

Лекція 4 Обґрунтування виробничої потужності кар'єру і календарного плану

1. Фактори, що визначають виробничу потужність кар'єру

Виробнича потужність кар'єру, можлива, встановлена проектом або планом, – це кількість гірничої маси, що видобувається в кар'єрі за одиницю часу. Вимірюється в тоннах або кубометрах і звичайно обчислюють за зміну, добу, місяць і рік.

Розрізняють потужність кар'єру по корисним копалинам, по розкривним породам і гірничій масі

$$P_P = P_{KK} K_T, \text{ м}^3;$$

$$P_{GM} = P_{KK} + P_P = P_{KK} (1 + K_P), \text{ м}^3.$$

Проектна потужність (продуктивність) кар'єра – можливий річний обсяг видобутку корисних копалин за розрахунковий період при повному використанні обладнання та здійсненні проектної технології виробництва.

Продуктивність кар'єру може бути задана директивно або відповідно до попиту.

Планова річна потужність кар'єра по руді задається для забезпечення заданої продуктивності збагачувальної фабрики чи металургійного заводу.

Планова річна потужність вугільних і сланцевих розрізів визначається за потребою у паливі.

При проектуванні та обґрунтуванні виробничої потужності можуть розв'язуватись наступні задачі:

1. Визначення максимально можливої за гірничо-технічними умовами потужності кар'єру.

2. Визначення потужності кар'єру, яка відповідає заданому терміну розробки родовища чи експлуатації кар'єра.

3. Визначення оптимальної потужності кар'єру, що забезпечує досягнення максимального прибутку від розробки родовища в певний або весь період експлуатації.

4. Визначення оптимальної потужності кар'єру за гірничою масою при обмеженій потребі у даній сировині.

5. Пошук шляхів підтримання виробничої потужності кар'єру по корисним копалинам при збільшенні його глибини, старінні виробничих фондів, зміні умов фінансування підприємства тощо.

6. Обґрунтування оптимальних виробничих рішень (наприклад, порядку відробки родовища), що забезпечують задану виробничу потужність та термін експлуатації.

7. Визначення оптимальних параметрів кар'єру (в т.ч. і виробничу потужність) при обмежених капіталовкладеннях.

У будь-якому проекті обов'язково виконується розрахунок максимально можливої за гірничотехнічними можливостями продуктивності і аналіз

розвитку можливої за гірничо-технічними умовами продуктивності від початку до кінця відробки кар'єру. Встановлена таким чином продуктивність є верхньою межею продуктивності в області пошуку її необхідного значення. У разі виникнення дефіциту в корисних копалинах в галузі (фірмі, концерні і т.п.) за рахунок вироблення запасів на інших діючих кар'єрах доцільно підняти продуктивність на кар'єрах, можливості яких по гірничотехнічних чинниках використовуються не в повному об'ємі, що, поза сумнівом, вигідніше, ніж проектувати і будувати кар'єр на новому родовищі. Необхідне значення продуктивності в конкретний період роботи кар'єру забезпечується зміною інтенсивності ведення гірничих робіт.

Виробнича потужність діючих кар'єрів звичайно змінюється за термін існування підприємства відповідно до потреби в продукції і можливості видобування за гірничотехнічними умовами. Обґрунтування виробничої потужності кар'єру по корисним копалинам є техніко-економічною задачею, оскільки для її вирішення необхідний аналіз технічних чинників і економічних результатів. Метою розробки родовища є не тільки видобування корисних копалин у встановленому розмірі, але і досягнення в результаті цього найбільшого економічного ефекту – максимального прибутку.

Тому виробнича потужність по корисним копалинам повинна бути оптимальною, тобто такою, при якій в результаті розробки родовища досягається максимальний прибуток. Оскільки у витратах на відкриту розробку, як правило, велика частка падає на розкривні роботи, то визначення оптимальної виробничої потужності кар'єру неможливе без урахування розкривних робіт. Тому виробнича потужність кар'єру повинна бути оптимальною не тільки по корисним копалинам, але і по розкриву.

Визначення виробничої потужності кар'єру включає:

1. Визначення виробничої потужності за гірничотехнічними можливостями-факторами (верхня технічно досяжна межа).
2. Обґрунтування оптимальної виробничої потужності за економічними факторами.

Технічно можлива потужність може виявитися економічно нерациональною, а економічно рациональна потужність не завжди є технічно досяжною.

Гірничотехнічні фактори

Основними *гірничотехнічними факторами* є пропускна здатність транспортних комунікацій, інтенсивність розвитку гірничих робіт і кількість екскаваторів на видобувних роботах.

Пропускна (провізна) здатність транспортних комунікацій обмежує об'єм гірничої маси, що видається з кар'єру, і, отже, видобування корисних копалин. Вона встановлюється за пропускною здатністю розкриваючих виробок, а при без траншейному способі розкриття – за продуктивністю встановленого обладнання

$$P_{cm} = N_T P_T = \sum P_{Ti} = \sum P_{Ti} n_{Ti},$$

де N_T – кількість транспортних виходів;

P_T – їх продуктивність (пропускна здатність);

P_{T_i} – маса гірничої маси, що перевозиться через i -й транспортний вихід одиницю транспорту (наприклад, автосамоскидом, залізничним потягом, конвеєром тощо), т або т/зміну (для конвеєру);

n_{T_i} – кількість навантажених потягів, автосамоскидів, конвеєрних ставів, які i -й транспортний вихід пропускає за зміну.

При використанні системи підземних виробів їх пропускна здатність рівна

$$P_{zm} = N_B Q_C N_C N_n k_n,$$

де N_B – кількість розкриваючі виробок;

Q_T – вантажопідйомність підйомної посудини (скіпа), т;

N_C – кількість підйомних посудин, що розміщуються в одній розкриваючій виробці;

N_n – кількість піднімань за годину для кожної посудини;

k_n – коефіцієнт нерівномірності роботи підйому, $k_n = 0,7-0,8$.

Кількість транспортних виходів з кар'єру звичайно визначається розкриттям кар'єрного поля і обмежується умовами їх взаємного розміщення, а продуктивність кожного транспортного виходу визначається його конструкцією, параметрами і видом транспорту, що використовується (табл. 6). При залізничному транспорті число капітальних траншей і число залізничних станцій на кар'єрі середньої потужності звичайно не більше однієї, на потужному кар'єрі – не більше двох. При автомобільному транспорті число вантажопотоків на верхніх горизонтах при будівництві кар'єрів може бути більшим, але для нижніх горизонтів (з глибиною більше 30–40 м) воно складає не більше 2–3. Пропускна здатність автомобільного з'їзду або траншей з двохсмуговим рухом складає 200–250 пар автомобілів за годину.

Таблиця 6

Продуктивність транспортних виходів кар'єру

Транспорт	Параметри, умови і тип рухомого складу	Можлива продуктивність вантажопотоку	
		тис.т/год	млн.т/рік
Автомобільний	Вантажопідйомність:		
	– 27–40 т	2,7–3,6	17–22
	– 40–75 т	6,5–8,0	40–50
	– 75–1800 т	10,0–16,0	60–80
Залізничний	Одноколіїний шлях і вантажопідйомність складу 400–600 т або двоколіїний шлях і вантажопідйомність складу 1000–1200т	10,0–12,0	45–50
	Конвеєрний		
	При ширині стрічки 800–1000 мм і швидкості її руху 6–8 м/с	4,0–5,5	18–25
	При ширині стрічки 1600–2400 мм і швидкості її руху 4–6 м/с	7,0–14,0	30–50
Скіповий	При глибині кар'єру 200–400 м, швидкості руху скіпів 8–10 м/с і	0,8–1,2	4,5–5

	вантажопідйомності скіпа: 27 т	–		
		– 40 т	1,6–1,8	7,0–9,0
		– 80 т	3,0–3,5	12–16
Гідравлічний напірний	При Ø пульповоди 500–600 мм і швидкості руху пульпи 3–4 м/с		2,0–2,2	10–12
Трубопровідний	При Ø трубопроводу 1,2–1,4 м		1,0–1,5	6–12
Конвеєрні поїзди	При вантажопідйомності поїзда 150–200 т і швидкості руху 2,5–3 м/с		8,0–11,0	30–40

Пропускна спроможність кар'єрних автодоріг обмежується умовами безпеки руху і кількістю екскаваторів:

$$P_T \leq \frac{1000vn}{L_\delta} k_{нер}, \text{ машин/год,}$$

де v – швидкість руху, км/год;

n – кількість смуг руху в одному напрямку;

L_δ – безпечний інтервал, м, при розрахунках для середніх умов приймається 50-60 м;

$k_{нер}$ – коефіцієнт нерівномірності руху (виходу автосамоскидів з уступних шляхів на головний). Значення $k_{нер}$ для середніх умов при обслуговуванні одним екскаватором 30 автосамоскидів за годину наведені в **табл. 7**.

Таблиця 7

Розрахункові значення коефіцієнта нерівномірності

Кількість екскаваторних вибоїв, що обслуговуються однією траншеєю, шт.	2	3	5	10	15
Коефіцієнт нерівномірності руху	0,75	0,67	0,60	0,55	0,53

Кількість *похилих скіпових або конвеєрних підйомників* на кар'єрі обмежується раціональними розмірами робочої зони всередині кар'єру, що припадає на один підйомник, умовами розміщення перевантажувальних пунктів на поверхні і довжиною неробочого борта, на якому можливе розташування підйомників. Мінімальна відстань між перевантажувальними пунктами підйомників на поверхні при умові забезпечення необхідного розвитку залізничних шляхів і нормального обміну поїздів становить 250-300 м, а при автомобільному транспорті – 150-200 м. Продуктивність скіпових підйомників залежить від їх вантажопідйомності, швидкості руху скіпів, глибини кар'єру, схеми завантаження і розвантаження скіпів. Продуктивність конвеєрних підйомників також визначається швидкістю руху та шириною стрічки.

Можлива інтенсивність розвитку гірничих робіт обмежується :

- при похилому і крутому падінні покладу — швидкістю пониження (поглиблення) гірничих робіт;
- при пологому і горизонтальному заляганні — швидкістю посування фронту робіт.

