



МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НІКОПОЛЬСЬКИЙ ТЕХНІКУМ
НАЦІОНАЛЬНОЇ МЕТАЛУРГІЙНОЇ АКАДЕМІЇ
УКРАЇНИ



Г.О. КОЗЛОВ

МЕТОДИЧНИЙ ПОСІБНИК

ВАКУУМНО-ДУГОВІ ПЕЧІ

РЕКОМЕНДОВАНО
ПЦК металургійних дисциплін
НТ НМетАУ

НІКОПОЛЬ, НТ НМетАУ

2008

ВАКУУМНО-ДУГОВІ ПЕЧІ: Методичний посібник / Козлов Г.О. - Нікополь:
НТ НМетАУ, 2008. - 70 с.

Розглядаються складові частини електропечіної установки, будова та основні технічні дані сучасних вакуумних дугових печей, викладена методика визначення раціональних параметрів їх робочого простору, розглянута конструкція, приведені методики розрахунку теплового та енергетичного балансу плавки і інші матеріали, які складають зміст практичних занять і курсового проекту з дисципліни: “Конструкція електрометалургійних агрегатів “

Призначений як методичний посібник для студентів спеціальності:
5.05040103 "Виробництво сталі і феросплавів"

Уклали	Г.О. Козлов
Рецензент	В.Л. Самойлов
	А.П. Горобець
Відповідальна за випуск	Н.В. Швайка

ЗМІСТ

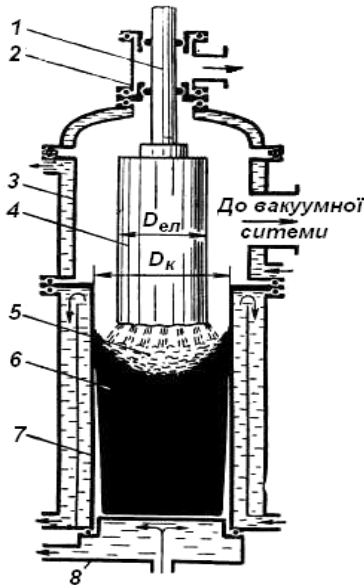
1.0. Типи вакуумних дугових печей	2
2.0. Конструкція вакуумних дугових печей	7
3.0. Розрахунок параметрів вакуумних дугових печей	23
3.1. Визначення геометричних розмірів робочого простору	23
3.2. Прикладний розрахунок	27
3.3. Техніко-економічні обґрунтування діаметра кристалізатора для переплаву виливка заданої маси	29
3.4. Приблизний розрахунок 2	43
4.0. Тепловий розрахунок	44
4.1. Визначення корисної потужності	44
4.2. Приблизний розрахунок 3.	46
4.3. Обґрунтування масової швидкості переплаву	49
4.4. Визначення теплових витрат	51
4.5. Розрахунок системи охолодження кристалізатора.	54
5.0. Електричний розрахунок	58
5.1. Визначення потужності дуги	58
5.2. Визначення електричних параметрів	58
5.3. Побудова графіка електричного режиму переплаву	60
6.0. Складання енергетичного балансу	65
6.1. Загальні відомості	65
6.2. Визначення питомої витрати електроенергії	67
Література	68
Додатки	69

1. ТИПИ ВАКУУМНИХ ДУГОВИХ ПЕЧЕЙ

Вакуумно-дугові печі (ВДП) застосовують для виробництва особливо якісних сталевих виливків. Вакуумні дугові печі підрозділяються на печі із електродом, що витрачається й що не витрачається.

Найбільше поширення отримали вакуумні дугові печі з електродом, що витрачається, які працюють на постійному струмі.

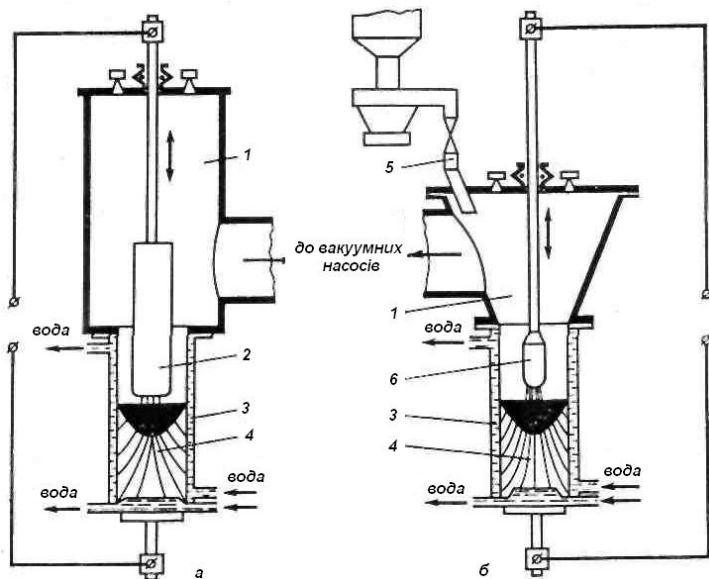
Принцип дії дугової вакуумної печі заснований на перетворенні електричної енергії в теплову в дуговому розряді, що існує у вакуумі або розрідженій захисній атмосфері. Для опису принципу дії ВДП представимо її у вигляді своєрідного газорозрядного приладу (малюнок 1.1), що складається із циліндричного катода (електрод, що витрачається, 4) і циліндричного анода (водоохолоджуємий кристалізатор 7, у якому наплавляють злиток 6).



- 1- струмоведучий шток;
- 2- вакуумне ущільнення;
- 3 - робоча камера;
- 4 - електрод, що витрачається;
- 5 - ванна рідкого металу;
- 6 - злиток;
- 7 - водоохолоджуємий кристалізатор;
- 8 - водоохолоджуємий піддон

Рисунок 1.1 - Схема газорозрядного приладу, що імітує дугову вакуумну піч з електродом, що витрачається

Одним зі способів отримання високоякісних сталевих злитків є спосіб їхнього переплаву у вакуумних дугових електропечах з електродом,



- 1 - вакуумна камера; 2- витратний електрод;
- 3- кристалізатор; 4 – виливок, що наплавляється;
- 5- живильник для подачі шихти;
- 6 - важкоплавкий насад невитратного електрода;

Рисунок 1.2 - Вакуумні дугові печі з витратним (а) й невитратним (б) електродами

що витрачається. Дуга підтримується у вакуумі між ванною злитка, формованого в мідному водоохолоджуємому кристалізаторі, і електродом, що витрачається. Процес відбувається в герметичній робочій камері, у якій насосною установкою підтримується розрідження залишкових газів порядку 0,14 Па. Перед початком процесу для запалювання дуги на піддон кристалізатору укладають порцію металевої стружки зі сталі тієї ж марки, що й електрод, що витрачається. У процесі переплаву метал стікає з електрода краплями, розбивається дугою й у вакуумі піддається інтенсивній дегазації.

Досить високий ступінь розрідження створює захисну атмосферу при переплаву. Відзначені фактори дозволяють отримати злитки високої якості по чистоті.

У вакуумних дугових печах виплавляють злитки масою до 200 т.

Вакуумні дугові печі (ВДП) можуть робити з невитратним і витратним електродом (див. рис. 1.2). Невитратний електрод з вольфраму, графіту або карбідів виконує функції тільки провідника струму, який підводить його тільки до зони горіння дуги. При цьому в дузі неминуче відбувається випарювання матеріалу невитратного електрода, який попадає в метал, що переплавляється, і забруднює його. Для зменшення випарювання матеріалу електрода, а також для стабілізації горіння дуги плавлення здійснюють в атмосфері інертних газів при зниженому тиску.

ВДП з невитратним електродом знаходять обмежене застосування в зв'язку з забрудненням метала матеріалом електрода й обумовлений цим необхідності вести плавлення з великою швидкістю, що погіршує якість виливка. ВДП з такими електродами використовують для переплаву сипучих шихтових матеріалів активних металів, наприклад так званої губки титана, з метою одержання литого виливка з якого в подальшому можна виготовити витратний електрод для переплаву в ВДП, а також з метою одержання фасонних виливків. В останньому випадку використовують гарнісажні ВДП в яких метал наплавляють в водоохолоджуємий тигель, на стінах якого утворюється кірочка твердого метала, що переплавляється, (гарнісаж).

ВДП з витратним електродом широко використовують для одержання виливків з тугоплавких і хімічно активних металів, а також сталей і сплавів на основі нікелю. Для переплаву титана створена серія вакуумних дугових печей - ДТВ, для плавки ніобію - ДНВ, для плавки тугоплавких металів (танталу, вольфраму та інш) - ДДВ. Сталь та сплав на основі

нікелю плавлять в вакуумних дугових печах серії ДСВ (див. табл. 1.1).

Таблиця 1.1-Технологічна характеристика деяких вакуумних дугових печей

параметри	одиниця виміру	ДСВ 3,2Г1	ДСВ 4,5Г2	ДСВ 6,3Г6	ДСВ 8 Г10	ДСВ 8 Г16	ДСВ 11,2Г37
діаметр кристалізатора							
максимальний	мм	320	450	630	800	820	1120
мінімальний	мм	160	160	320	500	560	630
Висота кристалізатора	мм	1900	1200÷1900	2900	2300÷2900	4400	4500÷5400
Маса виливка (сталь)	т	0,175÷1,05	0,195÷2,06	1,35÷6,35	2,88÷10,0	8 ÷17	10÷37
Діаметр електроду	мм	90 ÷ 120	90 ÷ 120	90 ÷ 120	90 ÷ 120	90 ÷ 120	90 ÷ 120
Довжина електроду	мм	3550	2753	4550	3550	6400	7600
Розміри печі:							
Площа основи	м	5,0 x 7,3	5,0 x 7,3	5,0 x 7,3	5,0 x 7,3	5,0 x 7,3	5,0 x 7,3
Загальна висота	м	12,0	12,0	13,9	20,0	20,0	23,9
Висота над підлогою цеху	м	7,9	7,9	8,8	11,0	11,0	13,5
Потужність трансформатора	кВ* А	1420	1420	2829	2829	2829	4230
Номінальна сила струму	кА	12,5	12,5	25	25	25	37,5
Номінальне напруження	В	60	60	75	75	75	75
Витрати води	м ³ /ч	40	40	70	90	90	120

В печах серій ДСВ і ДТВ втратні електроди переплавляють в глуходоні кристалізатори, які поступово наповнюються металом, який переплавляється. Недоліком такої схеми переплаву є відстань, яка змінюється в процесі переплаву від вакуумних насосів до зони плавлення й, отже, неоднакові умови вилучення газів з металу напочатку й наприкінці плавки.

Тугоплавкі метали переплавляють в скорочені кристалізатори з рухомим піддоном, який по мірі наплавлення виливка спеціальним механізмом опускають униз, витягують з кристалізатора Формуючий виливок. При цьому зона плавлення металу не переміщується від початку й до кінця плавки, зберігаються однакові умови евакуації газів але суттєво ускладнюється конструкція печі.

Для характеристики схеми переплаву в маркування печі (див. табл. 1,1) включають літери " Г " (глуходоні кристалізатори) або " В " (кристалізатор з витягуванням виливка). Цифри, які входять в маркування, означають: перша - максимальний діаметр кристалізатора в дециметрах; друга - максимальна маса виливка в тонах. Серед ВДП з глуходоним кристалізатором в наш час одержали розповсюдження дві різновидності:

- ВДП з стаціонарним кристалізатором і піддоном, який відокремлюється. В цих печах вивантаження виливка здійснюють опусканням піддона, на який опускається й виливка. Далі піддон відкривають в бік для забирання виливка. Завантаження втратного електрода в кристалізатор роблять знизу шляхом піднімання піддона з установленим на ньому електродом;

- ВДП з кристалізатором, який відокремлюється. Вивантаження наплавленого виливка відбувається шляхом опускання кристалізатора з піддоном і виливком, повороту або викочування кристалізатора з-під печей виштовхування виливка з кристалізатора спеціальним механізмом доверху.

Завантаження електрода в підготовчий кристалізатор здійснюється також зверху в зворотній послідовності.

Більш прогресивною є конструкція печей з кристалізатором, який відокремлюється так як при "нижньому" розвантаженні й завантаженні кристалізатора збільшується висота печі, ускладнюється центрівка електрода відносно кристалізатора, а чистку кристалізатора здійснюють безпосередньо на печі. При цьому наявні великі й міжплавочні просторі, обумовлені проведенням допоміжних операцій безпосередньо на печі. Недоліком "верхнього" завантаження є більш складна схема струмопроводу й підвода води до кристалізатора, а також необхідність одночасного використання двох кристалізаторів.

2. КОНСТРУКЦІЯ ВАКУУМНИХ ДУГОВИХ ПЕЧЕЙ

Розглянемо устрій окремих вузлів ВДП. Схема ВДП зображена на рисунку 2.1. Робоча камера є центральним вузлом, навколо якого монтуються частини печі. Зазвичай камеру виготовляють у вигляді зварного циліндра. Така форма забезпечує найбільш рівномірний розподіл напружень, які виникають в стінах камери, під дією різниці тисків всередині й зовні камери. Розміри робочої камери визначаються розмірами електродів, що переплавляються: висота камери повинна забезпечувати можливість розміщення в ній і в кристалізаторі електрода необхідної довжини, а діаметр визначають з рівняння можливості доступу в робочу камеру персоналу, який обслуговує при наявності там електрода. Зверху камера зачинена кришкою, в якій по осі печі влаштовано вакуумне ущільнення, яке ковзається та забезпечує проходження в камеру штока електродотримача й його поступовий рух в процесі переплаву без пошкодження вакууму в камері. На кришці є отвори для візуального спостереження за плавкою. Зображення з отворів за

допомогою перископів передається на пульт управління. На боковій поверхні камери вварені патрубки. Один з них з'єднаний з вакуумною системою й служить для евакуації газів з печії другий закритий відкидним люком і призначений для доступу в робочу камеру персоналу, який обслуговує з метою очищення стінок камери від конденсату, контролю закріплення електрода до штока електродотримача. перевірка центрування електрода відносно кристалізатора. Знизу камери зроблено фланець для з'єднання кристалізатора максимального діаметра. Кристалізатори меншого діаметра закріплюють за допомогою проміжного Фланця або їх постачають фланцями з широкими полями. Для захисту ущільнених прокладок з вакуумної гуми в місцях роз'ємів частин робочої камери від перегріву стінки робочої камери охолоджують водою.

Кристалізатор, виконує одночасно декілька функцій. В ньому збирається рідкий метал і формує виливок, стінки кристалізатора є провідником електричного струму, по якому струм від фланця підводиться до виливка й далі в зону електричної дуги, через стінки кристалізатора відводиться акумульоване металом тепло. Стінки кристалізатора стоять напроти великого перепаду тисків зовні й в середині печі. Враховуючи особливості роботи кристалізаторів, для їх виготовлення використовують матеріали з високою тепло- й електропровідністю, які погано змочуються сталлю й які володіють достатньою механічною міцністю. Звичайно використовують червону С чисту) мідь або хромисту бронзу марки БрХ 0,8. Використання для цієї мети бронзи доцільніше, так як, незначно поступаючись міді за тепло- й електропровідністю, вона помітно перевершує її за міцністю. Стінки кристалізатора повинні бути достатньо товстими, головним чином, щоб в найбільш гарячих зонах забезпечити ефект повздовжнього розтікання тепла й виключити жолобіння. Товщина стінок складає 10 - 40 мм.

