abril de 1917 se constituyeron algunas comisiones técnicas especiales con el objeto de establecer las cantidades necesarias de cobre i estudiar la sustitucion de este metal en las espoletas, vainillas, cartuchos de artillería i coronas de los proyectiles. En esa época se observó que las condiciones de la Oficina de Armas i Municiones Wumba habian sobrepasado en mucho a las cantidades previstas i disponibles i que la Oficina de las materias primas no podia poner a disposicion esa cantidad necesaria de cobre. Otras comisiones se encargaron de estudiar las necesidades en cobre para la Marina, para la Inspeccion automovilística, para la aeronáutica, etc., etc.

Con varias medidas restrictivas se buscó de limitar en todos los usos el del cobre, pero sin embargo, habiendo sido aceptado el programa de Hindenburg, las necesidades de cobre aumentaron de un modo extraordinario; los gigantescos almacenes de Hamburgo se vaciaban rápidamente, las materias primas capturadas disminuian tambien inexorablemente. Por consiguiente, no habia mas que una medida extrema que poder adoptar: la de reemplazar el cobre por el fierro, el zinc i el aluminio, únicos metales de los cuales Alemania no tenia escasez.

Pero hubo que superar numerosas dificultades para reemplazar el cobre en aquellos materiales de guerra que mayormente necesitaban de dicho metal; tales eran por ejemplo los cartuchos de artillería, las espoletas, las coronas de los proyectiles, los tubos lanza-torpedos, las hélices, los tubos condensadores, etc., etc., para las torpederas i submarinos.

Para los cartuchos de artillería i para otros materiales semejantes se llegó a reemplazar el cobre por el hierro mediante otros medios que lo preservaran de la oxidacion. Para las coronas de los proyectiles de medio calibre, se empleó el zinc, miéntras que para las granadas de grueso calibre se demostró especialmente adecuado el fierro blanco mui dulce obtenido por via electrolítica. Con este objeto se hicieron grandes instalaciones para producir hierro electrolítico, algunas de las cuales iban a comenzar a funcionar a fines de 1918.

Merecen especial mención las medidas tomadas en la Marina. Una de las primeras disposiciones fué la de sustituir los bronce con alta lei de cobre con bronce conteniendo sólo el 55 o 60% de cobre. Ya durante el tiempo de paz era posible en los astilleros fundir piezas macizas como las hélices, con aleaciones de cobre i zinc, a las que se agregaban pequeñas cantidades de manganeso, hierro i aluminio: eran los llamados bronce al manganeso o bronce Rubel. Por el contrario, la fundición de piezas huecas con estas aleaciones ofrecía graves dificultades, por la tendencia que tienen a agrietarse a nivel de los puntos en que las paredes cambian bruscamente de espesor. Las precauciones consisten en conservar todo el metal fundido en el recipiente por el tiempo necesario para que todo el óxido se haya juntado en la superficie, emplear una cantidad de metal suficiente para llenar en una sola vez todo el molde i hacer enfriar la aleación lo mas lentamente posible. De todas maneras, no es aconsejable el empleo de tales aleaciones para aquellas partes de maquinaria que están expuestas al roce bajo fuerte presión, como por ejemplo, los engranajes.

En tal ocasión la fundición Goldschmidt de Hamburgo, preparó un bronce al hierro (Hammomia) de la siguiente composición:

Cobre.....	57,7%
Zinc.....	40,0%
Fierro.....	1,8%
Plomo.....	0,4%

Esta aleación se deja laminar fácilmente al calor rojo i puede también verse en moldes aun muy complicados. Recordaremos que en América, Rix i Whitacker han preparado una aleación de bronce al hierro constituida así:

Cobre.....	89,0%
Aluminio.....	7,5%
Fierro.....	3,5%

Esta aleación presenta las siguientes características mecánicas: $R=52$ Kg. mm^2 $A=24\%$.

Acordado el aumento en la construcción de submarinos, hubo que pensar en la sustitución del cobre para la fabricación de las hélices, de los tubos lanza-torpedos i para las armaduras de todas clases. Se decidió el fabricar con acero todas estas partes principales; las dificultades principales estribaban en el peligro de corrosión por obra del moho i del agua, en la influencia del hierro en las desviaciones de la aguja magnética de la brújula i por último en la entrega muy tardía por parte de las fábricas que no estaban habilitadas para esta clase de trabajo. Poco a poco estas dificultades

fueron allanadas; las tentativas para proteger las hélices con barnices diversos resultaron infructuosas i los mejores resultados se obtuvieron con un plombaje superficial, aún cuando esto representaba una notable disminucion en la velocidad; de todos modos las hélices no podían permanecer en servicio mas de dos o tres meses por las grandes corrosiones que sufrían.

Para evitar la influencia magnética del hierro en las cercanías de la brújula, se sustituyó la armadura parcialmente con zinc. En efecto, el zinc se acerca mucho al cobre por sus propiedades físicas, pero su elaboracion es inmensamente mas difícil, pues a 150° se vuelve frágil i a 5° pierde casi del todo su resistencia mecánica. De todas maneras, despues de varias tentativas, sea por medio de la compresion, sea aleando el zinc con otros metales, especialmente con el aluminio, se ha llegado a mejorar las propiedades mecánicas del metal i a hacerlo adecuado para conducciones eléctricas i para varias armaduras. Para abreviar ademas los plazos de entrega por parte de las fábricas, algunas de éstas fueron dispensadas de los trabajos ya en obra para el ejército.

Los diversos tubos de cobre a bordo de las naves i de los submarinos fueron reemplazados a su vez primero con tubos de bronce i luego con tubos de acero plumbado. Así tambien se hizo con respecto a los tubos de los condensadores, los que ántes de la guerra estaban hechos con un bronce con 98% de cobre i 2% de estaño i que fueron fabricados en seguida con una aleacion mas pobre que contiene sólo un 70% de cobre i mas tarde con bronce comprimido de un 62% de cobre. Algunos tubos hechos con este material se conservaron mejor que los tubos primitivos con el 98% de cobre. Ademas, estos últimos tienen que ser soldados, lo que no es necesario con los de bronce comprimido. Segun algunas esperiencias de oríjen ingles parece que los tubos condensadores de bronce se conservan mejor que los de cobre electrolítico i por eso la casa Wieland de Ulm prefiere para los condensadores el cobre de fusion de los hornos de reverbero aleado con zinc de marcas especiales (Gichees Erben).

En los submarinos pequeños se hicieron ensayos para emplear tubos de hierro plumbado en los condensadores, pero estos ensayos no tuvieron éxito.

Para las palas de las turbinas se adoptaron tambien algunas aleaciones mas pobres en cobre (67% en lugar de 72%). Se trató tambien de reemplazar con fierro las palas de las turbinas i otras partes intermedias de éstas, pero en tanto que para las partes intermedias no hubo inconvenientes, para las palas mismas, en cambio, mui luego se manifestaron fenómenos de enmohecimiento i de corrosion profundas, especialmente cuando las turbinas tenían que estar alternativamente en servicio i en reposo. Las palas niqueladas i esmeriladas no dieron mejores resultados. Se cree, por el contrario, que haya resultado eficaz un procedimiento patentado en 1917 por la Maschinenfabrik-Augsburg-Nurnberg i que consiste en someter las palas

de las turbinas, llevadas a una temperatura elevada, a la accion de una corriente de amoníaco gaseoso; éste seria descompuesto en sus elementos por la accion del calor de las palas i en tanto que el nitrógeno tiene tendencia a combinarse con hierro para formar una capa superficial de nitruro de hierro resistente a la corrosion, el hidrógeno obra como reductor eliminando todo indicio de óxido.

Berlín, Marzo de 1920.

GINO. GALLO,



Reseña de los trabajos que está ejecutando la Comision del Instituto Jeológico Nacional, para el levantamiento económico-jeológico del valle de Méjico

Conferencia sustentada por el señor ingeniero Pedro González, profesor del Instituto Pedagógico, en el Primer Congreso Nacional de Industriales.

En nombre de la Comision que estudia la jeología del Valle de Méjico, voi a tener el honor de hacer una breve esposicion de los trabajos ejecutados.

La cuenca del Valle de Méjico está limitada al sur por el Ajusco, al norte por la sierra de Pachuca, al oriente por la sierra de Nevada, la sierra de Rio Frio, los cerros de Apam y el volcán del Tecajete, hasta juntarse con la sierra de Pachuca; por el poniente por el monte de las Cruces, monte Alto i Monte Bajo, el contrafuerte que se llama sierra de Tepotzotlan i sierra de Tezontlalpan que se juntan con Pachuca. Estos son los macizos principales que rodean la cuenca, i están separados por otros elementos importantes de relieve como los cerros de Coatepec i Ayotzingo entre el Ajusco i la sierra Nevada; el lomerío del Tecajete entre los cerros de Apam i la sierra de Pachuca; el puerto de la Concepcion, entre la sierra de Pachuca i la sierra de Tezontlalpan i los cerros de Xalpa; el puerto de la Guiñada, entre los cerros de Xalpa i la sierra de Tepotzotlan.

De la sierra Nevada se desprenden contrafuertes que han limitado las cuencas hidrográficas parciales de los lagos, como son los cerros del Tejolote, el Pino i la sierra de Santa Catarina; el contrafuerte de Patlachique i el cerro Gordo, que aunque está actualmente separado puede considerarse relacionado con las montañas del oriente de la cuenca; la sierra

de Guadalupe que tambien está actualmente mas o ménos separada debe referirse a las montañas del poniente; en el interior de la cuenca se encuentran montañas aisladas, que son los testigos que ha quedado de la erosion, i son el cerro de la Estrella, el cerro de Chimalhuacan, los dos Peñones, el cerro de Chiconautla, el volcan de Teahuilco, los cerros de Escondida, San Gaspar i San Juan; los cerros de Xolox, de Tlexpan, Dolores, Guayuca, de Paula, la Providencia i las sierras de los Cubitos i de los Pitos.

Las montañas mas interesantes que rodean la cuenca son: la sierra de Pachuca, que tiene una altura de 3,212 metros; la sierra Nevada, en donde se encuentra el Popocatepetl i el Ixtacihuatl, que tiene 5,452 metros; i 5,207 metros de altura, respectivamente, sobre el nivel del mar; la sierra del Ajusco, que alcanza una altura de 3,900 metros; el cerro Gordo con 3,050 metros i la sierra de los Pitos con 2,945 metros.

VALLES.—Los valles principales que forman la cuenca de Méjico son, comenzando por el norte, los de Azoyatla i Pachuquilla, que forman el valle de Pachuca; el de Epazoyuca, los Llanos de Apam, el valle de Tezontepc i el de San Juan Teotihuacan; estos valles son mui alargados i todos vienen a formar parte de la llanura aluvial que se estiende desde Pachuca hasta las faldas del Ajusco; esta llanura aluvial tiene una estension mas o ménos de 125 kilómetros de norte a sur, i está dividida por los contrafuertes i montañas interiores de que ya se hizo mencion, en varias cuencas que son: la de Pachuca, la de Zumpango, la de Xaltocan i de San Cristóbal, la de Chalco i Xochimilco, i la de Texcoco, que es la mas baja i adonde naturalmente debian reconocer todas las aguas; tomando como cero la altura de la cuenca de Texcoco, tenemos que la de Chalco i Xochimilco está a 3,000 metros arriba, la de Xaltocan i San Cristóbal a cuatro, i la de Zumpango a seis.

La superficie de toda la cuenca es mayor de 8,000 kilómetros cuadrados que quedan repartidos aproximadamente de la manera que sigue: 4,550 kilómetros cuadrados para las montañas, 3,000 para las tierras arables i 450 para los lagos. La superficie ocupada por los lagos i tomando como unidad el de San Cristóbal o sea como 10 kilómetros cuadrados, resulta que el de Zumpango es de una vez i media mas grande, el de Xochimilco cinco, el de Xaltocan cinco i media, el de Chalco diez, i el de Texcoco dieciocho. Naturalmente que estas superficies son aproximadas, pues algunos de los lagos llegan a secarse completamente, i la superficie de los otros sufre fluctuaciones que están en relacion con la intensidad de las lluvias.

RIOS.—El drenaje de la rejion se verifica en el norte por el rio de las Avenidas de Pachuca, que tiene como afluentes los arroyos que nacen en la sierra de Tezontlalpan i los de Azoyatla, Pachuquilla i Epazoyuca. La sierra de los Pitos, con la vertiente norte del cerro Gordo, forma la cuenca del rio Papalote, que tambien es afluente del de las Avenidas de Pachuca, juntándose en lo que se llama la Presa del Rei, que fué cons-

truida con el objeto de detener las aguas i evitar inundaciones en la parte baja; esta presa está actualmente azolvada; además del río del Papalote, recibe el río de las Avenidas de Pachuca, las aguas del río de Temascalapa para desaguar en la laguna de Zumpango.

Entre la vertiente sur del cerro Gordo i la norte del contrafuerte de Patlachique i los cerros que están al sur de Otumba, corre el río de San Juan Teotihuacan, o Nexquipáyac, que con su afluente el río de Iztapan, desagua en el lago de Texcoco; también se construyen presas como la del Rei.

De la vertiente occidental de la sierra de Río Frio bajan numerosos arroyos, que son poco caudalosos i que vierten sus aguas en el lago de Texcoco. En la sierra Nevada nace el río de Tenango, que desemboca en el lago de Chalco; i en la vertiente norte del Ajusco nacen los ríos de San Buenaventura i San Juan de Dios, que alimentan el lago de Xochimilco; este lago también recibe el agua de los numerosos manantiales que se encuentran en los flancos de dicha sierra. Entre la sierra del Ajusco i el monte de las Cruces, corre el río de la Magdalena con numerosos afluentes i que va a desembocar al Canal Nacional, con el cual se comunican los lagos de Chalco i Xochimilco con Texcoco. Del Monte de las Cruces bajan los ríos de San Joaquín i los Morales, que por medio del río artificial del Consulado desaguan en Texcoco. Los manantiales del Desierto de los Leones surten de agua a la ciudad de Méjico.

Estos ríos de la vertiente oriental de la sierra de las Cruces formaban al sur de la ciudad de Méjico, pantanos, i para evitar esto fué necesario llevar las aguas del Canal Nacional, para quitar estas acumulaciones perjudiciales para la ciudad; los ríos de los Remedios i Tlalnepantla desaguan por medio del canal de Guadalupe en el lago de Texcoco.

El río más importante del oeste de la cuenca es el de Cuautitlán, que en un tiempo fué el causante de las inundaciones de la ciudad de Méjico, pues llevaba sus aguas al lago de Texcoco, rodeando el cerro de Visitación i pasando por Ecatepec; ahora su curso está desviado i lleva sus aguas al Tajo de Nochistongo.

Para precaver en parte a la ciudad de Méjico de las inundaciones, el Rei Netzahualcoyotl proyectó i mandó construir la obra sorprendente del Dique o Albarradon, que partiendo de Atzacolco llegaba hasta Ixtapalapa, dividiendo así el lago de Texcoco en dos partes: la que se llama actualmente lago de Texcoco i lo que fué el lago de Méjico.

El problema del desagüe del valle de Méjico, estuvo sin solución durante tres siglos. En 1866 tuvo lugar una inundación seria, i desde luego se nombró una Comisión para estudiar la mejor manera de evitar en lo sucesivo estos accidentes; se estudió el trazo del Gran Canal para llevar las aguas fuera de la cuenca; mucho se habló de los trabajos del Teniente Smith, que no fueron sino una nivelación de Zumpango a las montañas del norte, como decía él, para determinar la relación de altura con el tajo de Nochistongo.

