

- 1) суттєво підвищується вихід придатного металу (на 10...15%) внаслідок того, що при безперервному литті утворюється одна усадочна раковина в кінці розливання плавки;
- 2) відпадає необхідність в обжимних прокатних станах (блюмінгах і слябінгах), на яких виготовляється попередня заготовка з металургійного зливка для наступних операцій прокатки сортового й листового профілів;
- 3) підвищується якість металу внаслідок зменшення хімічної неоднорідності через швидке охолодження виливків;
- 4) зменшуються витрати ручної праці і покращуються умови праці;
- 5) створюються умови для автоматизації процесу розливання.

Контрольні питання

В чому полягає суть двоступінчатого способу виробництва сталі?

Основні способи виплавки сталі.

Будова кисневого конвертора та основні процеси, що в ньому відбуваються.

Основні способи мартенівської плавки.

Типи електричних сталеплавильних печей та способи плавки в них.

Суть і мета розкислення сталі. Основні реакції при розкисненні.

Способи розливання сталі.

Схема машини для безперервного розливання сталі.

Способи покращання якості сталі.

Позадоменне виробництво сталі (виробництво сталі одноступінчатим способом).

3.4 ВИРОБНИЦТВО МІДІ

3.4.1 Сировинні матеріали для виробництва міді

Для виробництва міді використовують мідні руди з вмістом міді 1...6%. В рудах мідь знаходиться у вигляді сірчистих сполук (Cu_2S , CuS , $CuFeS_2$), оксидів (Cu_2O , CuO), гідрокарбонатів [$CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$, $2CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$].

Пуста порода складається з піриту FeS_2 , кварцу SiO_2 , карбонатів магнію і кальцію ($MgCO_3$, $CaCO_3$), оксидів різних металів (Al_2O_3 , CaO , MgO , FeO).

Руди поділяються на сульфідні й окислені. В сульфідних рудах міститься, % : 1...6 Cu ; 8...40 Fe ; 9...46 S ; 1...6 Zn ; 5...55 SiO_2 ; 2...12 Al_2O_3 ; 0,3...4 CaO ; 0,3...1,5 MgO , а в окислених - $\approx 2Cu$; $\approx 1 Fe$; 0,1...0,2 S ; 60...68 SiO_2 ; 10...16 Al_2O_3 ; 0,3...0,7 CaO ; 0,3...0,7 MgO . Найбільше промислове значення мають сульфідні руди, із яких виробляють $\approx 80\%$ міді. Основним методом одержання міді є пірометалургійний метод. Ним добувають більше 90% міді.

3.4.2 Пірометалургійний метод виробництва міді

Технологічний процес виробництва міді пірометалургійним методом включає такі основні етапи: збагачення мідних руд (виробництво концентра-

ту), плавлення концентрату з одержанням напівпродукту - *штейну*, виплавку зі штейну чорнової міді, її рафінування, тобто очистку від домішок.

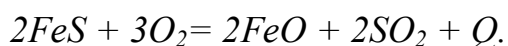
Збагачення мідних руд проводять методом флотації, суть якої полягає в різному змочуванні водою часток пустої породи й мінералу, що містить мідь. Пуста порода змочується водою й осідає на дно флотаційної машини, а частки корисного мінералу не змочуються, прилипають до бульбашок повітря і піднімаються на поверхню, утворюючи шар піни. З піни фільтрують частки руди, сушать і одержують рудний концентрат з вмістом міді 10...35% , сірки - 40...50% , заліза - 30...35% і пустої породи, головними складовими якої є SiO_2 , Al_2O_3 і CaO .

Випалювання здійснюють бідного концентрату з вмістом міді 8...25% , а багатий концентрат (25...35% Cu) плавлять без випалювання. Випалюють концентрат у печах різної конструкції. Джерелом тепла є горіння сірки сульфідів Cu_2S , CuS , що забезпечує температуру в печах до $850^{\circ}C$. Сірчаний газ SO_2 , який утворюється при горінні, використовується для виробництва сірчаної кислоти.