Звичайно кристалізатори мають кругле січення. хоч переробка круглих виливків подальшому поєднана з рядом ускладнень, тоді бажано було б одержувати виливки квадратного січення або багатогранні, отже, внаслідок нерівномірного охолодження металу в цих кристалізаторах не досягається необхідна однорідність металу. Круглі кристалізатори випускаються таких діаметрів, дм: 1,6; 2,0; 2,5; 3,2; 4,0; 5,0; 5,6; 6,3; 7,1; 8,0; 10,0; 11,2; 12,5; 14,0; 16,0; 18,0.

Робочу частину кристалізаторів (мідну або бронзову гільзу) невеликого діаметра, виконують з безшовних труб, гільзи великого діаметра зварюють з товстого листа. В процесі експлуатації в гільзах накопичується жолобіння, й внутрішня поверхня приймає форму дуги, що поступово ускладнює витягання зливка й обмежує строк служби кристалізатора, підвищення терміну їх служби має велике значення для зниження собівартості сталі, що переплавляється.

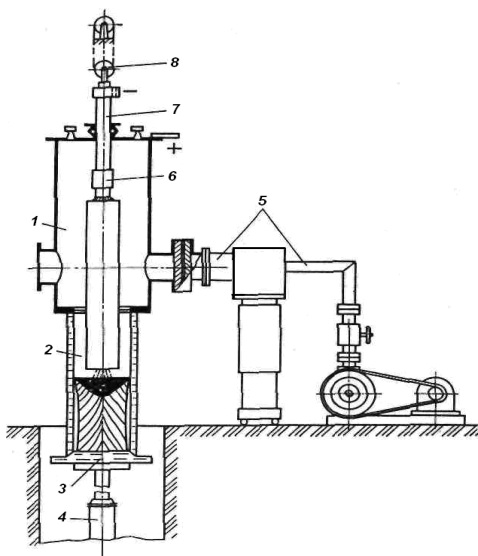


Рисунок 2.1 - Схема конструкції вакуумної дугової печі

Гільзу кристалізатора вставляють в кожух немагнітної сталі, а в простір між стінкою гільзи й кожухом подають

охолоджену воду. Враховуючи ріст дефіциту води, перспективним є використання випарювальної системи охолодження кристалізаторів, яка дозволяє в декілька десятків разів зменшити витрати води. При цьому порожнину кристалізатора, що охолоджується, виконують більш широкою в декілька разів і з'єднують з баком-сепаратором, в який пароводяна суміш поступає по підйомній трубі. З баку - сепаратора вода по опускній трубі знов поступає в порожнину охолодження кристалізатора. Зверху кожуха кристалізатора іноді намотують соленоїд - котушку з мідного проводу, яка живиться від напівпровідникових випрямлячів. При цьому в кристалізаторі виникає поздовжнє (аксіальне) магнітне поле. Підбираючи направлення стуму в котушці, можливо компенсувати зовнішнє магнітне поле й тим виключити електродинамічний рух метала в ванні кристалізатора. Зверху й знизу кристалізатор має фланці. Верхнім фланцем кристалізатор прикріплений до робочої камери, нижнім з'єднаний з піддоном.

Піддон закриває кристалізатор знизу, забезпечуючи герметичність печі. Піддон є також струмоведучою частиною, крім того, через нього проходить значна частина тепла, яка виділяється в дузі (на початку плавки до 50%).

Виконують піддон у вигляді масивного штампованого диска (товщиною 60÷80мм), який входить усередину або примикає до торця гільзи кристалізатора й має потужне водяне охолодження. Для зменшення відходів метала у вигляді даної обрізі зливків іноді використовують фігурний піддон, робоча поверхня, яка якби повторює форму межі розподілу між рідким і затверділим металом в ванні кристалізатора.

Механізм переміщення піддону з кристалізатором призначений для опускання вузлів, які відділяються від нижньої частини печі при вивантаженні зливка, підйому їх з електродом при завантаженні електродів і щільного

притискування частин, які відділяються від стаціонарних для забезпечення герметичності й доброго електричного контакту. Звичайно використовують два різновиди механізмів:

- електромеханічний з двома ходовими гвинтами, які переміщують траверсу, в центрі якого закріплений піддон ;
- гідравлічний привід.

Механізм з електромеханічним приводом вимагає високої точності виготовлення й збирання та менш надійний в експлуатації, тому на сталеплавильних печах частіше використовують гідравлічний привід, а для точного переміщення піддона в нижній частині металоконструкції підтримують камеру печі, передбачені направляючі.

Електродотримач, вакуумних дугових печей складається з штока, вузла закріплення електрода до штока, підвіски штока й механізму переміщення. Шток служить для підвода струму до електрода й сприймає силу ваги електрода, тому він повинен мати необхідну міцність і забезпечувати мінімальні електричні витрати. В зв'язку з цим шток виготовляють з двох труб: мідної і сталеві. Мідна труба розташовується в середині сталеві і є основним струмоведучим елементом, зовнішня труба стальова сприймає навантаження від електрода. У внутрішню трубу подають під тиском охолоджуючу воду, яка опускається, охолоджуючи дуже нагрітий до завершення плавки нижній кінець штока і між трубами підіймається до верху. Для поліпшення ущільнення, місця введення штока в вакуумну камеру, його зовнішню поверхню хромують і полірують.

Для закріплення електрода до штока користуються різними схемами. Наприклад, до електрода попередньо приварюють недопалок з конічним хвостовиком, яким він вставляється в розрізну частину сталеві труби штока, внутрішня поверхня якої виготовлена з зворотною конусністю. Розрізна ділянка труби стискується хомутом з гвинтовим

затиском. Додатково хвостовик фіксується в трубі штока штифтами. Приймають також цанговий затиск, захоплюючий електрод за фасонну виточку на верхньому торці електрода й інші схеми закріплення .

Шток за допомогою гнучкої і жорсткої підвіски зв'язаний з механізмом переміщення електрода. Жорсткою підвіскою користуються переважно на печах, призначених для переплаву невеликих електродів, маса яких, особливо у кінці плавки, недостатня для зменшення сил тертя в ущільненні. В цьому випадку необхідна примушена подача електрода униз. На великих печах використовують гнучку підвіску електродів за допомогою ланцюгів або тросів. На печах з гнучкою підвіскою опускання електрода відбувається під дією сили ваги електрода при змочуванні троса або ланцюга. В цьому випадку спрощується конструкція печі й зменшується безпечність пошкодження їх деталей при опусканні електрода до упора.

Привод механізму переміщення електрода може бути електромеханічним або гідравлічним. До привода механізму, переміщення електрода в установках ВДП висувають жорсткі вимоги, так як переміщення електрода здійснює основне регулювання процесу плавки. Гідравлічний привод дуже чутливий, але в залежності від властивості масла й, отже, чутливість привода. Гідравлічні приводи використовують частіше на великих печах, які виплавляють металургійні виливки масою $7 \div 12$ т. широко використовують електромеханічні приводи. Як регулюючого імпульсу в схемах останній час використовується частота й тривалість перекриття розрядної відстані між електродами й ванною кристалізатора падаючими краплями метала. В момент перетікання краплі опір розрядної відстані зменшується, отже зменшується падіння напруження й збільшується сила струму. Імпульсні провали напруження стають більш частими по мірі зменшення довжини дуги й збільшення швидкості плавлення,

при цьому у ланцюзі дуги підвищується змінна складова сила струму. Цю змінну складову силу струму відфільтровують, підвищують і використовують як регулювальний імпульс, порівнюючи за допомогою відповідних схем з її величиною при нормальному режимі плавки. Відхилення числа й величини імпульсів від нормальних служить сигналом для опускання або піднесення електрода до тих пір, поки режим не буде відповідати заданому. При нормальному ході процесу довжина дуги підтримується постійною й, не дивлячись на значно відмінну потужність різних печей, складає 25 - 30мм.



Рисунок 2.2 – Загальний вигляд вакуумної дугової печі

Система вакуумування дугових печей внаслідок малого об'єму, вакуумних камер і відносно постійного газовиділення при постійному оплавленні електрода малими пропорціями порівняно проста. На малих печах система вакуумування складається, як правило, з одного бустерного паромасляного насоса, двох форвакуумних механічних насосів, затворів, вакуум проводів, пастки й приборів вимірювання тиску. На

більш великих печах додатково установлюють ще один бустерний насос і два-три високо продуктивних двохсотонних насоса серії ДВН. Система забезпечує підтримання тиску в вакуумній камері в межах $0,1 \div 1,0$ Па. Тиск в розрядній відстані на один-два порядки вище внаслідок інтенсивного випарювання в дузі суміш метала й газівідділення з електрода, що оплавляється.

Джерела живлення ВДП спеціалізованих на переплаві сталі, служать машині генератори постійного струму, виробляючи струм силою в десятки тисяч ампер і напруженням до $60 \div 80$ В або випрямлячі змінного струму. Перевагу слід віддавати використанню напівпровідникових випрямлячів, оскільки у них вищий ккд і вони простіші й надійніші в експлуатації. Використання струмів незмінного напруження зв'язано з порівняно низькою температурою плавлення сталі. Низька температура плавлення не дозволяє на змінному струмі прогрівати електрод до температури, яка забезпечує стабільну й достатню для горіння дуги емісію електронів. На постійному струмі відсутні паузи в горінні дуги, які викликаються змінною полярністю при змінному струмі, температура в зоні катодних плям підтримується постійною й дуга горить стійкіше.

Джерела живлення встановлюють в обладнаному приміщенні біля пічного отвору. Струм від джерела живлення до печі підводиться жорсткими шинами, а безпосередньо до штока, піддону й кристалізатору - гнучкими водоохолоджуємими кабелями. В наш час найбільше розповсюдження отримує біфілярно-коаксиальна схема струмопроводу, яка характеризує чергування шин різної полярності й симетричним підводом струму з чотирьох боків до штока, піддону й кристалізатору. Симетричне розташування провідників дозволяє отримати навколо печі рівномірне магнітне поле й послабити рух метала в ванні кристалізатора.

В вакуумних дугових печах складно інтенсифікувати процес переплаву, без пошкодження якості зливка, який отримуємо, підвищення виробництва агрегатів можна здійснити тільки при скороченні простоїв між плавками, пов'язаних з виконанням ряду допоміжних операцій. Найбільш повно це досягається при використанні двох нерухомих кристалізаторів і печі з верхньою поворотною частиною. Поворотна частина закріплюється до порталу, який має можливість повертатися навколо телескопічного вакуумного трубопроводу. При цьому після закінчення плавки в одному кристалізаторі верхня частина печі підіймається й рухається на другий раніше підготовлений до плавки кристалізатор.

Тривалість простоїв між плавками на такій печі в чотири - шість разів менше, ніж на звичайних печах.

В останній час одержують розповсюдження й, так звані, агрегати безперервного плавлення, які комплектуються двома окремими камерами печі з системами струмопровід, кріплення й переміщення електрода й кристалізаторами. Загальним для них є джерело живлення, вакуумна система, прилади контролю й управління, які переміно вмикаються від одної камери до другої в наслідок чого в таких агрегатах можна починати плавку в другій камері приблизно через одну хвилину після закінчення плавки в першій.

Якість металу, одержаного методом ВДП, в значній мірі визначається стабільністю теплових процесів, тобто динамічною рівновагою між потужністю дуги, з одного боку, й втратами тепла випромінюванням і теплопровідністю зливка, електрода й самої дуги - з другого. Підтримка цієї рівноваги в процесі переплаву є складною задачею внаслідок безперервної і рівнозначної зміни довжини електрода й виливка, тому системи, які існують в наш час автоматичного регулювання вирішують більш вузьку задачу: забезпечити постійність підводу в плавильний простір кількості тепла.

Найбільш повно ця задача вирішується при використанні описаних раніше імпульсних регуляторів, які управляють положеннями переміщення електрода в залежності від характеристик дуги, головним чином напруга на дузі й її довжині. Силу струму при цьому задають по програмі, яка експериментально підібрана в залежності від розмірів вилівка й складу метала, змінюючи її частіш ніж вручну, рідше - за допомогою електронних управляючих машин. Однак при використанні програмних регуляторів струму добитися постійності теплового балансу неможливо внаслідок не відтворюваності під час процесу переплаву різних електродів, обумовленою наявністю відхилень в геометричних розмірах електродів в результаті вилучення місцевих дефектів на їх поверхні, не підконтрольною формою усадочної раковини в литих електродах і т. п.

Рішення цієї задачі можливо, якщо якість імпульсу для програмного регулятора сили струму використовують не час, а масу електрода. Для цього в процесі переплаву необхідно мати інформацію про кількість метала, що переплавляється. Таку інформацію дозволяють отримати системи безперервного зважування електрода, які однак, поки не знайшли широкого розповсюдження внаслідок високої вартості й недостатньої надійності. Тепловий стан метала й відповідно його якість в значній мірі визначаються роботою охолодження кристалізатора. При охолодженні кристалізатора водою на поверхні, що охолоджується, можливе утворення бульбашок пару або повітря. При цьому інтенсивність тепловідводу знижується, що не тільки порушує теплову рівновагу, але й призводить до більш швидкого зносу кристалізатора. В цьому зв'язку заслуговує на увагу досвід використання для охолодження кристалізаторів металевих теплоносіїв. Для цього успішно випробуваний евтектичний сплав натрію з калієм (78% K), який знаходиться в рідкому

стані при температурах від -11 до 784°C і широко використовується для охолодження атомних реактивів.

Вакуумні дугові печі ДСВ - 6,3 - Г6 - М4

У чорній металургії отримали розповсюдження печі серії ДСВ: (ДСВ -3,2-Г1-М5, ДСВ-6,3-Г6-М4, ДСВ-8-Г16-М1 і ДСВ-11, 2-Г37-М-02).

На малюнку 2.3 показаний загальний устрій електропечі ДСВ-6, 3-Г6-М4 (дугова сталеплавильна вакуумна електропіч із максимальним діаметром злитка 630 мм, тип кристалізатору - глуходонний, маса злитка - 6 т, модель печі- 4).

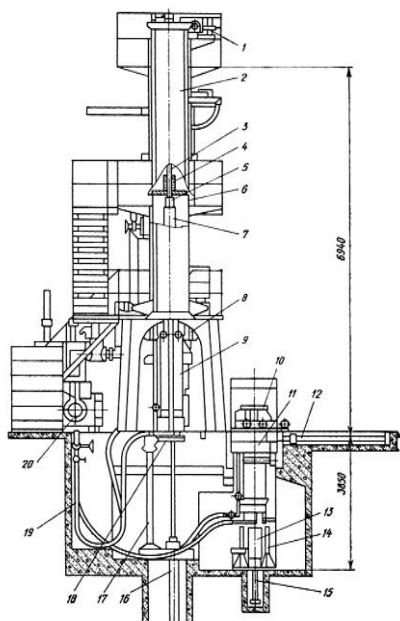


Рисунок 2.3 - Вакуумна дугова електропіч ДСВ-6.3-Г6-М4 для виплавки злитків масою 6,3 т

Електропіч складається з таких основних вузлів і механізмів: основи з колоною 2, вакуумної камери 6, механізму переміщення електрода, що витрачає, 1, змінного кристалізатору 9, механізму вертикального переміщення кристалізатору 16, механізму притиску 8 кристалізатору до вакуум-камери, механізму вертикального переміщення злитка (механізму розвантаження) 15, механізму відкоту кристалізатору 12, механізму зміни

кристалізатора 11 і вакуумної насосної установки 20.

