

PRZEGLĄD TECHNICZNY

TYGODNIK POŚWIĘCONY SPRAWOM TECHNIKI I PRZEMYSŁU.

TREŚĆ:

- Spalanie najdrobniejszych gatunków mialu węglowego pod kotłami, nap. Inż. J. Obrąpalski, Katowice.
- Budowa tunelu z Detroit do Windsor pod rzeką Detroit, nap. Inż. Witold Billewicz, Detroit, Mich.
- Świątynia Opatrzności w Warszawie (dok.), nap. inż. arch. St. Sienicki.
- Przegląd pism technicznych.

SOMMAIRE:

- Le procès de la combustion des plus fines sortes de charbon-menu et la rentabilité de leurs utilisations aux chaudières à vapeur, par M. J. Obrąpalski, Ingénieur dipl.
- Construction du tunnel sous la rivière Detroit (Etats-Unis) de Detroit à Windsor, par M. W. Billewicz, Ingénieur des Ponts et Chaussées.
- Projets du Temple de la Providence à Varsovie (suite et fin), par M. St. Sienicki, Ingénieur-architecte.
- Revue documentaire.

Spalanie najdrobniejszych gatunków mialu węglowego pod kotłami*).

Napisał Inż. J. Obrąpalski, Katowice.

Kopalnictwo węglowe polskie wytwarza sortymenty węgla, których stosunek procentowy pozostaje od szeregu lat zasadniczo bez zmiany. O tym stosunku procentowym decydują: własności fizyczne danego pokładu, metoda urobku węgla, a więc rodzaj stosowanych materiałów wybuchowych, wrębówek i t. d., wreszcie — wprawdzie w małym stopniu — sam sposób przygotowania węgla do wysyłki, jego sortowanie. Sortymenty te zgruba dadzą się podzielić na 3 równe części: grubsze — powyżej 60 mm, średnie — od 15 do 60 mm i mial — od 0 do 15 mm. Głównym odbiorcą gatunków grubych jest opał domowy i kolej, gatunków średnich — przemysł niezbyt daleko od kopalń leżący oraz własne kotłownie kopalniane. Z całego zapotrzebowania węgla dla własnych potrzeb kopalnie śląskie zużywały w roku 1928 — mialu 73%, przerostów 12%, szlamów 8%, pospółki orzechów i kostki 7%. Jeżeli uwzględnić, że elektrownia Chorzowska, zasilająca prądem 28 kopalń i produkująca dla nich ok. 40% ich własnej produkcji, prowadzona jest na miale, a wykazane wyżej 7% gatunków grubszych przeznaczone są przeważnie nie do kotłowych palenisk, to wynika z tego, że przeszło 95% węgla spalanego pod kotłami na potrzeby kopalń stanowi mial lub odpadki.

Wartość opałowa mialu 0—15 mm naogół niewiele się różni kalorycznie od gatunków średnich, np. orzechów; jeżeli orzech posiada np. 7 000 Kal. to mial taki będzie posiadał ok. 6 400 Kal; ten spadek wartości opałowej mialu powstaje głównie z powodu większej ilości procentowej popiołu, która wzrasta np. od 6% w orzechu do 12% i więcej w

miale. Użyteczna wartość mialu jest jednak w praktyce niższa, niżby to wypadło ze stosunku kalorycznego, ze względów, które będą podane niżej; narazie zniżkę tę można przyjąć w wysokości ok. 2%, a średnie wartości użyteczne orzecha i mialu na 7 000 i 6 300 Kal. Ceny gatunków średnich i mialu nie pozostają do siebie w stosunku ich wartości opałowych; cena mialu zbliża się do wysokości wpływającej z wartości opałowej tylko w chwilach wyjątkowo dobrej konjunktury węglowej. Jeżeli, na przykład, cenę węgla grubego przyjąć za 100%, to cena mialu wynosiła w latach: 1900 — 30%, 1910 — 40%, 1921 — 85%, 1930 — 30%.

Jeżeli przyjąć dla mialu podaną wyżej poprawkę na gorsze spalanie w wysokości 2% i na straty magazynowania 5%, to kalkulacja kosztu 1 000 Kal, np. dla Warszawy, przy obecnych stawkach przewozowych, będzie następująca:

	orzecha II	mialu (0—15)
cena 1 t w kopalni	zł. 33.70	15.—
przewóz	„ 17.20	15.50
wyładunek i koszty	„ 3.—	3.—
razem	zł. 53.90	33.50
wartość użyteczna 1 kg. Kal.	7 000	5 900
koszt 1 000 Kal, groszy	0.77	0.57

Pomimo tak wyraźnej korzyści stosowania mialu jako paliwa kotłowego, zapotrzebowanie jego jest jednak stale niższe niż produkcja, a kopalnie muszą uciekać się do dalszej zniżki cen, aby możliwie pozbyć się go. Słaby popyt na mial tłumaczy się głównie trudnościami, napotykanymi przy jego spalaniu w nieodpowiednich, przeznaczonych do innych, grubszych gatunków, paleniskach: używana tu wydajność i sprawność kotła odbiegają najczęściej daleko od osiągniętych przy orzechu;

*) Referat wygłoszony na IV-m Zjeździe Inż. Meeh. w Warszawie, w maju r. b.

przyjęta wyżej obniżka sprawności 2% może niekiedy wzrosnąć dziesięciokrotnie, jednocześnie zaś przy słabym ciągu i skąpym posuwie rusztu wydajność kotła spadnie znacznie, a cała wyżej podana korzystna dla miazgi kalkulacja zmieni się niebawem na jego niekorzyść. Jak zobaczymy dalej, główne trudności przy spalaniu powstają od najdrobniejszych cząstek miazgi, to też kopalnie starają się już od dłuższego czasu oddzielić z niego grubsze, szlachetniejsze ziarna, za które można osiągnąć znacznie wyższe ceny; w ten sposób górna granica wielkości ziarn miazgi w ostatnich czasach stale jest obniżana i osiągnęła już dla kilku kopalń 3 mm. Uzyskane w ten sposób nowe drobne gatunki otrzymały nazwę orzeszka, groszku, gryssiku i t. d., a cena ich jest zbliżona do cen orzecha II.

Miazg (0—15 mm), dzieli się z kolei rzeczy na drobniejsze gatunki, w przybliżeniu w sposób następujący:

0 — 7 mm	70%
0 — 15 mm	30%

W miazce 0—7 mm jest cząstek

poniżej 0,25 mm	12%
0,5 „	20 „
1,0 „	30 „
3,0 „	60 „

W rezultacie, w ogólnej masie węgla będzie cząstek

0 — 3 mm	13%
3 — 7 „	8 „
7 — 15 „	10 „

Te najdrobniejsze gatunki 0—3 mm posiadają najwięcej popiołu i nastroczają najwięcej trudności przy spalaniu, osiągalna cena ich jest bardzo niska, koszt dalszego przewozu nadmiernie ją obciąża, to też narzuca się wniosek, że powinno się je spalać na miejscu we własnych kotłowniach na kopalniach lub w najbliższej odległości, gdzie przewóz kolejkami wąskotorowymi kosztuje 1 do 2 zł. za tonnę. Ponieważ ilość węgla spalanego pod kotłami dla własnych potrzeb kopalń wynosi ok. 10% wydobyć, a po uwzględnieniu elektrowni obcych, zasilających kopalnie, ok. 12%, to wynika stąd, że najdrobniejszy miazg, stanowiący balast przy sprzedaży i obniżający poważnie średnią cenę sprzedażną, nie powinien wogóle wychodzić poza granice zagłębia węglowego, gdyż może być na jego terenie całkowicie spożyty.

Jakie są możliwości i trudności spalania tego najdrobniejszego miazgi? Przedewszystkiem można go zemleć i spalić, jako pył, osiągając wysokie wydajności i sprawności kotła. Przy nowszych konstrukcjach młynów indywidualnych, pomimo dużej wilgotności miazgi (12% i więcej), suszarki specjalne nie są potrzebne, spożycie prądu na miele nie wynosi ok. 20 kWh na tonnę, wymiana części młynów odbywa się wprawdzie często, bo niektórych co tydzień nawet, lecz kosztuje niewiele, a co najważniejsza, trwa od kilkunastu minut do dwóch godzin. Komora paleniskowa, przy małych jej obciążeniach, jest zwykła, przy większych (> 200 000 Kal/m³h) otrzymuje chłodzenie rurowe ścian. Jako

materiał ogniotwały, wystarczy cegła o stożku Segera 33—34, o zawartości 42% Al₂O₃, niepęczniająca w żarze paleniska. W wykonaniu normalnym i przy niewielkiej wydajności, cały kocioł kosztować będzie niewiele więcej niż z rusztem i podmuchem. Jeżeli jednak, ze względu na zasypywanie okolicy lotnym popiołkiem, trzeba będzie gazy odpopieścić, wyższa cena będzie już znaczna.

Przy spalaniu miazgi z węgla niespiekających się, na ruszcie łańcuchowym starszego typu, zachodzą zwykle zjawiska następujące. Na początku rusztu węgiel wydziela części lotne; płyną one pod sklepieniem zapalnym do głównej części komory paleniskowej i tam spotykają produkty spalania koksu stałego; cały proces ich spalania trwa zaledwie kilka sekund i odbywa się przeważnie w atmosferze ubogiej w tlen; zapotrzebowanie powietrza do ich spalania wynosi 20—30% całkowitego. Koks natomiast spoczywa na ruszcie kilkadziesiąt minut, grubość jego warstwy maleje wraz z oddaleniem, końcowe części rusztu pokryte są żużłem, popiołem, częściowo zaś zupełnie obnażone; ilość doprowadzonego powietrza wzrasta wraz z ubywaniem warstwy i jest największa w miejscach obnażonych na końcu rusztu. Stąd w wadliwie zbudowanych komorach łatwo powstaje rozdział gazów na 3 pasma, co powoduje niezupełne spalanie, spalanie opóźnione w dalszych kanałach i duże straty kominowe. Doprowadzić w każdym punkcie rusztu właściwą ilość powietrza i uniknąć dopływu strumienia powietrza przez obnażone części rusztu można zapomocą zasłonek przy strefowej regulacji podwiewu w nowszych rusztach.

Proces spalania musi być zakończony przed zetknięciem się części palnych z powierzchnią ogrzewaną kotła, w przeciwnym bowiem razie zawarte jeszcze w gazach wartości opałowe giną bezpowrotnie, a część gazów, zawierająca węglowodory niespalone, ulega kondensacji na chłodnych powierzchniach rur kotłowych, dostarczając w ten sposób lepszą dla cząstek lotnego żużla i węgla. Wpływ decydujący na te zjawiska mają: wielkość komory spalania, długość płomienia od rusztu do rur, wreszcie dokładność zmieszania gazów¹⁾.

Długość płomienia, zależna głównie od szybkości spalania części lotnych i ich ilości, decyduje o odległości powierzchni ogrzewanej od rusztu, która wynosić powinna, według Schulte'go:

dla węgla chudych	1,6 — 2,2 m
„ tłustych	2,9 — 3,1 „
„ gazowych	3,4 — 3,7 „

Nasze węgle należą przeważnie do kategorii ostatniej.

Przy spalaniu miazgi, do zjawisk wyżej podanych dołącza się jeszcze spalanie w locie cząstek koksu, porwanych z rusztu przez strumień powietrza; cząsteczka miazgi ulatuje z rusztu, o ile parcie strumienia powietrza lub gazów jest większe niż jej ciężar.

¹⁾ Rozważania niniejsze pomijają celowo zjawiska spiekania się węgla na ruszcie i tworzenia płynnego żużla, gdyż zachodzą one i przy gatunkach grubszych, nie są więc dla miazgi charakterystyczne.

„Hütte” (wyd. 25, tom II, str. 814), podaje parcie strumienia powietrza (w g/mm²) na cząsteczki okrągłe lub szpiczaste dla różnych szybkości; do liczb podanych tam (w tabeli) można dorobić dla całej cząstki o przekroju $A \text{ mm}^2$ przybliżony wyraz ogólny $p = 0,00006 \cdot A \cdot v^2$. Dla powietrza o innej gęstości lub gazów, do wyrazu na parcie należy jeszcze wprowadzić mnożnik $\frac{\gamma_1}{1,3}$, gdzie γ_1 jest ciężarem własc. rozpatrywanego gazu.

Ciężar cząstki węgla — sześciianu o przekroju $A \text{ mm}^2$ — wynosi (w gramach):

$$0,0012 \cdot A^{3,2}$$

Parcie powietrza będzie większe od ciężaru cząstki, o ile

$$0,00006 \cdot A \cdot v^2 > 0,0012 \cdot A^{3,2},$$

albo

$$0,05 \cdot v^2 > a,$$

gdzie a jest długością boku cząstki — sześcianu w mm, czyli $A = a^2$.

Wyraz ten, dla różnych szybkości, daje następujące wielkości cząstek:

$v = 1 \text{ m/sek}$	$a = 0,05 \text{ mm}$
2	0,2
4	0,8
6	1,8

Jeżeli 1 m³ nasypanego węgla waży 800 kg, a ciężar właściwy węgla wynosi 1,2, czyli wolna przestrzeń powietrza w nasypanej warstwie węgla na ruszcie wynosi ok. 33%, a jego przekrój ok. 22%, i na 1 kg węgla potrzeba 11 m³ powietrza, to wielkość cząstek porywanych przy różnych obciążeniach rusztu otrzymane w następującej tabeli, przy szybkościach powietrza w warstwie węgla średnich i maksymalnych, przy założeniu 100% odchylenia wartości maksymalnych ponad średnie

obciążenie rusztu, kg/m ² h	100	150	200	300
szybkość powietrza średnio, m/sek.	1,4	2,1	2,8	4,2
max. "	2,8	4,2	5,6	8,4
grubość największych porywanych cząstek średnio, mm	0,1	0,22	0,4	0,9
to samo max., mm	0,4	0,9	1,5	3,5

W całkowicie odsoniętej komorze spalinowej, bez wielkich sklepienia wężających jej przekrój, strumień gazów nad rusztem posiada ok. 4,5 razy większy przekrój niż w warstwie węgla na ruszcie i 4,5 razy wyższą temperaturę absolutną, a więc tyleż razy mniejszą gęstość; szybkość gazów pozostaje więc prawie bez zmiany, natomiast parcie na cząstkę węgla spada 4,5-krotnie, dzięki mniejszej gęstości gazu, tak że dalej ulatują tylko cząstki o grubości 0,22 poprzecznych, czyli średnio 0,022 do 0,2 mm, reszta zaś opada z powrotem na ruszt. Jednocześnie jednak ze wzlótem ponad ruszt drobina koksu spala się, maleje, staje się więc podatniejszą do dalszego lotu. Obserwacja opadów kominowych oraz płomienia w paleniskach miałowych potwierdza wywoły powyzsze tak pod względem charakteru zachodzących tam ruchów cząstek, jak i ich wielkości.

Z tabeli powyższej widać, że węgle o ziarnistości powyżej 3 mm prawie nie ulatują z rusztu i mogą być skutecznie spalone nawet na rusztach starszego typu. Miał węgli spiekających się, leżący

na ruszcie w palenisku, pokrywa się wkrótce skorupą, która również zapobiega ulatowaniu drobiny i pozwala na większe szybkości powietrza i obciążenia rusztu. Miał silnie zwilżony, a więc cięższy, jest również bardziej odporny na ulatowanie z rusztu. Utrzymywanie jednakowych szybkości powietrza na możliwie dużej powierzchni rusztu, a więc unikanie odchylen od wielkości średnich przez stosowanie poddmuchu regulowanego strefami, również obniża wielkość porywanych cząstek. Wreszcie szerokie odsonięcie rusztu w komorze paleniskowej powoduje opadanie w dół porwanych już większych cząstek.

Podziwiać należy, jak długo trzyma się w konstrukcjach palenisk sklepienie zapalne dla węgla o zawartości części lotnych 30% i więcej. Obserwacja płomienia w wysokich paleniskach bez tego sklepienia, z rusztem o strefowej regulacji podwiewu, daje nadzwyczajną satysfakcję, z powodu swobody spalania i doskonałej regulacji czynnej części powierzchni rusztu. Za przykład mogą służyć kotły w parowej elektrowni grupy Środkowej Izary w Monachjum, będą zaś służyły niewątpliwie nowe kotły elektrowni łódzkiej, wybudowanej z nowoczesnym rozmachem.

W ten sposób przy obciążeniach 150 kg/m²h, dosyć równym dopływem powietrza i komorze bez sklepienia zapalnego można ograniczyć grubość ulatujących cząstek do ok. 0,1 mm. Pozostaje teraz umieścić rury kotłowe tak wysoko, aby cząstki te zdążyły się spalić przed ich osiągnięciem. Grubość drobin 0,1 mm jest wielkością zbliżoną do pyłu węglowego (4900 oczek na 1 cm²), to też i szybkość ich spalania będzie bliską; jeżeli w palenisku pyłowem drobiny przechodzą z szybkością ok. 8 m/sek i spalają się całkowicie na przestrzeni ok. 16 m w ciągu najmniej 2 sekund, to dla obciążenia rusztu 150 kg/m²h, czyli szybkości gazów 2,1 m/sek, trzeba będzie pozostawić między rusztem a rurami 4 do 5 m wolnego miejsca.

