

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ

Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық университеті

Ө.А. Байқоңыров атындағы Тау-кен металлургия институты

Ашық кен жұмыстар кафедрасы



А. Кожантов., А.К. Нугман

«ТАУ-КЕН ІСІНІҢ НЕГІЗДЕРІ»

пәні бойынша тәжірибелік сабақтарды жүргізуге арналған
әдістемелік нұсқау

(5B070700—«Тау-кен ісі» мамандығының студенттері үшін)

Алматы 2012

ЖОК 622. 271

ҚҰРАСТЫРУШЫЛАР: А. Кожантов., А.К. Нугман. “Тау-кен ісінің негіздері”

5B070700—«Тау-кен ісі» мамандығы бакалаврларға арналған “Тау-кен ісінің негіздері” пәні бойынша тәжірибелік сабақтарды жүргізуге арналған әдістемелік нұсқау. – Алматы: Қ.И. Сәтбаев атындағы ҚазҰТУ, 2012. Б.1-55.

Әдістемелік нұсқау “Тау-кен ісі” мамандығы бойынша Мемлекеттік стандарт талаптарына сай және бакалаврлардың білімін тереңдету және өзіндік түрде дайындалуына үйретеді. Нұсқаудың ішінде тау-кен процесстерінің есептерінің шешілу тәртіптері мен бағдарламасы қарастырылған, тәжірибелік сабақтардың тақырыптары пайдаланатын әдебиеттердің көздері берілген.

Кесте – 19. Сурет 5. Әдебиеттер тізімі – 11 атау.

Пікір жазған: Ж.Ж. Байгурин, техн. ғыл. докт., профессор, ҚазҰТУ.

Қазақстан Республикасы Білім және ғылым министрлігінің 2012 жылғы Типтік оқу бағдарламасына сай басылды.

КІРІСПЕ

Жұмыстың мақсаты - бакалаврлардың теориялық материалдарын оқуы мен пайдалы қазбалар кен орындарын ашық түрде қазу кезінде бұрғылап аттыру жұмыстарының негізгі параметрлерін есептей білулері қажет. Нұсқаудың ішінде тау жыныстарының қасиеттеріне байланысты бұрғылау және жару жұмыстарының параметрлерін табу үшін есептеу тәртібі мен керекті формулалардың арқасында анықтауға болады.

Мемлекеттік жоғары білім стандарттарына сай пәнді оқу барысында танысатын мәселелер:

-ҚР территориясында, ТМД елдерінде және шет елдерде тау-кен ісінің даму тарихы;

-пайдалы қазбаларды қазып алу деңгейі мен олардың халық шаруашлығындағы жоғалымы;

-пайдалы қазбалар кен орны мен олардың жату шарттарына мағлұматтар;

-жер қойнауын қорғау бойынша шаралар;

-пайдалы қазбаларды қазу тәсілдері мен тәсілдердің даму тарихы;

-ашық тау-кен жұмыстарының мәні; карьердің негізгі элементтері мен параметрлері;

-тау-кен қазындысы, ашық игерудің тәсілдері мен негізгі процесстері, олардың меншікті салмағы, карьердегі жұмыстардың негізгі техникo-экономикалық көрсеткіштері;

-жерасты тау-кен жұмыстарының мәні мен негізгі тау-кен қазындылары; негізгі өндісітік процесстері және олардың меншікті бағасы, кеніштердің негізгі техникo-экономикалық көрсеткіштері;

-құрлысты тау-кен жыныстарын игерудің негізгі технологиялары; шиікі затты кешенді қолдану; құрлысты тау-кен жыныстарын қазып алу бойынша кәсіп орындардың негізгі көрсеткіштері;

-пайдалы қазбаларды геотехнологиялық тәсілдерін қазып алудың негізгі ұғымдары; негізгі технологиялық процесстері; техникo-экономикалық көрсеткіштері;

-пайдалы қазбаларды су астынанқазып алу технологиясының мәні;

-минеральді шиікізаттарды өндеу және байыту мәні;

-пайдалы қазбаларды қазып алудың экономикалық тиімді әр түрлі тәсілдерін қолдану;

-тау-кен жұмыстарының экологиялық зардабы мен олардың қоршаған ортаға әсері.

Пәнді оқу барысында бакалавр, тау-кен жұмыстарын жүргізу үшін тау-кен-геологиялық шараларын бағалап, пайдалы қазбалар кен орын игеру тәсілдерінің бастапқы ұғымдарын біліп шығады.

1 КАРЬЕРДІҢ ПАРАМЕТРІН АНЫҚТАУ

Карьердің параметрлерін анықтау негізінен пайдалы қазбаның өндірістік қор көлемімен, аршу жыныстарын көлемдеріне әсер ететін карьердің өнімділігімен толық жұмыс істеу қабілеттігіне байланысты есептеледі. Карьердің параметрлері келесідей тәртіппен табылады:

1 Карьердің беткейінің қиябет бұрышы (откос) конструкциясына байланысты анықталады.

$$\beta_k = \arctg \frac{H_k}{\sum h_y \cdot ctg \alpha + \sum \hat{a}_r + \sum \hat{a}_t}, \quad (1)$$

мұндағы, H_k – карьер тереңдігі, м;

H_y – кертпештік тереңдігі, м;

α – кертпеш қия бетінің бұрышы ($\alpha=40\div75$), градус;

$\sum h_y$ – кертпеш қия беттерінің горизонтальда орналасу ені, м;

вп – сақтандыру бермасының ені (вп=5÷15), м;

вт – көліктік берманың ені (вт=8÷45), м;

2 Аршу шектің коэффициентінің ашық түрде игерудің экономикалық шарты максималды рұхсат етілген шарадан аспауы керек.

$$K_{гр} = C_{п-С0}/C_{в}, \text{ м}^3/\text{м}^3; \quad (2)$$

мұндағы, $C_{п}$ – пайдалы қазбаның 1 м^3 тағы жер асты жұмыстарынан игеруге арналған болжамдық қаражатының өзіндік құны, тг; C_0 – пайдалы қазбаның 1 м^3 тағы ашық әдіспен игеруге арналған болжалдық қаражатының өзіндік құны (аршу жұмыстарына жұмсалған қаражатты есепке алмағанда), тг; $C_{в}$ – аршу жыныстарының 1 м^3 қазу жұмыстарына арналған болжалдық қаражаттың өзіндік құны.