Una vez estudiados los proyectos i aceptado el mejor, dieron principio a las obras, que fueron inauguradas en marzo de 1900. El tajo abierto tiene cerca de 48 kilómetros, i el túnel que desemboca en la barranca de Acatlán tiene 10,022 metros de longitud, es una obra bien hecha que llena completamente su objeto. Las aguas que recibe el rio de Tequixquiac pasan por los valles de Actopan i de Ixmiquilpan, i con el rio de Tula forman el de Moctezuma que es afluente del Pánuco, que desemboca en el golfo de Méjico.

JEOLÓJIA

En una esposicion como la que tengo el honor de hacer respecto a los trabajos ejecutados para la formacion de la carta Económico-Jeolójico de la cuenca de Méjico, no es posible entrar en detalles para no cansar la atencion de ustedes; por esto me referiré someramente i de una manera jeneral a la jeolojía de la cuenca.

Tenemos dos rocas principales: ígneas i sedimentarias. Entre las ígneas tenemos por órden de antigüedad: andesitas, rhyolitas i basaltos; entre las sedimentarias: aluviones, tobas, jalnenes, arcillas, tizantes, etc., etc.

La erupcion andesítica mas antigua es la de la sierra de Pachuca, pues todavia no está bien definido el carácter del núcleo de la sierra de los Pitos. En la sierra de Pachuca se encuentran todas las series de rocas ígneas ya citadas; hai andesitas de pyroxena, i andesitas de hornblenda separadas por capas mas o ménos gruesas de tobas; estas andesitas están cortadas por diques de rhyolita que se observan sobre todo en la parte del sureste i que son la causa de las dificultades para la explotacion de las minas, como en Barron; sobre las andesitas se encuentran manchones de basalto, como en el cerro de San Cristóbal, el del Zacatonal i el cerro Grande.

El núcleo de la sierra Nevada, del Ajusco, de la sierra de Guadalupe i de los cerros de la Estrella i de Malinalco, es tambien andesita; los basaltos mas modernos son los que produjo la erupcion del Xitli que se encuentra en el Ajusco i que formó lo que se llama el Pedregal de San Anjel.

Las rocas básicas son mas fusibles i alcanzan temperaturas mas altas que las ácidas; por esto se esplica la gran estension que cubren las erupciones basálticas i la relativamente corta en donde se encuentran las andesitas.

Las tobas se encuentran en el fondo del valle, cerrando la cuenca con las lomas de España i con el puerto de la Guiñada. El material fragmentario que se encuentra en algunos lugares sobre las tobas, está formado con arena volcánica aglutinada con un cemento mas o ménos arcilloso.

Las arcillas se encuentran en varias partes de la cuenca, como en Cuautitlan, Tepeji i Teoloyuca.

Los tizantes existen tambien en varias partes como en Progreso, Colmena, i Purificacion; los tizantes están formados por los carapachos silicosos de unas algas que se llaman diatomeas; están mezclados mas o ménos con sedimentos terrosos, i se han acumulado en las pequeñas cuencas que se han formado en las vertientes de los macizos del oriente i del poniente; su composicion i estructura dependen de la mayor o menor cantidad de sal contenida en el agua que se depositaron; se han encontrado a diversas alturas i hasta la profundidad de 5 metros bajo del piso de Méjico. Estos microorganismos son mui importantes pues quizás con el tiempo podrán dar luz respecto a la edad de las formaciones que en la actualidad es mui obscura. Los estudia microscópicamente el señor Diaz Lozano.

Con respecto a la hidrolojía, solamente hai tiempo de consignar unos cuantos datos, relativos al nivel piezométrico, que se encuentra a diversas profundidades según la altura a que se abren los pozos, pues tenemos la capa de agua freática a 2 metros en Chiautla, a 3 metros en Texcoco, a 6 metros en Santa Ana Nextlalpan, a 12 metros en Tepetitlan, a 20 metros en Zumpango, a 45 metros en Santa Clara, a 87 metros en Otumba i a más de 120 metros en Topa i San Javier.

En la cuenca se encuentran aguas brotantes como en el lago de Texcoco, cuya profundidad varia de 110 a 150 metros, como en los pozos de la Magdalena i la Hacienda Chica; ademas, son bien conocidas las aguas termales del Peñon de los Baños, así como la de los manantiales de Tlapacoya, vertiente septentrional del Ajusco, etc.

De los 8,000 kilómetros cuadrados que aproximadamente tiene de superficie la cuenca de Méjico, hemos recorrido 5,000 kilómetros cuadrados; algunas veces nos hemos encontrado con dificultades para conseguir medios de transporte; tanto por la escasez como por lo caro, no ha sido posible recorrer los 3,000 kilómetros restantes, porque la jeolojía no se hace a tiros; pero para presentar completo el estudio, aprovecharemos los excelentes trabajos que hai sobre el particular, firmados por los señores Aguilera, Villarello, Ordóñez i algunas personas.

Los planos topográficos que estamos usando son mui deficientes en conjunto, pues los levantamientos detallados exactos se refieren a la cuenca del lago de Texcoco i al trazo del Gran Canal. Sin embargo, contamos con nuestra buena voluntad para llevar a buen término un trabajo que no tiene mas mérito que el de haber sido emprendido con toda sinceridad.

Los idealistas han creído, sin fundamento, que cuando se estudia la estructura de las montañas, no es posible darse cuenta del paisaje en toda su belleza. Sucede precisamente lo contrario; pues la madre naturaleza, cuando llamamos a la puerta de sus misterios, nos recibe amorosamente con caricias, nos va mostrando sus encantos, i, con enigmas, mantiene vivo el fuego de nuestra admiracion contemplativa. No parece sino que, ruborosa, se complace en ocultar la esplicacion de sus fenómenos para asegurar

nuestra constancia, i para reir alborozada cuando nuestras dudas nos desorientan i entonces nos contesta con la diosa Isis: «Soy lo que es, lo que fué, lo que será: nadie ha desgarrado aun el velo que me cubre».

Aquí tenéis por qué, estasiados, admiramos la majestuosa belleza del Ixtacihualt, de esa mujer blanca que desde hace siglos duerme cubierta con el nítido manto de sus nieves; por eso, sobrecojidos de espectacion, vemos como las blancas nubes descansan en su seno, para fundir en una dos grandezas, i quizás, tambien para arrullar a la hermosa i evitar que se levante a sacudir, airada, su caballera ígnea, al escuchar el estrépito de ese oleaje de barbarie que nos llega del Atlántico.



El problema de la provision mundial de enerjia ⁽¹⁾

Desde los dias de Watt, el bienestar físico de la humanidad ha venido dependiendo mas i mas del combustible fósil. La vida de hoy seria imposible si no dispusiera de las enormes provisiones de carbon necesarias para los establecimientos industriales, las artes, de las metalurjias, la calefaccion i el alumbrado de nuestras viviendas. La demanda de carbon fósil ha aumentado mui rápidamente, casi se duplicó cada diez años durante el siglo pasado, i ahora es de mas o ménos 1,200 millones de toneladas métricas por año. Para los que han estudiado la materia es evidente que nuestros campos de carbon se extinguirán en corto tiempo.

Es cuestion de vital importancia el determinar el probable sustituto de esta fuente de enerjías i ocuparse de cuándo va a producirse esta calamidad.

El Congreso Jeológico de Canadá trató en 1913, una de estas cuestiones. Segun el consumo actual, la cantidad de carbon fósil que se encuentra hasta una profundidad de 1,800 metros, bastaria para el consumo de 6,000 años, si fuera todo explotable; pero una parte de este carbon se presenta en capas mui delgadas para ser aprovechadas, una parte considerable se pierde como polvo, o se deja en las minas como pilares, i ademas el uso del carbon aumentará tambien en el porvenir, como lo ha hecho en el pasado. Por lo tanto, es necesario reducir considerablemente el tiempo indicado probablemente a la cuarta parte del tiempo, o a unos 1,500 años.

(1) Tomado del «Journal of the Franklin Institutes».—Julio de 1920.

De los diferentes países los Estados Unidos ocupan el mejor lugar en cuanto al carbon, como tambien lo tiene respecto a otras fuentes naturales de enerjía. Los depósitos de carbon le bastarán probablemente para unos 2,000 años. La peor parte entre los grandes países productores de carbon, le corresponde a Inglaterra en donde este combustible se extinguirá en ménos de 200 años. Alemania puede satisfacer su consumo por poco mas de 1,000 años.

Este tiempo de unos pocos cientos o miles de años es mui corto comparado con el cálculo de tiempo que ha hecho el Congreso Jeolójico en referencia, i es solo de 1% del período de la existencia del hombre, que probablemente se encuentra entre la milésima i diez milésima parte del tiempo durante el cual ha existido la vida en la tierra. Es mui claro que debemos poner a racion nuestro carbon i sustituirlo lo mas pronto posible por otras fuentes de enerjías.

Se indica con frecuencia que debemos usar aceite mineral en vez del carbon como combustible. Este consejo recuerda algo la frase de María Antonieta: «*Si el pueblo se queja de que no tiene pan para comer ¿por qué no come galletas?*» El petróleo es un combustible valioso, mas caro que el carbon, porque es de uso i transporte mucho mas fácil. La produccion anual mundial de aceite mineral no alcanza a representar el 3% de la enerjía contenida en la produccion anual de carbon. Por lo tanto, el petróleo debe reservarse para usos mejores, es decir, para produccion de luz i lubricante. Aun mas, la reciente decadencia de muchos campos de aceite indica que debemos economizar este valioso material. Segun David T. Day del Instituto Jeolójico de los Estados Unidos, la produccion por cada pozo en los depósitos de aceite de los Appalaches disminuyó desde 207 barriles en 1861 a 173 barriles en 1907. La produccion en Virginia Occidental habia declinado en 1910 en 56% de su produccion máxima. El aceite obtenido en los campos de aceite de Nueva York i Pennsylvania disminuyó al 50% desde el año 1891 a 1898.

Si suponemos los actuales campos de los Estados Unidos i que continuara la misma proporcion de explotacion, el petróleo se extinguiria mas o ménos en 1935, i si la produccion actual sigue sin aumento, el producto se extinguiria en 90 años, dijo Cárlos R. van Hise en 1910, quien ha hecho mucho para evitar las pérdidas en el consumo de nuestros recursos naturales.

La produccion de aceite mineral se ha mantenido por un enorme aumento en el número de pozos de aceite en cada campo i abriendo nuevos campos, por ejemplo en Oklahoma i California. Hai mui ricos campos nuevos en el mundo, que aun no se usan o sólo en pequeña escala, por ejemplo, en Méjico, Mesopotamia i Turquestan; pero ciertamente no durarán tanto como los campos de carbon, aunque esta produccion se restrinja a no mas de 3% de la produccion simultánea de esta última.

Todavía hai menos esperanzas de que las fuentes naturales de gas puedan proporcionar mas de una pequeña fraccion del valor combustible de los campos de aceite. Aun la turba, que es un combustible importante, no puede de ninguna manera competir con el carbon. Así, por ejemplo, en los Estados Unidos la turba utilizable es ménos de la mitad del 1% del carbon calculado. Probablemente el valor relativo de los pantanos turbosos europeos es mas o ménos el mismo que el de los campos de carbon europeo. Para el objeto de la calefaccion, el petróleo i la turba no desempeñan un rol importante comparado con el carbon fósil.

Se dice a menudo que el carbon puede ser sustituido por fuerza hidráulica de nuestros rios, denominada a menudo «hulla blanca». Segun un cálculo de Engler, la enerjía que puede obtenerse económicamente de estas caidas de aguas, llegó hasta el 60% de la enerjía de la produccion actual de hulla. Pero aun esta cifra parece demasiado alta, porque muchas de estas caidas están localizadas en partes del mundo un tanto inaccesibles, donde es probable que ninguna industria puede desarrollarse pronto. Por lo tanto parece prudente reducir la cifra de Engler, a mas o ménos 50%. Si es así esto, es evidente que hai pocas esperanzas de que la hulla blanca, pueda sustituir a la negra, excepto en pequeña escala. Para la calefaccion probablemente la fuerza hidráulica no se usará en un grado apreciable, porque usada directamente para la produccion de enerjía mecánica o eléctrica es a lo ménos tres veces tan costosa como la cantidad equivalente de calor. Además, las caidas de agua bien situadas, se aprovechan ya en su mayor parte, a lo ménos en Europa, así por ejemplo, en Suiza se han desarrollado ya casi todas las caidas que tienen un valor comercial, i en un grado un poco menor, puede decirse lo mismo de todos los otros paises industriales de Europa.

Durante la desgraciada situacion creada por la guerra mundial, cuando hubo gran escasez de combustible i aun ahora cuando el combustible es estremadamente caro, las caidas de agua han sido i siguen siendo rápidamente aprovechadas. Por lo tanto, dentro de poco tiempo esta fuente de la enerjía será toda puesta al servicio del hombre sin que disminuya sensiblemente la demanda de carbon.

Es mui interesante un cálculo que han hecho Koehn i Keplan sobre el poder de las caidas de agua. Aunque las cifras son sólo aproximadas las damos a continuacion con algunas correcciones:

Países	Caballos de fuerza en millones	Caballos de fuerza por habitante
Asia.....	236	0,27
Africa.....	167	1,14
Norte América.....	166	1,17
Sud América.....	94	5,25
Europa.....	65	0,13
Australia.....	30	3,75
Total.....	745	Término medio... 0,45
Canadá.....	26,0	4,0
Estados Unidos.....	100,0	1,0
Islandia.....	2,0	22,0
Noruega.....	13,0	5,2
Suecia.....	6,7	1,2
Finlandia.....	2,6	0,8
Países Balkánicos.....	10	0,6
Suiza.....	1,5	0,4
España.....	5,2	0,26
Italia.....	5,5	0,15
Francia.....	6,0	0,15
Austria Hungría.....	6,2	0,12
Alemania.....	1,43	0,02
Gran Bretaña.....	1,0	0,02
Rusia.....	3,0	0,02

Las cifras no son de toda confianza. Así, por ejemplo, Leighton da 200 millones para los Estados Unidos i van Hise, dice: «Bajo otros aspectos, este cálculo es muy alto i podemos decir que la cantidad de 100 millones de caballos de fuerza está mas cerca de la verdad.» Creemos que esta última cifra merece mas confianza. Van Hise es de opinion que aun pueden satisfacerse las necesidades de una población de 250 millones de habitantes. Desde que hizo su cálculo en 1910, las demandas de energía han aumentado grandemente, i probablemente solo mas o menos la mitad de la energía dada en el cuadro anterior es utilizable en la actualidad sin excesivos gastos iniciales. Por lo tanto, podemos suponer que las necesidades actuales pueden servirse con 0,5 caballos de fuerza por habitante. Encontramos entónces que Europa i el Asia son las únicas partes del mundo en donde la fuerza hidráulica es realmente escasa—(en el Asia la demanda es todavía tan pequeña que aun esta cantidad de energía por habitante es mas que suficiente). Pueden considerarse como especialmente afortunados aquellos países como Australia i las repúblicas de Sud América, en donde la energía hidráu-

lica por unidad de poblacion es superior a esta cifra i puede desarrollarse a un costo moderado. Entre las grandes potencias, Estados Unidos está mui bien dotado a este respecto, como tambien de muchas otras fuentes naturales de riquezas, como metales, minerales i carbon. En Europa, Islandia ocupa el primer lugar, debido a su poca poblacion, i la antigua isla de Saga puede tener todavía una era nueva i floreciente. Vienen en seguida los paises escandinavos, siendo el primero Noruega, que ya ha aprovechado grandemente su enerjía barata, i está destinado a ser uno de los paises industriales del porvenir. Suecia i Finlandia poseen bastante enerjía para sus necesidades. Sus caidas de agua no son altas, i en jeneral se encuentran mui distantes de las líneas de comunicacion, especialmente de las del Océano. Dinamarca, casi no tiene fuerzas hidráulicas, como tampoco Holanda. Entre los otros paises de Europa, los Estados Balkánicos tienen mas fuerza hidráulica de la que exigen sus necesidades industriales. Suecia puede tambien mirarse como poseedora de la cantidad suficiente de enerjía, lo cual es para ella una fortuna porque este pais, altamente industrial, no posee ningun depósito carbonífero. Lo mismo puede decirse de la nueva Austria que ha perdido su antiguo distrito de carbon, pero ha conservado la mayor parte de las caidas de agua de la antigua Austria; de modo que se encuentra probablemente a este respecto en la misma condicion que Suecia.

