

24: 103

Universidad Nacional Autónoma de México

FACULTAD DE INGENIERIA

**EL INGENIERO MECANICO ELECTRICISTA
EN LA INDUSTRIA SIDERURGICA
COLADA DE ACERO**

T E S I S

Que para obtener el Título de

INGENIERO MECANICO ELECTRICISTA

P r e s e n t a

JUAN MANUEL PEREZ LOPEZ

México, D. F.

1981

ASESOR: ING. VICENTE NACHER TODO



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

I N D I C E

INTRODUCCION

CAPITULO I. GRUAS

I.1. Determinación del Motor más Adecuado para las Grúas	1
I.2. Tipos de Motores en las Grúas.	2
I.3. Especificaciones de los Motores para Grúas.	2
I.4. Características de los Motores de C.C. para Grúas	8
I.5. Comportamiento Mecánico de las Grúas.	9
I.6. Tamaño de los Motores de las Grúas.	11
I.7. Cálculo de los Motores de la Grúa	21

CAPITULO II. CUCCHARAS

II.1. Problemas de Refractarios para Ollas de Vaciado	33
II.2. Ataque de Escoria.	34
II.3. Ataque de Acero	35
II.4. Ladrillo de Ollas	37
II.5. Armado de las Barras de Armadura.	43

CAPITULO III. LINGOTERAS

III.1. Cristalización.	59
III.2. Colada Convencional	60
III.3. Tipos de Lingotera.	61
III.4. Estructura del Lingote.	63
III.5. Enfriamiento del Lingote.	64

III.6. Defectos que Presentan los Lingotes.	65
III.7. Vaciado por abajo, en Estrella o Sifón	73

CAPITULO IV. COLADA CONTINUA

IV.1. Defectos en el Producto de la Colada Continua y Análisis- de los Diferentes Métodos.	99
IV.2. Análisis de los Diferentes Tipos de Máquinas	102

CAPITULO V. ESTUDIO DE LOS ELEMENTOS BASICOS DE UNA MAQUINA DE COLA
DA CONTINUA

V.1. Dispositivo de Medición.	113
V.2. Distribuidor.	113
V.3. Molde.	119
V.4. Sistema de Enfriamiento Secundario.	136
V.5. Rodillos de Extracción.	141
V.6. Barra Falsa y su Almacenamiento.	143
V.7. Estación de Corte.	144
V.8. Area de Enfriameinto.	146
V.9. Equipo Auxiliar.	147
V.10. Colada Continua en Planchones.	158
V.11. Futuro del Proceso de Colada Continua.	168

CONCLUSIONES	173
------------------------	-----

BIBLIOGRAFIA	175
------------------------	-----

I N T R O D U C C I O N

Desde la más remota antigüedad, debido a las necesidades, el hombre se ha manifestado como un ser social: es decir tendente hacia una actividad de grupo en la que se instituye cierta distribución de tareas, según la competencia o los gustos de cada uno.

Se ha producido rápidamente la especialización de la actividad total de cada uno en la práctica de un oficio particular, caracterizado, bien por la materia a que se aplica, bien por la técnica especial que requiere.

La especialización de la actividad y la necesidad de reunirse entorno a medios técnicos más poderosos ha provocado inmediatamente la formación de grupos de producción como son las empresas y la industria.

Hablemos de ésta última, podemos definir industria como el conjunto de operaciones que tienen como finalidad inmediata la producción, o sea, la transformación de las materias primas procedentes en última instancia de la naturaleza en productos útiles al hombre; de esta definición podremos --enunciar los tres factores fundamentales que intervienen en la producción industrial: La naturaleza, el trabajo y el capital. Como es natural dependiendo de cómo se usen en la industria estos factores, podemos ver varios tipos de industria, dando lugar a la siguiente clasificación.

a).- Industrias Extractivas, que obtienen productos naturales di-

versos, sin modificarlos esencialmente de los montes, del suelo, del subsue-
lo de las aguas; como la explotación forestal, la minería, la pesca, etc.

b) Agrícolas o agropecuarias que obtienen sus productos de las --
plantas cultivadas, de los suministrados por ellas o de los animales domés-
ticos, como la agricultura, ganadería, industrias zootécnicas diversas de -
la leche y sus derivados.

c) Fabriles o manufactureras, que transforman las primeras mate--
rias suministradas por las extractivas o agrícolas.

d) Comerciales, que aseguran el funcionamiento del intercambio y--
hacen circular la riqueza sirviendo de intermediarias entre la producción y
el consumo.

e) Del transporte, que aseguran la distribución de las materias -
primas y de los productos elaborados.

Viendo el papel que ha jugado la industria en nuestro mundo, es -
natural que el nivel de desarrollo de un país, coincida, en la actualidad,-
con el grado de florecimiento de su industria. En particular, dada la im--
portancia de la industria siderúrgica en la actualidad, podemos conocer el-
grado de desarrollo en el cual se encuentra un país, si conocemos la canti-
dad de acero que produce, es fácil visualizar lo antes dicho, pues en todas
las actividades en las cuales el hombre interviene, encontraremos huellas -
de esta industria, desde el acero usado para la fabricación de un clavo --
hasta los aceros especiales usados en la conquista del espacio.

Podemos decir entonces, que en la distribución de tareas en el diseño y mantenimiento de esta industria está el Ingeniero Mecánico Electricista, elemento indispensable dentro del trabajo en un complejo siderúrgico.

En la actualidad la demanda de acero ha alcanzado un nivel tal -- que el florecimiento de la industria del acero, debe ser a un ritmo por lo menos igual al de la demanda de éste por las otras industrias.

Para mejorar el ritmo de producción de acero se han mejorado las técnicas en el proceso de colada (operación vital en esta industria) y como el Ingeniero Mecánico tiene que ver directamente con todo esto, nos pondremos a describir y explicar todos los equipos y su funcionamiento que es el campo de acción del Ingeniero Mecánico, dentro de esta industria.

Además, como dentro de los equipos de colada, actualmente hay dos grandes ramas, las discutiremos y compararemos más adelante.

C A P I T U L O I

G R U A S

I.1.- DETERMINACION DEL MOTOR MAS ADECUADO PARA LAS GRUAS

Tanto en el diseño del control de una grúa como en la selección de sus motores, intervienen una serie de factores que influyen directamente sobre la determinación que se deba tomar, de cuál sistema habrá que utilizar, ya sea éste un sistema de corriente alterna, o uno de corriente continua.

El sistema de corriente alterna (C.A.) presenta ventajas bien conocidas en la generación, transmisión y distribución de la energía eléctrica, lo que ha motivado su adopción universal. La mayoría de los motores de C.A., son robustos y de construcción sencilla, cuestan relativamente poco y requieren escaso mantenimiento. Estos motores son inherentes del tipo de velocidad constante, tienen un par de arranque pequeño, alta corriente de arranque, y un factor de potencia bajo. En cambio los motores de corriente continua, son más costosos y requieren mucho mantenimiento, pero sin embargo poseen excelentes características de velocidad y de par de giro, además de que el control de estos motores es más preciso y se obtiene una diversidad de velocidades, aunque éstas sean de un porcentaje pequeño de la veloci

dad normal de operación.

El motivo de haber seleccionado motores de corriente continua -- (C.C.) en la grúa, se debe a las condiciones requeridas por la misma como - lo son: las características del par de los motores de C.C. y el requerir un control muy exacto, tal como el que se obtiene con este tipo de motores.

Además de todo lo anterior, está el hecho que el voltaje disponible en la planta es de corriente continua.

I.2.- LOS TIPOS DE MOTORES EN LAS GRUAS

En general, únicamente tres tipos de motores de corriente alterna y dos de corriente continua, son empleados para el servicio de grúas:

Los motores de corriente alterna son:

- a) Motor de inducción de motor devanado.
- b) Motor tipo jaula de ardilla.
- c) Motor monofásico.

Los motores de corriente continua son:

- a) Motor en serie.
- b) Motor de excitación compuesta.

I.3.- ESPECIFICACIONES DE LOS MOTORES PARA GRUAS

a).- Tipo de servicio. En los motores de las grúas, el tipo de - servicio es intermitente, muy en especial en el motor para el accionamiento

del gancho, donde el par desarrollado por el mismo es esencialmente variable, es decir, durante su ciclo de operación, se alternan períodos de operación con períodos de reposo, en la siguiente forma:

1).- Bajando el gancho sin carga.

Este período es de muy corta duración, ya que el motor alcanza su velocidad normal en poco tiempo.

2).- Acoplado la carga.

El motor permanece en reposo (al estar desconectado de la línea de alimentación).

3).- Levantando la carga.

Con el objeto de vencer el par producido por la carga, así como de acelerarla verticalmente y de acelerar además las masas rotatorias, el motor debe desarrollar un par que sea aproximadamente igual a su par nominal. Una vez que su período ha terminado, el motor girará a su velocidad normal de operación.

4).- Traslación de la carga.

El motor frenado, está en reposo y se encuentra desconectado de la alimentación.

5).- Bajando la carga.

El motor ayudado por la carga, desarrolla un par dos veces mayor que el par nominal, este par es necesario para acelerar la carga y las masas rotatorias. El período de aceleración tiene una duración muy corta.

6).- Desacoplar la carga.

El motor permanece en reposo.

7).- Subiendo el gancho descargado.

Este período es de poca duración, ya que en breve tiempo el motor se acelera y alcanza su velocidad de operación.

Con lo anterior se concluye que el motor adecuado para un servicio intermitente, será aquel que sea capaz de desarrollar el trabajo demandado por la grúa en los ciclos impuestos por el movimiento de los materiales en la nave, o sea, que debe ser capaz de desarrollar los pares y velocidades requeridos en los diferentes períodos del ciclo, sin manifestar un aumento de temperatura que pueda exceder del valor fijado por la naturaleza del aislamiento que se haya empleado en su construcción.

b).- Factor de servicio.

El factor de servicio es la relación que existe entre el tiempo en que el motor está en servicio durante un ciclo, a la duración total del mismo, expresando este factor en por ciento.

Factor de servicio $\frac{t_1 + t_2 + t_3}{T}$; donde t_1, t_2, t_3 son tiempos parciales de servicio, y T es el tiempo total de servicio.

De hecho, el factor de servicio nos está indicando que tan duro es el trabajo del motor, llevando implícito este factor el porcentaje de carga y un número de operaciones por hora.

En general, la duración total del ciclo para los motores no debe exceder de 10 minutos por razones de calentamiento, lo que limita el tiempo

de operación a un valor tal, en que la elevación de temperatura del motor - no sea peligrosa, dándole la oportunidad al motor de enfriarse durante la - parte del ciclo en que permanece en reposo. Así por ejemplo, un factor de - servicio de 100%, corresponde a un ciclo con muchos períodos de reposo, pe- - ro de poca duración.

Empleando el factor de servicio adecuado a cada motor, se obten-- drá una potencia tal, que resultará muy difícil que se sobrecaliente dicho- motor, siempre y cuando la potencia del motor haya sido correcta y adecuada- mente calculada.

c).- Potencia nominal.

La potencia nominal de un motor, es la potencia uniforme que el - motor es capaz de desarrollar durante sus períodos de operación, sin exhi-- bir un aumento de temperatura más allá del límite para el cual fué calcula- do.

d).- Rango de operación.

El rango de operación, también llamado clasificación de operación de un motor, se da por el tiempo conectado en minutos, durante el cual el - motor puede marchar con una carga constante a la potencia nominal, sin in-- crementar su temperatura más arriba de 85°C ó 75°C , dependiendo esto de la clase de servicio con que se haya proyectado la grúa. Pasado este lapso de tiempo, el motor debe ser parado para evitar daños permanentes al mismo.

Un motor de 50H.P., clasificado a 60 minutos, puede trabajar a di- cha potencia sin sufrir un incremento de temperatura más arriba de los 75°C (considerando la temperatura ambiente normal). En forma similar, este mis-

mo motor podrá marchar con una carga constante durante un tiempo de 30 minutos a 65 H.P., sin incrementar su temperatura más arriba de los 75°C. En cualquiera de los dos casos, el motor deberá ser parado al final de los 60- ó 30 minutos para evitar un daño permanente, tal como se indicó con anterioridad.

Como se puede ver, un mismo motor puede trabajar con varias potencias, dependiendo esto, de su clasificación de operación.

Los fabricantes de motores para grúas han hecho una clasificación de motores en función con la clase de servicio de las grúas y que empieza a tener la categoría de normas, tal como se expone a continuación.

MOTORES PARA GRUAS CLASE 1. En esta clase de grúas, los motores deben de estar clasificados a 15 minutos como mínimo y tener una potencia igual o ligeramente más alta de la calculada para ellos. Desde el punto de vista comercial, se encontrará que no es aconsejable el uso de motores clasificados a 15 minutos para esta clase de servicio, teniendo entonces que usar motores clasificados a 30 minutos, muy principalmente en el accionamiento del gancho.

MOTORES PARA GRUAS CLASES II y III. Estos motores deben de estar clasificados sobre una base de operación de 30 minutos y 55°C de aumento de temperatura.

MOTORES PARA GRUA CLASE IV. Para grúas de servicio constante, -- los motores son seleccionados sobre la base de 30 minutos y 55°C o inclusive a 75°C de aumento de temperatura y teniendo un aislamiento clase B. Deberá considerarse además la temperatura ambiente, así como la altitud en --

donde operen.

MOTORES PARA GRUAS CLASE V. Estos motores deberán contar con un aislamiento clase B, además de ser totalmente cerrados y enfriados exteriormente con ventilador (especialmente en las grúas con magneto o cucharón).

Como en la mayoría de las aplicaciones no se utiliza más del 60% de la potencia disponible, entonces se podrá utilizar un motor con una clasificación de 30 minutos y de una potencia tal, que sea suficiente para la capacidad térmica del motor. Lo anterior es debido a que un motor de C.C., no tiene la cualidad de radiar calor como en el caso de los motores de corriente alterna, ya que el calor interno del motor debe primero pasar a través de los espacios del aire que existen en su interior, antes que éste sea radiado por su armazón.

e).- Voltaje de operación. Para los motores que operan con corriente continua, los voltajes de operación aparecen en la siguiente tabla I-1. En ella aparecen los voltajes nominales más comunes y el rango en que opera el motor.

T A B L A I-1

Sistema Nominal	Rango del voltaje del motor	Rango permisible de voltaje de operación del motor.		
125	115	104	a	126
125	120	108	a	132
250	230	207	a	253
250	240	216	a	264

Como se puede ver en la tabla anterior, los motores de C.C. deben ser capaces de operar con un diez por ciento de su rango de voltaje, tanto en más como en menos, lo que resulta muy útil en las plantas en que no se tiene exactamente el voltaje de placa del motor, pero que no se sale de los márgenes permisibles de la tabla anterior.

I.4.- CARACTERISTICAS DE LOS MOTORES DE C.C. PARA GRUAS

Todos los motores de corriente continua para grúas poseen ciertas características comunes, tales como la de ser totalmente cerrados, lo que significa que cuentan con una protección completa contra las severas condiciones ambientales que encuentran las grúas en su uso, como lo son el polvo, el goteo, etc. Cuentan además con cojinetes antifricción, con flecha de gran diámetro (que es cónica en el extremo donde se monta la polea del freno del motor).

Los motores serie van equipados con un número total de interpolos que aseguran una perfecta conmutación en todas las condiciones de carga. Son diseñados para proporcionar una fácil inspección tanto al conmutador y a las escobillas, así mismo, disponen de una buena accesibilidad a sus terminales, en caso de falla del motor. Es conveniente que al seleccionar estos motores se tenga presente el que, se pueda disponer de una cantidad mínima de tiempo cuando se haga algún cambio en su armadura, o un cambio total del motor. La construcción del motor con armazón dividida, es una característica muy deseable a este respecto.

T A B L A I-2

Clase de aislamiento	Temperatura	Clase de	Clasificación de operación
B	110°C	I, II, III,	30 minutos
F	140°C	IV, V	30 a 60 min.
H	165°C	V	60 minutos

I-5.- COMPORTAMIENTO MECANICO DE LAS GRUAS

Las causas de carácter mecánico que limitan el momento o par del motor, pueden ser de la mayor diversidad, por ejemplo de prevención:

- 1).- De la rotura o rápido desgaste de las transmisiones de la grúa;
- 2).- Del resbalamiento de las ruedas del puente o carro de la grúa;
- 3).- De grandes aceleraciones o desaceleraciones inadmisibles para el equipo de la grúa.

La presencia de holguras en un accionamiento inmóvil (entre los dientes), o el aflojamiento de los cables, de las cadenas, etc., determina un momento estático muy pequeño cuando se conecta el motor a la red y se pone en marcha. Esto provoca la aceleración rápida del motor y cuando todas las holguras se compensen y todos los elementos del mecanismo entren en contacto, tendremos un choque. Los choques en las transmisiones disminuyen la duración del servicio de los mecanismos y a veces pueden producir, según sea la construcción, la rotura de los dientes y piezas de las transmisiones,

el alargamiento o corto de los cables de carga de la grúa, etc. Partiendo de esto, es deseable que al conectar el motor a la red se elijan momentos reducidos, o momentos previos que no aceleren todo el accionamiento, sino que solo pongan todos sus elementos en contacto y en estado de tensión, de modo que las superficies de contacto de los elementos del mecanismo se toquen a pequeña velocidad y bajo par del motor.

Más adelante al calcular la resistencia de arranque de los motores, se considerará la resistencia de la etapa previa, la que se calculará de modo que el par del motor sea menor que el estático o igual a él, para que el motor se ponga en marcha y ponga en contacto los dientes de los reductores y todos los elementos del accionamiento, además como en el caso del movimiento del gancho, en que hay cables, que los ponga en estado tenso.

Para el puente y carro de la grúa, es necesario observar las condiciones del movimiento normal, consistente en que en cada momento dado la fuerza de tracción o de frenado, sea menor que la fuerza de cohesión, ya que en el caso contrario tendrá lugar el deslizamiento de las ruedas. Aquí F es la fuerza de tracción o de frenado, que es igual a la fuerza tangencial en la llanta de la rueda, en N ; G es el peso adherente igual al peso aplicado a una de las ruedas, en N ; ρ es el coeficiente de adherencia que depende del material de los aros de las ruedas y de los rieles, de la estructura de las superficies de contacto y de su estado.

Así los valores de las aceleraciones y desaceleraciones en una grúa están limitados en gran parte por las condiciones de deslizamiento de las ruedas.

I-6.- TAMAÑO DE LOS MOTORES DE LAS GRUAS

El tamaño de los motores de las grúas se calcula de tal manera -- que su potencia sea lo suficientemente adecuada al ciclo de servicio requerido, y basados en sus curvas características. En caso de no conocer los requerimientos del ciclo de servicio (como es nuestro caso), el tamaño del motor debe estar basado sobre la potencia desarrollada en una hora de un motor tipo molino y calculada como sigue:

1).- Motor del gancho. La potencia indicada del motor del gancho es seleccionada de tal forma que, dicha potencia en ningún caso sea menor - que la dada por la siguiente fórmula:

$$H.P. = \frac{W \times V}{4560 \times E}$$

Donde:

W = peso de la carga sobre el gancho más el peso del gancho y del cable, en Kgs.

V = Velocidad de levantamiento, en metros por minuto.

E = Eficiencia combinada de engranes y poleas.

= $0.93^n \times 0.98^m$ para chumaceras de camisa.

= $0.95^n \times 0.99^m$ para chumaceras de rodillos.

Siendo n, el número de reducciones de engranes (juegos de engranes y piñones), y m, el número total de poleas rotatorias por las que pasa la cuerda, o sea entre los extremos del tambor y la polea igualadora.

Los valores de la eficiencia combinada (E) se dan en la tabla I-3,

la cual cubre la mayoría de los casos de las grúas.

T A B L A I-3

EFICIENCIA MECANICA COMBINADA PARA EL MOVIMIENTO DEL GANCHO

Con chumaceras de rodillo

Nº total de caídas de cable	Reducción de cable R	Nº de poleas m	Eficiencia E = $0.93^n \times 0.98^m$	
			2 reducciones de engranes n = 2	3 reducciones de engranes m = 3
4	2	1	0.89	0.85
6	3	2	0.83	0.84
8	4	3	0.88	0.83
10	5	4	0.87	0.82
12	6	5	0.86	0.82
14	7	6	0.85	0.81
16	8	7	0.84	0.80
18	9	8	0.83	0.79
20	10	9	0.82	0.78
22	11	10	0.81	0.77
24	12	11	0.81	0.77

Para obtener el número de caídas de cable se recurre a la tabla I-4 tomada de un fabricante de grúas, en las que se dan para diferentes capacidades, el número de caídas de cable y los diámetros de los mismos.

T A B L A I-4

Caídas de cable y Diámetro

Capacidad de la grúa en ton.	5	5	7.5	10	15	20	25	30	40	50	60	75	100
No. de caídas de cable	2	4	4	4	8	8	12	12	8	8	12	12	12
Diámetro del cable en mm.	12	13	16	16	13	16	16	16	22	25	22	25	28

2).- Motores, Puente y Carro. Las consideraciones que se hacen en la obtención de la potencia indicada de los motores puente y carro, son las siguientes:

a).- La fuerza requerida para impulsar el puente o el carro, es aquella que llega a vencer la fuerza de fricción de rodamiento y la necesaria para acelerar y desacelerar la grúa.

La fricción de rodamiento es proporcional al peso total de la grúa y asume un valor constante a todas las velocidades, tomando el nombre de factor de fricción cuando se da este valor en kgs. por tonelada.

Para grúas que usen cojinetes de camisa, se considera un factor de fricción de 11 kgs. por tonelada, siempre y cuando la relación del diámetro de la rueda motriz al diámetro del muñón, sea de 4 a 1, en caso de ser diferente, el factor de fricción para las grúas con cojinetes de camisa, se puede calcular con la siguiente fórmula:

$$\text{Factor de fricción} = \frac{0.043d}{0.9 D} \times 907 \text{ (kgs / Ton.)}$$

o también:

$$\text{Factor de fricción} = 43.3 \times \frac{d}{D} \text{ (Kgs/Ton.)}$$

donde:

0.043 = coeficiente de fricción entre rueda y riel.

0.9 = factor de seguridad para trabajo sin carga.

d = diámetro del muñón de la rueda motriz, en mts.

D = diámetro de la rueda motriz, en mts.

En grúas que usen cojinetes de rodillos, el factor de fricción se selecciona de la tabla I-5 con el diámetro de la rueda motriz.

La fórmula anterior nos dice que para una carga y un diámetro de rueda dados el factor de fricción, y con ello la resistencia debida a la fricción, crece cuando aumenta el diámetro del eje de la rueda motriz, debido a que la presión de carga permanece prácticamente constante, originando entonces que aumente el par resistente.

Para una carga dada, la resistencia decrece cuando aumenta el diámetro de la rueda motriz, ya que el brazo del par aumenta y con ello también el par que vence más fácilmente a la resistencia de fricción.

T A B L A I - 5

Factores de Fricción
(Cojinetes de Rodillos)

Diámetro de la rueda en mm.	305	381	457	533	610	686	762	915
Fricción "F", en Kgs/ton.	6.8	6.8	6.8	5.4	5.4	5.4	4.5	4.5

b).- El tamaño del motor del puente y del motor del carro no debe ser menor que el calculado por la siguiente fórmula:

$$\text{H.P.} = 3.28 \times k_a \times W \times V$$

donde:

W = peso total de la grúa o el peso del carro, según se trate, más el peso de la carga en toneladas métricas.

V = Velocidad del puente o del carro, en mts/min.

El factor k_a incluye la potencia para vencer la fricción y acelerar la grúa o el carro. Este factor depende del diámetro de la rueda motriz, del diámetro del eje de esta rueda, del tipo de transmisión empleada y de la aceleración que se le tenga que dar a las masas rotatorias.

En esta fórmula se incluye la potencia requerida por el motor en su marcha libre (sin acelerarse), más la potencia necesaria para acelerar las partes rotatorias, las estructuras, y la carga de la grúa, partiendo éstas del reposo.

Para obtener el factor k_a , se recurre a las curvas de la Fig. I-1 en la que previamente se debe contar con el factor de fricción "F". Este factor de fricción F se obtiene de la tabla I-5 con el diámetro de la rueda motriz y el máximo rango de aceleración que se debe dar para evitar que la carga oscile. En la fig. I-1 se puede observar que se tienen 5 curvas de aceleración que equivalen a 5 rangos de aceleración.

Con el factor de fricción y una determinada curva, se obtiene de esta forma el factor k_a .

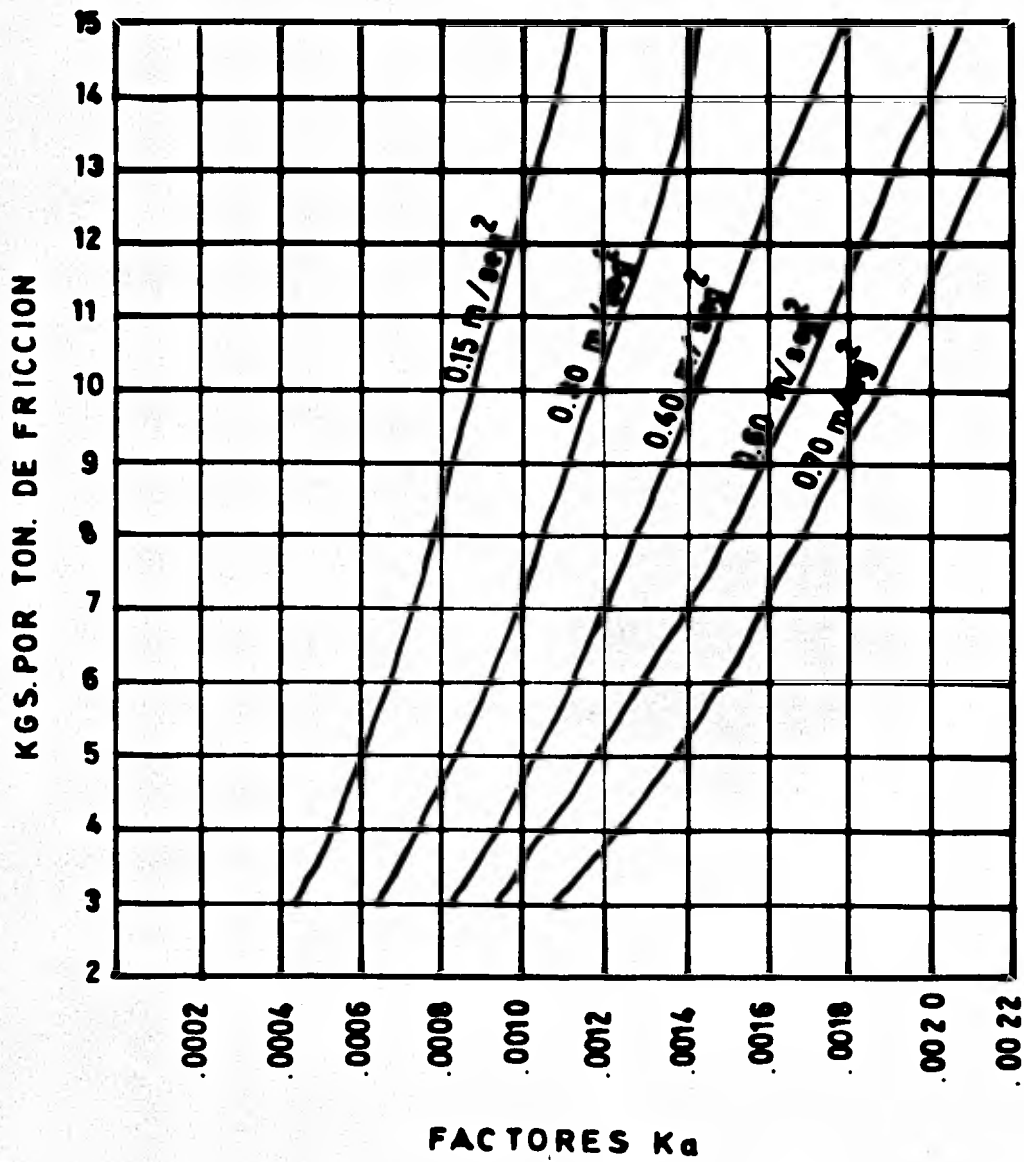


Fig.I-1 curvas de aceleración de la grúa o del carro para la obtención de los valores K_a .

Los máximos rangos de aceleración se obtienen con el porcentaje de las ruedas motrices. Entendiéndose por ruedas motrices, a las ruedas que transmiten la fuerza de aceleración a la grúa o al carro, dependiendo esto, si se tratan de las ruedas de la grúa propiamente dicha o si se tratan exclusivamente de las ruedas del carro.

Eligiendo un porcentaje adecuado de ruedas motrices, conjuntamente con una adecuada selección de rangos de aceleración, se podrá evitar con ello que patinen las ruedas de la grúa.

Los límites nominales prácticos de rangos de aceleración, en función con el porcentaje de ruedas motrices, se dan en la siguiente tabla I-6.

T A B L A I-6
Máximos Rangos de Aceleración

Porcentaje de ruedas motrices	100	50	$33\frac{1}{3}$	25	$16\frac{2}{3}$
Promedio máximo de aceleración a plena carga, en mts/seg.	1.46	0.73	0.49	0.36	0.24

Los máximos rangos de aceleración son para condiciones a plena carga.

Para evitar que las ruedas motrices de una grúa patinen, deben considerarse las condiciones en vacío o sin carga, ello se logra mediante la reducción de los rangos de aceleración al pasar al valor inmediato inferior del inicialmente obtenido.

También la máxima aceleración permitida deberá reducirse por el efecto de la posición del carro sobre los puentes de la grúa, ya que esta posición hace variar la carga por rueda.

Los máximos rangos de aceleración dados en la tabla I-6 están basados sobre un 20% de adhesión entre rueda y riel, y sobre un rango promedio de par máximo durante la aceleración de 1.33. Si el control del motor tiene un rango diferente al de 1.33, entonces deberá ajustarse adecuadamente el máximo rango de aceleración.

c).- Un motor seleccionado sobre la base del peso total de la grúa o del peso del carro según se trate y sobre su velocidad específica, tal como lo visto anteriormente, puede tener el par suficiente para el ciclo de servicio requerido. Sin embargo podría llegar a calentarse el motor, por lo tanto, el tamaño del motor debe de ser de una potencia como la calculada anteriormente y multiplicada por un factor de servicio que es seleccionado de la tabla I-3 que también es aplicable para el motor del gancho.

T A B L A I-7

Factores de Servicio Para Motores Series Operados a 230 V

Ciclo de Servicio	Clase de servicio	Gancho	Puente o carro
De 31 a 40% de tiempo en servicio o de 26 a 35 ciclos por hora.	3	0.83	1.3
De 41 a 50% de tiempo en servicio o de 36 a 45 ciclos por hora	4	0.96	1.4

d).- La relación de engranes para los motores puente y carro se determina como sigue:

$$RE = \frac{\pi \times D \times N_f}{V}$$

donde:

N_f = R.P.M. del motor obtenidas de las curvas características de un motor serie a la potencia desarrollada sin incluir aceleración alguna (girando libremente o en condición estable) y para un voltaje de 230 volts.

D = Diámetro de la rueda motriz sobre el riel, en mts.

V = Velocidad específica del movimiento del puente o del carro, en mts/min.

Para calcular la potencia del motor puente o carro a la velocidad de equilibrio (sin aceleración), recurriremos a la fórmula general que nos dá la potencia del motor en cualquier tiempo durante el ciclo de servicio.

$$Hp = \frac{1000 \times W \times V}{4560 \times E} \left(\frac{T}{1000} + \frac{a}{9.81} \right)$$

donde:

W = peso de la grúa o del carro incluyendo la carga, en toneladas métricas.

V = Velocidad, en mts/min.

T = Fuerza de tracción, en kgs/ton.

a = Aceleración en mts/seg².

E = Eficiencia

Cuando la aceleración es cero, la fórmula general para el cálculo

de la potencia se reduce a:

$$Hp = \frac{W \times V \times T}{4560 \times E}$$

La fórmula anterior corresponde a la potencia que debe desarrollar el motor durante su marcha a plena velocidad.

El valor de la fuerza de tracción, incluyendo la eficiencia, viene dado en la tabla de valores de fricción (tabla I-5) y en la que se tiene que para cojinetes antifricción, o sea de rodillos, es de 6.8 kgs/ton. Para cojinetes de camisa es de 10.9 kgs/ton. En estos valores también están incluidos los valores de la eficiencia E. aunque éste último valor no es de gran uso, debido a que se emplean más los cojinetes de rodillos que los de camisa, por lo tanto la fórmula se reduce a:

$$Hp = \frac{W \times V \times 6.8}{4560}$$

$$Hp = 0.00149 \times W \times V \text{ (para cojinetes de rodillos),}$$

$$Hp = \frac{W \times V \times 10.9}{4560}$$

$$Hp = 0.0024 \times W \times V \text{ (para cojinetes de camisa).}$$

Siendo ambas potencias las requeridas por el motor para trabajar en marcha libre, o sea a la velocidad de equilibrio, lo que equivale a que el motor trabaje con cero aceleración.

3).- Factores de corrección por temperatura ambiente. Los factores de corrección por temperatura ambiente se emplean para multiplicar el valor de los H.P. que se han determinado por los procedimientos expuestos anteriormente, y de esta forma, corregir la potencia de los motores que trabajen entre 40 a 60°C. La tabla I-8 muestra estos factores.

T A B L A 1-8
Factores de Corrección por
temperatura Ambiente para
Motores de C.C.

Temperatura ambiente en °C	P_t
40	1.0
50	1.11
60	1.25

I.7.- CALCULO DE LOS MOTORES DE LA GRUA

A).- Motor del gancho. Para obtener la potencia del motor del gancho de nuestra grúa, se requiere calcular previamente el peso y la longitud del cable de carga, así como la eficiencia combinada de engranes y poleas.

1). Cálculo del peso del cable. En las grúas se han establecido solo dos tipos de cables que son: el llamado 6x37 y el 6x19 (el número indica la cantidad de torones por el número de hilos por toron), el primero es usado más frecuentemente en todas las diferentes clases de grúas.

El diámetro del cable está en función con el diámetro de paso del tambor en donde se devana éste. El tambor debe recibir la cantidad completa de cuerda requerida sin que se sobreongan o traslapen las cuerdas. Así, para las grúas clases II, III y IV, se emplea usualmente un diámetro de tambor de 24 a 30 veces el diámetro del cable, lo que resulta con ello un cable de 6x37. En grúas clase V, la relación del diámetro del tambor, al diá

metro de la cuerda es de 30 a 45, empleándose entonces el cable de 6x37. Y con una relación arriba de 45, se emplea el cable de 6x19. Este cable se aloja en unas ranuras que lleva el tambor tanto en grupos de ranuras situadas a mano derecha como a mano izquierda de dicho tambor. Los extremos de la cuerda van anclados al tambor, de tal forma que las cuerdas se levantan en un plano vertical sin que se crucen o entretejan.

Para obtener el número de caídas de cable, se recurre a la tabla I-4, que da el número de caídas de cable en función de la capacidad de la grúa. Este número corresponde a los tramos del cable que van entre el tambor o el aparejo superior y el aparejo inferior o block del gancho.

Para calcular el peso del cable se hace necesario conocer su peso por metro, además de su longitud. El peso por metro del cable está en función de su resistencia, por lo tanto es necesario conocer previamente tal resistencia.

a).- Resistencia del cable. La resistencia del cable de carga está basada en la carga que puede soportar, tal como viene dado en la siguiente fórmula:

$$C = f \times \frac{M}{N \times E}$$

donde:

C = Carga sobre el cable, en kilos.

M = Carga muerta, en kilos.

N = Número de caídas de cable.

f = Factor de eficiencia del cable.

La tabla I-9 dá los factores de eficiencia del cable para diferentes caídas del mismo:

T A B L A I-9

Caídas de Cable	Factores de Eficiencia
2	1.000
4	0.981
6	0.982
8	0.944
10	0.926
12	0.909
14	0.892

En la tabla de caídas de cable (tabla I-4) encontramos que para las 20 tons. de capacidad de nuestra grúa se tienen 8 caídas de cable, y -- con este valor entramos a la tabla de factores de eficiencias de cables -- (tabla I-7), para obtener un valor de eficiencia de 0.944. La fórmula queda la carga sobre el cable es afectada por un factor de seguridad que está basado en el esfuerzo de ruptura del cable, siendo de 8, en grúas que manejan continuamente metales calientes (cables con alma de acero) y de 5, para grúas que manejan infrecuentemente metales calientes (cables con alma de fibra). Para nuestro caso, el factor de 8 es el adecuado, ya que nuestra -- grúa maneja metales calientes, por lo tanto los datos que hemos logrado recabar, son:

Carga muerta en kilos = 20,000

Número de caídas de cable = 8

Factor de eficiencia = 0.944

Factor de seguridad = 8

por consiguiente:

$$C = 8 \times \frac{20.000}{8 \times 0.944}$$

$$C = 21186.44 \text{ kgs.}$$

A continuación, con el valor calculado de la carga sobre el cable, entramos a la tabla I-10 en la que se tienen diferentes valores de resistencias de cables, así como su diámetro correspondiente y el peso por metro -- del mismo. En esta tabla de resistencias de cables se incluye además el diámetro de paso del tambor, que es el recomendado para cada diámetro de dicho tambor.