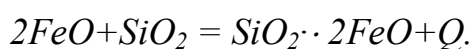
Плавлення на штейн. Випалений або багатий “сирий” концентрат плавлять на штейн переважно в полуменевих печах, які працюють на пилоподібному, рідкому або газоподібному паливі. Такі печі мають довжину до 40 м, ширину до 10 м, площу поду до 250 м^2 і вміщують 100 т і більше шихтових матеріалів. В робочому просторі печі температура досягає $1500...1600^{\circ}C$. В результаті плавки в печі поступово накопичується штейн – сплав, який складається в основному з сульфїду міді Cu_2S і сульфїду заліза FeS . Він містить 20...60% Cu , 10...60 % Fe і 20...25 % S . Крім штейну в печах утворюється шлак, який складається з SiO_2 , FeO , CaO , Al_2O_3 . В розплавленому стані ($T_{пл} = 950...1050^{\circ}C$) штейн подається на конвертування для переробки в чорнову мідь. Рідкий шлак випускається з печі і йде у відвал.

Конвертування штейну здійснюється в горизонтальних циліндричних конверторах довжиною 6...10 м і діаметром 3...4 м. По твірній поверхні конвертора розташовані фурми для вдування повітря. Заливання штейну в конвертор, завантаження флюсу й розливання продуктів плавки здійснюється через горловину, розташовану в середній частині корпусу конвертора.

Продувка штейну повітрям триває до 30 год. Витрати повітря до $800\text{ м}^3/\text{хв}$. Процес конвертування поділяється на два періоди. Перший період триває від 6 до 25 год. і в ньому відбувається окислення сульфїду заліза за реакцією:



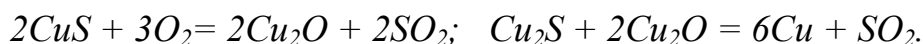
Оксид заліза шлакується кремнеземом SiO_2 , який подається в конвертор як флюс:



Температура штейну в конверторі підвищується з $1100 \dots 1200^{\circ}C$ до $1250 \dots 1350^{\circ}C$. Шлак періодично зливається через горловину, для чого конвертор повертається навкруги своєї осі. В шлаку залишається до 3% міді і для її добування шлак в рідкому стані подають у піч для плавлення на штейн. Після зливання шлаку в конвертор заливають нову порцію штейну, підтримуючи цим певний рівень штейну в конверторі. На кінець першого періоду залізо

видаляється майже повністю. Штейн складається в основному з Cu_2S і містить до 80% міді.

Другий період триває 2...3 год. і за цей час штейн в конверторі перетворюється в чорнову мідь за реакціями:

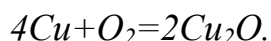


В результаті плавлення в конверторі утворюється чорнова мідь з вмістом міді 98,4...99,4% (решта - домішки Fe , Ni , Pb , Sn , Ag , Au та ін.) і конверторний шлак, який містить 22...30 % SiO_2 , 45...70 % FeO , біля 3 % Al_2O_3 і 1,5...2,5 % Cu . Мідь розливають у сталеві виливниці на виливки і подають на рафінування.

Рафінування міді – її очистку від домішок – проводять вогневим і електролітичним способами.

Вогневе рафінування ведуть у полумєневих печах місткістю до 400 т. Його суть полягає в окисленні присутніх в чорновій міді домішок і видаленні їх із газами або шлаком. Процес триває біля доби і складається з двох періодів - **окислювального й відновлювального**.

В окислювальному періоді після розплавлення мідь продувають повітрям, подаючи його через занурені в рідкий метал сталеві трубки. Оксиди деяких домішок (SbO_2 , PbO , ZnO та ін.) легко сублимуються і видаляються з пічними газами. Інша частина домішок утворює оксиди (FeO , Al_2O_3 , SiO_2), які переходять у шлак. Період окислення триває біля трьох годин. В цей період плавки відбувається й окислення міді за реакцією:



Метою **відновлюваного періоду** є розкислення міді, тобто відновлення Cu_2O , а також дегазація міді. Окислювальний шлак повністю видаляють, на поверхню ванни висипають шар деревинного вугілля для захисту металу від окислення. В метал занурюють спочатку сирі, а потім сухі березові або соснові жердини (метал “дражнять”). З жердин виділяються пари води і вуглеводні, вони енергійно перемішують метал, сприяючи видаленню розчинених у ньому газів.

Газоподібні вуглеводні розкислюють мідь за реакцією:



Після вогневого рафінування чистота міді становить 99,5...99,7%, решта - домішки золота, срібла, миш'яку, вісмуту, сурми, селену, телуру.