Przy stosunku powierzchni rusztu i kotła 1:20 i odparowalności 6, można będzie dojść w ten sposób do obciążenia powierzchni kotła 150 · 6 : 20 = 45 kg/m²h. Natężenie komory paleniskowej wyniesie przytem 150 · 6400 : 5 = 190 000 Kal/m²h.

Drugą trudność przy spalaniu drobnego miału stanowi jego przesypanie się przez ruszt; przesypaniu ulegają cząstki mniejsze niż szczeliny powietrzne między ruszcikami i poszczególnymi grupami ruszciaków; naogół przesypanie będzie w prostym stosunku do powierzchni rusztu wystawionej na jego działanie, będzie więc mniejszy dla warstw grubych i małych szybkości, większy zaś dla cienkiej warstwy i dużej szybkości. I tu zwilżenie węgla będzie oddziaływało dodatnio na zmniejszenie przesypania. Naogół przesypanie z przedniej części rusztu kalorycznie różni się od samego węgla o 10 — 25%, posiada jeszcze ok. 25% części lotnych i zwiększoną często dwukrotnie ilość popiołu; dla dalszych części rusztu wartość kaloryczna przesypania szybko opada, ilość popiołu wzrasta. W przesypaniu przeważają cząstki wielkości ok. 1 mm. Stosunkowo duże ilości przesypania dają połączenia grup ruszciaków w rusztach ramkowych starszego typu. Naogół można osią-

gnąć przy nowszych typach rusztów i miałe (0 — 7 mm) ok. 4%, przy miałe (0 — 5) ok. 6%, przy miałe (0 — 3) — 10%. Przesyp bywa zwykle kierowany powtórnie na ruszt, nie ginie więc jako paliwo.

Przy prowadzeniu spalania miału na ruszcie, główną trudność stanowi utrzymanie równego ognia na całej przestrzeni; szybkość reakcji chemicznej, jaka odbywa się na powierzchni cząstki i pozostaje w pewnym stosunku do jej „powierzchni właściwej”, to jest powierzchni sumarycznej cząstek o wadze łącznej 1 kg lub 1 t, jest tak duża, że niewielkie różnice w grubości warstwy i ilości dopływającego tlenu wywołują większe różnice w szybkości spalania: powstają wypalone dziury, a obok góry czarnej, co z kolei rzeczy stan ten jeszcze bardziej pogarsza. Dla równego ognia pożądane byłoby utrzymywać warstwę grubą, szczeliny między rusztkami wąskie, tak, aby wahania wdół grubości warstwy nie pociągały za sobą nadmiernego dopływu powietrza.

Z tego względu paleniska nieckowe z dolnym podawaniem węgla i poddmuchem, prowadzone przy wysokiej warstwie miału, dają wyniki dobre; paleniska te unikają przesypu, operując jednak silnym podwiewem i dużymi szybkościami powietrza łatwo powodują wyrzucanie cząstek do komina, to też pracować będą prawidłowo tylko łącznie z obszerną komorą spalania i odpowiednio oddalonymi powierzchniami kotła. Miarą sprawności samego paleniska będą tu takie czynniki, jak: ilość przesypu, ilość węgla w żużlu, temperatura spalin, — resztę musi załatwić komora paleniskowa.

Przechodzimy obecnie do przykładów spalania miału w naszych zagłębiach.

W tabeli podane są wyniki prób, przeprowadzonych w ostatnich latach przez Stowarzyszenie Dozoru Kocioł w Katowicach. Wszystkie ruszta łańcuchowe i posuwowe zbudowane są dla drobnego miału, dla niego też przeznaczony jest ostatni ruszt kaskadowy, stanowiący pewną odmianę stokera. Próby przeprowadzone były w celu stwierdzenia, czy gwarancje dane przez dostawcę zostały dotrzymane; sprawność kotła przy zwykłej codziennej obsłudze jest niższą od sprawności tu osiągniętych przy tych samych obciążeniach o jakieś 3 — 5%. Z wyników powyższych można wyciągnąć kilka wniosków, pozostających w zgodzie z podanymi wyżej rozważaniami teoretycznymi, a mianowicie: 1) sprawność danego kotła spada wraz ze wzrostem ilości cząstek najmniejszych i z nadmiernym wzrostem obciążenia komory paleniskowej; 2) w wypadku 6, ruszt kaskadowy posiada zbyt małą komorę paleniskową i wysokość do rurek, przeto — pomimo małych strat w żużlu i popiele — daje bardzo małą sprawność kotła, prócz tego zaś literalnie zamuruje przestrzenie międzyrurowe lotnym popiołem i węglem i już przy średnich obciążeniach zmusza co parę tygodni do zatrzymywania i czyszczenia kotła; 3) średnio jedna trzecia część popiołu zawartego w węglu ulatuje do komina, popiół uniesiony do komina zawiera niekiedy do 50% węgla, czyli, przy węglu zawierającym 12% popiołu, komin wyrzucać będzie do 8% pyłu, o ile przez częste i skuteczne usuwanie go z popielników, kanałów i spodu komina nie zatrzyma się go na właściwej drodze. Z chwilą gdy popielniki i kieszenie przeznaczone do łapania tego pyłu zostaną zapełnione do takiej wysokości, iż przestanie w nich osiadać lotny

	1		2		3		4	5	6
System kotła	opłomkowy z poprz. walczakiem		opłomkowy z poprz. walczakiem		Stirling 3 walczaki		opłomkowy nachylenie 45°	opłomkowy z poprz. walczakiem	opłomkowy
Powierzchnia ogrzew., m ²	750		500		700		450	510	300
Podgrzewacz	żeliwny		żebrowy		żebrowy		żebrowy	stalowy	—
System rusztu	łańcuchowy		łańcuchowy		posuwowy		posuwowy	łańcuchowy	kaskadowy
Powierzchnia rusztu, m ²	33,4		22		30,08		17,8	29,7	5,77
Długość „ „ m	6,0		4,4		5,6		5,0	6,3	3,2
Poddmuch	bez bez		bez strefowy		strefowy		bez	strefowy	strefowy
Wysok. komory do opłomek, m	3,1/4,0		2,9/3,9		2,6/6,0		3,4/5,65	2,0/3,2	3,3/3,9
Dług. sklepienia zapalnego, m	2,96		2,0		2,4		2,13	3,6	—
Dolna wartość opał. węgla Kal/kg	5 915	5 930	5 685	5 680	5 207	5 233	6 378	5 040	4 930
Ziarnistość, mm	0—12	0—12	0—10	0—10	0—5	0—5	0—15	0—12	0—8
Zawartość ziarn poniżej 3 mm %	25,9	58,8	56,4	54,2	85,2	71,9	62,7	42	76,5
Natężenie powierzchni ogrzew. kg/m ² h	33,8	34,1	33,05	42,0	33,1	38,4	31,9	31,0	33,4
Natężenie powierzchni rusztu kg/m ² h	112	120,4	121,0	171,0	140,3	165,2	109	99,4	432
Natężenie komory palenisk. Kal/m ³ h 10 ³	221	238	290	410	244	298	285	226	478
% przesypu	4,0	9,7	1,6	1,1	5,2	5,2	1,4	11,4	0,8
Składniki palne żużla %	12,7	22,3	18,2	22,0	48,8	50,5	17,4	11,8	9,5
Popiół uniesiony do komina %	34,0	23,3	15,1	40,0	40,0	33,3	41,0	25,4	mało
Sprawność %	83,1	76,1	81,7	74,9	76,0	74,4	79,2	79,5	53,7
Strata w żużlu %	0,77	2,5	3,3	2,9	4,7	5,5	2,1	0,6	2,8
Strata w popiele lotnym %	0,2	—	0,4	1,7	3,1	3,4	0,2	—	0,0

pył, będzie on dalej uchodził swobodnie kominem ku utrapieniu okolicy. Ilości pyłu ulatującego do komina byłyby znacznie mniejsze przy dużych komorach i dużych wysokościach rur nad rusztem.

Na zakończenie porównamy koszt produkcji pary w kotłach o wysokiej wydajności pyłowym i rusztowym, zakładając dane następujące. Kocioł daje normalnie 30 tonn pary na godzinę i kosztuje dla pyłu 750 000, a z rusztem 550 000 zł.; kocioł pyłowy posiada sztuczny ciąg, którego koszt zawarty jest w tej cenie, kocioł rusztowy posiada komin, którego cena wraz z kanałami wynosi dodatkowo 80 000 zł. Silniki napędowe przy kotle pyłowym zużywają ogółem 200 kW, przy rusztowym — 35 kW. Kocioł pyłowy posiada średnią sprawność w ruchu 86%, rusztowy zaś 76%, przy miałe 6 300 Kal w cenie 15 zł. na kopalni i 34 zł. w Warszawie i 72% przy miałe 5 100 Kal w cenie 6 zł. za tonnę na kopalni. Oba kotły pracują przez 10 miesięcy w roku ze spódczynnikami obciążenia 0,75. Stałe koszty, zależne od wysokości kapitału, wynoszą dla kotła 20%, dla komina 15%. 1 kg pary otrzymuje w kotle 720 Kal. Cena prądu dla silników wynosi 4 gr./kWh na kopalni i 8 gr. w Warszawie.

1) Koszt stały dla kotła pyłowego rocznie

$$750\,000 \cdot 0,2 = 150\,000 \text{ zł.};$$

to samo dla kotła rusztowego

$$550\,000 \cdot 0,2 = 110\,000 \text{ zł.}$$

$$80\,000 \cdot 0,15 = 12\,000 \text{ „}$$

$$\text{razem } 122\,000 \text{ zł.}$$

2) Koszt prądu dla pyłu

$$7200 \cdot 200 \cdot 0,04 = 57\,600 \text{ zł.},$$

dla rusztu

$$7200 \cdot 35 \cdot 0,04 = 10\,000 \text{ zł.};$$

w Warszawie — dwa razy więcej.

3) Roczna produkcja pary

$$30 \cdot 7200 \cdot 0,75 = 162\,000 \text{ tonn.}$$

Ilość węgla wyniesie

$$\frac{162\,000 \cdot 720}{W_u \cdot \eta} \text{ tonn,}$$

gdzie W_u oznacza wartość opałową węgla, η — sprawność kotła.

Dla podanych wyżej gatunków węgla, ilości te wynoszą:

pył 6 300: — 22 000 t, 5 100 — 27 000 tonn,
ruszt 6 300: — 25 000 t, 5 100 — 32 000 tonn,

a koszt ogólny węgla wyniesie:

Miejscowość	Węgiel	Koszt węgla w złotych przy opalaniu	
		pyłowem	rusztowem
Warszawa . .	miał lepszy	750 000	850 000
kopalnia . .	„ „	330 000	375 000
kopalnia . .	miał gorszy	162 000	192 000

Wreszcie ogólny koszt produkcji 1 tonny, bez kosztu budynku i placu, stanowi:

Miejscowość	Węgiel	Koszt 1 t pary w złotych przy opalaniu	
		pyłowem	rusztowem
Warszawa . .	miał lepszy	6,28	6,12
kopalnia . .	„ „	3,33	3,13
kopalnia . .	miał gorszy	2,29	1,99

Widzimy stąd, że przy takich cenach węgla opalenie pyłem zasadniczo nie opłaca się; niewielką różnicę kosztu może jednak niekiedy skompensować duża wydajność kotła pyłowego na jednostkę zajmowanej powierzchni placu, co dla starszych, gęsto zabudowanych zakładów może mieć często znaczenie decydujące¹⁾.

Budowa tunelu z Detroit do Windsor pod rzeką Detroit.

Napisał Inż. Witold Billewicz, Detroit, Mich.

Historja miasta Detroit wskazuje na niesłychanie szybkie tempo rozwoju tego miasta w przeciągu ostatnich lat 30, czem się odznacza nawet w stosunkach amerykańskich.

Detroit, położone w północnej części Stanów Zjednoczonych A. P., stanowi obecnie centrum przemysłu samochodowego całego świata i jest jednym z największych miast amerykańskich pod względem ilości mieszkańców.

Olbrzymia sieć jezior, połączonych rzekami, tworzy od czasów bardzo dawnych wygodną i tanią komunikację wodną w stanie Michigan. Nawet do roku 1910-go ruch kolejowy z Detroit do Kanady przez graniczącą rzekę Detroit odbywał się przy pomocy specjalnych promów, na których przewożone były wagony kolejowe. Lecz szybki rozwój przemysłu i wzrost ilości mieszkańców wy-

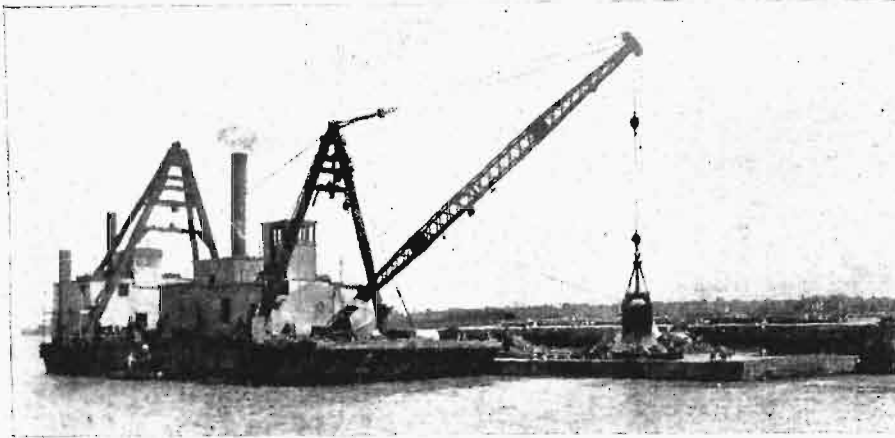
magwały ulepszenia tego systemu komunikacji, tembardziej, że droga najkrótsza z Detroit do New Yorku i innych wielkich miast amerykańskich prowadzi przez terytorjum Kanady i wymaga przejścia rzeki Detroit. To też w 1910 roku wykończono tunel, łączący Detroit z Kanadą, który przeznaczony jest wyłącznie do ruchu kolejowego, natomiast ruch samochodowy odbywał się w dalszym ciągu przy użyciu specjalnych okrętów, które przewoziły bardzo wielkie ilości samochodów przez rzekę Detroit.

Dopiero około 1926 r. powstały prawie jednocześnie dwa towarzystwa akcyjne, by w formie przedsiębiorstw rozstrzygnąć sprawę komu-

¹⁾ Porównaj tegoż autora „Wybór paleniska na miał”, Technika Ciepła, 1925, str. 80.

nikacji z Detroit do Kanady. Jedno z nich — „Ambassador Bridge Company” — finansowało budowę mostu wiszącego, którego budowa rozpoczęła

suwaniu gazów, wydzielanych z silników samochodowych, i na na wprowadzaniu powietrza świeżego.



Rys. 2. Wykonywanie wykopu podwodnego zapomocą żórawia z chwytakiem.

się w końcu 1927 r. i ukończoną została w końcu 1929 r.; drugie — „Detroit — Canada Tunnel Company” — prowadzi od 1928 r. budowę tunelu pod rzeką Detroit, który ma być otwarty dla ruchu samochodowego w końcu 1930 roku.

Dla zobrazowania gęstości ruchu warto zaznaczyć, iż w pierwszą niedzielę po otwarciu mostu „Ambassador Bridge” przeszło przezeń około 50 tysięcy samochodów i około 250 tysięcy osób.

Tunel budowany obecnie łączy ośrodki handlowe miast: Detroit (ze strony amerykańskiej) i Windsor (ze strony kanadyjskiej) i przechodzi w odległości 2 mil ang. od mostu „Ambassador Bridge”.

Kierunek tunelu uwidoczniiony jest na planie (rys. 1). Ze względów ekonomicznych i terenowych (wysoka cena ziemi i zabudowanie terenu) wjazd do tunelu ze strony amerykańskiej wykonany jest w planie w kształcie kolistym i wobec tego przekrój poprzeczny tegoż (Approach tunnel section — Detroit) jest znacznie szerszy od przekroju poprzecznego tunelu na stronie kanadyjskiej (Approach tunnel section — Windsor).

Przekrój podłużny tunelu wykonany jest ze spadkiem maksymalnym 5,0%. Całkowita długość tunelu wynosi 5845 stóp (ok. 1781,5 m), z częścią podziemną długości 5135 stóp (ok. 1565 m).

Przekrój poprzeczny tunelu, obliczony zasadniczo na dwie linie ruchu samochodowego (po jednej w każdym kierunku), posiada minimalną szerokość jezdni 22 stóp (6,7 m), by w razie wypadku samochodowego, lub bardzo wielkiego ruchu można było przepuścić również linię 3-cią. Maksymalna gęstość ruchu obliczona jest na 1000 samochodów na godzinę w każdym kierunku, wobec tego zdolność przepustowa tunelu wyraża się możliwością przepuszczenia od 2000 do 3000 pojazdów na godzinę.

Wentylacja tunelu.