España es tambien, relativamente un Estado bien situado, pero que hasta el presente no ha hecho uso de estos recursos.

En jeneral las caidas de agua de los Alpes, España, Italia i los Balcanes son elevadas i de gran valor.

Para las industrias de Francia e Italia la fuerza hidráulica es de la mas alta importancia, aunque debe mirársele como insuficiente para naciones tan altamente desarrolladas. Al fin de la lista vienen las tres grandes enerjías de Gran Bretaña, Alemania i Rusia con soío 750 de fuerza hidráulica por habitante. Rusia es un pais agricultor con poca necesidad de enerjía, i la agricultura se conservará allí probablemente como industria principal, a causa de sus pequeñas fuentes de enerjía, tanto en carbon como en agua. Inglaterra i Alemania, que son los paises del mundo de mayor desarrollo industrial, tendrán tambien indudablemente en el porvenir a la agricultura como su principal industria. Probablemente una gran parte de estos paises se verá nuevamente cubierta por bosques como estuviera en tiempos de Tácito.

A menudo se habla de aprovechar la fuerza de las olas. Por cierto esto es posible, pero ejecutado en gran escala ocasionaría un desembolso inicial no justificado por precios que jamas probablemente se obtengan para la enerjía. La enerjía de las olas está tan ampliamente distribuida a lo largo de las costas de los océanos, que es comercialmente imposible coleccionar una parte sensible de ellas. Está en contraste perfecto con la enerjía del carbón fósil i de las caidas de agua.

Toda la energía utilizable en la tierra tiene su origen en la irradiación solar. De esta energía una pequeña parte, 0,12% se acumula en la vegetación que, sin embargo, es grande comparada con la energía del carbón quemado en las industrias. Un cálculo detallado hecho por el profesor Schroeder, de Kiel, muestra que se acumula en las plantas anualmente unas 22 veces tanta energía como se representa por el consumo de hulla en el mismo tiempo. De esta energía en la vegetación, las selvas absorben 67%, las plantas cultivadas el 24%, el pasto de las estepas, el 7% i los terrenos de los desiertos absorben 2%.

La energía recojida por las selvas puede usarse para la calefacción i excede cada año en unas 14 veces a los carbones quemados. Pero desgraciadamente la mayor parte de esta energía se acumula en las zonas tropicales, i los países estensamente cultivados están casi tan despoblados de selvas, que su producción de maderas no es suficiente como combustible para sus industrias. Aun más, la madera producida en los países civilizados se destina a la producción de papel, celulosa, i maderas de construcción. En las regiones de las selvas los residuos de las maderas pueden ser suficientes para el servicio doméstico, i durante la guerra, aun las necesidades industriales de ciertos países, en cuanto a combustible, se satisficieron con maderas en donde la importación del carbón fué interrumpida por el bloqueo. Sin embargo que el costo fué muy elevado, debido a los trasportes onerosos desde las selvas a los centros industriales. El transporte de la madera de las inmensas selvas del trópico a las regiones industriales parece imposible por razones de economía. Por lo tanto, las regiones boscosas ocupan una situación ventajosa a este respecto. Antes que otros países industrializados puedan sustituir la madera por carbón se impone una solución económica del problema de trasportes, que en la actualidad se presenta rodeada de dificultades excesivamente grandes. Faltaría considerar otras dos fuentes de energía, de forma muy dispersa: las de los vientos i del calor solar. Estas fuentes de energía son inmensamente grandes i exceden a la combustión simultáneamente de carbón desde 5,000 a 70,000 veces respectivamente.

La energía de los vientos se aprovecha para los molinos de viento, que se han usado en Europa desde el siglo XI. La gran objeción para emplear el viento como fuente de energía, es su variabilidad i el elevado gasto de instalaciones por unidad de fuerza entregada en forma continua. Se ha propuesto almacenar la energía del viento por medio de acumuladores cargados por medio de los molinos de viento, para usarlos durante los períodos de calma. Pero aun en las regiones de mucho viento, por ejemplo, Dinamarca este método es estremadamente anti-económico si se le compara con el carbón o la leña a su precio actual. Los molinos de viento se usan estensamente para la elevación de agua, tanto en el nuevo como en el viejo mundo.

La irradiacion del sol puede concentrarse en un caldero por medio de espejos, conectándolos con una máquina de vapor. La mas conocida de estas máquinas solares fué construida por Juan Ericsson, i descrita en *Nature* en 1888. Fué un mejoramiento de la primitiva máquina construida en 1860. En sus esperimentos en Nueva York, Juan Ericsson obtuvo un efecto de un caballo de fuerza con un espejo de una abertura de 10 metros cuadrados. Últimamente sus esperimentos se aplicaron en escala comercial por Mr. Shuman, de Filadelfia, quien instaló una máquina solar con un espejo de 1,200 metros cuadrados, en Meads, 10 Kms. al sur del Cairo, en Egipto. La máquina era del tipo Ericsson con algunas pequeñas modificaciones i aparatos auxiliares. Shuman no obtuvo mas que la mitad del efecto obtenido por Ericsson, o sea, un caballo de fuerza por veinte metros cuadrados por abertura de espejo. Despues de una inspeccion de la planta de Mr. Shuman, Mr. Ackerman encontró que era posible introducir mejoras que darian tan buenos resultados como los obtenidos por Ericsson.

Despues de las mejoras hechas a la máquina solar, parece probable que desempeñará un rol importante para entregar al cultivo grandes zonas áridas en los países tropicales, siempre que Ericsson mantenga su proyecto con enerjía. En estas partes del globo existen grandes desiertos, como el de Sahara, el desierto de Arabia i Siria i los de Mesopotamia, que en tiempos históricos fueron el asiento de una cultura floreciente, pero que ahora son ocupados por tribus errantes. La decadencia de estas rejiones resultó de la destruccion de sus acueductos i plantas de irrigacion, que la actual poblacion es incapaz de restituir. Con la ayuda de la máquina solar seria posible volver a establecer la antigua agricultura i horticultura en estos distritos, i tambien pueden desarrollarse los trabajos industriales con esta misma base. En esos desiertos donde el sol brilla casi continuamente durante la mayor parte del año, podrian aprovecharse los beneficios de esta máquina solar, como tambien en las provincias i estados estensos de España, Grecia i Norte América, que poseen igualmente este clima favorable. En otras partes del mundo donde el cielo está cubierto la mayor parte del año, como en el Congo i el Amazonas, o que se encuentran mas cerca del polo, como en las rejiones templadas, la máquina solar seria de mui poco uso.

Parece probable que cuando se haya consumido el carbon fósil, la civilizacion i cultura del mundo volverá a su lugar de nacimiento, en los alrededores del Mediterráneo i en Mesopotamia en el Viejo Mundo; i en la América Central i en la tierra de los Incas, en el Nuevo Mundo.

Segun algunos cálculos hechos por el autor, un aumento del ácido carbónico en la atmósfera, dará a toda la tierra un clima mas uniforme i mas cálido. Por lo tanto, podemos suponer, que la quemadura del carbon hará que nuestro clima se acerque al de la época terciaria. Aun mas, la vejetacion se estimula grandemente por la absorcion del ácido carbónico en el suelo, aumentado por un crecimiento del ácido carbónico en el aire

Por lo tanto, es probable, como traté de demostrarlo en mi libro «De la formación del Mundo, que el consumo total del carbon aprovechable por la industria favorecerá la agricultura en alto grado, i el crecimiento de los bosques en las rejiones templadas que son hoy dia el asiento de la cultura. Estas rejiones no recibirán solo perjuicios, sino tambien algunas consecuencias útiles como resultado de la actual pérdida de nuestras fuentes de combustion.

S. A. ARRHENIUS, PH.

El agua en la pendiente occidental de la cordillera real entre la Quebrada de Huatacondo i la Quebrada de Tarapacá. (1)

(Continuación)

LAS VERTIENTES DE PIGA, BATEA I DEL HUASCO

Entre los volcanes modernos Piga i Porquesa, en el borde este de la hoja hidrográfica norte, nacen las vertientes grandes de Piga. Las vertientes aparecen en la capa blanca de tobas liparíticas modernas que están depositadas sobre la efusion de liparita. En el ceste de las vertientes, las tobas modernas están cubiertas por un horizonte de conglomerados i por una efusion grande de andesita. El volcán de Porquesa ha producido probablemente esta última.

El punto donde brotan estas vertientes es un valle ancho i bajo, con una hoja hidrográfica chica, limitada por los cerros Piga i Jemelos en el sur, Tres Corrillos, Challacollo en el este i Porquesa en el norte. La fotografía N.º 6 presenta la zona de las vertientes mas importante; en el fondo se ven las barrancas de las tobas liparíticas blancas. Los puntos en donde brota el agua están marcados por círculos; atras del último círculo, en el centro de la fotografía, está la quebrada completamente seca. En la parte delantera de la fotografía se ve el caudal considerable de agua que se ha formado en un trecho de 310 metros por las cuatro principales vertientes. El 16 de Setiembre de 1918, la produccion de estas vertientes ha sido de

(1) Informe del Dr. J. Felsch.—Véase número anterior.

94,68 litros por segundo. El agua es dulce. La temperatura ha sido en la primera vertiente (fotografía N.º 6 a mano izquierda) de 22,5º centígrados; en la segunda, 22,8º centígrados; en la tercera, 23º centígrados, i en la cuarta, 22,8º centígrados.

A 1,400 metros aguas abajo nace otra vertiente 400 metros al sur de la quebrada; en los siguientes 1,000 metros observé, en la falda sur del arroyo de Piga, 15 metros sobre el lecho del rio, dos vertientes chicas mas en el horizonte de los conglomerados modernos. El aforo, tomado 2,400 metros aguas abajo de las vertientes principales, dió 204 litros por segundo. Las vertientes principales están situadas en una altura de 4,180 metros. No he reconocido bastante esta zona hácia el este para poder emitir una opinion sobre el carácter de estas aguas termales. Por consiguiente, me faltan las observaciones para averiguar si la hoja hidrográfica subterránea corresponde a la topografía.

Al pié del cerro Batea, 10 kilómetros al oeste-suroeste de las vertientes de Piga, nace una vertiente considerable, que produce 36,5 litros por segundo, aforo tomado el 16 de Setiembre de 1918. La temperatura del agua es de 19,5º centígrados. La vertiente nace en una quebrada que termina repentinamente al pié del cerro. La falda del cerro está formada por una efusion de andesita que se encuentra sobre las tobas modernas. 2,000 metros al suroeste de las casas de Collacagua, se junta el arroyo de Piga con el de Batea, para formar el rio caudaloso de Collacagua. Antes de esta union, recibe el arroyo de Piga del Norte, entre el morro de Collacagua i la loma de Hamachuma, un afluente que baja del cerro Porquesa. En Setiembre de 1918, ha sido el caudal de este afluente, un poco menor que el del arroyo de Piga. Segun observaciones del habitante de las casas de Collacagua, el afluente se seca casi completamente en los meses sin lluvia, mientras que el arroyo de Piga i de Batea quedan siempre caudalosos. Es natural que tambien estos arroyos aumentan considerablemente su caudal en la época de lluvias. El rio Collacagua corre de norte a sur hácia la laguna del Huasco. Desde el cerro Batea, hasta Manca Collacagua, el valle está formado por las obas liparíticas modernas i por aluviones recientes. En Manca Collacagua toca el rio la falda oriental de los Altos de Pica. Aquí desaparece la efusion de liparita con inclinacion pronunciada al este debajo de los aluviones modernos. En este rumbo pierde el rio Collacagua toda el agua. De Manca Collacagua, hasta el Salar del Huasco, sigue un lecho seco, que lleva solamente agua en los meses lluviosos. El agua del rio Collacagua corre subterráneamente al Salar del Huasco. En la orilla occidental del Salar del Huasco, al pié de la falda oriental de los Altos de Pica, nacen tres vertientes, de las cuales dos son bastante caudalosas. La flexura en la efusion liparítica hácia el este, que se puede observar bien en Manca Collacagua, pasa a ser en la orilla del Salar del Huasco una falla en la cual fué hundido el bloque oriental.

A esta falla están ligadas las tres vertientes. La primera vertiente está situada a 800 metros al sur, donde toca el camino que baja de Collacagua, en la orilla noroeste del Salar. El agua brota 4 metros sobre el nivel del Salar con una temperatura de 15,5° centígrados; el aforo tomado el 17 de Setiembre de 1918, dió 53,31 litros por segundo. 1,000 metros mas al sur está la segunda vertiente en una altura de 12 metros sobre el nivel del Salar; la producción de esta vertiente ha sido muy pequeña. 500 metros al sur del punto donde el camino a Pica se desvía del camino a Huasco Lipez, está la tercera y mas poderosa vertiente en la orilla inmediata del Salar. La temperatura del agua es 15,5° centígrados. El 17 de Setiembre de 1918, el caudal ha sido de 73 litros por segundo.

También en la orilla sur y en la orilla este existe siempre una vertiente que no alcancé a reconocer. Todas estas vertientes producen agua dulce. No obstante de esto, las lagunas del Huasco, en las cuales se juntan todas las cantidades de agua de las vertientes, contienen agua salada.

Las lagunas presentan una palangana en la cual se acumulan los restos de evaporización de todos los caudales de la pampa del Huasco.

Queda pues comprobado que la pampa del Huasco con respecto a la hoya hidrográfica es una zona cerrada sin desagüero de importancia, según la morfología y también la estructura jeológica.

Tomando en cuenta los afluentes considerables de las lagunas del Huasco, y en comparación de la producción pequeña de la vertiente de Chara en Alona, el desagüero subterráneo de la pampa del Huasco hacia el sur, puede ser muy limitada y sin importancia.

EL PLANO INCLINADO DE LOS ALTOS DE PICA Y LA PAMPA DEL TAMARUGAL

Las capas terrestres fluviales y de erupciones volcánicas, que forman el plano inclinado, han sido suavemente plegadas por el solevantamiento supraterciario de la cordillera. Estas capas forman anticlinales y sinclinales con un rumbo norte 10-20° oeste; y eso en tal forma que la cresta del anticlinal occidental queda siempre en un nivel mas bajo que la del anticlinal oriental vecino. El ángulo de inclinación en las alas es generalmente muy tendido, inclinaciones pronunciadas que están limitadas al borde oriental en un lado, y al borde occidental en el otro, y eso siempre en la vecindad inmediata de las elevaciones en forma de isla de las capas basales.

Las inclinaciones pronunciadas son originadas por falla del rumbo en las capas basales y son una consecuencia de que las capas cobertizas han sido arrastradas en el borde del zócalo basal elevado.

En el capítulo sobre la región de la Alta Cordillera, se ha descrito el borde oriental del plano inclinado. Se ha comprobado que el manto pro-

nunciado en forma de flexura de formacion liparítica, en el borde oriental del macizo de las capas basales del cerro Yarbicolla, pasa mas al sur en la orilla occidental del Salar del Huasco, a una falla en la formacion liparítica.

En la zona superior de la parte central de la pendiente occidental de los Altos de Pica, no se puede reconocer la estructura jeológica porque allá a consecuencia del espesor grande de la efusion de liparita, ninguna quebrada ha sido escavada hasta los conglomerados inferiores.