Всі механізми електропечі гідравлічні з гідроциліндрами двосторонньої дії, за винятком механізму

переміщення електрода, що витрачає, постаченим електроприводом.

Кристалізація злитка відбувається в мідному водоохолоджуємому кристалізаторі. Найбільше часто застосовують кристалізатори з водяною сорочкою, що складаються із двох частин. Внутрішню частину виготовляють із мідних листів або труби по профілю злитка із двома фланцями. Зовнішню частину, що представляє собою кожух з немагнітної листової сталі з патрубками для підведення й відводу охолоджувальної води розташовують між фланцями.

Верхнім фланцем кристалізатор притискають до вакуум-камери печі, поміщаючи між ними гумову або фторопластову прокладку. Надійність з'єднання досягнута застосуванням гідравлічного механізму притиску. До нижнього фланця кристалізатору болтами кріплять мідний водоохолоджуємий піддон. Кристалізатор і піддон з'єднують із напірною й зворотною магістралями води метало-рукавами 19.

Зовні на кристалізатор надягають соленоїд пристрою електромагнітного перемішування розплавленого металу й стабілізації дуги. Струм підводить гнучкими мідними шинами до штока електродотримача й до піддона. На печі використовують два послідовно працюючих кристалізатори 9 і 10 коли в одному провадять плавку, інший підготовляють до плавки. Для центрування по осі печі кристалізатори оснащені двома парами роликів, що входять при їхньому установленні в робоче положення у вертикальні напрямні. Піднімальний стіл 18 для кристалізатору обладнаний кареткою з роликами, що рухається по круглій напрямній штанзі 17 за допомогою гідроциліндра. Для опускання й підйому злитка й піддона передбачений розвантажувальний стіл 14, переміщуваний по двох направляючих штангах гідроциліндром. У нижньому положенні столу злиток, що виймають з виливниці фіксується від випадкового падіння роликовим затискачем 13.

Вакуум - камера складається із двох частин - робочої й електродної камер. Камера електрода, що витрачається, примикає зверху до робочої камери й оснащена багаторядним чепцевим ущільненням 4 у місці проходу порожнього водоохолоджуємого штока 3 електродотримача.

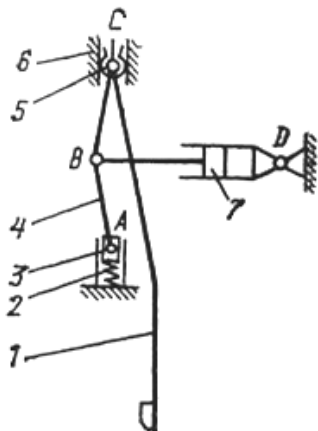


Рисунок 2.4 - Кінематична
схема механізму притиску
кристалізатору

Електрод, що витрачається, 7 уводять у вакуум-камеру знизу при підйомі кристалізатору механізмом вертикального переміщення. Електрод в електродотримачі закріплюють кулачковим затискачем 5 або приварюють до недогарка контактним зварюванням, пропускаючи струм по системі піддон - електрод, що витрачається, - недогарок - електродотримач.

Механізм переміщення електрода ланцюгового типу, що витрачає, з електроприводом і диференціальним редуктором. Ланцюгова система складається із привідної зірочки, рухливого ланцюгового блоку на обоймі штока електродотримача, двох направляючих блоків і трьохрядного втулочно-роликового ланцюга, прикріпленого одним кінцем до майданчика привода, а іншим до противаги. Вільна підвіска електрода забезпечує його опускання під дією власної ваги й упереджує поломку електродотримача й привода при введенні електрода в піч знизу. Привід виконаний із двома електродвигунами постійного і перемінного струму й диференціального редуктору з конічним диференціалом і черв'ячними передачами.

Між вихідним валом диференціального редуктора й привідною зірочкою встановлена відкрита циліндрична

передача. У кінематичний ланцюг передач, що утворює робочу швидкість переміщення електрода, введені додаткові черв'ячний і циліндричний редуктори.

Електродвигун постійного струму створює малу робочу швидкість руху електрода в процесі плавки й управляється системою автоматичного регулювання; електродвигун перемінного струму забезпечує переміщення електрода з великою швидкістю при його установці (маршова швидкість). По конструкції й принципу роботи привід подібний до диференціального привода механізму переміщення електрода печі, що витрачається, електрошлакового переплаву, розглянутим нижче. На ряді вітчизняних печей застосовані механізми переміщення електрода гвинтового типу.

Кристалізатор до опорного кільця вакуум-камери притиснутий чотирма однотипними механізмами. На рисунку 2.4 показаний механізм затискача в робочому положенні.

Захват 1 (див. рис. 2.4) з'єднаний з важільним механізмом 4 (ABCD) у шарнірі 5 з обмеженою рухливістю. Переміщення повзуна 3 і шарніри 5 у напрямного 6 корпуса забезпечує вертикальне переміщення й відхилення захвата.

Пружина 2 створює постійну силу притиснення й само запирання механізму після його переходу через верхнє мертве положення. Управління механізмом здійснюють хитним гідроциліндром 7.

На печах серії ДСВ застосована система механізмів, що забезпечує подачу, підйом і відвід кристалізатору, а також видалення злитка з виливниці.

У систему, показану на малюнку 2.5, входять механізми зміни, відкоту й вертикального переміщення кристалізатору й механізм розвантаження.

Механізм зміни кристалізатору обладнаний кареткою 19 (див. рис. 2.5) з ходовими роликами 9 зв'язаної зі штоком 11 гідроциліндра 12. Каретка встановлена на поперечні

напрявні 10. У гнізда каретки встановлюють робочий 4 і резервний 2 кристалізатори. Кожний кристалізатор обладнаний обоймою 1 з ходовими роликками 3, якими він спирається на напрямні 8 каретки. Для подачі кристалізатору до печі встановлені поздовжні напрямні 18.

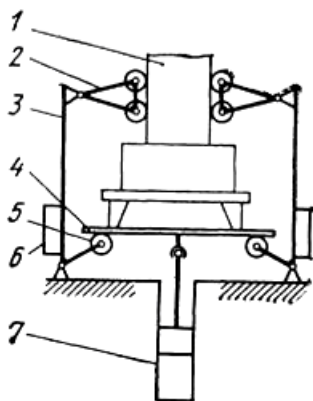


Рисунок. 2.5 - Система механізмів для подачі, підйому й відводу і видалення кристалізатору

Механізм відкочування кристалізатору обладнаний гідроциліндром 7, на штоку 6 якого закріплений захват, що входить у зачеплення із зубом 5 на обіймі кристалізатору.

Механізм вертикального переміщення кристалізатору складається з підйомного столу 17, гідроциліндра 15 і напрямної штанги 16. У

механізм розвантаження входять стіл 13, гідроциліндр 14 і дві напрямні штанги (на рисунку показана одна штанга).

Система працює в такий спосіб. Перед початком плавки зібраний кристалізатор встановлений на каретці. Для його вводу в робоче положення каретку спочатку переміщують у поперечному напрямку гідроциліндром 12 доти, поки вона не стане проти механізму відкочу й зуб на обіймі кристалізатору не ввійде в захват гідроциліндра 7. Потім кристалізатор переміщують під піч гідроциліндром механізму відкочу по напрямній 18.

Гідроциліндром 15 механізму вертикального переміщення кристалізатор піднімають по вертикальних направляючих до вакуум - камері й стикують гідравлічним механізмом притиску.

Після плавки кристалізатор зі злитком опускають гідроциліндром 15 на каретку, що механізмом відкочу

пересувають у положення розвантаження. Розвантажувальний стіл піднімають гідроциліндром 14 до упору в піддон. Роз'єднують кристалізатор і піддон. Кристалізатор звільняють від злитка, опускаючи останній разом з піддоном і столом. Потім кристалізатор краном передають на допоміжну ділянку для чищення й ревізії.

Злиток піднімають у крайнє положення й забирають краном. У роботу вводять резервний кристалізатор, розташований на каретці. У нижнім положенні

розвантажувального столу злиток затискується механізмом, кінематична схема якого дана на рисунку 2.6.

Механізм складається із двох двохплечових важелів 3, на яких закріплені обойми 2 із затискними роликами, вантажі

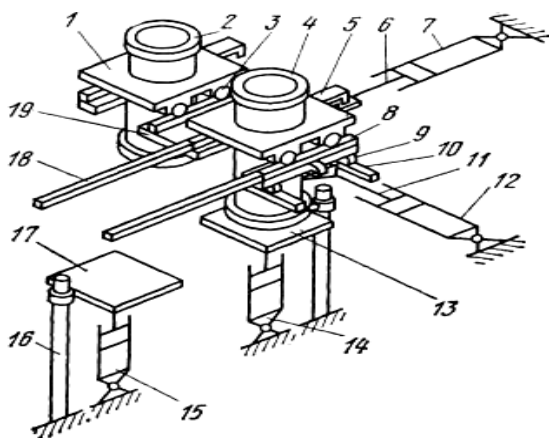


Рисунок 2.6 - Кінематична схема механізму затиску злитка

важелів і затиснення злитка1.

Вакуумна насосна установка печі оснащена високопродуктивними насосами попередньої відкачки (форвакуумними) і високовакуумними (бустерними, паромасляними) насосами для створення робочого розрідження. Використання насосів попередньої відкачки

дозволяє прискорити підготовку печі до плавки. У вакуумній системі печі передбачена установка фреонових або азотних пиловловлювачів (пасток), що попереджають вихід з ладу вакуумних насосів.

Живлення гідроприводів механізмів печі здійснюється маслонапірною установкою. Як джерело постійного струму живлення дуги використовують двигун - генераторної установки й випрямні агрегати на напівпровідниках.

Технічна характеристика вакуумної дугової електропечі ДСВ-6,3-Г6-М:

1. Найбільші розміри злитка, мм:
 - діаметр.....630
 - висота.....2700
2. Найбільші розміри електрода, мм:
 - діаметр.....500
 - висота.....4450
3. Найбільша маса злитка, т.....6,3
4. Об'єм вакуумної камери, м³, г.....4,5
5. Робоча напруга, В.....30 - 40
6. Максимальна сила струму, кА25
7. Потужність електродвигуна механізму
переміщення електрода, кВт:
 - маршового.....10
 - робочого45
8. Час робочого циклу, год.0,5 - 19,5
9. Маса печі, т.....35

3 РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ ДУГОВИХ ВАКУУМНИХ ПЕЧЕЙ

3.1 Визначення геометричних розмірів робочого простору

Основним розміром робочого простору, дугової вакуумної печі (ДВП) є діаметр кристалізатора $D_{кр}$, який при заданій масі m_o зливка, що переплавляється, визначають так як і рівень техніко-економічних показників. В ДВП одержують, як правило, циліндричні виливки діаметром $D_{вил}$, що пов'язано з простотою наступної механічної обробки при обдирці, так званих, чорнових виливків для одержання чистих виливків. З метою підвищення виходу пригідного й зниження розхідних коефіцієнтів подальшої металургійної переробки в ДВП доцільно одержати виливки квадратного й прямокутного січення.

Важливим геометричним параметром ДВП є довжина виливка $L_{вил}$, яка залежить від прийнятого відношення $\frac{I_{вил}}{D_{вил}}$, що в свою чергу залежить від технологічної схеми подальшої переробки виливка й впливає на габарити ДВП, умови вилучення газів з рідкого металу, спосіб виготовлення електродів, що витрачаються, виготовлення й техніко-економічні показники технологічного процесу. Для ДВП приймають при куванні й пресуванні й при прокатці відповідно:

$$\frac{L_{вил}}{D_{вил}} = 2,5 \div 3; \quad \frac{L_{вил}}{D_{вил}} = 4 \div 5 \quad (3.1)$$

Техніко-економічний аналіз залежить $PЗ = f_n \frac{I_{вил}}{D_{вил}}$ вказує, що при заданій продуктивності ДВП і при заданому значенні діаметра кристалізатора $D_{кр}$ оптимальний в відповідності від відношення (3.1) є $\frac{I_{вил}}{D_{вил}} = 6,5 \div 7$, оскільки при збільшенні $\frac{I_{вил}}{D_{вил}}$ підвищується вихід гідного внаслідок

відносного зниження обрізі донної і головної частини виливка. Для подальшій переробки такі виливки збільшеної довжини необхідно після обдирки розрізати на однакові заготовки згідно формули (3.1).

Геометричні розміри поперечного січення виливка визначають розмірами кристалізатора з врахуванням лінійного садження металу $\alpha_{\text{л}}$ при зміні температури ΔT :

$$\frac{D_{\text{кр}}}{D_{\text{вил}}} = k_{\text{л}} = 1,015 \div 1,025, \quad (3.2)$$

де $k_{\text{л}} = 1 + \alpha_{\text{л}} \Delta T$.

Розраховані з врахуванням формул (3.1) (3.2) значення діаметра кристалізатора $D_{\text{кр}}$ округляють до ближчого значення ряду геометричної прогресії зі знаменником $\sqrt[20]{10} \approx 1,12$ (так званий ряд R20 згідно ГОСТ 8032 - 96), покладеного в основу розмірного ряду кристалізаторів вітчизняних ДВП типа ДСВ, дм: 1,6; 2,0; 2,5; 3,2; 4; 5; 5,6; 6,3; 7,1; 8; 10; 11,2; 12,5; 14; 16; 18.

Висота (довжина) кокілю глухого кристалізатора $I_{\text{кр}}$ повинна бути більшою сумарної довжини виливка й темплету, що встановлено на піддон перед початком плавки, на 150÷200мм, щоб виключити утворення настилу на верхнім фланці кристалізатора, який перешкоджає вилученню виливка. Товщина темплету складає звичайно 20÷60мм. Маса втратного електрода визначається масою чорнового виливка з врахуванням 0,5% втрат маси металу на розбризкування й випарювання й осадки (недопалка) електрода після плавки, а розміри його поперечного січення - допустимі радіальним щілинам між електродом й кристалізатором для утворення можливого запалення дуги на стінку кокілю кристалізатора.

Відстань між оплавленим торцем витратного електрода й поверхнею ванни рідкого металу на вилиці, яка визначає довжину дуги I_d підтримують в межах $15 \div 20$ мм, причому для сталі - ближче до верхньої переробки, для сплавів на основі нікелю – ближче до нижчої переробки, тому ширину радіальної щілини не слід приймати менше $20 \div 40$ мм. Для більш великих кристалізаторів розмір щілин збільшують до $40 \div 160$ мм. При цьому лінійний коефіцієнт заповнення кристалізатора $k_{з.кр.}$ можна описати кореляційними рівняннями:

$$k_{з.кр.} = \frac{D_{ед}}{D_{кр}} = \frac{9D_{кр}}{1+10D_{кр}}, \quad (3.3)$$

де $D_{кр}$ – діаметр кристалізатора, м.