Przy tak znacznym ruchu i związanem z tem zanieczyszczaniu powietrza w tunelu, bardzo ważną rzeczą jest wentylacja, która polega na u-

Wentylacja prowadzona jest zapomocą 2-ch układów maszynowych, mieszczących się w specjalnych budynkach wentylacyjnych (Ventilation Bldg), umieszczonych po jednym na stronie amerykańskiej i kanadyjskiej. Każdy z tych budynków zawiera po 12 wentylatorów, z których 6 ssie zużyte powietrze z tunelu, 6 zaś wdmuchuje świeże — do tunelu; Świeże powietrze przechodzi z budynków wentylacyjnych przez odpowiedni kanał i dostaje się do wnętrza tunelu od dołu jez-

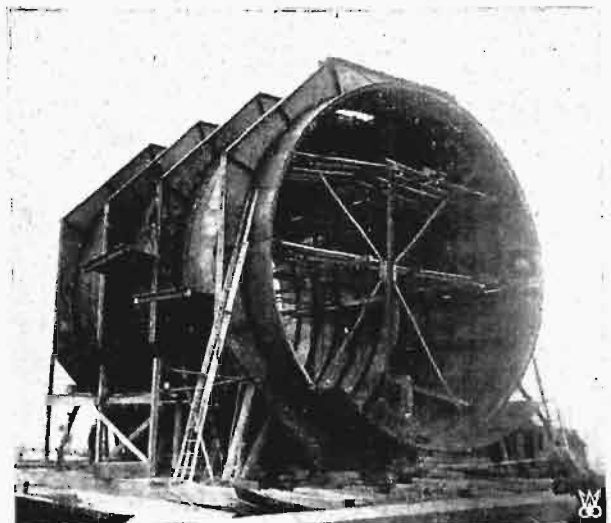
dni przez wąskie otwory, rozmieszczone w odległości 15 stóp (ok. 4½ m) od siebie. W podobny sposób, przez także otwory w suficie, wysysane są gazy z wnętrza tunelu, które po przejściu kanału odlotowego wyrzucane są przez odpowiednie wentylatory nazewnątrz budynku wentylacyjnego. Wydajność wentylatorów obliczona jest na dostarczenie 1 miliona stóp sześciennych powietrza na minutę (ok. 283 200 m³/min), w czasie ruchu maksymalnego, co zapewnia wymianę powietrza w tunelu co 1½ minuty.

Trzy główne metody konstrukcji.

Pod względem sposobu wykonania, tunel się dzieli na 3 zasadnicze części:

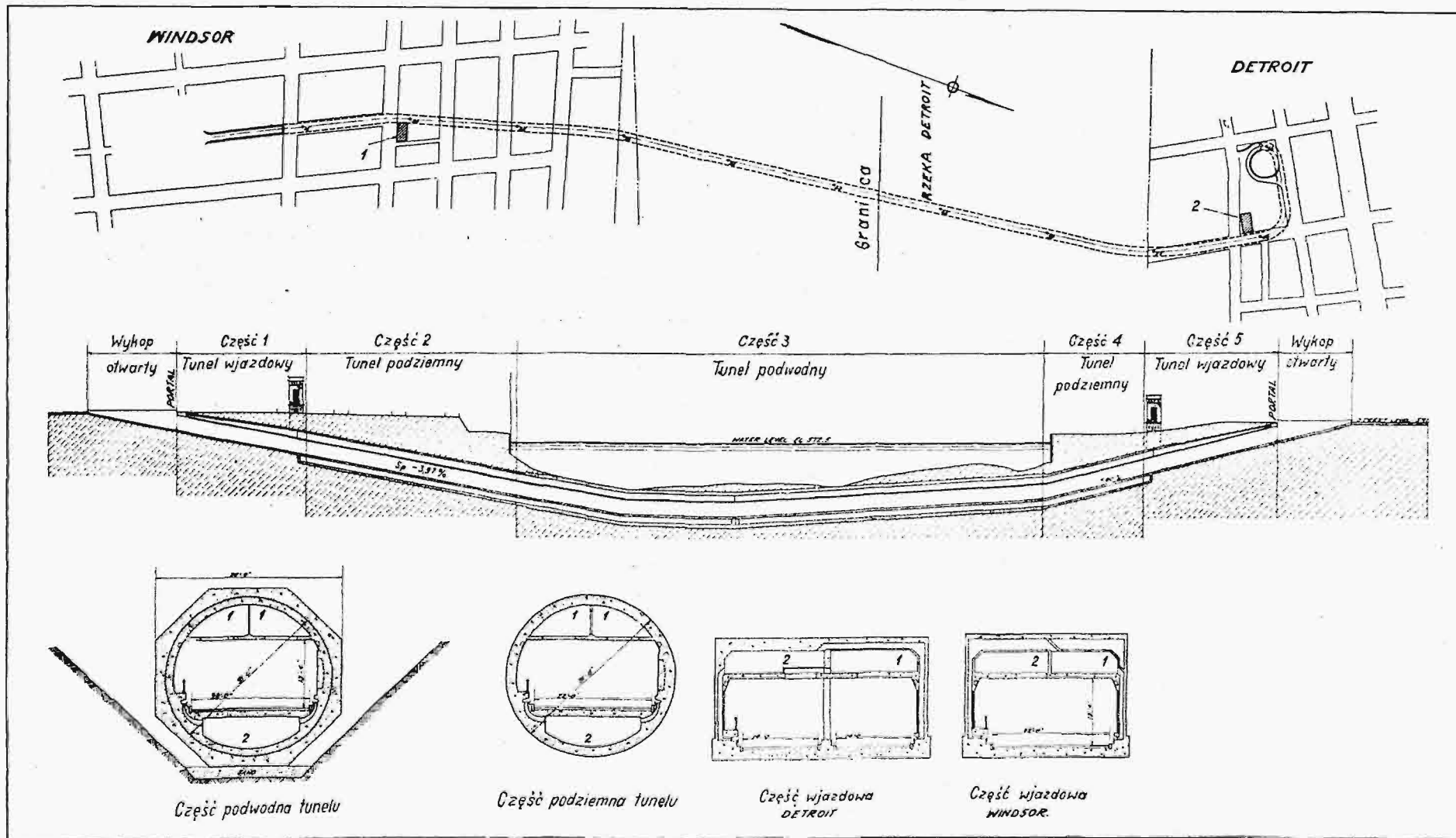
- 1) Części wjazdowe tunelu ze strony amerykańskiej i kanadyjskiej;
- 2) część podwodną tunelu (środkową) i
- 3) część podziemną tunelu, która łączy ze sobą obie części poprzednie.

Przekroje poprzeczne każdej części podane są na rys. 1.



Rys. 3. Rura, tworząca jedną z sekcji części podwodnej tunelu.

Rys. 1 do artykułu Inż. Witolda Billewicza p. t. "Budowa tunelu z Detroit do Windsor pod rzeką Detroit."



Rys. 1. Trasa, przekrój podłużny i przekroje poprzeczne tunelu.

Cyfry 1 i 2 obok trasy tunelu oznaczają budynki wentylacyjne. W przekrojach poprzecznych tunelu oznacza: 1 — kanał do odpływu powietrza z tunelu, 2 — kanał do dopływu świeżego powietrza do tunelu.

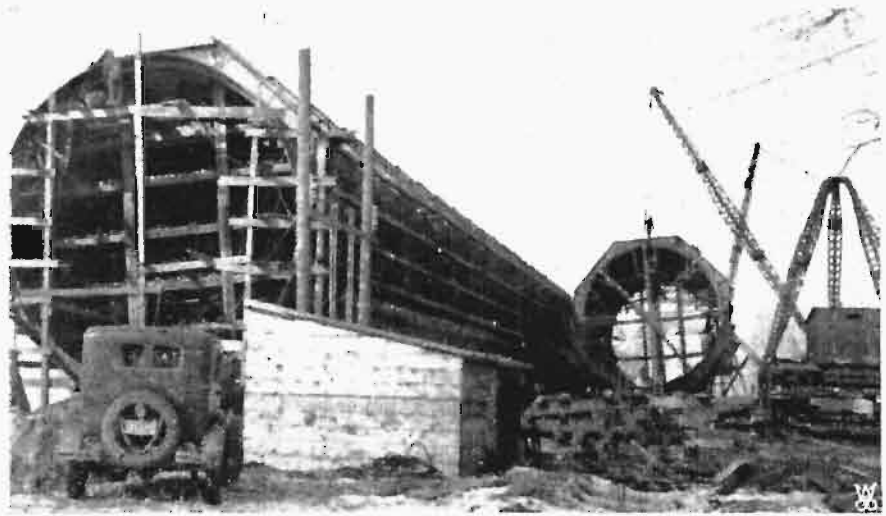
Część wjazdowa.

Część wjazdowa tunelu, o długości 977 stóp (ok. 298 m) ze strony amerykańskiej i 962 stóp (ok. 294 m) ze strony kanadyjskiej wykonana jest przy pomocy wykopu zewnętrznego, odpowiedniej szerokości, pod ochroną stalowych ścian szczelnych, ustawianych wzdłuż wykopu.

Głębokość rowu, utworzonego w ten sposób przy użyciu specjalnych szufli mechanicznych, dochodzi do 50 stóp (15,2 m); ściana szczelna ugięła się przytem stosunkowo mało, dzięki charakterowi gruntu, składającego się z twardej gliny z bardzo małą domieszką żwiru.

Osiadanie jednak gruntu, naciskającego na ścianę, jest tak znaczne, że spowodowało nawet pęknięcie ściany budynku 3-piętrowego, stojącego blisko wykopu, i zmusiło do zabezpieczenia budynków sąsiednich przy pomocy specjalnych rusztowań.

Praca, związana z wykonywaniem wykopu i budową kolejnych sekcji tunelu, prowadzona była w ten sposób, że po wykonaniu pewnej części wykopu układane były w odległości 5 — 6-u stóp (1,5 — 1,8 m) ramy pionowe ze znitowanych belek stalowych, odpowiadających ściśle przekro-

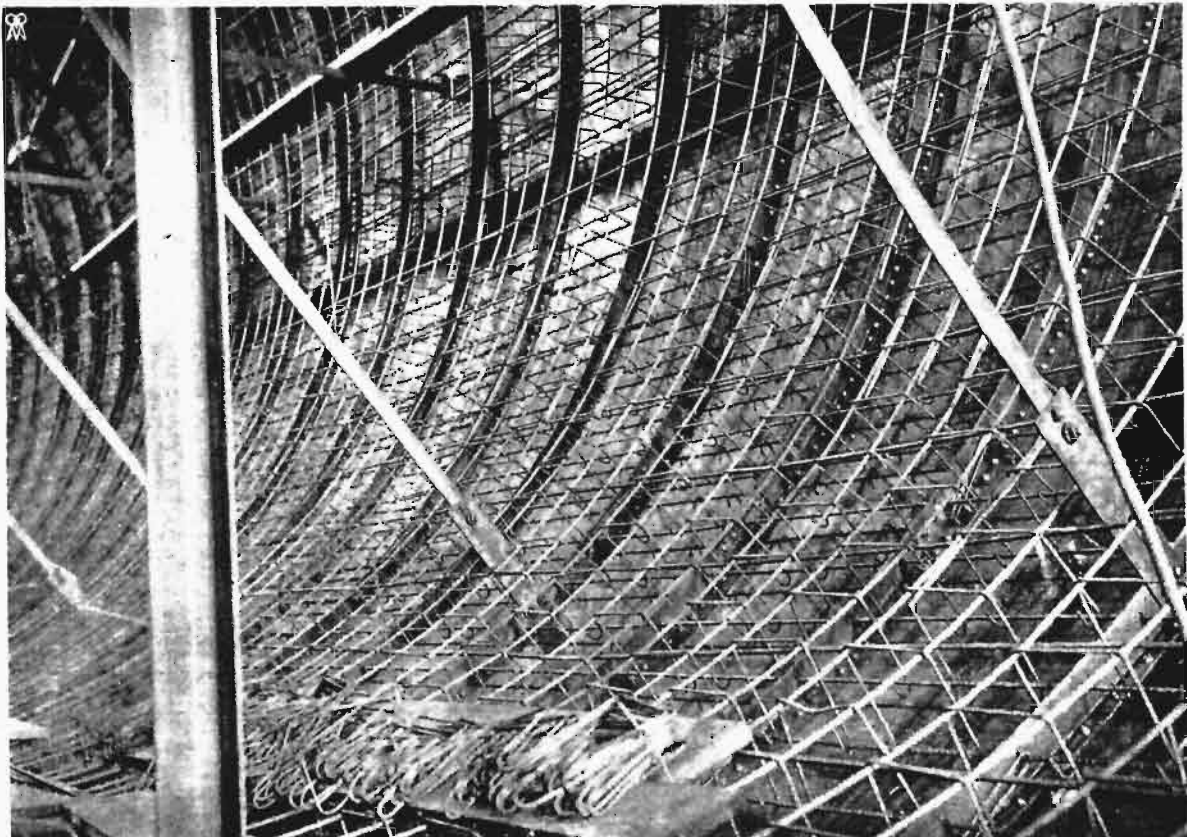


Rys. 4. Zamykanie wylotów gotowej sekcji podwodnej przed jej betonowaniem.

jowi poprzecznemu tunelu. Ramy te stanowiły szkielet tunelu, który po odpowiednim oszalowaniu zostawał obetonowany i w ten sposób powstawał właściwy przekrój tunelu. Tak wykonano serjami wjazdową część tunelu, poczem, po wyjęciu stalowych elementów ścian szczelnych, wykop został zasypany ziemią (oprócz części otwartej tunelu) i powierzchnia ulic, pod którymi tunel przechodzi, doprowadzona do postaci pierwotnej.

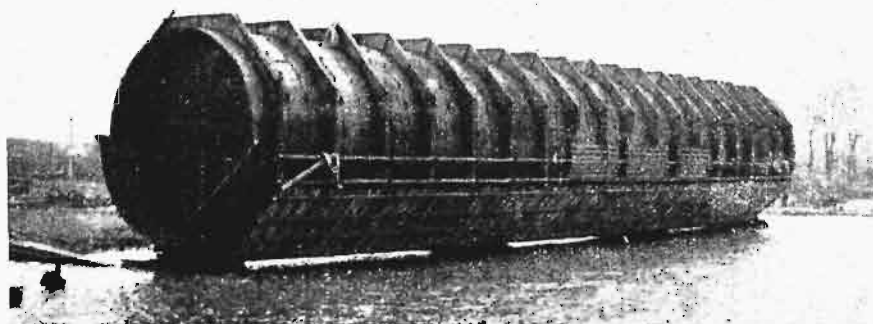
Część podwodna.

Podwodna część tunelu o długości 2454 stóp (ok. 748 m), jest, pod względem ogólnej metody



Rys. 5. Uzbrojenie sekcji tunelu (rury) do wyłożenia jej żelbetem.

wykonania, podobna do części wjazdowej, chociaż posiada zupełnie odmienny przekrój poprzeczny.



Rys. 6. Zmontowana sekcja spuszczone na wodę przed betonowaniem.

Metoda ta polega na wykonaniu odpowiedniego rowu w dnie rzeki i kolejnym zatopieniu poszczególnych sekcji tunelu, wykonanych na lądzie. Po zasypaniu rowu dno rzeki doprowadza się do postaci pierwotnej.

Do wykonania wykopu w dnie rzeki używa się specjalnych chwytaków stalowych, składających się z dwóch zazębionych części, które się otwierają po opuszczeniu na dno i, zamykane pod działaniem łańcucha, chwytają grunt z dna rzeki (rys. 2). Oczywiście, jest to praca bardzo powolna, prowadzona przez cały czas budowy tunelu, tembardziej, że głębokość wody w rzece dochodzi do 45 stóp (34 stóp przy brzegu rzeki), co przy głębokości wykopu, sięgającej również 45 stóp (13,7 m), tworzy odległość około 90 stóp (27,4 m) od dna wykopu do poziomu wody w rzece.

Wykonanie takiego rowu możliwe jest tylko przy odpowiednich warunkach terenowych; w danym razie rodzaj gruntu, którym jest twarda glina, stanowi o trwałości wykopu podwodnego.

Sekcje podwodnej części tunelu.

Podwodna część tunelu składa się z 10-u sekcji, które kolejno są zatapiane w przygotowanym poprzednio wykopie w dnie rzeki.

Długość poszczególnych sekcji wynosi:

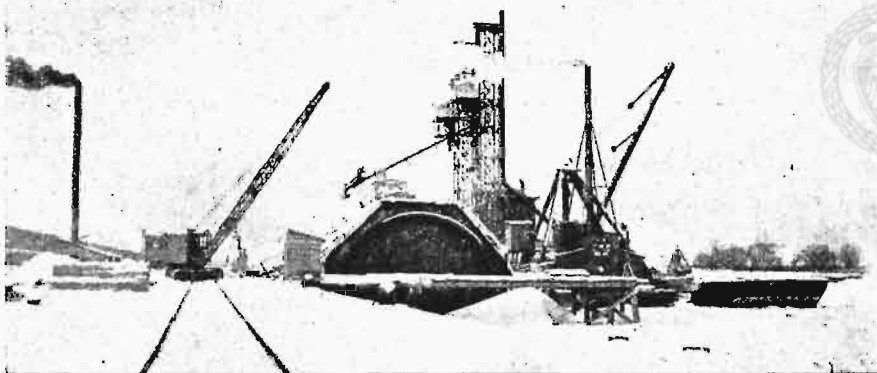
- 1-nej sekcji 220 stóp (około 67 m)
- 1-nej „ 250 „ (około 76 m)
- 8-miu „ po 248 „ (około 75 m) każda

Co stanowi razem długość 2454 stóp (około 748 m).