En el perfil de Alona-Chacarilla, véase el perfil N.º 3, se ve que la formacion liparítica forma cuatro anticlinales suaves i anchos. Este perfil demuestra mui bien que las crestas de los anticlinales, cuando mas hácia el oeste están, tanta menor altura tienen. La forma suave del anticlinal está bien esplicada por la fotografía N.º 7 del anticlinal de El Algarrobal en la quebrada de Chacarilla.

EL BORDE OCCIDENTAL DEL PLANO INCLINADO

La estructura jeológica del borde occidental del plano inclinado, se puede reconocer bien completa en la quebrada de Quisma, entre Tambillo 22 kilómetros al este de Pica i Matilla. (Véase el perfil N.º 4). La superficie de la parte superior de la falda occidental de los Altos de Pica, está formada por la efusion de liparita. Cuatro kilómetros al este de Tambillo, en la quebrada de Quisma, desaparece la capa liparítica, con inclinacion de 7° al oeste debajo de las areniscas blancas modernas, i a dos kilómetros al este de Tambillo aparecen tambien, debajo de éstas, las areniscas superiores con intercalacion de una capa de tobas blancas, la cual termina en forma de cuña, mas o menos 10 kilómetros al este del Salto de Chintaguai. Al pié del Salto grande de Quisma, a unos 5 kilómetros al oeste de Tambillo, aparece en el fondo de la quebrada la capa de liparita con suave inclinacion hácia el oeste, para desaparecer mui pronto otra vez debajo de una capa de brechas de liparita i de las capas de las areniscas superiores. Entre 4 i 5 kilómetros al este del Salto de Chintaguai, tienen las areniscas superiores una posicion horizontal; mui pronto quebrada abajo tienen una inclinacion tendida hácia el este. La inclinacion al este aumenta rápidamente progresando al oeste. 2,719 metros al este del Salto de Chintaguai termina el cañon angosto de la quebrada. Aquí afloran areniscas de grano grueso, mas bien arcosas, pertenecientes al horizonte de las areniscas superiores con rumbo norte 19° este e inclinacion de 18° hácia el este. 249 metros mas al oeste, aparece la efusion de liparita con inclinacion de 35° al este i con rumbo norte 22° este. 15 metros mas al oeste, la capa liparítica está cortada por una falla inversa; debajo de la falla inversa aparece en el fondo de la quebrada otra vez la capa liparítica con suave inclinacion al oeste. La grieta de falla inversa está rellena por una brecha de friccion. Se nota

en la brecha de fricción i en la vecindad inmediata de la falla, impregnaciones de hidróxido de fierro e incrustaciones muy delgadas de carbonato de cal, vestigios que en esta grieta ha circulado algo de agua. La falla inversa está bien visible en la fotografía N.º 8. Esta fotografía está tomada de oeste a este. En el centro de la fotografía aparece en ambos flancos de la quebrada la capa liparítica, con inclinación pronunciada hacia el este; mas atrás, a mano derecha, se ven las capas de areniscas superiores inclinándose hacia el este; debajo de la falla inversa, marcada por una línea cortada, en el punto en donde está parado un hombre, aparece la capa liparítica en posición casi horizontal, para desaparecer inmediatamente mas al oeste, debajo de las areniscas superiores, las cuales no se ven en la fotografía.

336 metros quebrada abajo están a la vista, en la falda sur de la quebrada, las areniscas superiores con inclinación suave al oeste. La cresta de este anticlinal cortado por la falla inversa, está en una altura de 1,530 metros.

2,470 metros hacia el oeste del anticlinal, está el Salto de Chintaguai. En la parte superior del salto aparece debajo de las areniscas superiores la efusión de liparita con inclinación de 5º hacia el este, para formar el anticlinal asimétrico del Salto. (Véase la fotografía N.º 9). La fotografía está tomada de norte a sur. Se ve a la izquierda el ala oriental del anticlinal con inclinación tendida hacia el este; ya a 300 metros al oeste, las capas tienen una posición horizontal—el centro de la fotografía;—400 metros mas al oeste se nota una inclinación apenas visible hacia el este; 150 metros mas al oeste bajan las capas liparíticas con inclinación de 23 grados al oeste, en forma de flexura, lado derecho de la fotografía. 1,300 metros quebrada abajo desaparecen las capas liparíticas con inclinación suave hacia el oeste debajo de las areniscas superiores. El hundimiento pequeño de las capas en el núcleo del anticlinal, ha sido causado por una falla situada a 200 metros al este de la flexura; por esta falla ha sido botada un poco la parte oriental del anticlinal.

Entre el Salto i Matilla, forman las capas el sinclinal ancho de la planicie de Pica. 100 metros aguas abajo de la bodega de los Chinos, se levantan del fondo de la quebrada, con inclinación de 14 grados hacia el este, las capas liparíticas i en un trecho corto las areniscas superiores. Aquí se puede observar en dos partes los efectos de la erosión que siguió al movimiento tectónico supraterciario. Esta erosión alcanzó a escavar las areniscas superiores i penetró tres metros en la capa de liparita. Las escavaciones de la erosión han sido rellenadas por las areniscas modernas. En el sinclinal, entre la vertiente grande de Chintaguai hasta «La Botijería», pasan las capas de liparita debajo del fondo de la quebrada de Quisma. La fotografía N.º 10, tomada de oeste a este, presenta la parte del sinclinal en la quebrada de Quisma. En el fondo de la fotografía se ve el hundimiento en forma

de flexura hácia el oeste de las capas liparíticas, cuya barranca vertical aparece como una faja oscura en el Salto de Chintaguaí. En el centro de la fotografía afloran en el fondo de la quebrada las areniscas superiores, cuyas barrancas verticales claras, forman el cañon angosto en la parte oriental del pueblo «El Valle». Con un declive suave suben las faldas de la quebrada hasta la planicie de Pica. Esta parte superior de las faldas tendidas de la quebrada, está escavada en las areniscas modernas.

EL ANTICLINAL DE MATILLA

Entre la bodega de los Chinos i la cocha de la «Botijería», se eleva la capa liparítica con inclinacion de 14° al este, hasta 25 metros sobre el fondo de la quebrada. 120 metros al oeste de la cocha está la capa de liparita cortada por una falla inversa. 8 metros mas abajo aflora otra vez la efusion de liparita, en un estado mui empujado i perturbado; sobre la liparita sigue:

- 1.—Una capa de 1,50 metros de areniscas blancas con material de toba liparítica;
- 2.—3 metros areniscas de grano grueso de color café oscuro;
- 3.—5 centímetros areniscas tostadas;
- 4.—10 metros de liparita.

Hácia el oeste, la capa liparítica de abajo se levanta poco a poco i forma, en una distancia de 400 metros, una loma en la cual se encuentra una casita. En la falda oriental, la efusion de liparita está inclinándose con 19° hácia el este. La cima de esta loma, de 1,223 metros de altura, está en el mismo nivel que la capa de liparita sobre la falla inversa 400 metros al este. En la falda occidental de la loma de la casita, la efusion de liparita baja con inclinacion pronunciada hácia el oeste, para aceptar en una distancia de 100 metros, una inclinacion suave de 11° al oeste. Con esta inclinacion sigue la capa liparítica hácia el oeste, formando el subsuelo del pueblo de Matilla, hasta el márgen oriental de la pampa del Tamarugal, i desaparece debajo de los sedimentos modernos.

La fotografía N.º 10—tomada de oeste a este—presenta la pendiente occidental de liparita en el anticlinal de Matilla. En la parte delantera de la fotografía se ve la cocha de Matilla, donde se encuentra el jinete. La cocha se encuentra en la capa de liparita, atras de la cocha aflora la efusion liparítica i está cubierta por areniscas modernas. Las plantaciones en las areniscas son de las chacras de Matilla; en el fondo de la fotografía, a mano derecha, aparece la loma de liparita con la casita. La cocha está en una altura de 1,180 metros i la cima de la loma en una altura de 1,223 metros. La distancia entre los dos puntos es de 800 metros. La efusion de liparita baja por consiguiente 43 metros hácia el oeste.

Comparando ahora las alturas de la efusion liparítica en los tres anticlinales paralelos consecutivos de este a oeste:

1.—Altura de la efusion liparítica en el anticlinal de Quisma; 1,530 metros.

2.—Anticlinal del Salto de Chintaguai; 1,505 metros.

3.—Anticlinal de Matilla; 1,223 metros,

resulta que la cresta del anticlinal en el oeste, se encuentra siempre en menor altura que la cresta del anticlinal vecino en el este.

LA PLANICIE DE PICA

La planicie de Pica forma una faja de seis kilómetros de ancho—este a oeste—i 25 kilómetros de largo, norte a sur.

La planicie está limitada en el este por el anticlinal del Salto de Chintaguai i en el oeste por el anticlinal del cerro Longacho—Matilla—Puquio Núñez. Estos dos anticlinales aparecen tambien morfolójicamente como cordones de lomas; en el norte forma el límite la pendiente sur del cono de las areniscas i conglomerados modernos de La Calera; en el sur la quebrada de Puquio Núñez o la pendiente norte del cono de conglomerados de la quebrada de Chacarilla.

La planicie se inclina un poco de norte a sur, igualmente los cordones o anticlinales limítrofes en el este i oeste disminuyen la altura de norte a sur. Miéntras que éstos en el norte están bien marcados, ellos desaparecen en el sur por completo. En el centro está la planicie interrumpida por el cono de conglomerados i areniscas modernas de la quebrada de Quisma en la falda occidental del anticlinal del Salto de Chintaguai. En la serie de seis fotografías (N.º 2) se ve la planicie de Pica en toda su estension. En la parte delantera de las seis fotografías se presenta bien marcado el cordon de Longacho—Matilla—Puquio Núñez.

El cordon del anticlinal del Salto está apénas visible, atras del oasis de Pica. Este cordon está morfolójicamente poco marcado.

La fotografía N.º 11, tomada de este sureste al oeste noroeste, demuestra la parte norte de la planicie de Pica. En la parte delantera de la fotografía sale el eluvio de la efusion liparítica en la pendiente occidental del anticlinal del Salto; en el fondo se ve el cordon de Longacho—Matilla; se distingue bien que el anticlinal de Longacho—Matilla, en el norte sobrepasa en una altura considerable a la planicie de Pica, miéntras que él baja poco a poco hácia el sur, a izquierda en la fotografía, para desaparecer en Matilla, en el lado izquierdo de la fotografía. El sub-suelo de la planicie de Pica está formado casi en toda la estension por las areniscas modernas miéntras que los cordones limítrofes, en el este el anticlinal del Salto de

Chintagui, en el oeste el anticlinal Longacho-Matilla-Puquio Núñez, se componen de liparita, con la escepcion de la cima del cerro Longacho, la cual está formada por las capas basales.

El cordon del anticlinal del Salto de 8 kilómetros al norte de la quebrada de Quisma, hasta 6 kilómetros al sur de ella está formado por liparita. Hacia el norte el anticlinal está cubierto por las areniscas modernas, i en la quebrada seca por las areniscas superiores. Al sur de la quebrada de Quisma disminuye la altura de la cresta del anticlinal visiblemente i desaparece dos kilómetros al norte de la quebrada de Puquio Núñez, en una altura de 1.300 metros, debajo de las areniscas modernas.

EL ANTICLINAL DE LONGACHO-MATILLA-PUQUIO NÚÑEZ

La estructura jeológica del anticlinal de Longacho, ya ha sido descrita en el capítulo sobre los movimientos tectónicos supraterciarios. Sin interrupcion se puede seguir a este anticlinal hasta la quebrada de Quisma, sólo al sur del corte de la quebrada seca, la cual separa el cordon de Longacho del cordon Matilla; la continuacion al sur está algo botada hacia el este por una falla transversal. La efusion liparítica, en la cresta del anticlinal del Longacho, donde ésta ya cubre sin interrupcion las capas basales, está en una altura de 1.390 metros, mientras que ella está en una altura de 1.223 metros en el lado norte de la quebrada de Quisma. El nivel de la cresta del anticlinal ha bajado 167 metros en una distancia de 12.500 metros de norte a sur. En la quebrada de Quisma, demuestra el anticlinal, el mismo carácter de la estructura que en el cerro Longacho, es decir, inclinacion pronunciada del ala oriental, inclinacion tendida del ala occidental. Compárese el perfil N.º 1 del Longacho i el perfil N.º 4.

Entre la quebrada de Quisma i la quebrada Seca que desemboca en la pampa del Tamarugal, algunos seis kilómetros al sur de «La Botijería», el anticlinal está cubierto por arenas modernas. En la falda norte de la quebrada Seca, que es mui baja, mas o ménos 600 metros al oeste del camino de El Valle a Puquio Núñez, se encuentra eluvio de liparita en pedazos con cantos agudos, es decir que no demuestran señas de haber sido trasportados. Quebrada arriba aparecen pedazos de tobas blancas i despues pedazos de liparita oscura; al lado del camino, en la falda sur, aflora la efusion de liparita i sobre ésta, arenisca con cemento de cal con inclinacion tendida hacia el este. La direccion entre este punto i el cordon de Matilla es de norte 10º oeste, es decir, que ella corresponde al rumbo jeneral del anticlinal. Por consiguiente, el anticlinal queda bien determinado en la quebrada Seca. La altura del anticlinal en la quebrada Seca, es de 1.205 metros.

2.000 metros al sur de la quebrada Seca, aparece una loma baja con rumbo norte a sur, que sigue hasta Puquio Núñez. Esta loma tiene una

longitud de 6 kilómetros. La parte norte está formada por eluvio de liparita clara, mientras que en la parte sur se encuentran en la mayoría rodados de las capas basales. Cuatro kilómetros al norte de Puquio Núñez a esta loma, está antepuesta en el este otra loma algo mas baja, con rumbo norte a sur. Estos dos cordones de lomas están separados por un bajo angosto. En el cordon este se encuentran esclusivamente pedazos eluviales de liparita. En la fotografía N.º 12, tomada desde la loma de Puquio Núñez, de sur a norte, se divisan bien los dos cordones; en la parte delantera de la fotografía está la chacra de Puquio Núñez. Es de suponer que la loma occidental corresponde a la continuacion sur del anticlinal jeneral.

Entre Puquio Núñez i la desembocadura de la quebrada de Puquio Núñez, se levanta una loma bien pronunciada de 5 kilómetros de largo, con rumbo norte a sur. La loma está formada casi esclusivamente por rodados de las capas basales con un diámetro no mayor de 10 centímetros. Se encuentran tambien algunos pedazos de liparita en trozos grandes con diámetro de 30 centímetros, con cantos agudos o poco redondeados.

Se trata de una loma de conglomerado inferior que sobrepasa en forma de isla la efusion de liparita.

Los trozos de liparita que se encuentran en la loma, hacen probable que la cubierta de liparita ha sido destruida por la erosion. La loma de Puquio Núñez no sigue directamente al sur del anticlinal entre la chacra de Puquio Núñez i la quebrada Seca, sino algunos 600 metros mas hácia el este.

Es de suponer que la loma de Puquio Núñez presenta la continuacion i el fin sur del anticlinal que está botado hácia el este por una falla transversal. La fotografía N.º 13, tomada de norte a sur, demuestra la loma de Puquio Núñez que se hace notar bien por el color oscuro.

Entre la quebrada de Quisno i la quebrada Seca que desemboca en la pampa del Tamargal, algunos seis kilómetros al sur de la Botijera, el anticlinal

LOMAS DE LIPARITA EN LA PLANICIE DE PICA
quebrada Seca que es un paso, mas o menos 600 metros al este del ca-
600 metros al este del cordon del Longacho, se encuentra en la planicie una loma de una longitud de 3,000 metros. Esta loma está limitada en el norte por la quebrada Seca i en el sur por las dunas de la chacra de Loreta. Esta loma está formada casi exclusivamente por pedazos de liparita. 400 metros al este del cordon de Matilla, al norte del socavón Santa Cruz, está en la planicie de Pica otra loma baja formada de eluvio de liparita. Esta loma es de 400 metros de largo.