При розробці похилих і крутопадаючих покладів можлива річна продуктивність кар'єру по корисним копалинам може бути наближено визначена за величиною річного пониження гірничих робіт [COY]

$$P_{KK} = h_z S_{KK} \gamma_{KK} \frac{(1 - \eta)}{(1 - \rho)}, \text{ т/рік,}$$

де h_z – швидкість пониження (середньорічне пониження) гірничих робіт в кар'єрі, м/рік;

S_{KK} – площа рудного тіла, в межах якого відбувається пониження робіт, м²;

γ_{KK} – об'ємна маса корисних копалин, т/м³;

η і ρ – значення експлуатаційних втрат і засмічення корисних копалин в межах кар'єру, долі одиниці. Визначаються за нормами технологічного проектування.

Швидкість пониження гірничих робіт h_z та допустима швидкість пониження видобувних робіт h_0 залежать від максимальної швидкості посування фронту робіт на верхньому обмежуючому горизонті $v_{об}$

$$h_z = \frac{h \cdot v_{об}}{h(ctg\alpha \pm ctg\beta) + B_p} = \frac{Q_E \cdot n_E}{L_{об}(h(ctg\alpha \pm ctg\beta) + B_p)}; \text{ [COY]}$$

$$h_0 \leq \frac{v_{об}}{ctg\varphi + ctg\gamma} = \frac{Q_E}{h \cdot L_{об}(ctg\varphi + ctg\gamma)},$$

де h – висота обмежуючого уступу, м;

$v_{об}$ – максимально можлива швидкість посування фронту робіт на обмежуючому горизонті, м/рік;

α – кут укосу робочого уступу, градус;

β – кут наряду поглиблення кар'єру, градус;

φ – кут укосу робочого борту кар'єру, градус;

δ – кут погашення неробочого борту, градус;

γ – кут падіння рудного покладу, градус;

Q_E – річна продуктивність екскаватора, м³/рік;

$L_{об}$ – довжина фронту робіт на обмежуючому горизонті, м;

n_E – максимально можлива кількість екскаваторів на обмежуючому горизонті, шт.;

L_{δ} – довжина екскаваторного блоку на обмежуючому горизонті, м.

У формулі знак « \leftarrow » перед ctg ставиться тоді, коли напрямком поглиблення кар'єру не співпадає з напрямком руху фронту гірничих робіт.

Величина річного пониження гірничих робіт залежить від способу і механізації підготовки нових горизонтів, моделі екскаваторів, що використовуються при цьому, висоти уступу тощо.

Інтенсивність відпрацювання родовища та швидкість річного пониження гірничих робіт зменшуються:

- при зменшенні продуктивності екскаватора;
- при збільшенні висоти уступу – за рахунок різкого зростання об'ємів траншей і робіт по рознесенню їх бортів;

- при збільшенні ширини робочих майданчиків;
- при зменшенні кут укосу робочого борту кар'єру.

Найбільша швидкість пониження гірничих робіт досягається при використанні автомобільного транспорту, мехлопат з верхнім навантаженням в засоби залізничного транспорту, при системах розробки з поперечними заходками. Вона складає в середньому при залізничному транспорті 6-8 м/рік, при автомобільному і конвеєрному транспорті – 10-15 м/рік. При автомобільному транспорті річне поглиблення фронту робіт в середньому складає 30–50 м при напівскельних породах та 20–25 м при скельних породах. У період будівництва кар'єру при використуванні автотранспорту річне пониження досягає 45-55 м/рік [ХЛК].

Якщо рудне родовище представлено одним або декількома покладами з невитриманими елементами залягання, то корисні копалини будуть залучатися до розробки поступово та нерівномірно, у міру розкриття цих покладів. У даному випадку можлива продуктивність визначається за періодами розробки. Для цього відбудовуються положення гірничих робіт з кроком по глибині 50–100 м і підраховуються запаси за періодами. Тривалість кожного періоду роботи кар'єра визначається за різницею відміток дна і можливою швидкістю поглиблення. А середня за період продуктивність кар'єра по руді визначається діленням запасів, добутих за цей період, на тривалість періоду.

При розробці горизонтальних або пологопадаючих покладів можлива продуктивність кар'єру по корисним копалинам може бути розрахована за максимальною швидкістю посування робочого борту, яка визначається швидкістю посування уступу на обмежуючому горизонті $v_{об}$ [COY]:

Для горизонтальних і пологих покладів річна продуктивність кар'єру по корисним копалинам визначається швидкістю річного посування фронту робіт по корисним копалинам v , м/рік:

$$P_{KK} = v_{об} \cdot h_{KK} \cdot L_{KK} \cdot \gamma_{KK} \frac{(1 - \eta)}{(1 - \rho)}, \text{ т/рік,}$$

де h_{KK} – висота уступів по корисним копалинам, м;

L_{KK} – довжина відпрацювання пласта (протяжність фронту видобувних робіт), м.

Якщо розміри покладу (в т.ч. і довжина фронту робіт) значно змінюються у міру просування гірничих робіт в прийнятому напрямку, то можлива продуктивність кар'єра по корисним копалинам визначається за періодами відпрацювання родовища.

Необхідна швидкість посування фронту робіт і швидкість поглиблення кар'єру можуть бути досягнуті шляхом збільшення числа екскаваторів на уступах і їх потужності. Якщо необхідна швидкість пониження видобувних робіт відома, то можна визначити допустиму довжину екскаваторного блоку, яка забезпечить задану інтенсивність гірничих робіт. І якщо фактична довжина екскаваторних блоків виявиться більшою за розрахункову, то швидкість пониження видобувних робіт буде обмежуватись недостатнім горизонтальним посуванням гірничих робіт.

Швидкість посування фронту видобувних робіт v не може перевищувати швидкості посування фронту розкривних робіт, яка звичайно визначається кількістю і продуктивністю розкривних екскаваторів. При переміщенні розкриття у вироблений простір має дотримуватися умова рівності посування фронту видобувних і розкривних робіт.

Кількість екскаваторів приблизно може визначатися як відношення площі робочої зони $S_{p.з}$ кар'єру до площі робочої зони одного екскаватора S_E . Робоча зона екскаватора в плані дорівнює добутку ширини робочого майданчика $\Pi_{p.м}$ на довжину екскаваторного блоку $L_б$

$$S_E = \Pi_{p.м} L_б .$$

Площа робочої зони одного екскаватора залежить від моделі екскаватора, його продуктивності, виду транспорту, властивостей корисних копалин і розкриття, способу виймання складних руд тощо. Мінімальне значення робоча зона екскаватора має при вийманні розкривних порід без попереднього розпушення і з використанням автотранспорту, а при селективній розробці складних руд і залізничному транспорті вона максимальна. Кількість екскаваторів в робочій зоні кар'єру

$$n_E = k \frac{S_{p.з}}{S_E} = k \frac{S_{p.з}}{\Pi_{p.м} L_б} ,$$

де k – коефіцієнт використання робочої зони, що враховує резерв фронту робіт, укоси уступів і площу розкритих запасів корисних копалин, $k = 0,6-0,7$.

Кількість видобувних екскаваторів приймається залежно від протяжності фронту видобувних робіт, рівній сумі довжин фронтів видобувних уступів. Кількість видобувних уступів залежить від схеми розвитку гірничих робіт. Більш точно кількість екскаваторів може бути визначена графічно, шляхом їх розстановки на декількох характерних погоризонтних планах гірничих робіт.

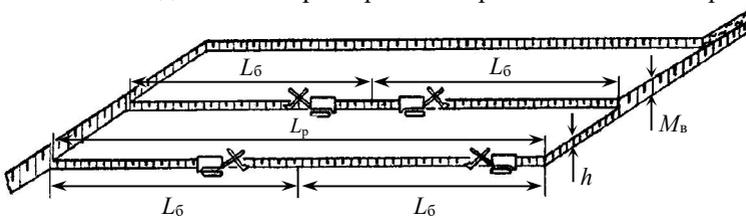


Рис.1. Розстановка екскаваторів по рудному фронту на пологопадаючих (горизонтальних) родовищах

При проектуванні розробки родовищ порівняно постійної потужності або при встановлених середніх потужностях і середніх умовах залягання, продуктивність кар'єру визначають на основі розстановки екскаваторів, тобто за кількістю видобувних вибоїв (метод І.А.Кузнецова):

$$\Pi_{KK} = n_E Q_E n_y ,$$

де Q – продуктивність одного видобувного екскаватора, $m^3/рік$;

n_E – кількість видобувних екскаваторів, що працюють на одному уступі;

n_y – кількість робочих уступів по корисним копалинам.

Коли потужність покладу значна і рознесення бортів розрізної траншеї починається після проходження її на всю довжину покладу, кількість екскаваторів на одному видобувному уступі

$$n_E = \frac{L_y}{L_\delta},$$

де L_y – довжина покладу на уступі по простяганню, м;

L_δ – довжина екскаваторного блоку на уступі за нормами технологічного проектування з врахуванням виду транспорту (табл.1).

При поздовжньому розташуванні фронту робіт і витриманому заляганні корисних копалин кількість видобувних уступів

$$n_y = \frac{m_z}{\text{Ш}_{PM}},$$

де m_z – горизонтальна потужність покладу, м.

За умовою обміну поїздів при залізничному транспорті на уступі розташовують не більше двох екскаваторів, а при автотранспорті – 3-4 екскаватора.

Мінімальна довжина активного фронту робіт на один екскаватор при автомобільному транспорті для підприємств нерудних будівельних матеріалів (за ОНТП 18-85) ■

Місткість ковша екскаватора, м ³	Мінімальна довжина активного фронту робіт на один екскаватор, м	
	Пухкі породи	Скельні породи
1,0–2,5	100	–
2,5–3,0	150	250
4,6–5,0	300	400
8–10,0	350	500

При складанні проекту на розробку кар'єру його продуктивність, визначену по гірничотехнічних чинниках, потрібно коректувати з економічних позицій (врахуванням економічних чинників) і перевіряти технічну можливість її досягнення в даних гірничо-геологічних умовах.

Економічні фактори

До економічних чинників, що визначають виробничу потужність кар'єру, відносяться: величина питомих і абсолютних капітальних витрат на будівництво кар'єру, собівартість і відпускна ціна товарної продукції, розмір оплати за надра і земельні площі, займані підприємством, величина гірської ренти і ін.