Każda z sekcji wykonana jest w postaci rury stalowej (rys. 3), o średnicy 31 stóp (ok. 9,4 m). Rura ta utworzona jest z blachy stalowej o grubości $\frac{3}{8}$ cala, o wymiarach arkuszy 99×53 cali, łączonych zapomocą spawania elektrycznego. Oprócz tego, od wewnątrz rury, przy każdym szwie okrężnym, umieszczony jest kątownik wygięty w kształcie koła i przynitowany do blach pojedynczym rzędem nitów, dając w ten sposób usztywnienie konstrukcji. Nazewnątrz rury przynitowane są nadto kołnierze z blachy $\frac{5}{16}$ -calowej, rozmieszczone w odległości 12 stóp (ok. 3,7 m) jeden od drugiego i mające kształt ośmioboku. Tworzą one podstawę dla oszalowania i zewnętrznego obetonowania rury, a oprócz tego wzmacniają samą konstrukcję stalową. Jako tym-

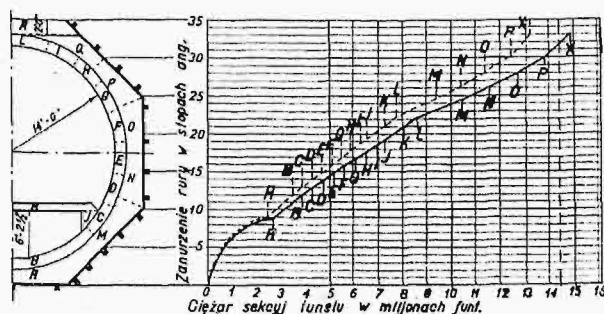
czasowe usztywnienie, służą jeszcze ściągi wewnętrzne, ułożone w płaszczyźnie kołnierzy; ściągi te są usuwane po obetonowaniu rury.

Przy końcach zmontowanej w ten sposób rury tunelu przymocowywano specjalne ruszto-

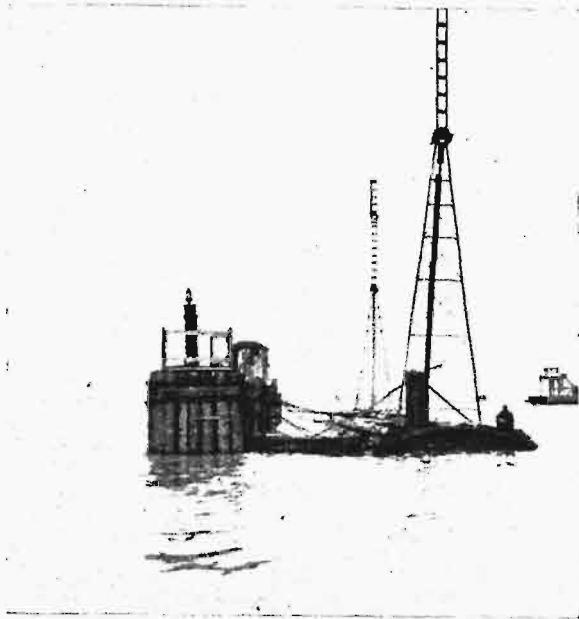


Rys. 7. Miejsce betonowania wewnętrznych i zewnętrznych powłok sekcji.

wanie z belek stalowych, które służyło jako podpora ściany szczelnej, zamykającej rurę z obu końców. Ściana ta składała się z 10-calowych belek drewnianych i stała się nieprzepuszczalną dla wody po ułożeniu kilku warstw papy i asfaltu (rys. 4).



Rys. 8 a i b. Kolejność betonowania powłok sekcji i wykres jej zatapiania.



Rys. 9. Zatapianie sekcji na trasie tunelu.

Cała rura od wewnątrz zbrojona była prętami stalowymi (rys. 5), które po wewnętrznym wybetonowaniu rury tworzyły wkładki w żelazobetonie.

Po wykonaniu w ten sposób montażu sekcji (rys. 6), opuszczano ją do wody przy użyciu specjalnych ślizgaczy na 4 rzędach szyn. Pod wpływem swego ciężaru (około 1/2 miliona kg), sekcja zanurzała się o około 5 stóp (ok. 1,5 m) w wodzie, licząc od dna rury. Dla umożliwienia dostępu do wnętrza rury w celu obetonowania, zostawiano otwory kwadratowe 4-stopowe (1,2 × 1,2 m) u góry.

Betonowanie sekcji odbywa się na terenie Canadian Bridge Company w kanale, odchodzącym do rzeki Detroit, odległym o 4 mile od właściwego miejsca budowy (rys. 7).

Poszczególne części przekroju betonowane były w odpowiedniej kolejności, która na rys. 8a oznaczona jest zapomocą liter A, B, C... Pierwsza umieszczana była warstwa A — zewnętrzna, dla osiągnięcia stateczności pływającej rury, później zaś betonowano wewnętrzną, żelbetową warstwę tunelu, której grubość wynosiła 18 cali, a więc około 45,7 cm (minimalna grubość warstwy zewnętrznej betonu = 24 cale, czyli ok. 61 cm).

Na załączonym wykresie zatapiania rury (rys. 8b) odmierza się na osi poziomej ciężar sekcji tunelu w milionach funtów po zabetonowaniu poszczególnych części A, B, C... prze-

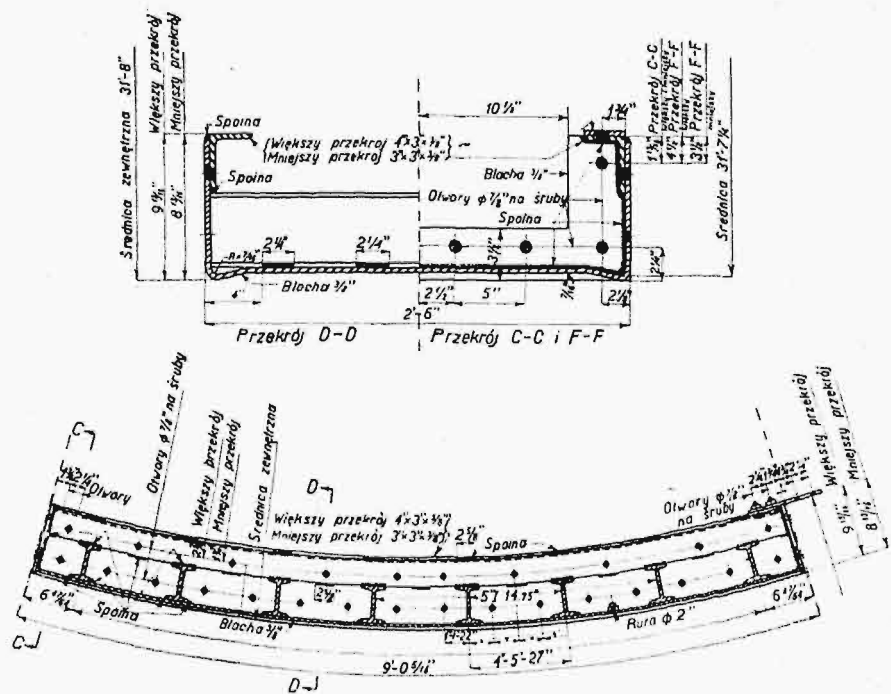
kroju, na osi zaś pionowej—odpowiedni poziom zanurzenia rury w wodzie—w stopach ang. Punkt x na końcu wykresu oznacza obojętny stan rury przed jej pełnym zatonięciem. W rzeczywistości jednak betonowanie się przerywa, gdy poziom wody w zanurzonej części dosięgnie 23 stóp (ok. 7 m) od krawędzi kołnierza, poczem pływającą jeszcze sekcję odprowadza się zapomocą holowników do miejsca zatopienia jej w przygotowanym poprzednio wykopie podwodnym.

Po przymocowaniu sekcji zapomocą łańcuchów i lin do szeregu pali drewnianych (rys. 9), wbitych uprzednio w dno rzeki w pobliżu wykopu (w kierunku biegu rzeki), odbywa się w dalszym ciągu betonowanie, które trwa aż do osiągnięcia przez rurę stanu prawie obojętnego (x). Na końcach rury przymocowane są specjalne maszty — wskaźniki, wystające ponad wodą nawet po pełnym zatonięciu rury.

Wskaźniki te są pochylone w ten sposób by, po ułożeniu sekcji w pochyłym dnie wykopu, były one prostopadłe do poziomowi wody w rzece. W ten sposób kontrolowane jest właściwe położenie tunelu pod wodą.

By osiągnąć odpowiednie pochylenie dna wykopu w rzece, usypuje się na dnie warstwa piasku (p. rys. 1, przekrój podwodnej części), o grubości 2-ch do 4-ch stóp (0,6 do 1,2 m), która doprowadza się dożądanego spadku zapomocą specjalnego równacza, przesuwanego wzdłuż tratwy pontonowej, zakotwionej ponad określonym odcinkiem wykopu.

Zatapianie poszczególnych sekcji tunelu odbywa się w ten sposób, że zanurza się je najpierw zapomocą dziesięciu bloków betonowych 5-o tonowych na głębokość potrzebną do wprowadzenia 2-ch specjalnych barek o pojemności 30×50×4 stóp ponad rurę tunelu, która się następnie do



Rys. 10. Przekroje pierścienia w tunelu podziemnym.

nich przymocowuje przy użyciu nurków. Barki te, wraz z sekcją tunelu, ustawia się ponad wykopem przy pomocy holowników, poczem sekcję się zatapia i dobetonowuje.

Łączenie poszczególnych sekcji ze sobą i cała praca podwodna przy betonowaniu jest stale kontrolowana przez nurków. Z rysunku podanego poprzednio, przedstawiającego opuszczanie rury stalowej do wody, widoczny jest sposób łączenia 2-ch sekcji ze sobą, jakby przez wsunięcie jednej rury w drugą przy pomocy pieścieni półkolistych, umieszczonych na dolnym i górnym półokręgu stykających się końców 2-ch sekcji sąsiadujących. Pierścienie te są łączone zapomocą dwóch śrub 5-calowych, wkładanych w odpowiednie formy żeliwne, przymocowane do pierścieni. Następnie wolną przestrzeń pomiędzy przeponami obetonowuje się zgóry, po założeniu specjalnych form przez nurków. Po ułożeniu sekcji i kolejnym połączeniu ich ze sobą, dno rzeki doprowadza się do postaci pierwotnej, przez zasypanie pozostałych części wykopu.

Część podziemna.

Podziemna część tunelu, o długości 466 stóp (ok. 142 m) ze strony amerykańskiej i 986 (ok. 300,5 m) ze strony kanadyjskiej wykonana jest w sposób ściśle tunelowy, jako wykop podziemny.

Przekrój poprzeczny tej części tunelu ograniczony jest obwodem koła o średnicy 31 stóp 8 cali (9,65 m), wewnątrz którego umieszczona jest

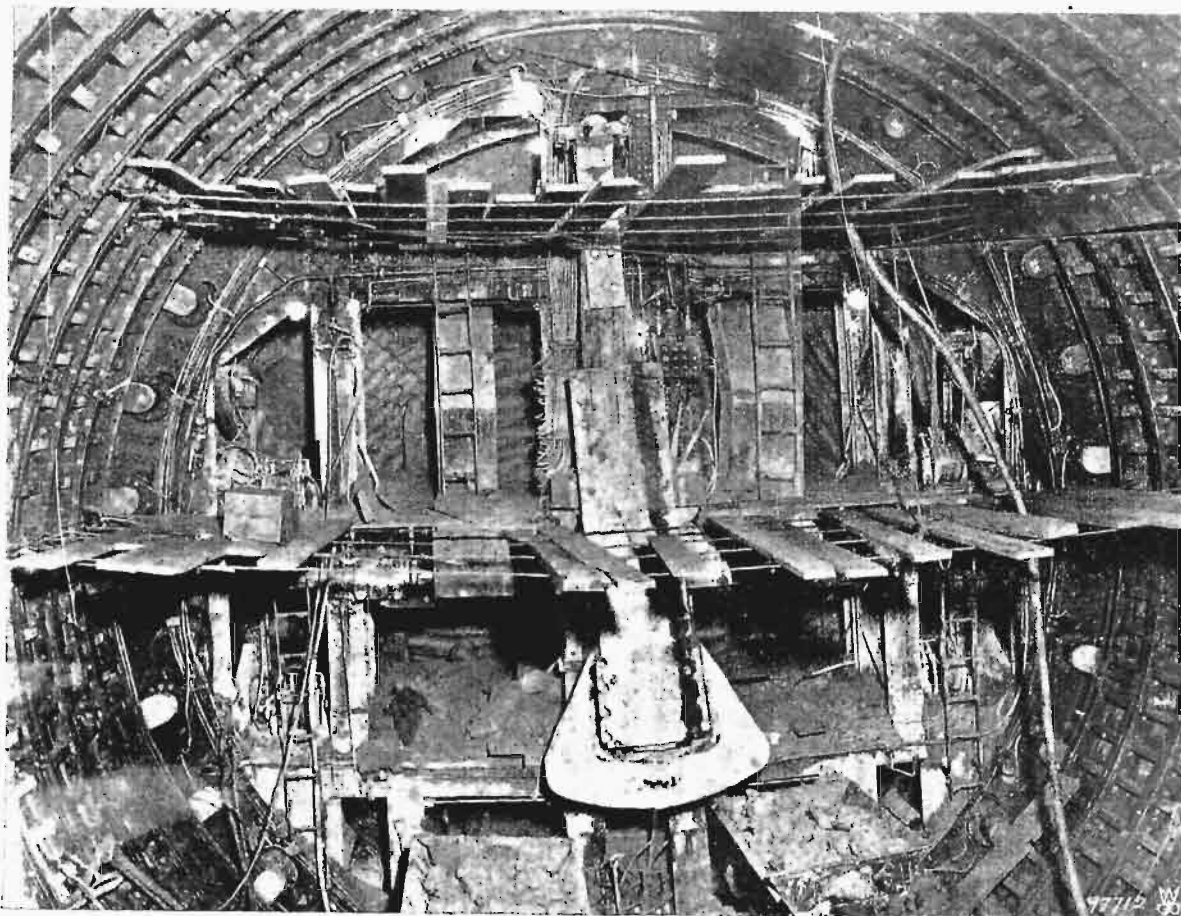
warstwa żelazobetonowa, tworząca wewnętrzne obrysy analogiczne do części podwodnej tunelu.

Pracę rozpoczęto od wykonania wykopu, ograniczonego z 4-ch stron stalową ścianą szczelną. Wykop ten, o głębokości około 60 stóp (ok. 18,3 m), jest bezpośrednim przedłużeniem rowu, wykonanego dla części wjazdowej tunelu. W otrzymanym w ten sposób dole układa się odpowiednią tarczę, którą wciska się wgłąb ziemi zapomocą łoków, umieszczonych na jej obwodzie (po uprzednim wycięciu otworu w ścianie szczelnej) i zostawia wolną przestrzeń potrzebną do ułożenia kolejno jeden za drugim pierścieni stalowych, tworzących formę dla warstwy żelazobetonowej, stanowiącej właściwy przekrój poprzeczny tej części tunelu.

Utworzony w ten sposób tunel stalowy musi być dostatecznie wytrzymały na ciśnienie zewnętrzne gruntu, ponieważ betonowanie wewnętrzne rozpoczyna się po ułożeniu wszystkich pierścieni, co zajmuje kilka miesięcy czasu.

Pierścienie stalowe składają się z 11 części, które, wraz z kluczem zamykającym, stanowią koło o średnicy zewnętrznej 31 stóp i 8 cali (9,65 m). Normalna szerokość pierścieni wynosi $2\frac{1}{2}$ stopy (76,2 cm), przekrój zaś poprzeczny jest 2-ch rodzajów:

- 1) Większy przekrój (heavy section) posiadają pierścienie położone bliżej rzeki, które ze względu na większą głębokość założenia ulegają większemu naciskowi zewnętrznemu, i
- 2) Mniejszy przekrój (light section), który po-



Rys. 11. Tunel podziemny w budowie. Pierścienie i tarcza włączana.

siadają pierścienie umieszczone na mniejszej głębokości, a więc znajdujące się bliżej części wjazdowej tunelu.

Obydwa te przekroje różnią się tylko pod względem wymiarów (p. rys. 10), natomiast ustrój ich jest zupełnie identyczny. Blacha o grubości $\frac{3}{8}$ cala wygięta jest w kształt ceownika i zaopatrzona na końcach w dwa kątowniki. Dwuteowniki podłużne, usztywniające konstrukcję, służą głównie jako podpory, o które się opierają tłoki tarczy, wciskającej się w głąb gruntu.

Cały przekrój łączony jest wyłącznie drogą spawania elektrycznego w miejscach oznaczonych na rysunku kreskowaniem. Poszczególne pierścienie łączone są ze sobą zapomocą śrub, na których końcach umieszcza się mocno dokręcane nakrętki. Prawa strona przekroju poprzecznego na rysunku przedstawia sposób łączenia składowych części pierścienia.

Na przekroju zaś podłużnym uwidocznił się jest układ rozporowych belek dwuteowych.

Ustrój tarczy (rys. 11).