3 Карьердің тереңдігін табу:

3.1 Ашық тәсілмен қазудың тереңдігін аналитикалық түрде көрсетсек, мындай түрде болады:

$$H_k = 2 \cdot K_{гр} \cdot M / ctg \beta_{в} + ctg \beta_{а} \quad (3)$$

мұндағы, M – кеннің горизонталь қалыңдығы, м;

$\beta_{в}$, $\beta_{л}$ – карьер беткейінің аспалы және жатқан қабырғаларының қия беттегі бұрыштарына байланысты, градус; ($\beta_{в} = \beta_{л} = \beta_{к}$);

3.2 Карьердің тереңдігі жайпақ және горизонтальды кен орындарды қазу барысында мына формула қолданылады:

$$H_k = h_{н} + h_{п}, \text{ м}; \quad (4)$$

мұндағы, $h_{п}$ – пайдалы қазбаның кенге сәйкес тік түскен қалыңдығы, м;

$h_{н}$ – жыныстардың қалыңдығы, м;

4 Аршудың орташа коэффициенті бойынша карьердің соңғы тереңдігін анықтау кезінде аршудың орташа және шектес коэффициентінен теңдік шарасын табу керек. $K_{ор} = K_{гр}$;

$$K_{ор} = V_{в} / V_{пн}, \text{ м}^3/\text{м}^3; \quad (5)$$

Карьердің түбін өлшеу барысында кеннің контурына сәйкес графикалық жоспарда белгіленген белгілерге сәйкес горизонтальды кен орындарды қазуға байланысты жер бетінің қай белгідегі екенін табу түрі. Тік құрама және еңістік кен орындарды қазу кезінде карьердің табанындағы ені 30/40 м алынады. Карьер табаны бойынша кем дегенде ұзындығы 70÷100м болуы керек.

5 Карьердің өлшенген аймағына сәйкес жердің бетіндегі және қазылған карьер түбіндегі өлшемдер геометриялық түрде талданады.

$$V_{\text{п}} = V_{\text{д}} + H_{\text{к}} (\text{ctg } \beta_{\text{в}} + \text{ctg } \beta_{\text{л}}), \text{ м}; \quad (6)$$

$$L_{\text{п}} = L_{\text{д}} + 2H_{\text{к}} \cdot \text{ctg } \beta_{\text{к}}, \text{ м}; \quad (7)$$

мұндағы, $V_{\text{п}}$ - жер бетіне сәйкес карьер ені, м;

$V_{\text{д}}$ - карьер түбі бойынша қазылған ені, м;

$L_{\text{п}}$ - жер бетіне сәйкес карьер ұзындығы, м;

$L_{\text{д}}$ - карьер түбі бойынша қазылған ұзындығы, м;

6 Карьердегі тау-кен массасының көлемі . Қысқаша нұсқау пирамида көлемінде анықтауға болады:

$$V_{\text{ГМ}} = \frac{1}{3} (B_{\text{д}} \cdot L_{\text{д}} + \sqrt{B_{\text{д}} \cdot L_{\text{д}} \cdot B_{\text{п}} \cdot L_{\text{п}} + B_{\text{п}} L_{\text{п}}}) \cdot H_{\text{к}}, \text{ м}^3; \quad (8)$$

7 Карьер контурындағы пайдалы қазбаның көлемі сақталған кен өлшемі көлемнің призмасы ретінде қабылданады.

$$V_{\text{пи}} = M (H_{\text{к}} - H_{\text{н}}) \cdot L_3, \text{ м}^3; \quad (9)$$

мұндағы, L_3 - кеннің созылымдық ұзындығы, м;

8 Кен орнын ашық тәсілмен игеру көзінде бос тау жыныстар көлемін алып тастасақ мына формуламен анықталады: $V_{\text{в}} = V_{\text{ГМ}} - V_{\text{пи}}, \text{ м}^3; \quad (10)$

9 Орташа аршу коэффициенті мынадай түрде де анықталуы мүмкін.

$$K_{\text{ор}} = V_{\text{в}} / V_{\text{пи}}; \text{ м}^3 / \text{м}^3; \text{ Егер } K_{\text{ор}} \geq K_{\text{гр}}, K_{\text{ор}} = K_{\text{гр}}, H = H_{\text{к}}; \quad (11)$$

10 Пайдалы қазба бойынша карьердің өнімділігі тау-кен жұмыстарының жылдық төмендеуіне байланысты:

$$A = H_i \cdot S_i (1 - \eta) / (1 - \rho) \cdot \gamma, \text{ т/жыл}, \quad (12)$$

мұндағы, H_i - карьердегі белгілі мерзімде жүргізілетін жолдардың төмендеу жылдамдығы ($H_i = 7 \div 18$), м/жыл.