Потреба в корисних копалинах задається директивно або приймається відповідно до плану розвитку району. Цей показник є жорстким обмеженням в тих випадках, коли кар'єр забезпечує обмежене число підприємств із

стабільною потребою в даній сировині або паливі, наприклад певну збагачувальну фабрику або ТЕЦ.

Величина абсолютних капітальних витрат, прямо пропорційна виробничій потужності кар'єра, в окремих випадках може її лімітувати. Це відноситься перш за все до родовищ з обмеженими запасами. Капітальні витрати, проведені на будівництво кар'єру, майже повністю погашаються вилученими запасами. Тому чим більше величина виробничої потужності, тим більша величина амортизації капітальних витрат в собівартості 1 т КК. Не дивлячись на те, що із збільшенням виробничої потужності експлуатаційні витрати, головним чином зарплата, електроенергія, скорочуються, при недовгих термінах відробітку родовища (менше 15–20 років), вказану залежність необхідно враховувати. Величина амортизації капітальних витрат в собівартості 1 т може стати особливо відчутною при інтенсивному відробітку окремих дрібних родовищ, якщо при цьому передбачається будівництво споруд поверхневого комплексу, проведення траншей великого перетину, будівництво доріг і т.д. Детальне вивчення зв'язку об'єму капітальних вкладень з продуктивністю рудних кар'єрів по гірничій масі дозволило виявити обернено пропорційну залежність питомих капітальних вкладень (на 1 т річної продуктивності) від продуктивності кар'єру по гірничій масі.

Дані залежності є лише орієнтовними і дозволяють отримати лише наближені результати, з точністю $\pm 30\%$.

Питомі капітальні витрати і собівартість 1 т гірничої маси зі збільшенням виробничої потужності по гірничій масі скорочуються.

Відпускна ціна на товарну продукцію залежить від її якості і визначає цінність корисних копалин і тим самим рентабельність розробки. Цей чинник, який раніше не надавали великого значення, робить істотний вплив на величину оптимальної виробничої потужності кар'єру. В загальному вигляді між оптимальною потужністю кар'єру і відпускною ціною має місце пропорційна залежність. *Чим вищі відпускні ціни, тим більше значення оптимальної виробничої потужності кар'єру.*

Рентна плата за користування надрами для видобування корисних копалин передбачена розділом IX Податкового кодексу України (ст.251-258), її розмір пропорційний виробничій потужності кар'єру по корисним копалинам. Податкові зобов'язання з рентної плати за користування надрами для відповідного виду товарної продукції гірничого підприємства в межах однієї ділянки надр за податковий (звітний) період обчислюються за формулою:

$$P_{PP} = \frac{V_{\Phi} B_{KK} C_{PP} K_{ПП}}{100\%},$$

де V_{Φ} – обсяг (кількість) відповідного виду товарної продукції гірничого підприємства у податковому (звітному) періоді за даними бухгалтерського обліку запасів готової продукції, т або м³;

B_{KK} – вартість одиниці даного виду товарної продукції;

C_{PP} – величина ставки рентної плати, % (таб.);

K_{III} – коригуючий коефіцієнт (табл.).

Таблиця

Ставки рентної плати за користування надрами для видобування твердих корисних копалин (згідно ст.252.20 Податогового кодексу)

№ з/п	Групи корисних копалин	Ставка, %
1	Рудні (металовмісні (металічні), у тому числі руди):	
	• чорних металів (крім залізної руди), кольорових та легувальних металів	5,00
	• залізна руда	8,00
	• урановмісні (в технологічному розчині)	5,00
	• інші, ніж урановмісні, чорних, кольорових та легувальних металів	5,00
2	Вугілля:	
	• коксівне	1,50
	• енергетичне	0,75
	• антрацит	1,00
	• буре	1,00
3	Торф	1,00
4	Неенергетичні, нерудні (неметаловмісні (неметалічні)) корисні копалини, крім бурштину	5,00
5	Бурштин	25,00

Таблиця

Коригуючі коефіцієнти до ставки рентної плати за користування надрами (згідно ст.252.20 Податогового кодексу)

Критерії застосування	K_{III}
Видобування позабалансових запасів корисних копалин (крім вуглеводневої сировини)*	0,50
Видобування запасів (ресурсів) корисних копалин з техногенних родовищ	0,50
Видобування піщано-гравійної сировини в межах акваторії морів, водосховищ, у річках та їх заплавах (крім видобування, пов'язаного з плановими роботами з очищення фарватерів річок)	2,0
Видобування запасів з родовищ, які визнані як дотаційні запаси	0,01
Видобування запасів корисних копалин ділянки надр, затверджених державною експертизою на підставі звітів з геологічного вивчення, яке виконане підприємством за рахунок власних коштів (крім вуглеводневої сировини)	0,70
Видобування підземним шахтним способом з глибини понад 300 метрів залізної руди для збагачення із вмістом магнетитового заліза менше 35%	0,25

Примітка. * За умови, що запаси корисних копалин віднесено до такої категорії за результатами геолого-економічної оцінки, проведеної не раніш як за 10 років до виникнення податкових зобов'язань.

Орендна плата за користування земельними ділянками пропорційна тривалості розробки, тобто часу, протягом якого використовується земельне відведення. Тому *підвищення інтенсивності розробки, а отже збільшення виробничої потужності кар'єру, дозволить понизити величину цих витрат.*

Фактор часу є одним з основних, особливе при розробці родовищ з великими коефіцієнтами розкриття, коли економічне обґрунтування оптимальної виробничої потужності кар'єру (якщо не виходити від зовнішніх чинників – потреби в товарній продукції, наявність капітальних вкладень тощо) зводиться в основному до техніко-економічної оцінки режиму гірничих робіт, тобто до порівняння різночасних і нерівномірних в часі витрат і доходів. Вплив чинника часу найбільш істотний на родовищах цінних руд, з високими відпускними цінами, а також на родовищах з великими коефіцієнтами розкриття. В загальному випадку врахування фактора часу вказує на необхідність інтенсифікації розробки родовищ.

Економічні показники кар'єру поліпшуються при мінімальних термінах розвитку і погашення видобування. Так, не рекомендується, щоб будівельний період перевищував 3–5 років. Тривалість періоду від пуску кар'єру в експлуатацію до досягнення повної проектно-виробничої потужності встановлюється проектом і звичайно складає від 2 до 5 років.

У якості нормативної приймається така продуктивність, при якій термін служби кар'єра T приблизно відповідає терміну фізичного і морального зносу основних будівель і споруд

$$P_{\text{КК}} = \frac{Z}{T},$$

де Z – запаси корисних копалин у контурах кар'єру, т.

У “Нормах технологічного проектування” наведені такі терміни нормальної експлуатації кар'єру при річній продуктивності по корисним копалинам до 1-2 млн.т. – 15-20 років, від 2 до 5 млн.т. – 20-25 років, від 5 до 10 млн.т. – 25-35 років, більше 10 млн.т. – 40 років. У проектних інститутах вугільної промисловості приймаються такі терміни: менше 1,5 млн.т. – 30 років, від 1,5 до 3,0 млн.т. – 40-50 років, від 4,5 до 6,0 млн.т. – 50-60 років.

На родовищах з великими запасами (умовно необмеженими) виробнича потужність кар'єру повинна прийматися максимальною за гірничотехнічними факторами і умовами збуту продукції. В цих умовах максимальна потужність є, як правило, найбільш економічною. На родовищах з відносно невеликими обмеженими запасами, коли при оцінці по максимальній можливій виробничій потужності термін служби підприємства менше 20–25 років, необхідно розраховувати оптимальне значення потужності кар'єру.

Економічне обґрунтування виробничої потужності гірничого підприємства з урахуванням гірничотехнічних і економічних факторів здійснюється у такому порядку [БлП]:

1) прогнозування споживання даного виду мінеральної сировини на зовнішньому і внутрішньому ринках;

2) встановлення реальних зовнішніх та внутрішніх конкурентів з постачання продукції певної якості;

3) складання бізнес-плану на постачання продукції вибраним споживача з вказанням цін і термінів постачання з урахуванням гірничотехнічних можливостей підприємства;

4) оформлення протоколів намірів між виробником і споживачами, завірених страховою компанією, на певну кількість продукції заданої якості;

5) визначення поточної виробничої потужності підприємства за рахунок сумування протокольних пропозицій.

2. Закони формування робочої зони кар'єру

Закон динамічності робочих вибоїв (А.І.Узатіс, 1843 р., І.А.Кузнецов, 1932 р.): *робочі вибої, в яких проводиться виїмання гірських порід, переміщуються в просторі із швидкістю v , прямо пропорційною продуктивності виїмального обладнання Q і обернено пропорційною площі вибою S :*

$$v = \frac{Q}{S}.$$

Окремі випадки прояву цього закону:

- швидкість посування вибою екскаватора $v_3 = \frac{Q}{ha}$;
- швидкість посування робочого уступу $v = \frac{Q}{hL_6}$ або $v = \frac{NQ}{hL_y}$; (1)

де Q – продуктивність екскаватора, м³/місяць, м³/рік; N – кількість екскаваторів на робочому уступі; h – висота уступу, м; a – ширина екскаваторної заходки, м; L_6 – довжина екскаваторного блоку, м; L_y – довжина фронту робіт на уступі, м.

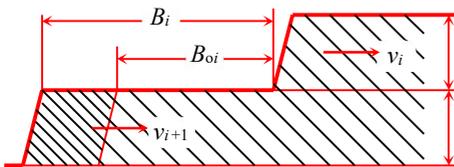


Рис.2. Схема до закону (2)

Закон відповідного розвитку гірничих робіт на суміжних робочих уступах (І.А.Кузнецов, 1932 р. – окремий випадок; А.І.Арсентьев, 1973 р. – загальне рішення): *швидкість посування робочого уступу v_i повинна бути більшою або рівною швидкості посування нижчеležачого*

робочого уступу v_{i+1} за виключенням частки від ділення надлишку ширини робочого майданчика $(B_i - B_{oi})$ на заданий період часу t :

$$v_i \geq v_{i+1} - \frac{(B_i - B_{oi})}{t}. \quad (2)$$

Цей закон визначає правильний відповідно до гірничої технології рух всіх робочих уступів в робочій зоні кар'єру. Ідея закону – обов'язкове збереження допустимої (або розрахункової) ширини робочих майданчиків B_{oi} в процесі виконання гірничих робіт (рис.2).