Z szeregu części stalowych utworzona jest tarcza o średnicy 32 stóp $\frac{3}{8}$ cala (ok. 9,84 m), zakończona, w kierunku drażenia gruntu, ostrzem w postaci trójkąta prostokątnego.

Jako usztywnienie, służą 3 belki stalowe poziome i 3 pionowe, będące jednocześnie podłożem dla robotników, usuwających grunt z wnętrza tarczy przy pomocy szufli mechanicznych.

Na obwodzie tarczy, w odpowiednich formach, umieszczonych jest 30 tłoków hydraulicznych, wy-

suwanych w kierunku wykonanego już wykopu i opierających się o założone pierścienie (lub, przed założeniem pierwszego pierścienia, o specjalny układ belek dwuteowych, ustawionych w wykopie).

Obwód tarczy otoczony jest nazewnątrz blachą stalową, by po wciśnięciu jej, przez nacisk tłoków, w głąb gruntu, blacha ta otaczała najbliższe dwa pierścienie i była jednocześnie formą dla następnego pierścienia układanego.

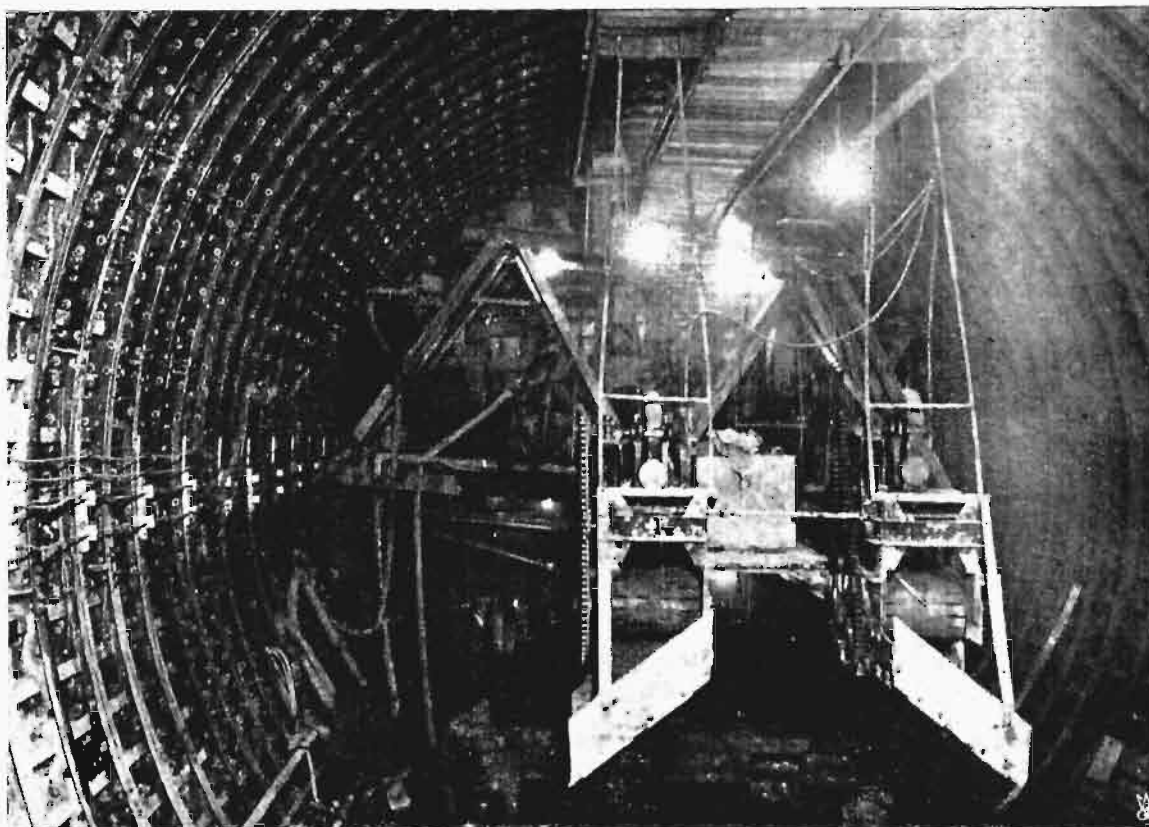
Całkowita grubość wykonanej w ten sposób tarczy wynosi 15 stóp $\frac{3}{8}$ cala (ok. 4,6 m). Ciecz sprężona dopływa do tłoków przez rurki, widoczne koło obwodu tarczy.

Maksymalne teoretyczne ciśnienie hydrauliczne wynosi 150 tonn na każdy tłok, czyli maksymalna siła nacisku noży tarczy = 4 500 tonn.

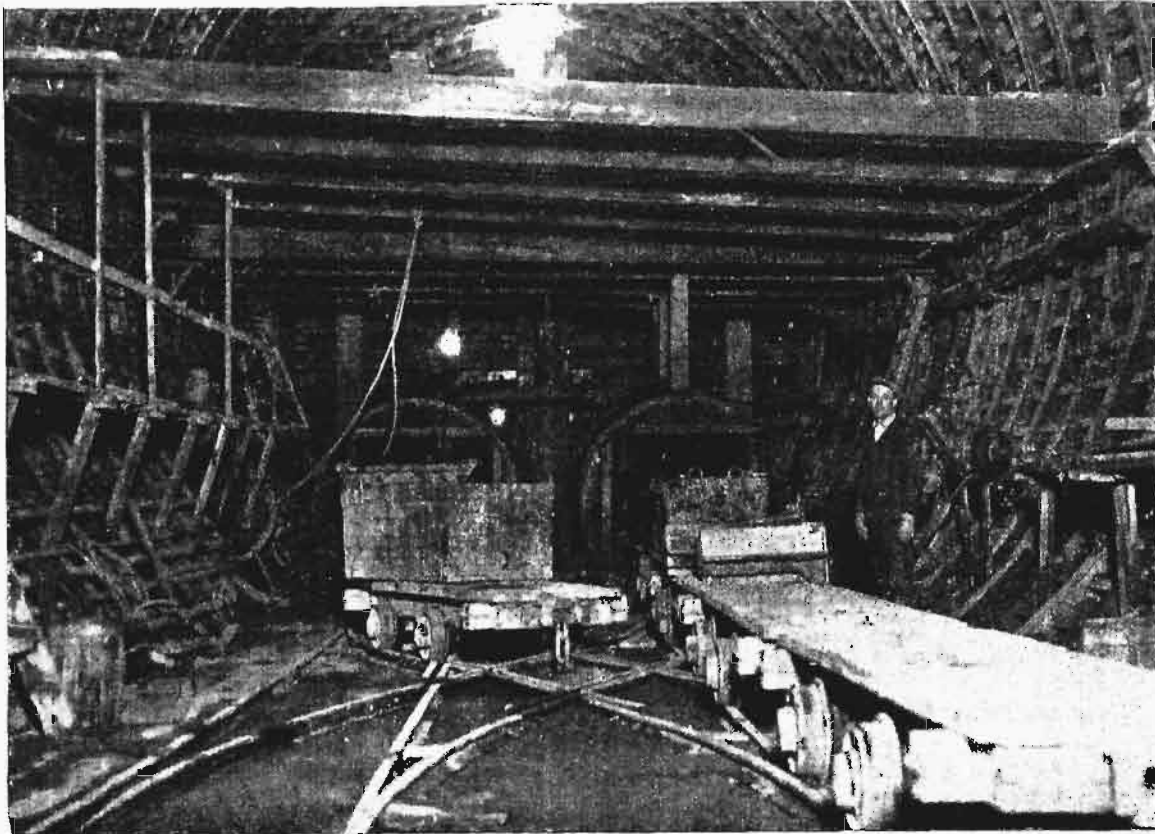
Po wysunięciu tłoków na długość $2\frac{1}{2}$ stóp (762 mm) i utworzeniu w ten sposób niezbędnej przestrzeni dla ułożenia pierścienia, tłoki cofają do ich położenia pierwotnego.

Do układania i podnoszenia części składowych pierścienia używa się specjalnego tłoka, uwidocznionego w środkowej części rysunku. Tłok ten obracany jest w płaszczyźnie tarczy przez ruch pręta poziomego, połączonego z kołem zębata w środkowej części tłoka, którego ruchomy koniec górny umożliwia odpowiednie dociśnięcie odcinka pierścienia, dla założenia śrub do przygotowanych poprzednio otworów.

Kierowanie ruchem tarczy dla otrzymaniażądanego spadku w przekroju podłużnym tunelu, jak również zakrzywienia w planie tunelu, odbywa się przez odpowiednie wysuwanie tłoków na obwodzie. Większe wysunięcie tłoków górnych,



Rys. 12. Usuwanie ziemi z wnętrza tunelu (tarczy) zapomocą przenośników taśmowych, ładujących ziemię do wózków.



Rys. 13. Wyloty komór kesonu, użytego przy budowie końcowych (bliskich podwodnej części) odcinków tuneli podziemnych

niż dolnych, powoduje pochylenie płaszczyzny tarczy, której pogrążanie się kierowane jest w ten sposób, stosownie do zadanego spadku.

W podobny sposób wysuwanie tłoków bocznych stanowi o obrocie tarczy około osi pionowej. Przy stałym spadku podłużnym podziemnej części tunelu, wystarcza danie jednego czasowego pierścienia drewnianego, wykonanego z odpowiednim pochyleniem, by następane pierścienie normalne móc układać wzdłuż pochyłej osi tunelu.

Dla osiągnięcia natomiast zakrzywienia (łuku) w planie, stosować należy pierścienie specjalne (taper rings), których szerokość od zewnętrznej strony łuku jest większa, niż od strony wewnętrznej. Zauważyć jeszcze należy, że działanie tłoków tarczy na krawędzie pierścieni przenosi się zapomocą wygiętej w kształcie koła helki dwuteowej, by otrzymać równomierny nacisk bez zgniatania blachy w pierścieniu.

Przy ruchu postępowym tarczy tworzy się wolna przestrzeń, otaczająca założone pierścienie, która odpowiada objętości osłony blaszanej, przymocowanej wokoło tarczy. Pod wpływem nacisku gruntu, następuje osiadanie i spłaszczanie się pierścieni, których kształt kolisty staje się podobny do eliptycznego; obniżanie się grzbietu tunelu dochodzi do 5 cali (127 mm). (Osiedanie poziomu ulicy ponad tunelem, jak również budynków przyległych, pociągnęło za sobą nawet pęknięcie rury kanalizacyjnej, idącej pod ulicą w odległości minimalnej około 6 stóp (ok. 1,8 m) ponad grzbietem tunelu. Wszystkie założone wówczas około 20 pierścieni zostały zalane wodą, co spowodowało miesięczną przerwę w pracy).

By częściowo zapobiec temu, stosowane jest możliwie szybkie zapełnianie wolnej przestrzeni nazewnątrz pierścieni piaskiem, lub rzadkim cementem, włączanym za pośrednictwem węża gumowego (widocznego z prawej strony rys. 11), pod działaniem sprężonego powietrza (około 4,2 at).

Usuwanie gliny, wyjmowanej z wnętrza tunelu podziemnego, odbywało się za pośrednictwem przenośnika taśmowego (o taśmie gumowej). Gлина, wrzucana na pochyłą płaszczyznę taśmy, automatycznie wpada do przystawianych wózków, które po napełnieniu wywożone są nazewnątrz (rys. 12).

Przy zbliżaniu się tarczy do koryta rzeki musiały być przedsięwzięte środki, zabezpieczające otwór tunelu przed zalaniem wodą.

W tym celu przy brzegu rzeki nasypało na dnie grubą warstwę gliny, by tarcza, przy dojściu do 1-szej sekcji podziemnej tunelu, przykryta była warstwą gruntu o grubości 20 stóp (ok. 6,1 m); warstwę tę usunięto po wykończeniu tunelu.

Oprócz tego, wewnątrz tunelu stosowano powietrze sprężone o ciśnieniu wahającym się od 9-ciu do 20 funtów na cal kwadratowy (0,6 do 1,4 at).

Gdy tarcza znalazła się w odległości 100 stóp (ok. 30,4 m) od koryta rzeki, przekrój tunelu zamknięto specjalną ścianą z blachy stalowej, wzmocnionej belkami dwuteowymi i szczelnie obetonowanej na obwodzie.

Ścianę tę ustawiono w pobliżu wykopu pionowego (przy 34 i 35 pierścieniu).

System wykonywania wykopu stanowił teraz rodzaj kesonu poziomego. Na rys. 13 uwidoczni-

ne są 2 komory, przez które przechodzą wózki z gliną, na górze zaś umieszczona jest podobna komora dla ludzi.

Praca w podziemnej części tunelu prowadzona była na 3 zmiany i trwała całą dobę bez przerwy. Najbardziej uciążliwe było prowadzenie wykopu w pobliżu rzeki, ponieważ górna połowa płaszczyzny tarczy musiała być szczelnie zamknięta balami drewnianymi, by powstrzymać napór rozrzedzonej gliny z dna rzeki. Ruch postępowy tarczy odbywał się przez wciąganie się w tę masę i z tego powodu ciśnienie hydrauliczne na tłoki dochodziło do 3 100 funtów na cal kwadratowy, czyli do 218 at (podczas gdy w twardym gruncie normalne ciśnienie wynosi 1000 — 2000 funtów na cal kwadratowy, a więc 70 do 140 at). Szybkość układania pierścieni tunelu w warunkach normalnych wyrażała się liczbą 4-ch pierścieni na dobę,

natomiast przy dojściu do rzeki układanie jednego pierścienia trwało całą dobę.

Połączenie sekcji podziemnej i podrzecznej odbywało się przy pomocy specjalnego pierścienia, przymocowanego do pierwszej załapanej rury tunelu. Po usunięciu części składowych tarczy (oprócz blachy zewnętrznej) i przebicciu drewnianych ścian szczelnych, zamykających sekcję podrzeczną, uzyskiwano połączenie wszystkich części tunelu w jedną całość.

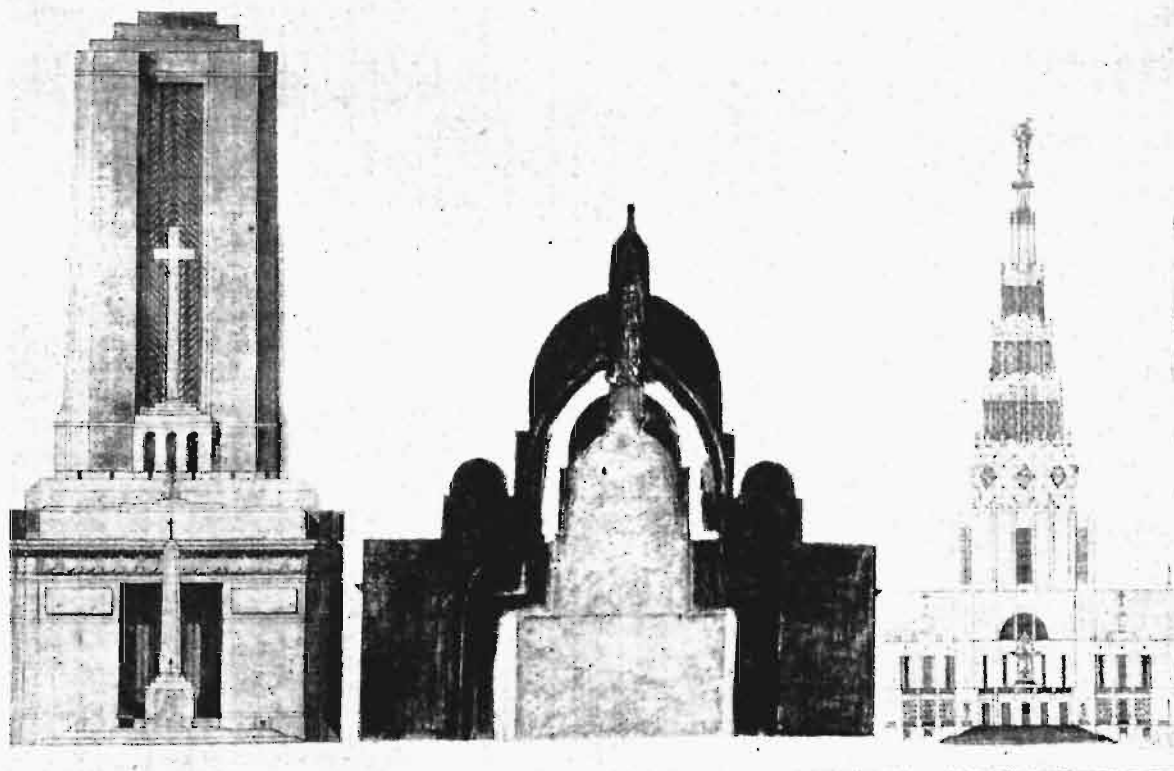
Prace, związane z projektowaniem tunelu, jak również całkowity nadzór ogólny, prowadzone są przez firmę: „Parsons, Klapp, Brinckerhoff & Douglas”, natomiast wykonanie poszczególnych części tunelu, zgodnie ze zwyczajem amerykańskim, powierzone jest wielkiej ilości firm, jako przedsiębiorcom, co wpływa w znacznym stopniu na szybkie wykonanie budowy.

Świątynia Opatrzności w Warszawie¹⁾. Wynik konkursu architektonicznego.

Napisał Inżynier arch. St. Sienicki.