S_i - белгілі мерзімдегі жұмыс алаңындағы пайдалы қазбалардың ауданы, м^2 ;

γ - пайдалы қазбалардың тығыздығы ($\gamma = 2,0 \div 3,9$), т/ м^3);

η - жердегі пайдалы қазбаның жоғалуы ($\eta = 0,03 \div 0,08$);

ρ - пайдалы қазбаның құнарсыздануы ($\rho = 0,02 \div 0,07$);

$$S_i = L_{\text{п}} \cdot V_{\text{п}}, \text{ м}^3; \quad (13)$$

мұндағы, $L_{\text{ф}}$ - қазбалы жұмыстарының созымдылық шебі (фронт) $L_{\text{д}} = L_{\text{ф}}$.

11 Аршу жұмыстарын карьерден қазып алу өнімділігі мына формуламен

анықталады:

$$A_{гм} = A / \gamma \cdot K_{гр}, \text{ м}^3/\text{жыл}, \quad (14)$$

12 Тау-кен массасы бойынша карьердің өнімділігі мына формуламен анықталады:

$$A_{гм} = A / \gamma (1 + K_{гр}), \text{ м}^3/\text{жыл}, \quad (15)$$

13 Карьердің тәулік өнімділігі:

аршу бойынша: $A_{сут}, v = A_v / N, \text{ т/тәулік};$

кен бойынша: $A_{сут}, p = A / N, \text{ т/ тәулік}, \quad (16)$

мұндағы, N - жылдағы жұмыс күндер саны, карьердегі жүргізілетін жұмыстардың күнтізбегін режиміне сәйкес анықтаймыз: $N = N - П - В;$

N - бір жылдағы күндер саны,

$П$ - жылдағы мейрамдар саны,

$В$ - жылдағы демалыс саны.

14 Карьердің ауысымдық өнімділігі:

аршу бойынша: $A_{см}, v = A_{сут}, v / п, \text{ м}^3/\text{ ауысым};$

кен бойынша: $A_{см}, p = A_{сум}, p / п, \text{ т/ ауысым}, \quad (17)$

мұндағы, $п$ - 1 тәуліктегі карьердегі жұмыс істейтін ауысымдар саны ($п=2$ немесе 3).

15 Карьердің жұмыс істеу мерзімі мынадай түрде анықталады:

$$T = t_p + V_{пи} \cdot \gamma / A + t_3, \text{ жыл}, \quad (18)$$

мұндағы, t_p - карьердің салыну уақыты ($t_p=3 \div 5$), жыл;

t_3 - карьердегі тау-кен жұмыстарының жұмыс істеп бітіруіне қалған уақыт ($t_3=2 \div 3$), жыл;

Екінші нұсқалы есептеу амалы

1 Карьердің жұмыс жүргізілмейтін жағдауларының параметрлері олардың орнықтылығы және қажетті алаңдарды орналастыруға мүмкіндік беруі керек. Карьердің орнықты жағдауының қиябет бұрышы жағдауда көлік және сақтандыру бермаларын орналастыруға мүмкіндік беруі керек.

Карьер жағдауларының өшу бұрышы

$$\beta_k = \beta_v = \beta_l.$$

Өшу бұрышы

$$\beta_k = \arctg \frac{H'_k}{n_y \cdot h_y \cdot ctg\alpha + n_{п} \cdot b_{п} + n_{тр} \cdot b_{т}}, \text{ град},$$

мұндағы, H'_k – карьердің шартты түрде қабылданған тереңдігі, м;

h_y – кемер биіктігі, (10) м;

α - кемердің қиябет бұрышы, град, 75;

b_{II} – сақтандыру бермасының ені, м, (5÷15);

b_T – көлік бермасының ені, м, 17;

n_y – карьердің шартты тереңдігіндегі кемерлердің саны;

n_{np} – сақтандыру бермаларының саны;

n_{mp} – көлік бермаларының саны.

Карьердің шартты тереңдігіне келетін кемерлер саны

$$n_y = \frac{H'_K}{h_y}.$$

Сақтандыру бермаларының саны

$$n_{np} = 0,75 \cdot n_y.$$

Көлік бермаларының саны

$$n_{mp} = n_y - n_{np}.$$

2 Карьер түбінің өлшемдері (l_o , b_d), қазып алынатын сілемді нұсқаулар арқылы анықталады, олардың минимальды өлшемдері төмені кемерлерде қазу-тасу жұмыстарын қауіпсіз жүргізу жағдайларымен анықталады: ені $b_o = 30$ м, ұзындығы $l_a = 820$ м.

Карьердің жер беті бойынша өлшемдері

$$B_B = 2(H_K \cdot \text{ctg}\beta_K) + b_d$$

$$L_B = 2(H_K \cdot \text{ctg}\beta_K) + l_d$$

мұндағы, B_B – карьердің жер беті бойынша ені, м; L_B – карьердің жер беті бойынша ұзындығы, м; H_K – карьер тереңдігі, м; β_K – карьер жағдауының қиябет бұрышы, град. b_d – тау-кен көліктік жағдайлар бойынша қабылданған карьер түбінің ені, м.

3 Пайдалы қазба қорлары мен аршыма көлемдерін есептеу

Кен сілемінің горизонталь қуаты:

$$m_r = \frac{M}{\sin\beta_3}, \text{ м}$$

Пайдалы қазба көлемі:

$$V_n = \frac{m_r l_d (H_K - h_n)}{\sin\beta_3}, \text{ м}^3.$$

мұндағы, h_n – жабынды жыныстар қалыңдығы, (20÷40)м.