Довжина недопалка витратного електрода $I_{недоп}$ після плавки повинна бути мінімальною, щоб знизити кількість виходів, але достатньою для забезпечення надмірного нагріву електродотримача. Взагалі $I_{недоп} \approx 100 \div 400$ мм, що відповідає кореляційному рівнянню:

$$I_{недоп} \approx 0,2D_{кр} + 0,05 = \frac{1+4D_{кр}}{20}, \quad (3.4)$$

де $I_{недоп}$ та $D_{кр}$ – виражені в метрах.

Висота робочої (вакуумної) камери визначається різницею між довжиною витратного електрода з врахуванням розміру затиску електродотримача й висотою кристалізатора. Діаметр камери взагалі більше діаметра виливка найбільшого розміру для ДВП даного типу розміру й повинен відповідати діаметру приєднаного вакуум-проводу з шибєрним затвором, яка характеризується визначеним

діаметром умовного проходу D_y , й діаметру вихідного патрубку високо-вакуумного насосу.

Хід струмоведачого штока $I_{шт}$ дорівнює різниці довжин втратного електрода й виливка, що направляється:

$$I_{шт} = I_{ед} - I_{вил} = I_{вил}(1 - k_{з.вил}^2), \quad (3.5)$$

де $I_{з.вил} = \frac{D_{ед}}{D_{вил}}$ – лінійний коефіцієнт заповнення виливка

ПРИБЛИЗНИЙ РОЗРАХУНОК № 1

Розрахувати геометричні розміри робочого простору ДВП для виплавки циліндричного виливка вагою $m_0 = 37$ т.

Початкові дані:

Густина твердого метала $d_m = 7,8 \frac{T}{м^3}$

Відношення $\frac{I_{вил}}{D_{вил}} = 3$ (для пресування).

Коефіцієнт, враховуючий лінійну усадку $k_{л} = 1,02$.

ПОРЯДОК РОЗРАХУНКУ

За формулою

$$D_{вил} = \sqrt[3]{\frac{4m_0}{\frac{L_{вил}}{D_{вил}} \pi d_m}} = \sqrt[3]{\frac{4 * 37}{3 * 3,14 * 7,8}} = 1,275 \text{ м.}$$

Отримуємо діаметр кристалізатора за формулою (3.2) при $k_{л} = 1,02$, $D_{кр} = 1,02 * 1,275 = 1,3$ м. Приймаємо згідно ряду R20 $D_{кр} = 1,25$ м. В такому кристалізаторі можна

одержати виливок діаметром $D_{вил} = \frac{1,25}{1,02} = 1,225$ м, довжиною:

$$I_{вил} = \frac{\frac{m_0}{d_m}}{0,25\pi D_{вил}^2} = \frac{\frac{37}{7,8}}{0,25 * 3,14 * 1,225^2} = 4,025 \text{ м},$$

що забезпечує відношення $\frac{I_{вил}}{D_{вил}} = 3,3$, яке відрізняється від заданого й повинне бути згідно з технологічними можливостями подальшої переробки виливка.

Лінійний коефіцієнт заповнення кристалізатора $k_{з.кр}$ за формулою(3.3) дорівнює:

$$k_{з.кр} = 9 * \frac{1,25}{1 + 10 * 1,25} = 0,83,$$

тому діаметр витратного електрода $D_{ед} = 1.25 * 0.83 \approx 1.0$ м. Довжина сплавляємої частини витратного електрода складає:

$$I_{ед} = \frac{\frac{1,005m_0}{d_m}}{0,25\pi D_{ед}^2} = 6.07 \text{ м}.$$

Згідно з формулою(3.4) довжину недопалка $I_{недоп}$ доцільно мати таку: $I_{недоп} = 0,2 * 1,25 + 0,05 = 0,3$ м. Хід струмоведучого штока $I_{шт}$ за формулою (3.5) повинен бути $I_{шт} = 6,07 - 1,225 \approx 4,85$ м, що необхідно знати при конструюванні механізму переміщення витратного електрода.

ТЕХНІКО – ЕКОНОМІЧНІ ОБҐРУНТУВАННЯ ДІАМЕТРА КРИСТАЛІЗАТОРА ДЛЯ ПЕРЕПЛАВУ ВИЛИВКА ЗАДАНОЇ МАСИ

Методика рішення одержаної задачі ґрунтуються на кореляційних рівняннях і відношення діаметра виливка $D_{\text{вил}}$ до його довжини $l_{\text{вил}}$ має вигляд:

$$\frac{D_{\text{вил}}}{l_{\text{вил}}} = \frac{0,25\pi D_{\text{кр}}^2 d_{\text{ж}}}{m'_0} \quad (3.6)$$

де $d_{\text{ж}}$ – густина рідкого металу, яка складає для сталей: $6,9 + 7,2 \frac{\text{Т}}{\text{м}^3}$, для сплавів на основі нікелю $7,35 \frac{\text{Т}}{\text{м}^3}$.

Враховуючи що при одержанні чистого виливка в стружку відходить до 7% маси металу, а загальна довжина відрізаних частин виливка приблизно дорівнює половині його радіуса, одержимо масу чистого виливка з врахуванням формули (3.6):

$$m''_0 = 0,93 \left(1 - 0,25 \frac{D_{\text{вил}}}{l_{\text{вил}}} \right) m'_0 = A m'_0, \quad (3.7)$$

$$\text{де } A = \frac{0,93(1 - 0,0625\pi d_{\text{ж}} D_{\text{кр}}^3)}{m'_0}$$

$$M = m'_0 N = \frac{m'_0 T\Phi}{\tau_{\text{пл}}} = \frac{m'_0 (1 - 0,01\text{Пр})}{(\tau_{\text{п}} + \tau_{\text{е}} + \tau_{\text{т}})}$$

Аналогічно формулі річна продуктивність ДВП (в чорнових виливках M' або в чистих виливках M'') визначається відповідно з масою m_0 чорнового виливка або масою m'_0 чистого виливка за формулою) і тривалістю цикла плавки $\tau_{\text{ц}}$.

Згідно технології вакуумного дугового переплава цикл плавки в ДВП складається з слідуєчих періодів:

1.Вивантаження виливка, чистка робочої (вакуумної) камери й завантаження витратного електрода. Тривалість $\tau_{\text{доп}}$ цього періода залежить від типа ДВП і ступеня механізації вказаних операцій. Якщо ДВП обладнана змінними кристалізаторами, а конструкція електроудтримувача дозволяє встановити витратний електрод за декілька хвилин, то тривалість цього періода не перевищує 15 хвилин: $\tau_{\text{доп}} \approx 900\text{с}$.

2.Викачування повітря з печі до робочого остатнього тиска й перевірка натікання. Тривалість $\tau_{\text{вик}}$ другого періода визначаються об'ємом робочої (вакуумної) камери й продуктивності) відкачної системи. Виходячи з досвіду експлуатації вітчизнянних ДВП, можна прийняти $\tau_{\text{вик}}$, с:

$$\tau_{\text{вик}} \approx (2,5 + 1,5D_{\text{кр}})10^3 \quad (3.9)$$

де $D_{\text{кр}}$ – діаметр кристалізатора, м.

3.Плавка.

4.Охолодження виливка. Тривалість $\tau_{\text{охол}}$ четвертого періода (при вихолоненні виливка в печі) можна оцінити, з:

$$\tau_{\text{охол}} = (0,75 + 6,8D_{\text{кр}}^2)10^3. \quad (3.10)$$

З врахуванням формул (3.8)—(3.10) одержуємо залежність:

$$\tau_1 = \tau_{\text{доп}} + \tau_{\text{отк}} + \tau_{\text{охол}} = f_1(D_{\text{кр}}) \text{ що має вигляд:}$$

$$\tau_1 = (4,15 - 1,5D_{\text{кр}} + 6,8D_{\text{кр}}^2)10^3. \quad (3.11)$$

Третій період цикла, плавка, складається з двох стадій: розігрів електрода до моменту появи на торці першої краплі рідкого металу й плавлення електрода з масовою швидкістю Q_m . Тривалість τ_0 (с) розігрів залежить від сили струму I_d і діаметра електрода $\frac{D_{кр}}{\tau_0} \approx 1,8 * 10^3$ або з врахуванням формули (3. 3):

$$\tau_0 = \frac{1,62 * 10^4 D_{кр}^2}{1 + 10 D_{кр}} \quad (3.12)$$

де $D_{кр}$ – діаметр кристалізатора, м.

Стадію плавлення звичайно проводять на диференційному електричному режимі: початковий підйом струму до $(1,5 \div 2) I_{d, \text{роб}}$, на робочій стадії плавлення й поступове зниження струму при вилученні усадочної раковини. В цілому початкове підвищення робочого струму й його зниження в кінці плавки взаємокомпенсується, що дозволяє допустити $I_d = I_{d, \text{роб}} \approx \text{const}$ протягом стадії плавлення. За умови, що глибина ванни рідкого металу при сталому режимі переплава приблизно дорівнює радіусу виливка, масова швидкість переплава Q_m , за оцінкою Л. Н. Белянчикова складає, $\frac{\text{кг}}{\text{с}}$:

$$Q_m = a D_{кр} 10^{(4+0,9 D_{кр})} \quad (3.13)$$

де a – коефіцієнт температуропровідності переплавляемого металу, $\frac{\text{м}^2}{\text{с}}$ (табл. 3.1)

З врахуванням формули (3,13) тривалість стадії плавлення τ_p дорівнює, с:

$$\tau_p = \frac{1000m'_0}{Q_m}, \quad (3.14)$$

де m'_0 – в т.

З врахуванням (3.12), (3.13) одержуємо залежність:

$$\tau_2 = \tau_c + \tau_p = f_2(D_{кр}) \text{ у вигляді}$$

Таблиця 3.1 - Коефіцієнти до розрахункових формул

Метал, що переплавляється	Номер формули й значення коефіцієнта					
	(3,13) $a \cdot 10^6$	(3,15) k_τ	(3,25) kI_1	(3,25) kI_2	(3,27) kU_1	(3,27) kU_2
Сталь: хромонікелева корозійнотривка	5,0	2,00	1,85	1,05	22,7	0.0153
Підшипникова конструкційна	4,5	2,22	1,87	0,74	22,7	0,0153
Сплав на основі нікеля	3,0	3,33	3,08	1,74	23,5	0,0142

$$\tau_2 = \frac{1,62 \cdot 10^4 D_{кр}^2}{(1 + 10 D_{кр}) + \frac{k_\tau m'_0 10^{(4 - 0,9 D_{кр})}}{D_{кр}}}, \quad (3.15)$$

де k_τ – коефіцієнт, який залежить від теплофізичних властивостей переплавляємого металу (табл.3.1)

Приймаючи кількість робочих діб у році рівним 310 з врахуванням формули (3.11) та (3.15) знаходимо аналогічно з використанням формули (3.10) річну продуктивність ДВП $\left(\frac{T}{\text{рік}}\right)$ в чорнових виливках.

$$M' = \frac{310 \cdot 24 \cdot 3600 m'_0}{\tau_{\text{ц}}} \approx \frac{2,68 \cdot 10^7 m'_0}{\tau_1 + \tau_2} \quad (3.16a)$$

у чистих виливках з врахуванням формули (3.7)

$$M'' = AM' \quad (3.16 б)$$

Для побудови техніко-економічної математичної моделі в вигляді цільової функції $\Pi Z_y = f_{\Pi}(D_{\text{кр}})$ визначимо експлуатаційні (текучі) й капітальні витрати. Витрати на основні матеріалу (задане) визначають за формулою:

$$Z_{\text{ш}} = \frac{(\text{Ц}_{\text{ед}} m_{\text{ед}} - \text{Ц}_{\text{відх}} m_{\text{відх}})}{m'_0}, \quad (3.17)$$

де $\text{Ц}_{\text{ед}}$ і $\text{Ц}_{\text{відх}}$ - ціна витратного електрода вагою $m_{\text{ед}}$ та відходів вагою $m_{\text{відх}}$ відповідно, грн / т.

Вага електрода $m_{\text{ед}}$ визначається вагою чорнового виливка m'_0 з врахуванням 0,5% втрат ваги металу на розбризкування й випарювання вагою недопалка $m_{\text{нед}}$ довжиною $l_{\text{нед}}$ згідно з формулою (3.4):

$$m_{\text{ед}} = 1,005 m'_0 + m_{\text{нед}} \quad (3.18)$$

Вага відходів $m_{\text{відх}}$ визначається різницею ваг чорнового й чистого виливків і вагою недопалка:

$$m_{\text{відх}} = m'_0 - m''_0 + m_{\text{недоп}} \quad (3.19)$$

Приймаючи $\zeta_{\text{відх}} \approx 0,5\zeta_{\text{ед}}$, маємо з врахуванням формул (3.3), (3.4), (3.6), (3.7) і (3.17)-(3.19) вартість матеріалів, витратних на 1 т чорнових виливків:

$$Z_{\text{ш}} = \zeta_{\text{ед}} \left(0,505 + 0,5A + \frac{0,5m_{\text{нед}}}{m'_0} \right), \quad (3.20)$$

де $m'_{\text{нед}}$ – вага недопалка, т, яка дорівнює:

$$m_{\text{нед}} = 0,25d_{\text{т}}D_{\text{ед}}^2I_{\text{нед}} = \frac{\pi}{80}d_{\text{т}}D_{\text{кр}}^2 \left(\frac{9D_{\text{кр}}}{1+10D_{\text{кр}}} \right)^2 (1 + 4D_{\text{кр}}) \approx \\ \approx 3,18D_{\text{кр}}^4 d_{\text{т}} \frac{1+4D_{\text{кр}}}{(1+10D_{\text{кр}})^2}.$$

Витрати на технологічну електроенергію Z' визначають з врахуванням виразу (3.10). Максимально активна потужність $P_{\text{м}}$ для ДВП дорівнює, МВт:

$$P_{\text{м}} = \frac{0,001U_{\text{д}}I_{\text{д.макс}}}{\eta_{\text{е}}}, \quad (3.21)$$

де $U_{\text{д}}$ – напруження на дузі, В; $I_{\text{д макс}}$ – максимальна сила струму, яка підвищує номінальне значення в $1,5 \div 2$ рази на початку плавки, А; $\eta_{\text{е}}$ – електричний К.К.Д. електропічного обладнання ДВП, який складає $0,75 \div 0,8$ в залежності від типу джерела живлення й конструкції вторинного струмопровода.

Питома витрата технологічної електроенергії $W_{\text{у}}$ визначається параметрами електричного режиму переплава – середнім значенням сили струма $I_{\text{д}}$ і напруженням $U_{\text{д}}$ і тривалістю плавки τ_2 (с) згідно формули (3.15), $\frac{\text{МВт} \cdot \text{г}}{\text{т}}$:

$$W_y' = \frac{2,78 \cdot 10^{-10} I_d U_d \tau_2}{\eta_{\epsilon} m'_0}. \quad (3.22)$$

Виходячи з відомої залежності $Q_m = k_Q(I_d - I_0)$, можна знайти значення I_d з врахуванням формул (3.13):

$$I_d = \frac{a D_{\text{кр}} \cdot 10^{(4+0,9 D_{\text{кр}})}}{k_Q + I_0}, \quad (3.23)$$

де I_0 - умовна сила струму, при якій утворюється в дузі потужність тільки компенсує теплові витрати витратного електрода, тобто електрод не плавиться й $Q_m = 0$.