T A B L A I-10

Diámetro de paso del tambor, en mm	Diámetro de la cuerda, en mm.	Cable de 6 x 37 de acero arado mejorado, con alma de fibra.	
		Kgs/m.	Resistencia en Tons. métricas
de 380 a 407	13 (1/2")	0.58	9.20
de 458 a 477	16 (5/8")	0.91	14.30
de 535 a 572	19 (3/4")	1.29	20.50
de 622 a 660	22 (7/8")	1.77	27.70
764	25 (1")	2.31	36.10
840	28 (1 1/8")	2.92	45.10
955	32 (1 1/4")	3.60	58.80
1220	35 (1 3/8")	4.36	67.20
1370	38 (1 1/2")	5.19	79.70

Por consiguiente, el cable que necesitamos es de un diámetro de 22 mm (7/8"), con una resistencia de 27.70 toneladas métricas y de un peso de 1.77 kgs/m.

b).- Longitud. La longitud del cable se obtiene con el levantamiento máximo, así también con el número de cables en el aparejo del gancho y con el diámetro del tambor. Se considera que deben quedar por lo menos dos vueltas del cable en el tambor en cada extremo del mismo, para fines de seguridad. La fórmula empleada para calcular la longitud del cable de una grúa, es como sigue:

$$L_c = 1.1 (N \times L) + 4\pi D$$

donde:

$$L_c = \text{Longitud del cable, en mts.}$$

$$N = \text{Número de caídas del cable} = 8$$

$$L = \text{Levantamiento máximo, en mts.} = 11$$

$$D = \text{Diámetro de paso del tambor, en mts.} = 0.660$$

(ver tabla I-10).

Por lo tanto:

$$\begin{aligned} L_c &= 1.1 (8 \times 11) + 4 \times 0.660 \\ &= 96.8 + 8.3 = 105.1 \text{ mts.} \end{aligned}$$

Finalmente el peso del cable se obtiene multiplicando el peso del mismo por metro por su longitud total, esto es:

$$\begin{aligned} W_c &= 1.77 \times 105.1 \\ &= 186.03 \text{ Kg.} \end{aligned}$$

El peso del gancho, incluido el peso del aparejo, es de 263 kgs.-

Así, la suma de las cargas que influyen en la potencia del motor, dadas en kgs, son las siguientes:

$W = \text{Peso de la carga} + \text{peso del gancho} + \text{peso del cable.}$

$$W = 20\ 000 + 263 + 186.03 = 20449.03 \text{ kgs.}$$

Potencia del motor. Recurriendo a la fórmula que nos dá la potencia del motor del gancho y substituyendo en ella los datos y valores obtenidos anteriormente (incluido el dato de la velocidad de levantamiento del gancho que es de 7.62 mts/min), tendremos:

$$\begin{aligned} \text{H.P.} &= \frac{W \times V}{4560 \times E} \\ &= \frac{20,449.03 \times 7.62}{4560 \times 0.83} \\ &= 41.17 \text{ H.P.} \end{aligned}$$

Este valor calculado de potencia debe ser multiplicado por un factor de servicio para obtener la llamada potencia requerida. En la tabla I-7 se tiene que un factor de servicio de 0.96, corresponde a la clase de servicio de nuestra grúa que es IV, lo que equivale a tener que nuestro motor va a trabajar con el 41 al 50% del tiempo total del servicio, o tendrá de 36 a 45 ciclos de trabajo por hora, por lo tanto:

$$\begin{aligned} \text{Potencia requerida} &= \text{Potencia calculada} \times \text{Factor de servicio} \\ &= 41.17 \times 0.96 \\ &= 39.52 \text{ H.P.} \end{aligned}$$

En la tabla I-11 en donde se tienen los datos de los motores de la marca General Electric, se podrá observar que el valor más próximo al de 39.52 H.P., es el de 39 caballos de fuerza, a 500 r.p.m., con clasificación de 30 minutos y de armazón tipo M.D. 80C, que será el motor que emplearemos para el accionamiento del gancho de nuestra grúa.

B).- Motor del carro. Los datos que se tienen para calcular la potencia del motor son: peso del carro, 6.5 tons.; peso de la carga, 20 - - tons.; velocidad del carro, 45,75 mts/min.; diámetro de las ruedas motrices del carro, 305 mm.

La fórmula general para calcular la potencia del motor del carro de una grúa, es:

$$\text{H.P.} = 3.28 \times k_a \times W \times V$$

donde:

$$\begin{aligned} W &= \text{peso del carro más el peso de la carga} \\ &= 20 \text{ tons.} \end{aligned}$$

$$V = \text{Velocidad del carro} = 45.75 \text{ mts/min.}$$

Para obtener el factor K_a se busca como primer paso el factor de fricción de rodamiento en la tabla I-5, que para un diámetro de rueda de -- nuestra grúa, que es de 305 mm. se obtiene un factor de 6.6 kgs/ton.

A continuación, con el porcentaje de ruedas motrices, que en nuestro caso es de 50% (2 ruedas motrices de 4 que trae el carro), y tomando en cuenta que puede correr en vacío (carro sin carga) entonces según lo visto en la tabla I-6 y pasando el valor inmediato inferior, que en este caso es de 33.3%, se tiene 0.49 mts/seg² de promedio máximo de aceleración, cuya -- curva más próxima según figura I-1, es la correspondiente a 0.45 mts/seg².

Así, con el factor de fricción y el promedio máximo de aceleración, se obtiene un factor K_a de 0.00118, valor que junto con los datos del peso y velocidad del carro, los substituiremos a continuación en la fórmula de la potencia del motor del carro como sigue:

$$\begin{aligned} \text{H.P.} &= 3.28 \times 0.00118 \times 26.5 \times 45.75 \\ &= 4.72 \text{ h.p.} \end{aligned}$$

Con la clase de servicio de la grúa, que es IV y recurriendo a la tabla I-7, obtenemos un factor de servicio de 1.4, el que multiplicaremos - al valor de la potencia obtenida anteriormente, para encontrar la potencia-requerida o indicada del motor.

$$\begin{aligned} \text{Potencia requerida} &= 1.4 \times 4.32 \\ &= 6.58 \text{ h.p.} \end{aligned}$$

De la tabla de potencias de motores serie de la marca General -- Electric (tabla I-11), se tiene que el valor más próximo para un motor con clasificación de 30 minutos, es de 6.5 H.P., con 750 R.P.M., o sea un motor de armazón tipo M.D. 802A, es el adecuado para el accionamiento del carro - de nuestra grúa.

C).- MOTOR DEL PUENTE

Los datos que se tienen para calcular la potencia del motor del - puente son: peso de la grúa, 26 tons.; peso de la carga, 20 tons; velocidad del puente, 91.50 mts/min.; diámetro de las ruedas motrices, 533 mm.; 2 redas motrices (de un total de 4 que trae la grúa).

Como primer paso habrá que encontrar con el mismo procedimiento - que se siguió para el cálculo de la potencia del motor del carro, el factor K_a . Por lo tanto, con el diámetro de la rueda motriz del puente, y recu- - rriendo a la tabla I-5 se obtiene un factor de fricción de 5.4 kgs/ton.

Como tenemos un 50% de ruedas motrices y considerando que la grúa

puede correr sin carga, entonces pasamos al porcentaje inmediato inferior - que es de 33.3%, obteniendo así 0.49 mts/seg^2 de aceleración máxima.

Con el factor de fricción y con la curva más próxima de aceleración máxima, que en la tabla I-1 es de: 45 mts/seg^2 , obtenemos un valor de K_a de 0.0011

Substituyendo todos los datos en la fórmula de la potencia, se -- tiene:

$$H_p = 3.28 \times K_a \times W \times V$$

donde:

W = Peso de la grúa, más el de la carga = 46 tons.

V = Velocidad del puente = 91.5 mts/min.

y así:

$$\begin{aligned} H_p &= 3.28 \times 0.0011 \times 46 \times 91.5 \\ &= 15.19 \text{ h.p.} \end{aligned}$$

Potencia requerida = Potencia calculada x Factor de servicio.

y siendo el factor de servicio para una grúa clase IV, de 1.4 (valor obtenido de la tabla I-7), entonces:

$$\begin{aligned} \text{Potencia requerida} &= 15.19 \times 1.4 \\ &= 21.27 \text{ hp} \end{aligned}$$

recurriendo ahora de nuevo a la tabla de potencias de motores serie (tabla I-11), se puede ver que el valor más próximo de potencia para un motor con clasificación de 30 minutos, corresponde a un motor de la marca General Electric con armazón tipo M.D. 804 de 26 h.p., con 580 r.p.m., que será el que usaremos en nuestra grúa.

RESUMEN

Hasta donde sea posible, los motores deben ser seleccionados sobre la base del ciclo de servicio que se tenga en la grúa, tal como sucede en las grúas que se presentan para el estudio de su ciclo de servicio, ejemplo de ello son las grúas que se utilizan para el trasiego de minerales en donde se acostumbra calcular la potencia eficaz correspondiente al ciclo de trabajo y seleccionar la potencia del motor igual a como se hizo en este capítulo para un servicio continuo.

Los métodos que hemos visto anteriormente son aproximaciones y estimaciones que resultan de factores promedio. Sin embargo, el ciclo exacto de servicio de las grúas es generalmente desconocido y es por eso que como en nuestro caso se recurren a métodos de selección de motores ligados más estrechamente a las curvas características de los mismos, las cuales afortunadamente en el caso de los motores serie tipo molino son similares a todos los tamaños de motores.

Con lo que han podido dar fórmulas prácticas los fabricantes de grúas, con las que obtienen el tamaño de sus motores.

Es importante el tener presente que para evitar sobrecalentamientos del motor se deberá hacer una adecuada selección de engranes y resistencias de arranque para el ciclo de servicio requerido.

Cabe hacer notar que existen asociaciones de fabricantes de grúas que tratan de imponer un determinado método de cálculo de motores, que en la mayoría de los casos están basados en métodos empíricos, y lo expuesto en este capítulo, es el resultado de un trabajo que han hecho los fabrican-

tes de grúas a fin de normalizar los distintos criterios que se han tenido para el cálculo de motores. Con esto, no se ha concluido el trabajo de normalizar el cálculo de motores de las grúas.

T A B L A I-11

Capacidad de Motores Serie del Tipo Molino; Mca. General Electric; Tipo MD;
Totalmente Cerrados; Aislamiento Clase H; 230 volts C.C.

Tamaño de Armazón MD	60 minutos de Operación, 75°C de Aumento de Temp.		30 minutos de Operación, 75°C de Aumento de Temp.		15 minutos de Operación, 75°C de Aumento		Par máximo de Arranque en Kgs-mt.	Par máximo de Marcha en Kgs-mt.	Máximo μK^2 de la Armadura, en - Kgs-mt ²
	H.P.	R.P.M.	H.P.	R.P.M.	H.P.	R.P.M.			
802 A	5	900	6.5	750	5.5	640	18.68	16.20	0.25
802 B	7.5	800	10.0	675	8	780	33.80	27.15	0.25
802 C	10	800	13.5	675	10	800	45.60	36.25	0.25
803	15	725	19	620	15	725	75.40	61	0.50
804	20	650	26	580	20	650	112.00	90	1.26
806	30	575	39	500	30	575	189.50	152	2.11
808	50	525	65	450	40	570	346	277	3.80
810	70	500	90	440	60	550	512	408	6.12
812	100	475	135	420	85	510	761	613	9.28
814	150	460	200	400	115	515	1181	949	16.88
816	200	450	265	400	150	500	1620	1286	25.32
818	250	410	325	360	185	485	2215	1770	46.42

CAPITULO II

CUCHARAS

II-1. PROBLEMAS DE REFRACTARIOS PARA OLLAS DE VACIADO

La vida de los refractarios para fundición y especialmente los la drillos de ollas han sido un problema constante en las escorias.

En la actualidad, han sido efectuadas investigaciones en varios - paises para tratar de encontrar una solución desde un doble punto de vista: mejor servicio y menor costo.

Observaciones efectuadas en un gran número de plantas siderúrgi-- cas han demostrado que el consumo de ladrillo de ollas varía considerable-- mente de una planta a otra e incluso a veces en la misma planta, de acuerdo con el tipo de acero, la temperatura del metal, el tiempo requerido por las varias operaciones, la capacidad y forma de olla, el grueso del recubrimiento, la naturaleza y el volumen de la escoria en la olla y la calidad del recubrimiento refractario.

La tabla no. 1 nos muestra que con acero vaciado de hornos de - hogar abierto, el consumo de ladrillos de ollas puede ser tan bajo como cuatro kilogramos y tan alto como 16 kilogramos por tonelada métrica de acero.

El consumo mayor es siempre con aceros efervescientes cuya escoria es de la más corrosiva.

Con aceros de con vertidores básicos el consumo es menor, siendo aproximadamente entre tres y ocho kilogramos/tonelada. Para estos aceros el recubrimiento es a menudo hecho con arena apisonada o martillada.

Generalmente hablando, los refractarios para fundición necesitan tener resistencia a la corrosión, erosión y abrasión por un metal líquido o escoria, después de sufrir un choque térmico más o menos severo. En la olla la causa principal de falla es el ataque de la escoria en el recubrimiento y en los manguitos.

II-2.- ATAQUE DE ESCORIA

La escoria de un horno de hogar abierto, siendo un complejo de silicato de calcio, conteniendo fosfatos, ferritas y algo de fierro libre y óxido de manganeso, ataca el refractario activamente. Los productos de reacción dan bajos puntos eutécticos de fusión.

En un estudio detallado publicado en 1943, A.E. Dood y A.P. Green, aislaron los factores metalúrgicos que influyen en el deterioro de la olla. En algunas plantas, notaron que: "La temperatura en la olla puede variar por cerca de 100°C, el tiempo de contacto de 15 a 75 minutos, el peso de la escoria de 0.5 a 12 toneladas y la composición de la escoria de 37 a 47 por ciento C a O, de 9 a 33 por ciento de FeO y de 7 a 16 por ciento de SiO₂".

De acuerdo con sus observaciones, la temperatura no tiene gran

influencia pero "el volumen de escoria es el factor simple más importante - que determina la vida de un recubrimiento de olla". El golpe violento del acero sobre el recubrimiento, tiene un efecto abrasivo serio.

Por otro lado, el grado de reacción entre el refractario y la escoria, es gobernado por la basicidad (CaO/SiO_2) de esta última.

La corrosividad de incrementa con la fluidez de la escoria, la -- cual depende parcialmente del contenido de FeO , pero Dood y Green estable-- cieron que: "El ataque de escorias fluídas de baja basicidad, fue menor que el causado por escorias más viscosas pero de mayor basicidad".

Estas conclusiones, también obtenidas por otros autores, parecen-- poderse aplicar a las condiciones existentes en acerías Mexicanas por ejem-- plo, en la planta VIII de la tabla No. 1 con el mismo tipo de recubrimiento el número de vaciadas se aumentó del 15 a 22 cuando la altura de la escoria fué reducida de 30 ó 40 centímetros a 10 ó 12 centímetros.

En las otras plantas es claro que el consumo de refractarios de - ollas es mayor cuando se lleva escoria en la olla.

II-3.- ATAQUE DE ACERO

El ataque del acero líquido sobre el refractario, es bastante di-- ferente que el de la escoria. De acuerdo con algunos autores el manganeso-- del acero es el principal factor de la corrosión. Bajo ciertas condiciones se puede reducir la sílice libre (y posiblemente la combinada) del ladrillo para formar MnO , siendo la reacción: $2 \text{Mn} + \text{SiO}_2 + 2\text{MnO} + \text{Si}$.

El MnO resultante, así como el que ya está en el acero, puede --- reaccionar con el refractario para formar un silicato aluminomanganeso con el bajo punto de fusión y gran fluidez.

El equilibrio puede ir, ya sea hacia la formación o hacia la reducción del MnO, de acuerdo con la composición del acero y de la relación Mn: si Fig. No. 1)

Kober da las curvas de equilibrio de la relación $Mn:Si'$ en acero y hierro fundido con diferentes contenidos de carbón a 1590-1630°C si un acero muerto o dulce (curva 0), contiene un exceso de Mn. La sílice del refractario será reducida dando el acero el Si para restablecer el equilibrio y el ladrillo será atacado incrementando en el acero las inclusiones de silicato aluminio manganeso e incluso partículas de refractario escorificado.

Por el contrario, el Si contenido en el acero es mayor que el contenido en el equilibrio, el Si puede reducir el MnO en el metal con la formación de SiO₂ (el cual muchas veces permanece como inclusión vítrea en el metal), sin corrosión del ladrillo.

En el caso de contenidos altos de alúmina, la corrosión es más débil debido a que forman silicatos de aluminio de alto punto de fusión.

Otros autores han recomendado a menudo la normalización de las especificaciones para aceros, con objeto de permitir al productor de acero tener el Mn y Si en equilibrio y así producir un acero con menos inclusiones.

Parece ser evidente que la reacción entre el refractario y el acero, es todo un problema de físico-químico. La calidad del refractario es a

menudo condenada, aún cuando el ataque es inevitable, a menos que se tomen medidas preventivas como pueden ser el caso con la desoxidación por medio de aluminio metálico que, cuando es posible, puede ser uno de los más efectivos. En conexión con esto, McCance ha escrito:

"Un pequeño contenido de aluminio en el acero es suficiente para proteger el refractario de ataque. La importancia de esto en la técnica de lingoteo por estrella no ha sido todavía generalmente realizado. Bajo condiciones correcta, el corazón de acero puede ser hecho que salga de los canales en condiciones brillantes y plateadas con prácticamente ningún signo de ataque por oxidación.

Un resultado obvio será el que las inclusiones debidas al material refractario atacado sean redicidas considerablemente".

El pequeño resumen anterior del complejo fenómeno que ocurre en la escoria, el acero y el refractario, muestra que los problemas encontrados en refractarios para fundición son antes que todo problemas metalúrgicos. El modo de actuar y la vida en el servicio dependen de muchos factores, entre los cuales las propiedades del refractario probablemente no jueguen el papel principal.

II-4.- LADRILLO DE OLLAS

Lo anterior es particularmente cierto para el ladrillo de ollas, la influencia del grueso de la escoria en la durabilidad de los recubrimientos ha sido ya mencionada. A medida que el recubrimiento se desgasta, la capacidad de la olla se aumenta progresivamente y con el mismo tonelaje-

de acero, la proporción de escoria en la olla se aumenta.

La escoria en exceso, teniendo un grueso aproximado de 10 centímetros, puede ser eliminada ya sea decantándola parchando las paredes para -- restaurar la capacidad original de la olla.

Generalmente sólo una tercera parte del ladrillo es el que se desgasta, por lo que en muchos casos se acostumbra aumentar el espesor de las paredes en las partes más críticas. La albañilería debe ser casi perfecta y las juntas lo más delgadas posible. La calidad del material para las juntas es muy importante. El uso de cemento de fraguado al aire ha sido una - mejoría, pues en lugar de desgastarse en la junta, ésta durará más que el - mismo ladrillo.

Por supuesto, el cemento usado no debe contraerse a altas temperaturas y es preferible que desarrolle una pequeña expansión. La olla debe - ser secada completamente antes de su uso, pues no puede haber disgrega-- ción cuando el acero choque con las paredes.

Más aún, la humedad residual puede introducir hidrógeno en el acero. Después de varias vaciadas es común encontrar agua en la parte trasera de la pared. Esto, aunque parece sorprendente, puede ser fácilmente explicado por el hecho de que las ollas son usadas intermitentemente y solo períodos cortos de tiempo. La transmisión de calor a través del ladrillo sigue la ley de Fouries y en la figura No. 2 se reproducen los gradientes de temperatura calculados a través del ladrillo de ollas a diferentes intervalos de tiempo.

La forma de curva explica por qué los ladrillos, teniendo baja re

fractabilidad, pueden dar buenos resultados en las ollas, dado que la mayor parte del grueso del ladrillo permanece frío comparativamente. Esto también explica por qué la vida de la olla se incrementa cuando el enfriado de la misma es completo entre cada vaciada, ya que la mayor parte del ladrillo está siempre frío.

Ahora la pregunta: ¿Cómo vamos a definir un buen ladrillo (refractorio) de ollas y cuáles propiedades son deseables?

Hasta ahora ha sido difícil contestar, ya que aun hace 20 años no se tenía una opinión exacta de qué era lo que se necesitaba. Es más, en Inglaterra por ejemplo, el nombre de ladrillo de ollas virtualmente no existía y no fué sino a partir de 1962, en que la extensa aplicación del conocimiento obtenido por investigación en este campo, ha hecho que aumente en forma notable el número de refractarios cuyo uso específico es en ollas.

El resultado probable de los ladrillos para altos hornos, calderas, hornos de hogar abierto, techos de hornos, etc., pueden ser mas o menos predecibles de acuerdo con sus propiedades determinadas en el laboratorio. Pero en el caso de los ladrillos para ollas su calidad intrínseca no tiene significado y a menudo se obtienen mejores resultados con lo que parece ser un refractorio pobre que con el ladrillo de mejor calidad.

En el laboratorio central de la UFPR muchos ladrillos de ollas -- han sido probados y los datos relacionados con subsecuentes usos han sido colectados en las acerías. Como resultado de ello se han podido formar la siguiente idea de sus propiedades deseables.

a).- Generalmente hablando, el ladrillo de ollas debe tener una -

textura fina y mas o menos vitrificada, de tamaño preciso o exacto y aristas bien formadas (sobre todo, para el fondo del recubrimiento es absolutamente necesario), el ladrillo puede ser manufacturado por proceso de extrusión en húmedo o prensa seca, esto último da mejor exactitud en el tamaño, pero el proceso de manufactura debe depender de la naturaleza mineralógica de la materia prima.

Se verá más tarde que, además de ladrillo vitrificado, otros tipos conteniendo, por ejemplo, textura gruesa y con grandes granos de sílice también dan buen resultado.

b).- Para ladrillos de la misma porosidad aparente ni el contenido Al₂O₃ o la refractibilidad parecen ejercer una influencia importante en la vida del ladrillo ya en servicio. En la misma olla, con el mismo tipo de acero, resultados con ladrillos de 20% pueden ser iguales a los que contienen 40% de Al₂O₃.

Parece sin embargo, que ladrillos más silicosos tienen generalmente una mejor vida en servicio, posiblemente porque la escoria forma un producto de reacción más viscosa en la superficie del ladrillo. F. Savili ha demostrado recientemente que la corrosión de un ladrillo de ollas es el resultado de la difusión de una escoria muy fluída en un material muy viscoso y, según él, factor principal de falla.

Las viscosidades de los compuestos formados entre la escoria del Open Hearth y refractarios de varios contenidos de alúmina no han sido determinados y deben ser estudiados antes de decidir si el alto contenido de Al₂O₃ puede ser un adelanto.

Es cierto que para que el refractario tenga las necesarias propiedades físicas, la cantidad y distribución de fundentes son importantes y pueden conferir la necesaria alta viscosidad en la zona caliente del ladrillo durante su uso. La refractabilidad puede variar entre muy amplios límites, (1520° - 1720°C) y no ha sido posible demostrar que con una mayor refractabilidad se tengan mejores ventajas.

c).- Densidad, porosidad y permeabilidad, son factores muy importantes. Algunos autores se inclinan a pensar que la porosidad total debe ser considerada en lugar de la porosidad aparente. Las observaciones indican que hay una clara conexión entre la porosidad aparente, la densidad y la vida en servicio, pero que la permeabilidad es aún un factor más importante porque en algunos casos se han obtenido buenos resultados con ladrillos que tienen comparativamente una alta porosidad, pero baja permeabilidad. Se ha encontrado también que es deseable una porosidad aparente máxima de 15%, así como una densidad de 2.18 gr/cm³ mínima.

d).- Compresión en plano, que es en sí misma considerada a menudo como de importancia secundaria, es de hecho una medida del grado de quemado y de la compactisidad de la estructura y por lo tanto, debe ser tan alta como sea posible.

e).- Resistencia en la disgregación, como se determina en el laboratorio, es a menudo muy pobre en un ladrillo que tiene extremadamente buena vida en servicio, porque los refractarios que están altamente vitrificados y consecuentemente tienen baja porosidad y alta compresión en plano, nunca son resistentes al choque térmico.

Se han pensado que ladrillos que tengan una refractabilidad baja o mediana, pueden tener una baja resistencia al choque térmico sin desventaja, ya que si el choque térmico causado por el contacto inicial del acero tiene por resultado pequeñas grietas superficiales, éstas pueden cerrarse rápidamente por ablandamiento piropiástico.

Por otro lado, los ladrillos de alta refractabilidad deben ser resistentes al choque porque sus grietas no se cierran solas.

f).- Cambio lineal permanente en el quemado a alta temperatura -- por ejemplo 1500°C, es una característica importante. Casi todos los buenos ladrillos de ollas tienen mayor o menor expansión posterior, la cual -- tiende a pegar, cerrar las juntas (la expansión piropiástica no es la expansión rígida puramente causada por la inversión de la sílice). En cualquier caso, los ladrillos que se contraigan no son prácticos para usarlos en -- ollas porque la abertura de las juntas permite el paso del metal que una -- vez frío cuando se quita arrastra pedazos de refractario. Es deseable tener una expansión de cuando menos 15% lineal, quemado a 1300°C.

Para recubrir ollas, se han propuesto otros refractarios aparte -- de los silico-aluminosos y materiales de apisonado hechos de arena sílica -- han sido usados algunas veces en ollas de hornos Open Hearth de tonelajes -- pequeños y medianos, el resultado obtenido es generalmente comparable con -- el obtenido con ladrillos, pero el secado de las paredes apisonadas es más -- difícil que con ladrillo y prácticamente nunca se secan perfectamente. Es -- más, se piensa que la arena puede introducir al acero inclusiones de sílica -- muy fina. En algunas acerías se ha desechado el sistema de apisonado, vol -- viendo al enladrillado.

Los ladrillos de arcilla y grafito se usan solo en aceros de aleaciones especiales y en casos muy especiales, debido a su alto costo.

El resultado obtenido con estos refractarios ha sido muy bueno y ha permitido a algunos usuarios hacer enladrillado compuesto, usando arcilla y grafito en las zonas de mayor ataque y arcilla en los demás sitios.

Ollas con recubrimientos básicos, con apisonado o ladrillos de domita, han sido provocados en Inglaterra, pero los problemas que se presentan en la construcción, así como su alto costo, han restringido su uso.

Ladrillos de alta alúmina, de 60% para arriba, pueden probablemente ofrecer una solución interesante, pero los resultados obtenidos con ellos han sido hasta ahora contradictorios y para que sean económicos, la vida de tales recubrimientos tiene que ser varias veces la vida de los recubrimientos con los tipos de los ladrillos usuales.

Un estudio más intenso tiene que ser llevado a cabo entre productores y consumidores antes de poder llegar a una conclusión definitiva. En la actualidad los refractarios tipo mediano (e incluso los tipo bajo, como son los que se usan en Estados Unidos) más bien en silenciosos, muy densos y vitrificados y con expansión moderada al calentarse parecen ser los mejores y más baratos, pero debe recordarse siempre que no importa que tan buen ladrillo sea, ya que una escoria muy básica o demasiada escoria invariablemente lo atacará severamente.

II-5.- ARMADO DE LAS BARRAS DE ARMADURA

La calidad del acero depende tanto de la forma de hacerlo como la

de vaciarlo, a continuación daremos algunos consejos que deberá tomar en -- cuenta el Ingeniero Mecánico al diseñar el mecanismo de vaciado por abajo.

1.- Use el diseño apropiado de suspensión y topes para la armadura de la barra, de la narfz, la cuchara e instrumentos. Checar los refractarios que funcionan en el vaciado, varillas y partes de acero, incluso todos los equpos mecánicos. Estas partes deberán ser checadas periódicamente.

2.- El ensamble de la varilla del tapón deberá ser la siguiente -
manera.

Para ensamble vertical

A).- El extremo con pestaña de la varilla deberá estar libre de - rebaba, las superficies deberán estar planas. La persona que hace la varilla de tapón deberá estar prevista de una lima para remover los residuos o rugosidades que puedan aparecer, se debe cubrir el extremo libre de la varilla con un buen cemento refractario que se seque al aire.

B).- Meta el inserto con la cuerda hasta la pestaña.

C).- Cubra totalmente las cuerdas del inserto con cemento de secado al aire, ponga una capa delgada en el fondo de la pestaña.

D).- Ponga en la cuerda de la cabeza del tapón una capa delgada - de cemento de secado al aire.

E).- Atornille la cabeza al inserto dejando una vuelta de la cuerda al aire.

F).- Resbale los ladrillos en la varilla, mantenga los ladrillos-
juntos, use un trozo de madera de pino entre el último ladrillo y la tuerca.

Apriete hasta que el cemento comience a salir por enmedio de los ladrillos.

G).- Apriete la cabeza sin usar herramienta alguna más de media pulgada.

Para ensamble horizontal

A).- Igual que en el ensamble vertical.

B).- Igual que en el ensamble vertical.

C).- Resbale los ladrillos por la varilla, empalme los ladrillos con barro refractario, ponga un trozo de 1 1/2 pulg. de grosor de pino entre el último ladrillo y la tuerca.

D).- Ponga tanto en la ceja como en la cabeza del tapón una capa delgada de cemento de secado al aire.

E).- Ponga una capa delgada de cemento de secado al aire, en la cuerda de la cabeza.

F).- Atornille la cabeza en el injerto hasta que apriete.

G).- Cuando la varilla está en el cucharón el ajuste no debe ser de más de media pulgada.

Quando la varilla está lista NO SEQUE con flama de gas, transporte las varillas ensambladas colgadas de la parte superior sin que golpee -- luna con otra.

EJEMPLO DEL CALCULO DE UNA TINA DE VACIADO DE 12 TON.

$$V = 12000 / (7200) \quad \text{Kg/Kg/m}^3$$

$$V = 1.6666 \text{ m}^3$$

Haciendo la relación diámetro altura $d = h$ tenemos:

$$V = \pi r^2 h = 0.7854 d^2 h = 0.7854 d^3$$

$$1.6666 = 0.7854 d^3$$

$$d^3 = \frac{4.6666}{0.7854}$$

$$d^3 = 2.122$$

$$d = 1.285$$

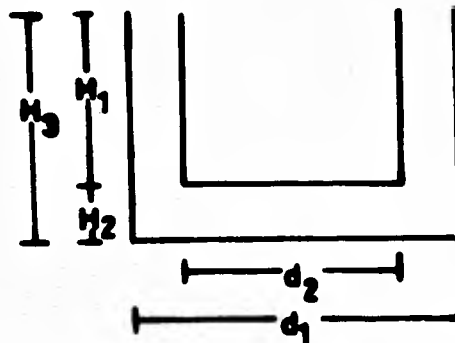
$$d = 1.29 \text{ m} \quad h = 1.29 \text{ m.}$$

$$A = 0.7858 d^2$$

$$A = (1.29)^2 (.7854) = 1.307 \text{ m.}$$

$$A_2 = [1.29 + 2 (.2286)]^2 (.7854) = 2.398 \text{ m}$$

$$H_1 = 1.29 \text{ m} \quad H_2 = 0.2286 \text{ m}$$



de tablas obtenemos el ancho del aislante que en este caso es de 22.86 cm.

a continuación calcularemos el volumen del refractario V_r

$$V_r = H_1 \left(\frac{A_1 + A_2}{2} \right) + H_2 (A_2)$$

$$V_r = 1.29 \left(\frac{1.307 + 2.398}{2} \right) + 0.2286 (2.398)$$

$$V_r = 2.938$$

el peso del refractario se calcula de la siguiente manera:

$$P_r = V_r \times \text{peso específico.}$$

$$P_r = 2200 \text{ Kg/m}^3$$

$$P_r = V_r \times \rho_r = 2.938 (2200)$$

$$P_r = 6463.6 \text{ Kg.}$$

Continuaremos ahora con el peso de la coraza, para este efecto usaremos una placa de 3/4" = 1.905 cm.

$$A = \pi Dh$$

$$A = 3.1416 [1.29 + 2 (.2286)] [1.29 + .2286]$$

$$A_1 = 8.336$$

$$A_2 = .7854(d^2)$$

$$A_2 = .7854 (1.29 + 2 (.2286))$$

$$A_2 = 1.3723$$

$$P_c = 149.3$$

$$P_c = (8.36 + 1.3723)(149.3)$$

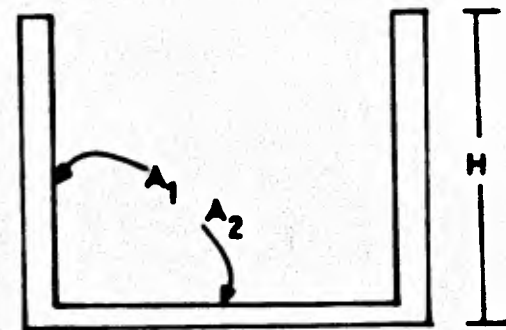
$$P_c = 1449.45$$

Peso total de la tina.

$$P_t = p_a + P_c + P_c$$

$$P_{tina} = 12000 + 6463.6 + 1449.45$$

$$P_t = 19913.05 \text{ kg.}$$



Diseño de los Muñones.

El acero que se usa es el H₂ 1025

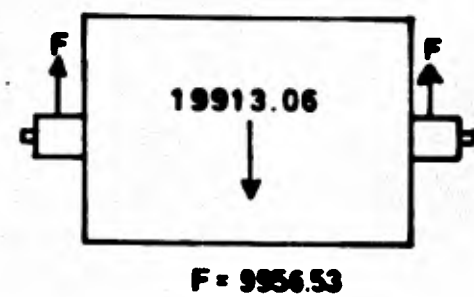
$$S_s = 3010.0 \text{ kg/cm}^2$$

Factor de seguridad = 30

$$\zeta_s = \frac{30 \cdot 10.0}{30}$$

$$\zeta_s = 100.33$$

$$A = \frac{F}{\zeta_s} = \frac{9956.53}{100.33} = 99.23$$



$$D = \sqrt{\frac{99.23}{.7854}}$$

$$D = 11.24 \text{ cm.}$$

Apoyo de Muñones

Considerando un acero 1030

Sujeción de Muñón

$$S_s = 4200 \text{ Kg/cm}^2$$

Factor de seguridad $n = 30$

$$\zeta_s = \frac{4200}{30}$$

$$\zeta_s = 140.0$$

$$A = \frac{9956.53}{140.0}$$

$$A = 71.12$$

Repartiendo el área A en 4 pernos

$$A = \frac{71.12}{4}$$

$$A = 17.78$$

$$D = \sqrt{\frac{17.78}{0.7854}}$$

$$D_{\text{perno}} = 4.75 \text{ cm}$$

Repartiendo el área A entre 6 pernos.

Repartiendo el área en 8 pernos.

$$A = \frac{71.12}{6}$$

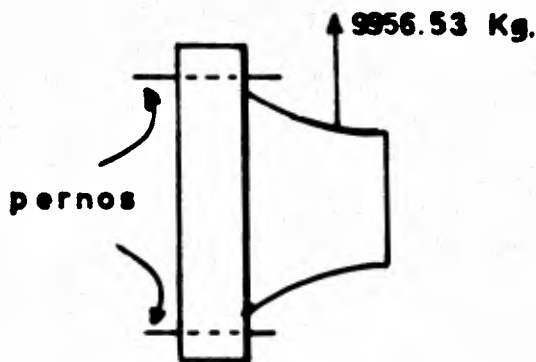
$$A = 11.85$$

$$D = \sqrt{\frac{11.85}{0.7854}}$$

$$D_{\text{perno}} = 3.89 \text{ cm}$$

Para hacer estos pernos a una medida-

comercial, los haremos de $1 \frac{17}{32}$ in ó 3.89 cm.



Diseño de la soldadura para los muñones.

$$F = 2 S_s L b \cos 45^\circ$$

donde L = Longitud, b ancho de la soldadura, S_s esfuerzo de la soldadura F-
peso a soportar; Factor de Seguridad = 30.

$$S_s = \frac{S_u (\text{sold})}{\text{Factor}}$$

$$S_s = \frac{9139}{30}$$

$$S_s = 304.34 \text{ kg/cm}^2$$

Usaremos 100.33 kg/cm^2 por ser el más bajo

$$F = 9956.53$$

$$L = 45.70 \text{ cm}$$

$$S_s = 100.33$$

$$b = \frac{F}{2 L S_s \cos 45^\circ}$$

$$b = \frac{9956.53}{2 (45.7) 100.33 (0.7071)}$$

$$b = 1.54 \text{ cm.}$$

Diseño de los tirantes.