Для видалення цих домішок, що погіршують технічні властивості та електропровідність міді, а також для добування золота й срібла мідь піддають електролітичному рафінуванню.

Електролітичне рафінування проводять у ваннах, футерованих усередині свинцем або вініпластом. Електролітом є розчин сірчаної кислоти міді ($CuSO_4$) і сірчаної кислоти (H_2SO_4). Анодами є пластини розміром 1 x 1 м, товщиною 40...50 мм, відлиті з міді після вогневого рафінування. Катоди виготовляють із тонкого листа (0,5...0,7 мм) електролітичної чистої міді. Електроліз ведуть при напрузі постійного струму 2...3 В і густині струму 100...150 А/м². При пропусканні постійного струму аноди розчиняються, мідь переходить у розчин у вигляді катіонів Cu^{2+} , які розряджаються на катодах з осадженням на

них міцного шару чистої міді. Анодні пластини розчиняються за 20...30 діб. Катоди нарощують до маси 70...140 кг, виймають з ванни і замінюють новими. Катодну мідь переплавляють в електричних печах і розливають у виливки для подальшої переробки. Чистота електролітичної міді становить 99,95%.

Контрольні питання

1. Мідні руди, їх характеристика та підготовка до плавки.
2. Загальна схема технологічного процесу виробництва міді.
3. Рафінування міді.

3.5 ВИРОБНИЦТВО АЛЮМІНІЮ

За розмірами виробництва алюмінію зараз займає друге місце після заліза і перше серед усіх кольорових металів. Це найрозповсюдженіший у природі метал (8.8% за масою). Маючи високу хімічну спорідненість з киснем, алюмінію у чистому вигляді в природі не зустрічається, з тієї ж причини він не може бути відновлений з його оксиду Al_2O_3 таким елементом як вуглець. Тому алюмінію став відомий людству порівняно недавно. Лише в 1825 р. були одержані перші зразки відносно чистого алюмінію, а сучасний промисловий спосіб виробництва алюмінію був розроблений в 1886 р.

3.5.1 Сировинні матеріали для виробництва алюмінію

Найважливішими алюмінієвими рудами є боксити, нефеліни, алуніти. Основна руда – боксити, складні гірничі породи, які часто містять до 40 хімічних елементів. Основним показником, що визначає якість алюмінієвих руд, є вміст оксиду алюмінію – глинозему Al_2O_3 . В бокситах вміст глинозему складає 30...70%, кремнезему SiO_2 0,5...20% (чим нижчий, тим вища якість бокситів), оксиду заліза 2...50%, оксиду титану 0,01...10%.

В меншій мірі при виробництві алюмінію використовують нефеліни $(K,Na)_2O \cdot Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$ і алуніти $K_2SO_4 \cdot Al_2(SO_4)_3 \cdot 4Al(OH)_3$. В цих рудах вміст глинозему невеликий (20...30%).

Іншим необхідним компонентом при виробництві алюмінію є кріоліт (Na_3AlF_6) . У природі в чистому вигляді він майже не зустрічається. Як правило, його виготовляють штучно з вихідної сировини – плавикового шпату (флюориту) CaF_2 . Після збагачення отримують концентрат з необхідними для виробництва кріоліту властивостями й вмістом CaF_2 не менше 95%.

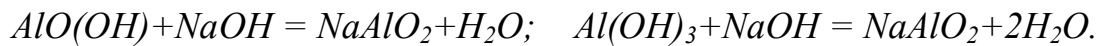
Сучасне виробництво алюмінію складається з трьох основних процесів: одержання глинозему Al_2O_3 з бокситів, одержання кріоліту з плавикового шпату й одержання металічного алюмінію шляхом електролізу розплавленого глинозему.

