

Міністерство освіти і науки України  
Національний університет водного господарства  
та природокористування  
Навчально-науковий механічний інститут  
Кафедра розробки родовищ та видобування корисних копалин

**02-06-56**

### **МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ**

до практичних робіт із навчальної дисципліни  
«Спеціальні технології видобутку корисних копалин»  
для здобувачів вищої освіти другого (магістерського) рівня  
за освітньо-професійною програмою «Гірництво»  
спеціальності 184 «Гірництво»  
денної та заочної форм навчання

Рекомендовано  
науково-методичною радою  
з якості ННМІ  
Протокол № 2 від 7 квітня 2020 р.

Рівне – 2020

Методичні вказівки до практичних робіт із навчальної дисципліни «Спеціальні технології видобутку корисних копалин» для здобувачів вищої освіти другого (магістерського) рівня за освітньо-професійною програмою «Гірництво» спеціальності 184 «Гірництво» денної та заочної форм навчання [Електронне видання] / Маланчук З. Р., Васильчук О. Ю., Семенюк В. В., Кучерук М. О. – Рівне : НУВГП, 2020. – 45 с.

**Укладачі:**

Маланчук З. Р., д.т.н., професор кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин;

Васильчук О. Ю., к.т.н., доцент кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин;

Семенюк В. В., ст. викладач кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин;

Кучерук М. О., асистент кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин.

Відповідальний за випуск: Корнієнко В. Я., професор, д.т.н., завідувач кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин.

Керівник групи забезпечення спеціальності

Маланчук З. Р.

© Маланчук З. Р.,  
Васильчук О. Ю.,  
Семенюк В. В.,  
Кучерук М. О., 2020  
© НУВГП, 2020

## ЗМІСТ

	ст
Вступ.....	4
Практична робота № 1. Методика розрахунку продуктивності гідравлічного руйнування.....	5
Практична робота № 2. Вибір оптимальних технологічних параметрів свердловинного гідровидобутку корисних копалин.....	9
Практична робота № 3. Розрахунок гідроелеватора .....	12
Практична робота № 4. Розрахунок затопленого гідромоніторного струменя.....	17
Практична робота № 5. Методика визначення параметрів процесу розмиву корисного компоненту та підстиляючих порід.....	20
Практична робота № 6. Методика розрахунку самотічного гідротранспорту.....	21
Практична робота № 7. Визначення показників повноти і якості вилучення корисного компоненту.....	23
Практична робота № 8. Проектування підземної газифікації.....	26
Практична робота № 9. Розрахунок параметрів підземного вилуговування.....	27
Практична робота № 10. Розрахунок техніко-економічних показників геотехнології.....	29
Практична робота № 11. Розрахунок укладки гідросуміші на карті.....	31
Практична робота № 12. Методи вибору і розрахунку гідроелеваторного підйому пульпи з корисним компонентом великої гідравлічної крупності.....	32
Практична робота № 13. Методика розрахунку вільного незатопленого струменя.....	36
Практична робота № 14. Методика розрахунку ерліфта.....	37
Додатки.....	43
Список використаних літературних джерел.....	45

## Вступ

При виході гірничих підприємств на зовнішній ринок виявляється, що якість їх продукції (за світовими стандартами) досить низька, і отримувані за неї доходи значно менше тих, які отримують аналогічні західні компанії. У цих умовах єдиним виходом практично для кожної організації гірничо-геологічного профілю є збільшення ефективності виробництва, тобто зниження витрат виробництва при одночасному підвищенні якості продукції, що випускається. Одним з потужних інструментів для цього є комп'ютеризація, що дозволяє значно збільшити оперативність і повноту використання всієї інформації (геологічної, економічної, екологічної), що є на підприємстві, а також забезпечити якісно новий рівень ухвалення оптимальних і гнучких управлінських, проектних і планових рішень. На кожному підприємстві є широке коло завдань, пов'язаних з обробкою величезної кількості інформації, багатократним повторенням одноманітних розрахунків, що вимагають виведення великого числа графічних матеріалів.

Практично всі маркшейдерські роботи, що регулярно проводяться, можуть бути сьогодні виконані на комп'ютерній техніці, починаючи від використання оптичних приладів з автоматизованим зніманням інформації і закінчуючи видачею готових маркшейдерських креслень і планшетів.

У приведений перелік можна також включити економічні, інженерно-технічні, гідрогеологічні і інші завдання, для вирішення яких є відповідне програмне забезпечення.

## ПРАКТИЧНА РОБОТА №1

### МЕТОДИКА РОЗРАХУНКУ ПРОДУКТИВНОСТІ ГІДРАВЛІЧНОГО РУЙНУВАННЯ

Таблиця 1.1.

Вихідні дані для розрахунку гідравлічного руйнування

Варіант	Розрахункова порода	$C_0$ , Па	$\varphi$ , град	H, м	$P$ , Па·10 <sup>6</sup>	$\gamma_m$ , кг/м <sup>3</sup>	$\gamma_a$ , кг/м <sup>3</sup>	$d_H$ , мм.
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	Вугілля	7500	32	70	3,0	3500	1600	18
2		7000	33	71	1,6	3000	1610	11
3		7020	34	72	1,7	3020	1630	12
4		7040	35	73	1,8	3040	1640	13
5		7060	30	74	1,9	3060	1620	14
6		7080	31	75	2,0	3080	1650	15
7		7100	32	76	2,1	3100	1660	16
8		7120	33	77	2,2	3120	1670	17
9		7140	34	78	2,3	3140	1680	18
10		7160	35	79	2,4	3160	1690	19
11		7180	30	80	2,5	3180	1700	20
12		7200	31	81	2,6	3200	1710	21
13		7220	32	82	2,7	3220	1720	22
14		7240	33	83	2,8	3240	1730	23
15		7260	34	84	2,9	3260	1740	11
16		7280	35	85	3,0	3280	1750	12
17		7300	30	86	3,1	3300	1760	13
18		7320	31	87	3,2	3320	1770	14
19		7340	32	88	3,3	3340	1780	15
20		7360	33	89	3,4	3360	1790	16

Робочим органом методу свердловинного гідровидобутку (СГВ) є гідромоніторний струмінь, який здійснює руйнування, змив і підйом гірської маси [1].

Гідромоніторні струмені поділяються на 3 групи:

- низького тиску - до 1 МПа;
- середнього тиску - від 1 до 4 МПа;
- високого тиску - більше 4 МПа.

Основними параметрами гідромоніторної струменя є:

- швидкість вильоту струменя;
- витрати води;
- діаметр насадки.

Конструкції експлуатаційних свердловин для СГВ залежать від конструктивних особливостей видобувних снарядів, які можуть створюватися за двома основними напрямками.

Перший варіант - передбачає виготовлення, монтаж і спуск гідромоніторного вузла спільно з корпусом снаряду. Гідромоніторний вузол з гідроелеватором знаходиться в нижній частині видобувного снаряда і має поздовжнє переміщення відносно статичного положення зовнішньої труби на довжину, що перевищує потужність рудного пласта. При цьому зовнішній діаметр гідромоніторного вузла дорівнює зовнішньому діаметру корпусу (труби).

Другий варіант - передбачає роздільне виготовлення, монтаж і спуск гідромоніторного вузла і корпусу снаряда. Зовнішня труба видобувного снаряда, може використовуватися в якості обсадного гідромоніторного вузла, опускається у вибій окремо від зовнішньої труби. Разом з внутрішньою трубою, по якій подається на вибій вода для розмиву породи і підйому пульпи, він опускається через зовнішню трубу після її спуску і закріплення низу та встановленні на спеціальну опору (металевий пакер). При необхідності гідромоніторний вузол може вилучатись без підйому зовнішньої труби. Пульпа подається на поверхню по міжтрубному просторі [1].

Обсадка основного стовбура свердловин трубами при застосуванні першого варіанту видобувного снаряду не передбачається через високу вартість. Застосування обсадних

труб для запобігання обвалів стінок свердловин, складених глинистими породами, викликає збільшення діаметрів буріння, витрат часу на підготовку свердловин до роботи, підвищує трудомісткість спорудження. Це призводить до зниження продуктивності і підвищення вартості буріння та обладнання гідровидобувних свердловин, а в результаті і до зниження ефективності методу СГВ.

При другому варіанті - у якості обсадних труб використовуються зовнішні труби снаряду. При цьому закріплення низу обсадних труб шляхом цементування або використання пакерних пристроїв є обов'язковим. Після завершення відпрацювання свердловини і відпрацюванні рудного пласта необхідно передбачити вилучення експлуатаційної обсадної колони з метою її повторного використання. Розробка заходів по вилученню обсадних труб при СГВ є актуальним завданням, зважаючи на їх вартість, так як радіус розмиву в існуючих конструкціях гідровидобувних снарядів не перевищує 7...8 м.

Для отримання необхідної інформації про рудний пласт на місці буріння експлуатаційних свердловин обов'язковим є буріння розвідувальної свердловини з відбором в зоні пласта корисних копалин керна. Це необхідно для уточнення потужності рудного горизонту та умов його залягання.

Розрахунок раціональних параметрів гідровидобування сприяє зниженню виробничих витрат на розробку родовищ корисних копалин. Параметри видобування в значній мірі залежать від фізико-механічних властивостей гірських порід і характеристик видобувного обладнання.

Нормальне навантаження на шар породи визначається наступним чином [2]:

$$G = \gamma_n \cdot g \cdot H, \text{ Па} \quad (1.1)$$

де  $\gamma_n$  — густина покриваючих порід,  $\text{кг/м}^3$ ;  $g$  — швидкість вільного падіння,  $\text{м/с}^2$ ;  $H$  — глибина залягання пласта, м.

Тиск в просторі гірської породи:

$$P_{\text{гідр}} = \gamma_v \cdot g \cdot H, \text{ Па} \quad (1.2)$$

де  $\gamma_v$  — густина ґрунтових вод,  $\text{кг/м}^3$ .

Ефективні напруги в гірській породі:

$$G_e = G - P_{\text{гидр}}, \text{ Па.} \quad (1.3)$$

Опір зсуву водонасичених порід:

$$\tau_s = C_o + G_e \cdot \tan \varphi, \text{ Па.} \quad (1.4)$$

де  $C_o$  — коефіцієнт зчеплення порід, Па;  $\varphi$  — кут внутрішнього тертя породи, град.