За оцінкою Л. Н. Белянчикова

$$I_0 = 980 D_{\text{кр}}^2 + 5850 D_{\text{кр}} - 1170$$

k_Q - коефіцієнт, який залежить від теплофізичних властивостей переплавляемого металу й розмірів ДВП.

Поділивши коефіцієнти $\frac{k_Q}{a}$, отримані з врахуванням формули (3.24) залежність $I_d = f_I(D_{\text{кр}})$ у вигляді:

$$I_d = \frac{D_{\text{кр}} \cdot 10^{(4+0,9 D_{\text{кр}})}}{k_{I_1} + k_{I_2} D_{\text{кр}}} + 980 D_{\text{кр}}^2 + 5850 D_{\text{кр}} - 1170, \quad (3.25)$$

де k_{I_1}, k_{I_2} - коефіцієнти (табл.3.1)

Напруження на дузі U_d в відповідності зі складнопідвищуючої вольт-амперною характеристикою дугового розряда в ДВП може бути визначене з врахуванням формули (3.25) у вигляді:

$$U_d = (U_k + U_a) + k_U I_d \quad (3.26)$$

де $U_k + U_a$ - сума падіння напруження в прикатодній і прианодній областях дуги;

k_U - коефіцієнт пропорційності, який залежить від геометричних розмірів міжелектродної відстані $I_{ц}$, $D_{ед}$ та $D_{кр}$. В кінцевому вигляді з врахуванням формули 3.25 одержуємо залежність

$$U_d = f_U(D_{кр}) \text{ у вигляді}$$

$$U_d = k_{U1} + k_{U2}(1 + 10D_{кр})^2 10^{-4} \frac{I_d}{D_{кр}^3}, \quad (3.27)$$

де k_{U1} та k_{U2} - коефіцієнти (табл.3.1)

Енергетичні витрати Z'_e включають витрати на технологічну (силову) електроенергію з питомою витратою $W'_{п.в.}$, технічну воду з питомими витратами $H'_в$ і стислого повітря з питомою витратою $H'_ж$:

$$Z'_e = C_c W'_{п.в.} + 0,001(C_v H'_в + C_{ж} H'_ж). \quad (3.28)$$

Питома (на 1т чорнового виливка) витрата технологічної електроенергії на живлення допоміжного електрообладнання, головним чином, вакуумних насосів, визначаються потужністю $P_{доп}$ і тривалістю цикла $\tau_{ц}$ згідно формулам (3.11) і (3.15):

$$W'_{у.т.} = \frac{P_{доп} \tau_{ц}}{m'_0} \approx 2,78 * 10^{-6} (2 + 9D_{кр}^2) \frac{\tau_{ц}}{m'_0}, \quad (3.29)$$

Питомий (на 1т чорнового виливка) витрата технічної води на охолодження елементів ДВП визначаються об'ємними витратами води $(Q_v)_в$ і тривалістю цикла $\tau_{ц}$ згідно формулам (3.11) і (3.15):

$$H'_B = (Q_v)_B \frac{\tau_{\Pi}}{m'_0} \approx (21,3D_{\text{кр}} + 5D_{\text{кр}}^{1.5} + 0,7D_{\text{кр}}^2 - 0,22) \frac{\tau_{\Pi}}{1000m'_0} \quad (3.30)$$

За обліком Л. Н. Белянчикова питома (на 1 т чорного виливка) витрата стисного повітря складає $\frac{M^3}{T}$

$$H'_{\text{ж}} \approx 100(m'_0)^{0,67}. \quad (3.31)$$

Витрати на основну й додаткову зарплату робочим $З'_{\text{з.п.}}$ складає, грн /т:

$$З'_{\text{з.п.}} \approx 0,93 * 1,8 \frac{\tau_{\Pi}}{1000m'_0}. \quad (3.32)$$

Витрати на змінне обладнання, інструмент і мало коштовний інвентар $З'_{\text{з.п.}}$ складають, грн /т:

$$З'_{\text{и}} \approx 0,93 * 9,8 \frac{1+4,6\tau_{\Pi}}{m'_0 * 10^6} \quad (3.33)$$

Витрати, на які роблять ремонт і утримання головних засобів $З'_{\text{р}}$ складають грн./т:

$$З'_{\text{р}} \approx 0,93 * 8,8 \frac{1+7,6\tau_{\Pi}}{m'_0 * 10^6} \quad (3.34)$$

Транспортні витрати $З'_{\text{м}}$ складають, грн. / т:

$$З'_{\text{м}} \approx 0,93 * 0,218 \frac{1+0,37\tau_{\Pi}}{1000m'_0} \quad (3.35)$$

Витрати на амортизаційні відрахування. За зв'язані з вартістю ДВП Π_{Π} , джерела живлення $\Pi_{\text{д}}$, допоміжного обладнання $\Pi_{\text{доп}}$ і корпус цеха $\Pi_{\text{ц}}$, в якому встановлено N ДВП, грн...:

$$\Pi_{\Pi} \approx (6 + 9D_{\text{кр}}^2)10^4 \quad (3.36)$$

$$\Pi_{\text{д}} \approx 1,6 * 10^5 \frac{D_{\text{кр}}}{4+D_{\text{кр}}} \quad (3.37)$$

$$\Pi_{\text{доп}} \approx \left(\frac{3,5}{N} + 1,5\right) 10^5 \quad (3.38)$$

$$\Pi_{\text{ц}} \approx 90000. \quad (3.39)$$

Беручи середні річні норми амортизаційних відраховань (див. додаток 1) на завдання й споруду $H_{\text{ц}} = 2,4\%$; на допоміжне обладнання $H_{\text{доп}} = 10,1\%$; на ДВП $H_{\Pi} = 9,9\%$; на електровлаштування $H_{\text{л}} = 6,4$, можна визначити суму амортизаційних відрахувань в рік у вигляді:

$$0,01(9,9W_{\Pi} + 6.4\Pi_{\text{д}} + 10.1\Pi_{\text{доп}} + 2.4\Pi_{\text{ц}}). \quad (3.40)$$

Витрати Z'_a з врахуванням формул (3.36) – (3.40) складають, грн /т:

$$Z'_a \approx 0,93 \frac{\frac{1,94}{N} + 0.675 + D_{\text{кр}}^2 + \frac{0,72D_{\text{кр}}}{4+D_{\text{кр}}} * \tau_{\text{ц}}}{1000m'_0} \quad (3.41)$$

Інші витрати по цеху $Z'_{\text{ц}}$, які враховують також витрати на підвищення культури виробництва й поліпшення умов праці, складають, грн /т:

$$Z'_{\text{ц}} \approx 0,93 \frac{\tau_{\text{ц}}}{1000m'_0} \quad (3.42)$$

Витрати на переробку $Z'_{\text{ц}}$ представляють собою суму витрат, які описують функціональними й кореляційними рівняннями (3.21)-(3.42).

Питомі витрати на обдирку $Z'_{\text{обд}}$ не залежать від ваги виливка й можуть бути прийняті за літературними даними в розрахунку на 1т чорнового виливка:

$$Z'_{\text{обд}} = 37,63. \quad (3.43)$$

Загальнозаводські витрати Z'_3 , будучи умовно-постійними, не залежать від об'єму виробництва й можуть бути визначенні у вигляді:

$$Z'_3 \approx 0,93 * \frac{0,48\tau_{\text{ц}}}{1000m'_0}. \quad (3.44)$$

Використовуючи рівняння (3.20)-(3.44), можна скласти математичний опис собівартості C'_y 1 т чорнового виливка за формулою:

$$C'_y = Z'_{\text{ш}} + Z'_{\text{п}} + Z'_{\text{обд}} + Z'_3. \quad (3.45)$$

Питомі капітальні витрати K'_y визначають з врахуванням формул (3.16а) і (3.36)- (3.39):

$$K'_y \approx 0,001 \left(\frac{3,4D_{\text{кр}}^2 + 6D_{\text{кр}}}{4 + D_{\text{кр}}} + \frac{13,1}{N} + 11,2 \right) * \frac{\tau_{\text{ц}}}{c} \quad (3.46)$$

Цільова функція для даного розрахунку у вигляді залежності $\Pi Z_y = f_{\text{п}}(D_{\text{кр}})$ може бути складена на 1 т чорнового виливка з врахуванням виразів (3.45) та (3.46):

$$\Pi Z'_y = C'_y + 0,12K'_y \quad (3.47)$$

Аналогічно цільову функцію у вигляді питомих приведених витрат на 1 т чистого виливка можна одержати, якщо всі статті вищеописаних на 1 т чорнового виливка $(3')_i$ собівартості C'_y , згідно формулі (3.45) і питомих капітальних витрат K'_y згідно формулі (2.46) перерахувати з врахуванням вираз (3.7):

$$(3'')_i = \frac{(3')_i}{A}; \quad (3.48)$$

$$C''_y = \frac{C'_y}{A}; \quad (3.49)$$

$$K''_y = \frac{K'_y}{A}; \quad (3.50)$$

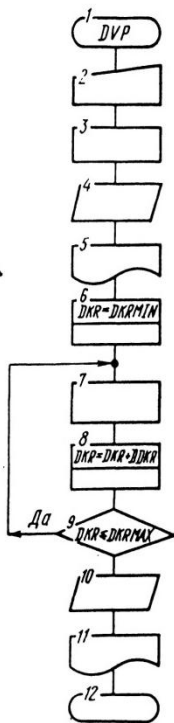
$$ПЗ''_y = \frac{ПЗ'_y}{A} = C''_y + 0,12K''_y. \quad (3.51)$$

Цільова функція $ПЗ_y = f_n(D_{кр})$ одномодальна, тобто має одне мінімальне значення при визначеному оптимальному значенні:

$$D_{кр} = (D_{кр})_{opt}$$

Формули (3.1) і (3.51) дозволяють створити алгоритм машинного розрахунка (мал. 4.) економічно оптимального діаметра кристалізатора $(D_{кр \rightarrow opt})$ ДВП для виплавки циліндричного виливка заданої ваги ($m_0 = const$). Рішення одержують із умови:

$$\frac{df_{\pi}(D_{кр})}{dD_{кр}}$$



Розрахунок доцільно виконати в межах зміни аргумента, відповідних:

$$\frac{k_{\text{вил}}}{D_{\text{вил}}} = 2,5 \div 6,0$$

$$\text{тобто } (D_{\text{кр}})_{\min} = \sqrt[3]{\frac{0,212m'_0}{d_{\text{ж}}}}$$

Рис.4.А.-Блок-схема алгоритма розрахунку економічно оптимального діаметра кристалізатора для переплавки вилівка заданої ваги в ДВП.

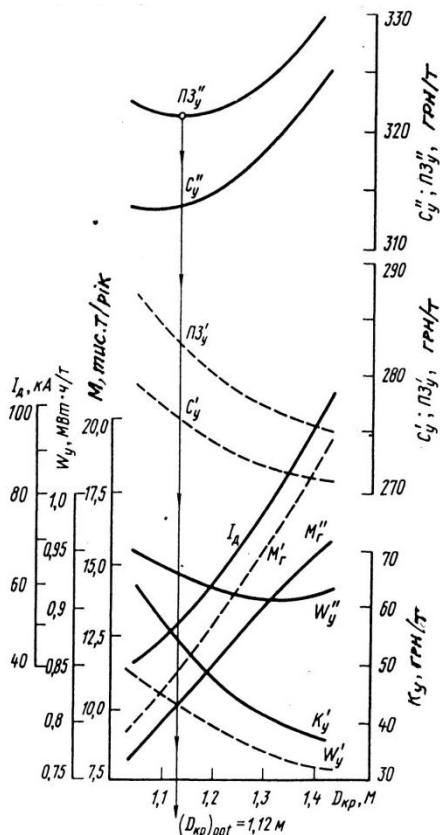


Рис.4.Б.-Розрахунок задачі по техніко-економічному обґрунтуванню діаметра кристалізатора ДВП для переплавки вилівка заданої ваги (за матеріалами приблизного розрахунку 2.)

$$\text{до } (D_{\text{кр}})_{\text{max}} = \sqrt[3]{\frac{0,512m'_0}{d_{\text{ж}}}}$$

$$\text{з відстанню } \Delta D_{\text{кр}} = \frac{(D_{\text{кр}})_{\text{max}} - (D_{\text{кр}})_{\text{min}}}{4}$$

Це дозволяє мати п'ять варіантів розрахунку ТЕП ДВП для аналізу шуканої цільової функції $\text{ПЗ}_y = f_{\text{п}}(D_{\text{кр}})$.

ПРИБЛИЗНИЙ РОЗРАХУНОК 2

Визначити економічно оптимальний діаметр кристалізатора $D_{\text{кр}}$ для переплавки сталевого виливка вагою $m_0 = 37$ т.

Початкові дані:

Число ДВП $N = 2$ для формули (3.38);

Густина рідкого метала $d_{\text{ж}} = 6,9 \frac{\text{т}}{\text{м}^3}$ для формули (3.6);

Коефіцієнт теплового розширення $\kappa_l = 1,015$ для виразу (3.2).

Коефіцієнти рівнянь (див. табл. 3.1.)

$k_{\tau} = 2,22$ для (3.15);

$kI_1 = 1,87$ для (3.25);

$kI_2 = 0,74$ для (3.25);

$kU_1 = 22,7$ для (3.27);

$kU_2 = 0,015$ для (3.27);

Електричний К.К.Д. $\eta_e = 0,75$ для (3.21);

коефіцієнт потужності $\lambda = 0,9$ для (3.21).

Зовнішні умови - ціни й тарифи:

$$C_{ед} = 200 \frac{\text{грн}}{\text{т}} \text{ для (3.20)}$$

$$C_p = 36000 \frac{\text{грн}}{\text{МВт*рік}}$$

$$C_w = 10 \frac{\text{грн}}{\text{МВт*ч}}$$

$$C_c = 11 \frac{\text{грн}}{\text{МВт*ч}} \text{ для (3.28)}$$

$$C_{ж} = 1,7 \frac{\text{грн}}{1000 \text{ м}^3} \text{ для (3.28)}$$

$$C_{ж} = 7 \frac{\text{грн}}{1000 \text{ м}^3} \text{ для (3.28)}$$

Деякі результати розрахунка з використанням ЕВМ (див. мал. 4.А.) вказані на мал. 4. Б. Мінімальне значення цільової функції PZ''_y має місце при розрахунковому діаметрі кристалізатора $D_{кр} = 1,133\text{м}$ на ґрунті чого в відповідності з рядом R20 приймаємо в ролі оптимального значення $(D_{кр})_{opt} = 1,12\text{м}$ (див. додаток 2).