Materiał sytuacyjny posłużył wydziałowi regulacji Magistratu do ostatecznego opracowania regulacji placu i sytuacji świątyni. Niewątpliwie za zasadę będzie przyjęte odsunięcie w głąb świątyni, co winno się odbić i na przeprojektowaniu oto-

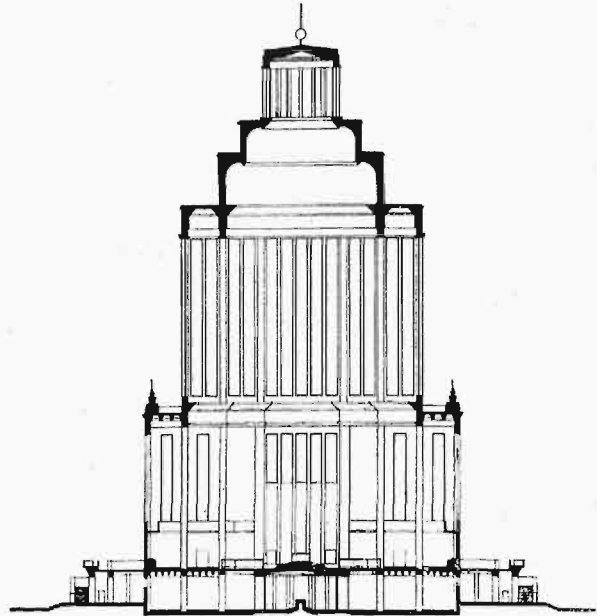
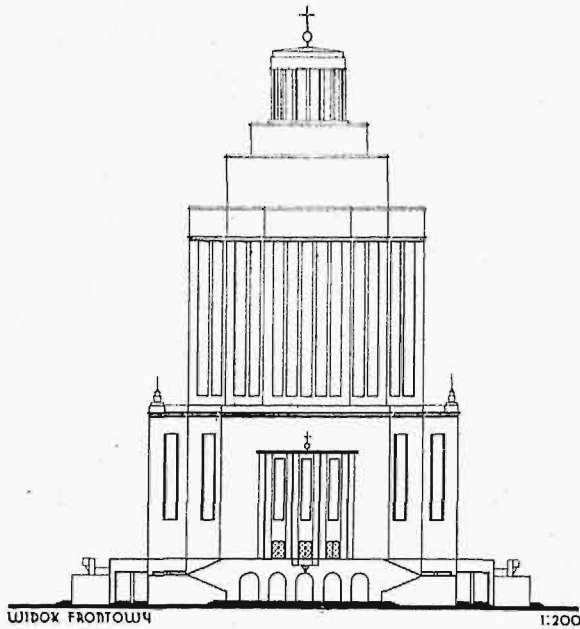
czenia. Pragnąc zachować dotychczas przewidywane widoki na świątynię, należałoby zachować zieleniec przy ul. Filtrowej i uniemożliwić zamach ze strony Magistratu na ten zieleniec przed ostateczną decyzją co do regulacji placu i jego otoczenia.



Rys. 7. Porównane wymiarów obrysu świątyni według niektórych projektów z wymiarami obrysów kościołów: św. Piotra w Rzymie, katedry Florenckiej i Inwalidów w Paryżu.

¹⁾ Dokończenie do str. 558 w zesz. 29—30 z r. b.

Projekt architektoniczny świątyni możemy rozpatrzyć niezależnie od sytuacji. Z oceny situa-



Rys. 8 i 9. Projekt arch. Mączyńskiego (nagrodzony).

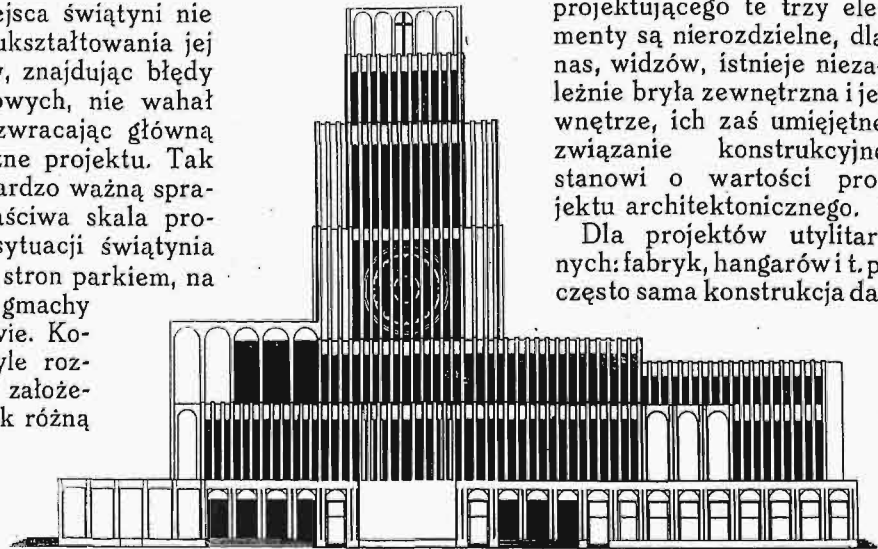
cji widzieliśmy, że ustalenie miejsca świątyni nie ma zasadniczego znaczenia dla ukształtowania jej bryły. Zresztą i sąd konkursowy, znajdując błędy sytuacyjne w pracach konkursowych, nie wahał się je nagrodzić lub wyróżnić, zwracając główną uwagę na walory architektoniczne projektu. Tak dla projektu, jak i dla sytuacji, bardzo ważną sprawą do rozstrzygnięcia była właściwa skala projektu architektonicznego. W sytuacji świątynia zawsze ma być otoczona z kilku stron parkiem, na tyłach świątyni mogą powstać gmachy uniwersyteckie o luźnej zabudowie. Kościół w skali zbyt wysoki, o bryle rozczłonkowanej, nie odpowiadałby założeniu. Projekty nadesłane miały tak różną skalę, że wahania kubatury wyraziły się od 50 000 m³ do 1 500 000 m³, wysokość zaś niektórych projektów była większa od najwyższych kościołów świata.

Na rys. 7 przedstawione są w tej samej skali obok obrysów (pośrodku) kościoła św. Piotra w Rzymie (największy), katedry Florenckiej i Inwalidów Paryskich (najmniejszy) dwa projekty konkursowe. Samo porównanie mówi za siebie. Przytem lewy projekt, zatraciwszy skalę ogólną, zatracił i własną — wygląda raczej na nagrobek niż na kościół, wyższy od największych kościołów świata. Takich nieporozumień pośród prac konkursowych było więcej. Natomiast projekty nagrodzone i wyróżnione zachowały skalę właściwą; kubatura wahała się około 100 tys. — 150 tys. m³.

Projekt architektoniczny świątyni rozpatrzmy z punktu widzenia ukształtowania bryły zewnętrznej, jej wnętrza i zasady konstrukcji. Element konstrukcyjny stanowi szkielet, na którym zostaje opisana forma, dająca bryłę zewnętrzną i wpisane wnętrze. Dla

projektującego te trzy elementy są nierozdzielne, dla nas, widzów, istnieje niezależnie bryła zewnętrzna i jej wnętrze, ich zaś umiejętne związanie konstrukcyjne stanowi o wartości projektu architektonicznego.

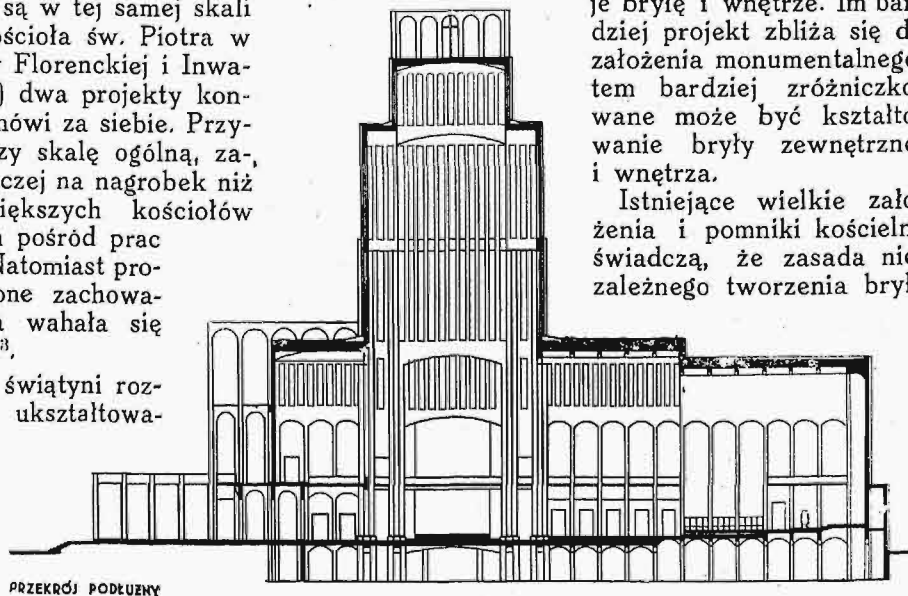
Dla projektów użytecznych: fabryk, hangarów i t. p. często sama konstrukcja da-



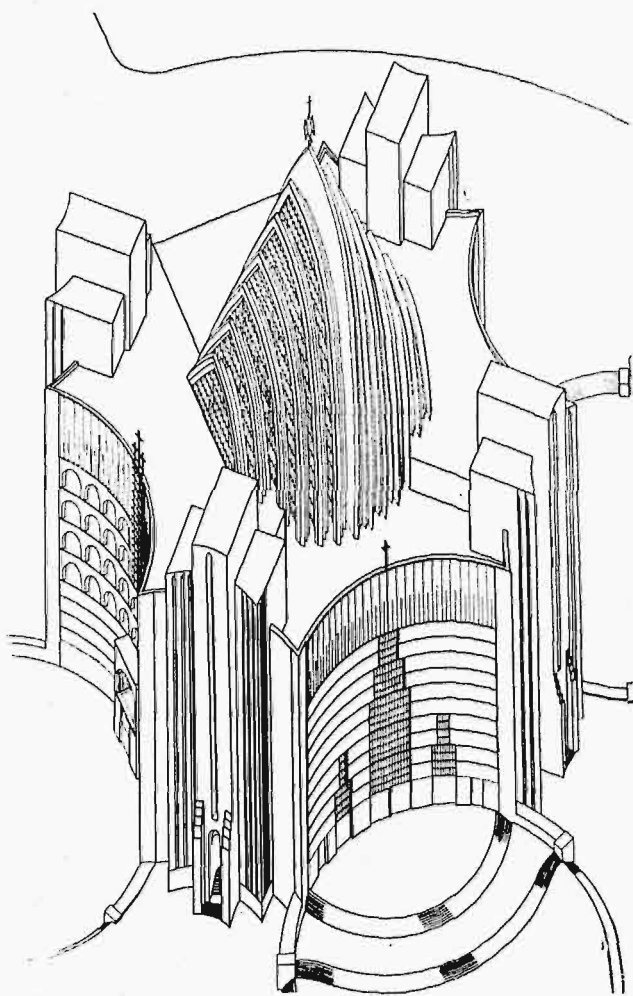
Rys. 10.

je bryłę i wnętrze. Im bardziej projekt zbliża się do założenia monumentalnego, tem bardziej zróżniczkowane może być kształtowanie bryły zewnętrznej i wnętrza.

Istniejące wielkie założenia i pomniki kościelne świadczą, że zasada niezależnego tworzenia bryły



Rys. 10 i 11. Projekt arch. Pniewskiego (nagrodzony).

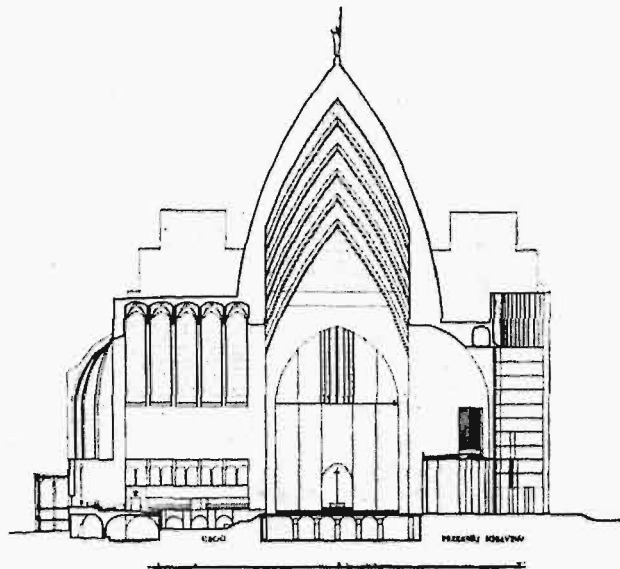


Rys. 12.

Projekt arch. Witkiewicza (nagr.).

z odmianami krzyża greckiego, z wydłużonym prezbiterjum i in.; 2) plan nawowy—z odmianami halową, bazylikową i innymi.

Z tych dwóch typów dla założenia świątyni-pomnika bardziej odpowiadałby plan o założeniu



Rys. 13.

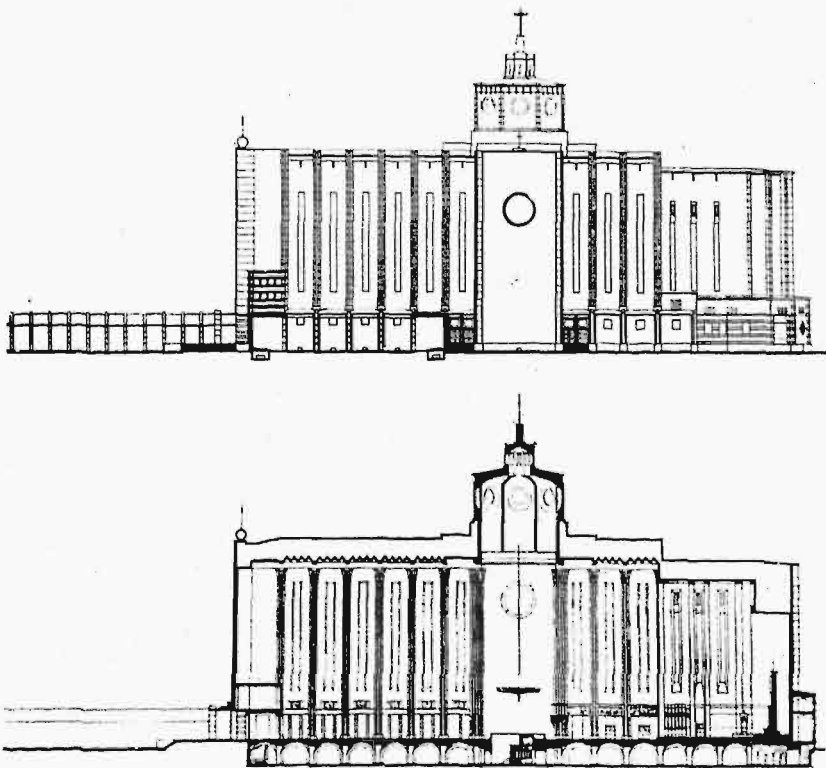
Przekrój podłużny świątyni (proj. arch. Witkiewicza).

centralnym. To też sąd konkursowy stanął na tym stanowisku i nagroził projekty z planem centralnym w założeniu. Projekt arch. Mączyńskiego (rys. 8, 9) o wybitnie centralnym założeniu, cechuje celowo rozwiązany plan i racjonalne ujęcie wnętrza przez podkreślenie części reprezentacyjnej, nad którą wznosi się wieża-kopuła. Konstrukcja słupowa podciągowa z pokryciem kwadratu cen-

i wnętrza była zawsze stosowana: Katedra św. Piotra (obrys kopuły zewnętrznej jest inny niż wewnętrzny), Panteon Sufflot (ma zupełnie inną konstrukcję wnętrza i kopuły niż świadczyłaby bryła zewnętrzna) i cały szereg innych.

Nowoczesne ujęcie zagadnienia skierowałoby nas raczej do przekreślenia tej zasady i przedstawienia konstrukcji jako wyłącznego wyrazu tak dla wnętrza, jak i dla bryły zewnętrznej, ale taka praca byłaby właśnie tym ideałem, który — nie wątpię — nie znalazłby przeciwników i bez zastrzeżeń nadawałby się do realizacji. Wielki minione realizowały takie czyste twory konstrukcyjne (Parthenon),—nasz konkurs takiej pracy nie dał.