Варіанти застосування закону (2). Даний закон дуже важливий для обґрунтування розстановки екскаваторів на уступах і забезпечення заданої інтенсивності посування уступів. Наприклад, якщо висота суміжних уступів h_1 і h_2 , довжина фронтів цих уступів L_1 і L_2 , кількість екскаваторів N_1 і N_2 , то при $B_1 = B_{oi}$ повинне дотримуватися умова

$$\frac{N_1 Q_1}{h_1 L_1} \geq \frac{N_2 Q_2}{h_2 L_2} \quad \frac{N_1 Q_1}{h_1 L_1} \geq \frac{N_2 Q_2}{h_2 L_2} - \frac{(B_i - B_{oi})}{t} \quad (3)$$

Закон взаємозв'язку швидкостей пониження гірничих робіт і посування робочих уступів (А.І.Арсентьев, 1958 р.): *Вертикальна швидкість пониження гірничих робіт h_i прямо пропорційна горизонтальній швидкості посування робочих уступів v і обернено пропорційна алгебраїчній сумі котангенсів кутів укосу робочого борту φ і кута напрямку поглиблення кар'єру β :*

$$h_i = \frac{v}{(\text{ctg } \varphi \pm \text{ctg } \beta)} \quad (4)$$

Якщо дно кар'єру на початку року знаходиться в точці O_1 (рис.3), а на початку наступного року в точці O_2 , то дійсна швидкість поглиблення дна кар'єру відповідає лінії $O_1 O_2$. Але в практиці вимірів фіксуються висотні відмітки точок O_1 і O_2 і визначається швидкість пониження (по вертикалі) дна h_2 , а кут напрямку поглиблення встановлюється по поперечному розрізу.

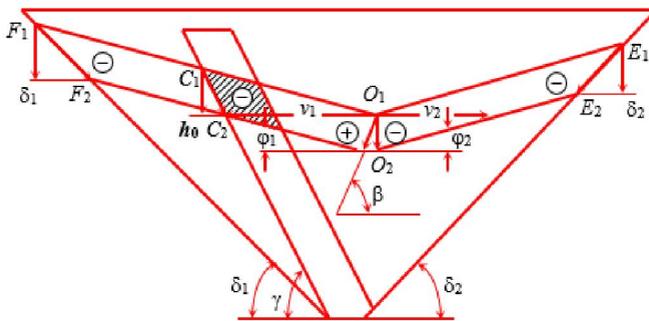


Рис.3. Схема взаємозв'язку швидкостей при напрямі поглиблення $O_1 O_2$ під кутом β

Тоді швидкість пониження гірничих робіт $h_i = \frac{Q}{hL_6(\text{ctg } \varphi \pm \text{ctg } \beta)}$.

У кар'єрі нас цікавлять звичайно три швидкості (рис.4):

- швидкість поглиблення кар'єру h_2 ;
- швидкість пониження видобувних робіт h_0 ;

- швидкість формування неробочих бортів кар'єру h_6 .

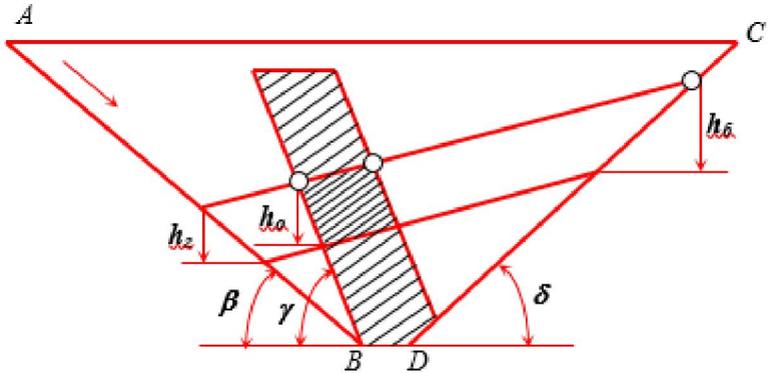


Рис.4. Швидкості формування робочої зони при поглибленні по напрямку АВ

Швидкість поглиблення кар'єру. Поглиблення кар'єру здійснюється в процесі розкриття і підготовки нових робочих горизонтів за допомогою спеціальної організації робіт. На основі закону (3) фіксується верхня межа швидкості пониження дна кар'єру в поперечному вертикальному перетині кар'єрного поля (див. рис.4):

$$h_r \leq \frac{v}{\text{ctg } \varphi \pm \text{ctg } \beta} \quad (5)$$

де v – середня горизонтальна швидкість посування всього робочого борту, м/рік; φ – середній кут укосу робочого борту кар'єру.

Знак “ \leq ” показує, що процес поглиблення кар'єру залежить від рішення керівництва: його можна відкласти, прискорити, сповільнити. Але не можна перевищити значення швидкості, отримане з формули (5).

Якщо прийняти Q , h і L_6 постійними, то можливу швидкість поглиблення кар'єру можна визначити за аналітичною формулою, в якій виділені шрифтом елементи закону (3):

$$h_r \leq \frac{Q}{hL_6(\text{ctg } \varphi_1 + \text{ctg } \beta) + c^{-1}(L_6 + L_b + l_o + l_n)(b + h \text{ctg } \alpha)}$$

де Q – продуктивність екскаватора, м³/рік; h – висота уступів, м; L_6 – довжина екскаваторних блоків, м; φ_1 – кут укосу робочого борту по двох нижніх уступах, градуси; β – кут напрямку поглиблення кар'єру, градуси; c – коефіцієнт зниження продуктивності екскаватора при проходці траншей; L_6 – довжина в'їзної траншеї, м; l_o – допустима відстань між екскаватором, що проходить розрізну траншею, і екскаватором, що розширює її, м; l_n – ширина майданчика примикання в'їзних траншей, м; b – ширина дна розрізної траншеї, м; α – кут укосу робочого уступу, градуси.

Швидкість пониження видобувних робіт фіксується в робочій зоні інтервалом між моментами виходу (див. рис.3) або підходу (див. рис.4) робочих уступів до контакту рудного тіла:

$$h_o = \frac{v}{\text{ctg } \varphi \pm \text{ctg } \gamma},$$

де γ – кут падіння рудного покладу.

Ця швидкість визначає інтенсивність робіт – продуктивність по корисних копалинах. Її зв'язок з швидкість поглиблення кар'єру

$$h_o = h_r \frac{\text{ctg } \varphi \pm \text{ctg } \beta}{\text{ctg } \varphi \pm \text{ctg } \gamma}.$$

Швидкість формування неробочих бортів кар'єру. В процесі гірських робіт через певний час робочі уступи підходять до меж кар'єру, і тоді починається формування неробочого борту (див. рис.5 і 6) з швидкістю

$$h_o = \frac{v}{\text{ctg } \varphi - \text{ctg } \delta},$$

де δ – кут погашення неробочого борту.

Цю швидкість необхідно знати для організації спостереження і робіт по забезпеченню стійкості борту.

3. Вплив напрямку розвитку гірничих робіт на режим гірничих робіт

Напрямок розвитку гірничих робіт значно впливає на об'єми гірничокапітальних робіт і розподіл об'ємів в період експлуатації. При встановленій глибині кар'єру H початок робіт від його кінцевого контура (у пунктах 1 або 2) дає можливість застосовувати розкриття внутрішніми стаціонарними траншеями, розташованими на бортах в їх кінцевому положенні (рис. 1, а). Проте при цьому в початковий період існування кар'єру для розкриття порівняно невеликих запасів корисних копалин необхідно виконати дуже великі об'єми розкриття. Початок робіт в місці найбільшого наближення корисних копалин до поверхні (рис. 1, б, точка 3) дає можливість швидко ввести кар'єр в експлуатацію при мінімальних капітальних витратах, але в цьому випадку стаціонарні тільки зовнішні траншеї в частині торця кар'єру для двох-трьох уступів, а з'їзди на всі нижчерозміщені горизонти можуть бути тільки ковзаючими або напівстаціонарними, оскільки вони розташовуватимуться на робочих бортах кар'єру.

Рудне родовище, зображене на рис. 1, в, г, має невелику потужність на верхніх горизонтах і значну – на нижніх, де і зосереджені основні запаси корисних копалин. При початку робіт від кінцевого контура кар'єру розподіл об'ємів розкриття і корисних копалин по роках дуже несприятливий і супроводжується великим об'ємом гірничо-капітальних робіт, що ставить під сумнів доцільність розробки даного родовища відкритим способом. Розкриття в пункті 3 (рис. 1, г) за допомогою ковзаючих і напівстаціонарних з'їздів для всіх горизонтів окрім верхніх дозволяє успішно і економічно ефективно застосувати відкриту розробку, відпрацювавши верхні горизонти центральної частини родовища.

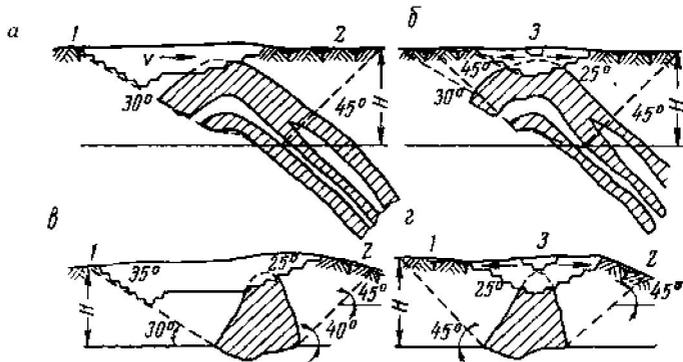


Рис. 1. Приклади варіантів розкриття і напрямку розвитку гірничих робіт

Таким чином, переваги ковзаючих і напівстаціонарних з'тздів дозволяють рівномірно розвивати гірничі роботи відносно головного напрямку покладу корисних копалин, швидко розкривати нові горизонти при мінімальних витратах.