Мінімальна питома напруга удару струменя, необхідна для руйнування породи:

$$P_{ymin} > \tau_s. \quad (1.5)$$

Тиск води на вході в насадку:

$$P_o = P - \Delta P_c + \gamma_{pp} \cdot g \cdot H - \Delta P_r, \text{ Па,} \quad (1.6)$$

де  $P$  - тиск води, що розвиває насос,  $P = 3,9 \cdot 10^6$  Па;

$\Delta P_c$  - орієнтована втрата напору в сітці,  $\Delta P_c = (0,020 \dots 0,050) \cdot 10^6$  Па;  $\gamma_{pp}$  - густина робочої рідини  $\gamma_{pp} = 1000$  кг/м<sup>3</sup>;  $\Delta P_r$  - орієнтовані втрати напору в гідромоніторі,  $\Delta P_r = (0,4 \dots 0,7) \cdot 10^6$  Па.

Початкова швидкість вильоту струменя з насадки

$$U_o = k_u \cdot \sqrt{2 \cdot 10^{-3} \cdot P_o}, \text{ м/с,} \quad (1.7)$$

де  $k_u$  - коефіцієнт швидкості,  $k_u = 0,92 \dots 0,96$ .

Витрата води в моніторі розраховується за формулою

$$Q = 0,25 \cdot \pi \cdot d^2 \cdot \alpha \cdot U_o, \text{ м}^3/\text{с,} \quad (1.8)$$

де  $\alpha$  - коефіцієнт стиснення струменя; приймається  $\alpha = 1$ ;  $d_n$  - діаметр насадки гідромонітора, м.

Коефіцієнт структури потоку струменя:

$$a = \frac{1}{16 \cdot 10^{-6} \cdot n \cdot P_{\text{гидр}}}, \quad (1.9)$$

де  $n$  - дослідна величина, що визначається з співвідношення залежно від значення приймаємо  $n = 0,671$ .

Відстань, від насадка до вибою, на якій можливе руйнування гірської породи:

$$l = \frac{d \cdot (1060 \cdot U_o^2 - 0,29 \cdot \tau_s)}{2 \cdot \alpha \cdot \tau_s}, \text{ м.} \quad (1.10)$$

Продуктивність гідралічного руйнування гірських порід:

$$\Pi = \frac{10^{-3} \cdot K \cdot P_o}{g}, \text{ т/год,} \quad (1.11)$$

де  $K$  – коефіцієнт, який залежить від діаметру насадки,  $K = 4,1$ .

## ПРАКТИЧНА РОБОТА №2

### ВИБІР ОПТИМАЛЬНИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПАРАМЕТРІВ СВЕРДЛОВИННОГО ГІДРОВИДОБУТКУ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Багатоцільовий характер діяльності підприємства свердловинного гідровидобутку (СГВ) корисних копалин ускладнює процес прийняття рішень при виборі оптимальних технологічних параметрів [1].

Складний сам по собі і вибір критерію оцінки, єдиного підходу до вибору критерію оцінки.

Найчастіше використовують критерій, який враховує сумарний прибуток від застосування свердловинного гідровидобутку.

Орієнтовно можна оцінити оптимальні параметри свердловинної технології, дослідивши залежність [2].

$$\Pi = f(R), \text{ грн/т}, \quad (2.1)$$

де  $\Pi$  - питомий розрахунковий прибуток від видобування корисної копалини, грн/т;  $R$  - радіус камери розмиву, м.

Таблиця 2.1.

Вихідні дані визначення оптимальних параметрів свердловинного гідровидобутку корисних копалин

Варіант	$m$ , м	$d$ , м	$R$ , м	$\Pi^l$ , т/год	$A_{год}$ , т/рік	$C_{раз}$ , грн/т	$\Pi$ , грн/т
1	2	3	4	5	6	7	8
1	1,9	25	10	50,0	355	0,7	98,0
2	2,0	30	11	51,0	360	0,8	99,0
3	2,1	35	12	52,0	365	1,0	100,0
4	2,2	20	5	53,0	370	1,1	101,0
5	2,3	25	6	54,0	375	1,2	102,0
6	2,4	30	7	55,0	380	1,3	103,0
7	2,5	35	8	56,0	385	1,4	104,0

Продовження таблиці 2.1.

1	2	3	4	5	6	7	8
8	2,6	20	9	57,0	390	1,5	105,0
9	2,7	25	13	58,0	400	0,6	106,0
10	2,8	30	14	59,0	350	0,75	107,0
11	2,9	35	15	60,0	355	0,85	108,0
12	3,0	20	5	61,0	360	0,95	109,0
13	3,1	25	6	62,0	365	1,05	110,0
14	1,9	30	7	63,0	370	1,15	97,0
15	2,0	35	8	64,0	375	1,25	98,0
16	2,2	20	9	65,0	380	1,35	99,0
17	2,3	25	10	66,0	390	1,45	100,0
18	2,4	30	11	67,0	400	0,6	101,0
19	2,5	35	12	68,0	350	0,7	102,0
20	2,6	20	6	69,0	355	0,8	103,0

Оцінюючи прибуток як різницю між ціною і собівартістю, необхідно визначити наступні витрати:

- витрати на заробітну плату;
- амортизаційні відрахування;
- витрати на електроенергію;
- умовно - постійні витрати;
- витрати на воду.

Розрахунок ведеться в наступній послідовності.

Запаси корисної копалини, які погашаються однією свердловиною:

$$V_{cv} = \pi \cdot R^2 \cdot m \cdot \rho, \text{ т}, \quad (2.2)$$

де  $m$  - потужність покладу, м;  $\rho$  - густина корисної копалини, т/м<sup>3</sup>.

Втрати корисної копалини в міжкамерних ціликах:

$$Q_{nc} = d^2 \cdot m \cdot \rho - V_{ckk}, \text{ т}, \quad (2.3)$$

де  $d$  - відстань між видобувними свердловинами, м.

Сумарні втрати корисної копалини на ділянці, що відпрацьовується однією свердловиною:

$$Q = Q_{\text{пц}} + V_{\text{св}} \cdot (1 - C_1), \text{ т}, \quad (2.4)$$

де  $C_1$  — коефіцієнт вилучення відбитої корисної копалини, орієнтовно  $C_1=0,95$ .

Тривалість відпрацювання запасів однієї свердловини:

$$t_{\text{доб}} = \frac{V_{\text{св}} \cdot C_1}{\Pi^l}, \text{ год}, \quad (2.5)$$

де  $\Pi^l$  - технічна продуктивність видобувного агрегату, т/год.

Час роботи однієї свердловини:

$$t_{\text{св}} = t_{\text{м}} + t_{\text{дем}} + t_{\text{доб}}, \text{ год}, \quad (2.6)$$

де  $t_{\text{м}}$  - тривалість монтажу видобувного обладнання, год;

$t_{\text{дем}}$  - тривалість демонтажу видобувного обладнання, год.

Витрати на заробітну плату при розробці корисних копалин однією свердловиною:

$$C_{\text{зар}} = \frac{3_o \cdot n \cdot t_{\text{св}}}{V_{\text{св}} \cdot C_1 \cdot T}, \text{ грн./т}, \quad (2.7)$$

де  $3_o$  - годинна тарифна ставка робітника, грн;  $n$  - чисельність ланки, люд., орієнтовно  $n=3$  людини.

Амортизаційні відрахування при експлуатації однієї свердловини:

$$C_{\text{амс}} = \frac{C_{\text{св}}}{V_{\text{св}} \cdot C}, \text{ грн./т}, \quad (2.8)$$

де  $C_{\text{св}}$  - витрати на спорудження свердловини та її обладнання, грн.

Амортизаційні відрахування на гирлове обладнання однієї свердловини:

$$C_{\text{амс}} = \frac{C_{\text{д}} \cdot H_{\text{д}} \cdot t_{\text{св}}}{100 \cdot t_{\text{доб}} \cdot \Pi^l \cdot n \cdot T_{\text{доб}} \cdot T_{\text{см}}}, \text{ грн./т}, \quad (2.9)$$

де  $C_{\text{амс}}$  - вартість видобувного обладнання однієї свердловини, грн;  $H_{\text{д}}$  - норма амортизації видобувного обладнання, орієнтовно  $H_{\text{д}}=3,3\%$ ;  $T_{\text{доб}}$  - число робочих днів у році,  $T_{\text{доб}} = 305$  днів.

Амортизаційні відрахування за загальне обладнання:

$$C_{\text{амоб}} = \frac{C_{\text{об}} \cdot \Pi_{\text{об}}}{100 \cdot A_{\text{зод}}}, \text{ грн./т}, \quad (2.10)$$

де  $C_{\text{об}}$  - вартість загального обладнання, будівель і споруд, грн;  $\Pi_{\text{об}}$  - середня норма амортизації загального устаткування будівель та споруд, орієнтовно  $\Pi_{\text{об}}=10\%$ ;  $A_{\text{зод}}$  - виробнича потужність підприємства, т/рік.

Сумарні амортизаційні відрахування:

$$C_{ам} = C_{амс} + C_{амд} + C_{амоб}, грн/т. \quad (2.11)$$

Витрати на воду:

$$C_{вод} = g_B \cdot C_B, грн/т, \quad (2.12)$$

де  $q_в$  - питомі витрати води на видобування корисних копалин м<sup>3</sup>/т;  $C_в$  - вартість технічної води, грн/м<sup>3</sup>.

Умовно - постійні витрати:

$$C_{yn} = (C_{зар} + C_{ам} + C_{вод} + C_{ел}) \cdot K_{yn}, грн/т. \quad (2.13)$$

де  $K_{yn}$  - коефіцієнт, що враховує умовно - постійні витрати;  $K_{yn}=0,2$ ;  $C_{ел}$  - питомі витрати на електроенергію, грн/т, орієнтовно  $C_{ел}=0,40$  грн/т.

Сумарна собівартість видобутої корисної копалини

$$C = C_{зар} + C_{ам} + C_{вод} + C_{ел} + C_{yn} + \frac{(V_{скп} + Q_{нсу})}{V_{скв} \cdot C_1}, грн/т. \quad (2.14)$$

Розрахунковий прибуток від реалізації корисних копалин:

$$П = (Ц - C) \cdot A_{год}, грн., \quad (2.15)$$

де  $Ц$  - ціна корисної копалини, грн/т.

## ПРАКТИЧНА РОБОТА №3

### РОЗРАХУНОК ГІДРОЕЛЕВАТОРА

#### Методика розрахунку гідроелеватора.

Задаються оптимальні витрати (ступеня ежекції) в межах  $Q = 0,2-2,2$ . Оптимальне значення  $Q = 0,6-1,2$  [1].

За графіками (рис.3.1) знаходяться оптимальні значення відносного напору ( $H$ ) і параметра ( $m_c$ ), що відповідають прийнятому значенням  $Q$ . (величина  $m_c$  є відношенням перетину горловини до перетину насадка: ( $m_c = F_g/F_n = d_r^2 / d_n^2$ ).