3.5.2 Виробництво глинозему

Найбільш поширеним способом виробництва глинозему є лужний спосіб. Основні операції, передбачені ним, є такі:

1. Підготовка бокситу - подрібнення, а потім мокре розмелювання в кульових млинах, куди додають небагато вапна для активізації виділення Al_2O_3 .
2. Вилуговування (або варку) одержаної пульпи проводять в автоклавах (герметичних сталевих посудинах циліндричної форми діаметром 1,5...2,5 м,

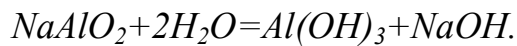
висотою 8...14 м) при температурі 105...250 °С, тиску 2,5...3,5 МПа в присутності луку (NaOH). Для нагрівання пульпи використовують водяну пару, яку подають безпосередньо в пульпу. При вилуговуванні (1...3 год) утворюється алюмінат натрію:



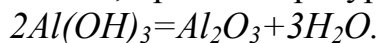
Алюмінат натрію $NaAlO_2$ розчиняється, а інші складові бокситу (оксиди кремнію, титану, заліза) переходять у нерозчинний осад (шлак).

3. Відокремлення алюмінатного розчину від шлаку.

4. Розкладання розчину алюмінату з виділенням $Al(OH)_3$, який випадає в осад:



5. Зневоднювання $Al(OH)_3$ (кальцинація) проводять у трубчатих печах, що обертаються, при температурі 1200 °С:

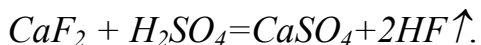


Вихід глинозему за такою технологією становить 85%, на 1 т глинозему витрачається 2...2,5 т бокситу.

3.5.3 Виробництво кріоліту

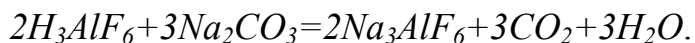
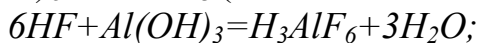
Кріоліт Na_3AlF_6 одержують із плавикового шпату CaF_2 за такою технологією:

1. Одержання з плавикового шпату фтористого водню, а потім плавикової кислоти:



Фтористий водень (газ) після очистки від домішок поглинається водою, внаслідок чого утворюється розчин плавикової кислоти.

2. Одержання кріоліту, для чого в розчин плавикової кислоти вводять $Al(OH)_3$ і Na_2CO_3 (кальцинована сода):



Кріоліт випадає в осад, його фільтрують і висушують.

3.5.4 Електролітичне одержання алюмінію

Алюміній одержують електролізом глинозему, розчиненого в розплавленому кріоліті в *електролізері* – ванні, схема якої приведена на рис. 21.

Ванна має сталевий кожух, футерований всередині вогнетривким шаром і вуглецевими блоками. До блоків поду ванни підведені катодні шини і, таким чином, сам корпус ванни служить катодним пристроєм установки. Анодний пристрій складається з вугільного електрода, нижня частина якого занурена в електроліт (розплав), який складається з глинозему (8...10%) і кріоліту. Електроліт нагрівається до робочої температури 930...950 °С теплом, що виділяється при проходженні струму між анодом і катодом. При електролізі анод поступово згорає і його переміщують вниз. Для безперервного нарощування електрода в його кожух подається напіврідка анодна маса, яка складається з молотого коксу (вугілля) і кам'яновугільної смоли. З опусканням

вниз вона спікається й коксується. Струм подається постійний, напруга 4...4,5 В, сила струму біля 75 кА.

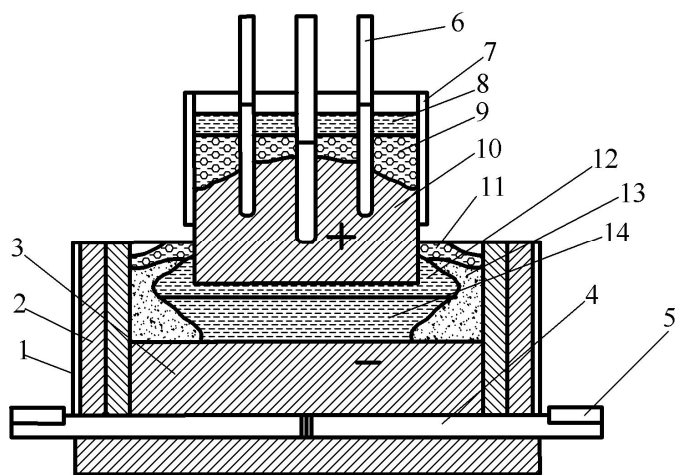
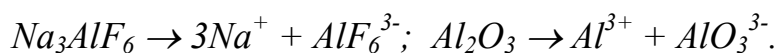