4. ТЕПЛОВИЙ РОЗРАХУНОК. ВИЗНАЧЕННЯ КОРИСНОЇ ПОТУЖНОСТІ

Корисна потужність при переплаві в ДВП визначається зміною ентальпії витратного електрода-катода $\Delta H_{ен} = W_{у.т.к.}$ і рідкого метала в ванні на виливці-аноді $\Delta H_p = W_{у.т.а.}$.

$$P_{пов} = P_{пов.к} + P_{пов.а} = Q_m (W_{у.т.к} + W_{у.т.а}) \quad (3.52)$$

де Q_m – масова швидкість переплава, $\frac{\text{кг}}{\text{с}}$

Питома теоретична витрата енергії $W_{у.т.к}$ пов'язана з нагрівом витратного електрода від початкової температури T_y , яка устанавлюється в результаті протікання струма I_d , до температури солідуса T_c переплавляемого метала (з врахуванням енерговитрат на можливі фазові переходи першого рода до цієї температури), плавлінням і перегрівом

рідкого металу на торці електрода від температури ліквідуса $T_{\text{л}}$ до температури $T_{\text{к}}$, при якій проходить відлив краплі від торця електрода:

$$W_{\text{у.т.к}} = \int_{T_{\text{у}}}^{T_{\text{с}}} C_{\text{т}} dT + \Lambda_{\text{ф}} + \int_{T_{\text{л}}}^{T_{\text{к}}} C_{\text{ж}} dT \approx C_{\text{т.сер}}(T_{\text{с}} - T_{\text{у}}) + \Lambda_{\text{ф}} + C_{\text{ж.сер}}(T_{\text{к}} - T_{\text{л}}),$$

де $C_{\text{т}}$, $C_{\text{ж}}$, $C_{\text{т.сер}}$, $C_{\text{ж.сер}}$ - питома середня теплоємність металу (для відповідної відстані температур) теплоємність переплавляємого металу $\frac{\text{кДж}}{\text{кг} \cdot \text{К}}$;

$\Lambda_{\text{ф}}$ - питома теплота фазового переходу першого рода (при плавлінні), $\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$.

Значення деяких величин, які входять в рівняння (3.53), для сталей $C_{\text{т}}$, $C_{\text{ж}}$, $C_{\text{т.сер}}$, $C_{\text{ж.сер}}$, $\Lambda_{\text{ф}}$, можна оцінити відповідно за формулами (3.8), (3-10), (3.5), (3.9) і (3.6).

Температуру $T_{\text{у}}$ можна знайти з рівняння теплового балансу витратного електрода, так як і (3.54):

$$\frac{I_{\text{д}}^2 \rho}{0,25\pi D_{\text{ед}}^2} = \epsilon_{\text{пр}} \sigma_0 (T_{\text{у}}^4 - T_{\text{с}}^4) \pi D_{\text{ед}} \quad (3.54)$$

де $\sigma_0 = 5,67 \cdot 10^{-8} \frac{\text{Вт}}{\text{м}^2 \cdot \text{К}^4}$ - константа Стефана-Больцмана;

$$\epsilon_{\text{пр}} = \frac{1}{\frac{1}{\epsilon_{\text{ед}}} + \left(\frac{1}{\epsilon_{\text{кр}}} - 1 \right) \cdot \left(\frac{D_{\text{ед}}}{D_{\text{кр}}} \right)} - \text{приведений ступінь}$$

чорноти системи коаксиальних циліндричних поверхонь електрода й кристалізатора (або робочої камери);

$T_{\text{с.кр}}$ - температура водоохолоджуємої стінки кристалізатора (або робочої камери), яка дорівнює $300 \div 320\text{К}$;

ρ - питомий електричний опір електрода, який складає $0,1 \div 1,5 \text{ мкОм} \cdot \text{м}$.

З формули (3.54) одержуємо (ρ , Ом * м):

$$T_y = \sqrt[4]{T_c^4 + \frac{I_d^2 \rho}{0,25\pi^2 D_{ед}^2 \epsilon_{пр} \sigma_0}} \quad (3.55)$$

Температура T_k , яка визначається умовами формування й відрива краплі рідкого металу на торці витратного електрода, залежить від фізико-хімічних властивостей переплавляемого металу, діаметра електрода й щільності теплового потоку, який поступає від дуги. Перегрів на катоді ΔT_y для формули (3.53) можна прийняти, К:

$$\Delta T_k = T_k - T_l \approx 175 \div 220, \quad (3.56)$$

де менше значення - для електродів великого діаметра, з сплавів на основі нікеля; більше - для сталевих електродів меншого діаметра.

ПРИМІРНИЙ РОЗРАХУНОК 3

Розрахувати питому теоритичну витрату енергії $W_{у.т.к}$ для переплава підшипникової сталі на ДВП з вагою вилівка $m_0 = 37$ т. (див.3.)

Початкові дані:

Марка сталі ШХ15 (ГОСТ 801 – 60)

Хімічний склад:

1,02% С; 1,46% Cr; 0,27% Si; 0,27% Mn; 0,009% S; 0,016% Р.

Середня питома теплоємність $\frac{\text{кДж}}{\text{кг} \cdot \text{К}}$ твердого металу $C_{т.сер.} = 0,65$, рідкого $C_{р.сер.} = 0,82$. Питома теплота фазового переходу $\lambda_{\phi} = 240 \frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$. Питомий електричний

опір $\rho = 0,1 \text{ мкОм} \cdot \text{м}$. Діаметр витратного електрода $D_{\text{ед}} = 1 \text{ м}$. Максимальна сила струму $I_{\text{д}} = 37,5 \text{ кА}$.

ПОРЯДОК РОЗРАХУНКА

Температура початку плавлення T_c за формулою:

$$T_c = T_{\text{пл}} - \sum[(\Delta T_c)_i[E]],$$

де $[E]$ – склад елементів в переплавляємій металі, %

$(\Delta T_c)_i$ – питома (на 1% складу елемента) зниження температури плавлення чистого заліза (1812K) або чистого нікеля (1726K), $\frac{\text{K}}{\%}$

T_c (див додаток 3.1) дорівнює:

$$T_c = 1812 - \{[410,0 * 0,1 + 186,4(1,02 - 0,1)] + 4,0 * 1,46 + 18,6 * 0,27 + 20,0 * 0,27 + 940 * 0,009 + (184,0 * 0,016)\} \approx 1572 \text{ K}$$

Температура кінця плавлення $T_{\text{л}}$ за формулою:

$$T_{\text{л}} = T_{\text{пл}} - \sum[(\Delta T_{\text{л}})_i[E]],$$

де $(\Delta T_{\text{л}})_i$ – питома (на 1% складу елемента) зниження температури плавлення чистого заліза (1812K) або чистого нікеля (1726K), $\text{K}/\%$

$T_{\text{л}}$ (див. додаток табл. 3.1) дорівнює:

$$T_{\text{л}} = 1812 - \{[80,4 * 0,5 + 72,5(1,02 - 0,5)] + 1,4 * 1,46 + 13,6 * 0,27 + 4,0 * 0,27 + 34,0 * 0,009 + 34,0 * 0,016\} \approx 1727 \text{ K}$$

Приведений ступінь чорноти $\epsilon_{\text{пр}}$ для прийнятого відношення

$$\frac{D_{ед}}{D_{кр}} = 0,83 \text{ і } \epsilon_{пр} \approx \epsilon_{кр} \approx 0,4 \text{ складає:}$$

$$\epsilon_{пр} = \frac{1}{\frac{1}{0,4} + \left(\frac{1}{0,4}\right) 0,83} = 0,27$$

Температура, яка встановлюється для електрода T_y в результаті проходження струма $I_d = 37,5$ кА за формулою (3.55) дорівнює:

$$T_y = \sqrt[4]{300^4 + \frac{37500^2 * 0,1 * 10^{-6}}{0,25 * 3,14^2 * 1^3 * 5,67 * 10^{-8} * 0,27}} \approx 330 \text{ К.}$$

Беручи $\Delta T_k \approx 200$ К, одержуємо:

$$W_{y.т.к} = 0,65(1572 - 330) + 240 + 0,82 * 200 \approx 1211 \frac{\text{кДж}}{\text{кг}} \approx 336 \frac{\text{кВт*ч}}{\text{т}}$$

Питома теоретична витрата енергії $W_{y.т.к}$ зв'язана з перегрівом рідкого металу в ванні на виливкі-аноді з температурою T_k до температури поверхні ванни $T_{пов}$:

$$W_{y.т.а} = \int_{T_k}^{T_{пов}} C_{ж} dT \approx C_{ж.сер} (T_{пов} - T_k). \quad (3.57)$$

Підігрів поверхні ванни оцінюють також по перегріву вище температури ліквідуса $\Delta T_{пов}$, який залежить від теплофізичних властивостей переплавляемого металу, геометричних розмірів міжелектродної відстані I_d , $D_{ед}$ і $D_{кр}$, а також теплової відстані, яка поступає від дуги й характеризується відношенням $\frac{I_d}{D_{кр}}$:

$$\Delta T_{\text{пов}} = T_{\text{пов}} - T_{\text{л}} = \Delta T_{\text{max}} \left(1 - \frac{\left(\frac{I_{\text{д}}}{D_{\text{кр}}} \right)_0}{\frac{I_{\text{д}}}{D_{\text{кр}}}} \right), \quad (3.58)$$

де ΔT_{max} - максимально можливий перегрів метала, К;
 $\left(\frac{I_{\text{д}}}{D_{\text{кр}}} \right)_0$ - настил струму, при якому перегрів відсутній.

За даними Л.Н. Беянчикова, для сталей при $I_{\text{д}} \approx 20$ мм, $D_{\text{кр}} \approx 100 \div 600$ і

$$\frac{D_{\text{ед}}}{D_{\text{кр}}} = 0,7 \div 0,85 \text{ можна прийняти } \Delta T_{\text{max}} = 480 \text{ К},$$

$$\left(\frac{I_{\text{д}}}{D_{\text{кр}}} \right)_0 \approx 11 \frac{\text{КА}}{\text{м}}.$$

Обґрунтування масової швидкості переплаву

Масова швидкість переплаву $Q_{\text{м}}$ (табл 3.) є основним технічним параметром ДВП, який визначає кількість переплавляемого метала й рівень техніко-економічних показників переплаву. На основі закономірності переплаву сталей і сплавів на основі нікелю для оцінки масової швидкості переплава $Q_{\text{м}}$ можна застосувати не тільки формули (3.13), але й відношенням

$$Q_{\text{м}} = k_Q * D_{\text{кр}} \quad (3.59)$$

де $k_Q \approx 420 \div 720 \frac{\text{КГ}}{\text{Ч} * \text{М}}$ - коефіцієнт, який визначає фізико-хімічні властивості переплавляемого метала.

На основі вираза (3.59) дані табл. 3. можна вирахувати пропорційний діаметр кристалізатора проектованої ДВП для аналогічного сортамента переплавляемых сталей і сплавів. Вибране значення $Q_{\text{м}}$ повинне бути згідно з електричними

параметрами - силою струма I_d згідно виразу (3.23) і відношенням $\frac{I_d}{D_{кр}}$ (див. табл 3).

Таблиця 3 - Масова швидкість ВДП

Перепплавляемый метал	$D_{кр}$, мм	$Q_m, \frac{кг}{ч} \left(\frac{г}{с} \right)$
СТАЛІ: Ліквацийно-чуйні (конструктивні з утриманням алюмінія > 2%, підшипникові)	160	70-90 (20-25)
	320	120-160 (35-45)
	400	180-200 (50-55)
	500	250-300 (70-85)
	630	320-390 (90-110)
	710	450-470 (125-130)
Ліквацийно-чуйні (корозіоностійкі жароміцні й інші конструктивні)	320	200-250/420-460 (55-70/115-130)
	400	250-350/720-800 (70-95/200-220)
	500	350/720-780 (95/200-215)
	630	420-450/960-1020 (115-125/265-285)
	800	490-520 (135-145)
	1120	820-850 (230-235)
Сплав на основі нікеля	320	160-180 (45-50)
	50	180-200 (50-55)
	630	200-240 (55-65)

ПРИМІТКА. Числівник при звичайному електричному режимі $\left(\frac{I_d}{D_{кр}} \approx 10 \div 20 \frac{кА}{м} \right)$; знаменник - при форсированому електричному режимі, розробленому Л. Н. Белянчиковим $\left(\frac{I_d}{D_{кр}} \approx 35 \div 45 \frac{кА}{м} \right)$.

Визначення теплових витрат

Теплові витрати з робочого простору ДВП виникають від витратного електрода й ванни рідкого металу на виливку. Теплові потоки через межеві поверхні дугового розряду, який має відмінності від ДСП малу довжину $L_d \approx 15 \div 20$ мм, практично повністю сприймаються площею торця витратного електрода діаметром $D_{кр} > l_{ед}$ площею дзеркала ванни діаметром $D_{кр} > l_d$. При постійній масовій швидкості переплаву $Q_m \approx const$ теплові процеси в ДВП мають квазістаціонарний характер. При цьому аксіальне температурне поле витратного електрода постійне в часі відносно гарячого торця й має експоненційний закон:

$$T_Z = T_Y + (T_K - T_Y) * \left[\exp \left(v_{зпл} * \frac{z}{a} \right) \right] \quad (3.60)$$

де $v_{зпл} = \frac{Q_m}{0.25\pi d_T D_{ед}^2}$ – лінійна швидкість плавлення витратного електрода, $\frac{м}{с}$;

d_T – щільність твердого металу $\frac{кг}{м^3}$;

a – коефіцієнт температуропровідності, $\frac{м^2}{с}$ (табл. 2).