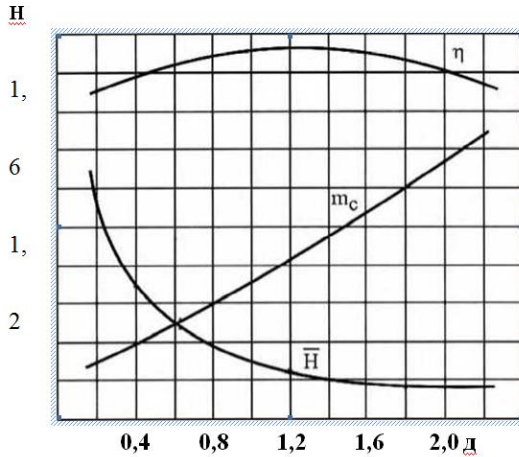


Рис. 3.1. Типові характеристики гідроелеватора.

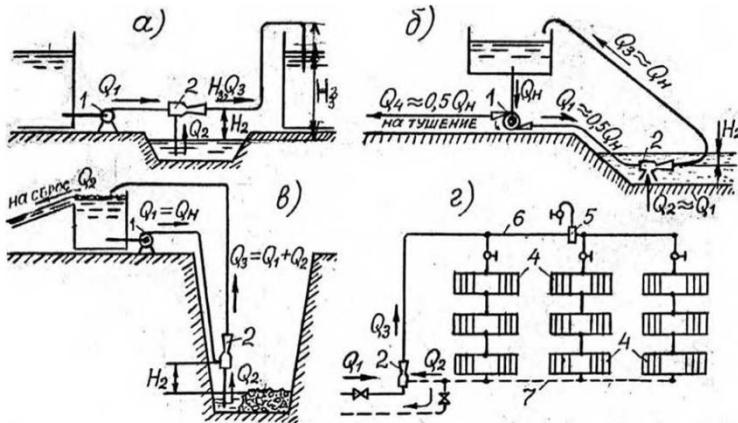


Рис.3.2. Можливі схеми застосування гідроелеваторів: а-відкачка потоків нафти; б-використання природних водойм при пожежогазінні; в-відкачка води при проходці шурфів; г-в опалювальних системах будинків. Позначення: 1-робочий насос, 2-гідроелеватор, 3-проміжні ЄС ємності, 4-нагрівальні прилади, 5-збірники повітря, 6 і 7 – труби гарячої та охолодженої води.

Визначається необхідний напір ( $H_1$ , м) робочої рідини на вході в гідроелеватор, тобто перед насадкою

$$H_1 = [H_3 - H_2 \cdot (1 + H)] / H. \quad (3.1)$$

Для схем «а» і «в» (рис.3.2) напір  $H_2$  береться зі знаком «плюс», а для схеми «б» (рис.3.2) - зі знаком «мінус».

Розраховується витрата робочої рідини ( $Q_1$ ; м<sup>3</sup>/с) на вході в гідроелеватор

$$Q_1 = Q_2 / Q \quad (3.2)$$

Визначається різниця напорів між вхідним і вихідним перетином насадки ( $H_H$ ; м)

$$H_H = H_1 - H_3 \quad (3.3)$$

Швидкість витікання робочої рідини з насадки (м/с)

$$V_H = \varphi_H \sqrt{2gH_H} \quad (3.4)$$

де  $\varphi_H$ - коефіцієнт швидкості насадки,  $\varphi_H = 0.95-0.97$ ;  $g = 9.81 \text{ м/с}^2$ .

Необхідний внутрішній діаметр насадки ( $d_H$ , м)

$$d_H = \sqrt{4Q_1 / \pi V_H}. \quad (3.5)$$

Довжина насадка приймається рівною  $l_H = 3 d_H$ .

Внутрішній діаметр горловини ( $d_G$ , м)

$$d_G = d_H \sqrt{m_c} \quad (3.6)$$

Відстань від кінця насадки до входу в горловину

$$l_S = d_H \quad (3.7)$$

Довжина горловини (змішувача)

$$L_G = (3 \div 6) d_G \quad (3.8)$$

Внутрішні діаметри вхідного ( $d_1$ ; м), всмоктуючого ( $d_2$ ; м) і вихідного ( $d_3$ ; м) патрубків:

$$d_1 = \sqrt{4Q_1 / \pi V_1} \quad (3.9)$$

$$d_2 = \sqrt{4Q_2 / \pi V_2} \quad (3.10)$$

$$d_3 = \sqrt{4Q_3 / \pi V_3} \quad (3.11)$$

де  $V_1, V_2, V_3$  = швидкості руху у відповідних патрубках:

$$V_1 = V_3 = 1,5 \div 2,0 \text{ м/с}; \quad V_2 = 0,8 \div 1,0 \text{ м/с}.$$

Довжина дифузора

$$L_g = (d_3 - d_2) / 2 \text{tg}(\alpha g / 2), \quad (3.12)$$

де  $\alpha g$  - кут розкриття дифузора,  $\alpha g = 6 \div 10^\circ$ .

Довжина дифузора (входу в насадку)

$$L_k = (d_1 - d_H) / 2 \text{tg}(\alpha k / 2), \quad (3.13)$$

де  $\alpha k$  - кут конусності конфузора,  $\alpha k = 12 \div 14^\circ$ .

Довжина вхідної камери ( $l_k$ ) знаходиться з

конструктивних міркувань з урахуванням розміщення в ній насадки з конфузором та зазору  $L_s$ .

$$l_k = l_s + 3d_H + L_k. \quad (3.14)$$

Кут конусності вхідної камери приймається рівним  $60 \div 90^\circ$ .

Загальна довжина гідроелеватора:

$$L = l_k + L_\Gamma + L_g \quad (3.15)$$

ККД гідроелеватора:

$$\eta = \frac{H_3 Q_2 \rho_2}{H_1 Q_1 \rho_1} = H \cdot Q \frac{\rho_2}{\rho_1} \quad (3.16)$$

Результати розрахунків, отримані за даною методикою дозволяють визначити геометричні розміри елементів гідроелеватора для його виготовлення, а також підібравши обладнання (насос, трубопроводи) для роботи всієї установки.

Таблиця 2.1.

Варіанти вихідних даних для розрахунку гідроелеваторів

№ вар.	$H_1$ ; м	$Q_1$ ; м <sup>3</sup> /год	$H_2$ ; м	$Q_2$ ; м <sup>3</sup> /год	$H_3$ ; м	$Q_3$ ; м <sup>3</sup> /год	$\eta$	Розміри гідроелеватора
1	30	20			15			
2	44	38			20			
3	66	60	+4					
4	88	150	+4					
5	98	180	-4					
6				20	10			
7				30	15			
8				60	20			
9				10	25			
10	80			50				
11	98	100	-2					
12	40	60	+2	30				

**Приклад розрахунку гідроелеватора.**

Потрібно розрахувати основні розміри, ККД та потоки гідроелеваторної установки, використовуваної для відкачування водотоку при проході розвідувального шурфу. Вихідні дані: відкачування водо притоку  $Q_2 = 10\text{м}^3/\text{год}$ , висота підвіски гідроелеватора над забоєм  $H_2 = 2\text{м}$ , напір на виході гідроелеватора  $H_3 = 8\text{м}$ , довжина гідроелеватора  $L = 0,6$ .

### Розв'язання:

Приймаємо відносну витрату (ступінь ежекції) в межах оптимальних значень рівним  $Q = 0,8$ .

Визначаємо необхідний напір робочої рідини на вході в гідроелеватор, тобто перед насадкою:

$$H_1 = \frac{H_3 + H_2(1 + H)}{H} = \frac{8 + 2(1 + 0,38)}{0,38} = 28,32 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Знаходимо необхідну витрату рідини:

$$Q_1 = Q_2/Q = 10/0,38 = 26,32 \text{ м}^3/\text{год}$$

Різниця напорів між вхідним і вихідним перерізами насадки:

$$H_n = H_1 - H_3 = 28,32 - 8 = 20,32 \text{ м}.$$

Швидкість витікання робочої рідини через насадку:

$$V_H = \varphi \sqrt{2gH_n} = 0,96 \sqrt{2 \cdot 9,81 \cdot 20,32} = 19,17 \text{ м/с}$$

Внутрішній діаметр насадки:

$$d_n = \sqrt{4Q_1/(\pi V_H)} = \sqrt{4 \cdot 26,32/(3,14 \cdot 19,17)} = 0,022$$

Довжина насадки:

$$l_n = 3d_n = 3 \cdot 0,022 = 0,066 \text{ м (66мм)}.$$

Діаметр горловини:

$$d_\Gamma = d_n \sqrt{m_c} = 0,022 \sqrt{3,0} = 0,0381$$

Відстань від кінця насадки до горловини

$$l_s = d_n = 0,022 \text{ (22мм)}$$

Довжина горловини

$$L_\Gamma = (3 \dots 6)d_c = 4,5 \cdot 0,0381 = 0,171 \text{ (171мм)}$$

Знаходимо внутрішні діаметри патрубків:

а) вхідного

$$d_1 = \sqrt{4Q_1/(\pi V_1)} = \sqrt{4 \cdot 26,32/(3600 \cdot 3,14 \cdot 1,7)} = 0,074 \text{ м},$$

б) всмоктуючого

$$d_2 = \sqrt{4Q_2/(\pi V_2)} = \sqrt{4 \cdot 10/(3600 \cdot 3,14 \cdot 1,0)} = 0,059 \text{ м},$$

в) вихідного

$$d_3 = \sqrt{4Q_3/(\pi V_3)} = \sqrt{4 \cdot (26,32 + 10)/(3600 \cdot 3,14 \cdot 1,5)}$$

$$= 0,093 \text{ м,}$$

Приймаємо стандартні труби з внутрішнім діаметром:  $d_1$

Довжина дифузора при куті його розкриття  $\alpha g = 8^\circ$ .

$$L_g = (d_3 - d_2)/2tg(\alpha g/2) = (89 - 31,1)/2tg4^\circ = 364 \text{ мм}$$

Довжина конфузора перед насадкою при  $\alpha k = 13^\circ$ .

$$L_k = (d_1 - d_n)/2tg(\alpha k/2) = (81 - 22)/2tg6,5^\circ = 259 \text{ мм.}$$

Довжина вхідної камери:

$$l_k = l_s + 3d_n + L_k = 22 + 3 \cdot 22 + 259 = 347 \text{ мм.}$$

Кут конусності вхідної камери приймається рівним  $\beta =$

$70^\circ$ .