Пайдалы қазбаның баланстық қорлары геологиялық қорларға тең қабылданады:

$$Z_b = Z_r = V_n \gamma_n, \text{ Т}$$

Карьер нұсқасындағы тау-кен қазындысының көлемі ($\beta_{cp} = \beta_K$ қабылдаймыз):

$$V_{GM} = S H_K + \frac{1}{2} P H_K^2 \text{ctg}\beta_{cp} + \frac{1}{3} \pi H_K^3 \text{ctg}^2\beta_{cp}, \text{ м}^3$$

Карьер түбінің ауданы келесі формуламен анықталады:

$$S = l_d \cdot b_d, \text{ м}^2$$

Карьер түбінің периметрі келесі формуламен анықталады:

$$P = 2(l_d + b_d), \text{ м}$$

Карьердің ақтық нұсқасындағы аршыма жыныстарының көлемі:

$$V_B = V_{ГМ} - V_U, \text{ м}^3$$

Өндірістік орташа аршу коэффициенті:

$$k_{cp} = \frac{V_B}{3_6}$$

4 Карьер өнімділігін анықтау

Кез келген кәсіпорын жұмысының негізгі көрсеткіші оның өндірістік қуаты болып табылады. Карьердің өндірістік қуаты карьердің пайдалы қазба және тау-кен қазындысы бойынша өнімділігімен сипатталады. Бұл көрсеткіштердің өзара байланысы эксплуатациялық аршу коэффициенті арқылы өрнектеледі.

Тау-кен кәсіпорнының дұрыс анықталған өндірістік қуаты маңызды мәселе болып табылады. Карьердің кен бойынша өнімділігі кен жұмыстарының даму қарқындылығымен анықталады.

Бір қабатты қазу уақыты

$$t_c = \frac{h_y}{h_{zod}}, \text{ жыл},$$

мұндағы, h_y – кемер биіктігі, м; h_{zod} – карьердің жылдық терендеуі, м/жыл.

Карьердің жылдық терендеу жылдамдығы

$$h_{zod} = \frac{H_k}{T_{oc}}, \text{ м/жыл},$$

мұндағы, H_k – карьердің ақтық терендігі, м; T_{oc} – карьер нұсқасындағы кенді қазу мерзімі, жыл.

Карьер нұсқасындағы кенді қазудың негізгі уақыты

$$T_{oc} = \frac{V_u \cdot \gamma_p}{A_{zod}}$$

мұндағы V_u – карьер нұсқасындағы кен қорлары, мың. м^3 ; γ_p – кен тығыздығы, $\text{т}/\text{м}^3$; A_{zod} – карьердің кен бойынша жылдық өнімділігі, (300÷500 мың.) $\text{т}/\text{жыл}$.

Карьердің кен бойынша айлық өнімділігі

$$A_{мес} = \frac{A_{zod}}{12}$$

Карьердің кен бойынша тәуліктік өнімділігі

$$A_{сут} = \frac{A_{мес}}{N_p}$$

мұндағы, N_p – демалыс күндерді ескергенде 1 айдағы жұмыс күндерінің саны, 26.

Кен жұмыстарының дамуының бірінші кезеңіндегі карьердің аршыма жыныстары бойынша жылдық өнімділігі

$$W_{zod} = A_{zod} \cdot k_{cp}$$

Кен жұмыстарының дамуының бірінші кезеңіндегі карьердің аршыма жыныстары бойынша айлық өнімділігі

$$W_{мес} = \frac{W_{год}}{12}$$

Кен жұмыстарының дамуының бірінші кезеңіндегі карьердің аршыма жыныстары бойынша тәуліктік өнімділігі

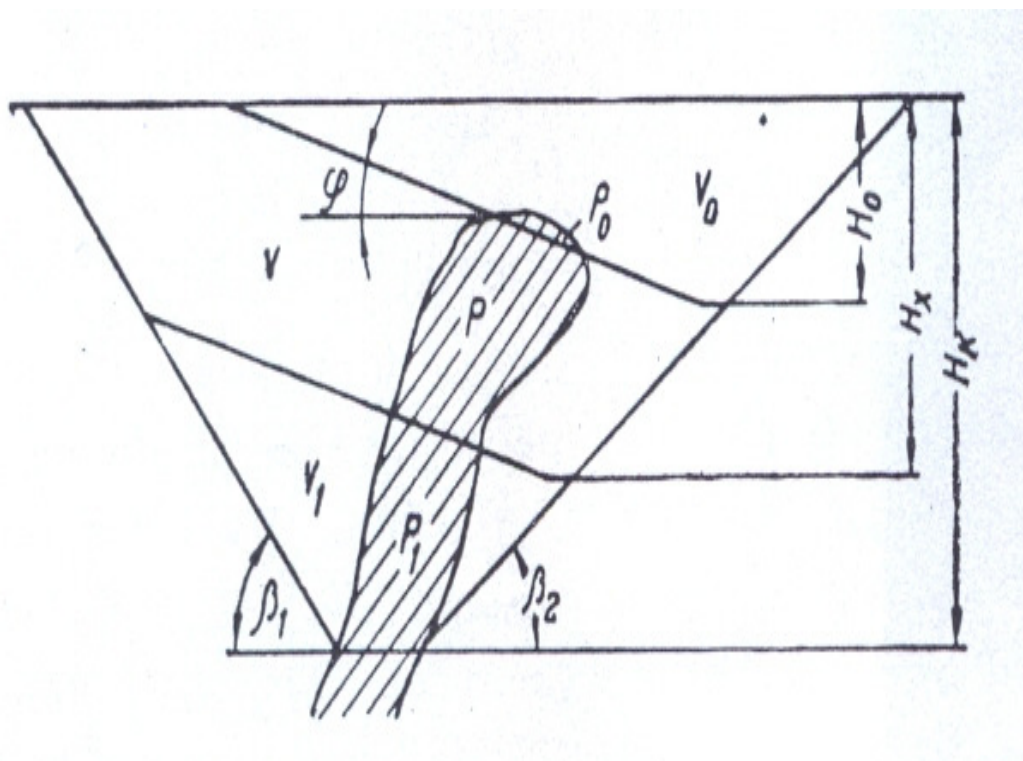
$$W_{сут} = \frac{W_{мес}}{N_p}$$

5 Карьердің қызмет мерзімін анықтау

Карьердің қызмет мерзімі

$$T = T_p + T_{oc} + T_3, год$$

мұндағы, T_p – карьердің даму уақыты, жыл (2-3); T_{oc} – карьердің негізгі қызмет мерзімі, жыл; T_3 – карьердің өшу уақыты, жыл (1-2).