Material Fe tipo 1015

$$S_s = 4060 \text{ kg/cm}^2$$

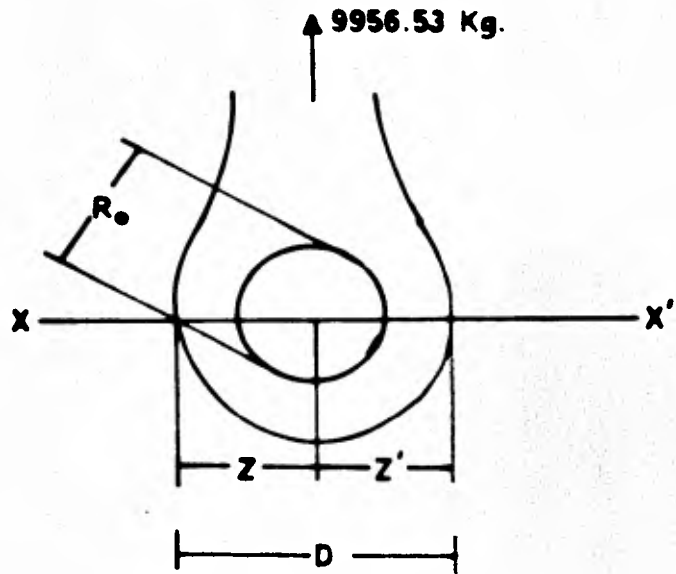
$$S_u = 5390 \text{ kg/cm}^2$$

Factor de Seguridad 30

$$\sigma_t = \frac{5390}{30} = 179.67 \text{ kg/cm}^2$$

$$\sigma_e = \sigma_t = 179.67$$

$$\zeta_s = 135.33$$



Area en la Sección X X'

$$F = \sigma t \times A$$

$$A = \frac{F}{\sigma t} = \frac{9956.53}{179.67}$$

$$A = 55.41 \text{ cm}^2$$

poniendo 2 placas de 2.54 cm de espesor

$$A = (D - d) 5.08$$

$$D - d = \frac{A}{5.08}$$

$$D = \frac{A}{5.08} + d$$

$$D = \frac{55.41}{5.08} + 12.7$$

$$D = 23.60 \text{ cm}$$

Compresión en el Area Proyectada por el perno.

$$F = \sigma_e \times A$$

$$A = 55.41$$

$$\sigma_e = 179.67$$

Tenemos $\phi = 12.7$

Espesor de las láminas 2.54

$$A = 32.26 > 23.60$$

Cortante en la Sección Z Z'

$$F = \zeta c A \quad \zeta s = 135.33$$

$$h = \frac{F}{2(e)\zeta s} = \frac{9956.53}{(2)(2.54)(2)135.33}$$

$$h = 7.24$$

Tenemos:

♦ Muñón 12.7

Espesor de soleras 5.08

♦ máximo 23.6 (aumentando 0.64 cm para desgaste) = 24.24 cm.

Altura H máxima = $\frac{d}{2} h + \text{Desgaste}$

$$H = \frac{12.7}{2} + 7.24 + 0.64$$

$$H = 20.58$$

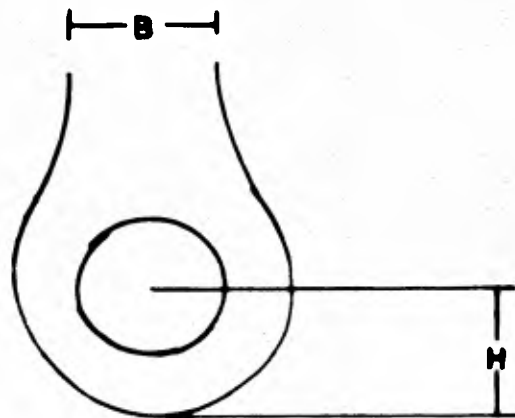
$$B = \frac{F}{2 (\zeta c)} = \frac{9956.53}{(2) 2.54 (179.67)}$$

$$B = 11 \text{ cm}$$

Como el ancho de las soleras es de 5.08 cm (2 in)

$$\frac{11.0}{2} = 5.5 \text{ cm de ancho}$$

Diseño de unión entre tirantes y Viga de Soporte.



1º Area de Pernos

Material 1045 Dureza 26 R_c

$$S_u = 8400 \text{ kg/cm}^2$$

$$S_y = 5950 \text{ kg/cm}^2$$

$$S_s = 0.75 \times S_u$$

$$S_s = 0.75 \times 8400$$

$$S_s = 6300 \text{ kg/cm}^2$$

Poniendo 4 pernos y $\tau_s = \frac{6300}{30}$

$$\tau_s = 210 \text{ kg/cm}^2$$

$$A = \frac{9956.53}{210 \times 4} = 11.85$$

$$D = \sqrt{\frac{11.85}{.7854}}$$

D = 3.9 Tomaremos un perno de 1 9/16" ϕ para ser standar 2^{do} Area Sujeta a tensión en las soleras.

$$\sigma_t = F \times A$$

$$\sigma_t = 179.2 \text{ kg/cm}_2$$

$$F = 9956.53$$

$$A = \frac{9956.53}{179.2}$$

$$A = 55.56 \text{ cm}^2$$

$$A = 5.08 (b - 2d_p)$$

$$55.56 = 5.08 (b - 2d_p)$$

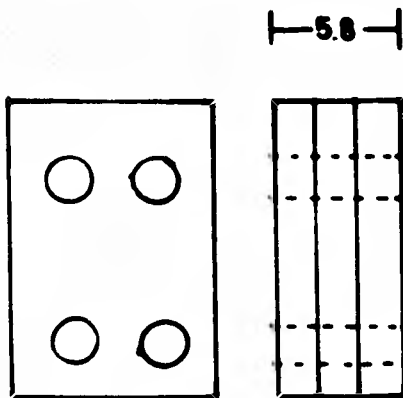
$$\frac{55.56}{5.08} = b - 2d_p$$

$$10.94 = b - 2d_p$$

$$b = 10.94 + 2d_p$$

$$b = 10.94 + 2(3.97)$$

$$b = 18.88 \text{ cm Ancho de las Soleras}$$



Esto es demasiado ancho por lo que diseñaremos de otra manera:

$$\sigma_u = 5390 \text{ kg/cm}^2$$

$$\sigma_t = 179.2 \text{ kg/cm}^2$$

$$\zeta_s = 135.31 \text{ kg/cm}^2$$

Análisis de dimensión b

$$\sigma_f = \frac{F}{A} \quad A = 55.56 \text{ cm}^2$$

de donde:

$$b = 18.88$$

Analizando por deformación:

$$\delta = \frac{FL}{AE} \quad F = 9956.53 \text{ kg}$$

$$L = 152.4 \text{ cm}$$

$$A = 55.56 \text{ cm}^2$$

$$E = 21 \times 10^5$$

$$\delta = \frac{(9956.53)(152.4)}{55.56(21 \times 10^5)}$$

$$\delta = 1300 \times 10^{-5}$$

$$\delta = 0.01300 \text{ cm lo que es despreciable}$$

Analizaremos la dimensión A

$$\zeta_s = \frac{F}{A} \quad \text{donde } A = 2(5.08a)$$

$$A = \frac{F}{\zeta_s} = \frac{9956.53}{135.31} = 73.58 \text{ cm}^2$$

$$73.58 = 2(5.08 \times a)$$

$$a = \frac{73.58}{2(5.08)}$$

$$a = 7.24 \text{ cm de peralte}$$

Viguetas para Yugo.

$$\Delta_{\max} = \frac{Pa}{24EI} (2\ell^2 - 4a^2)$$

$$\ell = 198.12 \text{ cm} \quad \ell^2 = 39251.53 \text{ cm}^2$$

$$a = 78.74 \quad a^2 = 6199.98 \text{ cm}^2$$

$$E = 2.1 \times 10^6 \text{ kg/cm}^2$$

$$Pa = 80666.36 \text{ Kg cm.}$$

$$S_{1\Delta\max} = \frac{\ell}{1000} = \frac{198.12}{1000} = 0.19812 \text{ cm}$$

$$3\ell^2 = 117754.59 \quad 4a^2 = 24799.92$$

$$(3\ell^2 - 4a^2) = 92954.67$$

$$I = \frac{80666.36}{0.19812 \times 24 \times 2.1 \times 10^6} (92954.67)$$

$$I = 8078.55 \text{ cm}^4$$

2 viguetas [- 10" pesada]

$$10 P 4807 \text{ cm}^4$$

$$2 \boxed{10} P = 9654 \text{ cm}^2$$

$$2 \text{ viguetas C 12L} \quad 5332.4 \text{ cm}^2$$

$$2 \boxed{12} L = 10664 \text{ cm}^4$$

Como la vigueta comercial es la 2[- 12 L usaremos ésta.

T A B L A II-1

CONSUMO DE REFRACTARIOS PARA OLLAS EN LAS PLANTAS DE ACERO MEXICANAS

TRABAJANDO CON HORNO OPEN HEARTH

PLANTA DE ACERO	TIPO DE ACERO FUNDIDO	CAPACIDAD DE LA OLLA	GRUESO DE LA ESCORIA	LADRILLOS DE OLLAS	
				No. DE VACIADAS	CONSUMO DE KGS/TONS
		TONS	CM		
1	BAJO CARBON EFERVECENTE BAJO Y MEDIO MUERTO	50	—	25	8 RECUBRIMIENTO MARTILLADO
2	BAJO CARBON EFERVECENTE	120	29.4-39.2	6-10	13-18
3	BAJO CARBON MUERTO 15% ACERO EFERVECENTE	40	4.9-9.8	CON UNA REPARACION 75-25	6.4
4	MUERTO	70-75	—	14-26	5.4-9.8
5	TODAS CLASES MUERTO EFERVECENTE	50	4.9-9.8	PROMEDIO 15-16 MUERTO 18-19 EFERVECENTE 13-14	PROMEDIO 4.0 RECUBRIMIENTO GRUESO 4.72
	1/2 BAJO CARBON 1/2 MUERTO	50	GRANDE	6-9	RECUBRIMIENTO DELGADO 9.3
6	1/2 BAJO CARBON EFERVECENTE 1/2 MUERTO	100	9.8-11.76	12-14	12.6
	BAJO CARBON EFERVECENTE	75	GRANDE	—	14-18
	BAJO CARBON MUERTO	30	PEQUEÑO	—	6.8-8.3
7	TODAS CLASES	50	9.8-24.5	—	6.8

T A B L A II-2

CONSUMO DE REFRACTARIOS PARA FUNDICION EN PLANTAS DE ACERO MEXICANAS
CONVERTILOR BASICO

	CAPACIDAD OLLA EN TONS/METRICAS	CONSUMO PARA RECUBRIMIENTO DE OLLAS KGS/TONS DE ACERO		
		LADRILLO	ARENA MARTILLADA	TOTAL LADRILLO + ARENA
RESULTADO PROME- DIO DE LAS PLANTAS	13.5-27	1.5	4.3	5.8
CONSUMO MILLO	20 17	0.5-3.0	NADA 2.4	2.94 3.2
CONSUMO LADRILLO	13.5 27	NADA 4.5	8.3 7.2	8.3 7.2

T A B L A II-2

CONSUMO DE REFRACTARIOS PARA FUNDICION EN PLANTAS DE ACERO MEXICANAS
CONVERTIDOR BASICO

	CAPACIDAD OLLA EN TONS/METRICAS	CONSUMO PARA RECUBRIMIENTO DE OLLAS KGS/TONS DE ACERO		
		LADRILLO	ARENA MARTILLADA	TOTAL LADRILLO + ARENA
RESULTADO PROME- DIO DE LAS PLANTAS	13.5-27	1.5	4.3	5.8
CONSUMO MAYOR	20	0.5-3.0	NADA	2.94
CONSUMO MENOR	17		2.4	3.2
CONSUMO MAYOR	13.5	NADA	8.3	8.3
CONSUMO MENOR	27	4.5	7.2	7.2

T A B L A II-3

PROPIEDADES DE LOS LADRILLOS DE OLLAS QUE HAN DADO BUEN SERVICIO

		TIPOS DE LADRILLOS					
		REFRACTA BILIDAD BAJA	REFRACTABILIDAD MEDIA			REFRACTA BILIDAD ALTA	
		1	2	3	4	5	6
ANALISIS QUIMICO:	S102	65.61	61.92	71.85	70.43	64.77	55.56
	T102	1.82	1.39	1.09	1.36	1.39	1.61
	A1203	26.17	29.97	23.46	23.02	30.13	40.19
	FE203	2.53	3.68	1.37	1.31	1.78	1.94
	CAO	0.26	0.65	0.13	0.97	0.30	0.21
	MGO	0.05	0.05	0.03	0.16	TRAZAS	0.07
	A20+K20	3.33	2.07	1.72	1.98	1.34	0.85
DENSIDAD REAL		2.64	2.60	2.50	2.50	2.57	2.75
DENSIDAD APARENTE (G/CM ³)		2.30	1.99	1.99	2.01	2.04	2.19
POROSIDAD APARENTE (%)		11.1	23	19	19.5	18.5	19.5
POROSIDAD TOTAL (%)		13	23.5	20	20.5	21.5	20
PERMEABILIDAD (CM ³ /CM/CM ²)		-	-	0.037- 0.039	-	-	0.032-0.034
3 DIRECCIONES		-	-	0.054	-	-	0.040
PROMEDIO		-	0.08	0.043	0.003	-	0.035
COMPRESION EN PLANOS (KG/CM ²) (LS/IN ²)		700 9954	380 5324	475 6755	900 12798	400 5688	450 6399
REFRACTABILIDAD (CONOS SEGER		19(1520°)	26(1580°)	28(1630°)	28(1690°)	31(1690°)	32-33(1720°)
CAMBIO LINEAL PERMANENTE % 2 HR ▲ 1500°C		+ 13	+ 3.5	+ 3.4	+ 5	0	- 0.8
NUMERO DE CICLOS	PRIMOS SIGNOS DE CRACKING RUPTURA	-	-	5	4	-	➤25 ➤25
		-	-	8	14	-	

T A B L A II-4

PROPIEDADES DE LOS LADRILLOS PARA OLLASUSADOS EN MEXICO

CALIDAD	A	B	C	D	E	F	G
POROSIDAD APARENTE %	20-24	15-17	16-21	11-15	13-17	24-27	8
MODULO #in2	1200-1600	1200-1500	1000-1600	1500-2500	900-1400	800-1200	1000
PESO G/CC VOLUMETRICO	2.00	2.05	2.15			2.50	2.30
COMO PIROMETRICO ESCALA ORTON	30-31	16-18	32-33	32-33	32-33	37-38	17
REHEAT 1250°C 1400°C 1600°C	1.5C-0.0C	8-10E	0.5C-0.5E	0.5C-1.5E	0.5C-1.5E	2.5E-4.5E	4.0E
SPALLING 1600°C 1650°C 980°C	-		4-8	-	-	2-4	

CAPITULO III

LINGOTERAS

III-1.- CRISTALIZACION

En la naturaleza se encuentran tres estados, los cuales están perfectamente diferenciados entre sí que son:

Gaseoso, Líquido y Sólido.

En el estado gaseoso los átomos se encuentran en un completo desorden, ocupando un extenso volumen debido al movimiento rápido de las partículas, las cuales van a producir un constante choque unas con otras, habiendo una notable independencia entre ellas. Es importante hacer notar que dado las condiciones en que se encuentra el material provoca un aumento tanto en la energía cinética como en la potencial; la primera permite que se acelere el movimiento de los átomos, y la segunda provoca que la separación de éstas sea considerable. A la vez el estado gaseoso resulta ser maleable, - ya que es sencillo lograr comprimirlo modificando su volumen.

A medida que desciende la temperatura, se forma la interfase vapor-líquido, en donde habrá partículas gaseosas permaneciendo sobre el líquido, hasta que tan solo prevalezca el estado líquido.

En el estado líquido hay una disminución en la fuerza de atracción de los átomos, pero con todo y eso hay una amplia libertad de movimiento de éstos, dando lugar a una serie de agrupaciones indefinidas, pues hay casos que debido a la pérdida de un átomo provoca la destrucción completa del grupo, pero al igual que se destruyen con la misma facilidad suelen volver a formarse una serie de grupos continuamente, dependiendo de la magnitud de la temperatura, ya que cuanto mayor resulte ser esta al igual que la energía cinética será menor la durabilidad de los grupos.

Al paso del estado líquido al estado sólido se le nombre cristalización, la cual se forma debido a una caída de temperatura, realizándose en dos fases que son: la formación de núcleos y el crecimiento de cristales.

La formación de núcleos se realiza gracias a que los átomos pierden libertad de movimiento, provocando una mayor subsistencia del grupo, -- prevaleciendo al mismo tiempo un mayor número de ellos, ordenándose para -- formar la red espacial del metal. En la solidificación del material se provoca una estructura de tipo arborescente apareciendo en forma particular, -- presentando direcciones arbitrarias, ésta recibe el nombre de dendritas. -- La arborescencia que forman las dendritas tienden a expandirse más conforme va disminuyendo el líquido que prevalecía aún, hasta llegar el momento -- de que se encuentren unas con otras arborescencias, por lo que cesa el desarrollo de las mismas, por lo tanto presenta una superficie irregular provocada por los distintos cristales, llamados granos.

III.2.- COLADA CONVENCIONAL

Una vez que se ha obtenido el afinado del acero en un horno sie--

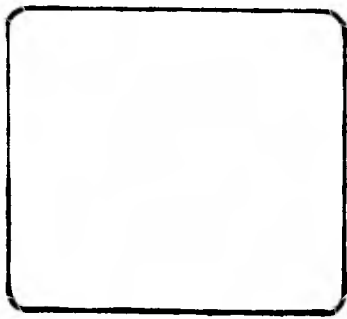
mens-Martin o en un horno eléctrico, es necesario que se cuele, utilizando para ello una cuchara la cual tiene un revestimiento de ladrillos refractarios provista de un orificio en la base o buza, la cual se abre o se cierra mediante un vástago (tapón). Es importante recordar que antes de hacer la colada, se debe calentar la cuchara para evitar que el choque térmico provoque algún daño en el revestimiento. Enseguida se vacía el metal fundido en los moldes llamados lingoteras, figs. 3-1a y 3-1b.

III.3.- TIPOS DE LINGOTERA.

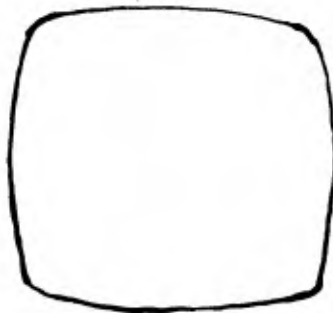
Las lingoteras son generalmente de fundición gris, y en ocasiones son de acero, pueden tener la siguiente composición:

3.5% carbono	1 % Silicio
.8% Manganeso	.15% Fósforo
.07% Azufre	

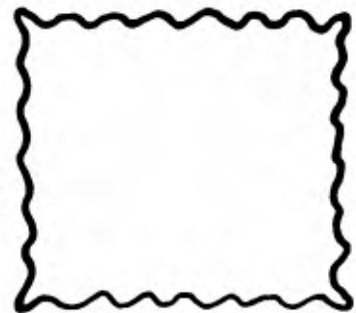
El peso de las lingoteras es de 1 a 1.5 veces mayor que el lingote obtenido en él, el peso del lingote depende de los trenes de laminación y varía de 25 Kg a 250 ton. La pared interna de la lingotera puede ser de sección rectangular, cuadrada, octagonal, cilíndrica, es importante el redondeo de las aristas debido a que disminuye la tendencia que tienen los granos dendríticos a aproximarse formando un plano de fragilidad; aunque por otra parte se pueden tener bordes corrugados, o estriados, esto se hace con el fin de acelerar la solidificación al aumentar el área de la lingotera y por otro lado se logra producir un grano fino en el lingote atenuado - la formación de grietas al no permitir el crecimiento de cristales dendríticos.



Bordes lisos

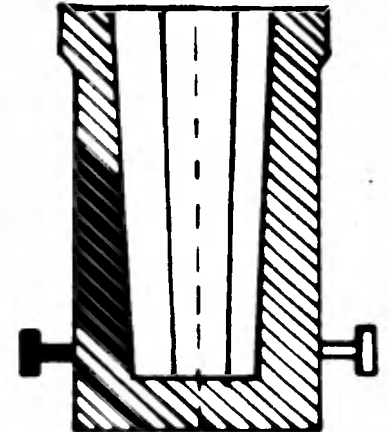
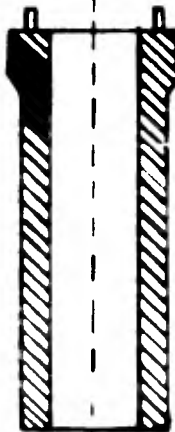
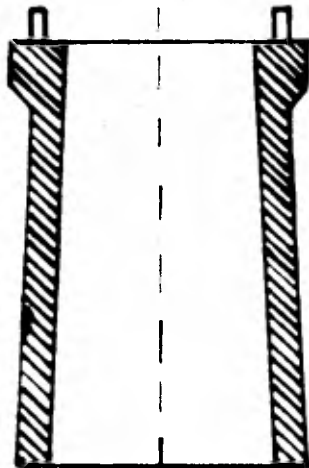
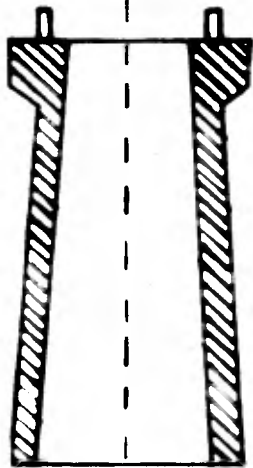
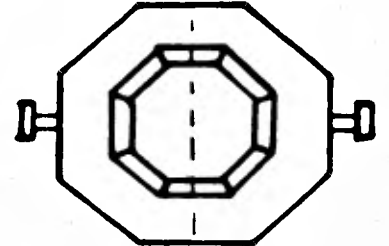
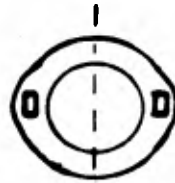
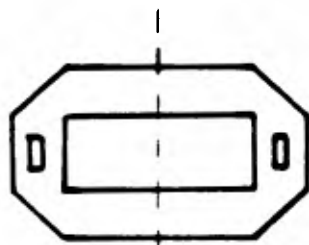
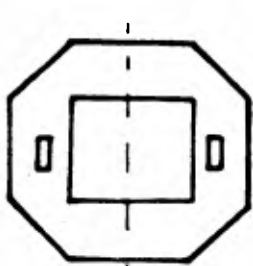


Bordes redondeados



Borde corrugado

Fig. 3-1a



Tipos de lingoteras

Cuadrada

Rectangular

Cilindrica

Octagonal

Fig 3-1 b

III.4.- ESTRUCTURA DEL LINGOTE.

Según sea el control de la evolución de los gases va a existir -- una serie de estructuras dentro del lingote durante la solidificación, esto se debe a la intervención del oxígeno en el proceso.

Si el acero es completamente desoxidado se le llama acero calma-- do; en este caso no existe desprendimiento de gases, éste al solidificarse y enfriarse provoca una contracción dando como resultado una cavidad cen-- tral superior. En estas condiciones la segregación se reduce a su mínimo,-- el lingote presenta un aspecto sólido con buena y aceptable superficie.

En caso de que la desoxidación sea casi total, existe la forma-- ción de una capa de estimable grosor en la parte superior. La presión que existe en este lugar impide que se desprendan gases en la parte inferior, -- pero en la parte superior los gases actúan de tal manera que se forman cavi-- dades; a este tipo de acero se le nombra acero semicalmado, en este caso -- existe una mayor segregación por lo que la superficie es de menor calidad -- que en el punto antes mencionado.

El acero efervescente, es aquel que no se desoxida, por lo que -- existe un mayor desprendimiento de gases, provocando que burbujas (porosida-- des) sean atrapadas cerca de la superficie del lingote formando cavidades,-- esto se debe en parte a la reacción del carbono con el óxido ferroso - - -- $FeO + C = Fe + CO$, la segregación que existe es bastante marcada además no existe la estructura columnar. Este acero es más barato que el calmado, -- pues se economiza el desoxidante, estos tipos de acero tienen aplicaciones-- específicas aunque sus características mecánicas son inferiores a los de --

los aceros semicalmados y calmados. Fig. 3-2.

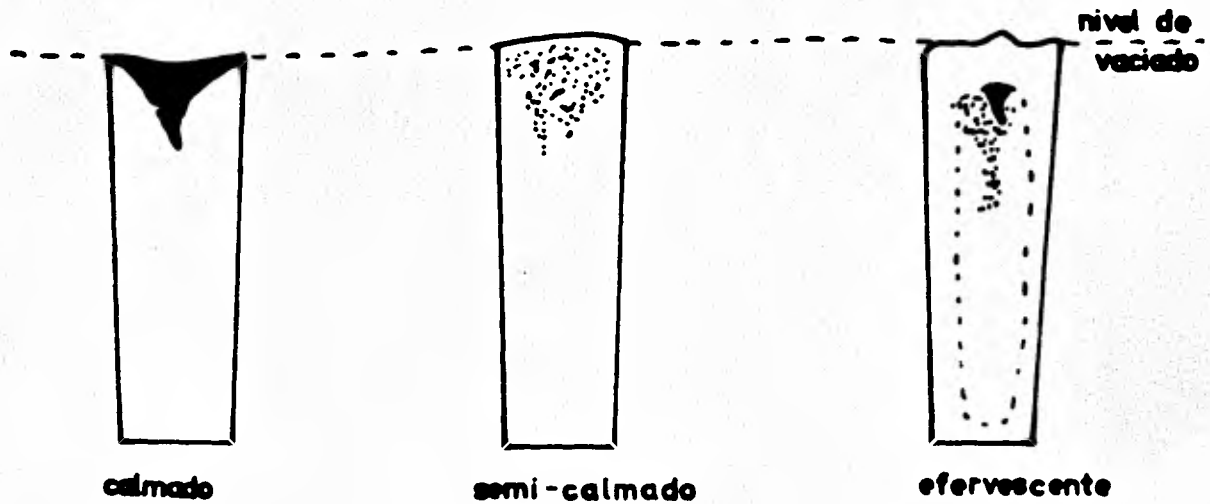


Fig. 3-2

III-5.- ENFRIAMIENTO DEL LINGOTE.

El enfriamiento que se presenta en el tocho o lingote, es de forma irregular, puesto que la zona de más rápido enfriamiento es la debida al contacto del metal con las paredes de la lingotera, formándose una capa de pequeños cristales distribuidos arbitrariamente, la parte central del lingote se solidifica en forma más lenta extendiéndose los cristales en la alineación perpendicular a las paredes de la lingotera. Debido a que en la parte medular del lingote existe una distribución de calor en diferentes direcciones, los cristales presentan una disposición sin orden, debido al crecimiento irregular de los cristales. La velocidad de enfriamiento depende de los tamaños del grano, los lingotes deben de pasar a un horno de fosa para tratar de reducir los diferentes gradientes de temperatura en donde ésta puede variar de 1170°C a 1340°C según el tipo de acero que se trate.

El tiempo de solidificación va a depender de:

- a) La composición química del acero
- b) El grado de sobrecalentamiento del acero líquido
- c) El espesor de la lingotera

III-6.- DEFECTOS QUE PRESENTAN LOS LINGOTES

Rechupe.- Se produce debido a la diferencia de temperatura que existe y a la contracción del metal, pues al solidificarse el tocho, es mayor la cantidad de material líquido que sólido, esto crea una cavidad localizada en la parte superior del lingote, la magnitud que presenta el repuche está en función de la velocidad de enfriamiento del lingote.

Segregación.- Los lingotes presentan heterogeneidades químicas, las cuales se presentan durante la solidificación del material, por lo que van a ser causa que varíen las propiedades mecánicas en los distintos puntos de las piezas obtenidas, la formación de la segregación está en función de la composición química del acero, el modo de producción así como la constitución y longitud del lingote y especialmente de los contenidos de carbono, fósforo y azufre.

Es muy difícil evitar las segregaciones a causa de una lenta solidificación del acero, a consecuencia de éstas las propiedades mecánicas pueden variar entre los distintos puntos de las piezas y las características transversales pueden ser inferiores a las longitudinales.

Existe una serie de fenómenos que aún no han podido ser explicados, como son el origen de las segregaciones en A y en V, como de segregación negativa, por lo que es necesario realizar estudios completos que lo justifiquen.

Microsegregación o Segregación dendrítica.- Se refiere a la diferente composición química que hay entre los núcleos de los cristales, debido a la diferencia de temperatura que se produce al solidificarse el material. La intensidad de la segregación dendrítica tiende a ser mayor en la zona central de dendritas equiaxiales que en la periferia de dendritas columnares.

Macrosegregación.- Se refiere a la distinta composición química que existe en las diferentes partes del lingoté. Los elementos que más fuertemente se segregan son: el carbono, azufre, fósforo, manganeso, mientras que otros elementos como molibdeno, silicio, níquel y cromo se segregan menos, la segregación se debe a la diferencia de temperaturas de solidificación del material, provocando la variación de características mecánicas habiendo una diferencia en la composición química entre los extremos del lingote, lo que provoca el descarte al ser laminados.

En las figuras siguientes, puede observarse el análisis de carbono, manganeso, azufre y fósforo en diversos puntos del cuerpo de los lingotes, de 1.5 y 80 ton. de acero al carbono. En el lingote de 1.5 ton (fig. 3-3). Análisis de colada: C: 0.22 Mn: 0.61 S: 0.022 P: 0.024. El carbono varía desde 0.20% a 0.24%.

En el lingote de 80 ton (fig. 3-4). Análisis de colada C:0.40 Mn: 0.68 S: 0.005 P: 0.011. El contenido de carbono es mucho más alto y varía desde 0.32% a 0.60%.

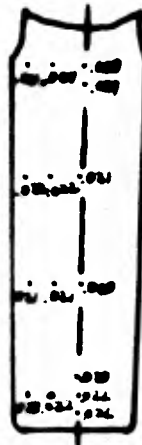
A medida que evoluciona la solidificación del material, en el fluido sobrante se incrementan más las impurezas y los nuevos cristales es-



carbano



manganese

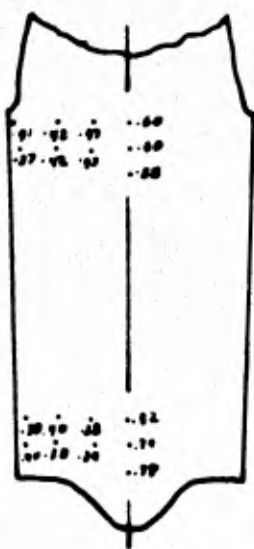


azufre

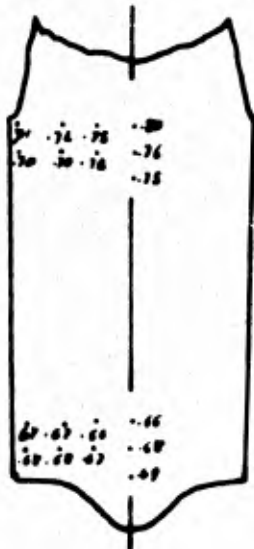


fosforo

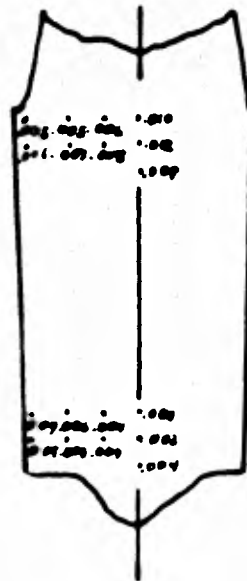
fig (3.3)



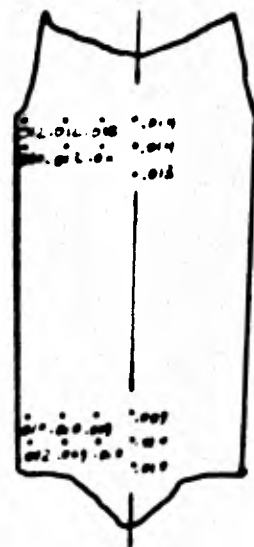
carbano



manganese



azufre



fosforo

fig (3.4)

tán constituidos por metal menos puro. Esta manifestación prosigue hasta - que se solidifica la mazarota, es en esta zona en donde hay mayor cantidad de impurezas.

Los desplazamientos de partículas en un líquido resultan ser proporcionales al tiempo de solidificación, por lo tanto; si el acero solidifica rápidamente en contacto con la lingotera, tendrá una textura muy cercana a la de la colada, ahora bien, la mazarota por lo contrario se ha mantenido en estado líquido por lo que tendrá una serie de partículas de aleación e impurezas, a lo que se le llama segregación positiva que se encuentra en el sector de la mazarota. La segregación Negativa es la que se refiere a qué elementos de alto punto de fusión están en el centro y los demás bajo punto de fusión están en las zonas superficiales.

Es bastante importante el problema de la macrosegregación, ya que debido a las diferencias químicas que existen en los lingotes hay distinta estructura tanto en la cabeza como en el pie de éstos.

Segregación Negativa y cono de inclusiones No metálicas.

La segregación negativa aparece en la base del lingote provocando una serie de inconvenientes debido a que origina distintas características en una sola pieza.

El cono de inclusiones se forma en la zona de segregación negativa, y se refiere a un agrupamiento de inclusiones (óxidos metálicos de gran tamaño), además un incremento notable dentro del lingote.

Existe una interrelación entre segregación negativa y la concentración de inclusiones en la base del tocho o lingote por lo que hay una se

rie de suposiciones al respecto. Una de ellas dice: que el fenómeno se produce debido a que los cristales libres existentes en la relación a su mayor densidad con el medio que los rodea, tienden a caer hacia la base de los lingotes, este movimiento de partículas está ligado con las corrientes de convección, éstas se dirigen a la base del lingote gracias a las paredes que en ese instante se están solidificando y circula hacia arriba por el centro. No obstante esta corriente no invade el acero que está colocado en el fondo de los lingotes, a este fondo se le llama zona muerta, por lo que en este lugar quedan retenidas las inclusiones aunque se piensa que las corrientes no están del todo inmóviles, sino que tienen cierto movimiento, producido por corrientes secundarias, inducidas por las corrientes de convección principales, lo cual es causa de que las inclusiones tengan la forma de cono o pirámide hueca. Sin embargo no se ha obtenido una completa explicación del fenómeno del cono de inclusiones pues este fenómeno sigue aún en estudio.

SEGREGACION EN A. La segregación en A se presenta como una serie de manchas oscuras debido a la reacción con el azufre, marcándose claramente después de un ataque con reactivo cúprico.

La mayoría de los lingotes resultan ser afectados por las segregaciones en A, pero son realmente visibles en los lingotes de diámetro superior a 400 mm., en los lingotes de menor tamaño las segregaciones son de menos importancia y son difícilmente visibles en las impresiones de azufre. En cambio, en los lingotes de gran tamaño, como son los de forja pesada, se marcan muy claramente, tanto en las secciones longitudinales como en las transversales, alcanzando algunos decímetros de longitud y varios milíme-

tros de espesor, dependiendo del tamaño del lingote, resultando ser más lar gas y de mayor diámetro en la parte superior cerca de la mazarota.

En una sección normal, las segregaciones en A se manifiestan en forma casi redonda con una presentación de puntos muy oscuros en las impresiones por macrataque que deja el azufre. En la superficie del borde del lingote las segregaciones se ven en una forma nítida, mientras que en el centro se exhibe una forma difusa. Por el contrario la segregación de la mazarota de los grandes lingotes que toman la forma de V, el borde nítido aparece del lado del eje del lingote. La forma que se presentan las segregaciones en piezas ya terminadas es debido a la diferencia de brillo existente con el material que las rodea, además tienen la característica de oxidarse más rápidamente al dejar las piezas expuestas al aire.

Las segregaciones en A de las forjas están acompañadas frecuentemente de numerosas grietas, por lo que reciben el nombre de segregaciones fisurantes. Son zonas particularmente frágiles, debido al alto contenido de Hidrógeno, por lo que durante el proceso de forja y posteriormente a éste, se tienen grandes riesgos de agrietamiento.

Aún no están bien determinadas las causas que originan la segregación en A, una de las tentativas a explicarla es la siguiente: El origen de la segregación en A es debida al desprendimiento de burbujas de gas a través de las ramificaciones dendríticas llevando cada una de ellas líquido segregado. Según esta hipótesis el líquido contiguo al frente de solidificación se enriquece progresivamente en elementos segregables, entre los que se incluyen gases como el hidrógeno y nitrógeno. En algunas zonas de la --

parte inferior se enfría más rápidamente el lingote, obteniendo el límite de solubilidad de los gases que se desprenden en forma de burbujas, las cuales se elevan a través del líquido formando cristales, abriéndose camino a través de éstas y dejando huecos, los cuales se van a llenar con líquido residual más segregado; la tendencia de estas burbujas es encontrar un camino hacia la zona donde la temperatura es más elevada, alejándose del frente de solidificación y a la vez acercándose al eje del lingote.

SEGREGACION EN V. Este tipo de segregación aparece en la parte superior del lingote y generalmente va seguido de porosidades.