Загальна довжина гідроелеватора:

$$L = l_k + L_g + L_g = 345 + 171 + 364 = 882 \text{ мм}$$

ККД гідроелеватора при  $\rho_1 = \rho_2$  складе:

$$\eta = \frac{H_3 Q_2}{H_1 Q_1} = \frac{H_3 + h + L}{H_1} Q = \frac{8 + 2 + 0,882}{28,32} \cdot 0,8 = 0,307.$$

Отже, для відкачування води з шурфу гідроелеватор повинен бути виконаний відповідно до отриманих геометричних розмірів, а насос робочої рідини мати подачу не менше  $Q_n = Q_1 = 26,32 \text{ м}^3/\text{год}$  та напір  $H_n = H_1 = 28,32 \text{ м.вод.ст.}$

## ПРАКТИЧНА РОБОТА № 4

### РОЗРАХУНОК ЗАТОПЛЕНОГО ГІДРОМОНІТОРНОГО СТРУМЕНЯ

На дослідницько-промисловій дільниці свердловинного гідровидобутку руди глибина залягання пласта рівна  $H=20 \text{ м}$ . Напірна вода за допомогою центробіжних насосів 8МС-7х4 ( $p=2,4 \text{ МПа}$ ,  $Q=290 \text{ м}^3/\text{год.}$ ) подається до гідромонітора з насадкою  $d_n$  та трубопроводу довжиною  $L$  і діаметром  $D$ .

На дільниці рудний пласт складений водонасиченим типом ґрунту з фосфатмісткими ракушками, міцність якого, за вимірами в натурних умовах, характеризується коефіцієнтом зчеплення  $c=0,004 \text{ МПа}$  і кутом внутрішнього тертя  $\varphi=33^\circ$ .

Визначити відстань від насадки до вибою, на якому забезпечується руйнування типу ґрунту струминою води за

вищевказаних умов.

1. За формулою:

$$\tau_s = c + \sigma_e \operatorname{tg} \varphi, \text{ МПа} \quad (4.1)$$

де  $c$  і  $\operatorname{tg} \varphi$  - зчеплення і коефіцієнт внутрішнього тертя породи;  $\sigma_e = \sigma - \rho_{\text{зідр}}$ ,  $\text{н/м}^2$ ;  $\sigma$  – нормальне навантаження на породу,  $\text{н/м}^2$ ;  $\rho_{\text{зідр}}$  - породний тиск,  $\text{н/м}^2$ .

Визначається опір здвигу водонасиченого піску:

$$\tau_s = 0,004 + (0,42 - 0,2)0,7 = 0,158 \text{ МПа}. \quad (4.2)$$

Тут нормальне навантаження на пісок, який руйнують, визначене як дія ваги порід, що лежать вище, з середньою густиною  $\gamma_{\text{мс}} = 2100 \text{ кг/м}^3$ .

$$\sigma = 2100 \cdot 20 = 42000 \frac{\text{кгс}}{\text{м}^2} = 0,42 \text{ МПа}. \quad (4.3)$$

Породний тиск приймається рівним гідростатичному, тобто  $\rho_{\text{зідр}} = 20$  м.вод.ст.

2. Мінімальна питома сила удару струменя, необхідна для руйнування піску, з  $\tau_s = 0,158$  МПа згідно з формулою  $P_y \geq \tau_s$  (де  $P_y$  - питома сила удару, МПа) повинна бути рівною:  $P_{y\text{min}} = 0,158$  МПа.

3. Для визначення відстані від насадки до забою, на якому питома сила струмнини рівна  $P_{y\text{min}}$ , можна скористатись залежностями:

$$\frac{U_m}{U_o} = \frac{0,96}{0,29 + \frac{al}{r_n}} \quad (4.4)$$

де  $U_m$  - швидкість струмнини по її осі, м/с;  $U_o$  - початкова швидкість витікання струменя з насадки (м/с) з радіусом вихідного отвору  $r_n$ , м;  $l$  - відстань від насадки до вибою, м;  $a$  - коефіцієнт структури потоку струменя.

$$V = \frac{\pi \cdot U_m r_{0,5}^2 \cdot U_m}{\ln 2} \left( e^{-\frac{r_{cm}^2}{r_{0,5}^2 U_m - 1}} \right), \text{ м}^3/\text{с}, \quad (4.5)$$

де  $V$  - секунднa витрата води,  $\text{м}^3/\text{с}$ ;

$$s_{cm} = \pi \cdot r_{cm}^2 \cdot \text{м}^2. \quad (4.6)$$

і виразити  $P$  і  $s$  як функцію довжини струменя. Тоді

$$P_y = \frac{1060 \cdot U_o^2}{0,29 + \frac{al}{r_n}}, \text{ МПа} \quad (4.7)$$

4. Початкова швидкість струменя  $U_o$  визначається за

формулою:

$$v = 0.95 \cdot \sqrt{2 \cdot g \cdot H}, \text{ м/с} \quad (4.8)$$

Тут тиск води на вході в насадку визначається за формулою:

$$p_o = p - \Delta p_c + p_z - \Delta p_r, \text{ м. вод. ст.} \quad (4.9)$$

де  $p$  - тиск води, створений насосом;  $\Delta p_c$  - втрати тиску, викликані гідравлічним опором при протіканні води по трубопроводу, МПа.

Втрати напору в сітці будуть розраховуватись за формулою:

$$\Delta p_c = \left[ 0,11 \left( \frac{0,05}{37,7} + \frac{68}{51649} \right)^{0,25} \cdot \frac{L}{D} \cdot \frac{1,37}{2,98} \right] \frac{1}{10}, \text{ МПа.} \quad (4.10)$$

Втрати напору в гідромоніторі складаються в основному, з втрат в гнучкому шланзі і у верхньому та нижньому поворотних колінах:

$$\Delta p_z = (h_{\text{шл}} + h_{\text{в.к}} + h_{\text{н.к}}), \text{ МПа.} \quad (4.11)$$

За дослідними даними  $\Delta p_z = 0,509$  МПа,  $p_z = 0,2$  МПа.

5. Коефіцієнт структури струменя визначається за формулою:

$$a = \frac{1}{m - n \rho_{\text{гідр}}}, \quad (4.12)$$

$$a = \frac{1}{\frac{1}{0,0625} + 0,2 \cdot 2} = 0,0642$$

де  $m = 1/\alpha_o$  (для вільного затопленого струменя при відсутності гідростатичного тиску (до 0,01 МПа)  $\alpha_o = 0,0625$ );  $n$  - дослідна величина, яка визначається залежно від значення  $p_{\text{гідр}}$ :

Таблиця 4.1.

Значення величини  $n$ , яка визначається залежно від значення

	$p_{\text{гідр}}$				
$p_{\text{гідр}}$ , МПа	0,4	0,8	1,2	1,6	2,0
$n$	1,870	1,471	1,002	0,561	0,2

6. Підставивши у формулу (4.7) значення  $P_y = 0,158$  МПа,

шляхом послідовного наближення отримаємо відстань від насадки  $l$ , на якій можливе руйнування типу ґрунту з  $\tau_c$ .

## ПРАКТИЧНА РОБОТА № 5

### МЕТОДИКА ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ПРОЦЕСУ РОЗМИВУ КОРИСНОГО КОМПОНЕНТУ ТА ПІДСТИЛАЮЧИХ ПОРІД

Видобувні гідромонітори і агрегати свердловинного гідровидобутку дозволяють виконувати розмив корисного компонента секторами [3].

Для визначення показників повноти і якості видобутку корисних копалин використовують наступні коефіцієнти.

**Коефіцієнт кількості видобутку** виражає відношення видобутої корисної копалини разом з перемішаною з нею породою  $D$  до кількості погашених при видобутку балансів запасів  $B$

$$K_{kil} = \frac{D}{B}. \quad (5.1)$$

Кількість видобутої корисної копалини разом з примішаними до неї підстилаючими породами можна встановити як суму об'ємів камери, зробленій в корисній копалині потужністю  $m_i$  діаметром  $L_{npi}$ .

$$V_K = \frac{\pi \cdot L_{npi}^2}{4} \cdot m_i, \text{ м}^3. \quad (5.2)$$

Кількість погашених при видобутку балансів запасів визначається як сума об'ємів: камери, зробленій в корисній копалині і цілика, який припадає на вийомочну камеру ( $V_u$ ). Відповідно, у випадку виконання міжкамерних ціликів в корисній копалині, за економічними критеріями які не підлягають обробці,  $K_{kil}$  виразиться залежністю [3]:

$$K_{kil} = \frac{V_k - V_p}{V_k + V_u}, \text{ м.}^3 \quad (5.3)$$

**Коефіцієнт зміни якості** — відношення вмісту корисного компонента у видобутій корисній копалині  $Q$  і в погашених балансових запасах  $Q_1$ .

$$K_k = \frac{Q}{Q_1}. \quad (5.4)$$

**Коефіцієнт видобутку з надр** виражає відношення кількості видобутого корисного компонента  $D$ , до кількості корисного компонента, який був включений в підрахованих балансових запасах  $B$

$$K_n \cdot \frac{D}{B} = K_{kil} \cdot K_k. \quad (5.5)$$

Для інженерних методів розрахунку рекомендується для використання формула визначення примішаного об'єму підстилаючих порід:

$$V_p = \frac{\pi \cdot (L_{npi} - 2 \cdot m \cdot \text{tg} \beta)^2}{2} \cdot Mz. \quad (5.6)$$

**Завдання.** Визначити кількість видобутої корисної копалини разом з примішаними до неї підстилаючими породами та коефіцієнт кількості видобутку, якщо дано: кількість видобутої корисної копалини разом з перемішаною з нею породою становить 918000 м<sup>3</sup>, кількість погашених при видобутку балансових запасів 1450000 м<sup>3</sup>, потужність корисної копалини 2,1 м, діаметр камери виробки становить 3,4 м.

## ПРАКТИЧНА РОБОТА № 6

### МЕТОДИКА РОЗРАХУНКУ САМОТІЧНОГО ГІДРОТРАНСПОРТУ

При самопливному (безнапірному) гідротранспортуванні переміщення потоку гідросуміші відбувається під дією сили

тяжіння за рахунок різниці відміток між початковим і кінцевим пунктом транспортування. При цьому потік завжди має вільну поверхню [4].

Параметри безнапірного гідротранспорту розраховуються в наступному порядку.

**1. Критична швидкість потоку** (з деяким запасом транспортної здатності) визначається за формулою:

$$v_{кр} = B \cdot \sqrt[4]{\frac{1}{F_r}} \cdot \sqrt{\frac{\rho_z - \rho_0}{\rho_0}} \cdot \left(\frac{\rho_T - \rho_{\Gamma}}{\rho_0}\right)^2, \frac{м}{с}, \quad (6.1)$$

де  $F_r = \frac{W^2}{(g \cdot d)}$  - критерій динамічного подоби Фрунда, який визначається для транспортується фракції;  $B$  - коефіцієнт, який залежить від властивостей транспортується гірської маси, і характеризується такими даними (таблиця 6.1).