En el márjen este del pueblo de Matilla, se levanta un cordon que está formado por la efusion de liparita. En esta loma está el faro de Matilla. La efusion de liparita tiene aquí una inclinacion mui suave hácia el este. Este cerro forma la cresta del anticlinal Matilla.

300 metros al noreste del faro, principia el socavon de agua potable

de Matilla en areniscas modernas. 50 metros al este de la boca corre el socavon en una brecha de liparita e inmediatamente despues entra con su fondo en la efusion de liparita firme. Este punto está situado en la misma altura que el faro de Matilla, donde la efusion de liparita ya tiene una inclinacion suave hácia el este. Se encuentra aquí, 300 metros al este del anticlinal, la efusion de liparita otra vez en el mismo nivel con inclinacion al este.

En el perfil de la quebrada de Quisma se ha descrito una falla inversa, por la cual la efusion de liparita se encuentra en el mismo nivel que la capa liparítica en la loma de la casita.

La loma de eluvio de liparita, al este del cordon de Longacho, al este del cordon de Matilla, al norte del socavon Santa Cruz, el afloramiento de la capa liparítica en el socavon del agua potable de Matilla, al este del faro, son dislocaciones de la efusion de liparita, causadas por una falla inversa que corre paralela al anticlinal Longacho-Matilla.

ORÍJEN JEOLÓJICO DE LA PLANICIE DE PICA

La planicie de Pica está limitada en el este i en el oeste por anticlinales asimétricos. En el anticlinal limítrofe oriental—anticlinal del Salto—demuestra el ala occidental un arrastramiento de las capas en forma de flexura, mientras que en el anticlinal occidental del Longacho-Matilla-Puquio Núñez, el arrastramiento pronunciado de las capas, se encuentra en el ala oriental. Compárese el perfil del Longacho. Se ha comprobado, en el capítulo sobre los movimientos supraterciarios, que los arrastramientos de las capas cobertizas en forma de flexura, están orijinados por fallas en el zócalo de las capas basales.

Por consiguiente, pasa por debajo del ala occidental del anticlinal del Salto, una falla en las capas basales, por la cual ha sido hundido el bloque en el oeste i levantado el bloque oriental. En el anticlinal del Longacho-Matilla-Puquio Núñez, pasa una falla por debajo del ala oriental, por la cual ha sido hundido el bloque oriental. La planicie de Pica se ha formado pues por una dislocacion en forma de foso. La pequeña falla inversa que corre en el este, paralelamente al anticlinal Longacho-Matilla-Puquio Núñez, es una consecuencia de la compresion que las capas en el bloque hundido en forma de foso han soportado.

Este oríjen jeolójico de la planicie de Pica es de suma importancia para las vertientes de aquella zona.

LA HOYA HIDROGRÁFICA NORTE DEL PLANO INCLINADO

La composicion jeolójica de la parte norte del plano inclinado, difiere algo de la zona central. Esta modificacion de la composicion jeolójica, es

causada por la frecuencia de los complejos de las capas basales, que limitan la rejion norte i que sobrepasan en forma de isla las capas cobertizas.

En el horizonte de los conglomerados inferiores, casi todos los mantos de areniscas están reemplazados por conglomerados. Las tobas liparíticas, tambien en la zona del norte, forman un manto mui continuo.

De Sagasca hácia el noreste, es decir hácia la falda occidental del gran complejo limítrofe de las capas basales, de Columtuca, San Félix, Peñascos, Cunupa i Caticuma, desaparece la efusion de liparita, así es que en la rejion de Mamiña i Macaya, ésta ya falta por completo, pero existen allá las tobas liparíticas como un manto bien característico. El gran complejo de Columtuca, San Félix, Peñascos, Cunupa i Caticuma, ha impedido a la corriente grande de lava liparítica, que bajaba del este, cubrir esta parte del plano inclinado, no así las tobas liparíticas, que han sido trasportadas por el aire.

El horizonte de las areniscas superiores se compone en la zona de Sagasca, hasta mas al norte de la quebrada de Noasa, de conglomerados. Los rodados son en la gran mayoría rocas de las capas basales, ademas se encuentran rodados de tobas i de liparita. Tambien el horizonte de los sedimentos modernos, se forma de conglomerados. Si el primero de los horizontes de conglomerados no demuestra una dislocacion tectónica, no se puede distinguir los dos horizontes de conglomerados.

Los caudales que alimentan en la hoya hidrográfica norte a las corrientes subterráneas, bajan de la rejion de precipitaciones atmosféricas considerables de Columtuca i San Félix, i de las vertientes calientes de Macaya i Mamiña.

LAS VERTIENTES DE MAMIÑA

En la quebrada de Mamiña aparecen, 500 metros al este del pueblo, debajo de los conglomerados inferiores, las capas basales. Quebrada arriba, las capas basales se elevan rápidamente sobre el fondo de la quebrada, así es que los conglomerados i las tobas liparíticas, forman sólo el borde superior de las faldas de la quebrada. Las capas basales, se forman de brechas porfiríticas i de efusiones de porfirita. Estas capas están fuertemente plegadas. Mas o ménos 2,500 metros al este del pueblo, se encuentra en las capas porfiríticas, una intrusion de diorita que ha orijinado una zona de metamorfismo de contacto en las capas porfiríticas.

El horizonte de los conglomerados inferiores tiene un espesor de 180 metros i está cubierto por las tobas liparíticas. Estas capas cobertizas demuestran una inclinacion suave hácia el oeste. Todas las vertientes nacen en el este del pueblo, en el fondo de la quebrada o en una altura de pocos metros sobre el fondo. La vertiente principal que produce 18.5 litros por segundo, nace en una quebrada corta, 1,200 metros al este del pueblo.

El agua sale de las capas inferiores del horizonte de conglomerados

inferiores. La temperatura del agua es de 54°5 centígrados. El agua está mui cargada de hidrosulfúrico. Al enfriarse pierde el agua pronto el hidrosulfúrico, así es que el agua se hace entónces perfectamente tomable. Ya 400 metros al sur de la vertiente, aflora en la falda sur de la quebrada corta la brecha porfirítica.

Entre la intrusion de diorita i la junta de la quebrada principal con la quebrada corta, de la vertiente principal, nacen en el fondo de la quebrada cuatro vertientes de agua caliente con hidrosulfúrico i veintiseis vertientes mui chicas de agua fria o tibia. Todas estas vertientes nacen directamente de las capas basales o de los sedimentos fluviales recientes.

Casi en el límite entre diorita i porfirita, al pié del cerro de diorita, nace la vertiente de Jamajuga, en el lado sur de la quebrada. 1,000 metros quebrada abajo nacen las tres vertientes calientes de Conco, Guatapa e Ipla. Estas vertientes tienen las temperaturas siguientes:

Conco	43.5 centígrados	} con hidrosulfúrico.
Guatapa	47 »	
Ipla	36 »	

Las tres vertientes nacen en terreno vegetal de la quebrada, pero ya en una distancia de 200 metros afloran en la falda norte, brechas de porfirita.

Las demas veintiseis vertientes producen una cantidad tan insignificante de agua, que no son de interes. En jeneral estas vertientes están alimentadas por agua resumida de las chacras quebrada arriba.

Segun informaciones de los habitantes de Mamiña, la produccion de la vertiente principal es mui constante, al extremo que no se nota desde años aumento o disminucion de la cantidad. Solamente la temperatura del agua ha bajado. Se me ha informado, que ántes de 8 años a esta parte, el agua tenia 56° centígrados. En los últimos años la temperatura ha sido constantemente de 54° centígrados.

El hecho de que esta vertiente no está influida por las épocas de precipitaciones atmosféricas i el cargamento elevado de hidrosulfúrico, comprueban con evidencia que se trata de agua juvenil que está ligada a una falla en el zócalo de las capas basales i talvez a la intrusion de diorita.

La fotografia N.º 14, tomada desde el cerro de diorita de este a oeste, demuestra la quebrada de Mamiña con las chacras que están regadas por las vertientes. Los horizontes jeológicos están indicados; se ve en la parte delantera la intrusion de diorita i mas hácia el fondo, en la parte inferior de las faldas de la quebrada, especialmente en la falda noreste, las capas porfiríticas indicadas por P (porfirita) i B. P. (brecha de porfirita). En la parte central, a mano izquierda, la falda sur de la quebrada está formada hasta el fondo por el horizonte de conglomerado inferior i por las tobas liparíticas que se presentan en una barranca vertical clara. En el fondo,

a mano izquierda, se ve en el plano inclinado la loma de Juan de Morales. Las vertientes están marcadas por círculos.

N.º 1.—Vertiente de Jamajuga.

N.º 2.—Vertiente de Conco.

N.º 3.—Vertiente de Guatapa.

N.º 4.—Vertiente de Ipla.

Círculo V. p. Vertiente principal, la quebrada corta no se ve.

N.º 5.—Vertiente Cipuna.

La producción total de las vertientes de Mamiña, la calculó en 28 hasta 30 litros por segundo. 2 kilómetros al norte de Mamiña se encuentra la quebrada de Cipuna, que se junta 6 kilómetros al suroeste con la quebrada de Mamiña. 3 kilómetros al noreste del pueblo de Mamiña, nace en el horizonte del conglomerado inferior, una vertiente chica de 26 centímetros, de agua dulce; 200 metros quebrada arriba aparecen en la quebrada las capas porfiríticas.

4 kilómetros quebrada abajo, nacen, en el fondo de la quebrada, vertientes de agua algo salada. Es probable que la vertiente de Cipuna depende de las fallas que producen las vertientes de Mamiña, mientras que las vertientes poco saladas están alimentadas por corrientes subterráneas que bajan en la falda de la cordillera.

LA VERTIENTE DE MACAYA

10,000 metros al sureste de Mamiña está situado el pueblo de Macaya en la quebrada del mismo nombre. La vertiente, que riega la chacra del pueblo, nace al pie occidental del cerro Peñascos, en una altura de 2,570 metros. Los cerros al este del pueblo están formados por efusiones de porfirita, de margas, pizarras i areniscas; en una distancia de 3,000 metros al este del pueblo, en una altura de 2,765 metros, se encuentra una gran intrusión de aujitdiorita.

Las faldas de la quebrada de Macaya están compuestas del horizonte del conglomerado inferior de 140 metros de espesor; sobre los conglomerados descansa la capa de tobas liparíticas. En el este de Macaya se observa la forma cómo las capas de conglomerados se apoyan a la falda occidental del complejo de las capas basales, el cual sobresale mas o menos 700 metros del plano inclinado.

La vertiente aparece encima de una grieta con rumbo norte 38° este e inclinación de 78° hácia el este, en una efusión de porfirita. El agua tiene una temperatura de 37° centígrados i está cargada con hidrosulfúrico. Esta vertiente produce 2,1 litros por segundo.

500 metros quebrada arriba se encuentra otra vertiente chica en porfirita; el agua sale con 35° centígrados. En todo el trecho entre la vertiente

principal i la vertiente chica, nacen vertientes mui chicas. La produccion de agua en este trecho es de 0,54 litros por segundo.

A 300 metros quebrada abajo, atraviesa un filon de andesita aujítica a la porfrita; en el andesita nace sobre una grieta una vertiente que produce 0,08 litros por segundo.

A 600 metros quebrada abajo, en la falda norte, se encuentra un socavon de 5 metros de largo; de una grieta en porfrita vierte aquí agua tibia de 28° centígrados. La grieta tiene un rumbo de norte 30° este e inclinacion mui pronunciada hácia el sureste.

Esta vertiente produce 0,3 litros por segundo. Segun noticias recojidas entre los habitantes de Macaya, la vertiente grande no demuestra cambios por la época del año, parece que el caudal del Macaya se aumenta sólo si la quebrada lleva agua desde los cerros altos.

Deduciendo del contenido en hidrosulfúrico i de estabilidad del caudal, es de suponer que las vertientes de Macaya producen agua juvenil i que están ligadas a grietas en la porfrita.

El total del caudal de las vertientes de Macaya es de 2,8 litros por segundo.

Las chacras de Namiña i de Macaya, producen ante todo alfalfa, además cebada i verduras. De frutas solamente duraznos.

LAS VERTIENTES DE COLUMTUCSA I PICUNTICSA

En la falda sureste del complejo de Columtuca, el cerro mas alto que limita el plano inclinado, se encuentran algunas vertientes importantes de agua dulce. La rejion de las vertientes está limitada en el norte por el cerro San Félix, de 4,760 metros de altura, en el noreste i este por el cerro Yarbicolla o Columtuca, de 5,180 metros i en el sur por los Altos de Sitalca, de 4,430 metros.

La parte este del cerro San Félix i el cerro Yarbicolla, forman la cubierta de capas mesozoicas de una gran intrusion de diorita aujítica, que compone los cerros situados al oeste hasta 3 kilómetros al este de Macaya; la parte inferior de la falda de los Altos de Sitalca está tambien formada por diorita. El macizo de diorita pasa poco a poco de la zona exterior hácia el centro, a diorita cuarcífera de anfibolita. En esta última se encuentran, en la quebrada de Picunticsa al pié de los Altos de Sitalca, nidos grandes de turmalina acompañada por metales cupríferos.

En la zona de San Félix i cerro Peñascos, el macizo de diorita está atravesado por filones básicos de porfrita, que han causado las vetas de metales de antimonita i plata del distrito minero de Yarbicolla i San Félix.

En la falda sur del cerro Yarbicolla, aparece una efusion de andesita.

El borde superior de la falda sur de la quebrada de Picunticsa, es decir los Altos de Sitalca, está formado por el horizonte de conglomerados infe-

riores, de tobas liparíticas i de la efusion de liparita. Los Altos de Sitalca presentan la parte norte de los Altos de Pica.

Las vertientes importantes i constantes se encuentran en la falda sur del cerro nevado Yarbicolla i en la del cerro San Félix en la quebrada de Columtucsa. La fotografía N.º 15, tomada de suroeste a noroeste, muestra las vertientes en el curso superior de la quebrada de Columtucsa. En el fondo de la fotografía se ve la falda sur del cerro nevado Yarbicolla; a mano izquierda aparece la falda sur del cerro San Félix; a mano derecha, en el fondo de la fotografía, al pié de la pendiente poco nevada, se eleva la loma de andesita de una altura de 4,630 metros. La grada al pié del cerro Yarbicolla está formada por una gran masa de escombros de porfiritita que forma este cerro. En la falda de la grada de escombros aparece el agua, que corre en partes cubierta por los escombros; quebrada abajo se oye mui bien el ruido fuerte de la corriente. Mas o ménos 800 metros mas abajo aparece ya un caudal apreciable en la quebrada (Véase el grupo de círculos N.º 2 en el centro de la fotografía). El agua tiene una temperatura de 3 centígrados. En la parte inferior de la falda del cerro San Félix, aparecen en muchos puntos vertientes chicas (véase los círculos Núms. 3 i 4). Debajo de la loma de andesita, en los escombros, en un trecho de 500 metros de ancho, vierte agua que algunos 200 metros mas abajo forma ya un chorro apreciable. (Véase la fotografía, círculo Núm. 1). Todas estas vertientes se juntan en la quebrada de Columtucsa.

5,000 metros quebrada abajo está el establecimiento de Yarbicolla, en el cual se ha usado el caudal de Columtucsa para producir la potencia hidráulica.

3,000 metros mas abajo se junta con la quebrada de Columtucsa un afluente chico que baja del cerro Peñascos.

5,000 metros hácia el suroeste se junta la quebrada de Columtucsa con la quebrada de Picunticsa, para formar la quebrada de Sagasca. 500 metros quebrada arriba de la junta tomé el aforo del caudal de Columtucsa, que dió 50 litros por segundo. El agua es dulce.