Algunos investigadores llegaron a la conclusión de que es necesario distinguir entre segregación en V y rechupes en V, éstos pueden soldarse por medio de la forja o laminado según sea el caso. En la segregación V se puede observar bien por medio de una impresión de azufre, pero los micro rechupes pueden no aparecer por lo que es necesario recurrir a un ataque cúprico pues se pueden contemplar las segregaciones y los microrechupes. Existen varias teorías para explicar la formación de la segregación en V, una de ellas es la siguiente:

Cuando el lingote es de pequeña área seccional, predomina la solidificación transversal, los rechupes y segregaciones en V se forman debido a que el líquido segregado queda atrapado adquiriendo originalmente forma semiesférica, pero que durante el enfriamiento va a distorsionarse, tomando una forma parecida de V en la sección longitudinal del lingote. Si examinamos los lingotes, ya sea por medio de trazadores radioactivos, se observa que el frente de la solidificación vertical tiene forma de V cerrada en-

lingotes pequeños y en cambio cuando éstos son más grandes la V aparece más extendida.

En la zona axial de un lingote hay estructuras alternadas de distinta cristalización y heterogeneidades dispuestas en forma de V por lo que se puede deducir que en este caso interviene el factor de solidificación -- que ocurre en la base del lingote.

Los cristales al situarse en la parte inferior del lingote tienden a adquirir una forma de embudo, pero la acumulación que da lugar no es estable, por lo que puede provocar hundimientos hacia el fondo del embudo, es por ello que origina la existencia de distintos tipos de segregaciones y heterogeneidades. El líquido enriquecido en impurezas puede llenar las desgarraduras provocadas por los deslizamientos de los cristales.

G R I E T A S

Las grietas se producen al concluir la solidificación manifestándose tensiones internas debido a una serie de gradientes de temperatura esparcidos alrededor del lingote.

R E B A B A S

Estas son producidas por varios motivos como lo es ajustar la lingotera respecto a la base, aunque debido a la mazarota también pueden producirse por la separación que hay entre el molde y la mazarota.

INCLUSIONES NO METALICAS

Es la materia no metálica proveniente de las reacciones de oxidación y de los materiales desoxidantes o refractarios, los cuales pueden quedar atrapados dentro de la estructura del acero.

ESTRUCTURA COLUMNAR

Es la formación de cristales en el momento de enfriarse el lingote; de orientación perpendicular al molde, éstos no tienen una disposición dada, pero a medida que se avanza hacia el centro los cristales se hacen -- más largos. Su estructura es exagerada, el lingote tendrá tendencia a quebrarse en el momento de ser laminado.

III-7.- VACIADO POR ABAJO, EN ESTRELLA O SIFON

En muchos casos los lingotes de acero se vierten por la parte superior, la desventaja que presenta este método, es que en el momento del vaciado se llegan a salpicar los moldes solidificándose, y más tarde llegan a formar parte de él, además este método se inclina a que haya mayor atrapamiento de escoria. La práctica del vaciado en estrella o sifón es el siguiente:

De la olla se vacía a un alimentador central, el cual consta de ductos inferiores formando vasos comunicantes con los moldes, lo cual permite que el acero líquido entre a los moldes por debajo causando el lento ascenso hacia éstos sin que provoque salpicaduras sobre los moldes, por lo -- que este método se utiliza para aceros de alta calidad. Podemos mencionar una serie de inconvenientes al respecto:

La temperatura de vaciado es muy alta, pudiendo llegar de 3010°F a 3030°F, lo cual tiene como consecuencia excesivo desgaste en el crisol, - bóveda, refractarios de ollas en vaciado y moldes. Otro inconveniente que se puede mencionar, es que existe mayor número de inclusiones no metálicas- provenientes del refractario de la fuente y ductos inferiores.

AVERIAS QUE SUELEN PRESENTARSE RESPECTO AL VACIO DE LA CUCHARA

1.- En caso de que la olla no se abra por haberse pegado el acero alrededor de la cabeza del tapón (figura 3-5), es necesario forzarlo jalando el tapón con un cable. Si por algún motivo falla, ya sea porque se quemó el tapón dejando la cabeza en la taza, por lo que es forzoso insertar un madero por debajo de la taza, para obligarlo a subir, para lo cual se baja la olla dejando el chorro abierto. También se puede recurrir a fundir el - acero con lanza de oxígeno.

2.- La solidificación del acero en los bordes de la taza hace que el chorro sea ancho en forma de abanico, o que el cierre no sea perfecto. - El acero solidificado se quita golpeando con una barra o de otra forma fue- de ser fundiendo con oxígeno.

3.- La erosión de la taza abre el chorro muy grueso, pero se pue- de intentar regular por medio del tapón.

4.- La intensidad del chorro se controla por medio del tapón. Al caer el acero en la fuente provoca una evolución de gases impidiendo que -- fluya libremente el acero.

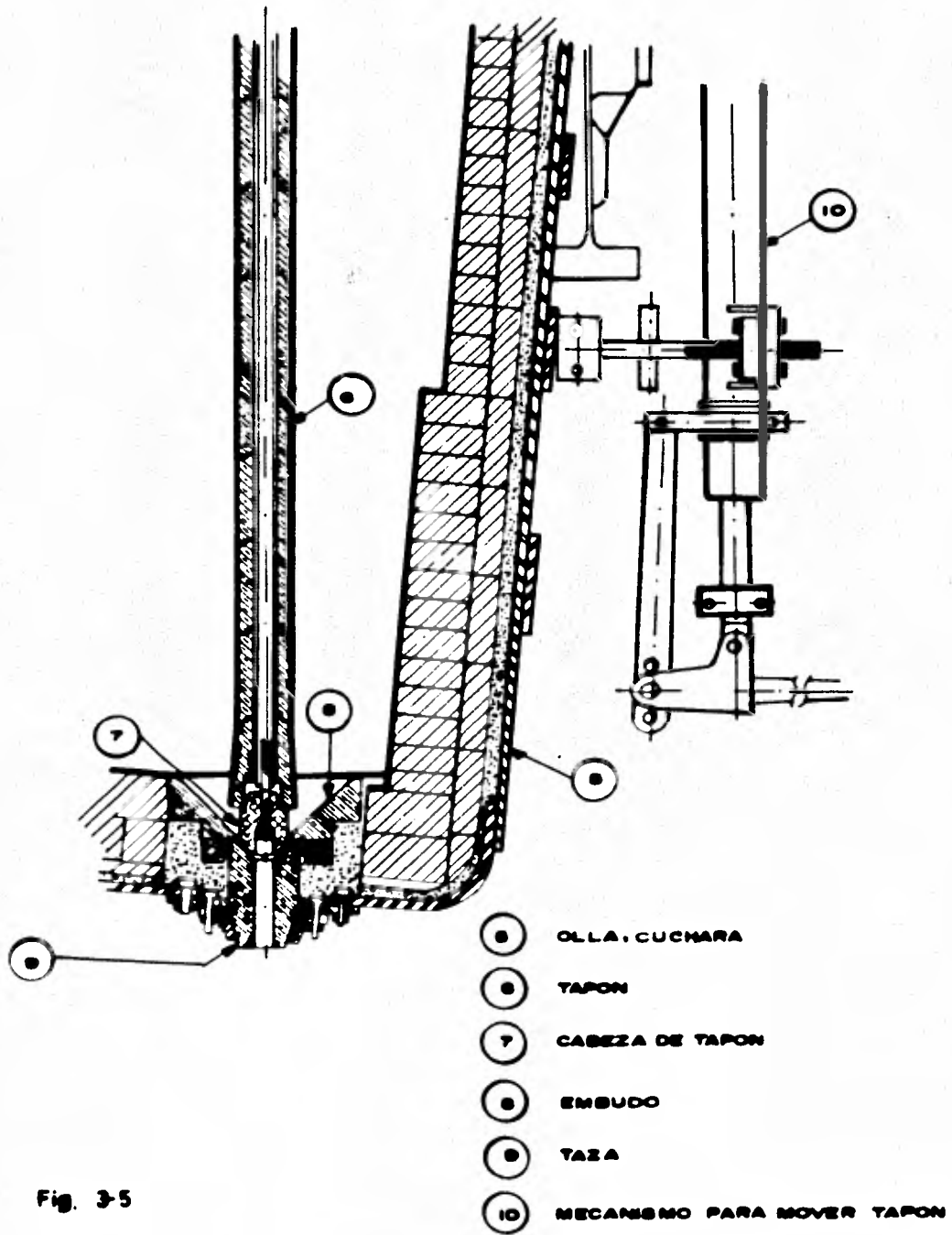


Fig. 3-5

Vaciado al Molde

1.- En caso de que se fugue el acero, debido a que no existe un buen cierre con la placa base, por lo que es necesario palear tierra, ladrillos, arena e incluso se enfría con agua para detener la fuga solidificando el acero.

2.- Si la colada no está a una temperatura adecuada permaneciendo "fría" provoca que el acero no corre por los ductos con cierta fluidez, quedando unos lingotes a menor altura que otros y dejando una costra en la olla que puede incrustarse entre los ladrillos.

Los lingotes que no llegan a adquirir el tamaño mínimo para poderse laminar, son vueltos a cargar al horno. La costra de la olla es cortada en secciones para desprenderla.

3.- Si se descoquilla antes de tiempo, la solidificación aún no ha terminado.

4.- Si se descoquilla después del tiempo apropiado, se pegan los lingotes a los moldes, dificultando la operación, obligando incluso a romper el molde.

5.- En caso de que los moldes hayan estado todavía calientes por vaciados anteriores provoca que la piel del lingote salga muy delgada, apareciendo las cavidades muy cerca de la superficie. En tal caso se provocarán oxidaciones internas en las cavidades al recalentar, obteniéndose un mal producto laminado.

6.- Si los moldes no son correctamente limpiados, el acero actúa-

fuertemente pegándose al molde dando como lugar una mala superficie.

Averías debido a la acción desoxidante

1.- En el acero efervescente, si se le agrega menos aluminio debido, la evolución de gases es mayor en la solidificación y muy pocas burbujas son atrapadas para formar cavidades, entonces al lingote se le forma una cavidad más o menos grande en la parte central superior al contraerse debido al enfriamiento producido.

2.- Al acero efervescente si se le agrega demasiado aluminio, la evolución de los gases va a ser menor en la solidificación, pero existe mayor atrapamiento de burbujas formando cavidades; esto compensa la contracción por enfriamiento y eleva el nivel del lingote sobre el nivel a que se vació primeramente.

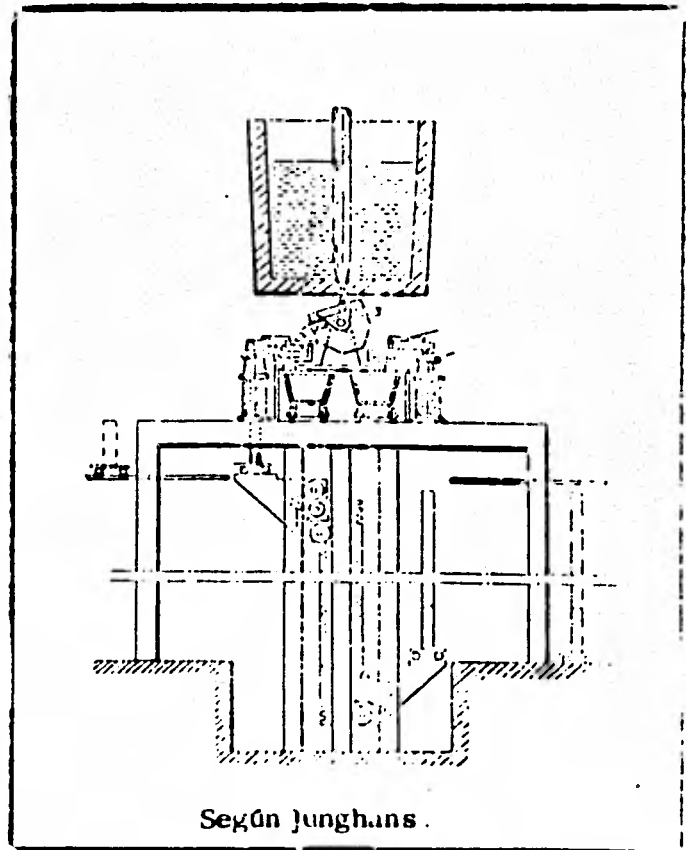
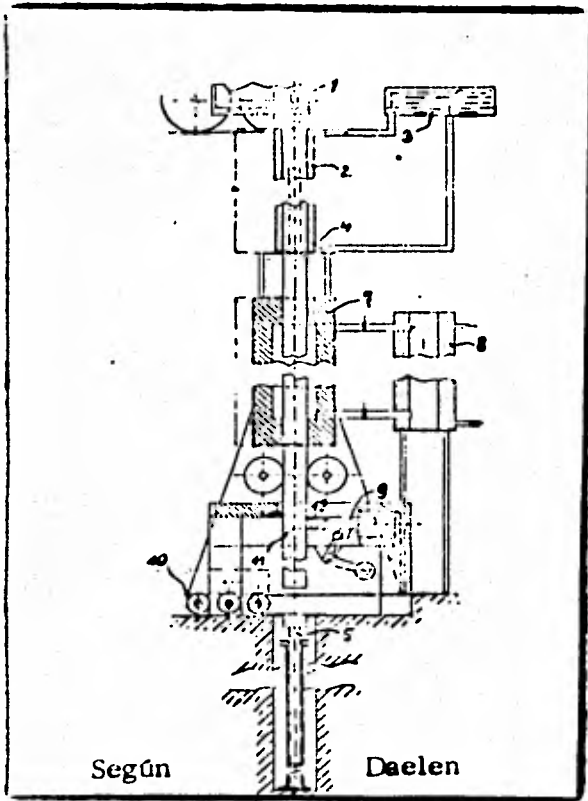
La interrupción del chorro provoca que aparezcan marcas en la lámina, disminuyendo la calidad del producto.

Si el acero es tapado mecánicamente (caped) una acción irregular puede provocar que se atrapen las tapas. Las tapas deben de tener un grueso idóneo a la superficie que se presenta sin solidificar al momento de sentar la tapa. Ahora bien por otro lado; en caso de que se tape demasiado -- pronto, la tapa es atrapada por el acero, pero si se tapa muy tarde, provoca que haya un aumento en la porosidad elevándose el nivel irregularmente.

CAPITULO IV

COLADA CONTINUA

La colada continua es un proceso en el cual el acero es vaciado de la cuchara a un recipiente llamado distribuidor. De aquí, dependiendo del número de líneas de producción que vaya a tener la máquina el acero se disemina hacia las salidas del distribuidor, las cuales desembocan a los moldes respectivos. Todos los procedimientos de la colada continua tienen en común, que el material de la sección y largo determinado, es obtenido en una longitud mayor que el molde, en forma continua o semi-continua. Contrario a las lingoteras el molde de la colada continua no posee un extremo cerrado; sino que se trata de un molde tubular del cual sale en forma continua de un extremo el material cuando menos solidificado en cierto espesor de pared y de acuerdo a la sección del molde. Es decir el material suministrado en forma controlada por la parte superior del molde es enfriado por un circuito de agua por debajo de la línea del solidus para obtener una resistencia mínima requerida para el manejo mecánico posterior del material. La sección transversal del molde confiere al acero la forma deseada (palanquilla, planchón, etc.). Finaliza la solidificación en el espacio siguiente que consiste en el sistema de refrigeración secundario, el cual funciona a base de espreas rociadoras.



Diferentes diseños históricos
de Máquinas de Colado Contínuo

La continuidad se mantiene en el proceso alimentando el acero al-distribuidor en forma constante, procedimientos que permiten llegar del acero líquido, sin interrupción, al alambrón, están todavía en fase experimen-tal, por lo tanto nos limitaremos a comentar la situación actual de la colada continua.

En la fig. 4.1 apreciamos los diferentes pasos requeridos con el proceso de lingoteras para llegar a billet, comparado con el proceso de la-Colada Continua.

Los inconvenientes en el proceso de lingoteras son evidentes:

Pérdidas innecesarias de calor, transporte costoso por grúas, eficiencia y aprovechamientos bajos, dependiendo desde luego del tamaño de los lingotes, mayores espacios para las instalaciones, mayor inventario en pro-ducto intermedio y mayor inversión. Dependiendo de varios factores de aprovechamiento de acero líquido a billet es de 80%.

La colada continua se opone al proceso mencionado, obviamente tiene que realizar varias operaciones para llegar en forma económica al mismo-producto final (billet o planchones). Sin embargo no es la économía la única razón para considerar la instalación y operación de la máquina de colada continua, si no que a ella se suman: Mayor calidad, mayor uniformidad, au-sensencia de rechupes, material de grano más fino, mejor superficie y aprove-chamiento. El aprovechamiento de acero líquido a producto final puede va-riar entre un 92 y 99%.

Hasta 1930 no comenzaron a funcionar satisfactoriamente las instalaciones de colada continua, pues en esa época dicho proceso solo trabajó -

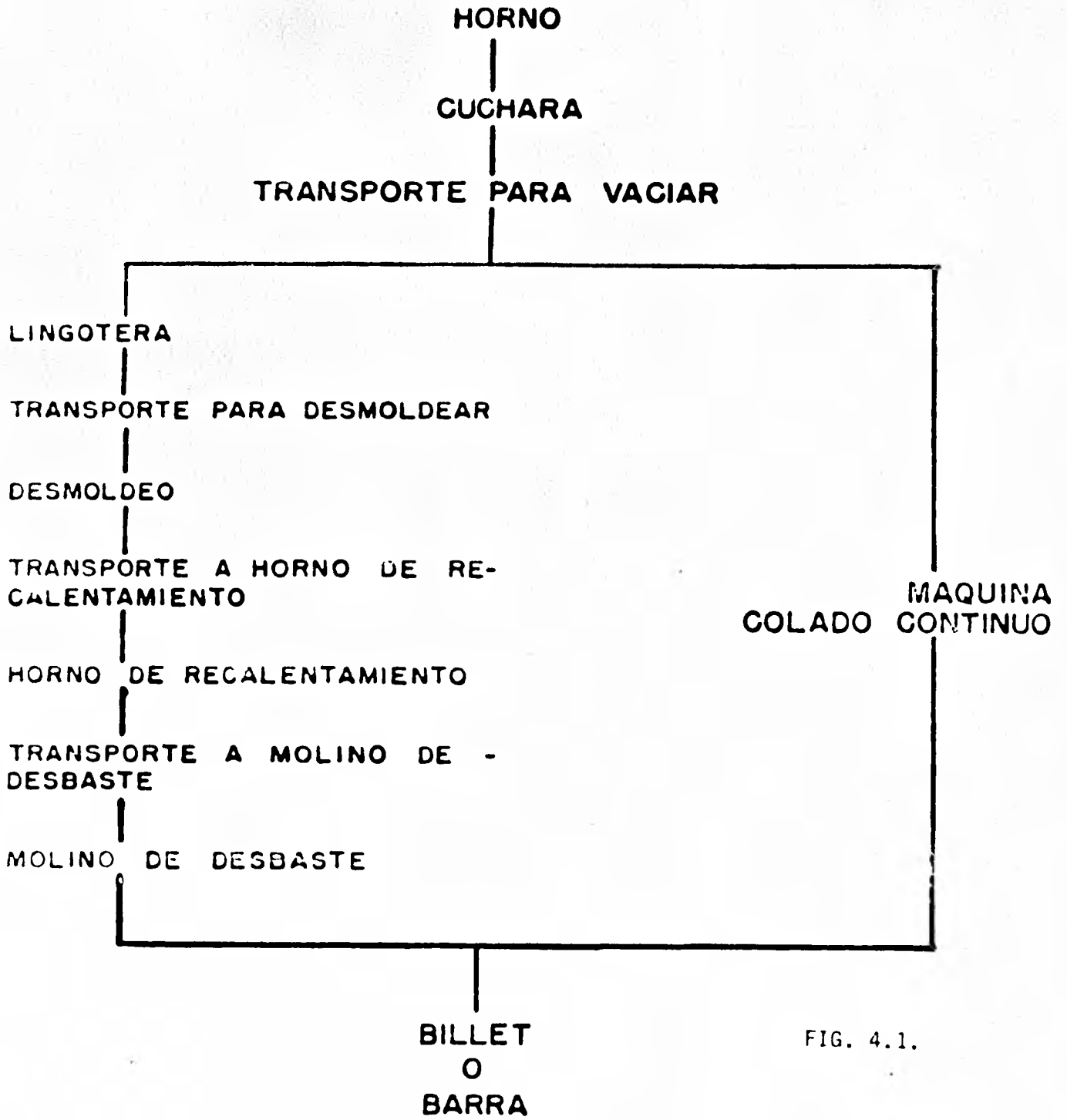


FIG. 4.1.

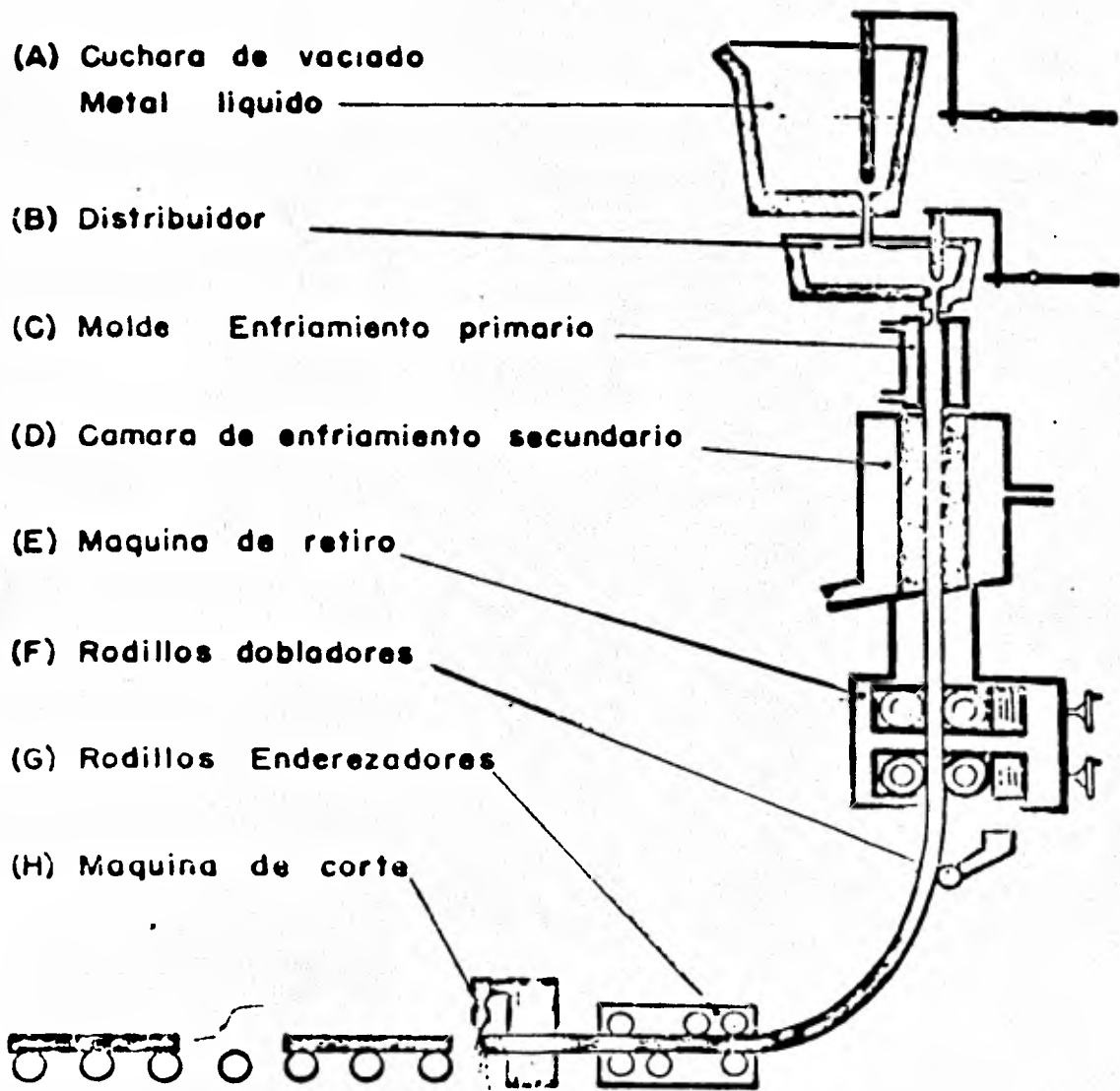


DIAGRAMA GENERAL COLADO CONTINUO

satisfactoriamente en metales de bajo punto de fusión en los cuales se obtuvieron tan buenos resultados que por ejemplo: las aleaciones de cobre se --
cuelan bajo este método.

Posteriormente su desarrollo ha sido rápido: Se pueden producir -
en la actualidad desde palanquilla de 5 x 5 cm hasta planchones de 150 x 20
cm, al tiempo que una sola máquina puede llegar a producir 500.000 tons/año.
La principal dificultad que aparece cuando se aplica el proceso de colada -
continua, radica en que dado que los convertidores modernos son capaces de
producir hasta 400 tons. en una carga, las plantas de colada continua no --
pueden satisfacer esta demanda en un tiempo no mayor de 60 mins, tiempo lí-
mite para que el acero fluya todavía con la suficiente rapidez. Mencione-
mos que en este momento existe un límite de velocidad en las plantas de es-
te diseño.

Los elevados puntos de fusión y las malas propiedades térmicas de
las aleaciones ferrosas han retrasado la utilización de este método para el
acero, y podemos afirmar que sólo hace 15 años comenzaron a funcionar las -
plantas que implantaron dicho sistema.

Respecto al tamaño de las máquinas de proceso continuo, se reco-
mienda que no se diseñe para un número mayor de 8 líneas de producción; es-
to en caso de producir palanquilla, pues una máquina sería compleja y costo-
sa.

En la actualidad, debido a la introducción de procesos especiales,
como el LDC o BOF, para la fabricación de acero, se ha hecho posible obte-
ner producciones de acero sincronizando la producción de estos hornos con -

tinua, pues es posible colar frecuentemente pequeñas cantidades producidas por los hornos de aceración. Esto en la actualidad se pondrá en práctica - en la "Siderúrgica Lázaro Cárdenas, Las Truchas", pues con este sistema plnea producir en su primera etapa 1 000,000.00 ton/año.

Este arreglo ha revolucionado la producción siderúrgica, pues pueden lograrse grandes producciones con plantas de costo muy inferior al que antes se necesitaba.

El atractivo de colar acero fundido continuamente para obtener -- productos semiterminados, llevó a una serie de máquinas de distinto diseño, debido a la gran cantidad de investigadores interesados en este problema. - El gran interés fue ocasionado por la posibilidad de reducir considerable-- mente los costos de operación en la colada, sobre todo en el aspecto de costos de operación; el nuevo sistema eliminaría los pasos de colada en lingoteras, el cual ya sabemos que se efectúa transportando con grúa la cuchara a cada lingotera individualmente, así como la laminación primaria.

No todo era fácil en la aplicación del sistema continuo, pues el alto punto de fusión, el alto calor específico y la baja conductividad del acero abortó la mayoría de los intentos en los cuales se trabajaba con aleaciones ferrosas.

Fue en el tratamiento de metales no ferrosos donde este sistema - tuvo éxito, esto hizo que los investigadores siguieran sus estudios para lograr la solución de este problema y aplicar la colada continua a la generalidad de las aleaciones ferrosas, lo cual finalmente se logró.

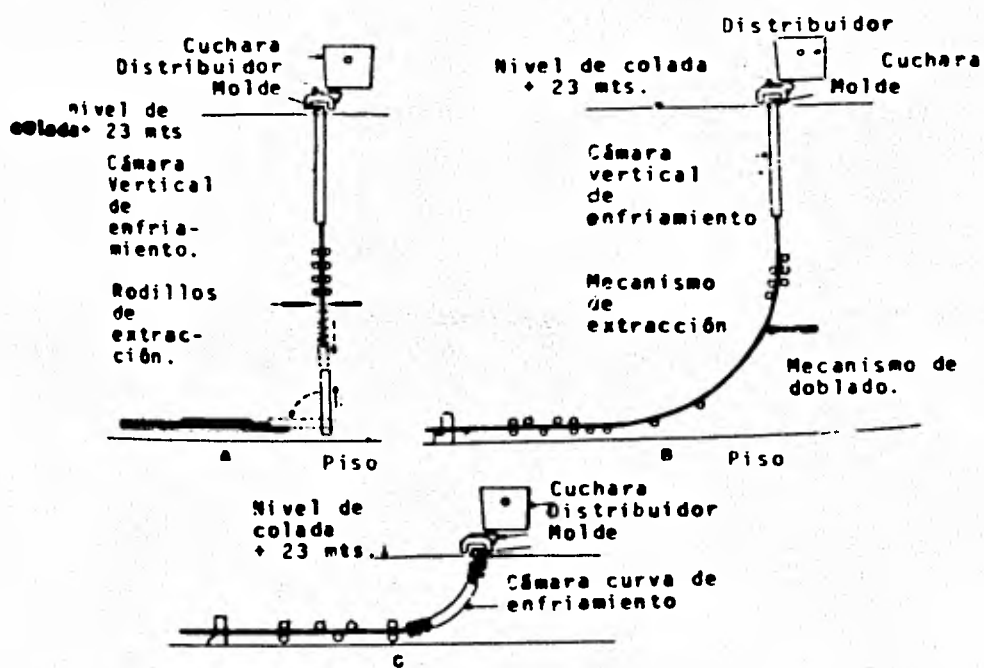
A pesar que este proceso parece a simple vista fácil, trae inee--

rentes a su aplicación problemas de no sencilla solución.

La figura 4.2 nos muestra tres de los métodos que han sido aplicados con éxito, la diferencia principal entre estas máquinas es su diseño en la parte posterior al molde. Podemos ver que en la máquina A la barra de acero siempre se encuentra vertical hasta el momento del corte, es por eso que a esta máquina se le llama "vertical". En cambio la máquina B, tiene un dispositivo el cual por medio de rodillos coloca la barra de acero en posición horizontal en la cual posteriormente se realiza el corte. Esta máquina recibe el nombre de "vertical con doblamiento". Por último tenemos la máquina C en la cual varía el diseño completamente, pues inclusive el molde es curvo, lo cual facilita la acción de los rodillos que doblan la barra, a este tipo de máquina se le conoce con el nombre de "Molde curvo y cámara de enfriamiento curva".

La estructura interior de un producto colado continuamente, está estrechamente relacionada con la de un lingote colado por el método tradicional.

Su corteza exterior será de grano fino debido al rápido enfriamiento que tiene el acero al entrar en contacto el agua con las paredes del molde, su interior estará formado por cristales alargados, posiblemente con cristalización equiaxial en el centro, recibe este nombre debido a la orientación transversal (perpendiculares a las caras de la barra) de los cristales alargados. La estructura cristalina de las zonas columnares y centrales más fina que en el caso del lingote, mientras que la segregación es menos intensa a causa sobre todo del veloz ritmo de refrigeración.



Tres métodos de colado continuo

Fig. 4.2.

En este proceso es posible encontrar también defectos derivados de las salpicaduras que se adhieren a las caras del molde y que posteriormente se funden parcialmente quedando incrustadas en la superficie del producto, con esto podemos asegurar que encontramos costras en este producto de la colada continua. En este proceso la principal preocupación es la formación de grietas superficiales, ya sean longitudinales o transversales, dicha preocupación se deriva de que este defecto puede ser la causa de roturas de la línea.

Las principales causas de la aparición de estas grietas son:

Grietas Longitudinales:

a) El radio de la curvatura de las aristas del molde debe estar en correcta relación con el área de la sección transversal. Si el radio es demasiado grande, la grieta se formará sobre el polo de la curvatura, mientras que en el caso de que sea demasiado pequeña, la grieta se encontrará a una pequeña distancia del polo.

b) La refrigeración no uniforme en el interior del molde debido a las variaciones en el flujo de agua por los canales de refrigeración interior del molde. Estas variaciones, pudieran deberse a una tubería en mal estado, o al mal funcionamiento del sistema de bombeo que es el medio por el cual el agua circula. Vemos entonces como es de importancia la acción del Ingeniero Mecánico Electricista, tanto en el cálculo al diseñar, como en el mantenimiento de todo el sistema de tuberías, además de cuidar el diseño y selección del equipo de bombeo, el cual deberá ser revisado con cierta regularidad para evitar los defectos de los que se ha hablado.

c) Temperatura de colada demasiado alta o vaciado del metal fundido demasiado rápido para una temperatura determinada.

En Grietas Transversales.

a) En el caso de que el metal se adhiera al molde, ya sea porque éste se encuentre deformado o porque la lubricación es inadecuada.

b) Si el curvado durante la extracción se efectúa demasiado rápido (bruscamente).

En las grietas internas tenemos como causas las siguientes:

a) Refrigeración demasiado rápida por los rociadores de agua.

b) Alto contenido de azufre en el acero; entre mayor sea la temperatura de colada, sus efectos son peores. Esto recibe el nombre de fragilidad en caliente.

c) Paso del acero a través de los rodillos de extracción con acero líquido en la línea.

Un defecto difícil de analizar y además de difícil eliminación, es la formación de porosidades en la superficie de la línea de acero, estas porosidades en caso de ser de importancia, pueden degenerar en fisuras, -- grietas cerradas mas no soldadas. Estas se pueden ocasionar por una lubricación excesiva o a la presencia de agua en el aceite, a una deficiente --- desoxidación en el acero y posiblemente a un alto contenido de hidrógeno en el acero. La aparición de poros de gas se pueden eliminar parcialmente con la adición de aluminio u otro calmante.

Las inclusiones tanto dentro del acero como en la superficie de -

éste pueden atribuirse a las malas condiciones del horno, a escorias de -- desoxidación, a un acero sucio o al empleo de refractarios no adecuados. Es te tipo de inclusiones son causadas por materiales extraños al acero por -- eso reciben el nombre de exógenas. El caso contrario, las inclusiones endógenas, las cuales tienen como origen compuestos que se encuentran dentro de la composición del mismo acero, así tenemos por ejemplo: Las producidas por el oxígeno y el azufre, además de las producidas por la escoria formada en las reacciones de formación de acero.

La porosidad central es un defecto originado por una deficiente - refrigeración secundaria la cual ocasiona interferencias en la estructura - interna del producto, las cuales degeneran en la porosidad central. Esta es una imperfección la cual tiene lugar cuando ya trabajando satisfactoriamente la planta, se desea aumentar la producción sin prestar suficiente aten-- ción al flujo de agua de enfriamiento. Este podrá ser incrementado si se - aumenta la capacidad del sistema de bombeo para dar el enfriamiento necesario que requiera una velocidad mayor. Esta actividad será supervisada por el Ingeniero Mecánico. La porosidad central aparece frecuentemente en el - proceso de colada continua sin embargo, rara vez tiene consecuencias graves pues en la mayoría de los casos suele desaparecer en el laminado.

En cuanto a los defectos en la forma del producto, la mayoría se- originan por:

a) Un enfriamiento no homogéneo a lo largo de toda la superficie- del producto, así en el caso de que una parte de la superficie del producto reciba un enfriamiento excesivo tendrá como resultado la concavidad de esa- zona.

b) En cuanto al bombado que frecuentemente se presenta, tiene como causa principal la presión Ferrostática ocasionada por el núcleo de acero líquido, el cual empuja las paredes ya solidificadas hacia afuera.

c) Un molde deformado.

d) Excesiva presión de los rodillos de extracción o el paso de -- acero en estado de fusión en el núcleo de la línea a través de los rodillos.

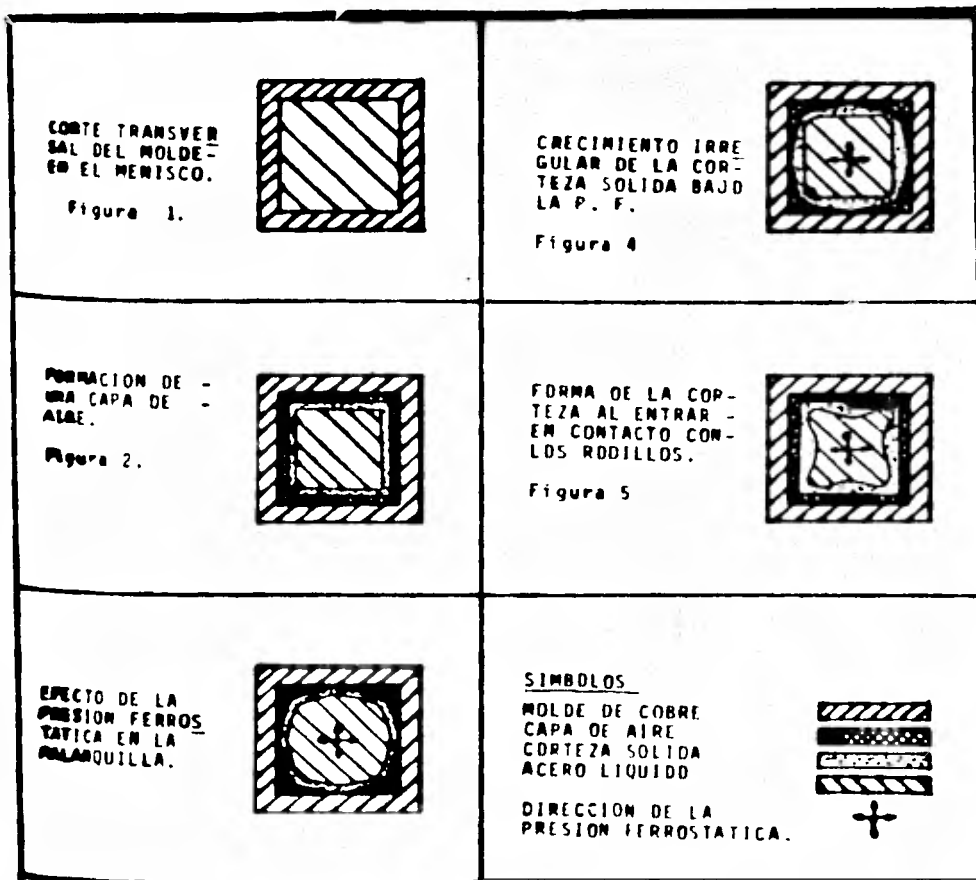
Las rupturas en la continuidad de la línea, suelen producirse en la base del molde o inmediatamente después, ahí donde la corteza recién formada es más débil. Tales rupturas obligan a suspender el vaciado e inclusive en caso de ser considerables, pueden deteriorar los rodillos del faldón y los rociadores.