Рисунок 21 - Схема електролізера для виробництва алюмінію:

1 - кожух; 2 - футерівка з шамоту; 3 - футерівка з вуглецевих блоків; 4 - катодний стальний стержень; 5 - катодна шина; 6 - сталеві штирі для підведення струму до анода; 7 - кожух анода; 8 - анодна маса (напіврідка); 9 - зона спікання

анодної маси; 10 - твердий анод; 11 - глинозем; 12 - розплавлений електроліт; 13 - шар застиглого електроліту; 14 - розплавлений алюміній

При електролізі в розплавленому електроліті відбувається дисоціація молекул криоліту й глинозему:



На катоді розряджаються тільки катіони алюмінію: $\text{Al}^{3+} + 3e \rightarrow \text{Al}$ і, таким чином, для одержання металевого алюмінію практично витрачається лише глинозем. Із збідненням електроліту глиноземом його періодично довантажують у ванну.

Розплавлений алюміній поступово накопичується на дні ванни і періодично видаляється за допомогою сифонів і вакуумних ковшів. Одержаний електролізом первинний алюміній містить домішки (залізо, кремній, частки глинозему, тощо), які погіршують його властивості.

3.5.5 Рафінування алюмінію

Первинний алюміній рафінують, продуваючи його при температурі 700...750 °С газоподібним хлором протягом 10...15 хв. Хлористий алюміній AlCl_3 , виділяючись із металу в стані пари, забезпечує очищення металу від газів і домішок. Цьому сприяє також відстоювання розплавленого алюмінію в ковші або в електричній печі при 690...750 °С протягом 30...45 хв. Після такої очистки чистота алюмінію становить 99,85%.

Після електролітичного рафінування одержують алюміній чистотою 99,999%.

Контрольні питання

1. Сировинні матеріали для виробництва алюмінію
2. Суть процесу виробництва алюмінію
3. Загальна схема технологічного процесу виробництва алюмінію
4. Схема електролізера для виробництва алюмінію
5. Рафінування алюмінію

3.6. ВИРОБНИЦТВО МАГНІЮ

3.6.1 Сировина для виробництва магнію

Для виробництва магнію використовують:

1. *Карналіт* - подвійний хлорид магнію й калію $MgCl_2 \cdot KCl \cdot 6H_2O$.
2. *Магнезит* - карбонат магнію $MgCO_3$.
3. *Доломіт* - подвійний карбонат магнію й кальцію $MgCO_3 \cdot CaCO_3$.
4. *Бішофіт* - хлорид магнію $MgCl_2 \cdot 6H_2O$.

3.6.2 Електролітичне одержання магнію

Процес електролізу ведуть із розплавлених солей магнію. Основною складовою електроліту є хлористий магній.

Його одержують хлоруванням оксиду магнію в присутності вуглецю при $800 \dots 900^\circ C$: $MgO + C + Cl_2 = MgCl_2 + CO$.

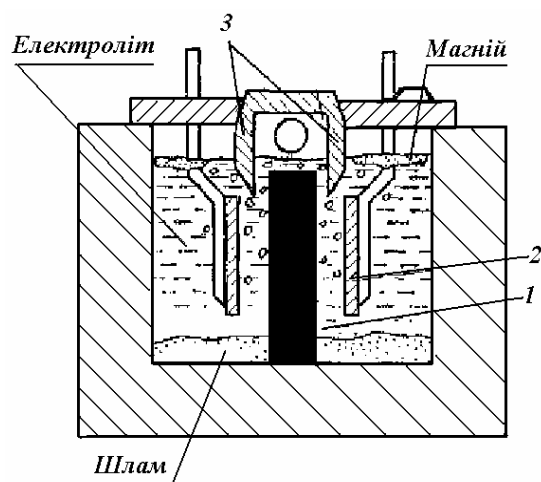


Рисунок 22 - Схема магнієвого електролізера

1 - графітовий анод; 2 - сталеві катоди; 3 - діафрагма-перегородка

Розплавлений хлористий магній подається на електроліз, який проводять в електролізерах з шамотною футерівкою, в верхній частині якого є діафрагми - перегородки, що розділяють анодний і катодний простори (рис. 22) для запобігання взаємодії хлору і магнію, які виділяючись, спливають, а також короткого замикання анода й катода розплавленим магнієм. Одержаний електролізом магній рафінують переплавленням його із флюсами, до складу яких входять $MgCl_2$, KCl та інші компоненти.