Таблиця 6.1

Вантаж, що транспортується	Коефіцієнт В
Піщано-гравійна суміш	3,85
Суміш вугілля і породи	3,95
Рядове вугілля	3,45
Крупнокускувате вугілля	2,86

**2. Площа живого перетину потоку** визначається по формулі:

$$\omega = \frac{(Q_T + Q_B)}{v_{кр}}, м^2, \quad (6.2)$$

де  $Q_T$ ,  $Q_B$  - відповідно витрата твердого та води,  $\frac{м^3}{с}$ .

**3. Розміри живого перетину потоку** знаходяться з формулами:

- глибина потоку:

$$h_{\Pi} = \sqrt{\frac{\omega}{3}}, м; \quad (6.3)$$

- ширина лотка:

$$b_{л} = \frac{\omega}{h_{\Pi}}, м. \quad (6.4)$$

4. **Гідравлічний радіус** для прямокутного лотка визначається за формулою:

$$R = \frac{\omega}{b_d + 2 \cdot h_{II}}, \text{ м.} \quad (6.5)$$

5. **Коефіцієнт Шезі для води** розраховують за формулою:

$$C = \frac{R^{\frac{1}{6}}}{0,012}. \quad (6.6)$$

6. **Коефіцієнт Шезі для гідросуміші** визначають за формулою:

$$C_r = 0,4 \cdot C. \quad (6.7)$$

7. **Ухил лотка** розраховують за формулою:

$$i = \frac{v_{кр}^2}{C_r^2 \cdot R}. \quad (6.8)$$

#### **Завдання.**

Визначити ширину дерев'яного лотка, його ухил, глибину потоку для безнапірного гідротранспорту піщано-гравійні суміші (середня крупність фракцій  $d = 0,007$  м, щільність твердого  $\rho_r = 2,7 \frac{\text{т}}{\text{м}^3}$ , гідравлічна крупність  $W = 0,29 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}$ . Продуктивність по гірничій масі  $Q_T = 0,036 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}$  при відношенні  $Q_T: Q_V = 1: 7,5$ .

## **ПРАКТИЧНА РОБОТА № 7**

### **ВИЗНАЧЕННЯ ПОКАЗНИКІВ ПОВНОТИ І ЯКОСТІ ВИЛУЧЕННЯ КОРИСНОГО КОМПОНЕНТУ**

**Вилучення (добування, видобування) запасів корисної копалини** — процес отримання будь-якого компонента з корисної копалини або суміші речовин [4].

Вилучення запасів обчислюється як відношення кількості вилученої речовини або компонента, що перейшов внаслідок того або іншого процесу у відповідний продукт (видобуту руду, вугілля, концентрат, штейн тощо), до її кількості у вихідній сировині (родовищі, руді, вугіллі, шихті

тощо), виражається у %, або частках одиниці.

Вилучення запасів нафти (газу) оцінюється відношенням величини видобутку до балансових запасів і залежить від в'язкості нафти, колекторних властивостей бокових порід, режиму і методів інтенсифікації при експлуатації покладу. Вилучення запасів нафти в сучасних процесах видобутку становить 30—70 % (за кінцевою нафтовіддачею), газу — 70-85 %, попутного нафтового газу — близько 70 % [4].

При видобутку твердих корисних копалин вилучення запасів визначається за формулою:

$$K_B = \frac{\Delta}{B} \cdot \frac{a - b}{c - b}, \quad (7.1)$$

де  $K_B$  — коефіцієнт дійсного вилучення корисного компонента з балансових запасів;  $\Delta$  — об'єм видобутої корисної копалини,  $B$  — балансові погашені запаси;  $a$ ,  $c$ ,  $b$  — середні вмісти корисного компонента при видобутку ( $a$ ), в балансових запасах ( $c$ ), у породах, що добуваються ( $b$ ).

Вилучення запасів зв'язане з втратами ( $B_T$ ) і розубоженням ( $P$ ) такими співвідношеннями:

$$K_B = 1 - B_T + \frac{\Pi}{B}, \quad (7.2)$$

$$K_Q = 1 - P \cdot \left(1 - \frac{b}{c}\right), \quad (7.3)$$

де  $\Pi$  — об'єм видобутих пустих порід,  $K_Q$  — коефіцієнт зміни якості корисної копалини.

Оскільки в технологічних процесах сировина повністю не розділяється на складові елементи або сполуки, а тільки змінюється концентрація речовин до заданої величини, то вилучення залежить від початкової концентрації  $\alpha$ , концентрації в отриманому продукті  $\beta$  і його виходу  $\gamma$ :

$$B = \frac{\gamma \cdot \beta}{\alpha} \cdot 100\%. \quad (7.4)$$

Частіше за все вилучення визначають для збагаченого продукту: концентрату, штейну та ін.

При цьому розрізняють:

- товарне вилучення, що визначається через відношення маси компонента, який вилучається в товарному продукті і сировині;
- технологічне вилучення, що визначається за концентраціями компонента у вихідному і всіх кінцевих продуктах технологічного процесу [4].

Розбіжність між товарним і технологічним вилученням вказує на неточність аналізу концентрацій, опробування, суттєві механічні втрати в технологічному процесі.

Вилучення при **збагаченні** ( $E$ ) визначається за загальними формулами (%):

$$E_{\text{ТОВАР}} = \frac{\beta \cdot Q_{\text{П}}}{\alpha \cdot Q_{\text{В}}}, \%, \quad (7.5)$$

$$E_{\text{ТЕХН}} = \frac{\beta \cdot (\alpha - V)}{\alpha \cdot (\beta - V)} \cdot 100, \%, \quad (7.6)$$

де  $Q_{\text{П}}$ ,  $Q_{\text{В}}$  — продуктивність фабрики по продукту, який розглядається і вихідному,  $\frac{\text{т}}{\text{год}}$ ;  $V$  — вміст компонента у відходах збагачення, %.

Для збагачення вугілля характерним показником розділення є вилучення горючої маси в концентрат:

$$\varepsilon_{\text{К}} = \frac{\gamma_{\text{К}} \cdot (100 - A_{\text{К}}^{\text{д}})}{100 \cdot (100 - A_{\text{О}}^{\text{д}})}, \%, \quad (7.7)$$

де  $A_{\text{О}}^{\text{д}}$  — зольність вихідного продукту, %;  $\gamma_{\text{К}}$ ,  $A_{\text{К}}^{\text{д}}$  — вихід та зольність концентрату, %.

**Завдання.** Визначити товарне та технологічне вилучення корисного компонента з породи, якщо дано: кількість корисного компонента в початковій концентрації становить 1,5 %, кількість корисного компонента в концентрації в отриманому продукту 60%, продуктивність фабрики по продукту, який розглядається і вихідному відповідно становлять  $20 \frac{\text{м}}{\text{год}}$  і  $12 \frac{\text{т}}{\text{год}}$ , вміст компонента у відходах збагачення становить 1 %.

## ПРАКТИЧНА РОБОТА № 8

### ПРОЕКТУВАННЯ ПІДЗЕМНОЇ ГАЗИФІКАЦІЇ

Одним з перспективних нетрадиційних геотехнологічних способів видобування корисних копалин, які пройшли практичну перевірку і мають значний доробок, є технологія підземної газифікації вугілля (ПГВ) [1].

При відсутності даних про елементарний склад газифікованого вугілля теоретичний питомий обсяг сухого повітря, тобто без парів води, що подається в блок спалювання для повного згоряння вугілля визначається за формулою [2]:

$$V_{\text{св}}^0 = \frac{a^1 \cdot 0,001 \cdot Q_i^r + 25,1 \cdot W_t^r}{4186}, \frac{\text{нм}}{\text{кг}}, \quad (8.1)$$

де  $Q_i^r$  - нижча теплота згоряння робочої маси вугілля,  $\frac{\text{Дж}}{\text{кг}}$ ;

$W_t^r$  - вологість робочої маси вугілля, %;  $a^1$  – коефіцієнт, що залежить від марки вугілля, приймається в діапазоні 1,08...1,11.

Коефіцієнт надлишку повітря визначається наступним чином

$$a = \left( 1 - \frac{(21 - X^1) \cdot O_2^1}{2100} \right) \cdot \left( \frac{21}{21 - O_2^1 + 0,5CO^1 + 0,5H_2^1 + 1,5H_2S^1 + 2CH_4^1 + 3C_2H_4^1} \right), \quad (8.2)$$

де  $X^1$  – коефіцієнт, що визначається залежно від типу вугілля в діапазоні 18,2...19,9;  $CO^1$  - вміст у сухому газі ПГВ за обсягом оксиду карбону  $CO$ , %;  $H_2^1$  – вміст у сухому газі ПГВ за обсягом водню  $H_2$ , %;  $H_2S^1$  – вміст у сухому газі ПГВ за обсягом сірководню  $H_2S$ , %;  $CH_4$  – вміст у сухому газі ПГВ за обсягом метану  $CH_4$ , %;  $C_2H_4$  вміст у сухому газі ПГВ за обсягом етилену  $C_2H_4$ , %.

Коефіцієнт, що враховує витік газу в підземному газогенераторі:

$$K_y = 1 - \frac{U_y}{100}, \quad (8.3)$$

де  $U_y$  – витік газу з підземного газогенератора, %.

Дійсний вихід сухого газу з газифікованого вугілля:

$$V_{\text{сг}}^1 = V_{\text{сг}}^0 \cdot (a + 0,01 \cdot X^{-1} - 0,21) \cdot K_y, \frac{\text{нм}^3}{\text{кг}}. \quad (8.4)$$

Хімічний ККД процесу підземної газифікації вугілля:

$$\eta = \frac{Q_{\text{НГ}} \cdot V_{\text{СТ}}^1}{Q_i^r}, \quad (8.5)$$

де  $Q_{\text{НГ}}$  – теплота згоряння газу, при газифікації, кДж/кг.

Швидкість вигазовування вугільного пласта:

$$I = \frac{v}{0,506 \cdot \eta^{-1,9} \cdot m \cdot (0,702 - 0,659 \cdot \eta)}, \frac{\text{Т}}{\text{год}}. \quad (8.6)$$

**Завдання.** Розрахувати основні параметри підземної газифікації вугілля, якщо нижча теплота згоряння бурого вугілля становить  $10\,500\,000 \frac{\text{Дж}}{\text{кг}}$ , вологість робочої маси вугілля 8 %, витік газу з підземного газогенератора 5%,  $v=5 \frac{\text{м}^3}{\text{год}}$ ,  $m=3,6 \text{ м}$ .