Карьер контурын (нұсқасын) анықтау сұлбасы

Кестесі – 1. Тәжірибелік жұмыстың варианттары.

КӨРСЕТКІШТЕР	ВАРИАНТТАР											
	1 /13	2 /14	3 /15	4 /16	5 /17	6 /18	7 /19	8/20	9 /21	10/22	11/23	12/24
1.Кенің қалыңдығы	41/50	42/51	43/52	44/53	45/54	46/55	47/56	48/57	49/58	50/59	70/60	71/61
2.Кенің созылғандағы б/ш ені (м)	2000/ 3200	2100/ 3300	2200/ 3400	2300/ 3500	2400/ 3600	2500/ 3700	2600/3 800	2700/ 3900	2800/ 4000	2900/ 4100	3000/ 4200	3100/ 4300
3.Кенің құлау бұрышы	35/47	36/48	37/49	38/50	39/51	40/52	41/53	42/54	43/55	44/56	45/57	46/58
$C_{\Pi} = 1\ 000 \div 10\ 000$			3 100				3 000				3 500	
$C_0 = 500 \div 5\ 000$			1 100				1 000				1 500	
$C_B = 200 \div 9\ 000$			210				200				250	
7.Кеннің қалыңдығы, H_n (м)	10/12	11/13	12/14	13/15	14/16	15/17	16/18	17/19	18/20	19/21	20/22	21/23

Пайдаланылған әдебиеттер тізімі:

1. Мельников М.В. «Краткий справочник открытым горным работам». Москва, 1982 г. Недрa 414 с.
2. Ржевский В.В. «ОГР». Москва, Недрa - 1980г.
3. Хохряков В.С. «Проектирование карьеров». Москва , Недрa - 1980г, 336 с.

2 БҰРҒЫЛАУ ЖӘНЕ АТТЫРУ ЖҰМЫСТАРЫНЫҢ ШАМА-ШАРТТАРЫН АНЫҚТАУ

Шартты тапсырмалар: қатарына бұрғылау станоктарын таңдау (типін мен маркалары), параметрлерін есептеу; ұңғылар наклон бұрышы β , ұзындығы L_c және асыра бұрғылау $L_{пер}$; ұңғы торлары; бұрғыланған блоктың, станоктың өнімділігі мен блокты бұрғылауға жұмсалатын уақыт.

Тапсырманы шешу тәртібі: Қазылып алынып жатқан тау жыныстарының бекімділік көрсеткіштері $f(2,66-68$ бет) бұрғылау станогінің типін таңдау және бұрғыланған ұңғымалардың диаметрін табатын болсақ:

$$d_c = d_{д.к.р.с}; \quad (1)$$

мұндағы, $d_{д-қашау}$ диаметрі, мм: (СБР-125мм=0,125м), $к.р.с=1,05 \div 1,2$ - бұрғылау кезіндегі ұңғыманың кеңейу коэффициенті.

Табаны бойынша кедергі шамасын анықтау

$$W = (40-45)d_c - \text{жеңіл жарылатындар үшін};$$

$$W = (35-40)d_c - \text{орташа жарылатындар үшін}; \quad (2)$$

$$W = (25-35)d_c - \text{қиын жарылатындар үшін};$$

Кертпешті қауіпсіз бұрғылау шарттары бойынша W шыққан мәндерін тексереміз: $W = h_y \cdot ctg \alpha + c$, м; (3)

мұндағы h_y , α -бұрғылау кертпештің биіктігі мен қиябет бұрышы, градус/м.

C - ұңғыма осьпен кертпештің жоғарғы ернеуіне /бровки/ дейінгі минимальді берілген арақашықтығы, м. ($C=13 \div 22$ м).

$W \geq W_б$ - кезінде тік ұңғымаларды $\sin \beta_c = 90^\circ$ қабылдау.

$W < W_б$ - кезіндегі бірінші қатардағы ұңғымаға ылди бұрғылауды $\beta_c = \alpha$ қабылдау. Ұңғылауға мүмкіндігі беретін бұрғылау станогінің модельін таңдау.

Шарттарға байланысты ұңғыма торларыннан шама-шарттарын қарастыру:

$$a) \text{ қатардағы ұңғыма арасындағы ара қашықтықтар: } a = m \cdot w, \text{ м.} \quad (4)$$

мұндағы: m -ұңғымаларды аралық түрде орналастыру коэффициенті (0,75 ÷ 1,4);

-жұмсақтарға (1,1 ÷ 1,4);

-орташа (1,0 ÷ 1,1); қиын аттырылатын таужыныстар (0,75 ÷ 1,0);

б) Ұңғымалардың қатарлармен арасындағы арақашықтығы: $v = a -$ ұңғымалар квадратты торлар кезінде.

Бұрғылау блогінің шама-шарттарын анықтау:

$$a) \text{ бұрғылау блогінің ені: } Шв.б = W + (n-1) \cdot B, \text{ м;} \quad (5)$$

мұндағы W -табанасты бойынша кедергі сызығы, м; n - ұңғы қатарындағы сандар, B -ұңғы қатарлар арасындағы арақашықтығы.

$$V_{в.б} = 15(30)Q_{сут.экс}, \text{ м}^3; \quad (6)$$

б) бұрғылау бөлігінің ұзындығы:

$$L_{в.б} = \frac{V_{об}}{Ш_{об} \cdot H_y}, \text{ м}; \quad (7)$$

мұндағы, Qc- экскаватордың тәуліктік өнімділігі, м³;
15- авто көліктеріне тиеу, тәулік;
30- темір жол көліктеріне тиеу, тәулік.