Проміністий тепловий потік Φ_K з поверхні витратного електрода довжиною $l_{ед}$ на водоохолоджуемому стіну кристалізатора або робочої (вакуумної) камери з температурою $T_{с.кр}$ може бути знайдений за законом Стефана-Больцмана з врахуванням формули (3.60), кВт:

$$\Phi_K = \epsilon_{пр.к} \sigma_0 \pi D_{ед} \int_0^{l_{ед}} (T_Z^4 - T_C^4) dz = \frac{k D_{ед}^3}{Q_m} \quad (3.61)$$

$$\text{де } \epsilon_{\text{пр.к}} = \frac{1}{\frac{1}{\epsilon_{\text{ед}}} + \left(\frac{1}{\epsilon_{\text{кр}}} - 1\right) \frac{D_{\text{кр}}}{D_{\text{ед}}}} \text{ -- приведений ступінь}$$

чорноти системи коаксиальних циліндричних поверхонь електрода й кристалізатора;

$\epsilon_{\text{ед}}$ й $\epsilon_{\text{кр}}$ - ступінь чорноти відповідних поверхонь;

$k \approx 25 \div 28 \frac{\text{кВт} \cdot \text{кг}}{\text{м}^3 \cdot \text{с}}$ - теплофізичний параметр для сталевого витратного електрода. Тепловий потік випромінювання з дзеркала ванни рідкого металу поділяються на два потоки - потік $\Phi_{\text{а-к}}$ на торець електрода й потік $\Phi_{\text{а}}$ з незаекранізованим електродом частини дзеркала в кільцевій й ну щілині шириною $\Delta = 0,5 * (D_{\text{кр}} - D_{\text{ед}})$

$$\Phi_{\text{а-к}} = \epsilon_{\text{пр.а-к}} * \sigma_0 * 10^3 (0,25\pi D_{\text{ед}}^2) * (T_{\text{пов}}^4 - T_{\text{к}}^4) \approx 1,5 * 10^{-11} D_{\text{ед}}^2 * (T_{\text{пов}}^4 - T_{\text{к}}^4) \quad (3.62)$$

$$\text{де } \epsilon_{\text{пр.а-к}} = \frac{1}{\frac{1}{\epsilon_{\text{а}}} - \frac{1}{\epsilon_{\text{к}}}} \approx \frac{\epsilon_{\text{ж}}}{2 - \epsilon_{\text{ж}}} = 0,33 \text{ - приведена ступінь}$$

чорноти системи близько розташованих плоских поверхонь дзеркала й торця електрода ;

$\epsilon_{\text{а}} \approx \epsilon_{\text{к}} \approx \epsilon_{\text{ж}}$ - ступінь чорноти рідкого металу в ванні $\epsilon_{\text{а}}$ й на електроді $\epsilon_{\text{к}}$ (для рідкої сталі $\epsilon_{\text{ж}} \approx 0,5$);

$$\begin{aligned} \Phi_{\text{а}} &= \epsilon_{\text{пр.а}} * \sigma_0 * 10^{-3} * [0,25\pi (D_{\text{кр}}^2 - D_{\text{ед}}^2)] * (T_{\text{пов.сер}}^4 - T_{\text{с}}^4) \approx \\ &\approx \epsilon_{\text{пр.а}} * \sigma_0 * 10^{-3} * [0,25\pi (D_{\text{кр}}^2 - D_{\text{ед}}^2)] * T_{\text{пов.сер}}^4 \approx 2,2 * \\ &* 10^{-11} * D_{\text{кр}}^2 (1 - k_{\text{з.кр}}^2) T_{\text{пов.сер}}^4 \end{aligned} \quad (3.63)$$

де $\epsilon_{\text{пр.а}}$ - ступінь чорноти системи поверхонь, які беруть участь в променевому теплообміні;

$T_{\text{пов.сер}}$ - середня температура дзеркала незаекранірованої частини ванни, яка дорівнює

$$T_{\text{пов.сер}} \approx 0,5(T_{\text{пов}} - T_{\text{с}});$$

$k_{з.кр}$ - лінійний коефіцієнт заповнення кристалізатора згідно формули (3.3)

В формулі (3.63) враховано, що

$$T_{пов.сер} > T_{с.кр} \text{ і } T_{пов.сер}^4 > T_{с.кр}^4, \text{ тобто } (T_{пов.сер}^4 - T_{с.кр}^4) \approx \approx T_{пов.сер}^4; \epsilon_{пр.а} \approx \epsilon_p$$

Тепловідвід від дзеркала ванни униз проходить теплопровідністю і конвекцією. Конвекцію в об'ємі рідкого метала викликають електромагнітні й гравітаційні сили, падаючі з торця електрода краплі й газові бульбашки, які формуються в ванні ДВП. Конвекцію можливо штучно підсилити впливом зовнішнього магнітного поля спеціального соленоїда, який намотують на кристалізатор.

Допускаючи (в умовах встановившогося режиму кристалізації лінійний розподіл температури рідкого метала по глибині ванни h_b від середньої температури поверхні $T_{пов.сер}$ до температури фазового переходу в нижній частині ванни T_c згідно формулі (3.8), можна визначити тепловий потік Φ_T через ванну, кВт:

$$\Phi_m = \lambda_{екв} 10^{-3} (0,25\pi D_{вил}^2) * \frac{T_{пов.сер} - T_c}{h_b}, \quad (3,64)$$

де $\lambda_{екв}$ - еквівалентна (ефективна) теплопровідність, яка складає при плавці сталей без соленоїда $30 \div 35 \frac{Вт}{м \cdot K'}$, з соленоїдом $100 \div 250 \frac{Вт}{м \cdot K}$ в залежності від напруги створеного магнітного поля;

$$h_b \approx 0,5 D_{вил} - \text{глибина ванни, м.}$$

Теплові витрати при випарюванні метала з дзеркала ванни ДВП відносна невеликі (<2%), що дозволяє в тепловому розрахунку їх не враховувати. Однак процес випарювання летючих компонентів, наприклад, марганця, має особливе значення при переплаві сталей, які мають цей елемент. В

таких відношеннях приймають технологічні міри для ослаблення цього процесу-переплава в інертній атмосфері, режим виведення усадочної раковини та інші.

Розрахунок системи охолодження кристалізатора

Піддон, кристалізатор, струмоведучий шток і корпус робочої камери ДВП є охолоджуємим. Особливу увагу приділяють розробці надійної системи охолодження кокля кристалізатора в вигляді особливих умов теплової роботи, обумовлений потенційною вибуховонебезпечною в ДВП. Кокіль кристалізатора сприймають в зоні контакта, з виливом тепловий потік густиною до $0,5 \div 1,3 \frac{\text{МВт}}{\text{м}^2}$ В випадку можливого запалювання дуги на стінки кристалізатора локальне теплове навантаження досягає $20 \div 40 \frac{\text{ГВт}}{\text{м}^2}$, тому кокіль кристалізатора виготовляють з міді або хромистої бронзи з теплопровідністю $350 \div 420 \frac{\text{Вт}}{\text{м} \cdot \text{К}}$, що при товщині стінки $20 \div 40$ мм дозволяє відводити тепловий потік на поверхнях, які віддають тепло. У ролі теплоносія застосовують мімічно чисту воду, яка в наслідок великий значень питомої теплоємності (див додаток 3.) і теплоти фазового переходу при пароутворенні дозволяє одержати коефіцієнт тепловіддачі до $10 \frac{\text{кВт}}{\text{м}^2 \cdot \text{К}}$. Використання рідкометалевих теплоносіїв, наприклад, суміші натрія й калія, дозволяє одержати $d \approx 5 \div 10 \frac{\text{кВт}}{\text{м}^2 \cdot \text{К}}$, що в сполученні з більш високою робочою температурою дозволяє забезпечити високий тсплоз'єм.

Для квазістаціонарного стану процес переплава, коли швидкість плавлення дорівнює швидкості кристалізації, практично уся тепла потужність Φ_d , яка виділяється в ДВП, відходить в систему охолодження кристалізатора, тому

об'ємну витрату теплоносія $Q_v \frac{\text{м}^3}{\text{с}}$ визначають за формулою $\Phi_{\text{в}} = \Phi_{\text{т.п}} = P_{\text{д}}$.

Швидкість протікання теплоносія в кільцевій порожнині системи омолодження кристалізатора дорівнює $\frac{\text{м}}{\text{с}}$:

$$v = \frac{Q_v}{\pi(D_{\text{кр}} + 2\delta_{\text{к}} + \Delta)\Delta}, \quad (3.65)$$

де $\delta_{\text{к}}$ – товщина стінки кокіля, м;

Δ – щілина між кокілем і направляючим вкладишем, м.

Направляючий вкладиш в порожнині системи охолодження установлюють для утворення швидкості $v = 1 \div 3 \frac{\text{м}}{\text{с}}$, тому $\Delta = 5 \div 10$ мм.

Інтенсивність тепловіддачі при високих теплових навантаженнях характерних для кристалізатора ДВП визначаються взаємодією турбулентних пульсацій обумовлених вимушеною конвекцією, і пульсацій можливого шару при бульбашковому кипінні :

$$\alpha = \alpha_{\text{к.т.о.}} * \frac{4d_{\text{к.т.о.}} + \alpha_{\text{кип}}}{5d_{\text{к.т.о.}} - \alpha_{\text{кип}}} \quad (3.66)$$

де $d_{\text{к.т.о.}} \approx 0,56q^{0,7}p^{0,15}$ – коефіцієнт коінвективної тепловіддачі при бульбашковому кипінні;

q - густина теплового потоку на поверхні, яка охолоджується, $\frac{\text{Вт}}{\text{м}^2}$;

p – тиск насичення, Па;

$d_{\text{к.т.о.}}$ - коефіцієнт конвективної тепловіддачі згідно формули:

$$\Phi_{\text{к.т.о.}} = d\Delta TS_{\text{т.о}}$$

де $\Delta T = T_{\Pi} - T_{ж}$ - температурний напор, який визначається різницею температури T_{Π} , яка тепло оддає охолоджуємії поверхні площею $S_{\text{т.о}}$ й середньою температурою теплоносія $T_{ж}$.

При визначенні $d_{\text{к.т.о.}}$ в ролі визначаючого лінійного розміри гідравлічного діаметра $D_{\text{екв}}$ кільцевої порожнини приймають:

$$D_{\text{екв}} = \frac{4s}{\Pi} = \frac{4[0,25\pi(D_{\text{зов}}^2 - D_{\text{вн}}^2)]}{\pi D_{\text{вн}} + \pi D_{\text{зов}}} = D_{\text{зов}} - D_{\text{вн}} = 2 \quad (3.67)$$

де $D_{\text{зов}}$ і $D_{\text{вн}}$ - відповідно внутрішній і зовнішній діаметри кільцевої порожнини системи охолодження кристалізатора з направляючим вкладишем.

Умовою надійності й забезпечення роботи системи охолодження кристалізатора ДВП рахують нерівність:

$$\frac{q_{\text{max}}}{q_{\text{кр}}} < (0,33 \div 0,5) \quad (3.68)$$

де $q_{\text{кр}} = 4,2 * 10^4 \nu^{0,5} p^{0,33}$ – критичне значення густини теплового потоку, коли бульбашкове кипіння переходить в плавочне й настає момент так званої кризи тепловіддачі при кипінні.

Теплове навантаження на піддон в початковий період плавки, досягає $1,5 \frac{\text{МВт}}{\text{м}^2}$. Об'ємна витрата води в піддоні розраховують з умови відведення половини потужності дуги. Максимальне теплове навантаження струмоведучого штока має місце в кінці плавки при мінімальній довжині витратного електрода, коли підвищується його температура й стає максимальним аксіальний потік тепла з врахуванням потужності електричних витрат в штоці. Звичайно систему охолодження штока розраховують на відведення 10-15% потужності дуги. Система охолодження робочої камери відводить теплові потоки випромінюванням з поверхні ванни

й електрода, особливо в кінці плавління. Витрату води визначають з умови відведення 15 - 20 % потужності дуги.

За оцінкою Л. Н. Белянчикова загальна об'ємна витрата технічної води на ДВП складає згідно формулі (3.30), $\frac{\text{м}^3}{\text{с}}$

$$(Q_v)_{\Sigma} \approx 0,001(21,3D_{\text{кр}} + 5D_{\text{кр}}^{1,5} + 0,7D_{\text{кр}}^2 - 0,22) \quad (3.69)$$

де $D_{\text{кр}}$ – діаметр кристалізатора, м.

5. ЕЛЕКТРИЧНИЙ РОЗРАХУНОК

Визначення потужності дуги

Потужність дуги ДВП з врахуванням формул (3.52), (3.81) і (3.62) дорівнює:

$$P_{\text{д}} = \frac{P_{\text{пол.к}} + \Phi_{\text{к}} - \Phi_{\text{а-к}}}{\beta_{\text{к}}} \quad (3.70)$$

де $\beta_{\text{к}}$ – катодний коефіцієнт розподілу потужності дуги

За даними ВНИИТО коефіцієнт $\beta_{\text{к}}$ складає при переплаві сталі $0,45 \div 0,65$. Допускаючи $\beta_{\text{к}} \approx 0,5$ одержуємо розрахункову формулу на ДВП:

$$P_{\text{д}} \approx 2(P_{\text{пол.к}} + \Phi_{\text{к}} - \Phi_{\text{а-к}}) \quad (3.71)$$

ВИЗНАЧЕННЯ ЕЛЕКТРИЧНИХ ПАРАМЕТРІВ

Електричні параметри ДВП напруження дуги $U_{\text{д}}$ і робочий струм $I_{\text{д}}$, одержують за потужністю дуги, визначеної за формулою (3.71) $P_{\text{д}} = U_{\text{д}} * I_{\text{д}}$, на основі лінійної вольт-амперної характеристики дугового розряду в ДВП згідно виразу (3.28):

$$U_d = 0,5(U_k + U_a) * \left[\sqrt{\frac{4k_U P_d}{(U_k + U_a)^2 + 1}} + 1 \right] \quad (3.72)$$

$$I_d = 0,5(U_k + U_a) * \frac{\left[\sqrt{\frac{4k_U P_d}{(U_k + U_a)^2 + 1}} - 1 \right]}{k_U} \quad (3.73)$$

де P_d – в кВт;

$k_U = \frac{B}{\text{кА}}$;

U_k, U_a, U_d – в В;

I_d – в кА.

Значення струму I_d , яке одержано за формулою (3.73), перевіряють по відношенню $\frac{I_d}{D_{кр}}$, яке відповідає за оцінкою Л. Н.Белянчикова оптимальними умовами кристалізації сталей і сплавів на основі нікелю:

$$\left(\frac{I_d}{D_{кр}} \right)_{opt} = \frac{65}{4,2 + D_{кр}} \quad (3.74)$$

де $\frac{I_d}{D_{кр}}$ – в $\frac{\text{кА}}{\text{м}}$;

$D_{кр}$ – в м.

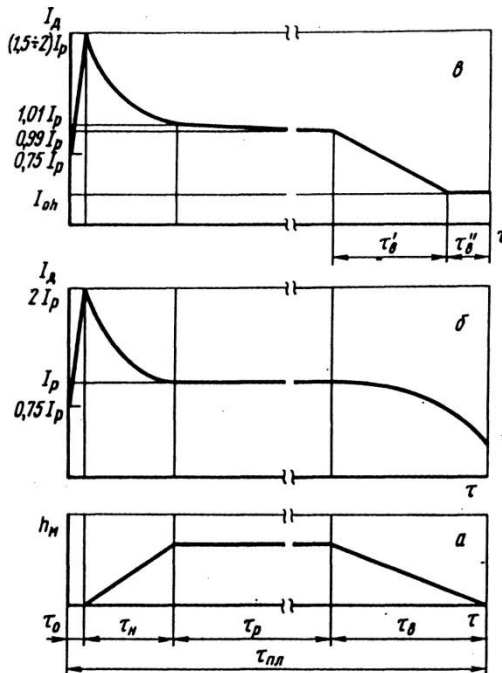
За обраним значенням масовій швидкості переплава Q_m згідно формулам (3.13), (3.59) і табл. 3.

Звісно, що надійність роботи ДВП. залежить від стійкості дугового розряду, що в свою чергу пов'язано з величиною струма виток $I_{\text{вит}}$ частка якого від струму I_d може бути оцінена за даними ВНІІЕТО за формулами:

$$\frac{I_{\text{вит}}}{I_d} = \left(0,42 + 3,54 \frac{l_d}{D_{кр}} \right) k_{3,кр} - 0,5 \quad (3.75a)$$

$$\frac{I_{\text{внт}}}{I_{\text{д}}} = (0,75 \div 1,3) \frac{l_{\text{д}}}{D_{\text{кр}}} - 0,1 \quad (3.756)$$

В формулі (3.756) велике значення коефіцієнта відповідає меншому значенню лінійного коефіцієнта заповнення кристалізатора k з кр згідно виразу (3.3). Для запобігання переходного анода п'ятна дуги на стінку кристалізатора необхідно мати:



$$\frac{I_{\text{внт}}}{I_{\text{д}}} < (0,03 \div 0,05).$$

Побудова графіка електричного режиму переплаву

Рис. 5 - Графік електричного режиму ВДП

- а - зміна глибина рідкометалевої ванни;
- б-зміна струма по режиму, розробленому Л.Н. Белянчиковим для забезпечення оптимальних умов кристалізації виливка;
- в - зміна струму за лінійним законом вилучення усадочної раковини.