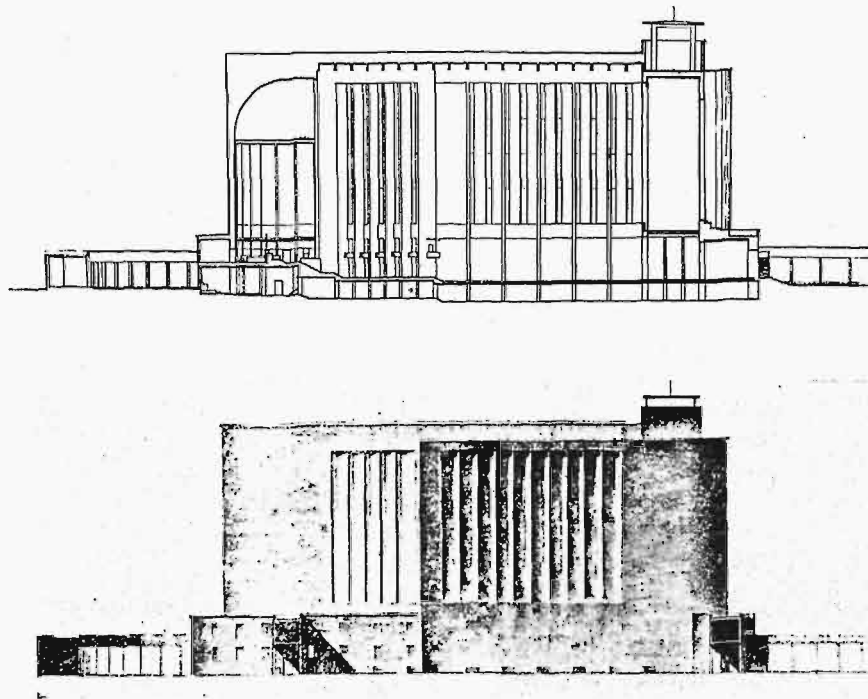
Punktem wyjścia dla projektu jest plan. Projekty konkursowe miały plany świątyni bardzo różnorodne, jeżeli jednak chodzi o zasadę, to można je podzielić na 2 typy: 1) plan centralny —



Rys. 14. Projekt arch. Kukulskiego i Suzina (zakup.).

tralnego zamiast typowej dotychczas kopyły na sferycznych wroźnikach, nadwieszoną konstrukcją, charakterystyczną dla żelbetu. W projekcie została zwrócona uwaga raczej na ukształtowa-

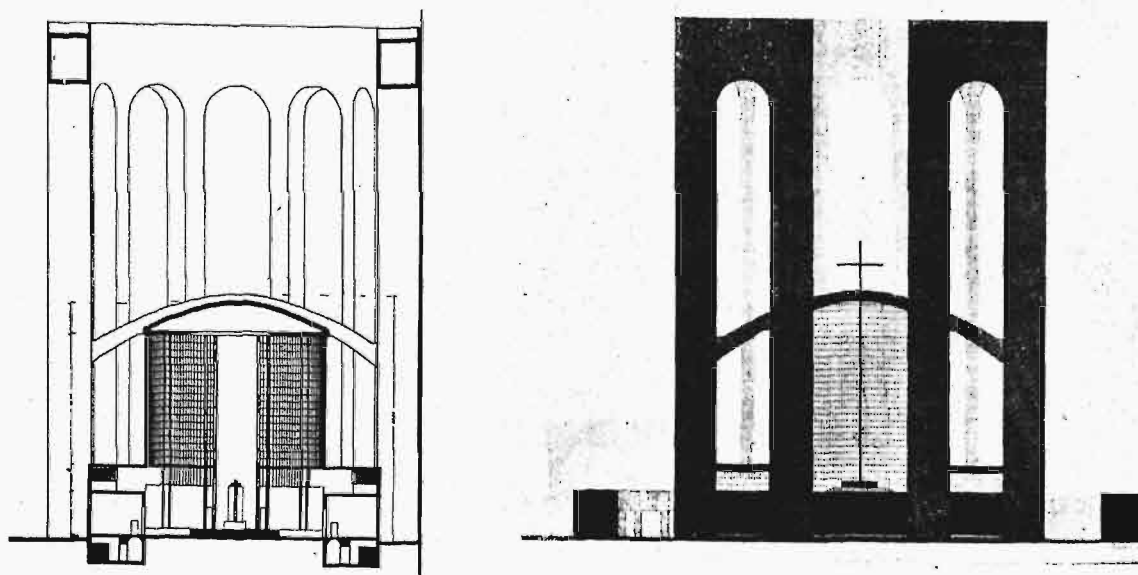
uksztaltowanie bryły zewnętrznej, opisanej na lekkiej konstrukcji słupowej. W ogólnych proporcjach poprawna bryła została przez wprowadzenie laskowania zbyt upodobniona w charakterze



Rys. 15. Projekt arch. Łowińskiego i Tomaszewskiego (zakup.).

nie wnętrza, które ma dobre propozycje i spokojny charakter przez płaszczyznowe traktowanie, pomimo konstrukcji słupowej. Natomiast bryła zewnętrzna została bezpośrednio opisana na konstrukcji i proporcje jej nie zostały dociągnięte.

do amerykańskich drapaczy chmur. Wnętrze zostało ukształtowane w bezpośredniej łączności z konstrukcją bryły zewnętrznej, przez co proporcje jego zostały zgóry określone, a nie samoistnie zaprojektowane, i wypadły mniej szczęśliwie, niż



Rys. 16. Jedna z prac niewyróżnionych przez sąd konkursowy, ilustrująca zasadę niezależnego kształtowania bryły i wnętrza

Projekt arch. Pniewskiego (rys. 10, 11) jest podobny w założeniu do projektu arch. Mączyńskiego. Założenie planu centralne z wydłużonym prezbiterjum. Uwaga autora została zwrócona na

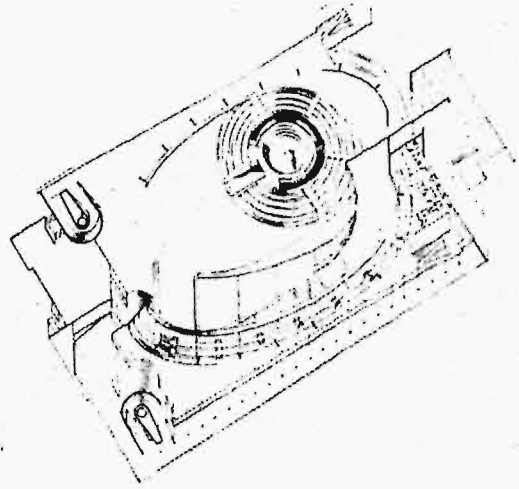
zewnętrzne. Oprócz tego, przez wprowadzenie laskowania i cienkich słupów konstrukcyjnych, wnętrze zostało rozbite na drobne elementy i zbyt upodobnione do bryły zewnętrznej.

Kontrastem dla powyższych projektów może służyć projekt arch. Witkiewicza (rys. 12, 13). Zasada niezależnego traktowania bryły zewnętrznej i wnętrza znalazła w nim swój jaskrawy wyraz. Obrys bryły zewnętrznej kilkakrotnie przewyższa wpisane wnętrze świątyni, wymiary murów są nieusprawiedliwione żadnymi wyliczeniami statycznymi, wszystko to zostało poświęcone wyrazowi plastycznemu zarówno wnętrza, jak i bryły. Zdania co do charakteru tego wyrazu mogą być sprzeczne: zarówno wśród sądu, jak i widzów — projekt mógł wzbudzić głosy zachwytu lub zastrzeżeń. Jeżeli jednak chodzi o zasadę konkursu na ideowy projekt, to jest on jej najbliższy. Kilka takich projektów mogłoby bardziej zbliżyć nas do osiągnięcia rozwiązania, godnego realizacji.

Szereg projektów zakupionych, jakby dla kontrastu, stanowi przykłady założeń na planie nawowym. Zarówno projekt arch. Kukulskiego i Suzina (rys. 14), jak projekt arch. Łowińskiego i Tomaszewskiego stosują plan nawowy-hallowy z prostą zasadą konstrukcyjną pokrycia płaskiego na słupach.

W tych wypadkach proporcje wnętrza decydują, — bryła świątyni zostaje ukształtowana przez opisanie na konstrukcji. Monumentalny wyraz zewnętrzny nie osiąga jednak decydującego wrażenia bryły pomnika, — to też poza walorami czyśto architektonicznymi prace te nie mogą być uważane za rozwiązanie zagadnienia. Z prac nienagrodzonych — chciałbym zwrócić uwagę na dwie, które śmiałością koncepcji wyróżniały się z po-

śród innych. Jedną z nich Nr. 35 (rys. 16) ilustruje zasadę niezależnego tworzenia bryły pomnika i jego wnętrza. Przykrycie wnętrza wiszącym dachem na słupach, będących tylko formą plastyczną, może dać ciekawe i jednolite wrażenie. Natomiast praca Nr. 59 (rys. 17) uderza koncepcją wnętrza, które można uważać raczej jako idealną



Rys. 17. Oryginalny projekt wnętrza świątyni.

sałę zebrań dla rady i widzów. Możemy uważać go za projekt opracowany nie na temat, ale w szeregu innych wyróżniał się on nowością ujęcia zasady konstrukcyjnej.

PRZEGLĄD PISM TECHNICZNYCH.

BUDOWNICTWO.

Największa zapora wodna.

W końcu 1928 r. ukończono budowę największej zapory wodnej na świecie pod Bhatgar w prowincji Bombay w In-

dyach wschodnich; zapora jest podstawą całego planu nawodnienia półwyspu Dekan.

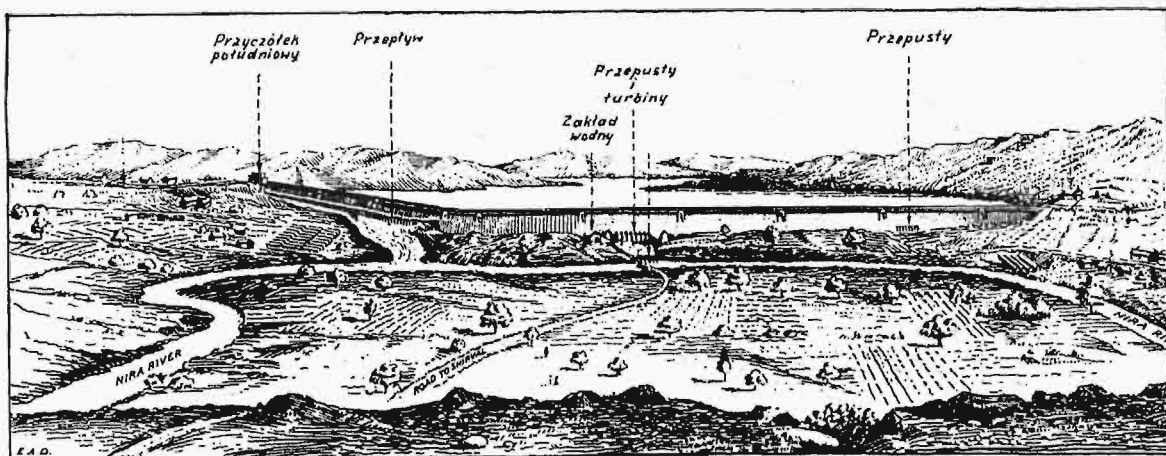
dyach wschodnich; zapora jest podstawą całego planu nawodnienia półwyspu Dekan.

Długość jej wynosi 1,6 km, wysokość 58 m nad terenem; w murze zrobiono 81 przepływów, z których 45 jest samo-

czynnych; w odok urządzono zakład wodny, wytwarzający energię elektryczną.

Objętość zmagazynowanej wody wynosi 660 milj. m³.

Dwa kanały o długości 160 i 170 km nawadniają obszar 330 000 ha. Koszt budowy muru wyniósł 6,3 milj. dolarów,



Rys. 1. Szkic zapory.

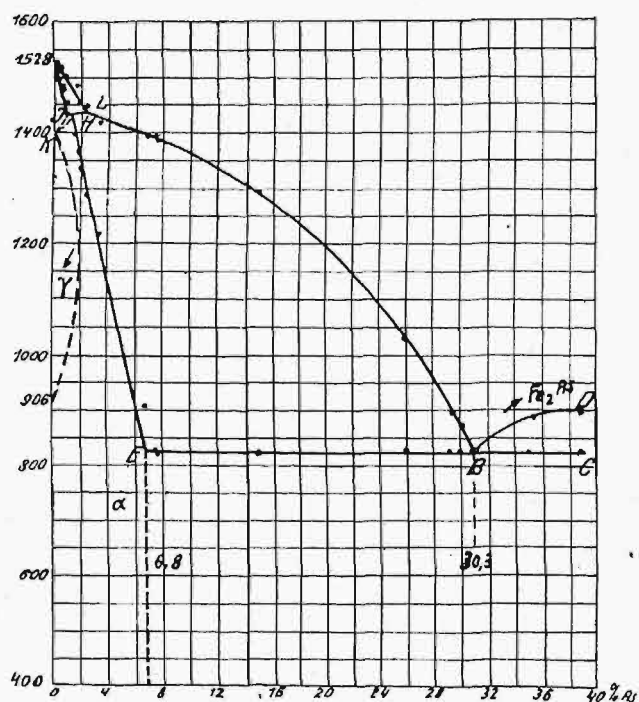
koszt całkowitego urządzenia zapory z zakładami wodnymi — 20,7 milj. dolarów. (Engg. News Record, 1929, II, str. 362).

METALOZNAWSTWO.

Arsen w żelazie.

Według istniejącego dotychczas wykresu układu podwójnego Fe—As, opracowanego przez prof. O. Oberhoffer'a i Gallaschik'a¹⁾ i na podstawie dawniejszych badań Friedrich'a, arsen rozpuszcza się w roztworze stałym żelaza do zawartości 6,8%. Według Friedrich'a²⁾, w układzie Fe—As istnieją związki chemiczne Fe_3As , $FeAs$, Fe_3As_2 i Fe_2As_3 , a między związkiem chemicznym Fe_3As a roztworem stałym granicznym, zawierającym 6,8% As w żelazie, istnieje eutektyka, zawierająca As = 30,3% i posiadająca temperaturę topliwości = 827° C.

Według Osmond'a³⁾, temperatura przemiany allotropowej $\gamma \rightarrow \alpha$ w miarę zwiększenia zawartości As podnosi się. Stąd należy wnioskować, że zakres istnienia fazy γ w układzie Fe—As jest zamknięty, podobnie jak w układach podwójnych Fe—P, Fe—Sn i Fe—Si. Jednak jest to wbrew spostrzeżeniom Liedgens'a⁴⁾. Późniejsze prace A. E. Cameron'a i S. B. Waterhouse'a⁵⁾ potwierdziły mniemanie Osmonda, a nasze spostrzeżenia nad przebiegiem zjawisk rekrytalizacji stopów bogatych w As, które to stopy z powodu podwyższenia się temperatury przemiany allotropowej w temperaturach normalnego wyżarzania nie przemieniają się w fazę γ , lecz tylko mocno rekrytalizują, pozwalają nam analogicznie z układem podwójnym Fe—P i Fe—Sn zmodernizować układ Fe—As tak, jak przedstawiono to na rys. 1, gdzie linje ciągłe należą do układu Oberhoffer'a i Gallaschik'a, a linje kreskowane — wskazują nasze poprawki.



Rys. 1.

Żelazo ma wielkie powinowactwo do As i w warunkach odtleniających (w wielkim piecu) surowiec chętnie pochłania całą zawartość As, który przychodzi do naboju razem z rudą. Ponieważ ożużlanie As przez wapno, odwrotnie do tego, co się dzieje w piecu martenowskim z siarką, prak-

tycznie nie odbywa się, to w większości handlowych gatunków żelaza i stali są obecne niewielkie zawartości As, zresztą nie przewyższające 0,06%, i tylko w rzadkich wypadkach 0,20%, które jednak zazwyczaj pozostają bez żadnego wpływu na fizyczne właściwości materiału.

Według J. Liedgens'a, zawartości As aż do 3,5% nie wpływają ujemnie na kujność żelaza w temperaturach jasnego żaru.

Według A. Ledebur'a As, podobnie jak S, powoduje kruchość na gorąco. Harbord i Tucker jednak nie skonstatawali żadnej kruchości na gorąco aż do zawartości 1,2% As; Stead dla żelaza zlewego znalazł tę granicę dopiero przy zawartościach powyżej 4%; Liedgens spostrzegł, że żelazo przy zawartościach poniżej 2,8% As i 0,4% Mn, jak również poniżej 1,25% As i 0,1% Mn, dobrze się walcowało. Powyższe zawartości As leżą daleko poza normalnie spotykaniami w handlowych gatunkach żelaza i stali.