Ұңғылар санын ізтестіреміз немесе табамыз:

$$\text{а) қатарда } n_c = \frac{L_{об}}{a+1}, \quad (8)$$

$$\text{б) блоктағысы } \sum n_c = n_c \cdot n_p \quad n_p=4, \quad (9)$$

Ұңғылардың бұрғылау шама-шарттарын анықтау

$$\text{а) ұңғыма ұзындығы: } L_c = \frac{1}{\sin \beta_c} (H_y + l_{пер}), \text{ м}, \quad (10)$$

мұндағы, H_y- кертпеш биіктігі, м; β_c- деңгейжиекке қарай ұңғыманың ылди бұрышы, градус;(L_{пер}=(10-15) dc; м); L_{пер}- асыра бұрғылау ұзындығы, м; d_c-ұңғыма диаметрі, м.

б) блоктағы ұңғыманың қосынды ұзындығы

$$\sum L_c = L_c \cdot \sum n_c, \quad (11)$$

Бұрғылау станогының ауысымдық өнімділігін анықтау

$$Q_б = \frac{\dot{O}_{\bar{n}} - (\dot{O}_{i\bar{c}} + \dot{O}_{\bar{d}i} + \dot{O}_{\bar{a}i})}{\frac{1}{V_0} + t_B}, \text{ пог.м/ауысым}, \quad (12)$$

мұндағы T_c, T_{п.з}, T_{р.п}, T_{в.п}- ауысымның созылымдығы, дайындаудың ақырғы операциялары, уақтылы тоқтап тұруы мен ішкі жүйелік тоқтаулары, сағат; V_в-бұрғылаудағы техникалық жылдамдығы, м/сағ; t_в-1м ұңғыманы бұрғылаудың қосымша уақыты, сағат; кейде T_c=8 сағат, T_{п.з}+T_{р.п}=0,54-1; T_{в.п}=0,9-1,3 сағат.

$$\text{Блоктарды бұрғылау уақытын анықтау: } T_б = \frac{\sum L_c}{Q_б}, \text{ ауысым}, \quad (13)$$

Блоктарды бұрғылау жылдамдығын (T_б) болк барды экскаватормен қазымдау жылдамдығын (T_э) шарттарға сәйкес тексереміз.

Бұрғылау станоктарға әрдайым екі ауысымдық ұйымдастыру жұмысы 8 сағаттан. Осыдан $\frac{T_б}{2} \leq T_э$, мұндағы: T_э=15÷30 тәулік.

Егер қойылған шарт орындалмайтын болса блокты бұрғылауға екі станокты қолданды және блокты бұрғылаудың ұзындығы мен көлемін анықтау. Станоктардың өнімділігін басынан бастап қайтадан есептеу керек. 22- вариант берілгені: f=4, H_y=15, α=650, n=4, Q_{экс}=8, L_{ер}=0,75, β=900; Табу керек: w-?, dc-?, a-?, Шв.б-?, n_c-?, ∑ n_c -?, L_c-?, Q_б-?, T_б-?;

3 АТТЫРУ ЖҰМЫСТАРЫНЫҢ ШАМА-ШАРТТАРЫН АНЫҚТАУ

Есептің шартына: оқтаманың шама-шарттарын, тау массасының шығуы, қазып шығарған кесектер, орташа өлшенген қопсыту коэффициенті, ұңғыманың оқтаның жару тәртібімен коммутация сұлбаларын таңдап есептеу.

Тапсырманы орындау тәртібі:

Белгілі АЗ меншікті шығындар шамасы кезінде оқтамның шамасын анықтау:

а) бірінші қатардағы ұңғымалар үшін: $Q_{31}=q*W*H_y*a$, кг; (1)

б) келесідей қатардағы ұңғымалар үшін: $Q_{32}=q*B*H_y*a$, кг; (2)

Ұңғыманың сыйымдылығы бойынша оқтаманы есептеп шығарудың шамасын тексеру:

а) ұңғыманың сыйымдылығын істестіреміз (кг/м): $P=\frac{\pi d^2}{4}*\Delta$; (3)

мұндағы Δ - оқтаудың тығыздығы, (кг/м³).

Қолымен және механикалық түрде оқтау кезінде:

$\Delta=300\div 1000$ кг/м³, ал АЗ судың қысымымен қолданған кезде $\Delta=1400\div 1600$ кг/м³.

б) АЗ оқтаманың ұзындығын анықтау: $L_{BB}=L_c-L_{заб}$, м. (4)

мұндағы, $L_{заб}$ - ұңғыманы тығындаудың ұзындығы.

в) ұңғыманың оқтама массасының сыйымдылығын анықтау;

$Q_3^o = P * L_{BB}; м$; (5)

г) шығарылған мәндерді салыстырамыз: $Q_{31}; Q_3 \leq Q_3$; (6)

егер шарттар орындалатын болса $Q_3=Q_3$ қолданылады.

Бұрғыланған блокты жарып тастау үшін АЗ жалпы массасын анықтаймыз: $Q_{BB}=Q_3*\sum n_c$. (7)

Ұңғыманың бірінші қатардағы 1 метр үшін тау массасының шығуын

есептеу: $q_{rm}=\frac{V_b}{L_c}=\frac{a*W*H_y}{L_c}$, м³/м; (8)

1 метрмен салыстырғанда орташа жарылып шығатын барлық тау жыныстар формуласы

$q_{rm}=[\frac{H_y*W*a}{L_c}+(n_p-1)*\frac{H_y*B*a}{L_c}]*\frac{1}{n_p}$; м³/м, (9)

Жарылған тау массасынан шығатын кесектерді есептеу,

$$d_{cp} = \frac{60}{\frac{1}{L_{dp}} + \frac{300 + H_y}{100 + d_c} * q}, \text{ см}; \quad (10)$$

мұндағы L_{dp} - құрамдағы блоктың орташа өлшемі:

q - АЗ меншікті шығыны кг/м³; d_c - ұңғыма диаметрі.