De la parte sur de la falda occidental del cerro Yarbicolla, baja la quebrada de Picunticsa. En el curso superior de esta quebrada, surge agua en la parte inferior de las faldas en numerosos puntos. La mayor parte de los manantiales chicos produce continuamente algo de agua; no obstante esto, se seca la quebrada de Picunticsa en años secos, ántes de la desembocadura en la quebrada de Columtucsa. El 10 de Setiembre de 1918, el caudal de la quebrada de Picunticsa ha sido de 30 litros por segundo.

Segun informes recojidos entre los moradores de las cercanías, el caudal de Columtucsa merma un poco en años secos, pero siempre corre en la quebrada una cantidad apreciable de agua. El orijen de estas aguas no es dudable. Todas las vertientes están alimentadas por las precipitaciones atmosféricas considerables en los cerros altos. La cubierta de nieve del

cerro Yarbicolla, garantiza que la produccion del agua es continua por todo el año.

El ingeniero Valentin Martínez ha presentado un proyecto de abastecimiento de agua potable para el puerto de Iquique; publicado en 1893, por la Imprenta Cervantes.

El señor Valentin Martínez ha medido el caudal de Columtuca en dos ocasiones distintas e indica un promedio de 35 litros por segundo (véase página 12 de la publicacion). La calidad mui buena del agua de Columtuca i Picunticsa, comprueban tambien los análisis efectuados por el Director del Instituto de Hijiene, señor F. Puga Borne, publicados en la página 8 del proyecto del señor Valentin Martínez.

DR. J. FELSCH.

(Continuará).

◆ ◆ ◆
Revista quincenal

257

Valparaiso, 23 de Setiembre de 1920.

COBRE EN BARRAS

El mercado de cobre Standard esperiméntó una mejoría de mas o ménos £ 3.0.0 al principio de la quincena i la cotizacion al contado estuvo un poco mas alta que para tres meses.

Ha habido un poco mas interes en el mercado de Lóndres, i a pesar de que los negocios no han sido de grandes proporciones, la impresion es que pronto se desarrollará un regular movimiento de compras, bajo la influencia de las noticias mas firmes recibidas de Estados Unidos.

Tambien se avisa de que firmas Americanas han comprado algunas cantidades de cobre Standard para ser embarcadas a ese pais para ser refinadas.

Segun cablegramas recibidos de Estados Unidos el mercado ha mejorado i sigue mui firme. La demanda en el pais ha continuado i se espera que algunos de los grandes consumidores entregarán pronto al mercado. Tambien se ha acentuado la demanda para esportacion.

La cotizacion oficial se mantiene a 19 cents. la libra para entregas hasta Diciembre próximo.

0,19 US\$/26

Las cotizaciones recibidas de Lóndres al contado i para tres meses han sido las siguientes:

El día 10 del presente	£ 97. 0.0	al contado i	£ 97. 5.0	para tres meses
» 13	» 97.15.0	»	» 98. 0.0	»
» 14	» 99.15.0	»	» 99.15.0	»
» 15	» 100. 0.0	»	» 99.10.0	»
» 16	» 99.10.0	»	» 99. 5.0	»
» 17	» 99. 0.0	»	» 98.17.0	»
» 20	» 98. 0.0	»	» 98. 0.0	»
» 21	» 97. 0.0	»	» 97. 0.0	»
» 22	» 97. 0.0	»	» 97.10.0	»

Cerrando hoy 23 del presente a £ 96.5.0 al contado i £ 97.5.0 para tres meses.

Las ventas efectuadas en la costa ascienden a 13 toneladas.

Las esportaciones de Chile hasta el 31 de Agosto de 1920 ascienden a 32,610 toneladas o sean 1,365 toneladas ménos que lo esportado el año anterior en esta misma fecha.

EJES DE COBRE

Las ventas efectuadas han sido basadas sobre precios privados.

MINERALES DE COBRE

Las ventas efectuadas han sido basadas sobre nuestras cotizaciones

COTIZACIONES EL 23 DE SETIEMBRE DE 1920

COBRE EN BARRAS:

Puesto a bordo con flete de 150 /-..... \$ 170.00

Por quintal métrico
Moneda corriente

EJES DE COBRE:

50% puesto a bordo con escala de 170 centavos..... 77.39

MINERALES DE COBRE:

10% puesto a bordo con escala de 100 centavos..... 9.01

Standard £ 97.5.0 Cambio 11-1/16 d.

SALITRE

Mui poco se ha hecho en salitre durante la pasada quincena i los precios han seguido bajando siendo la situacion actual sumamente floja. Durante la última semana los esportadores sin embargo han mostrado mas interes a los actuales bajos precios i parece mui probable que mui luego entrarán al mercado para cumplir pedidos.

Para entrega pronta 95%; se corren rumores de haberse hecho ventas a 14/6 con pagos a corto plazo i bodegajes prontos a vencer. Tambien se ha hecho una pequeña transaccion para la misma entrega a 15/- en un puerto determinado i condiciones de costumbre.

Se han hecho transacciones privadas entrega Noviembre a 15/4 i para Diciembre-Marzo se ofrece salitre a 16/3 i mui posible que aceptarían ménos.

Corren rumores con mucha insistencia de haberse hecho una venta de 18,000 toneladas para España pago al contado i entregas Octubre-Noviembre-Diciembre.

Se dice que el precio es entre 15/4 i 15/6, pero no se ha podido confirmar si es cierto que este negocio se ha efectuado i si los datos son exactos.

No hemos oido de haberse hecho negocios en salitre refinado.

Lo esportado durante la primera quincena de Setiembre fué de 2.443,300 quintales comparado con 506,000 quintales que fué lo esportado durante el mismo período el año anterior.

ORO

El premio diario (compradores) de la Bolsa durante la pasada quincena ha sido como sigue:

El dia 10 del presente	89.50%	—21-15/16 d.
» 11	» 88.50%	—21-15/16 d.
» 13	» 89.20%	—21-3/4 d.
» 14	» 89.50%	—21-7/8 d.
» 15	» 91.20%	—21-13/16 d.
» 16	» 92.505	—21-3/4 d.
» 17	» 91%	—21-13/16 d.
» 21	» 91.80%	—21-7/8 d.
» 22	» 89.50%	—21-3/4 d.

Cerrando hoi 23 del presente a las 5 P. M. a 90.80%. Cambio 21-1/2 d.

CAMBIO

El cambio abrió el día 10 del presente a 11-1/2d. i bajó al día siguiente a 11-7/16d. quedando a este tipo hasta el día 14, pero el día 15 bajó a 11-1/4d. i a 11-5/32d. el día 16 para reaccionar el día 17 a 11-1/4d. El día 21 abrió a 11-7/32 d. i subió a 11-9/32 d. el día 22 del presente.

El cambio cierra finalmente hoy 23 del presente a las 5 P. M. a 11-5/32d. para letras de primera clase sobre Lóndres a 90 días vista, Letras pagaderas en oro a 21-1/2 d.

El Banco de Chile jira a 11-3/32 d.

CARBON

El mercado ha permanecido en calma desde nuestra última revista i solo hemos oido de un cargamento de Pocahontas salido por vapor a principios de Setiembre vendido a 185/- a los Ferrocarriles del Estado para Valparaiso.

Cotizamos Americano 175/- a 155/-, Australiano de 175/- a 155/- i Nacional nominal segun puertos, marcas i fechas de entrega.

PLATA EN BARRAS

La cotizacion recibida de Lóndres fué de 60 peniques.

Cotizamos la plata agria a \$ 39.75 por marco o \$ 172.82 por kilogramo fino puesto a bordo con cambio de 11-1/16 d.

ORO

El premio diario (compuhendov) de la bolsa durante la pasada quincena ha sido como sigue:

El día 10 del presente	80.30%	81-12/16d.
"	88.30%	81-12/16d.
"	80.20%	81-14/16d.
"	80.20%	81-7/8d.
"	81.20%	81-13/16d.
"	82.20%	81-14d.
"	81.80%	81-13/16d.
"	81.80%	81-7/8d.
"	80.20%	81-3/4d.

Cerrando hoy 23 del presente a las 5 P. M. a 80% Cambio 11-1/16d.

Indice jeneral del Boletin de la Sociedad Nacional de Minería desde el 15 de Diciembre de 1883 al 31 de Diciembre de 1919.

(Continuacion)

	PÁJS.
Existencia de turmalina en los criaderos de minerales de cobre de Chile; Sobre la (1897) pájs. 106, 147 i.....	235
Existencia de salitre en los diversos distritos salitreros; Consideraciones sobre la (1908).....	402
Existencia de petróleo en la provincia de Llanquihue (1908).....	486
Existencia de carbon de piedra en el mundo; La (1906).....	79
Existencia de carbon fósil en la Europa Central i Occidental (1893).....	136
Extracto de los procedimientos empleados en las fundiciones reales de Alemania para determinar la lei de los minerales de ultramar (1888).....	137

AUTORES

Echegaray, Nicomedes (1905).....	357
Elguin, Lorenzo (1898).....	349
Elhers i Lanás (1907).....	247
Id. id (1908).....	126
Ellenbachensis, Alinit (1898).....	80
Emmons, W. H. (1910).....	80
Eudter, A. (1919).....	3
Engelbach, Fernando (1884).....	86
Escard, Juan (1918).....	47

Espech, Roman (1884) pájs. 89 i.....	96
Id. id. (1897).....	10

F

Fábrica de Cemento de «La Cruz» (1912).....	5
Fábrica metalúrgica; Plan de creacion de una gran (1917).....	338
Fabricacion del Fosfato sódico o potásico por medio de la escoria Thomas (1886).....	165
Fabricacion del acero Siemens (1887).....	642
Fabricacion del sulfato de amonio (1888).....	39
Id. id. (1897).....	327
Fabricacion del coke en España; La (1888).....	174
Fabricacion del carbonato de sosa (1889).....	220
Fabricacion del ácido sulfúrico, dinamita i otros productos en la República Argentina (1892).....	37
Fabricacion de la cerusa por electrolisis (1893).....	33
Fabricacion económica del ácido sulfúrico; La (1894).....	79
Fabricacion del coke i sus consecuencias; Los nuevos adelantos en la (1899).....	142
Fabricacion del fierro i del acero en los hornos eléctricos; La (1903).....	365
Fabricacion del ácido sulfúrico; Perfeccionamiento en la (1908) pájs. 195 i.....	272
Fabricacion del salitre sintético en Noruega (1912).....	323
Fabricacion eléctrica del acero; Nuevos puntos de vista en la (1917).....	333
Fabricacion eléctrica del hierro colado; La (1917).....	496
Fabricacion del hierro por medio de la electricidad (1917).....	562
Fabricacion del hierro i acero; Esplotacion i (1917).....	64
Fabricacion de aluminio; Procedimientos actuales de (1918).....	47
Factores económicos en la industria del hierro (1918) pájs. 232 i...	265
Factores de costo de las industrias de hierro i acero de los Estados Unidos; Los (1919).....	9
Ferrocarril Central del Norte; El (1889).....	217
Ferrocarril de Antofagasta (1890).....	175
Ferrocarril trasandino; El (1890).....	180
Id. id. (1891).....	77
Ferrocarril de Antofagasta a Bolivia; Compañía limitada del (1890).....	175
Id. id. (1907).....	247
Ferrocarril alpestre; Nuevo (1899).....	95
Ferrocarril central de Santiago a Pisagua; Informe redactado para los delegados de la provincia de Coquimbo al Congreso Minero	
Ferrocarril de Choapa a Illapel (1905).....	34
Ferrocarril lonjitudinal (1910).....	232

Ferrocarriles eléctricos (1884).....	191
Id. id. (1893).....	26
Ferrocarriles aéreos de las minas San Rafael i Elena en Las Condes (1888).....	1
Ferrocarriles del norte; La compra de los (1890).....	246
Ferrocarriles de la provincia de Coquimbo (1893).....	67
Ferrocarriles del Estado; Algunas palabras sobre los (1899).....	355
Ferrocarriles de trocha angosta (1904).....	211
Ferrocarriles para el desarrollo de la minería en Chile; Necesidad absoluta de (1904).....	305
Ferrocarriles de Chile (1905).....	62
Ferrocarriles en las Colonias i en los países nuevos; Los (1907) pájs. 80, 355 i.....	490
Ferrocarriles en Estados Unidos; Algunas fases de la electrificación de los (1910).....	28
Ferrocarriles salitreros; Los (1910) pájs. 38 i.....	122
Fierro i los abonos; La producción del (1889).....	345
Fierro de Chile; Porvenir de la metalurgia del (1890).....	131
Id. id. (1904).....	159
Fierro alfa i el fierro beta; El (1891).....	166
Fierro en el Brasil; La metalurgia del (1895).....	39
Fierro i el acero; Sobre las condiciones bajo las cuales puede establecerse en Chile la industria del (1896) pájs. 77 i.....	95
Fierro i del acero en los hornos eléctricos; Fabricación del (1903) ..	365
Fierro en Chile; La industria del (1904) pájs. 63 i.....	324
Fierro de Minnesota; Los yacimientos de (1911).....	383
Fierro en Chile; El (1913).....	107
Fierro chileno; La producción i el comercio del (1913).....	519
Fierro en Normandía (191).....	383
Fierro; Reacciones químicas en la fundición del (1918).....	157
Fierro en Columbia Británica; Practicabilidad comercial de la fusión eléctrica de los minerales de (1919).....	514
Filamento metálico; Las lámparas eléctricas de (1912).....	241
Filoxera i el azogue; La (1885).....	323
Filtración mecánica en Australia Occidental; Práctica de (1906)...	272
Filtros para lamas (1912).....	144
Fin de la Comisión de Minería (1884).....	15
Fletes i costos del beneficio de minerales de oro; Diferencia entre fuerza hidráulica o a vapor con relación a (1897).....	463
Fletes i la minería en Atacama; Los (1907).....	501
Fletes de minerales a Europa via Magallanes; Tarifa de (1911).....	318

	PÁJS.
Flotacion reemplaza a la cianuracion; La (1916).....	342
Flotacion; Una explicacion sobre el procedimiento de la (1917)....	49
Flotacion de los minerales; La (1918).....	443
Flotacion; concentracion por (1919).....	37
Flotacion de los minerales; La (1919).....	132
Flotacion; Una explicacion del fenómeno de la (1919).....	701
Fluctuaciones en el costo de la plata; Las (1907).....	273
Fluoruro de amonio; El (1884).....	136
Fogones económicos; Carbon de piedra nacional i los (1900).....	206
Fogones económicos «Victoria»; Descripcion gráfica de los (1900)....	246
Fomento de la industria de carbon fósil (1890).....	421
Fomento de la industria minera; Informe sobre el (1894).....	395
Fomento de la minería (1898) pájs. 214 i.....	247
Id. id. (1900).....	257
Id. id. (1903).....	288
Fomento de la minería; Algunas ideas acerca del (1903).....	288
Formacion del nitrato sódico de sales de aguas madres (1887) pájs.	
752, 757, 765 i.....	776
Id. id. (1888) pájs. 781 i.....	789
Formacion de algunos yacimientos de oro i plata; La (1894).....	448
Formacion jeológica del salitre bajo el punto de vista de la fermentacion química; Sobre la (1897) pájs. 88, 153, 245, 323, 409 i	583
Id. id. (1898).....	12
Formacion calcárea i fosilífera cerca de la desembocadura del rio Choapa; Una (1897).....	139
Formaciones ligníferas de Chile i los Estados Unidos (1893).....	216
Fórmulas inútiles (1911).....	592
Fortificaciones de minas; Empleo del concreto o betun en las (1900).....	157
Fosfatos; la industria de los (1884).....	41
Fosfatos del Canadá; Los (1886) pájs. 440 i.....	448
Fosfatos naturales o artificiales usados como abonos (1894).....	5
Fusion de metales i aleaciones metálicas; Temperaturas de (1899).....	279
Fusion, lexicivacion o amalgamacion; Consideraciones sobre la eleccion del tratamiento de los minerales de plata (1895).....	201
Fusion de pampas i oficinas salitreras (1908).....	241
Fusion eléctrica de los minerales de fierro en Columbia Británica; Practicabilidad comercial de la (1919).....	514
Fuentes termales i su relacion con la accion volcánica en la formacion de los minerales; Orijen de las (1907).....	74
Fuerza motriz por la electricidad i otros métodos; La trasformacion de la (1897).....	60