Si por el contrario, dichas rupturas no revisten gravedad, es posible algunas veces retirar la barra caliente, volver a insertar la barra - falsa e iniciar nuevamente la colada. Quizás la escoria sea la causa más - común de estas rupturas, aunque ésta proceda solamente de los productos de desoxidación que se encuentran flotando en la superficie de la cuchara. Si esta escoria no se elimina antes de llegar al molde, será atrapada por el - acero adyacente a las caras del molde, el cual se encontrará a punto de so- lidificar y descenderá con él. Como su conductibilidad es baja con respec- to a la del acero, aislará una pequeña zona de líquido del efecto refrige-- rante del molde, y en el momento en que esta zona emerja del molde, no será capaz de soportar la presión ferrostática, lo que ocasionará la ruptura de- la corteza de la barra, la cual por las causas ya mencionadas, no ha engro- sado lo suficiente para el esfuerzo aplicado. Aunque en menor número tam-- bién son causas de rupturas las hendiduras longitudinales y transversales.-

En la fig. 4-3 se muestran los efectos de la presión ferrostática (que es la presión que ejerce el acero líquido sobre las paredes que apenas están solidificando de la palanquilla) dentro de una palanquilla, la cual ha sido colocada en un molde sin conicidad.

Comparación de los dos procesos de colada en cuanto a los defectos inherentes de cada uno. Siendo normal que, en el proceso de solidificación el acero se contraiga y se separe de las paredes del molde ocasionando así la formación de una capa de aire la cual actuará como aislante en el enfriamiento, esto sucede en el proceso de colada convencional; en el caso de la colada continua ocurre lo contrario, pues en la actualidad se ha desarrollado una técnica denominada aconamiento de moldes, mediante la cual, el acero puede estar más tiempo en contacto con las paredes del molde, permitiendo así una mejor refrigeración en comparación con la colada convencional. En la fig. 4-4 tenemos una diferencia de las gráficas de varias compañías, las cuales unos muestran su conicidad recomendada con la que teóricamente debería tener un molde. En sus últimos diseños, la compañía Schloeman (Concast-colado continuo) ha desarrollado un mecanismo llamado JET, el cual se coloca al finalizar el molde y proporciona un enfriamiento adicional además de actuar como soporte.

Otra de las ventajas que presente en este aspecto la colada continua sobre la convencional, es el sistema secundario de enfriamiento, el cual actúa inmediatamente después que el producto ha salido del molde. Consiste este sistema, de rociadores de agua el cual actúa directamente sobre el producto. Se hace notar que en el caso del proceso continuo, la sección a enfriar es mucho menor que la que presentan los lingotes.



Progreso de la corteza sólida en un molde

Fig. 4.3.

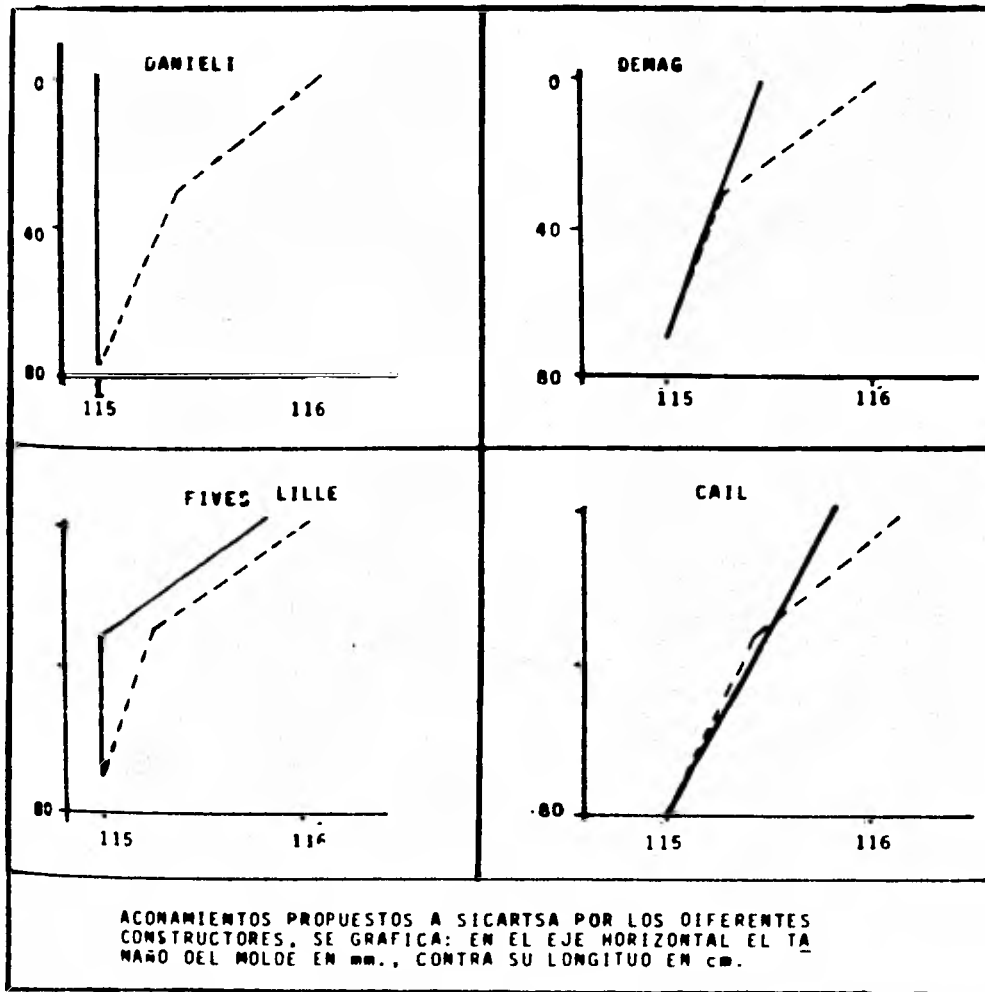


Fig. 4.4.

En el caso del rechupe; también aquí se inclina la balanza hacia el proceso continuo. Esto como ya sabemos en el proceso convencional, limita el rendimiento del producto hasta en un 60%, debido al corte que se debe practicar en el lingote donde aparece este defecto.

Por otra parte, en la colada continua y debido a la continuidad del proceso además de la poca sección del producto, el rechupe es insignificante pues inclusive se logra un rendimiento del 98% del producto.

En la segregación también se ven las ventajas del proceso continuo, pues la segregación química se reduce casi por completo debido a la rapidez del proceso en el cual los cristales no tienen el suficiente tiempo para acomodarse progresivamente dependiendo del contenido que tengan, tanto en aleaciones como en impurezas. La segregación dendrítica también se ve favorecida por la rapidez de enfriamiento del proceso continuo.

Porosidad Gaseosa, este defecto lo vemos por igual en los dos procesos y su eliminación depende en gran parte del buen manejo del equipo, -- así como de un buen control de calidad en cuanto a la composición del acero que se procesa. Un medio para subsanar esta deficiencia es el grado de -- desoxidación que se logre en el acero. Esto generalmente se lleva a cabo con aluminio y/o silicio.

Costras; esta falla la vemos también por igual en los dos procesos, generalmente los motivos son los antes mencionados y también como en el caso anterior su corrección depende del buen manejo de la planta.

Rupturas en la línea defecto; que lo vemos aparecer únicamente en el proceso continuo, y puede deberse a mala refrigeración en el molde, a la

aplicación de una tensión mayor que el acero puede soportar, esto debido a la desincronización de la velocidad de los rodillos extractores y el mecanismo de oscilación del molde, también puede deberse este defecto a la existencia de grietas superficiales.

Fracturas, Grietas y Costuras. Este defecto como también sabemos es clásico de la colada convencional, se presenta muy rara vez en la colada continua. Los pliegues son también un defecto exclusivo del proceso convencional.

Pero también la colada continua tiene anomalías en sus productos que son exclusivas, como son las grietas u ondulaciones que se forman cuando el sistema de lubricación del molde no funciona correctamente.

Otro de los puntos importantes que sabemos tiene la colada convencional de su parte, es la posibilidad de soldar las grietas que aparecen en ese proceso en la laminación primaria.

Por último es preciso recordar los defectos que aunque aparecen en operaciones adicionales, el proceso convencional las requiere para entregar su producto en un mismo grado de terminación que la colada continua. En este caso se encuentran: Parches de cenizas, el acero quemado y otros de menor importancia.

Después de haber comparado defectos en los respectivos productos debido a la colada, compararemos ahora los procesos en cuanto a funcionalidad y economía.

Comparación de los procesos en cuanto a funcionalidad y econo--

mfa. Cuando comparamos los dos caminos para colar el acero, es preciso que tomemos en cuenta varios factores.

Entre las consideraciones que deberemos tener presentes para hacer una decisión favorable tenemos:

a) Que la colada continua tiene gastos de inversión menores que la colada convencional.

b) El proceso continuo tiene costos inferiores de producción.

c) Una planta de colada continua tiene mejores condiciones de operación, en cuanto a facilidad y funcionabilidad.

d) Calidad del producto; por lo que vimos anteriormente, vemos la superioridad del proceso continuo.

e) El rendimiento en el producto es mucho mayor en el proceso continuo. La Tabla 4-1 muestra la comparación de una sobre la otra.

Considerando el aspecto de inversiones, vemos en el proceso continuo una superioridad apreciable. Para corroborarlo podemos mencionar que la colada continua elimina la compra de una grúa de transporte de lingoteras, además de las instalaciones necesarias para este fin. El equipo de desmoldeo, el mecanismo de transporte de lingotes a los hornos de fosa, el molino de desbaste. En la figura 4-5 vemos gráficamente los pasos ahorrados por la colada continua:

a) Eliminación de lingoteras y operaciones de su manejo.

b) Fosas de recalentamiento.

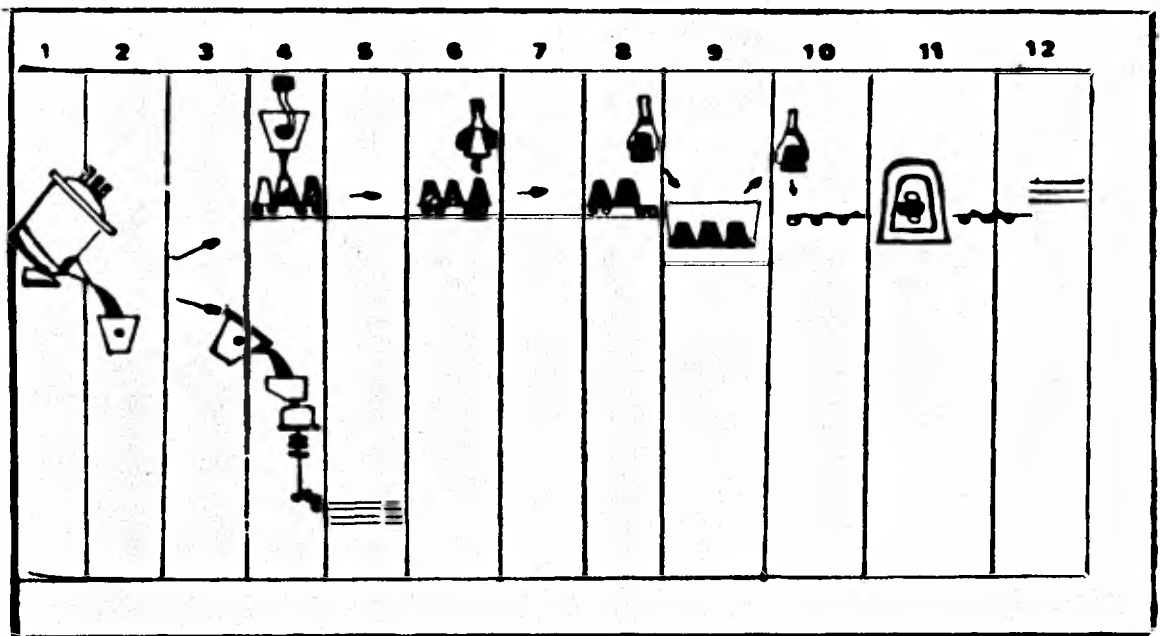


Diagrama comparativo de la colada convencional
(12 pasos) con la colada continua (5 pasos)

Fig. 4.5.

c) Tren de laminación para el desbaste.

d) Tren de laminación de acabado.

Si resumimos las ventajas del proceso continuo sobre el convencional, tenemos:

a) Una mejor inversión inicial.

b) Menores costos de operación.

c) Mayor calidad y rendimiento del producto.

d) Mejor operacionabilidad.

Veremos a continuación un análisis de las diferentes máquinas que han trabajado el proceso continuo, con aceptabilidad.

T A B L A 4-1
PERDIDAS EN LA PRODUCCION DE ACERO

<u>Colada Convencional</u>		<u>Colada Continua</u>
100.0 - - - - -	Acero líquido en la Cuchara - - - - -	100.0
Menos:	Menos:	
3.8	Sobrantes de la cuchara, es camas, descartes, etc.	2.7
15.0	Rechupe	- -
- -	Chatarra del distribuidor	1.5
0.9	Despunte de Lingotes	- -
10.1	Despunte en la minación o equivalente	0.5
<u>1.9</u>	Acondicionamiento	<u>0.3</u>
68.3		95.0

IV-1.- DEFECTOS EN EL PRODUCTO DE LA COLADA CONTINUA Y ANALISIS DE LOS DIFERENTES METODOS.

A través del funcionamiento de máquinas de diferentes tipos se -- han encontrado una gran variedad de defectos ocasionados por el mismo proce-- so. Estos defectos hasta ahora han sido imposibles de ordenar en una clasi-- ficación, la cual toma como base su origen.

Analizaremos esto usando una de las clasificaciones más completas y generalizadas sobre el estudio de los defectos en el producto de la cola-- da continua. Así, encontramos defectos del tipo:

- A) Areas enriquecidas con inclusiones a base de óxidos.
- B) Fracturas internas debido al doblamiento de la línea de acero.
- C) Fracturas transversales producidas particularmente en los bor-- des del producto.
- D) Deformación de la sección transversal del producto.

Analizaremos brevemente estos defectos:

- A) Inclusiones a base de óxidos. Todos los aceros contienen en - mayor o menor grado inclusiones no metálicas.

En similitud de condiciones de operación; igual contenido en la - carga, técnicas de vaciado equiparables, se considera que la máquina con ma-- yor longitud en su sección vertical siempre y cuando ésta excediera la pro-- fundidad de penetración del chorro del acero en el molde, podría dar a su - producto, una distribución relativamente uniforme de las inclusiones debi-- das a los óxidos.

En cambio el producto de las máquinas de arco, se espera tenga zonas en las cuales se concentren las inclusiones de óxidos, estas zonas generalmente son las que se encuentran en la cara superior de la línea de acero. Estas acumulaciones son más o menos intensas dependiendo de la cantidad original de óxidos que contenga la fundición.

Otras causas de la acumulación de óxidos son:

El radio de curvatura, llamado radio de colada de la máquina y la velocidad de colada.

En lo que se refiere a la causa primordial, que es la penetración del flujo de acero en el acero estacionado en el molde, el problema se puede controlar razonablemente si la penetración se limita. Una compañía llamada Mannesmann, reportó que habiendo instalado dispositivos con este fin, en máquinas de aceros calmados con aluminio, los cuales de los más afecta--dos por esta anomalía, se logró una alta calidad en 700,000 TON. analizadas, lo cual nos comprueba el alto grado de corrección que se puede alcanzar con este método.

B) Fracturas internas. Es ampliamente reconocido que inclusive -pequeños esfuerzos tensionales, en los límites de la fase líquida, pueden -ocasionar fracturas internas en la línea de acero. Estas fracturas pueden- en algunas circunstancias afectar las propiedades del producto final, en caso de no soldar durante el laminado en caliente. La aparición de estos defectos dependen no solo de los esfuerzos aplicados, sino también de la temperatura del acero al efectuar la flexión de la barra.

C) Fracturas transversales.- Cuando las barras de acero son do--

bladas en el proceso continuo, pueden aparecer fracturas transversales, las cuales con frecuencia ocurren en los bordes del producto. Estas fracturas son el resultado de la deformación del producto por doblamiento, cuando éste se encuentra a la temperatura adecuada, la cual usualmente es baja.

El hecho de que la temperatura se encuentre en su punto más bajo en la superficie del acero, predispone estos puntos a las fracturas transversales. En estudios realizados, sobre la sensibilidad del acero a las fracturas en caliente, las temperaturas críticas son aquellas que se tienen en los rangos de transformación de hierro α , que conocemos por el nombre de ferrita, en hierro γ o austenita, o sea alrededor de los 700 a 900°C.

Otra de las causas esenciales para este tipo de fracturas es la existencia de productos segregados, los cuales pueden ser ocasionados por la presencia de elementos como el C, M_n , Ni, V y Al. Para trabajar dentro de un rango seguro se debe considerar la temperatura de 800°C como el límite inferior para la aplicación de esfuerzos en caliente.

La temperatura a la cual se efectúa el doblamiento, depende en el proceso continuo, de la velocidad de colada pues sabemos que entre más rápido se esté colando, el acero llegará antes al punto en el cual se efectuará el doblamiento y por lo tanto perderá menos temperatura en el trayecto.

D) Deformaciones en la sección transversal. Estos defectos son ocasionados como los anteriores por la curvatura y enderezamiento de la barra de acero. Cuando una barra de acero rectangular, completamente solidificada se dobla, asumirá una forma trapezoidal (fig. 4-6a). Si por otra parte el acero que se va a doblar, es acero no completamente solidificado,-

o sea que en el núcleo aún se encuentra el acero líquido, la línea se encontrará sujeta a esfuerzos adicionales ocasionados por la presión ferrostática y asumirá la forma de la fig. 4-6b.

Esta forma modificada no solo se hará sentir en el área inmediata a la curva dada a la barra, sino que también corriente abajo y corriente -- arriba, exendiéndose en ocasiones hasta el mismo molde.

El grado de deformación que sufra la línea, dependerá básicamente de la cantidad de deformación aplicada en el curvado, lo cual hace de extrema importancia en el diseño de estas máquinas el cálculo del radio de colada. Otro factor importante en la aparición de este defecto, es el espesor que tenga la línea de acero.

Es importante, analizar la posibilidad de aparición de este defecto antes de efectuar la instalación de la máquina, pues una vez que se encuentra en funcionamiento, solo mediante el cambio de partes básicas se puede solucionar el problema.

En la práctica, este defecto se contrarresta, seleccionando un -- molde con sección transversal trapezoidal, en vez de la usual sección rectangular.

IV.2.- ANALISIS O ESTUDIO DE LOS DIFERENTES TIPOS DE MAQUINAS DE COLADA CONTINUA.

Conociendo algunos de los detalles del diseño de los diferentes tipos de máquinas, así como la influencia que el diseño de éstos tienen sobre la calidad del producto, podemos seleccionar, para un caso concreto, el

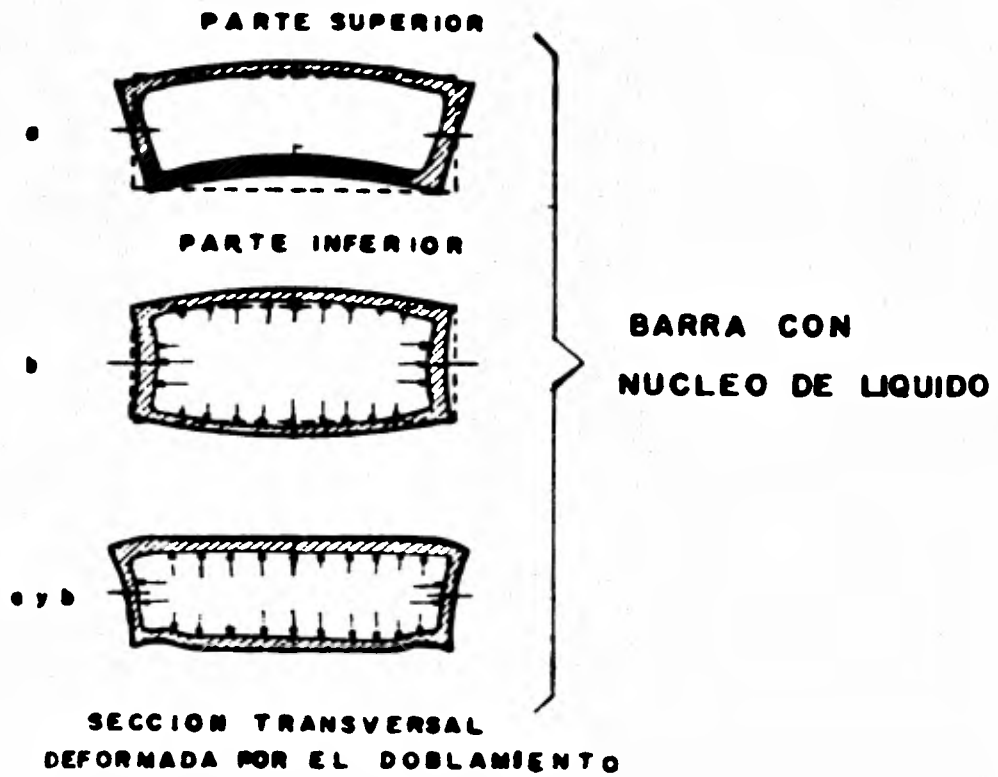


Fig. 4.6

RANGOS PERMITIDOS DE OPERACION

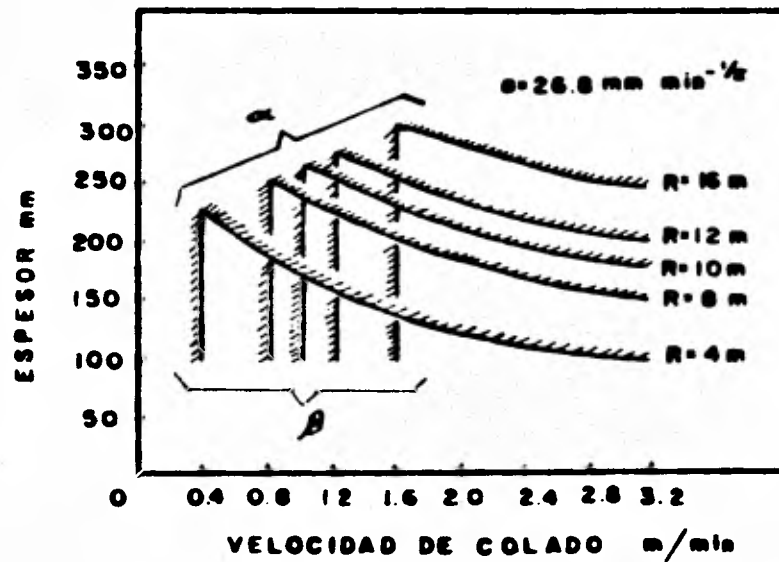


Fig. 4.7.

DE LA FIG. 4.6.

- a) Deformación ocasionada por la curvatura dada a la barra.
 - b) Deformación debida a la presión ferrostática.
- a y b) Forma resultante al combinarse los efectos anteriores.

DE LA FIG. 4.7.

- α) Límite debido a la elongación en el frente de solidificación.
- β) Limitación debida a la temperatura en la superficie.

tipo que más nos convenga.

Máquina de colada de tipo vertical. Este diseño fué el primer tipo de máquina de colada continua, y sigue siendo hasta la fecha, la máquina que da mejores calidades del producto obtenido, se debe esto a que el flujo del acero no cambia de dirección incluso el corte se lleva a cabo en posición vertical. Vemos entonces que con este proceso se producen barras de acero con un núcleo de pureza relativamente uniforme.

Hemos mencionado sus ventajas en cuanto a uniformidad del producto pero también debemos mencionar sus desventajas en cuanto a funcionabilidad ya que son dignas de consideración. Los costos de producción son elevados debido a que éste tipo de plantas tienen un diseño que requiere una diferencia de niveles muy grande, incluso en muchos casos se tiene que trabajar en pisos subterráneos. Algunos diseños de este tipo de plantas han alcanzado los 20 mts. Es importante mencionar que la altura guarda una relación directa con la velocidad de colada, así como con la sección del producto que se va a colar. Debido a las relaciones antes mencionadas, debe mantenerse un cuidado muy especial sobre la presión ferrostática, para evitar así en lo más posible los defectos de forma, los cuales de otra manera puede acarrear daños considerables. Por esto es que este tipo de máquina no puede desarrollar velocidades de colada como las de las demás máquinas, si se quisiera aumentar la producción sería necesario aumentar la altura, pero esta misma altura ocasionaría una presión ferrostática considerable y además los costos de operación estarían ya fuera de lo permitido.

Máquinas de arco circular con doblamiento continuo. Tenemos en las máquinas de colada continua que debido a su diseño en sí el producto ob

tenido presenta acumulaciones de óxido con una distribución no uniforme.- Buscando la solución a este problema se desarrollaron sistemas de vaciado especiales, en estos dispositivos el objeto principal es reducir la distancia de penetración del flujo de acero en el molde.

Otro de los problemas que presenta el producto de esta máquina, - son las fracturas internas, éstas aparecen cuando el flujo de acero se endereza cuando aún no ha solidificado por completo.

Conociendo el máximo alargamiento permitido en el frente de solidificación, es posible, dependiendo de la clase de acero que se quiera producir, el espesor de la línea, y el radio de colada de la máquina, determinar la máxima velocidad de producción o velocidad de colada, dentro de los límites de seguridad.

Si partimos de consideraciones matemáticas, las cuales tomarán en cuenta, la limitación debida al alargamiento en el frente de solidificación, la temperatura que debe tenerse en la superficie del producto, el radio de colada, podremos construir una gráfica en la cual aparezcan los límites de operación seguros para una máquina de este tipo. En la fig. 4-7 vemos un ejemplo de estas gráficas.

Máquina de arco oval con doblamiento progresivo.

Podemos decir que lo anteriormente dicho para las máquinas de arco circular puede extenderse para las máquinas de arco oval. La diferencia básica entre estas dos máquinas es que la de arco oval divide el enderezamiento en varias etapas con lo cual los esfuerzos en el frente de solidifi-

cación son reducidos altamente y permite un radio de colada menos que en -- las máquinas anteriores. En cuanto a lo antes mencionado hay que conside-- rar que entre más pequeño sea el radio, más pequeña será la existencia en-- tre el nivel del metal dentro del molde y el punto de doblamiento, esto nos proporciona una temperatura superior en la superficie del acero cuando se - efectúa el curvado. Los requisitos necesarios para colar satisfactoriamente, se pueden lograr si se elige un radio adecuado de colada, así como un - número correcto de etapas teóricas en enderezamiento, esto es cierto parti-- cularmente para los casos en los que se está colando a alta velocidad. Ade-- más de las ventajas que obtenemos en la calidad del producto de esta máqui-- na la construcción de poca altura, nos da ventajas en el diseño. Construc-- ción y operación. Un punto de comparación entre estas dos últimas máquinas es el siguiente; mientras en la máquina de arco circular para colar palan-- quilla de sección de 200 mm. de espesor se requiere un radio de colada de - 12-16 mts. para evitar rupturas internas, en la máquina de arco oval, sólo-- se necesitan de 8-10 mts.

En la actualidad debido al requerimiento de la industria de más - producción, para lo cual las altas velocidades de colada son necesarias, es te tipo de máquina se está generalizando.

Máquina de arco circular y molde recto. Si analizamos las condi-- ciones en el punto más bajo del doblamiento, podemos ver que esta máquina - tiene una sección recta antes del tramo donde se efectúa el curvado, por lo cual la distancia entre el nivel del metal y la sección de enderezamiento - se incrementa, si la comparamos con la existente en otras máquinas conse-- cuentemente, la facilidad de producir fracturas internas debido al curva--

miento disminuye, pero por otro lado, las condiciones relacionadas con la temperatura en la superficie empeoran, y los rompimientos transversales aumentan. Como el costo de operación de esta máquina es elevado se encuentra en desuso en la actualidad, pero sería injusto no mencionar que con esta máquina se obtienen magníficas velocidades de colado, vemos en la literatura que cuando la sección de la palanquilla es de 190 mm obtenemos velocidades de colada hasta de 5 mts/min.

En el proceso de esta máquina la temperatura media de colada es lo suficientemente alta para prevenir las fracturas transversales. Pero una de las desventajas que presenta es la desigual distribución de temperatura en la superficie (periferia) de la sección, dado que la línea acaba de pasar por la zona secundaria de enfriamiento, vemos en este caso, que las manchas negras son inevitables.

Como la principal desventaja de esta máquina podemos mencionar, el gran esfuerzo aplicado en el punto donde comenzará la curva, puede en ocasiones ser tan grande, que puede producir fracturas internas a lo largo de los límites del cristal dentrítico. Estas fracturas pueden intensificarse conforme sea el grado de sobrecalentamiento y el contenido de carbono del acero que se está procesando.

Comparando el mantenimiento de esta máquina, con el de otras vemos que debe ser más frecuente y que presentará más dificultad pues el esfuerzo aplicado a los rodillos que soportan la barra de acero hace que se desgasten con rapidez.

Máquina vertical con doblamiento progresivo. El diseño de esta

máquina fue desarrollado para reducir el problema del deformamiento de la barra al doblarla y enderezarla, así como las fracturas transversales. El mecanismo de "doblamiento progresivo" consta de un radio que varía desde in finito justo abajo del molde hasta un valor constante. Si el diseño es co rrecto, se puede mantener el valor de los esfuerzos en un nivel bajo y cons tante.

La desventaja de esta máquina la vemos en el radio de colada tan grande que es necesario para mantener los esfuerzos al nivel deseado. Tan grande es este radio que hace imposible la aplicación rentable de esta máquina.

En resumen podemos asumir que como el objeto principal es dar al producto la mejor calidad posible, entonces: conociendo los valores permisibles de alargamiento en el frente de solidificación, así como los valores de temperatura en la superficie de la barra durante el doblamiento, nos es posible tener acceso a un rango en el cual, una máquina en particular nos pueda dar un mejor servicio, dependiendo además del tamaño de la sección de dicha línea de acero y la velocidad de colada.

Tenemos que para ciertas condiciones cada máquina puede desempeñarse mejor, de ahí podemos decir que no existe un tipo universal de máquina, la cual se pueda aplicar a todos los tipos de colada continua.

Vemos por ejemplo como la máquina de tipo circular con molde curvo, encuentra su mejor campo de aplicación donde se requiere una velocidad media de colada, además de haber considerado ya algunos factores.

La máquina de tipo oval la utilizaremos para velocidades de cola-

da altas, teniendo como producto, palanquilla de sección específica. como - vemos solo en plantas de productos especializados, es donde estas máquinas - encuentran su aplicación. Un ejemplo de este tipo de planta lo tenemos en - México, en el complejo de la "Siderúrgica Lázaro Cárdenas" "Las Truchas", - donde dado que se necesitan grandes velocidades de producción y las especi - ficaciones del producto no varían, la máquina del tipo oval ha sido la me - - jor solución.

Ahora, podemos decir que si la compañía que está buscando una má - quina de colada, necesita un producto de alta calidad y una producción no - muy elevada, lo recomendable sería adquirir una máquina de tipo vertical - que como sabemos trabaja a velocidades pequeñas.

Por último podemos decir que la máquina con menos aplicación en - la industria, a nuestro juicio, es la del tipo circular con molde recto, te - niendo poca aplicación también la máquina de sección recta con doblamiento. Su aplicación solo la vemos para productos de muy alta calidad y por lo tan - to se encuentra limitada, si consideramos que podemos obtener este tipo de - productos en máquinas de diseño recto pues en este caso la altura de la - - planta no es necesariamente tan grande, debido a que la producción no alcan - za niveles industriales.

En la sección siguiente analizaremos ahora, los elementos que for - man una planta de colada continua.

C A P I T U L O V
ESTUDIO DE LOS ELEMENTOS BASICOS DE UNA
MAQUINA DE COLADA CONTINUA

Con lo que hemos visto hasta ahora, hemos obtenido conocimiento sobre la funcionabilidad de las diferentes plantas, así como sobre sus ventajas y desventajas, etc., ahora veremos el equipo componente de dichas plantas, que operan en un complejo industrial con gran producción.

Mecanismo de traslado del punto de recepción de la cuchara al sitio de vaciado, existen dos opciones.

a). CARROS O GRUAS POR CUCHARAS.- Este es el procedimiento original, además de ser el de más uso en la actualidad, si consideramos que la mayoría de los fabricantes de acero no son productores de gran capacidad, y nada ganan con aplicar la colada secuencial.

Este procedimiento consiste en grúas viajeras, o sea, que recorren la planta en todas direcciones, en las cuales después de acomodar las cucharas con el acero por vaciar, se trasladan al punto de colada.

Las dimensiones de todo el conjunto de grúas, ganchos, etc., dependen de la capacidad de la planta, pues es ésta la que nos dará las dimensiones de la cuchara.

b). TORRETA GIRATORIA.- El mecanismo consta básicamente de una torre con dos brazos, los cuales se encuentran separados 180° entre sí. En los extremos de estos brazos se encuentran colocadas las cucharas con el acero por colar. La longitud de los brazos, depende de varios factores, como son: la capacidad de la planta, la velocidad de giro que tenga la torre para colocarse en posición de colada, factores que modifican el tamaño de la cuchara y por consiguiente la longitud de los brazos.

El diseño de la torreta giratoria, vino a ser el resultado de la búsqueda por acelerar el proceso y así aumentar la capacidad productiva de una planta de colada continua.

Esto se debe a que al tener dos posibilidades de recepción de cucharas, nos da la opción a trabajar secuencialmente, esto solo en el caso que el distribuidor lo permita, pues muchas veces debido a la baja calidad del refractario, o el mal diseño del distribuidor, el ladrillo refractario se tiene que cambiar después de cada colada. Pero considerando que estos errores se pueden subsanar con facilidad, la torreta giratoria nos ayuda a acelerar el proceso enormemente.

Otra de las ventajas que presenta este sistema es la mayor seguridad de operación que proporciona, pues en caso de alguna emergencia, tenemos la posibilidad de colocar una cuchara con acero fundido en el brazo libre. En cuanto a su mantenimiento, también es afectado positivamente por este dispositivo.

Podemos entonces decir que para plantas de gran capacidad que tengan la posibilidad de aumentar su producción dada la funcionabilidad del sistema, su uso es recomendable.

V.1.- DISPOSITIVO DE MEDICION

Este mecanismo, el cual no es parte esencial en el funcionamiento de una máquina de colada continua, dado que su objeto, es aumentar el rendimiento del acero producido sobre el acero vertido. Esto lo realiza al ir cerrando una de las salidas del distribuidor, dependiendo de la cantidad de acero restante. Mediante este cierre por líneas, cuando el acero ya no es suficiente para proporcionar un producto con las características requeridas de longitud, solo es una la línea que nos da un producto que no satisface las normas de calidad.