## ПРАКТИЧНА РОБОТА № 9

### РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ ПІДЗЕМНОГО ВИЛУГОВУВАННЯ

Концентрація металу в продуктивних розчинах [2]:

$$P_{\text{ср}} = \frac{E \cdot P \cdot d}{f \cdot M \cdot \gamma \cdot F}, \frac{\text{м}^3}{\text{м}^3}, \quad (10.1)$$

де  $E$  – коефіцієнт вилучення металу;  $P$  – запаси металу на площі, які розробляються, т;  $d$  - густина продуктивного розчину,  $\frac{\text{т}}{\text{м}^3}$ ;  $f$  – відношення масу розчину вилуговування до маси руди;  $M$  – середня потужність порід, що обробляється розчином, м;  $\gamma$  – об'ємна маса руди,  $\frac{\text{т}}{\text{м}^3}$ ;  $F$  – площа,  $\text{м}^2$ .

Сумарний дебіт видобувних свердловин при експлуатації

$$Q_e = \frac{M_c}{C_{\phi} \cdot T}, \frac{\text{м}^3}{\text{добу}}, \quad (10.2)$$

де  $M_c$  – проектна річна продуктивність підприємства по металу,  $\frac{\text{т}}{\text{рік}}$ ;  $C_{\phi}$  – концентрація металу в вилуговуючому розчині,  $\frac{\text{т}}{\text{м}^3}$ ;

$T$ – число робочих днів у році, днів.

Дебіт видобувної свердловини

$$q = b \cdot V \cdot h_p, \frac{\text{м}^3}{\text{добу}}, \quad (10.3)$$

де  $b$  – середня ширина потоків розчинів, що рухаються до видобувної свердловини, м;  $V$  – оптимальна швидкість фільтрації розчинів,  $\frac{\text{м}}{\text{добу}}$ ;  $h_p$  – потужність пласта корисних копалин, м.

Число одночасно працюючих видобувних свердловин

$$N = \frac{Q_e}{q}, \text{ шт.} \quad (10.4)$$

Тривалість відпрацювання площі, що припадає на одну видобувну свердловину

$$t_0 = \frac{f \cdot \gamma \cdot M \cdot F_0}{d \cdot q}, \text{ доби}, \quad (10.5)$$

де  $F_0$  – площа відпрацювання, що припадає на одну видобувну свердловину,  $\text{м}^2$ .

Тривалість появи продуктивних розчинів у видобувних свердловинах

$$t_n = \frac{M \cdot n \cdot l \cdot b}{q}, \text{ доби}, \quad (10.6)$$

де  $n$  – ефективна пористість;  $l$  – середня відстань між видобувною і нагнітальною свердловинами, м.

Сумарний дебіт непродуктивних розчинів

$$Q_n = \frac{Q_e \cdot t_n}{t_0}, \frac{\text{м}^3}{\text{добу}}. \quad (10.7)$$

Уточнене значення середньої концентрації металу в розчині при відведенні непродуктивних розчинів окремим трубопроводом

$$C = \frac{Q_e \cdot C_{cp}}{Q_y - Q_n}, \frac{\text{м}^3}{\text{м}^3}. \quad (10.8)$$

Витрати розчинника на хімічні реакції з гірничорудною масою і на заповнення продуктивного горизонту

$$P_p = \frac{E \cdot P}{M_c} \cdot (Q_e - Q_n) \cdot (C_p - C_K) \cdot T, \text{ м}^3, \quad (10.9)$$

де  $C_p$  – задана концентрація розчинника в вилуговуючому

розчині;  $C_k$  – концентрація розчинника в розчині, що подається на денну поверхню.

**Завдання.** Розрахувати основні параметри підземного вилуговування, якщо запаси металу на площі, які розробляються становлять 1400 т, площа дорівнює  $182000 \text{ м}^2$ , проектна річна продуктивність підприємства по металу  $122 \frac{\text{т}}{\text{рік}}$ , оптимальна швидкість фільтрації розчинів становить  $5 \frac{\text{м}}{\text{добу}}$ , площа відпрацювання, що припадає на одну видобувну свердловину  $185 \text{ м}^2$ , задана концентрація розчинника в вилуговуючому розчині становить 0,01.

## ПРАКТИЧНА РОБОТА № 10

### РОЗРАХУНОК ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНИХ ПОКАЗНИКІВ ГЕОТЕХНОЛОГІЇ

Істотні відмінності геотехнології від відкритої і підземної розробки обумовлюють певну специфіку способів порівняльної оцінки методів. Основна відмінність в тому, що при геотехнології отримують готовий продукт, а при відкритій і підземній розробці - гірничу масу – вихідну сировину [2].

Аналіз економічної ефективності видобування здійснюється за рядом економічних показників.

Коефіцієнт фондovіддачі визначається наступним чином

$$E_0 = \frac{M \cdot C_0}{K}, \quad (10.1)$$

де  $M$  – річний обсяг кінцевої продукції, т;  $C_0$  – оптова ціна готової продукції, грн/т;  $K$  – капітальні витрати, грн.

Показник рентабельності визначається за формулою

$$E_p = \frac{M \cdot (C_0 - C)}{\Phi_0 - \Phi_{об}}, \frac{\text{грн}}{\text{грн}}, \quad (10.2)$$

де  $C$  – собівартість готової продукції,  $\frac{\text{грн}}{\text{т}}$ ;  $\Phi_0$  – середньорічна вартість основних виробничих фондів, грн;  $\Phi_{об}$  – середньорічна

вартість нормованих оборотних коштів, грн.

Термін окупності капіталовкладень є величиною, зворотною показнику рентабельності

$$T = \frac{1}{E_p}, \text{ років.} \quad (10.3)$$

Собівартість готової продукції

$$C_p = C + \frac{e_n \cdot K}{M}, \frac{\text{грн}}{\text{т}}, \quad (10.4)$$

де  $e_n$  – нормативний галузевий коефіцієнт економічної ефективності.

Цінність родовища визначається наступним чином

$$Ц = (C_0 - C_n) \cdot Z, \text{ грн}, \quad (10.5)$$

де  $Z$  – промислові запаси корисної копалини, т.

Допустима собівартість корисної копалини

$$C_D = C_0 - \frac{K \cdot e_n}{M \cdot \left(1 - \frac{1}{(1 + e_n)^T}\right)}, \frac{\text{грн}}{\text{т}}. \quad (10.6)$$

Економічна ефективність геотехнологічного методу розраховується за формулою

$$E_T = \left(C_1 + \frac{e_n \cdot K_1}{M_1}\right) - \left(C + \frac{e_n \cdot K}{M}\right), \frac{\text{грн}}{\text{т}}, \quad (10.7)$$

де  $C_1$  – собівартість готової продукції при традиційних методах,  $\frac{\text{грн}}{\text{т}}$ ;  $K_1$  – капітальні витрати при традиційних методах,  $\frac{\text{грн}}{\text{т}}$ ;  $M_1$  – річний обсяг кінцевої продукції на підприємстві за традиційною технологією, т.

**Завдання.** Розрахувати основні техніко-економічні показники геотехнології згідно варіанту (табл. 10.1).

Таблиця 10.1

Вихідні дані розрахунку техніко-економічних показників геотехнології

Варіант	$M$ , тис.т	$C_0$ , грн/т	$K$ , млн. грн	$C$ , грн/т	$\Phi_0$ , млн.грн	$Z$ , млн.т	$C_i$ , грн.	$K_i$ , млн. грн
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	400	280	4,7	220	3,8	150	290	150

Продовження таблиці 10.1

2	425	282	4,75	230	3,82	152	290	146
3	435	284	4,8	240	3,84	154	292	148
4	445	286	4,85	245	3,86	156	252	152
5	455	288	4,9	250	3,88	158	246	154
6	460	290	4,95	252	3,9	160	240	140
7	462	292	5,0	253	3,92	162	296	141
8	470	294	5,15	254	3,92	164	300	142
9	475	320	5,2	255	3,94	166	310	143
10	480	300	5,25	260	3,96	168	315	130
11	485	302	5,3	270	4,0	170	320	120
12	490	304	5,35	280	4,1	172	285	110
13	495	306	5,4	290	4,2	174	285	115
14	500	308	4,7	256	3,8	176	286	110
15	505	310	4,75	258	3,83	178	290	120

## ПРАКТИЧНА РОБОТА № 11

### РОЗРАХУНОК УКЛАДКИ ГІДРОСУМІШІ НА КАРТІ

Основні параметри укладки гідросуміші на карті наміву розраховуються в наступному порядку [4].

**1. Швидкість руху частинок** по осі потоку при вході у ставок-відстійник розраховується за формулою:

$$V_{\text{пот}} = \frac{Q_3}{b \cdot h_{nz} \cdot 3600}, \frac{\text{м}}{\text{с}}, \quad (11.1)$$

де  $Q_3$  – продуктивність земснаряда по гідросуміші,  $\frac{\text{м}^3}{\text{год}}$ ;

$b$  – ширина потоку гідросуміші (при торцевому випуску приймається 50 м);  $h_{nz}$  – глибина потоку гідросуміші на відкосі наміву (із практики 0,1-0,2 м).

**2. Добова продуктивність земснаряда по ґрунті**

дорівнює:

$$Q_{zp}^{доб} = \frac{Q_3 \cdot t \cdot n_{зм}}{1 - m + q}, \frac{м^3}{доб}, \quad (11.2)$$

Де  $t$  – тривалість зміни, год;  $n_{зм}$  – кількість змін;  $m$  – середня пористість породи;  $q$  – питома витрата води,  $\frac{м^3}{м^3}$ .

**3. Довжина відкосу намиву** розраховується за формулою:

$$L_{відк.} = \frac{Q_{zp}^{доб}}{b \cdot h_k}, м, \quad (11.3)$$

де  $h_k$  – інтенсивність намиву (для піску  $0,1-0,2 \frac{м}{добу}$ ).

**4. Мінімальний шлях осадження частинок  $d=1$  мм на карті намиву** дорівнює:

$$L_{min} = 0,82 \cdot \frac{V_{nom}}{W_{max}} \cdot H_{cm}, м, \quad (11.4)$$

де  $H_{cm}$  – глибина води в ставку-відстійнику (1-5 м);

$W_{max}$  – максимальна гідравлічна крупність частинок, м.

**Завдання.** Розрахувати основні параметри укладки гідросуміші на карті намиву, якщо дано: продуктивність земснаряда по гідросуміші  $950 \frac{м^3}{год}$ , ширина потоку гідросуміші 50 м, тривалість зміни 8 годин, кількість змін на добу - 2, середня пористість породи 0,1, питома витрата води  $4 \frac{м^3}{м^3}$ , максимальна гідравлічна крупність частинок становить 0,01 м.