Контрольні питання

1. Сировинні матеріали для виробництва магнію.
2. Суть і схема виробництва магнію.

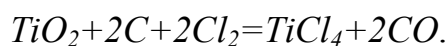
3.7 ВИРОБНИЦТВО ТИТАНУ

3.7.1 Технологічна схема виробництва титану

До основних промислових мінералів для одержання титану відносяться *рутил* (більше 90% TiO_2) і *ільменіт* $TiO_2 \cdot FeO$ (60% TiO_2). Найбільше розповсюдження одержав магнієтермічний спосіб виробництва титану, який здійснюється за такою технологічною схемою: титанова руда → збагачення → плавка на титановий шлак → одержання чотиріхлористого титану → відновлення титану магнієм.

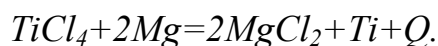
Збагачення титанових руд здійснюється електромагнітним та іншими способами з одержанням концентрату з вмістом до 50% TiO_2 і біля 35% Fe_2O_3 і FeO .

Плавку на *титановий шлак* проводять в електродугових печах. Шихтою є пресовані брикети з подрібненого концентрату, вугілля і скріплювача. В результаті одержують титановий шлак з вмістом TiO_2 до 80%. Його здрібнюють, піддають магнітній сепарації, змішують з дрібним коксом і скріплювачем, потім пресують у брикети, які випалюють при 700...800 °C і піддають хлоруванню в електричних печах при температурі 800...850 °C. При цьому утворюється *чотиріхлористий титан* за реакцією:



$TiCl_4$ в пароподібному стані очищають від твердих часток, охолоджують у конденсаторах і одержують рідкий чотиріхлористий титан.

Далі проводять процес відновлення титану магнієм за реакцією:



Ця реакція супроводжується виділенням великої кількості тепла і в реакторі підтримується необхідна температура 800...900 °C. Частки відновленого титану злипаються в пористу масу (*титанова губка*), просочену магнієм і хлористим магнієм.

Рафінування титанової губки проводять методом вакуумної дистиляції при температурі 950...1000 °C і вакуумі 0.133 Па. Очищену губку переплавляють в компактні виливки у вакуумних дугових електродних печах із мідним водоохолоджуваним тиглем. Електрична дуга горить між електродом, виготовленим пресуванням подрібненої титанової губки і ванною розплавленого металу. Титановий електрод сам плавиться і тому його називають витратним.

Розплавлений метал поступово заповнює мідну водоохолоджувану виливницю, затвердіває й утворює виливок. Схема процесу аналогічна зображеній на рис. 15, а. Для забезпечення високої якості виливків плавку повторюють двічі. При повторній плавці витратним електродом є виливок, одержаний при першій плавці.

3.7.2 Виплавка титанових сплавів

Титанові сплави виплавляють в електричних дугових печах. Шихтовими матеріалами є титанова губка і легуючі елементи. Із шихти пресуванням при

280...330 °С виготовляють витратний електрод. Плавку ведуть у вакуумі або атмосфері аргону в печах, аналогічних тим, що застосовуються для переплавлення титанової губки.

Контрольні питання

1. Сировинні матеріали для виробництва титану.
2. Технологічна схема виробництва титану.

ЛІТЕРАТУРА

1. Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. – М.: Металлургия, 1985. – 480 с.
2. Жуковец И.И. Механические испытания металлов. – М.: Высшая школа, 1986.
3. Золотаревский В.С. Механические свойства металлов. – М.: Металлургия, 1983.
4. Металознавство: Підручник /О.М.Бялік, В.С.Черненко та ін. – К.: Політехніка, 2002. – 384 с.
5. Радомысельский И.Д. и др. Конструкционные порошковые материалы. – К.: Техніка, 1983.
6. Технология конструкционных материалов: Учебник /А.М.Дальский, И.А.Арутюнова и др. – М.: Машиностроение, 1985. – 448 с.
7. Технологія конструкційних матеріалів: Підручник / М.А.Сологуб, І.О.Рожнецький, О.І.Некоз та ін. – К.: Вища школа, 2002. – 374 с.