Електричний режим переплава в вигляді графіка змінений сили струма в часі $I_d = f_I(\tau)$ розробляють з умови забезпечення стабільності умов рафінування рідкого металу й кристалізації виливка. При раціональному режимі третій період цикла переплава, плавка, складається з чотирьох стадій.

Перша стадія τ_0 - розігрів електрода. На цій стадії силу струма I_d плавно підвищують (мал.5) від значення $I_d \approx 0,75I_{d,раб}$ в момент підпалювання дуги $I_{d,max} \approx (1,5 \div 2)I_{d,раб}$ в кінці стадії в залежності від номінального струма $I_{ном}$ джерела живлення.

Тривалість стадії τ_0 залежить від сили струма I_d , питомого електричного опору переплавляємої сталі й ваги (розмір поперечного січення) витратного електрода й може бути оцінена за формулою (3.12).

Друга стадія τ_n - початкова стадія плавки, коли формується металева ванна й вага рідкого металу $m_{p.m.}$ досягає деякого стабільного значення $m_{p.ст.}$, характерного для даних технологічних умов переплава:

$$m_{p.m.} = m_{p.ст.}[1 - \exp(-A\tau)] \quad (3.76)$$

де A – постійна часу, яка залежить від умов охолодження рідкого металу на початку плавки; за

оцінкою Л.Н. Белянчикова, $A \approx \frac{2,8 \cdot 10^{-4}}{D_{кр}^2}$. Експоненційний закон зміни струму $I_{д.н.}$ на цій стадії плавки має вигляд (див. мал. 5.)

$$I_{д.н.} = \frac{(I_1 + 2I_2)}{3} \quad (3.77)$$

$$\text{де } I_1 = \frac{I_{д.роб.} - I_{0h} \exp(-A\tau)}{1 - \exp(-A\tau)} \quad (3.78)$$

$$I_2 = \frac{I_{д.роб.} - 0,77 I_{0h} \exp(-A\tau)}{[1 - \exp(-A\tau)]^{0,7}} \quad (3.79)$$

I_{0h} - максимальна сила струму дуги, при якій рідка ванна ще відсутня, за оцінкою Л.Н. Белянчикова:

$$I_{0h} = \frac{3,7 D_{кр} \cdot 10^4}{4,2 + D_{кр}} \quad (3.80)$$

Електричний режим цієї стадії має свої межі (мал.5) на початку стадії $I_{д.н.} = I_{д.мах}$; в кінці плавки

$$I_{д.н.} = I_{д.роб} + \Delta I \approx 1,01 I_{д.роб}$$

де ΔI - максимальний імпульс струму, який допускається, не приводить до помітної зміни структури виливка. Прийнято, що

$$\Delta I \approx 0,01 I_{д.роб}$$

Тривалість початкової стадії плавки τ_H складає, с:

$$\tau_H = \frac{4,6 + \ln \frac{1 - I_{0h}}{I_{д.роб}}}{A} \quad (3.81)$$

За час τ_H направляється виливок вагою m_H , кг:

$$m_H = k_Q \left[(I_{д.роб} - I_0) \tau_H + \frac{(I_{д.роб} - I_{0h})}{A} \right] \quad (3.82)$$

де k_Q та I_0 – параметри згідно формули (3.23)

Третя стадія τ_p – робоча стадія, яку проводять при оптимальному значенні струма дуги $I_{д.роб}$, який визначається за формулою (3.25) і (3.73) з врахуванням таблиці 2. Тривалість стадії τ_p дорівнює, с:

$$\tau_p = \frac{m_p}{Q_m} \quad (3.83)$$

де $m_p = m'_0 - (m_H + m_B)$ – кількість металу, який направляється за час стадії при масовій швидкості переплаву Q_m ; m'_0 – вага «чорнового» виливка; m_B – кількість металу, який направляється при виведенні усадочної раковини.

Четверта стадія τ_B – стадія виведення усадочної раковини, коли поступово знижують силу струму до I_0 , закінчують плавлення електрода, поступово зменшують глибину ванни (мал.5), забезпечуючи відповідну структуру головної частини виливка для зниження обрізи й підвищення гідного виходу.

Експоненційний закон змінення струма на цій стадії, запропонований Л.Н. Белянчиковим, має вигляд:

$$I_{д.в.} = I_{д.роб} - \Delta I \exp(B\tau) \quad (3.84)$$

де $B = \frac{k_Q}{0,25\pi D_{кр}^2 d_{ж} k_h}$ – постійна часу, яка залежить від умов охолодження рідкого металу в кінці плавки;

$k_h \approx 0,22(4,2 + D_{кр})$ – коефіцієнт, який визначає глибину металевої ванни, $\frac{м}{А}$.

Електричний режим цієї стадії плавки має межі (мал.5б):

На початку стадії $I_{д.в.} = I_{д.роб} - \Delta I \approx 0,99 I_{д.роб}$; в кінці стадії тобто в кінці плавки, коли глибина металевої ванни $h_B = 0$.

$I_{д.в.} = I_{0h}$ згідно формули (3.80). Тривалість стадії τ_B складає:

$$\tau_B = \frac{\ln \frac{I_{д.роб} - I_{0h}}{\Delta I}}{B} \quad (3.85)$$

За час, який виділиться усадочна раковина направляєється вага металу m_B , яка визначається також за формулою (3.82), кг:

$$m_B = k_Q * \left[\frac{(I_{д.роб} - I_0) \tau_B + (I_{д.роб} - I_{0h})}{B} \right] \quad (3.86)$$

При більш легкому електричному режимі вилучення усадочної раковини (див. рис. 5в) силу струма знижують до I_{0h} за лінійним законом за час τ'_B , а потім в течі τ''_B роблять витримку, в час якої потужність дуги $P''_{д.в.}$ компенсує теплові витрати з дзеркала ванни згідно формулі (3.83). Як вже вказувалось, перепплав сталей деяких марок, супроводжується вилученням усадочної раковини.

6. СКЛАДАННЯ ЕНЕРГЕТИЧНОГО БАЛАНСУ

Загальні відомості

Оскільки в робочій стадії плавки займає значну частку цикл роботи ДВП, процес переплаву йде з постійною масовою швидкістю Q_m , енергетичний баланс ДВП зручно складати в вигляді балансу потужностей з врахуванням стадій теплового балансу (див.4), кВт або %:

$$P_c = P_{\text{пов.к}} + P_{\text{пов.а}} + \sum P_{\text{т.п.}} + \sum P_{\text{еп}} \quad (3.87)$$

де $\sum P_{\text{т.п.}} = \Phi_k + \Phi_a + \Phi_m$ - потужність, яка витрачається на компенсацію теплових витрат з робочого простору;

$\sum P_{\text{еп}}$ - потужність, яка витрачається на компенсацію електричних витрат, які протікають за законом Ленц - Джоуля на активному опорі струмоведаючого штока з електродотримачем $P_{\text{ш}}$, вторинного струмопроводу $P_{\text{к.с}}$ й перетворювача-випрямляча агрегату $P_{\text{дж}}$.

Електричний ККД η_e електричної установки ДВП.

$$\eta_e = \frac{P_d}{P_c} = 1 - \frac{\sum P_{\text{д.ж.}}}{P_c} \quad (3.88)$$

складає в залежності від конструкції вторинного струмопроводу і типа джерела живлення (див. додаток 4.)

$$\eta_e \approx 0,75 \div 0,8 \quad (3.89)$$

вираз:

$$P_d = P_c - \sum P_{\text{д.ж.}} = P_c \eta_e = P_{\text{пов.к}} + P_{\text{пов.а}} + \sum P_{\text{т.п.}} \quad (3.90)$$

є тепловим балансом ДВП, так як показує розподіл по статтям витрати (мал. 6.) потужність, яка виділяється в дуговому розряді внаслідок перетворення електричної енергії в теплову.

Тепловий К.К.Д. η_e ДВП представляє собою співвідношення:

$$\eta_T = \frac{P_{\text{пов}}}{P_D} = \frac{1}{1 + \frac{\sum P_{\text{т.п.}}}{P_{\text{пов}}}} \quad (3.91)$$

де $P_{\text{пов}} = P_{\text{пов.к}} + P_{\text{пов}} = Q_m (W_{\text{у.т.к.}} + W_{\text{у.т.а.}})$ –
корисна потужність процесу переплава.

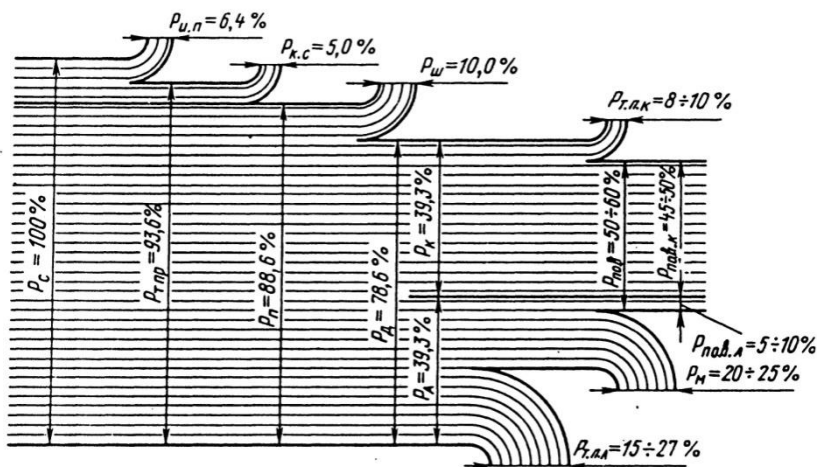


Рисунок 6 - Структура енергетичної рівноваги ДВП

Визначення питомої витрати електроенергії

Питомі витрати технологічної енергії W_y за час плавки τ_2 визначають при відомих параметрах електричного режиму переплаву (див.5.) в вигляді W'_y (на 1 т чорнових виливків) за формулою (3.22) і W''_y (на 1 т чистих виливків) з врахуванням виразу (3.7) за даними енергетичного балансу питома витрата технологічної енергії W'_y можна визначити за формулою:

$$W'_y = \frac{W_{\text{у.т.к.}} + W_{\text{у.т.а.}}}{\eta_0} \quad (3.92)$$

де $\eta_0 = \eta_e + \eta_T$ – загальний К.К.Д установки ДВП.

**Технологічна характеристика вітчизняних
вакуумних печей серії ДСВ**

Параметр	Типи печі					
	ДСВ- 3.2-Г1	ДСВ- 4.5-Г2	ДСВ- 6.3-Г6	ДСВ- 8-Г10	ДСВ- 8-Г16	ДСВ- 11.2- Г37
Максимальний діаметр кристалізатора,м	0,32	0,45	0,36	0,80	0,80	1,12; 1,35
Довжина виливка,м	1,66	1,73	2,61	2,50	4,0	5,0
Маса виливка	1,0	2,06	6,17	10,0	16,0	37,5; 60,0
Діаметр електрода, м	0,22	0,36	0,51	0,70	0,65	0,90; 1,10
Максимальний струм , кА	12,5	12,5	25	25	25	37,5
Витрати охолоджуючої води, м ³ /г	40	до 50	70	до 50	90	12023
Маса печі, т	23	50	29	80	55	135

Фізичні властивості води

Властивості	Температура води, К (°C)				
	290 (20)	300 (30)	310 (40)	320 (50)	373
ρ , кг/м ³	998,6 (998,2)	996,4 (995,7)	993,2 (992,2)	989,3 (988,2)	958,4
H , кДж/кг	71,3 (83,9)	113,1 (125,7)	154,8 (167,5)	196,5 (209,3)	4,19
C_0 , кДж/(кг*К)	4,19 (4,18)	4,18 (4,17)	4,17 (4,17)	4,17 (4,17)	4,22
h , Вт/(м*К)	0,59 (0,60)	0,61 (0,62)	0,63 (0,63)	0,64 (0,65)	0,68
a , 10 ⁻⁸ м ² /с	14,1 (14,4)	14,6 (14,9)	25,2 (15,2)	15,5 (15,8)	16,8
ν , 10 ⁻⁸ м ² /с	1,10 (1,00)	0,86 (0,80)	0,70 (0,66)	0,56 (0,56)	0,30
Pr	7,8 (6,9)	5,9 (5,4)	4,6 (4,3)	3,7 (3,5)	10,8

**Технологічна характеристика тірісторних
випрямляльних агрегатів типу ТПВ для живлення ДВП**

Номінальний випрямляльний струм I_B , кВт	12,5	25,0	37,5	50,0
Номінальна випрямляльна напруга, В	75	75	75	75
Потужність агрегату, кВт	937,5	1875	2812,5	3750
Потужність трансформаторів, кВ*А	1150	2875	3460	4610
Тип перетворчого трансформатору	ТМНПУ- 4000/10	ТМНПУ- 8000/10	ТМНПУ- 12500/10	ТМНПУ- 16000/10
Тип секції перетворювача	ВЕН.294.173	ВЕН.294.174	ВЕН.294.175	ВЕН.294. 176
Коефіцієнт потужності (в номінальному режимі)	0,88	0,88	0,87	0,87
Електричний К.К.Д. (в номінальному режимі)	0,925	0,936	0,935	0,935
Зайнята площа, m^2	1,71	3,00	4,62	6,00
Маса, т	1,75	2,60	4,87	5,20
Витрати охолоджуємої води, m^3/g	3	6	9	12
Оптова ціна, тис.грн.	13,5	22,5	34,0	-----

Література

1. Егоров А.В., Моржин А.Ф. Электрические печи (для производства силей). М., «Металлургия», 19758.
2. Д.Я. Поволодцкий, В.Є. Рощин, М.А. Рысс и др.: под редакцией Поволоцкого Д.Я. Электрометаллургия стали и ферросплавов. М., Metallurgy, 1984.
3. Егоров А.В. Электроплавильные печи чёрной металлургии. М., Metallurgy, 1985.
4. А.Д. Свечанский, И.Т. Жердев, А.М. Кручинин и др., под ред. Свечанского А.Д. Электрические промышленные печи. Ч.2. Дуговые печи и установки специального нагрева. М. Энергия, 1981.
5. Крамаров А.Д., Соколов А.Н. Электрометаллургия стали и ферросплавов. М. Metallurgy, 1976.
6. А.И. Строганов, М.А. Рысс. Производство стали и ферросплавов. М. Metallurgy, 1974.
7. Борнацкий И.И., Михневич В.Ф., Яргин С.А. Производство стали. М. Metallurgy, 1991.
8. Долотов Г.П., Кондаков Е.А. Печі та сушила ливарного виробництва. Підручник для технікумів. Машинобудування, 1978.