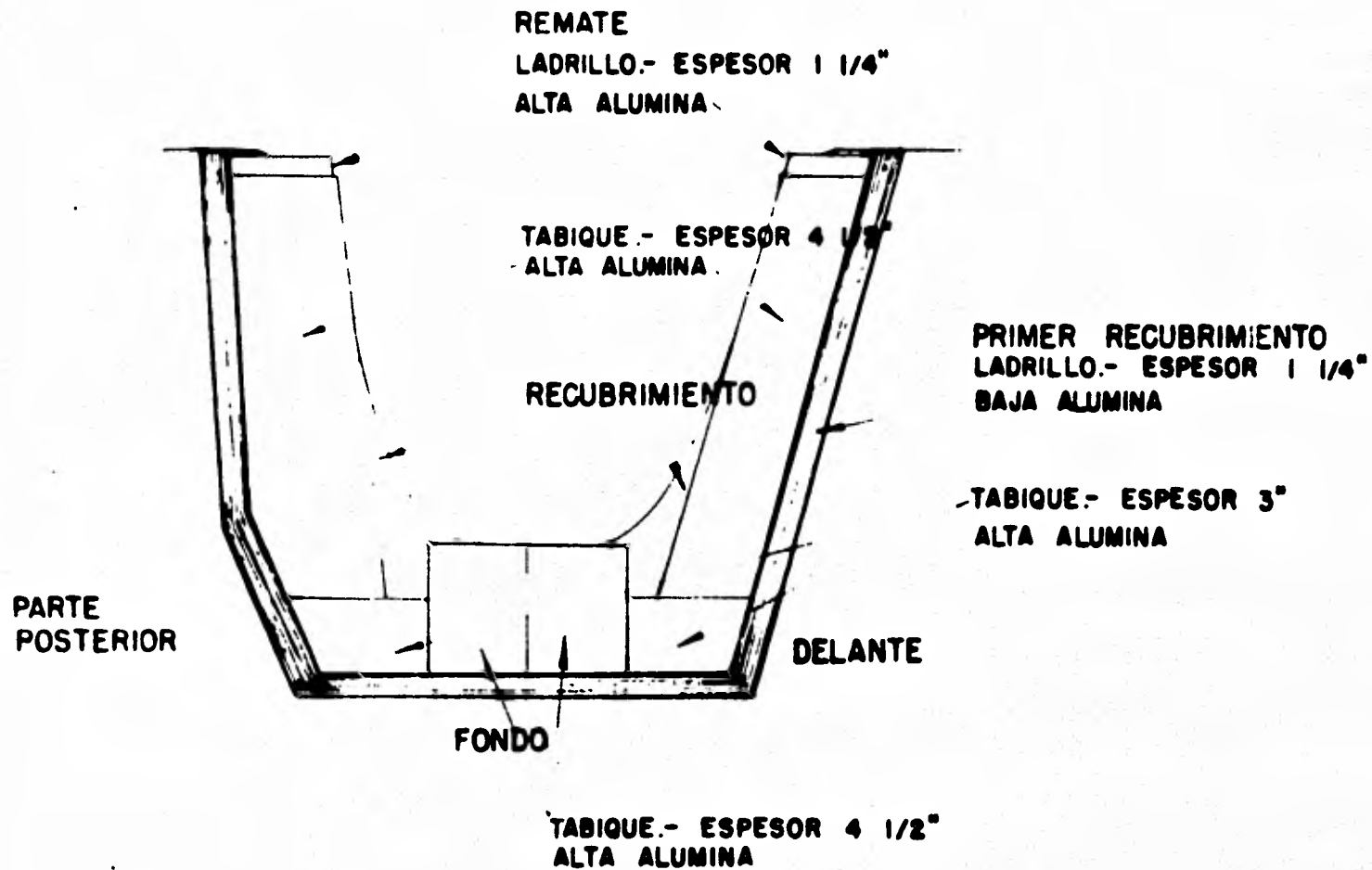
V.2.- DISTRIBUIDOR

El distribuidor o Tundish como se le denomina en la actividad industrial, es básicamente un recipiente de forma adecuada para recibir el acero líquido de la cuchara y distribuir éste a las boquillas de salida con un flujo constante y con un mínimo de turbulencias. Este equipo es el que determina; dependiendo del número de salidas que tenga, la cantidad de líneas de producción que la máquina tendrá.

Podemos decir que los parámetros principales del distribuidor son:

- a) VOLUMEN.
- b) ALTURA DEL NIVEL DE ACERO
- c) DIAMETRO DE LA BOQUILLA
- d) TEMPERATURA DE PRECALENTAMIENTO
- e) CAPACIDAD DE LA PLANTA

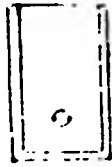
Además, el distribuidor reduce también la presión ferroestática -



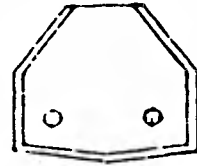
del acero en la cuchara y mantiene ésta dentro de un rango requerido por la velocidad de los hilos. Su tamaño y forma deben estar de acuerdo con las necesidades de la máquina. El distribuidor debe estar revestido con tabique de primera clase. Este revestimiento puede estar cubierto con algún material que permita el fácil desprendimiento de restos de acero. Recientemente se están empleando con muy buen éxito placas aislantes colocadas en el piso y paredes del distribuidor que eliminan el precalentamiento del mismo, ofrecen una mayor seguridad para vaciados de secuencia en los cuales se acomodan en los carros de transporte las cucharas con el acero por vaciar y se trasladan al punto de colada; aumentan en forma considerable la vida del refractario.

Usando las mencionadas placas se requiere solo un ligero calentamiento de las boquillas, con lo que se evita el escurrimiento de escoria o refractario que se presenta en algunas ocasiones y el habitual precalentamiento que se les debe dar a los distribuidores, esto se hace con el fin de evitar pérdidas de calor por la gran diferencia de temperaturas existentes entre el acero líquido y el refractario del distribuidor. Generalmente se precalientan a un rango de temperaturas que varía aproximadamente entre 1100°C y 1300°C. Se debe tener cuidado con esta temperatura ya que su importancia llega hasta lo económico, pues en el caso de que el calentamiento sea superior al óptimo, el acero, deberá enfriarse más en la parte posterior del proceso, y si hacemos ver que la temperatura alta del distribuidor, le proporcionó ese excedente de calor, solo hemos proporcionado calor que después tendrá que ser retirado.

Acabando de analizar los diferentes elementos de una máquina de -



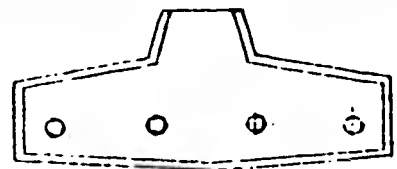
PARA UN HILO



PARA DOS HILOS



PARA TRES HILOS



PARA CUATRO HILOS

VARIAS FORMAS DE DISTRIBUIDORES

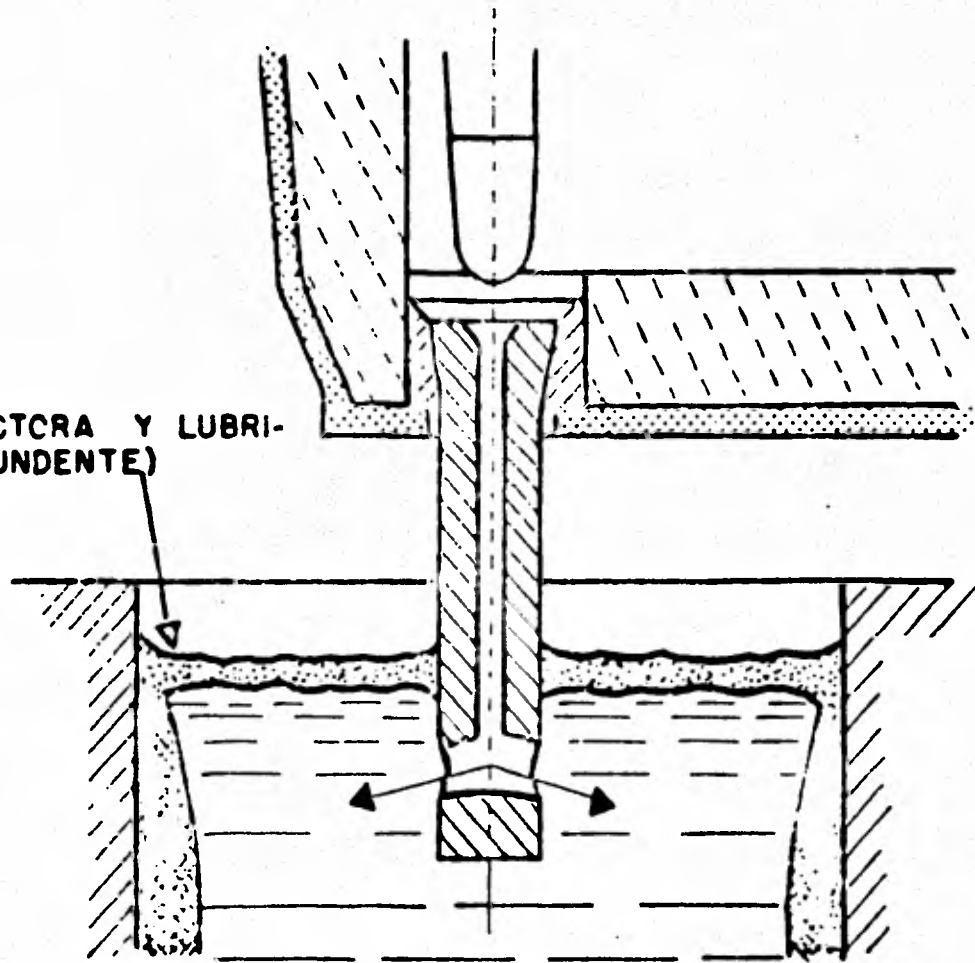
colada continua, veremos con un poco más de detalle los refractarios usados en los distribuidores.

Como ya se expuso anteriormente el diseño del distribuidor es de gran importancia, pues de ahí depende la buena diseminación del acero hacia las salidas, así como la rapidez con que se efectúe la colada. Para recalcar esta importancia se harán ver algunos contratiempos, resultado de un diseño inadecuado del distribuidor. Por ejemplo, en caso de que el orificio de salida no sea suficiente, la velocidad de colada se verá reducida y se podrá presentar inclusive una solidificación del acero en el distribuidor. En caso de que el distribuidor sea de gran tamaño, pueden producirse deformaciones en su interior ocasionadas por las contracciones debidas a los cambios drásticos de temperatura, estas deformaciones inclusive, pueden ocasionar fracturas en el revestimiento de refractario, imposibilitando así, el buen funcionamiento del distribuidor.

La longitud máxima para que el distribuidor no sufra distorsiones, es aproximadamente de 6.00 mts. longitud en la cual el número de líneas -- puede llegar a seis siempre y cuando el producto a obtener, sea palanquilla de 125 mm x 125 mm ó 5" x 5". Naturalmente la distorsión disminuye en relación directa al tamaño del distribuidor. Así, para la selección apropiada de un distribuidor, hay que tomar en cuenta, que, si bien mientras el tamaño del distribuidor se hace más pequeño, su distorsión será menor pero el costo de producción, así como la dificultad de operación aumenta si se trabaja con varios distribuidores pequeños en lugar de uno grande.

En caso de que el dispositivo de salida del distribuidor conste de buzas, uno de los cálculos más importantes en el diseño de éste, será el

CAPA PROTECTORA Y LUBRICADORA (FUNDENTE)



USO DE BOQUILLAS SUMERGIDAS EN COLADO CONTINUO

de la altura de carga, pues mediante este parámetro, se controla la velocidad de colada. Por ejemplo, si se está produciendo palarquilla de 115 mm x 115 mm la velocidad de colada deberá ser de 4 mts/min. La altura mínima de carga deberá ser de 250 mm.

Pasaremos ahora a hacer un análisis del molde de la máquina habiendo dejado el estudio de refractarios para el final.

V.3.- MOLDE

Esta parte de la planta, está considerada como la más importante, debido a las múltiples y graves tareas que desarrolla. El molde es la parte de la máquina que recibe el acero líquido y donde se produce la solidificación de la capa exterior por medio del enfriamiento primario, consta (el molde) de un conducto central por el cual fluye el acero, dicho conducto -- tiene como área transversal, la que se desea en el producto. Separados del conducto central, sólo por el espesor de una pared, se encuentran los conductos por los cuales fluye el agua del enfriamiento primario, la cual es renovada continuamente.

Este sistema de enfriamiento primario retira aproximadamente un 20% del calor total del material. Se controla normalmente la diferencia de temperatura del agua de enfriamiento a la entrada y a la salida del molde, así como el volumen y presión de la misma.

Dependiendo de que el producto por colar tenga una sección grande o pequeña, clasificaremos los moldes en tres tipos:

a) Moldes de Block Sólido.

Es una cavidad forjada y a su alrededor se han taladrado conductos para introducir agua a lo largo de las paredes del molde. Estos conductos pueden ser de un diámetro de media pulgada.

Sabiendo que el molde es de una sola pieza se originan fuerzas internas de expansión del metal fundido, originando que el molde tienda a distorsionarse durante la operación, afectando esto la transferencia de calor.

Con el transcurso de las operaciones, los esfuerzos internos pueden llegar a romper los ángulos del molde, las cuales deberán ser reparadas generalmente remaquinando.

Se debe remaquinar antes de que suceda un rompimiento del molde - en plena operación.

Se tiene que tomar en consideración que el molde solo se puede remaquinar hasta un límite, pues no se debe de llegar hasta donde se encuentran los canales de enfriamiento.

Este molde es muy usado en las industrias de colada continua, dado que se puede rehabilitar y tiene una vida de operación bastante aceptable.

b) Moldes Planos

Estos moldes son contruidos de cuatro placas separadas sostenidas estas placas por un soporte de acero de alta resistencia. Las placas son sostenidas juntas por medio de tornillos de alta resistencia, llevando estos resortes para proteger al molde de las expansiones; o pueden ir remachadas entre ellas.

Las líneas de conducción de agua, son de precio bajo y se pueden reemplazar en caso necesario.

Las líneas de las placas están diseñadas para acomodar los esfuerzos de expansión originados durante la operación, por lo que se tiene poca distorsión en los moldes, además de tener una buena superficie de transferencia de calor y también dar una buena superficie al producto colado.

El problema ha sido combinado con la habilidad de acomodar las expansiones, surgidas alrededor del molde, (por el metal líquido) con la robustez y la facilidad de ensamblado.

La ventaja potencial del molde de placas es su economía. El costo no es más que la quinta parte del precio del de block sólido aunque debe tomarse en cuenta también que su costo de mantenimiento es alto.

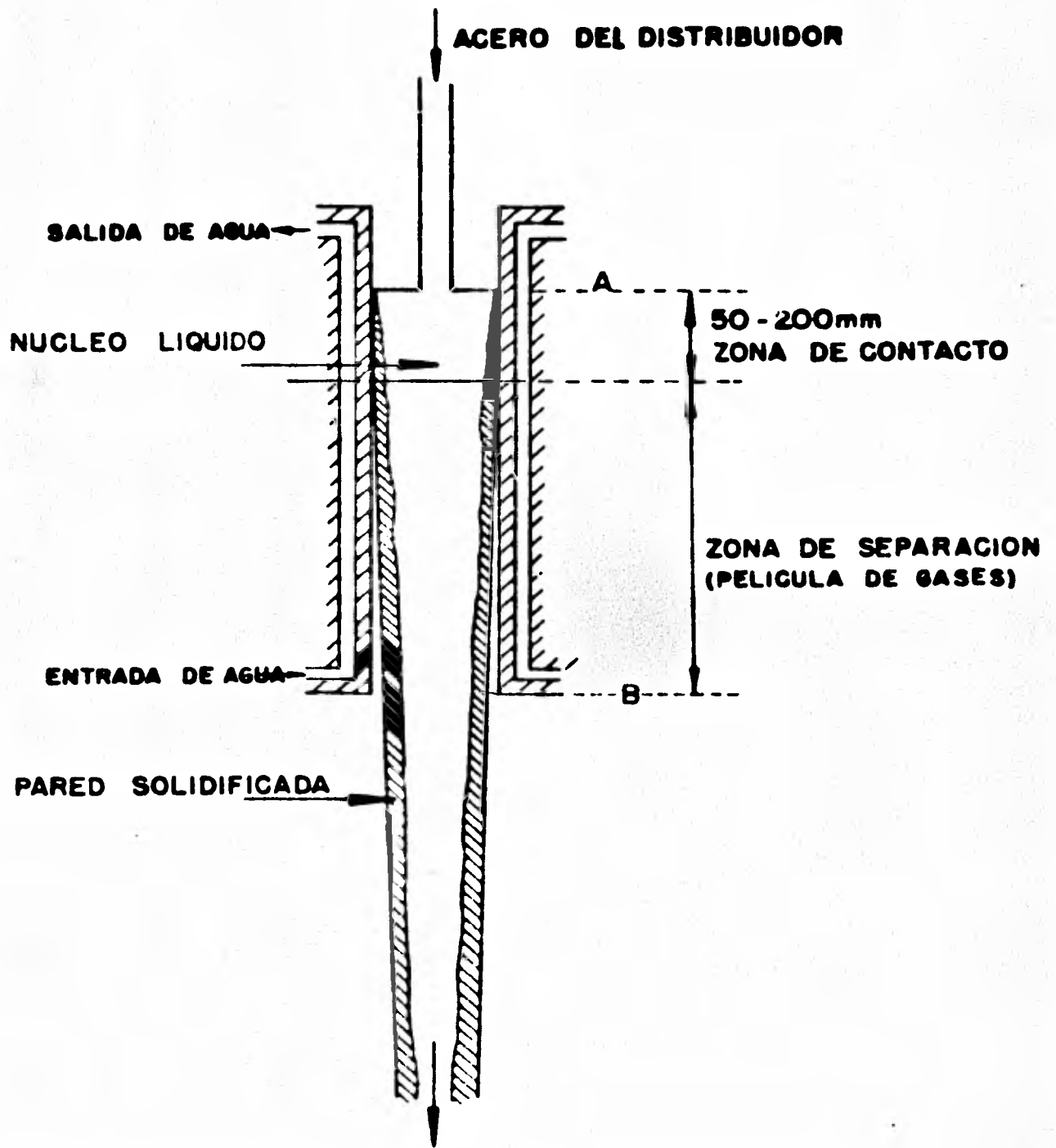
Se tiene la ventaja de que la capacidad de transferencia de calor es de cuando menos un cuarto más.

Todos estos problemas en conjunto hacen que el diseñador siga investigando hasta llegar a encontrar una buena solución al problema.

Estos moldes han llegado a prestar un servicio satisfactorio donde se requiere moldeo múltiple dado que representa un gran problema maquinar un block triple en un block sencillo.

c) Moldes Tubulares

Esta clase de moldes son usados para colar secciones pequeñas, pero no para secciones arriba de 3437.5 milímetros cuadrados.



Ultimamente se ha desarrollado un nuevo tipo de molde llamado -- "Holde Placa", el cual consta de cuatro paredes de placas soldadas entre sí en sus bordes. Hasta la fecha dicha innovación no ha resultado costeable debido a la mala conservación y poca duración que tiene. Uno de los problemas que mas frecuentemente se presentan en este tipo de molde son las deformaciones que ocurren en las placas soldadas; son ocasionadas por los cambios de temperatura y pueden llegar inclusive a interrumpir el flujo del -- acero con posibilidad de romper la línea.

Materiales usados para la construcción de moldes. Todos los impedimentos térmicos han llevado al cobre a ser uno de los materiales más aceptados para la construcción de moldes, pues una de sus principales cualidades es su alta conductividad térmica.

Es importante que el molde tenga esta cualidad pues una de las funciones básicas que tendrá que desarrollar, será el enfriamiento del acero.

En la actualidad con bastante frecuencia los moldes se chapean -- con cromo en su parte interior, lo cual da como resultado una mayor duración, aunque el costo como es natural se eleva.

Expliquemos ahora con un poco más de detenimiento la función del molde, para facilitar este estudio, consideremos el molde, como si se encontrara casi lleno de acero en estado estacionario; cerca del menisco del metal, el acero se encuentra en estado líquido y en íntimo contacto con las caras internas del molde. Algo más abajo, se encontrará una superficie sólida, de grosor creciente, que debido a la contracción del acero al enfriar

MOLDE CURVO



se, cesará en un momento dado de hacer contacto con el molde, esta es la razón del diseño cónico del molde. Si esta barra solidificada se extrae lentamente por el fondo del molde y constantemente se añade por la parte superior una cantidad equivalente de acero líquido, no es difícil imaginar una zona, donde la delgada piel del acero solidificado será empujado hacia abajo por la presión ferrostática que ejerce el acero líquido del núcleo, con lo que aquella estará en íntimo contacto con las caras del molde y constituirá una junta en desplazamiento la cual impedirá el escape de acero líquido.

Por otra parte es fácil pensar que una excesiva presión o peso de acero líquido puede fracturar la delgada piel solidificada produciendo en casos extremos escapes de acero líquido o por lo menos grietas que darán como resultado un producto defectuoso.

Discutamos ahora un poco sobre los diferentes tipos de moldes para poder ver cuál sería el más adecuado para un proceso particular y poder reconocer sus ventajas y sus desventajas.

Pensaremos en una palanquilla emergiendo continuamente del molde, ésta consta de una corteza solidificada relativamente delgada y un núcleo líquido. Como resultado de la acción de la unidad extractora se produce -- una fricción entre la pared del molde y la corteza de la palanquilla, dando como resultado fuerzas de tensión a las cuales se encuentran sujeta la palanquilla. Por otro lado, dicha palanquilla, se encuentra sujeta también a la ya mencionada presión ferrostática.

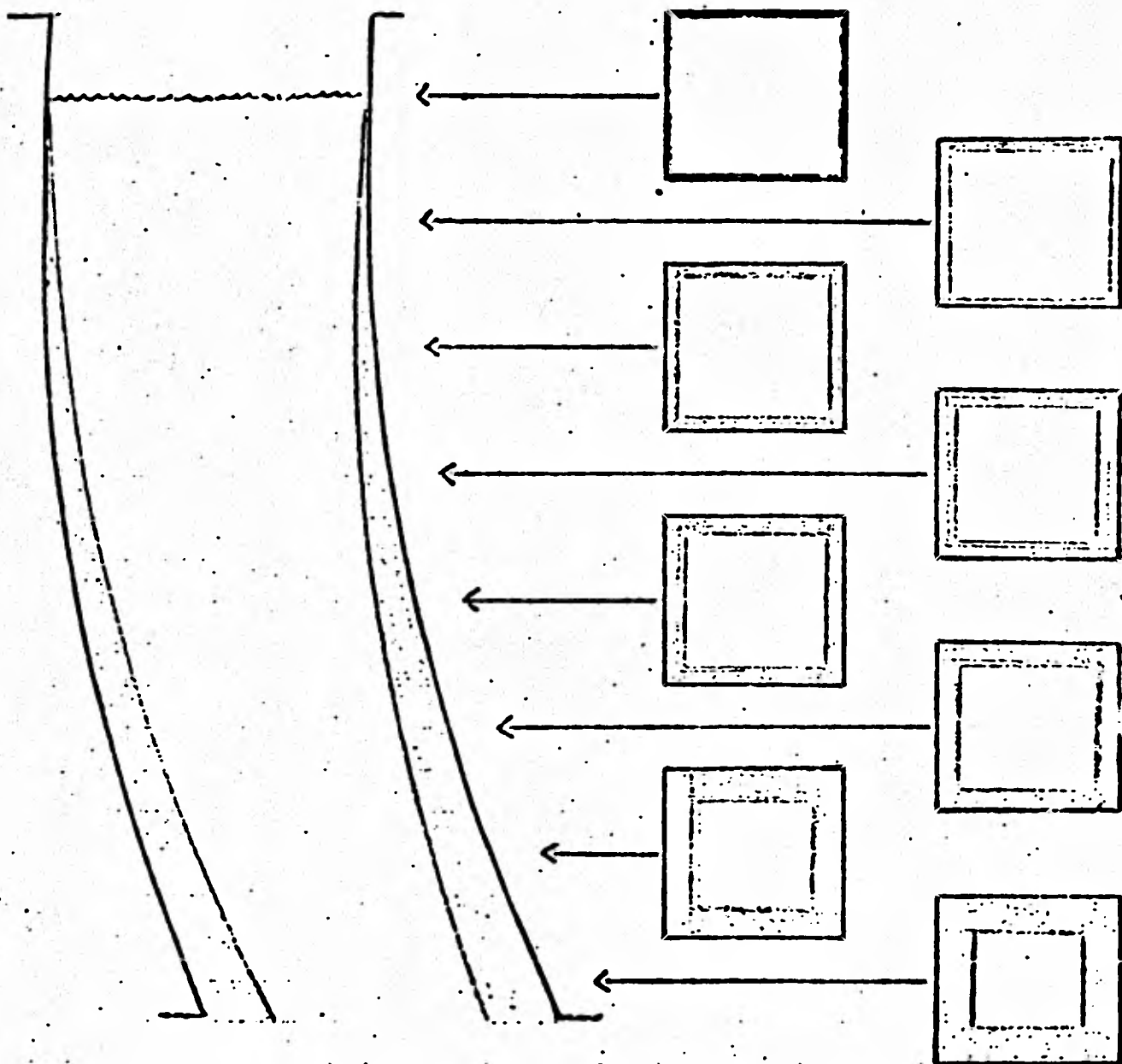
Con objeto de soportar estas fuerzas, la corteza formada debe tener cierto grosor y ser uniforme alrededor de las paredes de la palanquilla

Las rupturas por fallas en estas especificaciones pueden ocurrir en cualquier lugar entre la salida del molde y la solidificación final, siendo obvio que el mayor peligro se encuentra en el momento en que el acero sale del molde, y que va disminuyendo al aumentar el espesor de la corteza solidificada (la experiencia ha confirmado este dato, los rompimientos ocurren inmediatamente después de la salida del molde).

Dadas las consideraciones anteriores la máxima velocidad de colada compatible con una operación segura depende antes que nada de factores que controlen la rapidez de solidificación en el producto. El espesor de la capa solidificada es función del calor removido y del tiempo de permanencia del acero dentro del molde. El tiempo de permanencia está determinado por la longitud del molde, siempre y cuando consideremos una velocidad de colada fija. En la mayoría de los moldes existentes la longitud que se considera como máxima es de 800 mm. no importando el tipo de éste, sea recto o curvo, además en ambos casos la altura que alcanza el acero líquido se mantiene alrededor de los 100 mm. por debajo de la parte superior del molde. Por lo cual, en caso de una velocidad prefijada, el tiempo de permanencia en el molde del producto es el mismo, sin importar el diseño del molde.

En cuanto al calor removido del acero líquido hacia el agua de enfriamiento se lleva a cabo en varios pasos:

- a) Transferencia de calor del interior de la palanquilla hacia la corteza de ésta.
- b) Transferencia de calor de la superficie de la palanquilla hacia la cara interior del molde.



Formación correcta de la superficie sólida y de espesor suficiente en la parte baja del molde, para permitir soportar otras situaciones incontrolables

c) Transferencia de calor a través de la pared del molde.

d) Transferencia de calor de la pared externa del molde hacia el agua de enfriamiento.

Debido a las grandes ventajas que se obtendrían al tener una mayor velocidad de colada, se han desarrollado en los últimos años intensos estudios para determinar la influencia de estos pasos en el mejor funcionamiento en esta parte de la planta y si influye el tipo de molde que se esté usando.

a) Transferencia de calor de el interior de la palanquilla a la superficie de ésta. Ya sea que la transferencia se desarrolle a través del acero líquido o sólido, ésta es una función exclusivamente de constantes físicas como son la conductividad térmica, el gradiente de temperatura y el tiempo.

Es claro que en este paso, la transferencia de calor no se ve afectada de ningún modo por el tipo de molde usado.

b) Transferencia de calor de la superficie de la palanquilla, hacia la pared interna del molde. Sabiendo que de los mecanismos de transferencia de calor el más eficaz es por mucho la conducción, y que debido a la contracción del acero al enfriarse es frecuente la formación de una capa de aire entre molde y la palanquilla, la cual evita el buen contacto entre el molde y el acero tan necesario para la conducción. Podemos considerar este paso como el más crítico en la transferencia de calor de la palanquilla hacia el agua de enfriamiento.

Debido a los factores antes expuestos, tomó gran importancia el diseño geométrico adecuado del molde, pues por medio de éste podemos asegurar el contacto suficiente entre éste y el producto, este contacto debe ser suficiente desde la parte superior del molde hasta el punto en el cual la palanquilla sale de éste. Lo que deberemos entender por geometría del molde, es que éste posea una conicidad que corresponda a la contracción del acero. La contracción varía dependiendo de la velocidad de colada y el tipo de acero que se esté procesando.

Las técnicas desarrolladas actualmente en cuanto a construcción de moldes, nos permiten dar la misma conicidad a los dos tipos de molde, ya sea éste curvo o recto.

c) Con respecto a la transferencia de calor, a través de la pared del molde, está claro que no existe ninguna diferencia si el molde es recto o curvo, pues los factores que influyen en este caso son factores físicos exclusivamente, los cuales no se modifican con el tipo de molde. Algunos de estos factores son: la conductividad térmica del material con el que se fabricó el molde, el gradiente de temperatura entre los dos extremos de la pared del molde y además entre los dos extremos del molde.

d) Para esta parte podemos afirmar lo mismo, que lo expuesto para el paso anterior, pues la transferencia de calor de la parte externa de la pared del molde hacia el agua de enfriamiento no tiene relación alguna con el tipo de molde que se esté usando.

A continuación se hace mención de algunas pruebas y resultados obtenidos en la operación de los dos tipos de moldes.

1.- Tomando en cuenta medidas del incremento de temperatura, gasto de agua de enfriamiento y velocidad de colada, se calculó el valor del calor removido en varias máquinas, las cuales trabajan indistintamente con moldes rectos y curvos. Los resultados obtenidos no dieron indicios entrefuncionabilidad de estos moldes.

2.- Si se ocasionara una ruptura en la línea de acero, en algún lugar después del molde, el acero líquido fluiría fuera de la corteza sólida.

Investigaciones en estos casos, reportan que el espesor de la corteza sólida, no cambia con el tipo del molde.

3.- La compañía denominada CONCAST, ha instalado en su máquina -- con molde curvo dispositivos especiales para medir el calor removido en el producto, tanto en su cara anterior como posterior. No se observó diferencia alguna pudiendo afirmar que con el molde curvo, el producto se enfría -- uniformemente.

4.- Tomando en cuenta los datos de operación se ha medido el calor removido por minuto y metro cuadrado de superficie de molde, la cual está en contacto con la corriente de acero. Los resultados de estas observaciones hechas a productos de diferentes secciones y colados a diferentes velocidades, se han graficado contra la velocidad de colada. No se han encontrado diferencias entre los moldes, ya sea éstos rectos o curvos.

5.- Finalmente vemos que cuando se comparan el espesor de la superficie solidificada en un molde curvo con el obtenido en un recto, no se encuentra ninguna diferencia.

Otro de los factores que podrían hacer más o menos costeable alguno de los dos tipos de molde son:

Para una operación segura, el alineamiento adecuado del molde con respecto al tren de rodillos, el enfriamiento adecuado por las espreas de agua a la palanquilla. La experiencia ha demostrado que se pueden manejar estos parámetros con la misma eficiencia en cualquiera de los dos moldes.

Aparte de las consideraciones anteriores y de las medidas logradas en el campo de la operación, la medida más convincente de que las velocidades de colada con molde curvo, son cuando menos iguales a las logradas con molde recto, son afirmaciones reportadas por varias compañías con licencia para trabajar este proceso.

La desventaja principal de las máquinas con molde recto resulta de altura de éstas, pues hasta cierto punto las hacen inoperantes, dado que llegan a alturas de 20 mts. esto hace que sea necesario operar la máquina en una parte subterránea, y en caso de usar la máquina recta con doblamiento, aparecen las desventajas metalúrgicas ya mencionadas.

Resumiendo: podemos asegurar que tanto las consideraciones teóricas como los resultados de operación, nos llevan a la conclusión que las velocidades de colada con moldes curvos son por lo menos similares a las alcanzadas por moldes rectos.

Parte del molde es el sistema de lubricación y de oscilación.

Lubricación del molde.- La lubricación del molde es esencial y debe ser cuidadosamente controlada, pues un exceso de lubricación puede cau--

sar mala calidad del material colado como defectos en su superficie, llegando en ocasiones a causar sopladuras internas.

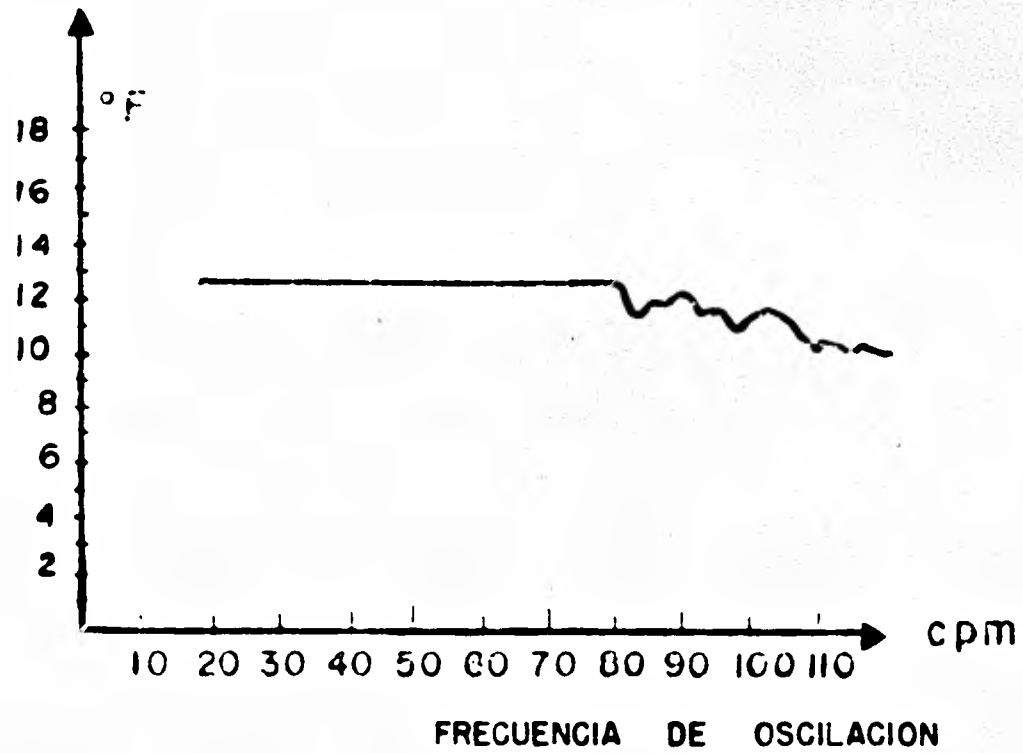
Cuando no se provea del suficiente lubricante se corre el peligro de que en un corto tiempo se pegue el metal fundido al molde. El aceite vegetal es el que se usa para la lubricación y es colocado en tanques a la entrada del molde. El aceite es introducido al molde por medio de un canal - en los bordes de las paredes del molde. Otras plantas lo introducen a través de una serie de pequeños taladros, o bien se puede introducir por medio de un vertedero de una anchura determinada a la mitad del molde.

También se usa en otras plantas que el aceite sea bombeado y regulado, la cantidad de aceite introducido variando la carrera de los pistones. El aceite introducido debe ser uniformemente distribuido en las caras del molde.

Se utiliza también en otras partes que el aceite sea almacenado - en un recipiente a presión, la cual fuerza al aceite a ser introducido a los conductos colocados alrededor del molde. La cantidad de aceite es controlada por una válvula reguladora, la cual es ajustada por medio de un medidor de flujo colocado en el tablero de control.

Reciprocación del molde. En el trabajo de la industria las experiencias han demostrado, que la velocidad de colada aumenta considerablemente, y sin detrimento de la calidad del producto, si en vez de usar un molde estacionario se usa un molde con movimiento oscilatorio.

Todo molde de este tipo está soportado en unos apoyos que son movidos por un oscilador que imprime al molde un movimiento oscilatorio ascen



INFLUENCIA DE LA OSCILACION DEL MOLDE EN LA TRANSMISION DE CALOR

dente y descendente en el mismo sentido de la línea de centros en el molde.

La carrera y la frecuencia pueden variarse para una determinada velocidad del hilo pudiéndoles considerar independientes de la sección de la palanquilla que puede ser vaciada en una máquina.

En casi todas las máquinas actuales, se usa una oscilación con el método llamado de Junghans, nombrado así en recuerdo a su inventor. En el método Junghans, el ciclo guarda una proporción entre la velocidad ascendente y descendente de 3 a 1, teniendo cuidado de tener una velocidad descendente aproximadamente igual a la velocidad de colada.

Durante la carrera hacia abajo, como el molde se mueve a la velocidad que la banda de acero, se obtienen condiciones estáticas adecuadas para la formación de una nueva corteza; en estas condiciones el producto tendrá una corteza exterior con mayor espesor que si el enfriamiento se hubiese realizado con condiciones estáticas del molde. Finalizando la carrera descendente el molde asciende con relativa rapidez al punto de partida desprendiéndose en este paso de la corteza formada en la previa carrera descendente, la carrera ascendente ocasiona ciertas fracturas, las cuales tienen oportunidad, debido a lo pequeño de su tamaño, de soldar en los pasos siguientes no ocasionándose así en el producto ningún deterioro de calidad.

En algunas plantas el método en que la velocidad ascendente del molde es tres veces la velocidad descendente, (en la que cada operación de bajada y subida está separada por un período de aceleración y desaceleración) dio malos resultados de vibración. Una investigación mostró que en los períodos de aceleración y desaceleración, se pueden detectar estas vi-

braciones en el plano horizontal.

Estas vibraciones deben estar dentro de un margen aceptable y deberán estudiarse los diferentes diseños de levas.

En otras plantas vemos que la velocidad ascendente es el doble -- que la velocidad descendente y es separado por períodos de aceleración y - desaceleración constantes.

El mecanismo usado para dar al molde la reciprocidad, varía de -- planta en planta, todas ellas usan una leva para generar el movimiento, pero este movimiento debe ser transmitido al molde por otro mecanismo ya sea hidráulico o mecánico. En el método mecánico ha sido diseñada la leva para dar una carrera máxima a la máquina lingotera.

Para variar la carrera, el punto de pivote es deslizado sobre el brazo principal, este arreglo debe ser accesible y simple.