Көп қатармен жару кезінде үйілімдегі жыныстардың орташа өлшенген қопсыту коэффициентін қарастыруы:

$$K_p = \frac{1 + 0,6 \sqrt{10^{-3} * q * d_{cp}} (1,2 * N_p + 1,7)}{N_p^{1,2}}, \quad (11)$$

N_p -тұрақты шама (4÷7); [кесте 1].

Кесте – 1. Варианттар бойынша есептеулерге арналған керекті мәліметтер

КӨРСЕТКІШТЕР	$\frac{1}{13}$	$\frac{2}{14}$	$\frac{3}{15}$	$\frac{4}{16}$	$\frac{5}{17}$	$\frac{6}{18}$	$\frac{7}{19}$	$\frac{8}{20}$	$\frac{9}{21}$	$\frac{10}{22}$	$\frac{11}{23}$	$\frac{12}{24}$
Бекімдік коэффициенті, f;	$\frac{3}{10}$	$\frac{5}{12}$	$\frac{7}{14}$	$\frac{9}{16}$	$\frac{11}{18}$	$\frac{13}{20}$	$\frac{2}{4}$	$\frac{10}{6}$	$\frac{8}{15}$	$\frac{4}{17}$	$\frac{5}{19}$	$\frac{6}{11}$
Кертпештің биіктігі, Ну;	$\frac{10}{12}$	$\frac{12}{14}$	$\frac{15}{18}$	$\frac{14}{20}$	$\frac{11}{17}$	$\frac{13}{16}$	$\frac{12}{15}$	$\frac{13}{18}$	$\frac{10}{20}$	$\frac{15}{18}$	$\frac{15}{20}$	$\frac{12}{14}$
Қиябет бұрышы α , градус;	$\frac{60}{65}$	$\frac{65}{70}$	$\frac{70}{75}$	$\frac{63}{78}$	$\frac{68}{80}$	$\frac{72}{75}$	$\frac{77}{70}$	$\frac{75}{65}$	$\frac{70}{80}$	$\frac{65}{75}$	$\frac{75}{70}$	$\frac{75}{80}$
Ұңғыма орналасуы түрі;	к ш	в а	а х	д м	р а	а т	т т	т ы	ы		&	
Қатар саны, n;	$\frac{2}{3}$	$\frac{3}{4}$	$\frac{4}{6}$	$\frac{5}{5}$	$\frac{3}{4}$	$\frac{3}{4}$	$\frac{4}{2}$	$\frac{4}{5}$	$\frac{5}{4}$	$\frac{4}{3}$	$\frac{3}{4}$	$\frac{3}{2}$
Экскаватордың тәуліктік өнімділігі, Qэкс; м ³ ;	$\frac{6,0}{7,0}$	$\frac{3,5}{5,0}$	$\frac{7,5}{9,0}$	$\frac{8,0}{13,0}$	$\frac{7,5}{4,0}$	$\frac{12,5}{14,0}$	$\frac{4,5}{11,0}$	$\frac{6,0}{10}$	$\frac{6,0}{7,0}$	$\frac{8,0}{11,0}$	$\frac{9,0}{11}$	$\frac{12}{0,9}$
Блоктың орташа өнімділігі, Lср, м;	$\frac{0,35}{0,95}$	$\frac{0,48}{1,0}$	$\frac{0,37}{1,1}$	$\frac{0,40}{1,2}$	$\frac{0,45}{1,3}$	$\frac{0,6}{0,5}$	$\frac{0,65}{0,55}$	$\frac{0,7}{1,4}$	$\frac{0,8}{1,5}$	$\frac{0,75}{0,6}$	$\frac{0,85}{0,7}$	$\frac{0,9}{1,0}$

Әдебиеттер тізімі:

- 1 Синьчиковская В.И. Технология ОГР Красноярск: Издательство красноярского университета, 1989, 375с.
- 2 Томаков П.Н., Наумов И.К. Технология, механизация и организация открытых горных работ. М: Недра, 1986, 311с.
- 3 Омаров Т.Ш. Определение параметров буровзрывных работ при открытой разработке месторождений. М/У к практическим занятиям (для бакалавров специальности 2105) – Алма-Ата: КазПТИ, 1992. С.1-10.

4 ЭКСКАВАТОРЛАРДЫҢ ӨНІМДІЛІГІН ЕСЕПТЕУ

Экскаваторлардың өнімділігін теория, техникалық және пайдаланушылық (эксплуатациялануға) болып бөлінеді.

Механикалық күректі экскаваторлар үшін теориялық өнімділігі төгу кезіндегі бұрылу бұрышы кезінде 900-тең, көсу биіктігі қысымды дінгекке (валл) тиісті биікті, үгіндідегі бұрылу жылдамдығы және төгу мерзімі. Бұрылу бұрышының максималды түрі 1350 драглаиндар үшін, ал көп шөмішті экскаватордың теориялық өнімділігі, белгілі уақыт ішіндегі шөміштер санымен, тіліп алу жылдамдығының наминалды қазып алушы шөміштер санына байланысты. Шөмішті толтыру коэффициенті, шөміштің ішіндегі жыныстарды қопсыту коэффициенті, белгілі бірлікке (еденица) тең болып келеді.