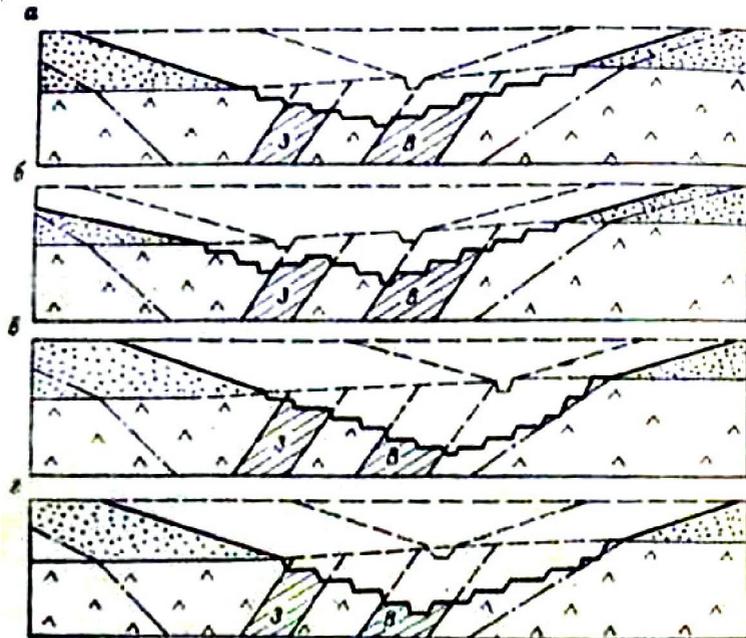


Рис. 1. Варіанти розкриття і напрямку поглиблення гірничих робіт для Сарбайського родовища [Кушжк]:

а – по висячому боку східного покладу; *б* – по висячому боку східного і західного покладів; *в* – по лежачому боку східного покладу; *г* – по центру східного покладу

Ведення гірничих робіт згідно варіантів *a* та *б* забезпечує мінімальні об'єми розкриття та найбільш сприятливі показники по втратах і засміченню руди на контактах з розкривними породами. Недолік цих варіантів полягає у затримці формування східного борта кар'єра, на якому розміщуються основні транспортні комунікації.

Ведення гірничих робіт згідно варіантів *в* та *г* забезпечує швидке формування східного борта і створення стаціонарних схем руху вантажів. Але об'єми розкриття, втрати і засмічення руди в них (а особливо у варіанті *в*) набагато більші, ніж у варіантах *a* та *б*.

З цих варіантів був реалізований варіант *г*. Не дивлячись на дещо більші об'єми розкриття, він дозволив реалізувати порівняно швидке формування східного неробочого борту та влаштування на ньому стаціонарних залізничних та автомобільних з'їздів і обмінних пунктів.

4. Раціональний календарний графік розривних і добувних робіт

Економічна оцінка і аналіз календарного плану розкривних і добувних робіт необхідні при обґрунтуванні оптимальної виробничої потужності кар'єру по корисним копалинам і по розкриттю.

При заданій постійній потужності кар'єру по корисним копалинам протягом певного періоду річні об'єми розкриття можуть бути також постійними, але частіше вони по різному змінюються в часі залежно від умов залягання родовища, способу розкриття, системи розробки і інших чинників. Змінюючи параметри гірничих робіт і напрям їх розвитку, можна досягнути необхідної зміни календарного розподілу розкриття. При цьому необхідно знати, яка форма і які параметри календарного графіка розкриття є економічними.

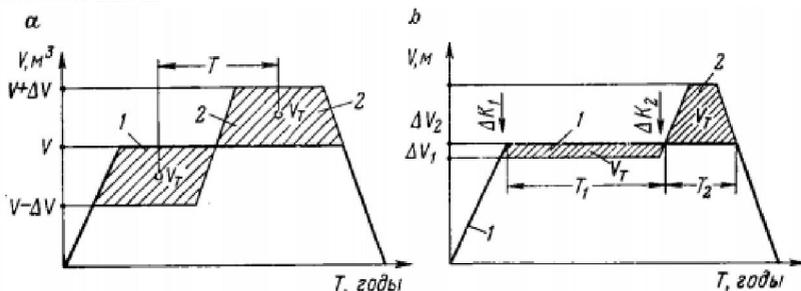


Рис. 8.1. Спрощені календарні графіки обсягів розкривних робіт з рівномірним (1) і ступінчастим (2) розподілом об'ємів розкриття при однаковій (а) та різній (б) тривалості періодів

Економічна сутність цього ілюструється таким спрощеним прикладом (рис.8). При встановленій потужності по корисним копалинам підприємство за термін свого існування може працювати як із постійними середніми об'ємами розкривних робіт (лінія 1), так і з нерівномірними об'ємами робіт по роках (лінія 2-2). Потужність по корисним копалинам та об'єм розкриття в контурах

кар'єру в обох варіантах однакові, але розподіл розкриву за роками протягом терміну розробки T різний.

При рівномірному режимі крім обов'язкового для обох варіантів об'єму розкриву потрібно виконати додатковий об'єм розкривних робіт, що потребує додаткового введення декількох екскаваторів в комплекті з іншим обладнанням і їх використання до кінця експлуатації кар'єру.

При нерівномірному режимі весь термін розробки поділено на два періоди, що розрізняються річними об'ємами розкриву. В перший період річні об'єми менші на ΔV , а в другий період більші на цю ж величину. Тобто виймання частини порід об'ємом ΔV перенесена з першого на другий період – на T років пізніше, що потребує додаткового введення обладнання в цей період у більших кількостях порівняно з першим варіантом.

Оскільки варіанти розрізняються розподілом об'ємів розкриву і витрат на їх виймання у часі, то вони повинні бути оцінені з врахуванням фактора часу – за приведеними витратами. За величиною експлуатаційних витрат нерівномірний режим завжди більш економічний – *будуть заощаджені засоби в перший період завдяки зменшенню річних об'ємів розкриву*. Крім того, виймання того ж об'єму розкриву V через T років може бути здійснена більш досконалими машинами і, отже, з меншими витратами.

Різниця в капітальних витратах не завжди на користь другого варіанту: вона залежить від тривалості періоду і співвідношення між величиною капітальних витрат, що вкладаються при будівництві кар'єру, і величиною капітальних витрат, що вкладаються при його реконструкції на початку другого періоду – при збільшенні об'ємів робіт.

При короткому терміну існування кар'єру, що відповідає терміну амортизації основного обладнання та споруд (8-12 років), а також коли в період будівництва, виходячи з гірничгеологічних умов (наприклад, використання транспортно-відвальних мостів), вкладається більше 70–80% всіх капітальних витрат, рівномірний режим розкривних робіт буде більш економічним.

При тривалому терміну експлуатації кар'єру (20 і більше років), коли основне обладнання та частина споруд амортизуються в два і більше цикли, приймають нерівномірний режим у вигляді схожого графіка. При цьому до кінця існування кар'єру об'єми розкривних робіт не повинні бути вищими середньої величини з метою повної амортизації обладнання і споруд. Нерівномірний режим розкривних робіт в даному випадку є економічно більш сприятливим за рівномірний з таких причин [АПК]:

1. Нерівномірний режим розкривних робіт більше відповідає умовам розширення виробництва, оскільки дозволяє використовувати кошти (матеріальні цінності та людську працю) більш оперативно і не веде до їх заморожування.

2. При щорічному підвищенні продуктивності праці та обладнання виконання додаткового об'єму розкривних робіт не в початковий період, а в наступні роки дозволить заощадити кошти.

3. Збільшення об'ємів розкриття в перший період веде до подовження термінів освоєння проектної потужності і збільшення вартості робіт, особливо в нових малоосвоєних районах.

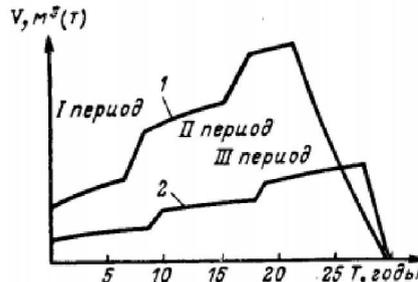


Рис. 8.1. Рациональний календарний графік розкривних (1) та видобувних (2) робіт

Перша ознака раціонального календарного графіку гірничих робіт: *в будь-який період розробки, за винятком періоду погашення гірничих робіт на кар'єрі, поточний коефіцієнт розкриття повинен бути мінімальним і меншим, ніж у наступному періоді: $K_{П1} < K_{П2} < \dots < K_{Пi}$. Відповідно до цього продуктивність кар'єру по розкриттю у кожному наступному періоді повинна бути більшою, ніж у попередньому, тобто $П_{Р1} < П_{Р2} < \dots < П_{Рi}$.*

Аналіз досвіду розвитку виробничої потужності глибоких кар'єрів з транспортною системою розробки дає підставу вважати, що потужність кар'єру по видобуванню корисних копалин також повинна, як правило, зростати безперервно або ступенями. Практика показує, що навіть незначне зниження потужності кар'єру приводить до різкого зниження техніко-економічних показників.

Друга ознака раціонального календарного графіку гірничих робіт – *в будь-який період розробки, за винятком періоду погашення гірничих робіт на кар'єрі, видобування корисних копалин не повинно зупинятися або зменшуватися – повинно бути постійним чи зростаючим у часі. Хоча в проєктах продуктивність кар'єрів часто приймається постійною на тривалий період (10-15 років і більше), в дійсності на більшості кар'єрів вона, як правило, щорічно зростає. Навіть незначне зниження продуктивності кар'єра, тобто неповне використання його виробничих потужностей, призводить до різкого зниження техніко-економічних показників.*

Вкладення капітальних витрат на розвиток виробничої потужності по розкриттю і по добичі на окремому, навіть крупному кар'єрі, звичайно не може проводитися щорічно рівними частками, оскільки пов'язано з придбанням крупного дорогого устаткування і будівництвом споруд – відвалів, станцій, траншей. Виходячи з технології відкритих гірничих робіт, крупні капіталовкладення доцільно здійснювати періодично, пов'язуючи їх з реконструкцією і одночасним підвищенням потужності підприємства. З цього виходить **третья ознака раціонального календарного графіку гірничих**

робіт – східчастість календарного графіка розкривних і видобувних робіт та етапність в розвитку гірничих робіт на кар'єрі.