Fuerza del agua bajo grandes presiones; La (1897).....	318
Fuerza por la electricidad; Trasmision de la (1899).....	154
Fuerza por medio de la electricidad sin alambres; La trasmision de la (1899).....	184
Fuerza motriz; Aprovechamiento de las aguas como (1903).....	92
Id. id. (1908).....	46
Fuerza motriz; Aprovechamiento de las aguas de regadío como (1908)	46
Fuerza motriz; Nuevo procedimiento para obtener (1908).....	95
Fuerza motriz; El gas de los hornos de fundicion de cobre como (1908).....	445
Fuerza requerida por las máquinas socavadoras de carbon (1912).	204
Fuerza motriz en la industria salitrera; La (1913).....	319
Fuerza motriz obtenida del calor terrestre (1919).....	696
Fuerzas motrices hidráulicas i su aplicacion i la electrometalurgia (1902) pájs. 143, 197 i.....	261
Fuerzas hidráulicas de Chile; Las (1909).....	343
Fuerzas hidráulicas en la rejion de los Alpes; Servicio de estudio de las grandes (1908) pájs. 529 i.....	576
Fuerzas hidráulicas en países modernos; Nuevas tendencias con relacion al aprovechamiento de las (1910).....	169
Fuerzas hidráulicas en la Suiza; Aprovechamiento de las (1910) pá- jinas 529 i.....	24
Fuerzas naturales para la produccion de enerjía eléctrica; La utili- zacion de las (1919).....	226
Fundacion en el pais de un establecimiento metalúrgico; Actas de la Comision encargada de estudiar la (1904).....	356
Fundente piritoso con azufre i fierro en las fundiciones de mine- rales de cobre; Estimacion de un (1908) pájs. 247, 300 i.....	412
Fundicion de minerales de hierro en Chile (1885).....	398
Fundicion de hierro colado; Progreso en la (1887).....	613
Fundicion sulfurosa (1896).....	50
Fundicion de los sulfuros de plomo i zinc; La (1897).....	280
Fundicion pirítica (1898).....	195
Id. id. (1903) pájs. 73, 155, 180, 258, 355, 372, 402 i.....	440
Id. id. (1904) pájs. 70 i.....	104
Id. id. (1906) pájs. 137, 177, 233, 298, 329 i.....	456
Id. id. (1907).....	346
Id. id. (1908).....	289
Fundicion; Datos sobre la (1899).....	138
Fundicion de cobre; Ventilacion con aire caliente en la (1902)....	236

	PÁJS.
Fundicion de minerales de cobre en Greenwood (Colombia Británica) (1902).....	337
Fundicion de minerales de cobre; Establecimiento de (1903).....	103
Id. id. (1904).....	391
Fundicion de minerales de cobre en los hornos eléctricos hechos en Francia; Esposicion de las últimas esperiencias industriales electro-metalúrgicas para la (1903).....	328
Id. id. (1914).....	30
Fundicion pirítica a eje (1903).....	355
Fundicion de sulfuros crudos (1903).....	44
Fundicion de minerales de cobre tal como se procede o es la práctica en Black Diamond (Arizona) (1904).....	122
Fundicion pirítica en Noruega; La (1904) pájs. 177 i.....	193
Fundicion eléctrica; Comision Canadiense en la (1904).....	222
Fundicion de minerales de cobre en hornos de reverbero de grandes dimensiones (1905) pájs. 175 i.....	195
Fundicion de piritas (1905).....	309
Fundicion de cobre; El procedimiento Baggaley para la (1906)....	243
Fundicion de minerales de cobre; Costo de la (1906).....	360
Fundicion americana de cobre para el tratamiento de 300 tons. de mineral por día (1907).....	119
Fundicion pirítica de los minerales de la mina Viuda, Algarrobo i Copiapó (1908).....	212
Fundicion pirítica; Contribucion al estudio de la (1908).....	289
Fundicion de cobre de Caldera de la Compañía de Lota i Coronel (1909).....	175
Fundicion; Casos prácticos estudiados teóricamente (1909).....	241
Fundicion de cobre; Anotaciones sobre (1909) pájs. 313, 378, 424, 454 i.....	550
Id. id. (1910).....	49
Id. id. (1911).....	166
Fundicion de minerales a petróleo (1909).....	460
Fundicion pirítica en Carrizal; La (1910).....	64
Fundicion eléctrica de minerales de nickel (1910).....	304
Fundicion de cobre platoso en hornos de soplete en un solo fuego (1910).....	144
Fundicion de cobre; La (1911).....	166
Fundicion en hornos de manga con petróleo (1912).....	11
Fundicion moderna del cobre; Problemas en la (1912).....	134
Fundicion eléctrica de minerales de hierro en Suecia (1912) pájs. 169 i	229
Fundicion de estaño (1914).....	494

Fundicion de estaño de Chile (1915).....	174
Fundicion de piritas sin coke (1906).....	440
Fundicion pirítica sin el ausilio de combustible carbonífero (1907).....	1
Fundicion del fierro; Reacciones químicas en la (1918).....	157
Fundiciones de minerales de cobre; Estimacion de un fundente piritoso con azufre i fierro en las (1908) pájs. 247, 300 i.....	412
Fundiciones i su efecto sobre la vejetacion; Los humos de las (1909).....	107
Fundiciones de cobre; Estudio sobre escorias procedentes de (1911).....	171
Fundiciones de minerales de cobre en el horno eléctrico (1914).....	30
Fundiciones de cobre; Química práctica de las (1915).....	470
Id. id. (1916) pájs. 26 i.....	77
Fundidores de minerales de cobre; Análisis i cálculos metalúrgicos para el uso de los (1908).....	215
Fundir metales; Nuevo horno de llama invertida para (1886).....	561
Futuras esposiciones (1891).....	81

AUTORES

Felsch, Johannes (1912) pájs. 201, 433 i.....	481
Id. id. (1913).....	97
Id. id. (1915).....	498
Id. id. (1916) pájs. 314 i.....	309
Id. id. (1917) pájs. 183 i.....	317
Firket, Ad. (1886).....	417
Flament, M. (1887) pájs. 706, 713 i.....	728
Fontecilla, J. (1902).....	97
Fort, Michel (1898).....	355
Foster, L. Julio (1902).....	236
Foster Bain, H. (1917).....	479
Franckei, E. (1897).....	26
Fuenzalida Grandon, Alejandro (1919) pájs. 271 i.....	365

G

Galerías de minas; Los trasportes eléctricos en las (1900).....	26
Ganado arjentino; Impuesto al (1909).....	565
Gandarillas Luco, Francisco.—Necrolojía (1919).....	267
Gas de agua (1889).....	342
Id. id. (1890).....	83
Id. id. (1897).....	41

Gas de agua en Santiago (1890).....	85
Gas de la atmósfera; Nuevo (Aetherion) (1899).....	68
Gas pobre aplicado a toda clase de motores (1907).....	128
Gas de los hornos de fundicion de cobre como fuerza motriz; El (1908).....	445
Gases i petróleos; Depósitos de (1914).....	26
Gaseosos i petrolíferos de Carelmapu; Los depósitos (1909).....	419
Gobierno Yanki para la compra del petróleo combustible; Especificaciones del (1911).....	682
Grafito en Madagascar; El (1918).....	29
Grafito en la aleacion antifriccion; El (1918).....	337
Gran Compañía Minera Arturo Prat (1890).....	389
Gran corrida de Caracoles (1904).....	429
Grandes progresos de la minería en Estados Unidos (1884).....	16
Grass Walley Exploration Co.; The (Nevada Country California) (1902).....	255
Gravas auríferas; El dragaje de arenas i (1906).....	84
Grupo de minas «Cármén» (1904).....	406
Grupo de minas «Sara» (1905).....	541
Grupos mineros de la República de Bolivia; Memorándum de los asientos i (1913).....	121
Guaneras.—Mejillones i La Guanera i la descomposicion del guano; Estudio sobre dos (1894) pájs. 254 i.....	306
Guano i el salitre en sus relaciones con otros abonos; El (1885)...	294
Guano; Una nueva clase de (1886).....	406
Guerra europea sobre la industria española; Los efectos de la (1915) pájs. 139 i.....	235
Guía del emigrante en la República de Chile (1890).....	64

AUTORES

Gabler, Gustavo (1904).....	183
Id. id. (1910).....	78
Gallardo González, Manuel (1901) pájs. 129 i.....	161
Galo, Hoyt S. (1918).....	117
Gandarillas, Francisco (1884) pájs. 9, 17, 25, 49, 57, 65 i.....	74
Id. id. (1885) pájs. 341 i.....	350
Id. id. (1887).....	773
Gandarillas M., Javier (1912).....	559
Id. id. (1913).....	371
Id. id. (1914) pájs. 235, 283, 357 i.....	454

	PÁJS.
Gandarillas M., Javier (1915).....	44
Id. id. (1916) pájs. 359 i.....	488
Id. id. (1917) pájs. 3, 97 i.....	239
García Latorre, Guillermo (1913).....	145
Gautier, Fernando (1894) pájs. 241 i.....	448
Id. id. (1895) pájs. 39, 40, 61, 82, 163, 174, 201, 237 i.....	247
Id. id. (1896) pájs. 9, 50, 13, 29, 45, 61, 77, 95, 101, 115, 147 i.....	191
Id. id. (1897).....	41
Ghigliotto S., Orlando (1913).....	513
Gmehling, Andres (1898).....	135
Id. id. (1905).....	112
Goetz Philippi; Rodolfo (1919).....	683
Goldschmith, H. (1903).....	365
Gómez, H. E. (1897).....	523
González Julio, N. A. (1884).....	77
González Julio, J. Bruno (1903) pájs. 73, 155, 180, 258, 319 i.....	395
Id. id. (1904).....	177
Id. id. (1905).....	261
Id. id. (1908) pájs. 247, 300 i.....	412
González, Pedro Luis (1902).....	296
Grabill, C. A. (1919).....	832
Greek Cross i Cía. (1903).....	86
Groddick, A. von (1888).....	846
Gruner, L. (1884).....	86
Gruner, H. E. (1910) pájs. 529 i.....	24
Guarini, Emilio (1906).....	368
Guerra, Anjel E. (1906).....	292
Id. id. (1909).....	211
Guezalaga P., Enrique (1910).....	160
Guillén García, G. J. de (1898).....	102
Guillet, E. A. (1904).....	118
Guzmán, José M. (1915).....	21
H	
Hecla i Calumet (1902).....	282
Hematita roja de Birmingham, Alabama, en hierro magnético para los efectos de su concentracion; Sobre la trasformacion de la (1897).....	54
Hidrógeno sulfurado disuelto en agua; Oxidacion del (1893).....	49

Hidro-metalurjia del cobre; La (1885).....	304
Id. id. (1886).....	399
Id. id. (1889).....	389
Id. id. (1903) pájs. 21 i.....	33
Id. id. (1907).....	406
Hidro-metalurjia del cobre i los boratos naturales de Chile; La (1907).....	406
Hidro-metalurjia del plomo arjentífero en la Buncker Hill Smelter (1917).....	571
Hidrometría en Suiza; El desarrollo de la (1911) pájs. 199, 277, 357 i.....	424
Hidro-eléctrica en España i sus aplicaciones; La enerjía (1917).....	167
Hierro; El (1895).....	266
Hierro en Chile; Fundicion de minerales de (1886).....	398
Hierro i sus derivados; El (1887).....	636
Hierro en el mundo; La produccion del (1887).....	764
Hierro i el acero en los Estados Unidos; Desarrollo fenomenal de la produccion del (1896).....	185
Hierro en la rejion central de la provincia de Santander (España); Criaderos de (1912) pájs. 179, 205 i.....	261
Hierro i del acero en los Estados Unidos, Alemania i otros paises i las minas de hierro; La industria del (1914) pájs. 235, 283, 357 i.....	454
Hierro i del acero ántes de la guerra; Los mercados del (1914).....	337
Hierro en España; Nuevas explotaciones de (1916).....	473
Hierro i acero por medio del horno eléctrico; Practicabilidad de llevar a cabo en Chile la industria del (1917).....	173
Hierro colado; La fabricacion eléctrica del (1917).....	496
Hierro por medio de la electricidad; Fabricacion del (1917).....	562
Hierro i acero; Explotacion i fabricacion del (1917).....	564
Hierro; Factores económicos en la industria del (1918) pájs. 232 i.....	265
Hierro; El mercado de minerales de (1918).....	335
Hierro bruto; Un impuesto sobre el (1918).....	337
Hierro; Comercio sueco de (1918).....	340
Hierro i acero de los Estados Unidos; Los factores de costo de las industrias de (1919).....	9
Hiposulfíto de sodio; Nueva especie mineralójica (1909).....	219
Hipótesis para explicar la causa de los grandes cambios atmosféricos durante los períodos jeolójicos; Una nueva (1914).....	405
Historia de la minería en Chile (1884).....	20
Horno de soplete (1890) pájs. 39 i.....	203
Horno para ensaye de plata i de oro sin mufla; Nuevo (1899).....	84
Horno Herberzt con eyector de vapor; El (1902).....	42
Horno de viento de tiro inferior; Un (1908).....	274

AUTORES

PÁJS.