A. Ledebur⁶⁾ na podstawie dawniejszych badań twierdzi, że już zawartości As powyżej 0,1% nadają tworzywu kruchość na zimno, podobnie jak fosfor, i kruchość na gorąco, podobnie jak siarka. Jednak twierdzenie to zostało obalone przez późniejszych badaczy; Liedgens znalazł kruchość na zimno tylko przy zawartościach As powyżej 0,4%, a pogorszenie zdolności do spawania — od 0,27% As. Mc. Kinney⁷⁾ omawia wyniki systematycznych badań Fabryki Broni Morskiej w Waszyngtonie, gdzie w celu określenia wpływu As zostały zbadane dwa bassemerskie spusty stali o zawartości 0,15 i 0,18% C, z których każdy był podzielony na dwie części; do drugiej części pierwszego spustu dodano 0,1% As, a do drugiej części drugiego spustu — 0,5% As. W ten sposób otrzymano cztery bloczki o następującym składzie tworzywa:

1) C = 0,18%;	Mn = 0,60%;	Si = 0,26%;	As = 0,031%
2) 0,19%;	0,62%;	0,24%;	0,089%
3) 0,13%;	0,57%;	0,25%;	0,065%
4) 0,12%;	0,57%;	0,33%;	0,310%

Bloki te były następnie przewalcowane w sposób normalny, pocięte na części i zbadane w stanie wyżarzonym i ulepszone termicznie. Przytem okazało się, że miękkie tworzywo, nawet o zawartości As = 0,31%, nie wykazało w czasie prób na rozerwanie dostrzegalnych anomalii, a pewne własności mechaniczne, dzięki obecności As, który znajdował się w roztworze stałym — jak to podkreśla Mc. Kinney — okazały się nawet lepsze. Zresztą już z poprzednio wspomnianej pracy Liedgens'a jest rzeczą znaną, że wskutek obecności As (do zawartości 0,5%) na każdą obecną w tworzywie 0,1% As granica płynności i wytrzymałości podnosi się o 0,75 kg/mm², wydłużenie spada tylko o 0,15%, a przewężenie pozostaje bez zmiany. Mc. Kinney oblicza, że przy zawartości 0,3% As wzrasta w stali granica sprężystości o 3—5%, zaś wydłużenie i przewężenie pozostają prawie bez zmian, a w niektórych wypadkach (widocznie pod wpływem ulepszenia termicznego) nawet wzrastają. Według spostrzeżeń A. E. Cameron'a i G. B. Waterhouse'a⁷⁾ obecność 0,01% As podnosi wytrzymałość o 0,17 kg/mm², znacznie podnosi twardość, obniża nieco wydłużenie i przewężenie i znacznie wpływa na obniżenie odporności na uderzenia. Według badań Liedgens'a, wytrzymałość wzrasta aż do zawartości As = 1,8%, a przy dalszym zwiększaniu się zawartości As — spada; natomiast A. E. Cameron i S. B. Waterhouse⁷⁾ skonstatawali, że wytrzymałość, dzięki obecności As, wzrasta ciągle aż do zawartości 4,0% As. Udarność przy próbach z karbem obniża się znacznie, i to więcej w stalach hartowanych i nieco powol-

¹⁾ Stahl und Eisen 1923, 398.

²⁾ Met. 1907, 129.

³⁾ Iron and St. Inst. 1890, I, 38.

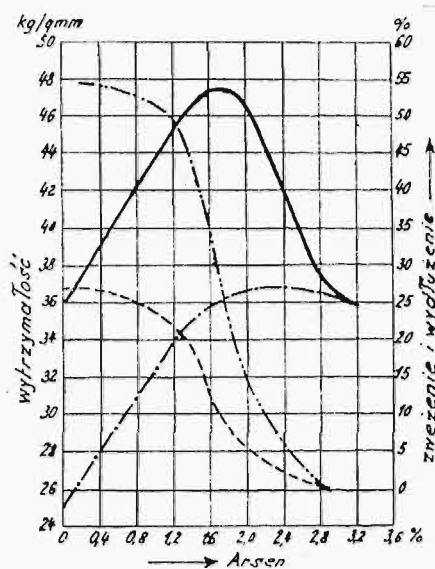
⁴⁾ Stahl und Eisen 1912, 2109.

⁵⁾ Iron and St. Inst. 1888, I, 183.

⁶⁾ Iron Age 1920, 725, referat w St. u. E. 1921, 968.

⁷⁾ Iron and St. Inst. 1926, 113, 355—374.

niej w stalach normalizowanych i odpuszczonych. Żelazo, zawierające 1,0% As i rzucone na żelazną płytę, rozlatuje się na drobne kawałki. Zdolność do wytłaczania, według Liedgens'a, nie znika w stalach miękkich aż do zawarto-



Rys. 2.

ści 1,5% As; według Harbord'a i Tuckera⁸⁾, nawet zawartość As = 2% nie wywiera żadnego wpływu na zdolność do tłoczenia.

A. E. Cameron i G. B. Waterhouse badali wpływ zawartości As około 0,20—0,24% na stal półtwardą o zawartości C = 0,5%, Mn = 0,50%—0,57% i Si = 0,2%. W czasie tych badań autorzy porobili ciekawe spostrzeżenia; okazało się, że zawartość As w stali znacznie obniża się już w czasie rozlewu i kucia. O ile w stali płynnej zawartość As wynosiła 0,36—0,46%, to w żelazie przekutem wynosiła tylko 0,20—0,24%. Część As ulatnia się tak w czasie odlewania, jak i w czasie kucia, o czym świadczą zapachy czosnku, który odczuć można w czasie tych operacji. Znaczna część As wydziela się w czasie krzepnięcia bloku w górnej jego części i w okolicy jamy usadowej. Arsen posiada wysoką zdolność do likwacji.

A. E. Cameron i G. B. Waterhouse liczą, że graniczna dopuszczalna (bezpieczna) zawartość As w stalach półtwardych leży około 0,20—0,24%; w stalach miękkich będzie ona z natury rzeczy nie mniejsza.

Wskutek wzajemnego wypierania się z twardego roztworu C i As, podobnie jak C i P, nie mogą znajdować się w równomiernym rozdzieleniu się po całej masie metalu. Węgiel znajduje się zazwyczaj w dendrytach, a As — w przestrzeniach międzydendrytycznych. Stąd obecność As w stalach, podobnie jak i obecność P, powoduje powstawanie w materiałach walcowanych i kutyh nieco wyraźniejszej warstwowości, której nie udaje się zniszczyć żadną obróbką termiczną⁹⁾. Jest rzeczą zrozumiałą, że obecność w stalach As, wskutek powyższego, musi obniżać efekt nawęglania, t. zn. że proces cementacji przebiegać będzie w sposób nieco utrudniony. Jednak Cameron i Waterhouse nie stwierdzili tego utrudnionego przebiegu procesu cementacji w stalach bogatych w As.

Stale bogate w As, podobnie jak i stale bogate w P, łatwo utrzymują strukturę gruboziarnistą, a to — jak wyjaśniono wyżej — wskutek istnienia w układzie Fe—As za-

mkniętego zakresu żelaza γ . Odczynniki, wykrywające na szlifach makroskopowych miejsca bogate w P, wytrawiają na ciemno również i ferryt, zawierający As.

W czasie energicznego kucia, w stalach zawierających znacznie większe zawartości As powstają często ryski powierzchniowe, które jednak mogą być łatwo spawane podczas dalszego ostrożnego przekuwania; świadczy to, że stale arsenowe posiadają normalną spawalność.

Według kompetentnego zdania Cameron'a i Waterhouse'a, arsen nadaje stalom znacznie mniejszą kruchość niż jednakowa zawartość fosforu; teoretyczne uzasadnienie powyższego zjawiska opiera się na następujących faktach: a) graniczny zakres roztworów stałych w układzie Fe—As jest znacznie szerszy, niż w układzie Fe—P; b) w stalach prawie nigdy nie spostrzega się eutektyki arsenowej, wówczas gdy obecność eutektyki fosforowej daje się spostrzec dość często.

W stosunku do rdzewienia, stale zawierające As zachowują się analogicznie, jak stale węgliste.

W stalach narzędziowych według E. Maurer'a i W. Haufe¹⁰⁾ zawartość As do 0,35% nie wywiera wpływu na łatwość tworzenia się rys hartowniczych.

Wpływ As na pracę szyn kolejowych badań rosyjski metalurg Mitiński¹¹⁾ (obecnie prof. Akademii górniczej w Przybramie) i skonstruował na podstawie licznych obserwacji i doświadczeń, że obecność w tworzywie szyn kolejowych do 0,25—0,30% As nie wpływa ujemnie na własności mechaniczne tworzywa, o ile zawartości C, Mn i P nie są zbyt wysokie.

Na zakończenie należy podkreślić, że układ Fe—As dotychczas nie został ściśle określony; jest to jednak kwestja ściśle teoretyczna. W określeniu wpływu As na poszczególne właściwości fizyczne żelaza i stali spostrzega się u poszczególnych badaczy pewne rozbieżności; jednak należy uważać za udowodnione, że normalnie spotykane w żelazie i w stali zawartości As, rzadko przewyższające 0,1%, wykazują znikomo mały wpływ na własności fizyczne, względnie mechaniczne, że wpływ ten w pewnych wypadkach jest raczej dodatni (podniesienie B, S, Q, R) niż ujemny (A i C pozostają prawie niezmiennione), że w tych granicach (As około 0,1%) dotychczas nie spostrzeżono niebezpiecznego obniżenia odporności tworzywa przeciwko obciążeniom dynamicznym i że „złe zdanie o ujemnym wpływie najmniejszych nawet zawartości As na żelazo i stal”, jak słusznie wyraża się prof. dr. inż. P. Oberhoffer¹²⁾, należy uważać za przesadzone.

Dr. Inż. I. Feszczenko-Czopiwski.

OGRZEWANIE. — GOSPODARKA CIEPLNA. Ogrzewanie dalekosiężne fabryk włókienniczych.

Gdy myślimy o mieście, będącym ośrodkiem przemysłu włókienniczego, w wyobraźni naszej powstaje obraz lasu kominów, nadających mu ową charakterystyczną sylwetkę, symbolizującą... nowoczesność!

A oto coś jeszcze bardziej nowoczesnego: miasto o stu fabrykach włókienniczych — bez kominów.

Takiem miastem jest Forst w Niemczech (okręg Lausitz), gdzie fabryki włókiennicze otrzymują z elektrowni nie tylko prąd elektryczny, ale i parę.

Zaopatrywanie w parę całych dzielnic miejskich z centrali ogrzewniczej zostało zrealizowane już dawniej w szeregu miast niemieckich: Hamburg, Brunświk i inne już w

¹⁰⁾ St. u. E. 1924, 1720—1726.

¹¹⁾ Żurnal Rus. Metal. Obszczestwa 1913, 650—659. referat w St. u. E. 1914, 206.

¹²⁾ Das technische Eisen, str. 212.

⁸⁾ Iron and St. Inst. 1888. II. 183.

⁹⁾ Oberhoffer. „Das Technische Eisen”. Berlin 1925, str. 210—212.

latach 1921 — 1924 otrzymały centrale, zasilające domy parą, służącą jednak jedynie do ogrzewania mieszkań. W 1927 r. w mieście Forst przystąpiono do przystosowania urządzeń elektrowni miejskiej do dostarczania fabrykom włókienniczym pary do czynności związanych z fabrykacją.

Przestarzałe urządzenia zmuszały fabryki w Forst do budowy instalacji bardziej nowoczesnych do wytwarzania pary, potrzebnej do celów fabrykacyjnych. W wypadku jednak, gdyby taka przebudowa została dokonana, fabryki te wytwarzałyby również same i energię elektryczną na potrzeby własne, co groziłoby elektrowni miejskiej utratą największych i najlepszych odbiorców.

Ostatecznie elektrownia miejska podjęła się budowy sieci rurociągów i dostarczania fabrykom pary do celów przemysłowych.

Elektrownia posiada trzy kotły, każdy o powierzchni ogrzewanej 375 m²; dwa kotły są na 15 atn, jeden na 26 atn. Kotły są zaopatrzone w nowoczesne samoczynne ruszty dostosowane do miejscowego węgla brunatnego. Węgiel ten ma dolną wartość opałową ok. 2100 Kal/kg i kosztuje loco elektrownia 6,25 mk. niem./t. Z dwóch turbin parowych jedna ma moc 1320, drugą 3000 kVA; obie pracują z kondensacją powierzchniową. Pozatem elektrownia może brać prąd z podstacji transformatorowej, która transformuje prąd z elektrowni Trattendorf o napięciu 53 000 V na 6 000 V; poza tem z tej samej sieci Märkisches Elektrizitätswerk pobierany jest prąd o napięciu 20 000 V. Elektrownia w Forst posiada zatem transformatory: jeden o mocy 750 kVA o przekładni 20/6 kV, drugi o mocy 3 000 kVA o przekładni 53/6 kV i trzeci o mocy 6 000 kVA, również o przekładni 53/6 kV.

Z początku postanowiono dostarczać parę tylko w najbliższej okolicy elektrowni, przewidując zarazem, że w razie pomyślnego rozwoju dalekosiężnego zasilania parą ustawione będą w elektrowni nowe kotły i turbiny z pobieraniem pary.

Rozdzielnia centralna pary mieści się w kotłowni. Świeża para, o prężności 15 at (w obecnym, tymczasowym układzie), płynie do sterowanego przez regulator Askania zaworu dławiącego, gdzie prężność jej zmniejsza się do 6 at, potem przez chłodnicę, gdzie temperatura jej obniża się do 170°, dalej przez paromierz Venturi'ego dochodzi do dwóch głównych rurociągów, prowadzących parę do abonentów — w kierunku północnym i południowym od elektrowni. Dla zabezpieczenia od nadmiernego wzrostu prężności, w razie uszkodzenia zaworów dławiących w rozdzielni, rurociągi zaopatrzone są w zawory bezpieczeństwa.

Ciśnienie i temperatura pary przed i po ochłodzeniu oraz w rurociągach jest stale mierzona, co pozwala zdawać sobie w każdej chwili sprawę z pracy i obciążenia całego urządzenia.

Tablica pomiarowa znajduje się w maszynowni. Składa się z trzech pól, z których narazie zajęte są tylko dwa; mierzy się: ciśnienia i temperatury świeżej pary i pary grzejnej w centrali oraz ciśnienia na końcu każdego z dwóch wspomnianych odcinków (północnego i południowego). Jednocześnie przyrząd samopiszący rejestruje zapomocą 6-barwnego wykresu wykazane przez przyrządy ciśnienia i temperatury.

Przyrządy miernicze takich samych wymiarów umieszczone są na końcach obu rurociągów. Przyrządy pomiarowe centrali mogą być przyłączone również w miejscach pośrednich w odległości 750 lub 250 m od centrali.

Rurociąg główny o \varnothing 600 mm zaopatrzone został w paromierz Venturi'ego na przepływ do 80 t/h, który jednak będzie potrzebny dopiero w przyszłości, po rozbudowie urządzenia; obecnie przed nim umieszczona jest dysza na 25 t/h.

Co się tyczy sieci rurociągów parowych, to kosztorys jej przedstawia się następująco: rozdzielnia w centrali — ok. 70 000 mk. niem., przyrządy pomiarowe w centrali — 12 000, kanały i szyby dla głównych rurociągów — 250 000, rury głównego rurociągu odcinka północnego (do zasilania 25 fabryk) o łącznej długości ok. 1500 m na 75 t/h pary — 267 000, kanały i szyby dla rurociągu odcinka południowego — 32 000, rury dla rurociągu odcinka południowego o długości ok. 300 m — 28 000, kanały i szyby dla przewodów przyłączeniowych do odbiorców — 42 000, przewody do odbiorców 64 000, instalacje u odbiorców — 4 300, przyrządy miernicze u odbiorców — 13 000, razem okrągło 780 000 mk. niem.

Rurociąg główny ma średnicę 600 mm, grubość ścianek 7 mm; jest to rura stalowa spawana.

Rury na głównym odcinku leżą (w izolacji) bezpośrednio na spodzie kanałów żelbetowych. Izolacja otaczająca rury (t. zw. ekspandytowa) składa się z warstwy ogniotrwałej o grubości 5—10 mm, warstwy ziemi okrzemkowej o grubości 30 mm, warstwy masy korkowej o grubości 30 mm i warstwy gipsu. Tylko rury ekspansyjne, stanowiące części poniekąd ruchome, pokryte są matami izolacyjnymi z materiału azbestowego, które mogą być zdejmowane w razie potrzeby dostępu do rur.

Kanały i szyby, przechodzące przez warstwy ziemi, gdzie napotykają wodę gruntową, wyposażone są w potrójną warstwę ochronną z papy asfaltowej, nie dopuszczającą wilgoci. Pomyślano też o oświetleniu szybów; znajdują się tam gniazda wtyczkowe do lamp ręcznych; przewody doprowadzające prąd idą wzdłuż kanałów rurowych.

Rury przyłączeniowe do odbiorców, których łączna długość wynosi narazie 879 m, są — podobnie jak rurociągi główne — ułożone w kanałach betonowych i podobnie izolowane.

Każde przyłączenie posiada zasuwę główną, zawór zwrotny, zawór redukcyjny z ok. 5,9 na 5 at, zawory bezpieczeństwa oraz przewód zapasowy. Przyłączenia fabryk zawierają jeszcze paromierz Venturi'ego z wskaźnikiem do bezpośredniego odczytywania przepływu pary w t/s i z licznikiem pobranej ilości pary. Ponieważ odbiór pary jest b. różny w dzień i w nocy, więc konieczne było urządzenie dwóch osobnych układów pomiarowych.

Cena pary wynosi: do celów przemysłowych 4,25 mk. niem./t, do ogrzewania — 7,50 mk. niem./t. Żadnych rabatów się nie udziela, niezależnie od tego, jakie ilości pary są zużywane. Zmiana ceny jest zastrzeżona jedynie w zależności od ceny węgla. Za dzierżawę liczników pobiera się 30 mk. niem. miesięcznie.

Wykresy obciążenia wykazują, że zapotrzebowanie prądu przebiega w czasie mniej więcej równoległe do zapotrzebowania pary. Widzimy stąd, że połączenie wytwarzania energii elektrycznej i wytwarzania pary w jednej centrali jest korzystne i że cała gospodarka tego rodzaju zakładu może być bardzo rentowną. O rzeczywistości racjonalnej gospodarce cieplnej będzie można mówić dopiero wtedy, gdy nastąpi przyłączenie się większej ilości fabryk, zakład zostanie stosownie rozbudowany i wyzyskiwana będzie para pobierana oraz odlotowa (VDI, 1930, zesz. 19, str. 589—593).