La operación del manejo de este arreglo es en un punto remoto del área de colada dando con esto protección al operador en caso de alguna falla que pueda suceder en la operación de colada. Se ha provisto este mecanismo con un resorte para estar seguros que el seguidor estará en contacto con la leva durante el período de aceleración y desaceleración.

Resumiendo: las oscilaciones de una máquina conjuntamente con la carrera, determinan la velocidad que tiene el molde, tanto en el ascenso como en el descenso, por lo tanto estas velocidades son muy importantes y deberán comprobarse frecuentemente en la operación de la máquina.

Para estar seguros que la velocidad de descenso del molde siempre

es mayor que la del material, se debe ajustar esta velocidad como mínimo entre un 8 y un 15% mayor.

Podemos decir en términos generales que las oscilaciones de las máquinas deberían de ser entre 55 y 65 por minuto con la carrera correspondiente entre 20 y 35 mm, según el tamaño de la palanquilla y las velocidades a que se está trabajando. Dentro de estos términos se ha notado que -- las condiciones más favorables para enfriar la palanquilla dentro del molde, la velocidad de ascenso del molde debe ser lo más rápido posible para que -- así estando arriba y en la carrera descendente ayude a solidificar las partes superiores de la palanquilla que en este momento tienen solo una pequeña corteza solidificada. El movimiento oscilatorio debe estar libre de vibraciones.

Nuevamente recalcamos la importancia de la acción del Ingeniero - Mecánico Electricista en la industria siderúrgica, ya que le veremos tanto en el diseño como en el mantenimiento de todos los elementos mecánicos que representa el sistema oscilatorio.

V.4.- SISTEMA DE ENFRIAMIENTO SECUNDARIO

Podemos decir, que para obtener una buena calidad metalúrgica del producto será importante realizar un enfriamiento adecuado, ya que dicha calidad depende básicamente de la rapidez y uniformidad del enfriamiento, -- por tanto, una de las partes claves en el proceso será el sistema de enfriamiento secundario.

Este sistema que comienza inmediatamente al acabar el molde, con-

siste en una serie de espreas que rocían agua de enfriamiento, la cual cae directamente sobre el producto que acaba de salir del molde; por medio de estas espreas, en este sistema se sustrae del 15 al 20% de calor del material.

Según el diseño de la mayoría de los fabricantes, otra de las partes que constituyen este sistema es un tren de rodillos, el cual tiene como función guiar el producto, el cual todavía se encuentra en estado plástico por la cámara de enfriamiento.

Como ya se había hecho notar, la compañía Schloemann, filial del grupo CONCAST (colado continuo), ha dado noticias sobre un nuevo dispositivo llamado placa JET, la cual se adapta al final del molde. Este dispositivo es un soporte por donde entra en contacto directo el agua de enfriamiento con el acero, por lo cual no se puede considerar estrictamente como una prolongación del molde, además de que presenta ventajas económicas y técnicas sobre una verdadera prolongación de éste, pues es solo un soporte agujerado que no presenta la complicidad de diseño que presenta el molde; los canales para el agua de enfriamiento, la prolongación de la conicidad, así como el enfriamiento ya ineficaz que daría la prolongación del molde, pues el agua de enfriamiento se ha calculado se caliente hasta el punto crítico cuando el molde mide más de 800 mm. de longitud.

Veamos la importancia que tiene la cámara de enfriamiento secundario. Cuando se cuela palanquilla se busca que el proceso se realice a la mayor velocidad posible, por esto la palanquilla sale del molde con apenas la corteza suficiente para soportar las tensiones a las que va a ser expuesta. El diseño de la cámara de enfriamiento dependerá de la velocidad de extracción que se quiera, así como de la calidad del acero por colar. Es im-

portante hacer notar que en el diseño de la cámara, las máquinas que operan con moldes curvos tienen un 50% menos de rodillos en dicha cámara de enfriamiento, que aquellas máquinas que han sido diseñadas con molde recto. La razón de esta diferencia es que los rodillos de una máquina con molde recto no solo sirve para guiar como en la otra máquina, sino que aquí efectúan un trabajo de enderezamiento, el cual por efectuarse mientras el acero se enfría, da como resultado una calidad menor del producto.

Uno de los fenómenos que ocurren en la cámara de enfriamiento, es la gran cantidad de vapor que se produce al entrar en contacto el agua de enfriamiento con la barra caliente, pero sólo cuando esta cantidad de vapor generado sea mucha se propone el uso de un exhaustor precisamente para eliminar todo este vapor. Pero por lo general este vapor no es mucho y no causa mal alguno, se filtra a través de las rendijas que tiene la cámara hacia el medio ambiente.

Todas las boquillas de agua para rociado están incorporadas a un armazón, con lo que se asegura la fijeza de su posición con respecto a la barra que debe refrigerarse. Se emplean varias clases de boquillas, actualmente las más usadas por la mayoría de los fabricantes son las que vierten el agua en forma de cono hueco, aunque también son muy usadas las que producen sobre la barra una zona de impacto lisa y delgada.

Es importante mantener unas condiciones de refrigeración adecuadas, pues así el enfriamiento es uniforme en todos los lados de la palanquilla, en caso contrario, se producirán abombamientos en la parte menos enfriada y el producto obtendrá una forma cóncava en la parte más enfriada, además de la mala cristalización que resulta de tales anomalías.

En el caso de los abombamientos y las contracciones, los rodillos desarrollan otra de sus funciones, la cual consiste en mantener lo más posible la forma del producto.

Para comprender mejor el proceso, recordaremos que la barra sale del molde con una corteza exterior sólida y delgada y un volumen relativamente grande de líquido en su interior. Este último se solidifica conforme avanza la barra moviéndose hacia abajo, y la refrigeración prosigue, de forma que el líquido en el interior tendrá normalmente la forma de un cono - - alargado, fig 4-8, con un vértice sólido a una distancia considerable bajo el molde. La refrigeración rápida acorta la longitud de este cono, reduciendo el peligro de solidificaciones fuera de lugar, lo que ocasionaría porosidad central o cavidades de contracción secundaria. También disminuye la segregación y produce una estructura muy fina. Por otra parte un ritmo de refrigeración excesiva puede producir grandes tensiones internas, originando fracturas internas y externas. Se recomienda para un mejor control de esta zona de refrigeración que el sistema cuente con por lo menos tres secciones regulables por separado. Generalmente las boquillas de las secciones superiores poseerán más orificios por unidad de superficie que las secciones inferiores, esto es comprensible pues se necesita más refrigeración cuando la barra acaba de salir del molde y su temperatura es aún muy alta.

Generalmente, la tubería usada en estas instalaciones, es de acero inoxidable, y las boquillas de esparido son de bronce.

En la actualidad se considera que la zona de enfriamiento secundario tiene cuando menos la misma importancia que el molde en lo que a cali-

SOLIDIFICACION TIPICA DEL ACERO EN LA COLADA CONTINUA

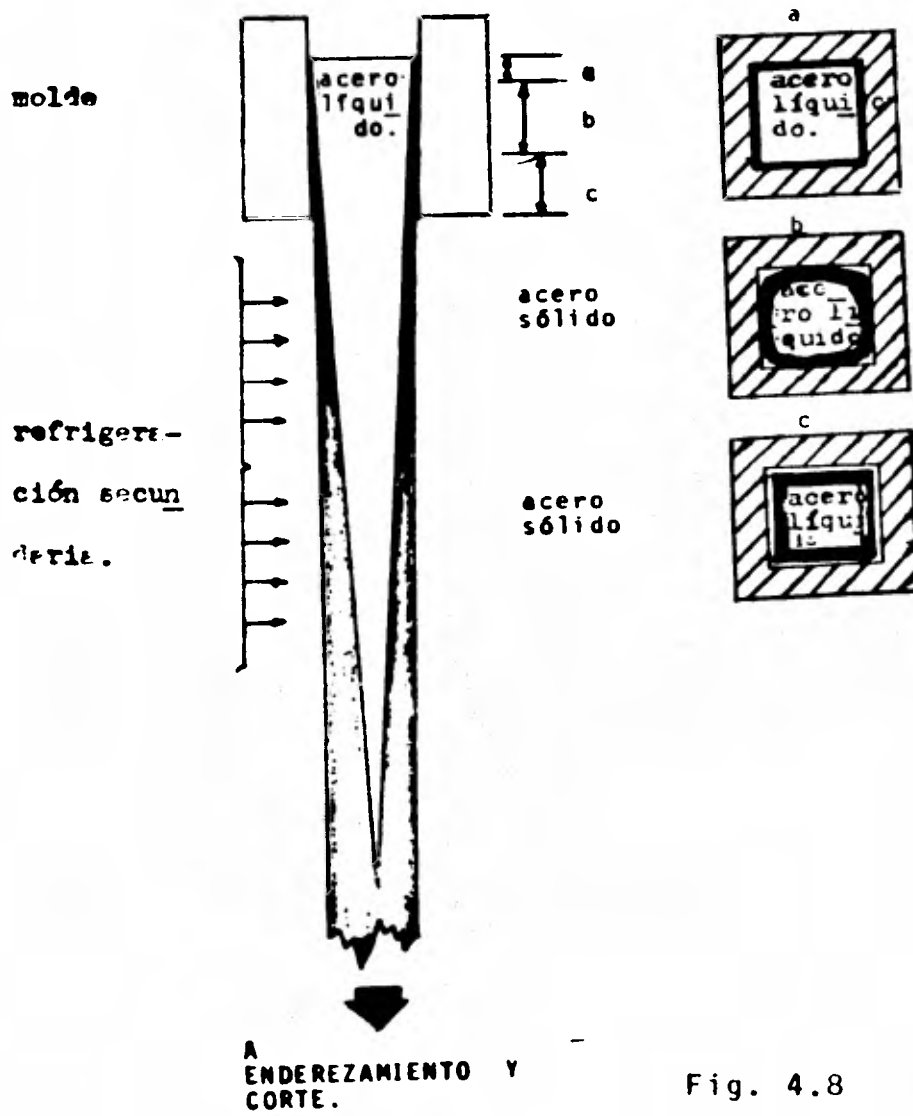


Fig. 4.8

dad metalúrgica del producto se refiere.

La cantidad de agua requerida en esta zona de enfriamiento se ha determinado que es proporcional a la cantidad de acero que se va a colar. - En trabajos experimentales a plantas piloto se ha establecido que se requiere alrededor de un galón de agua por cada 10 lbs. de acero que se va a colar.

Resumiendo: por lo expuesto hasta ahora, dejar especificado que - la zona de enfriamiento secundario se divide en dos partes:

- a) La formada por espreas.
- b) La formada por los rodillos.

A continuación a manera de tabla (III) damos algunos de los defectos metalúrgicos debidos al mal enfriamiento secundario.

V.5.- RODILLOS DE EXTRACCION

Durante el proceso de colada, la palanquilla es extraída y enderezada por un tren de rodillos de velocidad variable, los cuales son ajustados a la velocidad que trabaja la unidad extractora. Los rodillos y el motor que los acciona deben ser reversibles para poder permitir la inserción y la acción de la barra falsa o maniquí. Generalmente la potencia necesaria para el funcionamiento de estos rodillos, la proporciona un motor de corriente directa.

Hay compañías que usan un solo motor para todo el sistema, y - -

T A B L A I I I

DEFECTOS METALURGICOS DEBIDOS A UN MAL ENFRIAMIENTO SECUNDARIO

<u>DEFECTO</u>	<u>TIPO</u>	<u>POSICION</u>	<u>CAUSAS</u>
Grietas Externas	Longitudinal	esquina caras	enfriamiento desigual,- falta de cuidado en el- alineamiento.
Mala calidad de la sección	Romboide		enfriamiento interno -- no desigual Un esparcimiento del -- agua de enfriamiento de sigual. Falta de alineación
	Cóncavo		Mal rociado del agua de enfriamiento.
	Convexo		Mal enfriamiento del -- agua, mal rociado.
	Figura desigual	Poros combarse de sección pe- queña, es el corte con ci- zalla y tije- ra	Enfriamiento incorrecto. Mal rolado. sobre enfriamiento, fal- ta de enfriamiento. Ro- lado incorrecto del con- junto.
Grietas Internas	Arañado	Centro de la Sección	Exceso de enfriamiento.
	Mayor sección trans- versal de- salida que paralela	sobre la sección	Mal enfriamiento debido al rociado.
	Mayor sección trans- versal nor- mal a los- rodillos.		Alineamiento incorrecto.

otras que por conveniencia de trabajo usan dos; uno para el funcionamiento de la unidad extractora y otro para la enderezadora. Este último diseño nos da una mayor seguridad en el funcionamiento de la planta en caso de fallas.

Como los rodillos tienen que trabajar a temperaturas altas los rodillos principales, o sea los extractores cuentan en la mayoría de los diseños con un sistema de refrigeración interna.

Es muy importante que los rodillos al tomar la barra, la cual no ha solidificado por completo, ejerzan una presión correcta, pues en caso de que ésta sea ligera, puede ocurrir un resbalamiento de la barra, lo cual ocasionaría una variación en la velocidad de extracción y una porosidad central del producto. Por el contrario, una presión demasiado fuerte deformaría la barra, y si el interior está aun pastoso, daría como resultado grietas internas, las cuales estarían en ángulo recto con el eje de los rodillos de extracción.

Considerando que el punto de ruptura del acero caliente es de 25 kg/mm^2 , el punto ideal de acción de los rodillos se encuentra en los límites de los 15 kg/mm^2 , según los ingenieros mecánicos que han diseñado el sistema. El diámetro de los rodillos varía, pero podemos considerar que para el colado de palanquilla de 125 mm^2 , el diámetro medio es de 260 mm^2 .

V.6.- BARRA FALSA Y SU ALMACENAMIENTO

Esta barra tiene por objeto el iniciar el retiro del acero del molde. Su funcionamiento es el siguiente: a) se introduce la barra al mol

de, esto se hace al funcionar el motor en sentido inverso, b) se deja fluir el acero del distribuidor hacia el molde, ahí se encuentra con la barra falsa que obstruye la salida, c) al encontrarse con la barra falsa, puesto que ésta está a una temperatura mucho menor el acero se solidifica adheriéndose a la punta de la barra falsa, d) se comienza a extraer la barra del molde a la velocidad que se requiera, jalando la línea del acero que se ha adherido. Esta operación se efectúa haciendo funcionar el motor en su sentido original, e) Al llegar a la estación de corte, una vez que los rodillos han tomado la línea, se desprende mediante un corte, la barra del acero, pasando ésta a su lugar de almacenamiento, dejando así fluir libremente la línea continua de acero colado.

La barra falsa puede ser una cadena de eslabones, flexible, esto sirve para su más fácil almacenamiento, aunque también se puede usar una barra continua de acero. Una modificación importante al diseño original de estas barras falsas, es el colocar en la punta de la barra un cabezal, el cual se pueda desprender con objeto de cambiarlo mientras se efectúa la limpieza del acero que queda soldado, después de efectuar el corte. Otra de las ventajas de este sistema, es que están colando secciones diferentes, lo único que se cambia es el cabezal, lo que en el otro caso se debe cambiar toda la barra.

El almacenamiento de la barra se encuentra en la mayoría de los casos al lado de la mesa de rodillos.

V.7.- ESTACION DE CORTE

En la actualidad, la mayoría de los fabricantes usan dispositivos

de soplete para efectuar el corte de una palanquilla, aunque el dispositivo original, que en la actualidad es todavía usado en el caso de productos con sección pequeña, es el corte con cizalla o tijeras, en este método, existen tres posibilidades siendo las tres similares en la calidad, diferenciándose únicamente, para el fabricante o comprador, por la colocación y las facilidades de operación que dan -- las alternativas. Las tres posibilidades son: a) El corte superior, cuando la cizalla golpea de arriba hacia abajo; b) El corte inferior, que es -- el opuesto al anterior; c) El corte lateral, cuando el corte se realiza -- con este mecanismo, se pierde un poco de acero, por lo cual poco a poco se ha ido descartando en los diseños recientes. La pérdida de acero que se debe a que, al efectuarse el corte, como se realiza por golpe, los bordes no quedan perfectamente lisos, sino que se encuentran distorsionados. Se tiene como un hecho establecido, que en caso de usar este tipo de corte, la menor distorsión, se obtiene con el corte lateral. La única condición necesaria para usar el mecanismo de corte con cizalla o tijera es que la sección a cortar sea pequeña, para que así la distorsión no interfiera con la co-rrecta entrada del producto en los molinos de laminación.

Por lo que a corte con soplete se refiere, existen también varios tipos, el de oxipropano y el de acetileno son los más usados.

En este caso los dos sopletes dan los mismos resultados, por lo -- cual básicamente, su aplicación depende del mercado de estos productos.

El funcionamiento de corte con soplete, es el siguiente:

El soplete se une con mordazas a la barra de acero, viajando con ésta mientras efectúa el corte, al acabar el corte, el soplete regresa con la suficiente velocidad para llegar al mismo tiempo que la sección de pro--

ducto donde se debe volver a unir. Es importante la sincronización, pues - de ésta depende la correcta longitud del producto que se está colando.

A continuación el producto pasa por un tren de rodillos, el cual no tiene mayor complicación en el diseño pues la única función que desempeña es el traslado del acero, ya para entonces completamente solidificado a la zona de enfriamiento final. Las velocidades que comunmente se trabajan en estos rodillos se encuentran entre los 20 y 60 mts/min.

V.8.- AREA DE ENFRIAMIENTO

Esta sección de la planta, tiene como único fin, el permitir al - acero demasiado caliente para poder ser manejado con seguridad, su enfria- miento final. El diseño de esta parte no es de primera importancia como en los casos anteriores, ya que aquí ya no se pueden alterar las característi- cas del acero.

Podemos decir que esta área consta de dos partes:

a) Mecanismo de descarga.- En el cual la mayoría de los construc- tores emplean un sistema de patinaje en el cual se ayudan con la velocidad- que aún trae el producto.

b) Cama de enfriamiento.- Esta parte consta de dos soportes denta- dos, que al cruzarse entre sí, toman el producto y lo acomodan en la cama - de enfriamiento para que llegue a su enfriamiento total.

V.9.- EQUIPO AUXILIAR

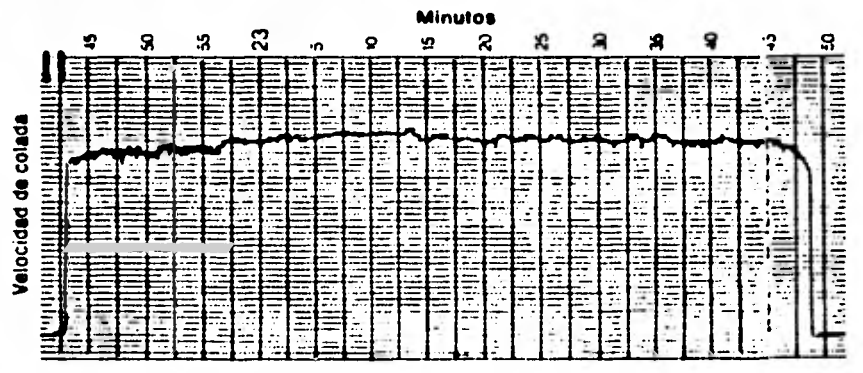
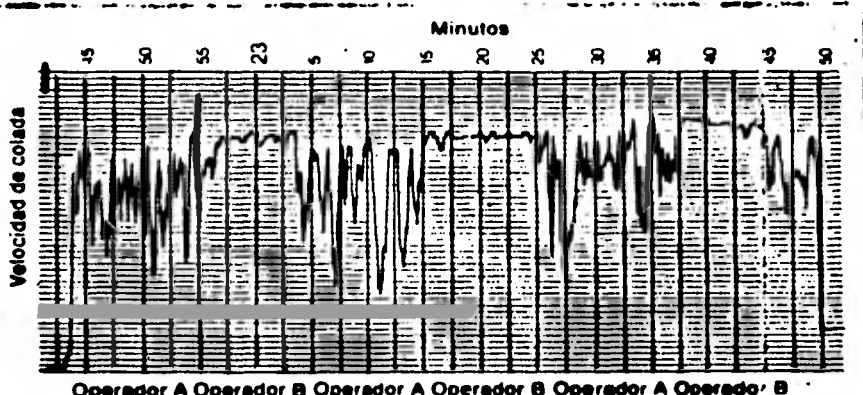
Del equipo auxiliar conviene mencionar especialmente el control automático de nivel. En un principio se usaron elementos termo eléctricos que fueron sustituidos con ventaja por una fuente emisora radio-activa en el molde y diametralmente opuesto un contador. El contador recibe la emisión radio-activa y detecta el nivel del acero en la manga, al detectar un nivel por debajo del óptimo establecido manda una señal que reduce la velocidad de la unidad extractora, lo que tiene como consecuencia un aumento en el nivel de acero en la manga. Al detectar un nivel superior al establecido manda una señal que incrementa la velocidad de la unidad extractora.

El control automático de nivel eliminará las variaciones en la velocidad de colada que se originan por las reacciones humanas, más o menos rápidas de los operadores. Algunos operarios con magníficos reflejos y reacciones pueden igualar casi la constancia obtenida por el control automático de nivel, otros nunca pueden mantener la velocidad dentro de un rango aceptable. Con los últimos se corre el riesgo de roturas frecuentes del hilo.

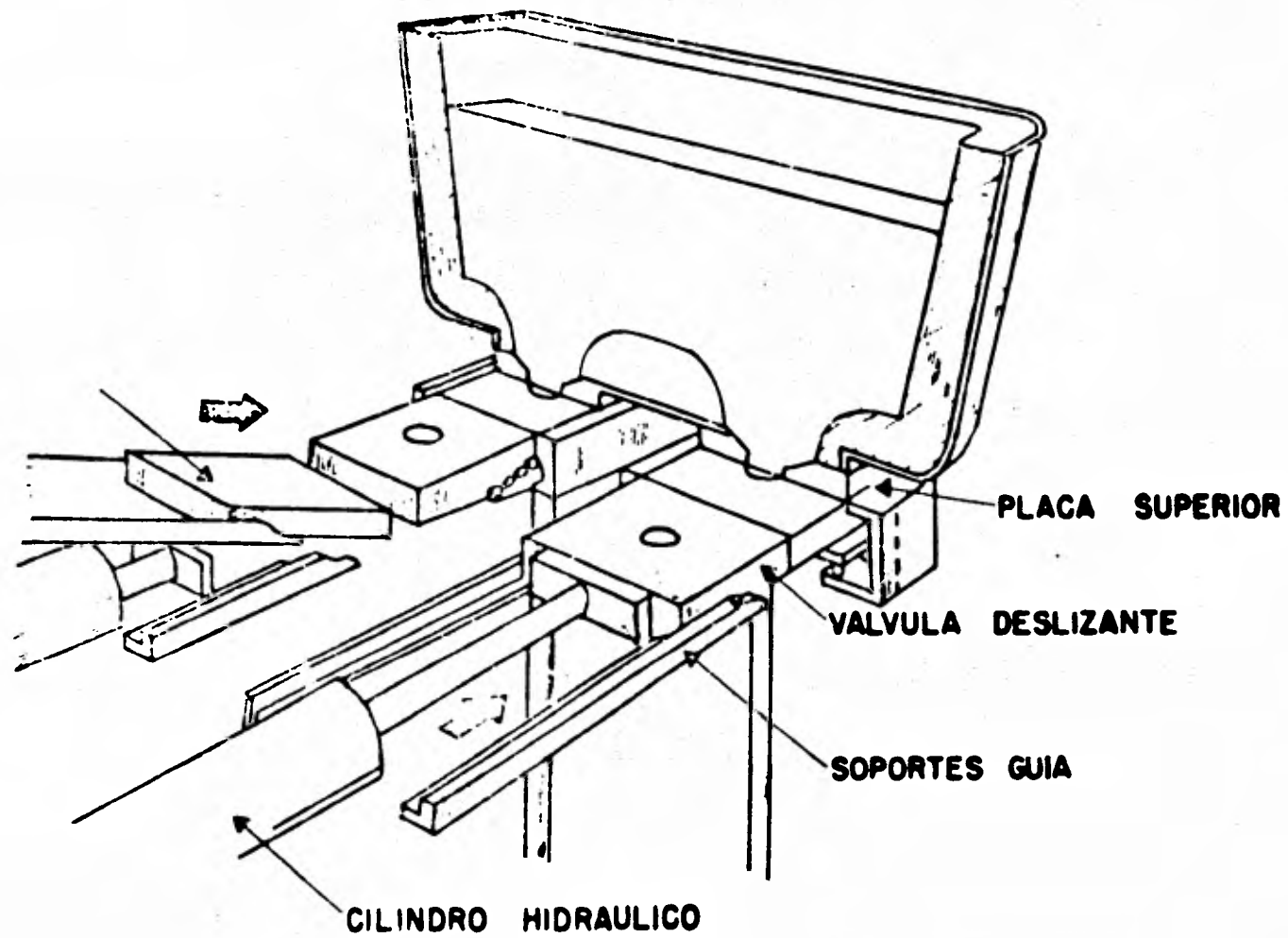
A continuación hablaremos brevemente sobre los refractarios usados en los distribuidores, los cuales podemos clasificar en tres tipos de acuerdo a sus sistemas de control de flujo de acero.

a) Barra tapón.- Donde se hace uso de un sistema de barra y tapón enfriadas por aire, muy parecido al usado en ollas de aceración.

b) Válvula deslizante.- Como su nombre lo indica hace uso de un sistema de válvula deslizante operada neumáticamente.



- I CONTROL MANUAL
- II CONTROL AUTOMATICO DE NIVEL



VALVULA DESLIZANTE - (TIPO FLO - CON)

c) Boquilla.- En este sistema se usan boquillas de materiales -- muy resistentes al ataque químico y a la erosión y además el flujo de acero es controlado únicamente por el diámetro de la boquilla usada.

Debido a la naturaleza del proceso, los distribuidores se encuentran sujetos a las siguientes condiciones de operación: Alta temperatura, - ataque químico, impacto, erosión, choque térmico y abuso mecánico. Con el objeto de reducir dichas condiciones de operación, el refractario usado en los revestimientos de distribuidores deberá tener ciertas propiedades, las cuales son las siguientes: Resistencia adecuada a la temperatura, baja porosidad, baja permeabilidad, alta densidad, estabilidad dimensional a altas - temperaturas, resistencia adecuada a la erosión, ataque químico y mineralógico.

Con respecto a las boquillas, una gran cantidad de tipos, en lo - que se refiere a composición química, se han usado desde el inicio de la colada continua. Entre ellos tenemos los siguientes tipos: Zircón, zirconia, cromo magnesita, alta alúmina, extra alta alúmina.

NOTA: En los tipos de alta alúmina existe también la variedad de boquillas - con insertos de zircón y zirconia.

Podemos decir que las más populares a la fecha son las boquillas - de silicato de zirconia y óxido de zirconio, usadas en la mayoría de las -- plantas de colada continua.

Independientemente del tipo, al elegir boquillas para este servicio deben analizarse los siguientes factores:

- 1) Resistencia a la erosión durante la vaciada.

- 2) Baja permeabilidad y composición tal que evite adherencia de -
acero.
- 3) Resistencia al choque térmico que evite la formación de fractu-
ras al recibir el acero.
- 4) Ausencia de microfracturas.
- 5) Estabilidad dimensional a alta temperatura.

TIPOS DE REVESTIMIENTO REFRACTARIO

En general existen dos clases de revestimiento usados en distri-
buidores de acuerdo al tipo de material usado:

- A) A base de ladrillo.
- B) Con materiales monolíticos.

A) LADRILLO.- Este tipo de revestimiento es el más popular ya --
que el uso de materiales monolíticos no ha sido una práctica standard en la
mayoría de las plantas de colada continua tanto en Estados Unidos como en -
México, debido no sólo al costo más elevado de estos materiales por m^3 , si-
no también a la necesidad que existe para este tipo de revestimiento de un-
tiempo de secado y siterizado adecuados, lo cual disminuye la disponibili-
dad de equipo en un momento dado.

Para propósitos de análisis, podemos dividir el revestimiento del
distribuidor en las siguientes áreas: Revestimiento de protección, revesti-
miento de trabajo, cazuela de la boquilla y tapas.

En el revestimiento de protección vemos normalmente que tiene es-

pesores que van desde 32 mm. hasta 64 mm. de ladrillo de alta calidad. También se ha usado algunas veces como protección ladrillo de alta alúmina -- (70%) y básico (95% MgO) en espesores que normalmente van de 25.4 a 38 mm.

En relación al mortero usado, para revestimiento la práctica general es el uso de un mortero de calidad superior, o de un mortero de alta -- alúmina (65%).

El revestimiento de trabajo es normalmente de 114 mm. de espesor -- sin embargo, en distribuidores muy grandes se han usado 153 mm y 229 mm. de pendiendo del tamaño y capacidad del mismo.

Los materiales standar en la mayoría de las plantas son los ladrillos de alta alúmina (60 y 70%) de expansión moderada, usando como material para juntas mortero de 65-70% de alta alúmina ($Al_2 O_3$).

Sin embargo hay varias plantas donde el distribuidor se reviste -- con varias calidades, de tal forma que se equilibra el desgaste de las diversas áreas, reforzando con materiales de mayor calidad las zonas problema.

En los hilados de ladrillo arriba de la línea de escoria se ha -- usado calidad superior (42% de alúmina $Al_2 O_3$) ya que las condiciones de servicio en esta zona no son tan drásticas como en el resto del revestimiento. Para hacer la cazuela de la boquilla hay dos tendencias, la primera que es hacerla junto con el revestimiento a base de apisonables, concretos o plásticos, ya sean de alta alúmina (70 a 90%) o básicos de 80 a 95% de MgO, óxido de magnesio, la segunda es haciendo uso de piezas previamente moldeadas y quemadas en alta alúmina, 80 a 90%.

Para colocar las boquillas en ambos casos se hace uso de morteros de alta alúmina de fraguado cerámico que a la temperatura de operación producen una liga débil que facilita el cambio de boquillas donde al mismo tiempo la protección necesaria en caso de penetraciones de acero.

Para las tapas, en caso de que estén hechas con ladrillos, éstas normalmente son construídas de un espesor de 144 mm. Los tipos de ladrillo usados son normalmente de alta calidad pero se han usado también ladrillos-aislantes, (para 1650°C), que evitan en mayor grado las pérdidas de temperatura a través de la tapa.

B).- MONOLITICOS. Los revestimientos monolíticos son generalmente de espesores que varían entre los 152 mm y 229 mm. Normalmente en estos casos no existe revestimiento de protección y pueden o no estar aislados -- con 25.4 mm. de bloque aislante para 1038°C. Dentro de este tipo de revestimientos existen dos grupos de materiales a usarse, son los concretos y -- los apisonables.

Concretos.- Para el cuerpo del distribuidor se han usado principalmente concretos de alta alúmina con contenidos de 60 a 70% de este compuesto, todos ellos usando como ligador cemento refractario de aluminato de calcio de alta pureza. Es de vital importancia en estos revestimientos, el curado y secado del material, parámetros que pueden significar la diferencia entre el éxito o el fracaso de su uso.

Debido a que el cemento no es muy resistente al ataque, los revestimientos completos de estos materiales presentan más tendencia al arrastre de inclusiones refractarias no metálicas a los lingotes de acero.

Para las tapas del distribuidor, se usan concretos de 50 a 60% de alúmina, anclados con anclas tipo V de acero inoxidable. También se hace uso de concretos aislantes para 1650°C. anclados en la misma forma que los anteriores. Es también importante el secado y curado del revestimiento monolítico.

Apisonables y plásticos de 50 a 90% de alúmina, han sido usados en el cuerpo del distribuidor, siendo los más populares en uso los de 70 y 80% de este compuesto. Estos materiales se aplican haciendo uso de un martillo neumático para compactarlos en el piso y paredes del distribuidor.

Quizá los factores más importantes en el uso de estos apisonables son el secado y sintetizado del revestimiento, los cuales deben hacerse a las temperaturas y tiempos adecuados para cada material. Un secado rápido genera presión de vapor en el interior de las paredes y el piso produciendo fracturas que afectarán al servicio. Si el material no es sintetizado adecuadamente, no tendrá la resistencia necesaria al ataque químico y la erosión, produciendo arrastres de material refractario a los lingotes.

En el caso de revestimientos monolíticos es siempre conveniente que la coraza tenga perforaciones para la más fácil eliminación de vapor de agua.

De datos obtenidos de diversas plantas puede concluirse que el promedio de vida de los revestimientos refractarios para distribuidores es muy variable, debido principalmente a los sistemas de limpieza usados, sin embargo se encuentran en el rango de 8 a 24 vaciadas y con costos que varían entre 8 y 13 pesos por tonelada de acero líquido con ladrillo y 12 a -

18 pesos por tonelada de acero líquido con materiales monolíticos. Estos - costos incluyen materiales de mantenimiento.

Como puede verse son muchos y muy variados los materiales usados- en el revestimiento de distribuidores, hemos tocado únicamente los más usua- les, sin embargo para cada tipo de acero y operación es posible llegar por medio de las recomendaciones de los proveedores de refractario junto con la valiosa ayuda del operador a un balance tal de materiales que den la mejor- vida y por lo tanto el menor costo por tonelada de acero líquido.

Esta es a grandes rasgos, una planta de colada continua, integra- da en todas sus partes. Tal vez esta visión superficial no nos haga ver la complejidad tecnológica que implica una planta de este tipo, así como la -- cantidad de trabajo y consideraciones que se tienen que hacer para su dise- ño, pero sí podemos dejar recalcada la acción del Ingeniero Mecánico Elec- tricista, la cual como ya lo hemos expresado juega un papel muy importante- en el diseño y mantenimiento de los equipos mecánicos e hidráulicos que in- tegrar una planta de colada continua.

A continuación explicaremos la secuencia operacional de una máqui- na de colada continua.

SECUENCIA OPERACIONAL DE UNA MAQUINA DE COLADO CONTINUO.

Actualmente trabajando en el municipio de SAN CRISTOBAL ECATEPEC, EDO. DE MEXICO.

Comienza el proceso de la colada precisamente en el horno, éste - se recalienta antes de comenzar la fundición y tiene capacidad máxima de 17

toneladas. Primeramente se funden de 4 a 5 toneladas, con electrodos de -- grafito o carbón para este caso, se recarga el horno 2 veces hasta llegar a su capacidad máxima. Se calcula que de 17 toneladas en bruto, sustrayendo la escoria tendremos 14 toneladas aprovechables. Una vez que el acero se encuentra a una temperatura adecuada, aproximadamente 1400°C, se vacfa en la tina o cuchara, la cual ha sido previamente calentada, poco a poco hasta la temperatura que tiene el acero, con esto evita como sabemos que vaya a haber una caída muy grande de temperatura y pueda incluso la cuchara agrietarse y romperse.

Una vez que la cuchara está llena la grúa la toma por los muñones por medio de ganchos y la transporta al lugar de vaciado, que está en la -- parte superior de la planta, ahí la deposita sobre el sistema de volteo, -- donde es sujeta por medio de ganchos accionados hidráulicamente. En este momento sobre el tundish se coloca una canal y el sistema de -- volteo comienza a funcionar inclinando la cuchara y dirigiendo el -- chorro de acero hacia la canal colocada sobre el tundish, ésta desvfa el chorro hasta que se asegura un flujo continuo, en este momento se retira la canal y el chorro cae directamente sobre el tundish, el cual ha -- sido previamente preparado con apisonables y además calentado. Rápidamente el acero se dirige hacia la boquilla y se forma un chorro continuo hacia el molde (que es de cobre y con una capa interna de cromo). Además se ha asegurado un cierre hermético entre el molde y la barra falsa por medio de una tela de asbesto. Una vez que se inició la colada comenzó también a funcionar el sistema primario de enfriamiento y llegado el momento en que el nivel del acero está por debajo de la parte superior del molde (100 mm) comienzانا funcionar los rodillos extractores junto con el sistema de oscila-

ción el cual es accionado por medio de un excéntrico y una manivela, en este momento también el sistema lubricador ha comenzado a funcionar, accionado por medio de una bomba que introduce a las paredes del molde un número determinado de gotas por minuto, cuando este sistema se hace insuficiente - un operador lo introduce por medio de una aceitera.

La carrera que describe el molde debido al sistema oscilatorio es de 45 mm, los cuales deben avanzar también los rodillos extractores para -- evitar una ruptura en la línea debido a la desincronización. A la salida del molde la barra ha solidificado un espesor de 1.75 a 3.1 mm. y es aquí donde comienza a trabajar el sistema secundario de enfriamiento, que sabemos rocía el agua directamente sobre la barra. El medio utilizado para impulsar el agua en este sistema así como en el primario es una bomba de pozo profundo la cual hace circular el agua, transportando el calor cedido por la barra al entrar en contacto el agua con los cuatro lados de ésta. La experiencia demuestra que ésta es una de las partes de la máquina que requiere de constante mantenimiento (hemos visto ya los defectos ocasionados por enfriamientos deficientes). La misma agua que se rocía sobre la barra es la que sirve para lubricar y enfriar a los rodillos extractores. Se calcula aproximadamente un gasto de un galón por cada 10 libras de acero.