Раціональна тривалість одного етапу (сходинки) визначається організаційно-технічними та економічними факторами і повинна відповідати терміну амортизації основного устаткування або бути дещо меншою за нього. Це звичайно складає 7–10 років.

Висота сходинки визначається за тривалістю етапу та характером і темпами підвищення щорічного об'єму робіт всередині етапу. У більшості проектів реконструкції висота сходинки передбачається в межах 15-30% від досягнутої потужності [.

Тривалість “пікового” об'єму робіт також не може бути меншою амортизаційного терміну. А перепад в об'ємах робіт приймається рівним або кратним річної продуктивності екскаватора прийнятої моделі, або, якщо встановлено особливо потужне обладнання, досягається регулюванням числа змін його роботи і кількістю робочих днів у році.

5. Методика регулювання календарного графіка розкривних робіт

При розробці пологих, похилих і крутих родовищ через зміну поточних коефіцієнтів розкриву з глибиною щорічні об'єми розкриву змінюються навіть при постійній виробничій потужності по корисним копалинам. Часто збільшення річних об'ємів розкриву перевищує наявну продуктивність гірничотранспортного обладнання (наприклад, при досягненні гірничими роботами кінцевих контурів на поверхні або при відробці ділянок кар'єра зі зменшеною потужністю рудного тіла), що викликає потребу купувати додаткове обладнання та збільшувати чисельність працівників для забезпечення річного видобування корисних копалин. Це так звані «пікові» об'єми розкриву. Дана потреба у введенні додаткового обладнання та збільшенні чисельності працівників на короткі терміни, тривалість яких менше нормальних термінів амортизації обладнання, призводить до погіршення техніко-економічних показників розробки.

Для зняття можливих ускладнень, пов'язаних з піковими об'ємами розкриву, виконують **вирівнювання графіків розкривних робіт**.

Головна мета – встановлення найбільш економічного розподілу розкриву за періодами відробки кар'єра, і забезпечення безпечного виймання корисних копалин в заданих об'ємах. Вирівнювання графіка розкривних робіт сприяє стабільній економічній діяльності підприємства і позбавляє від необхідності в окремі періоди робіт різко збільшувати кількість обладнання і штат працівників, які у подальші періоди використовуються не повністю. Для вирівнювання графіків розкривних робіт використовують такі прийоми:

1) перенесення частини розкривних робіт на більш пізні періоди (рис. 39, а) за рахунок:

- пошуку оптимального напрямку пониження гірничих робіт;

- поступового залучення до розробки ділянок з мінімальними коефіцієнтами розкриття з подальшим їх об'єднанням (для витягнутих покладів значних розмірів по площі зі складною будовою)

- консервації робіт на уступах;

2) при невитриманості потужності рудного тіла – за рахунок зменшення об'єму видобувних робіт, внаслідок чого збільшується на Δt час відпрацювання етапу, і, відповідно, зменшується продуктивність по розкриттю (рис. 39, 2);

3) при великій висоті «пиків», що потребує значних капіталовкладень – перенесення частини розкривних робіт на більш ранні періоди (рис. 39, а). Бажано, щоб об'єми розкриття, що переносяться, були незначні, а термін перенесення – невеликий;

4) збільшення об'єму розкривних робіт в перші роки, що потребує введення в експлуатацію додаткового обладнання, штату робітників і проведення певних капітальних витрат (рис. 39, в).

Пікові об'єми початкового періоду розробки можуть бути перенесені в будівельний період (рис.39, в) або знижені за рахунок зменшення продуктивності кар'єру по корисним копалинам.

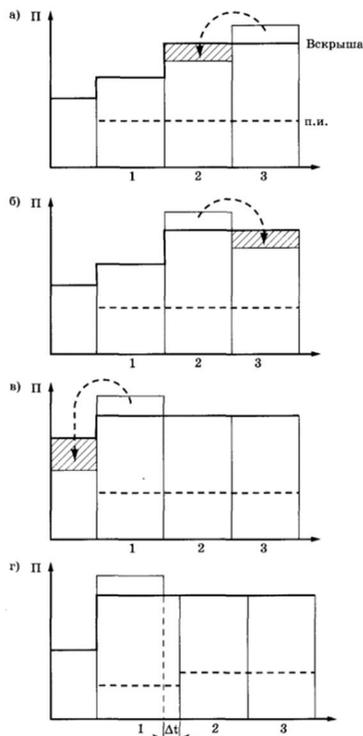


Рис. 39. Методи регулювання календарного графіку розкривних робіт [АПК]

При регулюванні календарного графіка розкривних робіт повинні дотримуватися такі умови [АПК]:

- період усереднення повинен бути не меншим за термін амортизації обладнання;
- у будь-який період розробки (за винятком періоду погашення гірничих робіт на родовищі) поточний коефіцієнт розкриву повинен бути мінімальним і меншим, ніж в наступному періоді, тому продуктивність кар'єру по розкриву у кожному наступному періоді може бути більшою, ніж у попередньому;
- у будь-який період видобування корисних копалин не повинно перериватися або зменшуватися, воно повинна бути постійним або зростаючим по етапах.

Усереднення графіка необхідних річних об'ємів розкривних робіт при транспортних і комбінованих технологіях розробки родовища звичайно виконується за рахунок зміни кута нахилу робочого борту кар'єру – його зменшення або збільшення (табл. 111). Зменшення кута в певний період означає перенесення частини об'ємів розкривних робіт наступного періоду в попередній (рис.39, а), а збільшення – перенесення частини об'ємів розкриву в наступні періоди (рис.39, б).

Таблиця 111

Способи регулювання календарного графіка розкривних робіт

Спосіб регулювання	Сутність	Порядок застосування	Галузь використання
Зменшення кута нахилу робочого борту кар'єру	Перенесення частини об'ємів розкривних робіт наступного періоду в попередній	Збільшення ширини робочого майданчика (звичайно на верхніх горизонтах)	Транспортні і комбіновані технології розробки родовищ
Збільшення кута нахилу робочого борту кар'єру	Перенесення частини об'ємів розкриву в наступні періоди	Зменшення величини робочого майданчика Збільшення висоти горизонтів (подвоєння уступів) або консервація посунання фронту робіт на верхніх горизонтах з переходом до конструкції тимчасово неробочого борта кар'єру	Транспортні і комбіновані технології розробки родовищ
Зміна параметрів технології гірничих робіт і засобів механізації	Усереднення об'ємів розкривних робіт впродовж декількох періодів		Безтранспортні технології розробки

5. Обґрунтування виробничої потужності кар'єру по корисним копалинам і по розриву

Якщо виробнича потужність кар'єру по видобуванню корисних копалин задана, то її обґрунтування зводиться переважно до аналізу гірничотехнічних умов і встановлення технічної можливості і економічної доцільності видобування корисних копалин в заданому об'ємі. Якщо ж виробнича потужність кар'єру невідома, то вона підлягає обґрунтуванню в проєкті. Потрібно знайти таке її значення, при якому може бути досягнутий найбільший економічний ефект – максимальний прибуток за оцінюваний тривалий період розробки.

Найбільший економічний ефект досягається при виробничій потужності кар'єру, максимально можливій за гірничотехнічними факторами і умовами збуту продукції. Особливо це добре виражено для родовищ з великими запасами. При проєктуванні шляхом аналізу знаходять обмежуючі фактори і встановлюють максимально можливу виробничу потужність кар'єру. Потім, приймаючи у встановлених межах декілька варіантів, роблять економічну оцінку і знаходять оптимальне значення потужності кар'єру.

На родовищах з великими коефіцієнтами розкриття економічне обґрунтування оптимальної потужності кар'єру зводиться переважно до техніко-економічної оцінки режиму гірничих робіт, тобто до співставлення різночасних витрат і доходів. Тому як економічний критерій для оцінки найбільш ймовірних варіантів виробничої потужності повинна бути прийнята величина **максимального приведенного прибутку**. Кількість можливих і вірогідних варіантів виробничої потужності кар'єру в конкретних умовах звичайно порівняно невелика, тому розрахунок приведенного прибутку може бути проведений табличним методом.

Порядок визначення оптимальної продуктивності кар'єру:

1. Визначають раціональний напрям розвитку гірничих робіт в кар'єрі і відмічають його на погоризонтних планах осями розрізних траншей кожного горизонту, а на поперечних розрізах – лініями напрямів поглиблення.

2. Для прийнятого напрямку поглиблення виконують гірничо-геометричний аналіз (може бути виконаний для декількох варіантів поглиблення, кута нахилу робочого борта, ширини робочого майданчика, висоти уступу тощо). Результат – дані (таблиці і графіки) про розподіл корисних копалин і розкривних порід по етапах розробки залежно від глибини гірничих робіт.

3. Встановлюють декілька варіантів швидкості річного пониження гірничих робіт, що відповідають максимальній швидкості посунання фронту робіт, і визначають максимально можливу виробничу потужність кар'єра по корисним копалинам.

4. Приймають можливі варіанти виробничої потужності кар'єра, включаючи максимальну.

5. Для кожного варіанта виробничої потужності кар'єра таблиці і графіки гірничо-геометричного аналізу трансформують в таблиці річних об'ємів видобувних і розкривних робіт.

6. Будують і вирівнюють календарні графіки річних об'ємів видобувних і розкривних робіт для кожного варіанту, що оцінюється.

7. Виконують економічну оцінку календарних графіків, визначають собівартість виймання розкриву, витрати на будівництво кар'єру і освоєння виробничої потужності, щорічні експлуатаційні витрати і доходи. Потім всі види витрат і доходів перераховують у формі приведених до одного моменту оцінки (до першого року експлуатації) і визначають величину максимального приведеного прибутку. При остаточній оцінці враховують також чинники, які не були і не могли бути враховані в економічній формі.

8. За результатами економічної оцінки приймають оптимальний варіант виробничої потужності кар'єра по корисних копалинах і розкриву.