Horno de conversion; El (1908).....	529
Horno de manga eléctrico de Domnarfvet (Suecia) (1911) pájs. 6 i	70
Horno eléctrico para la reduccion de minerales de fierro (1911)...	60
Horno de manga con petróleo; Fundicion en (1912).....	11
Horno de Dougall; El (1912).....	57
Horno eléctrico; Fundicion de minerales de cobre en el (1914)...	30
Horno de reverbero de grandes proporciones; Fundicion de mi- nerales de cobre en (1905) pájs. 175 i.....	195
Horno eléctrico; Practicabilidad de llevar a cabo en Chile la in- dustria del hierro i acero por medio del (1917).....	173
Horno eléctrico de fundicion; La evolucion del (1917).....	416
Hornos de tuesta (1885).....	233
Hornos de reverbero de construccion inglesa i los hornos de re- verbero de irradiacion Sistema Siemens; Los (1892).....	281
Hornos eléctricos; Electrometalurjia i los (1908) pájs. 254, 304, 368 i	496
Hornos eléctricos; Consideraciones sobre la electrometalurjia i los (1908).....	496
Hornos eléctricos; Consideraciones sobre la metalurjia i los (1905)	568
Hornos de marga de tiro inferior; Los combustibles de llama (hulla, maderas) en los (1909).....	209
Hornos de soplete en un solo fuego; Fundicion de cobre platoso en (1910).....	544
Hornos Water Jackets; Adelanto en los (1912).....	132
Hornos eléctricos (1914).....	70
Hornos eléctricos para el refino del acero (1918).....	83
Hornos de fundicion; Hulla pulverizada para (1919).....	658
Huanchaca.—Mina Pulacayo (1896).....	128
Hulla inglesa; La produccion de (1886).....	526
Hulla en los diferentes paises; Produccion de la (1901).....	30
Hulla en Chile; Descubrimiento de la (1905).....	265
Hulla amarilla; La.—La piritita como combustible (1908).....	337
Hulla blanca en Chile; Estudio de una instalacion hidro-eléctrica con algunas consideraciones sobre el porvenir de la (1909)...	272
Hulla; El problema de la (1916).....	272
Hulla en el pasado jeológico i en el presente histórico; La (1919)...	643
Hulla pulverizada para hornos de fundicion (1919).....	658
Humedad en el aire en las minas de carbon; La (1913).....	239
Humos de las fundiciones i su efecto sobre la vejetacion; Los (1909)	107
Humos por precipitacion eléctrica; Recuperacion de (1916).....	350
Huracanes en Chile; Los (1908).....	61

AUTORES

	PÁJS.
Habich, E. (1886).....	575
Id. id. (1895) pájs. 63 i.....	73
Habich, D. A. (1899).....	240
Harnecker, Otto (1889).....	361
Id. id. (1902).....	6
Id. id. (1904).....	387
Id. id. (1914).....	206
Hatch, F. A. (1917).....	387
Hawxhurst, Jr., Robert (1907).....	145
Herrmann, Alberto (1892) pájs. 145, 178 i.....	192
Id. id. (1893) pájs. 53, 55, 95, 96, 115, 136 i.....	143
Id. id. (1894) pájs. 5, 101 i.....	107
Id. id. (1896) pájs. 158 i.....	211
Id. id. (1897) pájs. 59, 162, 197, 280, 310, 318, 327, 414, 415, 462, 470, 497, 506, 553, 577, 582 i.....	590
Id. id. (1898) pájs. 72, 80 i.....	81
Id. id. (1899) pájs. 289 i.....	255
Id. id. (1900) pájs. 65, 97, 129, 161, 193, 199, 235 i.....	289
Id. id. (1901) pájs. 184, 200 i.....	287
Id. id. (1902).....	291
Id. id. (1903) pájs. 1, 288, 357 i.....	431
Id. id. (1904) pájs. 92 i.....	81
Id. id. (1905) pájs. 1, 175 i.....	195
Id. id. (1906).....	97
Id. id. (1909).....	415
Hevia Labbé, Horacio (1902).....	165
Hohmann, Teodoro (1891).....	207
Id. id. (1893) pájs. 70, 210 i.....	256
Id. id. (1894) pájs. 71, 305, 357 i.....	423
Id. id. (1895).....	43
Id. id. (1896) pájs. 67 i.....	116
Id. id. (1897).....	85
Idias jenerales sobre el problema siderúrjico en el Perú (1919).....	619
Ignacio Domeyko (1889).....	240
llegalidad de un denuncio de pertenencia (1886).....	520

	PÁJS.
Imanes permanentes; El acero para los (1899).....	119
Importacion en Chile de soda i jabon (1891).....	238
Importacion de plomo en Inglaterra (1899).....	214
Importacion actual del tungsteno igual a la del oro; La (1916)...	316
Importante proyecto.—Sociedad en proyecto para la rehabilitacion del mineral de Jesús María de Copiapó (1887).....	621
Importante proyecto de un establecimiento de beneficio de mine- rales de oro (1897).....	447
Impregnacion de las maderas usadas en las minas (1898).....	343
Impuesto al ganado argentino (1909).....	565
Impuesto al borato; El (1911).....	330
Id. id. (1915).....	3
Impuesto sobre las minas (1914).....	349
Impuesto de esportacion; Comentarios extranjeros sobre el (1915).....	432
Impuesto a los minerales; Lei peruana sobre (1916).....	166
Impuesto sobre el hierro bruto; Un (1918).....	337
Impuesto del cobre (1919).....	406
Impuestos sobre el carbon extranjero (1903).....	431
Id. id. (1904).....	12
Impuestos mineros en el Perú (1915).....	210
Impuestos mineros en el Perú i el contrato con la Borax Conso- lidated (1915).....	222
Impuestos en Estados Unidos (1918).....	79
Impuestos mineros en Bolivia (1919).....	57
Indicaciones oportunas.—Reforma del Código (1884).....	73
Indice de pedimentos i denuncios de minas registradas en San- tiago (1886) pájs. 565 i.....	582
Id. id. (1887) pájs. 589, 597, 613, 621, 629, 637, 645, 653, 661, 669, 677, 685, 693, 701, 709, 717, 725, 733, 741 i...	749
Id. id. (1888) pájs. 797, 805, 813, 837, 853, 861, 23, 84, 116, 143 i.....	180
Id. id. (1889).....	212
Industria de minas espanolas en el presente siglo; La lejislacion i la (1884).....	26
Industria de los fosfatos (1884).....	41
Industria minera; Revista de las mejoras mas importantes intro- ducidas en la (1886).....	414
Industria minera española; Estado actual i reformas que exige la (1886) pájs. 490.....	495
Industria boratera en Chile: La (1886) pájs. 505 i.....	511
Id. id. (1899).....	223

	PÁJS.
Industria boratera en Chile; La (1904) pájs. 183, 226, 259. 296 i	335
Id. id. (1905).....	133
Id. id. (1915).....	204
Industria del cobre en Chile (1886).....	534
Id. id. (1900).....	175
Id. id. (1906).....	445
Id. id. (1908).....	147
Id. id. (1910) pájs. 271 i.....	358
Id. id. (1911) pájs. 109 i.....	377
Id. id. (1912).....	52
Id. id. (1913).....	3
Id. id. (1919).....	391
Industria del azogue en el Perú (1886).....	546
Industria del cobre en los Estados Unidos; La (1886) pájs. 554 i..	559
Id. id. (1909) pájs. 31 i.....	49
Industria minera en la República Argentina i la Compañía La Industrial (1889).....	421
Industria del oro en Chile; El Código de Minería i la (1890) pájs. 133, 263 i.....	364
Id. id. (1891) pájs. 640, 64 i.....	95
Industria del nitrato de sosa en los Desiertos de Tarapacá i Atacama (1890).....	201
Industria del oro en Chile; La (1890) pájs. 263 i.....	364
Id. id. (1891) pájs. 640, 64 i.....	95
Id. id. (1912).....	118
Id. id. (1913).....	259
Industria metalúrgica en Bilbao (1890).....	265
Industria del carbon de piedra; La (1892) pájs. 162 i.....	175
Industria del fierro i del acero; Sobre las condiciones bajo las cuales puede establecerse en Chile la (1896) pájs. 77 i.....	95
Industria minera de Alemania; Produccion de la (1898).....	72
Industria minera en Inglaterra; La (1898).....	280
Industria minera; La proteccion a la (1898).....	349
Id. id. (1902).....	97
Industria minera en el Ecuador; Estado de la (1899).....	310
Industria minera; El Transvaal i su (1900).....	35
Industria minera en Taltal (1900).....	201
Industria minera; Fomento de la (1900).....	256
Id. id. (1901).....	186
Industria minera i metalúrgica en Italia; La (1900).....	351
Industria nacional de Chile; Apuntes sobre la (1901) pájs. 15, 47, 83 i	97

PÁJ.S.

	PÁJ.S.
Industria minera (1901).....	275
Id. id. (1911).....	1
Id. id. (1913).....	84
Id. id. (1915).....	105
Industria del ácido sulfúrico (1902).....	33
Industria en Chile; En favor de la minería i de la (1903).....	86
Industria del fierro en Chile (1904) pájs. 63 i.....	324
Id. id. (1905).....	293
Industria del petróleo en el Perú (1904).....	154
Id. id. (1912).....	274
Industria del bórax i sus relaciones con los yacimientos de Chile; Estudios sobre la (1904) pájs. 183, 226 259, 296 i.....	335
Industria i el capital norteamericano en nuestras minas de co- bre; La (1905).....	160
Industria del dragaje de oro en California; La (1905).....	274
Industria minera en Magallanes; La (1906).....	1
Industria minera; Por la (1906).....	186
Industria minera; Nuevo i poderoso factor para la (1906).....	276
Industria aurífera; La (1906).....	322
Industria del cobre i ciertas medidas legislativas que se imponen en la situación actual (1906).....	445
Industria minera de Nueva Gales del Sur; La (1907).....	228
Id. id. (1917).....	316
Industria minera del estaño (1908).....	120
Industria salitrera; La (1909) pájs. 347 i.....	494
Id. id. (1910).....	475
Id. id. (1913).....	319
Industria del carbon en el sur de Gales; La (1910).....	450
Industria de briquettes de carbon; La (1911).....	121
Industria de los morteros, cales, cementos, yeso i puzzolanas (1911)	584
Industria del cobre; Adelantos modernos de la (1912).....	52
Industria del azufre en Sicilia; La (1912).....	65
Industria del mármol en Carrara (1912).....	103
Industria del nitrato de soda en Chile; La (1913).....	134
Industria salitrera; La fuerza motriz en la (1913).....	319
Industria del petróleo; La (1913).....	380
Id. id. (1914).....	484
Industria del hierro i del acero en los Estados Unidos, Alemania i otros países i las minas de hierro; La (1914) pájs. 235, 283, 357 i	454
Industria del yodo en Chile (1914).....	270
Industria de la cianámidá de calcio; La (1914).....	34

Industrias de hierro i acero de los Estados Unidos; Los factores de costo de las (1919).....	9
Industria del zinc en Australia; La (1919).....	129
Industria minera del azogue en Italia i los Estados Unidos; Sobre la (1919).....	36
Industria minera en Sud-América; Algo sobre la (1919).....	140
Industria minera; El Brasil i su (1919).....	193
Industria del oro i el padron del oro; La (1919).....	203
Industria salitrera; La cooperacion en la (1919).....	756
Industria minera en el extranjero i en Chile; Bosquejo del estudio actual de la (1915) pájs. 118, 178, 319	357
Id. id. (1916).....	75
Industria siderúrgica alemana; La evolucion de la (1916) pájs. 255 i	275
Industria siderúrgica española; La (1916).....	411
Industria siderúrgica en Chile; Nuevas bases para el establecimiento de la (1916).....	451
Industria del hierro i acero por medio del horno eléctrico; Practicabilidad de llevar a cabo en Chile la (1917).....	173
Industria eléctrica del acero; Progresos de la (1917).....	209
Industria forestal i maderera de Suecia (1918).....	108
Industria del hierro; Factores económicos en la (1918) pájs. 232 i	265
Industria del plomo i sus recientes progresos; La (1918) pájs. 341 i	412
Industria del magnesio (1918).....	350
Industria minera británica (1919).....	57
Influencia del telurio sobre el cobre en caliente (1885).....	232
Informaciones consulares (1890) pájs. 67 i.....	265
Id. id. (1893) pájs. 59 i.....	187
Id. id. (1894).....	318
Id. id. (1898) pájs. 57, 86 i.....	119
Id. id. (1903) pájs. 310, 355, 379 i.....	428
Id. id. (1904).....	175
Id. id. (1919).....	57
Informe de la Comision de Minería (1883).....	1
Informe cuestionario de la Comision de Minería nombrada por decreto de 7 Julio 1883 (1884) pájs. 30, 37, 46, 55, 63, 72, 82, 91, 98, 107, 112, 119, 127 i.....	136
Informe sobre el estudio minero i agrícola de la rejion del Loa (1884) pájs. 160, 168, 176, 185, 195 i.....	204
Id. id. (1885) 208, 225, 233, 242, 248 i.....	260
Informe presentado al Directorio de la Esposicion Nacional de Chile (1884) pájs. 192 i.....	197
Informe del Cónsul Jeneral de Chile en Australia; Sobre el (1885).....	245

Informe del Directorio de la Sociedad Nacional de Minería sobre un proyecto de Escuela Práctica de Minería en Copiapó (1885)	301
Informe que el Directorio de la Sociedad Nacional de Minería pasó al Ministerio de Hacienda relativo a varias solicitudes mineras (1887)	591
Informe sobre la mina Carolina (1888)	684
Informe sobre el mineral «El Zorro Nuevo» (1888)	866
Informe sobre la mina Santa Ana de carbon mineral (1888)	869
Informe del Cónsul de Chile en Lóndres sobre un nuevo sistema para beneficio de minerales i otras materias (1889)	414
Informe mensual de los establecimientos salitrales de Tarapacá (1889) pájs. 468 i	493
Id. id. (1890) pájs. 32, 121, 154 i	227
Id. id. (1891) pájs. 34 i	61
Informe presentado a la Sociedad sobre el fomento de la industria del carbon (1890)	311
Informe sobre el fomento de la industria minera (1894)	395
Informe de los jurados de la Esposicion (1894) (1895) pájs. 129	158
Informe que el Injeniero Jefe del Laboratorio de la Esposicion presentó a la Comision (1895) pájs. 175 i	210
Informe de los minerales de Yarbicoya i Jauja espedido por el Injeniero Francisco Latrille (1896) pájs. 55, 70, 81 i	97
Informe sobre el ferrocarril central de Santiago a Pisagua redactado por los Delegados de la provincia de Coquimbo al Congreso Minero (1898)	63
Informe evacuado por el señor Eduardo Jackson sobre la mina San Felipe (1901)	111
Informe i proyecto de lei de un nuevo Código de Minería presentados por la Comision de la Sociedad Nacional de Minería (1902)	357
Informe anual del Ministerio de Minas de Nueva Gales del Sur (1903)	126
Informe consular sobre la minería en la República Argentina (1903)	179
Informe sobre la organizacion de los servicios de minas i sobre la enseñanza de la minería en Francia (1903) pájs. 418 i	450
Id. id. (1904) pájs. 34, 107, 134, 232 i	271
Informe sobre la mina Poderosa de Collahuasi (1907)	514
Informe sobre la siderúrgica en Chile (1911) pájs. 561 i	614
Informe preliminar sobre el reconocimiento jeolójico a los alrededores de Punta Arenas i de la parte norte de la Tierra del Fuego con respecto a la posibilidad de encontrar yacimientos de petróleo (1912) pájs. 201, 433 i	481
Informe del Delegado de Chile al 8.º Congreso de Química aplicada (1912) pájs. 518 i	529

Informe sobre las exploraciones jeológicas de la rejion carbonífera del sur de Chile (1913).....	649
Informe provisorio sobre las exploraciones jeológicas de los alrededores de Carelmapu i de la Isla de Chiloé (1913).....	97
Informe sobre el carbon submarino en la costa de la provincia de Arauco (1914).....	193
Informe preliminar sobre los reconocimientos jeológicos de los terrenos petrolíferos de Magallanes del sur (1916) pájs. 214 i..	309
Informe sobre el reconocimiento jeológico de los indicios de petróleo en la provincia de Tarapacá (1917).....	317
Informe sobre el carbon de la Ternera (Copiapó) (1917).....	486
Informe sobre el agua submarina de la rejion de Pica (1918) pájs. 305 i	372
Informes consulares (1919).....	57
Ingeniero; La profesion del (1895).....	89
Ingenieros electricistas (1888).....	843
Ingenieros de construcciones civiles i de minas de Lima; Escuela de (1895) pájs. 63 i.....	73
Ingenieros jeógrafos de minas i civiles, agrimensores, ensayadores jenerales; Nómina de los graduados en la Universidad de Chile desde 1838-1895 de (1896).....	119
Ingenieros de minas; La minería i los (1908).....	516
Inmigracion; El problema de la (1906).....	364
Inmigracion a Chile de obreros mineros, metalúrgicos e industriales i para la propaganda al salitre; Comision dada al señor Cárlos Vattier para la (1906).....	114
Inmigracion en San Pablo (Brasil); Servicio oficial de la (1907)...	35
Inmigracion; Servicio de (1907).....	101
Innovaciones en el procedimiento del beneficio del oro por el cianuro de potasio (1896).....	34
Inspeccion jeneral de salitreras (1887) pájs. 659, 708, 724, 740 i..	772
Id. id. (1888) pájs. 788 i.....	804
Inspeccion jeneral de Minas i Jeografia.—Estudio de la rejion carbonífera de Chile (1913).....	279
Instalacion hidro-eléctrica con algunas consideraciones sobre el porvenir de la hulla blanca en Chile; Estudio de una (1909)...	272

(Continuará).