A una distancia de 8 metros del molde la barra ha solidificado -- completamente, en esta etapa es donde se realiza la separación de la barra real y la barra falsa, la cual sigue su descenso para ser almacenada. El corte se realiza por medio de soplete y la barra real sigue su trayecto para que un poco adelante el rodillo doblador entre en acción, imprimiendo sobre la barra una fuerza suficiente para hacerla cambiar de dirección, es --

aquí donde se forma el radio de colada de la máquina, que viene a ser aproximadamente de 12 a 16 mts. Al seguir la barra la dirección adecuada es sujeta por los rodillos enderezadores, los cuales la hacen pasar por su sección sacándola completamente derecha, aquí un operador determina la longitud de la palanquilla colocando a la distancia adecuada un ganchito, el cual sirve de gafa para que el operador durante el movimiento continuo de la barra por medio de un soplete realice el corte correspondiente. Una palanquilla de 75 x 75 mm. y una longitud de 4 metros pesa 73 kgs/m. Una vez que se encuentra en estas condiciones es transportada a la zona de enfriamiento. Ahí la barra acabará de enfriarse para después ser almacenada. Aproximadamente el tiempo de colada es de una hora y media. Esta es la manera como opera una máquina de colado continuo.

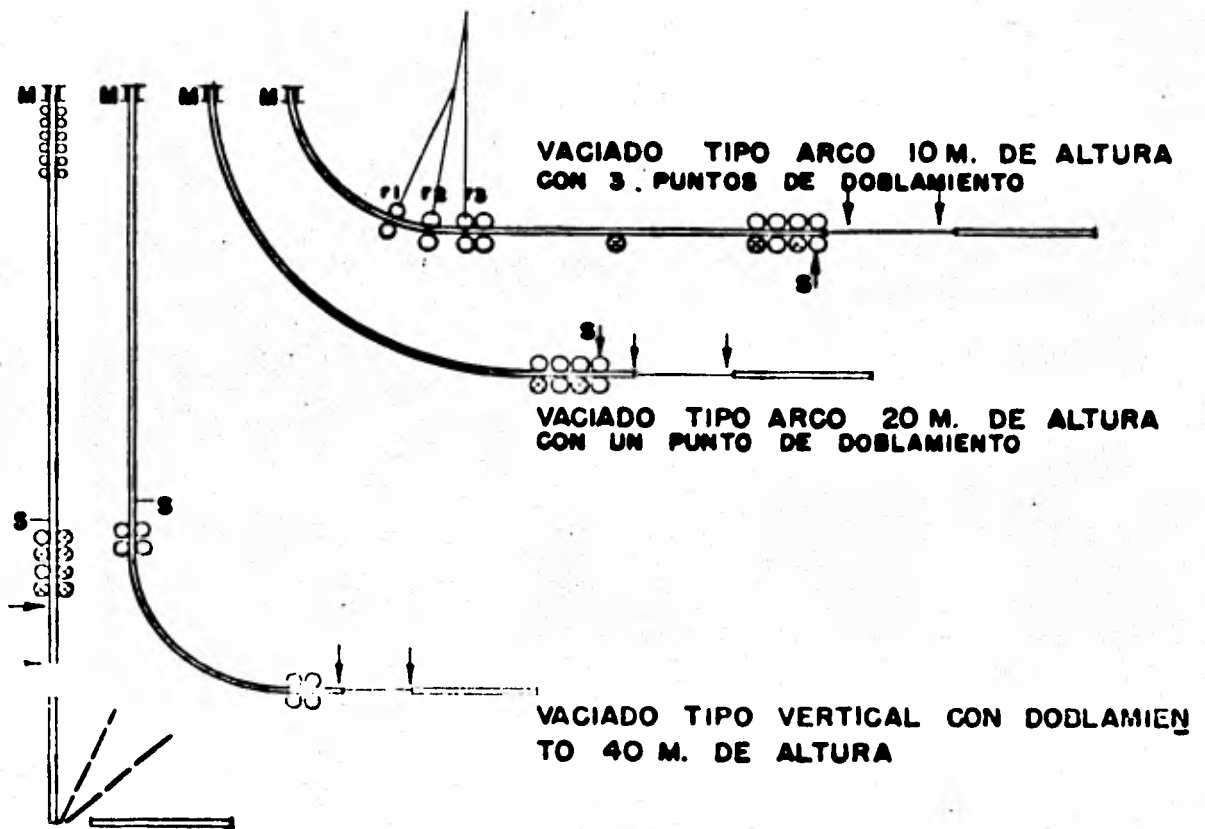
Esta planta tiene construídos un total de 32.000 mts², para todas las instalaciones.

V.10.- COLADO CONTINUO DE PLANCHONES

Básicamente es la misma técnica que se emplea en la fabricación de billets. Sin embargo por el considerable peso del producto y los tonelajes elevados que se manejan hay que hacer ciertas consideraciones, ya que en este tipo de máquinas alimentadas con ollas que tienen una capacidad de 300 a 400 tons. de acero líquido y que tienen una capacidad de vaciada de 4.5 tons. por minuto y por hilo se considera una producción de 1.5 millones de tons. por año y por hilo.

Lo que permitió llegar a las cantidades citadas anteriormente es

DIFERENTES TIPOS DE MAQUINAS DE COLADO CONTINUO



VACIADO VERTICAL 51 M. DE ALTURA

CONSIDERANDO UN PLANCHON DE 1000mm x 200mm.
UNA VELOCIDAD DE VACIADO DE 2.0 M/MM.

M • MOLDE
S • NUCLEO LIQUIDO, LONGITUD 31 M.

el cambio de máquinas verticales y máquinas de arco, que se muestra en la -
figura No. 1 donde se aprecia:

- I. Máquina Vertical con 51 mts. de altura.
- II. Una máquina vertical con doblado del material de 40 mts.
- III. Una máquina de arco con un punto de doblado de 20 mts.
- IV. Una máquina de arco con tres puntos de doblado de 10 mts.

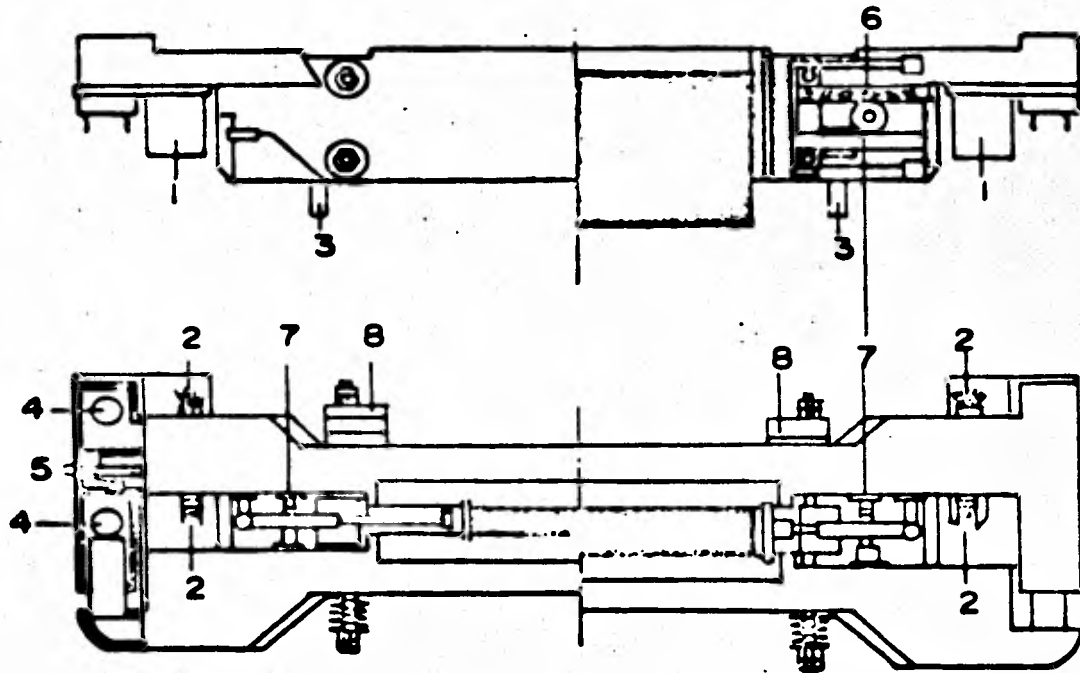
Dependiendo de la velocidad de vaciado, que suponemos igual en --
los cuatro casos a 2 mts. por minuto, lo que da una longitud metalúrgica o
un núcleo líquido de 31 mts. este núcleo líquido es el factor que impide --
que se reduzca la altura de las instalaciones verticales. Es evidente la -
ventaja de los diseños tipo arco ya que para reducir la altura del ejemplo-
No. 1, había que reducir la velocidad de vaciado. Aún así disminuyendo la-
velocidad a un metro por minuto, la instalación sería de aproximadamente 35
mts. de altura.

En el caso No. 2 el material es doblado con el núcleo sólido.

La ventaja de las máquinas de arco, especialmente en la fabrica--
ción de planchones es, que mientras más baja sea la máquina menor es la pre-
sión ferrostática. La carga ejercida sobre la pared de planchones debe ser
absorbida por rodillos. El pandeo de la pared del planchón con núcleo lí-
quido es reducido utilizando un mayor número de rodillos y aplicando un en-
friamiento por espreas de agua más intenso.

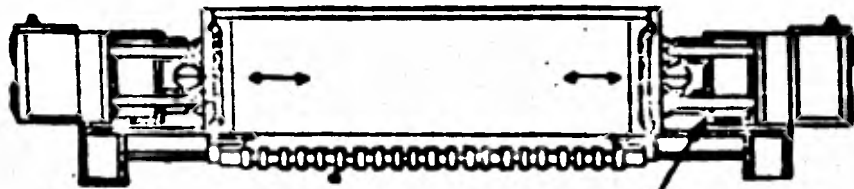
Este por su parte está limitado por la susceptibilidad de la pa--
red del acero de agrietarse.

El doblado con núcleo líquido tiene también sus limitaciones y se



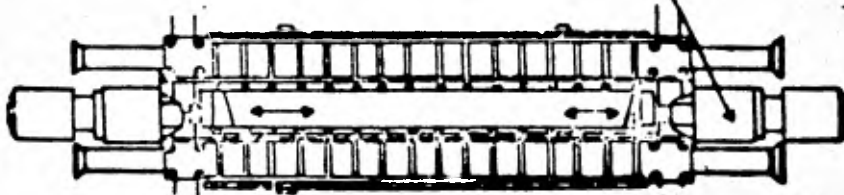
- 1.- SOPORTE
- 2.- TOPE LIMITADOR
- 3.- GUIA
- 4.- CONEXION DE AGUA PARA LAS CARAS ANCHAS
- 5.- CONEXION DE AGUA PARA LAS CARAS ESTRECHAS
- 6.- CILINDRO AJUSTADOR
- 7.- CILINDRO DE SUJECION
- 8.- ESPACIADOR

MOLDE CON AJUSTE DE ESPESOR Y ANCHO



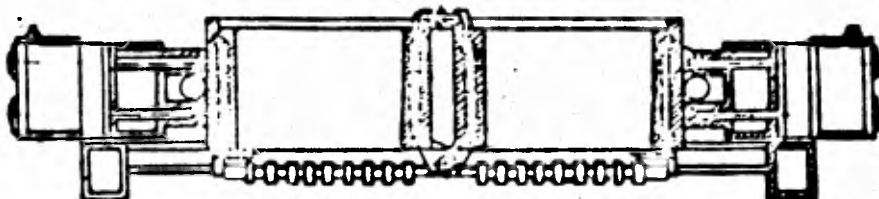
SECCION VERTICAL

MECANISMO PARA DESPLAZAMIENTO
DE LAS CARAS ANGOSTAS



SECCION HORIZONTAL

MOLDE AJUSTABLE PARA VACIADO DE PLANCHONES DE
GRAN TAMAÑO



SECCION VERTICAL

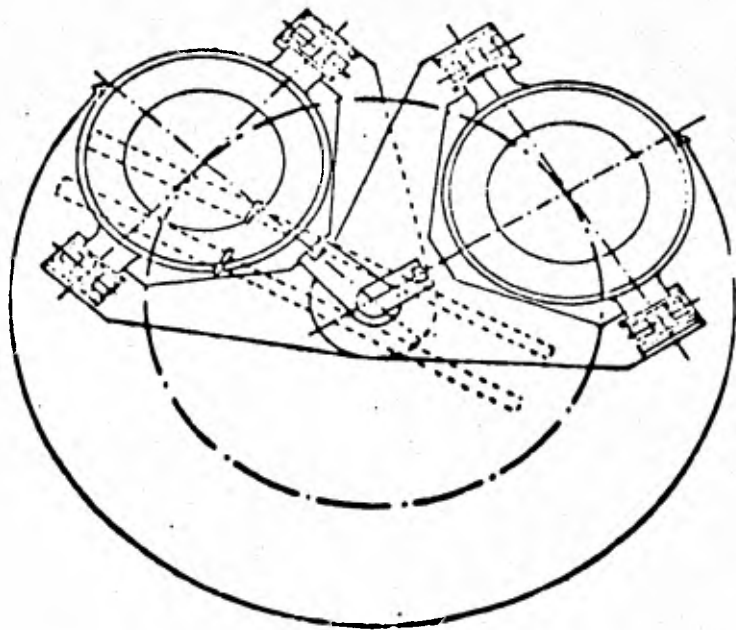
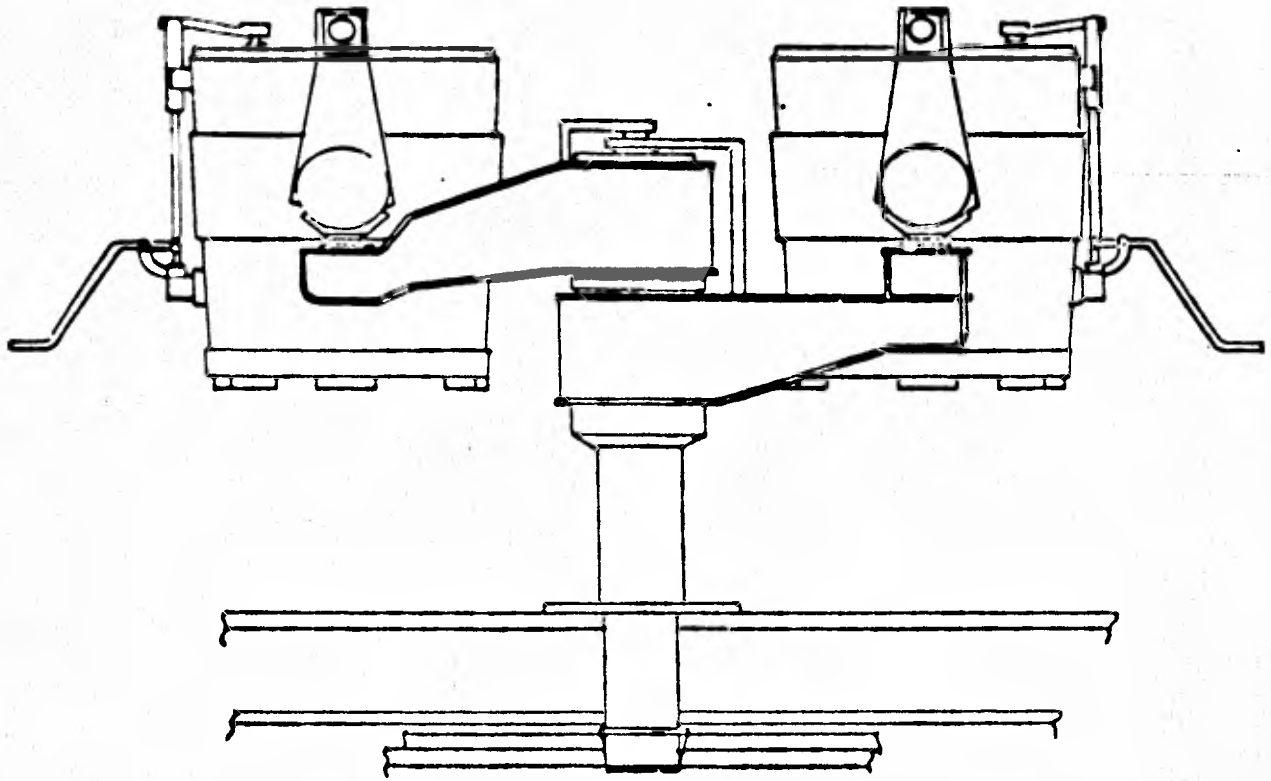
MOLDE PARA VACIADO SIMUTANEO DE DOS HILOS

debe atender especialmente la zona límite de fase líquido-sólido. Cuando -- más alejada esté esta zona de la línea neutral de flexión, mayor será la -- tendencia de que se formen grietas internas. El diseño No. 4 con diferen-- tes puntos de doblado trata de eliminar esta posibilidad, ya que va doblan-- do el material según radios que aumentan de acuerdo con el desplazamiento - del límite de líquido-sólido hacia el centro del material.

En las máquinas de colada continua para planchones, se presenta - una especial atención al manejo y soporte de las cucharas para posibilitar-- la realización de vaciadas unas detrás de otras.

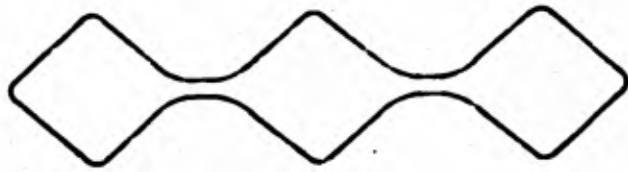
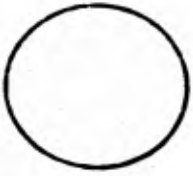
Otros adelantos en estas máquinas son moldes ajustables, por me-- dio de los que se puede ajustar el ancho de los planchones durante la vacia da y sin interrumpir la operación, igualmente se pueden obtener dos planchones de menor ancho en una máquina diseñada para grandes anchos, sacando ventaja de la capacidad de vaciado completa.

Otra gran ayuda en las máquinas para planchones o barras gruesas-- es la computadora. Con base en un modelo y datos almacenados en ella se -- ajustan los parámetros para mantener constante la temperatura de la superficie durante la vaciada, independiente de la velocidad momentánea de opera-- ción. Al mismo tiempo se almacena una gran cantidad de datos en las cintas magnéticas de la computadora para poderlos analizar posteriormente en una - instalación de computación más grande.



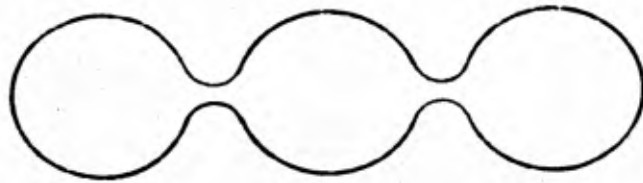
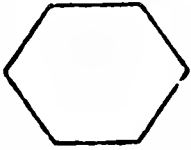
TORRETA GIRATORIA PARA EMPALMES DE COLADAS

SECCION REDONDA

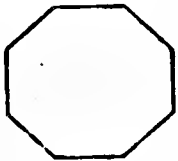


BILLETS MULTIPLES

SECCION HEXAGONAL



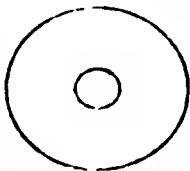
SECCION OCTAGONAL



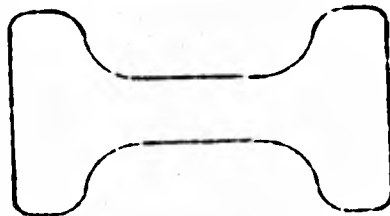
PLANCHON



SECCION REDONDA HUECA



PLANCHON PARA VIGAS



SECCIONES ESPECIALES PRODUCIDAS EN COLADO CONTINUO

PRODUCTIVIDAD DE UNA MAQUINA DE COLADA CONTINUA

Para analizar la productividad de una máquina de Colada Continua, deben tenerse en cuenta la capacidad de vaciado y la capacidad de producción.

La capacidad de vaciado se obtiene multiplicando: el área de la sección x velocidad x número de hilos x tiempo total disponible.

El tiempo total disponible se ve reducido sin embargo por los siguientes factores:

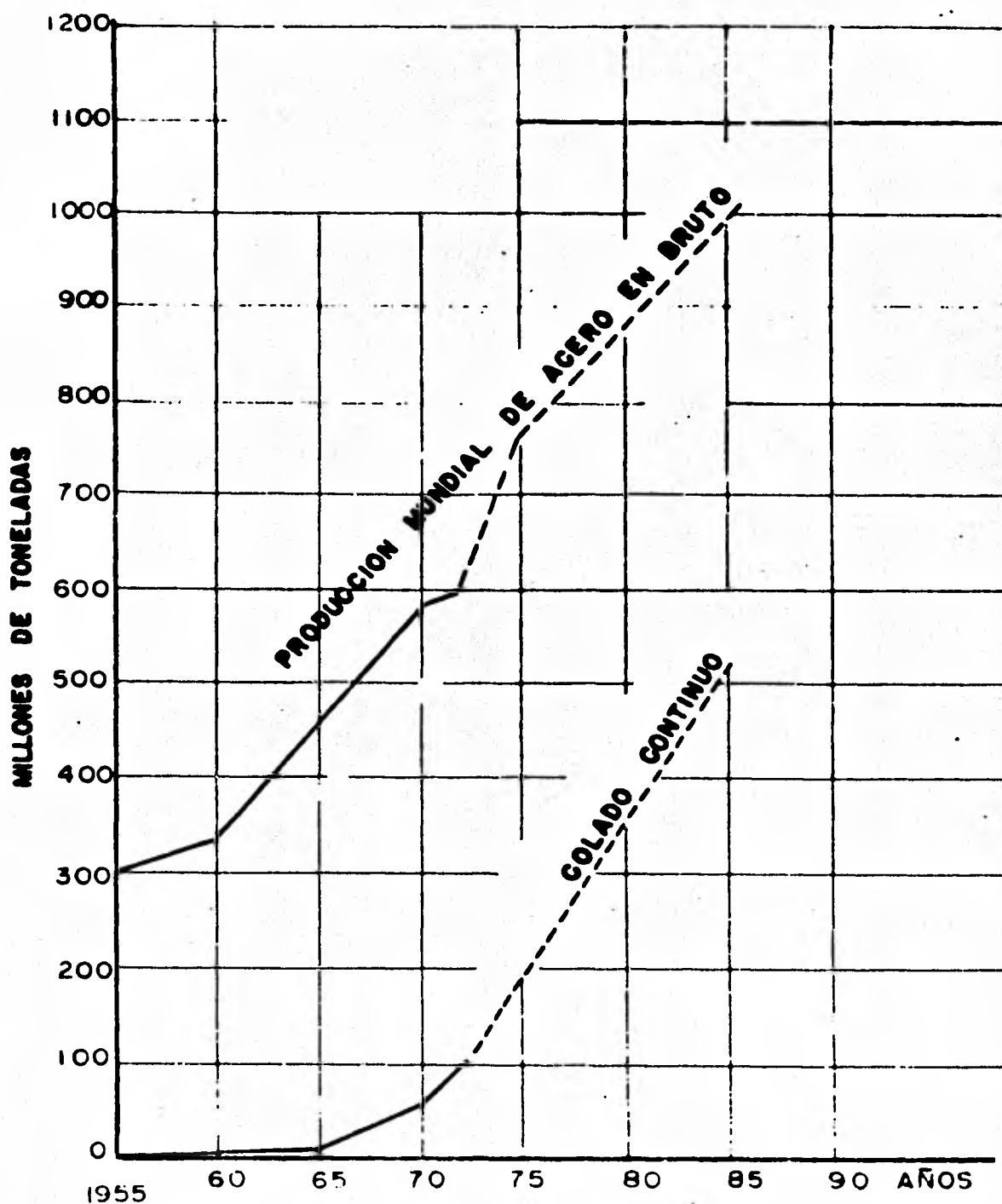
- I. Mantenimiento preventivo
- II. Tiempo para limpiar y reparar la máquina después de algún derrame o rotura de hilo.
- III. Tiempo esperando la olla de acero.
- IV. Preparación de la máquina.
- V. Tiempo para cambiar de sección.

La diferencia entre el tiempo total y la suma de los tiempos citados de I a V da el tiempo máximo de vaciado.

Una cifra interesante que permite comparaciones entre varias plantas, es la de relación de operación que es:

$$\frac{\text{Tiempo máximo de vaciado}}{\text{Tiempo total}} \times 100$$

Esta relación es para máquinas verticales del 45 al 50% y para máquinas con doblado de aproximadamente 55%.



GRAFICA COMPARATIVA DE CRECIMIENTO DE PRODUCCION MUNDIAL DE ACERO EN BRUTO Y COLADO CONTINUO

Estas relaciones de operación aumentan considerablemente cuando - hay una sincronización adecuada entre el suministro del acero y la máquina, y se realizan con mayor frecuencia vaciada tras vaciada, pudiendo llegar pa- ra máquinas curvas con doblado al 65%. Este es un factor muy importante -- cuando se proyecta una planta nueva o cuando se pretende combinar una máqui- na de Colada Continua con una sección de fusión ya existente, ya que de no hacerlo, la eficiencia del conjunto puede bajar a niveles no tolerables.

El aprovechamiento del material obtenido en la Colada Continua, o sea la relación del material colado a material laminable es para barras y- billets del 96 al 98% del 94 al 97%, es decir aproximadamente un 10% mejor- que el material obtenido en lingotes.

V.11.- FUTURO DEL PROCESO DE LA COLADA CONTINUA.

Como vimos anteriormente, la velocidad de vaciada tiene ciertos - límites así como también la sección mínima de los billets colados. Por otro lado existe como se menciona antes, una limitación en cuanto al número de - hilos por máquina.

¿Qué puede ser entonces la solución para aumentar la capacidad de producción del billet en una planta?

¿Instalar otra máquina igual o semejante a la existente?

Con esto se aumentaría la producción pero también prácticamente - la inversión y los gastos. Se tendría como una de las pocas ventajas un -- respaldo para programar a realizar el mantenimiento y lograr una ligera me-

mejora en la eficiencia de operación.

Podría pensarse también en vaciar secciones de billet mayores y-- anteponer al molino los castillos necesarios para poder alimentarlo con el billet obtenido en la Colada Continua. Con frecuencia hay limitaciones de espacio o de otra índole que impiden esta solución.

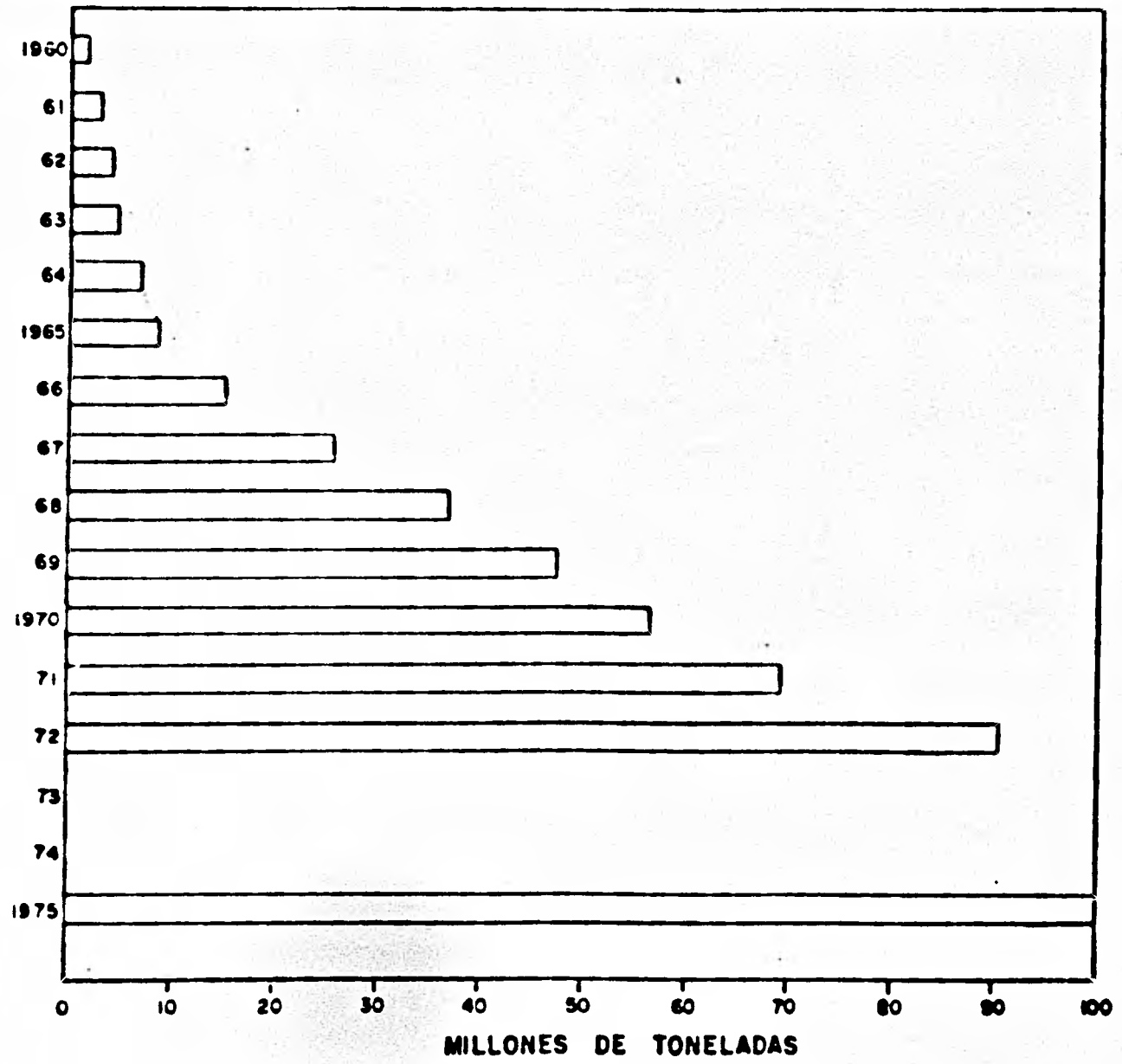
Una solución lógica parece la reducción inmediata o en línea con la máquina de Colada Continua que combina las ventajas de obtener la mayor capacidad de vaciada con una mejora de la calidad, ya que con la reducción en línea se transforma el billet de un producto de fundición en otro con características de laminación, eliminándose la porosidad central. La laminación con centro líquido ofrece ciertos problemas ya que el diámetro del centro líquido debe mantenerse de acuerdo con el tipo de acero en determinado rango.

En la reducción en línea, inmediatamente después de la solidificación, que favorece la eliminación de la porosidad central por la reducción de la sección, deben distinguirse dos variantes:

1.- La deformación inmediatamente o brevemente después de la solidificación total. La temperatura de la superficie tiende a uniformarse -- mientras que la temperatura del centro está todavía muy cerca del solidus, -- es decir en un rango de mala deformabilidad. Este procedimiento requiere -- ausencia de tensiones durante la laminación y es aplicable solamente para -- aceros con buenas características de deformación. También debe controlarse la posición del centro líquido que se puede detectar por varios medios.

Actualmente se está estudiando el uso de medios ultrasónicos.

CAPACIDAD DE PRODUCCION MUNDIAL DE COLADO CONTINUO



2.- La reducción en línea después de una solidificación completa y con un gradiente de temperatura ligero, con aproximadamente 1150°C en la superficie y temperatura central menor de 1350°C, tiene las mejores condiciones para la deformación y para la reducción de área.

Al efectuarse dos reducciones, se logra la primera reducción en un molino horizontal y la segunda en un castillo vertical, ambos actuados hidráulicamente con una presión mínima de 100 tons. e impulsados por motores individuales de 50 KW.

Las condiciones de vaciado y laminado deben ser mantenidas con mayor exactitud. En algunas instalaciones se montarán tubos térmicamente aislados para mantener la temperatura del billet.

Aunque la idea es de incrementar la temperatura de la superficie durante la laminación por el calor que fluye del centro hacia el exterior - existe la posibilidad de calentar el material en la parte exterior por alta frecuencia o por quemadores de combustibles líquidos o sólidos. Sin embargo este calentamiento no es necesario si se mantienen las condiciones adecuadas del colado y de enfriamiento. La deformación debe llegar al centro del material para evitar tensiones en el núcleo. Las dimensiones y presiones deben ser seleccionadas de acuerdo a la sección y las reducciones más convenientes están alrededor del 25%. Existen instalaciones con cuatro castillos por línea que teniendo en cuenta la dificultad para vaciar secciones redondas se mostraron apropiados para laminar de 140 x 140 m. a 80 mm. - de diámetro a cuatro pasos, resolviendo así el problema de la materia prima para fabricación de tubos.

La reducción en línea con dos castillos parece ser la mejor acep-

tación para el futuro. Cuando se requiere materia prima de distintas dimensiones para procesos de laminación subsecuentes, puede pensarse en una reducción en línea de 1 a 4 pasos.

La calidad es decisiva para usos posteriores. Con la reducción en línea se mejora la homogeneidad del material debido a la soldadura de los intersisios. La estructura no es una estructura de fundición sino que se convierte en una estructura de material laminado, pudiéndose apreciar claramente una reducción en el tamaño del grano, también la superficie es transformada de una superficie de fundición a una de laminación.

En las mini acerías se tiende a llegar al producto final en forma totalmente continua, el distribuidor será ampliado a un horno para mantener la temperatura del acero, la sección y la velocidad serán planeadas para hacer coincidir la producción horaria de los hornos con la producción por hora de la máquina de Colada Continua. El billet reducido en línea, será recalentado en forma continua para alimentar directamente al molino acabador.

Debido a la gran flexibilidad que ofrece el Colado Continuo, no se duda que en los próximos 10 años se encontrarán nuevas aplicaciones y que finalmente este proceso se impondrá en la mayor parte de las acerías.

C O N C L U S I O N E S

Difficil resulta dar conclusiones sobre las ya mencionadas a través de este trabajo. Sin embargo, como comentario final podemos agregar -- que, ha quedado expuesto lo que representa todo el equipo y funcionamiento de una planta siderúrgica, que es el medio del Ingeniero Mecánico Electricista dentro de esta industria.

Además, discutidos y habiendo visto las diferencias, ventajas y - desventajas de los dos sistemas para colar, analizando las perspectivas, observamos que todas las acerías del mundo, están adoptando el proceso de colada continua para obtener así productos semiterminados. Ya que como vimos este proceso ha sido una sustitución adecuada del procedimiento convencio--nal para la obtención de acero.

Analizando las estadísticas a nivel mundial, se tiene que en el - año de 1969, la capacidad de producción anual de las máquinas de colada continua excedieron treinta millones de toneladas.

Y para los primeros años de la década de los setentas se ha visto una capacidad mundial de 100 millones de toneladas de producción, en productos semiterminados de acero obtenidos en este tipo de máquinas. La mayor - parte de estas cifras corresponden a las máquinas coladoras de planchones.-

La proporción de crecimiento, dependerá principalmente de las instalaciones de las plantas de colada continua que habrán de sustituir a las instalaciones del procedimiento convencional en nuevas fábricas siderúrgicas integrales.

B I B L I O G R A F I A

- Tecnología de los Aceros. S. Ma. Lasharas E.
Revistas Mensuales de Información. Altos Hornos de México, México, D.F. 1971-1975.
- Manual de Operación Alto Horno. Altos Hornos, de México, S.A. México, D.F.
- Manual de Control de Calidad FHASA. Fundiciones de Hierro Agro, S.A. México, D.F.
- Tecnología de la Fundición. Doctor en Ingeniería, Eduardo Capello.
- Tecnología de los Materiales. S. Ma. Lashe--ras. E. España.
- Anuario AHMSA 73, Alto Horno. Altos Hornos - de México, S.A. México, D.F.
- Publicaciones Mensuales de la Revista "Hierro y Acero" de la Cámara Nacional de la Industria del Hierro y del Acero". México, D.F.
- Modern Refractor y Practice. Aarbison-Welker Refractories, Co. E.E.U.U.
- Baver, K. H. Stahl un Esisen 89, 1969. Wireworld International. Marzo, abril, 1971. E.E. U.U.
- Donaldson J.W. "Quality Control of Continously Cast Steel Billets" Journal of Metals 12.
- Revista Información Grupo Aceros HYLSA. México, D.F., 1971.

Manual de Operación Agración. Bof Altos Hornos de México, 1974.

Microsegregation in low-alloy Steels. Frouaud Steel. November, 1964.

Reporte on the Heterogeneity of steel Ingots, Iron, and Steel Institute, 1939.

Procesos de Fabricación. Myron L. Begeman -- and B.A. Amted.

Materiales para Ingeniería. Ban Blanck.

Revista Bimestral AHMSA-AVANTE 1970-1974. Altos Hornos de México, S.A.

Boletín Técnico del Instituto Latinoamericano de Fierro y de Acero Sept. 1974. México, D.F.

Seminario sobre Refractarios. Instituto del Hierro y del Acero, ac. México, D.F. 1976.

Revista Metal CENIM Vol.- 1 1965. I.H.D. Halliday No. 6.

Información Técnica. F. Neuman. Chiet Metallurgist CONCAST. Surich, Suiza.

Información Técnica. E. Lainez y J. M. Reparra, S.A. Echeverría-Bilbao.