Спрощений метод економічної оцінки варіантів полягає в тому, що як оптимальна приймають таку виробничу потужність, при якій термін служби кар'єру T відповідає фізичному і моральному зносу основних будівель і споруд. Приймаючи термін служби кар'єру визначають потужність кар'єру за наявними запасами Z

$$P_{KK} = Z/T.$$

Річний об'єм розкривних робіт кар'єру приблизно встановлюється по середньому коефіцієнту розкриву з врахуванням коефіцієнта нерівномірності розподілу розкриву по роках ($K_{нер} = 1,1-1,3$)

$$P_P = P_{KK} K_{сер} K_{нер}.$$

Через нерівномірний розподіл розкриву по роках загальний термін розробки рекомендується розділити на декілька періодів, для кожного з яких приймається певне, точніше значення середнього коефіцієнта розкриву і коефіцієнта нерівномірності. Більш точно об'єм розкривних робіт кар'єру встановлюється на підставі календарного плану, який виконується в проєкті згідно прийнятому порядку розвитку гірничих робіт в кар'єрі і відповідно до заданої виробничої потужності по корисним копалинам.

Календарний графік розкривних робіт може бути одержаний шляхом перетворення (трансформації) графіка режиму гірничих робіт. Для цього по відомій (заданій) потужності кар'єру по корисним копалинам визначають термін відробітку будь-якого i -того шару із запасом корисних копалин Q_i . Виходячи з терміну відробітку шару і об'єму розкриву в шарі, визначають річний об'єм робіт кар'єру по розкриву протягом періоду t_i

$$t_i = Q_i / P_{KK}, \text{ звідки } P_P = V_i / t_i.$$

Результати розрахунків виражають у формі таблиць і графіків виду $V = f(T)$. На графіку по осі абсцис відкладають час, використовуючи дві шкали: на верхній показані роки і місяці, на нижній роки із значністю до 0,1 або 0,05 року. Визначивши тривалість відробітку кожного шару, відмічають на нижній шкалі на знайдених періодах t_1, t_2 і т.д.

У наступному рядку таблиці проставляють задані значення виробничої потужності кар'єру по корисним копалинам. Потім знаходять для кожного періоду значення необхідного об'єму розкривних робіт і будують календарні графіки. Отримані календарні графіки використовуються для обґрунтування річних об'ємів розкривних робіт на кар'єрі.

Економічна оцінка календарних графіків розкривних робіт звичайно здійснюється методом варіантів за величиною приведених витрат на ці роботи за тривалий період часу.

6. Поняття про календарний план

Календарний план гірничих робіт – основний документ для ведення і оцінки правильності виконання гірничих робіт на кар'єрі, в якому вказується розподіл основних видів робіт (розкривних, добувних, проведення траншей тощо) по роках і горизонтах. До складання календарного плану приступають після рішення всіх принципових питань розробки родовища, таких як оконтурювання кар'єру, вибору способу розкриття і систем розробки, виробничої потужності кар'єру тощо.

На стадії «проект» календарний план подається у вигляді таблиці і пояснювальної записки до неї. В записці наводиться коротке обґрунтування ухвалених рішень, а в таблиці – види, місця і об'єми робіт по роках існування кар'єру.

На стадії «робоча документація» розділ календарного плану доповнюється графічними матеріалами. Ці матеріали включають загальні і погоризонтні плани кар'єру із станом гірничих робіт на заданий календарний час, наприклад на 1-й, 2-й, 3-й і т.д. роки відробки кар'єру. До планів додаються графіки зміни об'ємів розкриття і корисних копалин за роками існування кар'єру. На планах проводиться розташування екскаваторів, що будуть виконувати вказані об'єми робіт.

Детальний календарний план гірничих робіт складається, як правило, на перші п'ять років. На решту періоду розробки кар'єру наводяться лише об'єми робіт і очікуване положення гірничих робіт через кожні п'ять років або ж на кінець відробки виділених етапів кар'єру.

До основних початкових даних для розробки календарного плану гірничих робіт відносяться:

- графіки режиму гірничих робіт $V = f(H)$, $P = f(H)$, $P = f(T)$;
- розрізи чи погоризонтні плани з нанесеними на них лініями фронту робіт, що забезпечують розкриття і підготовку нижче лежачих горизонтів;
- таблиці об'ємів робіт по розкриттю і корисним копалинам в залежності від глибини і часу відробки кар'єру;
- потреби споживачів у продукції даного підприємства (річні, кварталні, місячні, тижневі, добові);
- дані про продуктивність основного гірничого обладнання.

Основні вимоги до календарного плану такі:

1. Розвиток гірничих робіт у кар'єрі повинен забезпечувати введення його в експлуатацію в мінімальний термін (мінімальні періоди будівництва та освоєння проектної потужності), а видобування корисних копалин в цілому і по окремих сортах повинно виконуватись в заданих об'ємах.

2. Повинні бути забезпечені своєчасна підготовка нових горизонтів і резерви запасів, готових до виймання.

3. Потреба у гірничо-транспортному обладнанні не повинна різко змінюватись по роках і кварталах.

4. Повинні бути передбачені можливості нарощування виробничих потужностей і використання резервів.

5. Повинні бути збережені задані значення кута укосу робочого борту і напрямку поглиблення кар'єру.

6. Ширина робочих майданчиків на уступах повинна бути не менша мінімально необхідної.

7. Ширина робочого майданчика видобувного уступу повинна перевірятися на забезпечення заданого резерву запасів, готових до виймання:

$$B_{KK} = B_{\min} + \frac{k_p A}{L_{KK} \cdot h},$$

де B_{\min} – мінімальна ширина робочої площадки, м;

A – річна продуктивність кар'єру по корисним копалинам, м³/рік;

k_p – необхідний коефіцієнт резерву запасів (долі від річної потужності кар'єру);

L_{KK} – довжина фронту видобувних робіт, м;

h – висота видобувного уступу, м.

Побудову календарного плану виконують в такій послідовності:

1. На підставі прийнятого порядку розробки кар'єрного поля на кожному горизонті встановлюють об'єми робіт по розкритті і корисним копалинам, виділяючи при цьому об'єми гірничокапітальних робіт.

2. Розставляють на уступах необхідну кількість екскаваторів, враховуючи довжини фронтів робіт.

3. Уточнюють тривалість роботи і кількість екскаваторів на окремих ділянках кар'єрного поля, а також по видах робіт. Результати розрахунків зводяться в таблицю.

4. Для перевірки відповідності календарного плану необхідному розвитку гірничих робіт, прийнятому в проєкті, викреслюють суміщені плани гірничих робіт на окремі періоди існування кар'єру.

При складанні календарного плану весь період існування кар'єру розділяється на періоди будівництва, освоєння проектної потужності, нормальної експлуатації і доробки кар'єру. Нормами проєктування дозволяється здавати кар'єру в експлуатацію при потужності не менше 40–50% від проектної виробничої потужності. Іноді залежно від гірничогеологічних умов родовища, потребі в корисних копалинах дозволяється як виняток здавати кар'єр в експлуатацію з виробничою потужністю 15–25% від

проектної. А закінчення капітальних робіт, передбачених проектом, проводиться після здачі його в експлуатацію. При здачі кар'єру в експлуатацію необхідно, щоб був резерв готових до виймання запасів корисних копалин. Величина резерву для різних умов регламентується нормами проектування. Звичайно резерв готових до виймання запасів повинен бути не менше за 4–6-місячний об'єм видобувних робіт кар'єру.

7. Календарний режим роботи на кар'єрах

Режим роботи кар'єру, як правило, приймають цілорічний. Однак у всіх випадках (особливо при сезонній роботі) режим роботи, зокрема число робочих днів у тижні і число змін на добу, обґрунтовують і приймають залежно від кліматичних і гірничогеологічних умов, масштабів робіт, виду і потужності основного гірничо-транспортного обладнання та режиму роботи збагачувальних фабрик.

Норми технологічного проектування рекомендують такий календарний режим роботи [COY]:

- безперервний робочий тиждень при 8-годинній зміні з 3 змінами на добу – для великих кар'єрів продуктивністю понад 10 млн. т гірничої маси в рік;
- шестиденний або безперервний робочий тиждень при 8-годинній зміні з 2 або 3 змінами на добу – для середніх кар'єрів продуктивністю 2 - 10 млн. т гірничої маси на рік;
- п'ятиденний робочий тиждень при 8-годинній зміні з 2 змінами на добу – для малих кар'єрів продуктивністю до 2 млн. т гірничої маси на рік.

Режим розкривних робіт може відрізнятися від режиму видобувних робіт. При сезонній роботі кар'єра на розкривних роботах рекомендується приймати безперервний робочий тиждень при трьох 8-годинних змінах на добу.

Тривалість зміни, як правило, 8 год. Інша тривалість зміни може бути прийнята за рішенням замовника, погодженому відповідно до чинного законодавства.

Річна кількість робочих змін гірничо-транспортного комплексу кар'єра (буріння, навантаження, транспортування, відвалоутворення) при безперервному режимі роботи визначається за рахунок виключення річної кількості вибухових змін.

8. Класифікація запасів за їх ступенем підготовленості до видобування

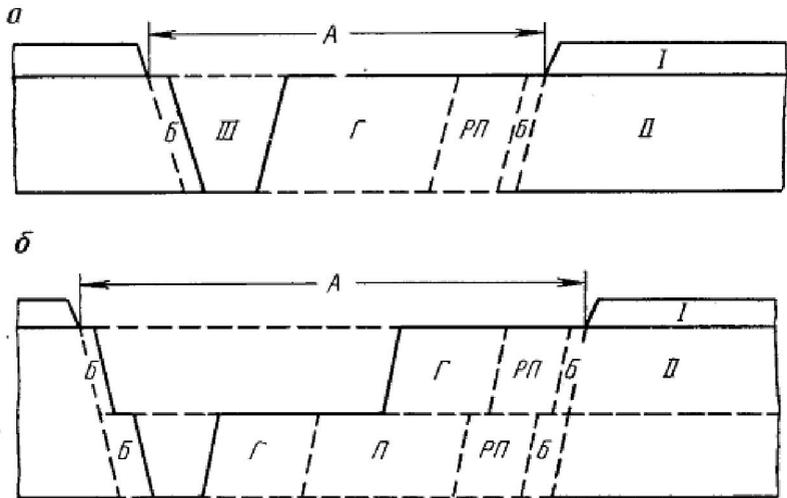


Рис. Класифікація запасів за їх ступенем підготовленості до видобування

[СпрЧнаев]:

а – при одному видобувному уступі; *б* – при двох і більше видобувних уступах;
I – розкривні породи; *II* – корисні копалини; *III* – розрізна траншея; *A* – розкриті запаси; *Г* – готові до виймання запаси; *II* – підготовлені запаси; *РП* – запаси у тимчасових ціликах під робочими майданчиками; *Б* – запаси у бермах (експлуатаційні втрати у бортах кар'єра)

Поділ запасів за ступенем підготовленості до видобування наведено у «Положенні про проектування гірничодобувних підприємств України та визначення запасів корисних копалин за ступенем підготовленості до видобування» (2004 р.). За ступенем підготовленості до видобування запаси корисних копалин поділяють на розкриті, підготовлені і готові до виймання. Розкриті запаси дозволяють почати видобувні роботи, підготовлені – їх забезпечувати при зупинці чи сповільненні гірничих робіт на розкривних уступах на розрахований період часу, а готові до виймання запаси – забезпечити видобувні роботи, якщо зупиняються чи сповільнюються роботи на суміжному верхньому видобувному уступі на розрахований період часу.