## ПРАКТИЧНА РОБОТА № 12

### МЕТОДИ ВИБОРУ І РОЗРАХУНКУ ГІДРОЕЛЕВАТОРНОГО ПІДЙОМУ ПУЛЬПИ З КОРИСНИМ КОМПОНЕНТОМ ВЕЛИКОЇ ГІДРАВЛІЧНОЇ КРУПНОСТІ

Всмоктування породи, переміщення гідросуміші по всмоктуючому трубопроводу забезпечується вакуумометричною висотою всмоктування [1]:

$$H_{e.a} = \frac{P_a - P}{\gamma_e}, \text{ м}, \quad (12.1)$$

де  $p_a$  – атмосферний тиск, МПа;  $p$  – абсолютний тиск по осі всмоктування, МПа;  $\gamma_e (\gamma_e)$  – густина гідросуміші (води), кг/м<sup>3</sup>.

Для забезпечення неперервності процесу всмоктування необхідно підтримувати деяку граничну відстань між вхідною площиною всмоктуючого наконечника та породою  $h_n$ . Ця відстань залежить від питомої ваги породи, гранулометричного складу, швидкості всмоктування  $u_{вс}$  і геометричних форм наконечника [1,5].

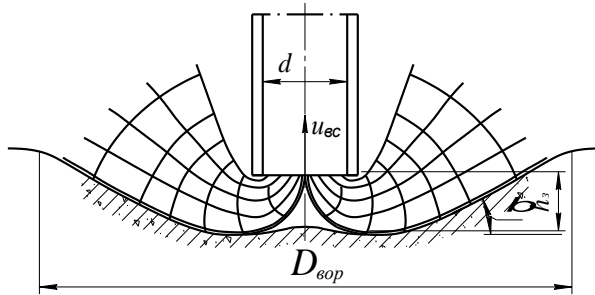


Рис.12.1. Конфігурація зони всмоктування та лінії ізотак

При СГВ важливе значення мають розміри воронки всмоктування. Діаметр воронки Б. У. Фрідман рекомендує визначати на основі експериментальних даних:

$$D_{вор} = \sqrt[3]{Re} \cdot \frac{d_{вс}}{\sqrt{\alpha \cdot \sqrt[3]{\frac{d_{сп}}{d_e}}}}, \text{ мм}, \quad (12.2)$$

де  $Re$  – число Рейнольда,  $\nu$  – кінематична в'язкість води

( $v_e = 0,0101 \frac{\text{см}^2}{\text{с}}$ );  $d_{вс}$  – діаметр всмоктуючої труби ( $d_{вс} = 200$  мм),  $d_{ср}$  – середній розмір всмоктуючих частинок ( $d_{ср} = 1,35 \dots 1,7$  мм)  $d_e = 1,25 \dots 1,5$  мм,  $\alpha$  – кут природного відкосу породи в зоні всмоктування,  $\alpha = 4,59$  рад, якщо  $d_{вс}$  виражається в мм.

У випадку заглиблення всмоктувального наконечника на глибину  $h_{3z}$  діаметр зони всмоктування збільшується:

$$D'_{вop} = D_{вop} \sqrt[3]{h_{3z}}, \text{ мм}, \quad (12.3)$$

де  $h_{3z}$  – глибина занурення всмоктуючої труби у масив ( $h_{3z} = 10 \dots 30$  см).

Висота наконечника від шару всмоктувальної породи (висота кільцевого зазору) визначається за формулою:

$$h_3 = \frac{D_{вop}}{2} \text{tg} \alpha * \sqrt[6]{\frac{d_e}{d_{ср}}}, \text{ мм}. \quad (12.4)$$

Мінімальний діаметр всмоктувального пристрою залежить від максимальних розмірів куска породи. Для запобігання утворенню затору біля всмоктувача висота кільцевого зазору повинна бути у 2...3 рази більшою за розмір максимального куска породи  $d_{max}$  [1].

Швидкість потоку у всмоктуючій трубі повинна бути в 2...3 рази вищою за гідравлічну крупність найбільшого куска руди, що надходить до всмоктуючого пристрою.

Необхідна витрата води, в залежності від розмірів куска породи і зони захвату, визначається за формулою І.В. Груби :

$$Q = 16.6 D_{вop} h_3 \sqrt{d_{екв} \frac{\rho_z - \rho_e}{\rho_e}}, \text{ м}^3, \quad (12.5)$$

де  $d_{екв}$  – еквівалентний діаметр зерен гідросуміші;  $D_{вop}$  – діаметр зони захвату;  $\rho_e, \rho_z$  – відповідно густина води і гідросуміші.

Руду можна піднімати по свердловині за допомогою гідроелеватора, ерліфта чи їх комбінації. Транспортування руди від видобувної свердловини по трубах здійснюється землесосом чи завантажувальним апаратом [5].

Схема гідроелеваторного підйому показана на рис.12.2.

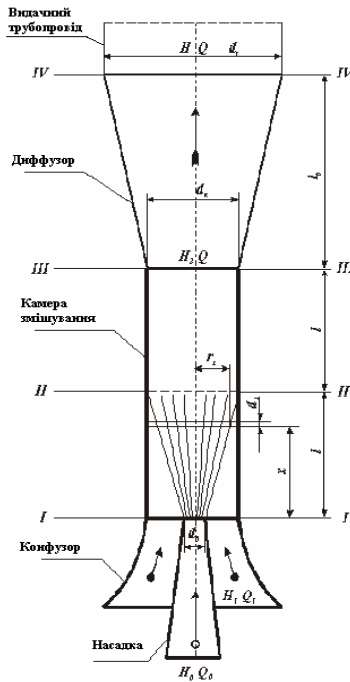


Рис.12.2. Схема гідроелеваторного підйому

При проектуванні конструкції гідроелеватора і розрахунку його параметрів необхідно досягти оптимізації відношення витрат рідини, яку перекачують, робочої рідини  $\alpha$ , а також площ поперечного перерізу камери і всмоктуючої труби  $m$ , що визначається коефіцієнтом корисної дії гідроелеватора, який можна подати у наступному вигляді:

$$\eta = \delta \cdot \alpha \cdot \beta, \quad (12.6)$$

де  $\beta$  - відношення напору гідроелеватора до напору води на насадці;  $\delta$  - відношення густин перекачуваних і робочих флюїдів.

**Завдання.** Розрахувати основні параметри гідроелеваторного підйому пульпи, якщо абсолютний тиск по осі всмоктування становить 0,07МПа, еквівалентний діаметр зерен гідросуміші 1,5 мм, густина гідросуміші 1290 кг/м<sup>3</sup>.

## ПРАКТИЧНА РОБОТА № 13

### МЕТОДИКА РОЗРАХУНКУ ВІЛЬНОГО НЕЗАТОПЛЕНОГО СТРУМЕНЯ

Для незатопленого струменя розрізняють три структурні частини: компакту, роздроблену і розпорошену (рис. 13.1).

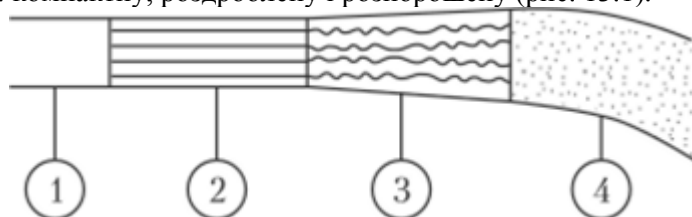


Рис. 13.1. Структура вільного незатопленого струменя:

- 1 - насадка; 2 - компактна частина; 3 - роздроблена частина;
- 4 - розпорошена частина

Компактна частина струменя - суцільний потік струменя, що має форму насадки.

У роздробленій частині відбувається руйнування суцільності потоку, його розширення.

Розпорошена частина струменя складається з окремих великих і дрібних крапель.

**Завдання.** Визначити витрату, максимальну і середню швидкості в струмені повітря, яка витікає з труби круглої

форми, діаметром  $d=200$  мм з витратою  $Q_0 = 0,377$  м<sup>3</sup>/с на відстані  $l = 6,84$  м, якщо струмінь витікає в атмосферу.

### Порядок розрахунку.

Для визначення шуканих величин виконаємо наступні розрахунки ( $a = 0,08$ ).

Довжина початкової ділянки дорівнює:

$$L = 0.67 \cdot \frac{r_0}{a}, \text{ м.} \quad (13.1)$$

Витрата на основній ділянці струменя ( $x = l-L$ , м).

$$Q = 2.2 \cdot Q_0 \cdot \left( \frac{a \cdot x}{r_0} + 0.29 \right), \frac{\text{м}^3}{\text{с}}, \quad (13.2)$$

де  $r_0 = d/2 = 0,1$  м.

Максимальна швидкість на осі основної ділянки розраховується за формулою

$$u_{max} = \frac{0.96 \cdot u_0}{\frac{a \cdot x}{r_0} + 0.29}, \frac{\text{м}}{\text{с}}. \quad (13.3)$$

Швидкість течії повітря на виході з труби

$$u_0 = \frac{4 \cdot Q_0}{\pi d^2}, \frac{\text{м}}{\text{с}}. \quad (13.4)$$

Радіус основної ділянки струменя на відстані  $x = 6$  м дорівнює

$$R = \left( \frac{3.4 \cdot a \cdot x}{r_0} + 1 \right) \cdot r_0, \text{ м.} \quad (13.5)$$

Площа перетину струменя

$$\omega = \pi \cdot R^2, \text{ м}^2. \quad (13.6)$$

Тоді середня швидкість в струмені на відстані  $L = 6$  м

$$v = \frac{Q}{\omega}, \frac{\text{м}}{\text{с}}. \quad (13.7)$$

## ПРАКТИЧНА РОБОТА № 14

### МЕТОДИКА РОЗРАХУНКУ ЕРЛІФТА

Дія ерліфта (повітряного підйомника) засновано на тому, що в двох сполучених ємностях положення рівнів рідини при

різній щільності неоднакове, причому рідина з меншою щільністю має більш високий рівень, ніж рідина з більшою щільністю [5].

Ерліфт (рис. 14.1) складається з водопідйомних і повітропровідних труб, змішувача і компресора. Компресор призначений для подачі стисненого повітря в свердловину до змішувача, що знаходиться в нижній частині колони повітропровідних труб. Повітря, вступаючи з повітро-провідної труби в змішувач, утворює повітряно-водяну суміш, щільність якої залежить від кількості повітря, що поступає. Чим більше висота підйому, тим менше повинна бути щільність суміші, тобто зі збільшенням висоти підйому води збільшується витрата повітря [5].

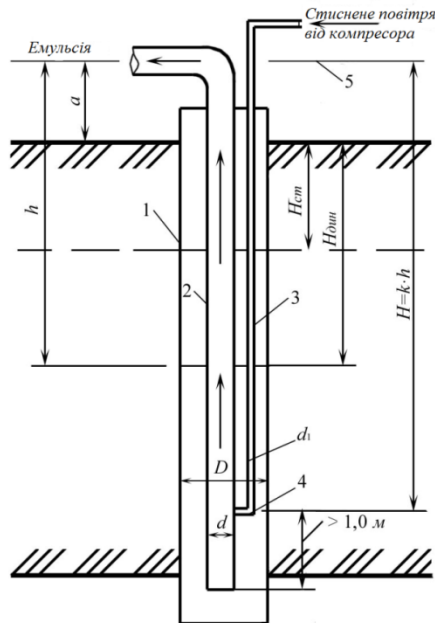


Рис.14.1. Розрахункова схема ерліфта:

- 1 - обсадна труба; 2 - водопідйомна труба; 3 - повітропровідна труба; 4 - змішувач; 5 - рівень виливу.

Для роботи ерліфта колона повітропровідних труб повинна бути опущена в свердловину нижче рівня води на таку глибину, щоб стовп повітряно-водяної суміші був не тільки урівноважений, але щоб йому було ще здійснено рух вгору. При низькому положенні статичного рівня в свердловині і недостатньою глибині занурення повітряно-водяна суміш не може подолати шлях від змішувача до рівня виливу [5].

За допомогою ерліфта піднімають воду тільки до поверхні землі - збірного резервуара.

Перевага ерліфта перед іншими глибинними насосами полягає в тому, що він не має робочих частин в свердловині, а тому надійний в дії. Ерліфт незамінний в тих випадках, коли при порівняно невеликому діаметрі свердловини потрібно отримати значну кількість води. В цьому відношенні ерліфт стоїть на першому місці серед всіх глибинних насосів. Він придатний для відкачування води з піском. Недоліком ерліфта є низький коефіцієнт корисної дії і необхідність високого стовпа води в свердловині. Шляхом ретельного підбору діаметра труб і глибин їх занурення вдається підвищити коефіцієнт корисної дії ерліфта до 0,3 [5].

1. Визначають **глибину занурення  $H$  змішувача** по залежності:

$$H = K \cdot h, \text{ м}, \quad (14.1)$$

де  $h$  - відстань від динамічного рівня до рівня виливу, м;

$K$  - коефіцієнт занурення.

Найменший коефіцієнт занурення 1,4 і найбільший 3,0 при-змінюються тільки для короткочасної роботи ерліфта. Оптимальним коефіцієнтом занурення  $K$  для експлуатаційних установок приймається 2,0 - 2,5; більш точно він визначається дослідним шляхом. Глибина занурення форсунки під динамічний рівень від рівня виливу підбирається таким чином, щоб вона була в 2,0 - 2,5 рази більше глибини динамічного рівня від рівня виливу. Це відношення визначає коефіцієнт занурення  $K$ .

2. **Питома витрата повітря** (на  $1 \text{ м}^3$  піднятої води) визначають за формулою:

$$v_0 = \frac{h}{c \cdot \lg \frac{h \cdot (K-1) + 10}{10}}, \text{ м}^3, \quad (14.2)$$

де  $c$  - досвідчений коефіцієнт, що залежить від коефіцієнта занурення і приймається за табл. 1 додатка А.

**3. Повну витрату повітря** знаходять за формулою:

$$W = \frac{Q \cdot v_0}{3600}, \frac{\text{м}^3}{\text{год}}, \quad (14.3)$$

де  $Q$  - розрахункова витрата води,  $\frac{\text{м}^3}{\text{год}}$ .

**4. Пусковий тиск повітря** визначають за формулою:

$$p_0 = 0,1 \cdot (K \cdot h - H_{\text{н0}} + 2), \frac{\text{кг}}{\text{см}^2}, \quad (14.4)$$

де  $H_{\text{ст}}$  - глибина статичного рівня води, м.

**5. Робочий тиск повітря** визначають за формулою:

$$p = 0,1 \cdot [h \cdot (K-1) + 5], \frac{\text{кг}}{\text{см}^2}. \quad (14.5)$$

**6. Витрата емульсії** (вода + повітря) безпосередньо вище змішувача знаходять з формули:

$$q_1 = \frac{Q}{3600} + \frac{W}{p-1}, \frac{\text{м}^3}{\text{с}}. \quad (14.6)$$

**7. Витрата емульсії при зливі** підраховують за формулою:

$$q_2 = \frac{Q}{3600} + W, \frac{\text{м}^3}{\text{с}}. \quad (14.7)$$

**8. Необхідний перетин водопідіймної труби у форсунки** визначають за формулою:

$$\omega_1 = \frac{q_1}{v_1}, \text{ м}^2, \quad (14.8)$$

де  $v_1$  - швидкість руху емульсії у форсунки,  $\frac{\text{м}}{\text{с}}$ , визначають за табл. 2 додатка А.

**9. Площа перерізу водопідіймною труби у зливі** обчислюють за формулою:

$$\omega_2 = \frac{q_2}{v_2}, \text{ м}^2, \quad (14.9)$$

де  $v_2$  - швидкість руху емульсії на виливу,  $\frac{м}{с}$ , визначають за табл. 2 додатка А.

10. **Продуктивність компресора** приймають за формулою:

$$W_{\hat{e}} = 1,2 \cdot W \cdot 3600, \frac{м^3}{год}. \quad (14.10)$$

11. **Діаметр водопідіймною труби** визначають:

- при паралельному розташуванні труб

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot \omega_2}{\pi}}, \text{ м}, \quad (14.11)$$

- при центральному розташуванні труб

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot \omega_2 + \pi \cdot d_1^2}{\pi}}, \text{ м}, \quad (14.12)$$

де  $d_1$  - діаметр повітропровідних труб, приймають по табл. 3 додатку А.

У разі центрального розташування повітропровідної труби при визначенні питомої витрати повітря вводиться поправочний коефіцієнт (додаток А, табл. 5) і проводиться уточнення величин  $v_0$ ,  $W$ ,  $q_1$ ,  $q_2$ ,  $\omega_1$ ,  $\omega_2$ ,  $W_k$ ,  $d$ .

12. **Робочий тиск компресора** знаходять за формулою:

$$p_{\hat{e}} = p + \Sigma p, \frac{кг}{см^2}, \quad (14.12)$$

де  $\Sigma p$  - сума втрат тиску в повітряній лінії від компресора до свердловини в залежності від протяжності лінії (приймають у середньому  $0,5 \frac{кг}{см^2}$ ).

13. **Потужність на валу компресора:**

$$N = \frac{1,1 \cdot N_0 \cdot p_{\hat{e}} \cdot W_{\hat{e}}}{60}, \text{ кВт}, \quad (14.13)$$

де  $N_0$  - питома потужність, визначають по табл. 4 додатка А.

14. **Коефіцієнт корисної дії установки** підраховують за формулою:

$$\eta = 0,003 \cdot \frac{Q \cdot h}{N}. \quad (14.14)$$

**Завдання.** Розрахувати ерліфт для наступних вихідних даних: глибина статичного рівня  $H_{ст} = 3$  м; глибина динамічного рівня  $H_{дин} = 8$  м; відстань від динамічного рівня до рівня виливу  $h = 9,5$  м; розрахункова витрата води  $Q = 100 \frac{м^3}{год}$ , схема розташування труб ерліфта – паралельна.

## ДОДАТКИ

### Додаток А

Таблиця 1

Залежність досвідченого коефіцієнта з від коефіцієнта занурення

Коефіцієнт занурення К	4	3,3 5	2,8 5	2,5	2,2	2	1,8	1,7	1,5 5
Дослідний коефіцієнт с	14, 3	13, 9	13, 6	13, 1	12, 4	11, 5	10	9	8

Таблиця 2

Швидкість руху емульсії в залежності від динамічного рівня води

Глибина динамічного рівня води від рівня зливу, м	20	40	60
Швидкість руху емульсії у форсунки, $v_1$ , м/с	1,8	2,7	3,6
Швидкість руху емульсії на зливі, $v_2$ , м/с	6	7...8	9...10

Таблиця 3

Залежність діаметра повітропроводу від продуктивності компресора

Кількість повітря, яке засмоктує 43омпресо р, м <sup>3</sup> /год	Діаметр повітропроводу, мм	Кількість повітря, яке засмоктує 43омпресо р, м <sup>3</sup> /год	Діаметр повітропроводу, мм
10...33	15...20	201...400	40...50
34...59	20...25	401...700	50...70
60...100	25...32	701...1000	70...80
101...200	32...40	1001...1600	80...100

Таблиця 4

Залежність питомої потужності від величини робочого тиску

Робочий тиск, кг/см <sup>2</sup>	1	2	3	4	5	6	7
Питома потужність, кВт	1,47	1,4	1,25	1,18	1,1	1,03	0,93

Таблиця 5

Поправочний коефіцієнт до питомої витрати повітря  
для ерліфта при центральному розташуванні труб

Діаметр водопідіймної труби, мм	Діаметр повітропровідної труби, мм	Поправочний коефіцієнт
400	100	1,08
	76	1,06
350	76	1,06
	65	1,05
300	76	1,08
	65	1,06
250	65	1,09
	50	1,06
150	50	1,16
	38	1,10
125	38	1,15
	32	1,11
100	32	1,18
	25	1,11
80	25	1,20
	19	1,13

## Список використаних літературних джерел

1. Маланчук, З. Р., Маланчук, Є. З., Корнієнко, В. Я. Спеціальні технології видобутку корисних копалин : навч. посіб. Рівне : НУВГП, 2017. 266 с. ISBN 978-966-327-352-5.

2. Боблях С. Р., Рибак І. І. Методичні вказівки до виконання курсового проекту з дисципліни «Гідровидобування корисних копалин» студентами спеціальностей 7.05030101, 8.05030101 «Розробка родовищ та видобування корисних копалин» денної та заочної форм навчання. Рівне : НУВГП, 2013. 22 с.

3. Маланчук З. Р. Конспект лекцій з дисципліни «Механіка гірських порід» для студентів спеціальності 6.090300 «Розробка родовищ корисних копалин». Рівне : НУВГП, 2005. 202 с.

4. Мала гірнича енциклопедія : у 3 т. / за ред. В. С. Білецького. Д.: Східний видавничий дім, 2004-2013.

5. Маланчук З. Р., Боблях С. Р., Маланчук Є. З. Гідровидобуток корисних копалин : навч. посіб. Рівне : НУВГП, 2009. 280 с.