Розкриті запаси – частина балансових запасів, для розробки яких проведена в'їзна траншея і виконані гірничо-капітальні роботи, передбачені проектом. Для них повинні бути проведені всі потрібні роботи по розкриттю родовища чи його ділянки, проведені дренажні виробки, забезпечений транспортний доступ, потрібний для виймання і переміщення порід (проведені капітальні та розрізні траншеї чи з'їзди), а також зняті розкривні породи. Межами розкритих запасів є: зверху – поверхня корисних копалин, оголена внаслідок виконаних гірничих робіт або природними умовами залягання; з боку добувних робіт – оголені поверхні укосів уступів, з боку масиву корисних копалин – поверхні, побудовані від меж верхньої оголеної поверхні покладів під кутом укосу з урахуванням розмірів захисних берм, передбачених

проектом; знизу – горизонт підосви в'їзної траншеї. Якщо відповідно до прийнятої організації робіт розробляється уступ нижче горизонту в'їзної траншеї, нижньою межею розкритих запасів вважається горизонт, розташований нижче горизонту в'їзної траншеї на глибину черпання екскаватора.

Запаси, які знаходяться в бермах, під з'їздами і спорудами, враховуються окремо і переводяться в категорію розкритих після оформлення дозволу на їх виймання.

Після проведення розкривних робіт допускається залишати прошарок пустих порід потужністю не більш 0,5 м. На кар'єрах з видобування каолінів і вогнетривких глин з метою охорони корисних копалин від вивітрювання і засмічення допускається залишок прошарку пустих порід потужністю не більше 2 метрів.

Підготовлені запаси – запаси уступів з оголеною верхньою і боковою поверхнями, які можуть бути вийняті при паралельному посуванні всіх видобувних уступів без проведення розкривних робіт, із збереженням при цьому нормальної ширини робочих майданчиків. Це частина розкритих запасів, для розробки яких виконані всі гірничо-підготовчі роботи, передбачені проектом (проведені розрізи траншеї, дренажні, водовідвідні та транспортні виробки, не зачищені від залишків розкривних порід потужністю до 1,5 м, яка залишилась після екскавації при розкривних роботах), по яких можуть бути початі підготовчі виробничі процеси (буріння, підривання, механічне розпушення). Межами підготовлених запасів є: зверху – поверхня покладу, звільнена від розкривних порід; з боку видобувних робіт – оголена поверхня укосу уступу; з боку масиву корисних копалин – поверхні, побудовані від контурів верхньої оголеної поверхні покладу під кутами проектних укосів уступів; знизу – горизонт підосви нижнього уступу, для якого виконані всі гірничо-підготовчі роботи.

Готові до виймання запаси – частина підготовлених запасів, для розробки яких виконані допоміжні роботи, і які можуть бути відпрацьовані незалежно від просування суміжного верхнього уступу, залишаючи при цьому необхідну ширину робочого майданчика:

- а) на робочих горизонтах до ширини тимчасового неробочого майданчика;
- б) при переході до граничного проектного контуру – до ширини берми безпеки, передбаченої проектом.

Це запаси, повністю зачищені від розкривних порід, виймання яких з масиву для пухких порід або з розвалу для скельних і напівскельних порід можливе з дотриманням правил технічної експлуатації і безпеки (стосовно встановлених проектом ширини берм, повноти виймання тощо). Межами готових до виймання запасів є: зверху – верхня оголена поверхня уступу за межами ширини робочого майданчика; з боку видобувних робіт – оголена поверхня укосу уступу; з боку масиву корисних копалин – поверхня укоса уступу, побудованого від меж робочого майданчика розташованого вище уступу, під кутом укосу, передбаченого проектом; знизу – горизонт підосви нижнього уступу, для якого виконані всі гірничо-підготовчі роботи.

Готовими до виймання запасами вважаються також запаси, відбиті від масиву корисних копалин.

Готові до виймання запаси можуть бути підраховані за різницею між фактичною і мінімальною шириною робочих майданчиків на видобувних горизонтах:

$$Z_{\Gamma} = \left((k-1)(B_{\text{сер}} - B_{\text{мін}}) + A \right) H_{\text{сер}} l_{\text{сер}}, \text{ м}^3,$$

де k – кількість видобувних уступів, які одночасно розробляються;

$B_{\text{сер}}$ – середня ширина робочого майданчика на горизонтах, розміщених нижче верхнього видобувного, м;

$B_{\text{мін}}$ – мінімальна ширина робочого майданчика на видобувних горизонтах, м;

A – резервна смуга робочого майданчика на верхньому видобувному горизонті, м, виділяється при нерівномірності ведення розкривних і видобувних робіт;

$H_{\text{сер}}$ – середня висота уступа, м;

$l_{\text{сер}}$ – середня довжина фронту робіт на видобувному горизонті, м.

Якщо $A = (B_{\text{сер}} - B_{\text{мін}})$, то $Z_{\Gamma} = k(B_{\text{сер}} - B_{\text{мін}})H_{\text{сер}}l_{\text{сер}}$.

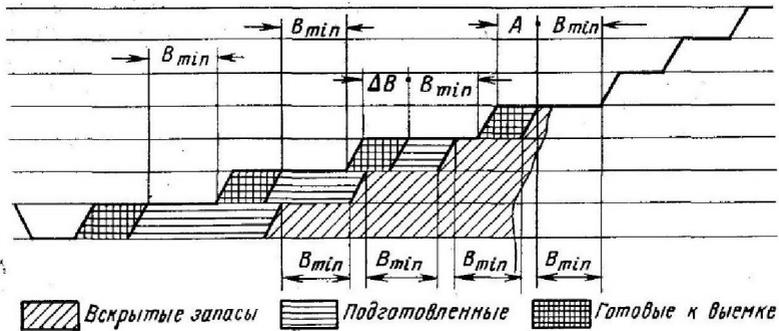


Рис. Схема до визначення готових до виймання запасів

Гірниче підприємство для успішної діяльності повинно мати певні об'єми підготовлених і готових до виймання запасів корисних копалин. Кількість розкритих, підготовлених і готових до виймання запасів в будь-який момент часу повинна забезпечувати запланований розвиток гірничих робіт, ритмічну роботу виймально-навантажувального обладнання, виконання річного плану по видобуванню і постачанню сировини споживачу. Їх недостатня кількість може призвести до скорочення числа діючих екскаваторних блоків і фронтів робіт, простоїв гірничого обладнання, зміни якості готової продукції, зменшення продуктивності кар'єру, порушення ритмічності виробництва і порядку відробки родовища. Надлишок же цих запасів викликає збільшення витрат на підготовку і підтримання законсервованих запасів, замороження оборотних коштів, зменшення інтенсивності розробки родовища.

Потрібний об'єм розкритих запасів залежить головним чином від прийнятої системи розробки родовища, кількості видобувних уступів і виробничої потужності кар'єра. Оптимальний рівень підготовлених запасів

визначається параметрами системи розробки, розміщенням бурових і екскаваторних робіт по уступам, продуктивністю і фронтом гірничих робіт кар'єра. Об'єм готових до виймання запасів встановлюється відповідно до виробничої потужності кар'єру по корисним копалинам і плану видобувних робіт та залежить від річного режиму роботи підприємства по розкриттю, прийнятої схеми розробки та продуктивності гірничого обладнання.

Об'єм і місцезорозташування підготовлених і готових до виймання запасів встановлюється при річному плануванні гірничих робіт з врахуванням можливої тимчасової зупинки робіт на окремих чи навіть всіх розкривних горизонтах, зміни якості корисних копалин тощо.

Забезпеченість підприємства розкритими, підготовленими і готовими до виймання запасами корисних копалин визначається у проєкті як частка від ділення кількості цих запасів на середньомісячний видобуток планового періоду. Плановим періодом для визначення забезпеченості підприємства запасами є півріччя, наступне за звітним періодом.

Нормативна кількість готових до виймання запасів при транспортній схемі розкривних робіт наведена у табл., а при безтранспортній схемі вона визначається параметрами розробки (шириною розкриваючої заходки, довжиною фронту робіт, випередженням розкривного екскаватора відносно видобувного) і потужністю пласта корисних копалин.

Нормативна кількість готових до виймання запасів

Режим роботи кар'єра по розкриттю	Період роботи	Кількість (на термін в місяцях, не менше)
Цілорічний		3
Сезонний	На початок сезону	2
	На кінець сезону	Тривалість сезонної перерви розкривних робіт + 2 місяці

При цілорічному режимі роботи забезпеченість готовими до виймання запасами корисних копалин повинна становити для кар'єрів, що розробляють родовища (згідно СОУ-Н МПП 73.020-078-1:2007 «Норми технічного проєктування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин. Ч1. Гірничі роботи. Ліквідація гірничодобувних підприємств. Техніко-економічна оцінка і показники):

- залізної руди, вапняків і доломіту – не менше ніж на 1,5 місяці;
- титано-ільменітових і марганцевих руд, вогнетривких глин і формувальних пісків – не менше ніж на 0,5 місяці (при безтранспортній системі розробки).

На робочому горизонті, суміжному з розміщеною вище товщею розкривних порід, яка відпрацьовується сезонно, забезпеченість готовими до виймання запасами корисних копалин до розрахункового початку розкривного сезону приймають не менше одного місяця.