Экскаватордың теориялық өнімділігін қопсытылған тау массасында мына формуламен анықтау: $\Pi_{э.т} = 60 E \cdot h$, м³/сағ, (1)

мұндағы E- шөміштің сыйымдылығы, м³.

h – төгу барысындағы 1мин ішіндегі шөміш саны.

Көп шөмішті экскаватордың «h» мәні техникалық сипаттамасы бойынша үшінші формула есептеледі; ал біршөмішті экскаваторлар үшін.

$$n = \frac{60}{t_{ц.т}}, \quad (2)$$

мұндағы тц.т,- циклдің теория жалғасы. 30÷40 секунд аралығында (1) және (2) формулаларын бір-біріне сәйкестендіріп бір шөмішті экскаваторлардың өнімділігін мына формуламен анықтау:

$$\Pi_{э.т} = \frac{3600 \cdot E}{t_{ц.т}}, \quad \text{м}^3 / \text{сағ}, \quad (3)$$

Техникалық өнімділік – нақты тау-кен технологиялық жағдайларда жұмыс істегендегі, экскаватордың максималды бір сағаттың ішіндегі өнімділігі.

Тығыз массивтегі көп шөмішті экскаватордың өнімділігін анықтау үшін (3)-ші формулаға сүйеніп техникалық өнімділігін шығару керек.

$$\Pi_{э.тор} = 60 * E * n * K_э * K_к, \quad \text{м}^3 / \text{сағ}, \quad (4)$$

Kэ- экскавация коэффициенті, $K_э = \frac{K_{н.к}}{K_{р.к}}$.

Kн.к – шөмішті малтыру коэффициенті.

Kр.к – шөміштегі жыныстарды қопсыту коэффициенті.

Kз – забойдағы көмекші операцияларды есепке алатын коэффициент.

$$K_з = \frac{t_p}{t_p + t_b}, \quad (5)$$

tр – экскаватор жұмысының үздіксіз бір қалыптағы жұмыс істеу ұзақтығы немесе роторлы экскаватордың бір бағыттағы жұмысы, секунд: 3,5;

тв – бір рет экскаватордың жылжу бағыты немесе роторлы экскаватордың жұмыс істеу бағытының өзгеруі секунд: 20÷30.

Бір шөмішті экскаватор үшін (3)-ші формула бойынша өзгертілетін толық массадағы техникалық өнімділік:
$$П_{э.тон} = \frac{3600 \cdot E}{t_{ц.р}} K_2 \cdot K_3 \text{ м}^3 / \text{сағ}, \quad (6)$$

мұндағы тц.р – белгілі забойдағы экскаватор циклының 4,5÷50 жұмыс істеу уақыты, бұл қазылып алынатын жұмыстар түріне байланысты және экскаватордың бұралу кезіндегі төгу бұрышына тиісті секунд, $K_3=0,85\div0,90$.

Экскаваторлардың пайдалану өнімділігі – жұмыс істеу уақытын есепке ала отырып анықталады. Техникалық және қазып алу – тиеу жұмыстарының болашақта ұйымдастыруын едәуір азайтады. Бұған қосымша негізгі және көмекші жұмыстарын (тау – кен массасын тасымалдау тау – кен жыныстарын тасуға дайындау) және т.б кіргізіледі. Ауысымдық экскаватордың пайдалану өнімділігі мына формуламен анықталады.

$$П_{э.см} = \frac{3600}{t_{ц.р}} E \frac{K_{н.к}}{K_{р.к}} K_3 \cdot T_{см} \cdot K_{и.э} \frac{\text{м}^3}{\text{ауысым}}, \quad (7)$$

$T_{см}$ - ауысымдық уақыты;

$K_{и.э}$ – экскаватор белгілі уақыт ішінде қолданатын коэффициент, яғни қосалқы технологиялық процестердегі қабылданған құрал жабдықтардың түрлеріне байланысты.

Экскаватордың жылдық пайдалану өнімділігі, ұйымдасқан жұмыстардың айқындалған түрінде сипатталады:

$$П_{э.г} = П_{э.см} * N_{д.н} * n_{см} \cdot \frac{\text{м}^3}{\text{жыл}}, \quad (8)$$

$N_{д.н}$ – жылдағы экскаватордың жұмыс күндер саны.

$n_{см}$ – тәуліктегі жұмыс ауысымдық саны (көбінесе карьерде 2 немесе 3);).

Жылдағы экскаватордың жұмыс күндер саны карьердегі жұмыс режиміне байланысты (жыл сайын, мерзім сайын және т.б). Бір шөмішті экскаваторлар жыл бойы жұмыс істейді, ал демалыс күндермен $N_{д.н}=240\div250$, демалыссыз - $N_{д.н}=280\div290$. Үздіксіз аршу жұмыстарында жұмыс істейтін экскаваторлардың жұмыс істеу күндер саны 230 (оңтүстік аудандарда) 175 күнге - дейін (солтүстік аудандарда).

Көмір және темір кендерде жылдық өнімділігін аршу экскаваторлармен ЭКГ-4,6А, ЭКГ-8И, ЭШ-15/90 өнімділігі 1300÷1400, 2200÷2500, 3500÷3600мың. м^3 .

Кесте – 1

Көлік	Көлік жабдықтарды келтіру (подача) схемасы	Ки.э
1	2	3
Темір жолды	Тұйықталған	0,55÷ 0,65
	өтпелі(сквазная)	0,7÷0 ,8
Автомобильді	Тұйықталған	0,6÷0 ,65
	Сақиналы (кальцевая)	0,7÷0 ,75
Конвейірлі немесе контурлы	үздіксіз	0,8÷0 ,85
Үйіндіге ішінде тасымалдау	шөміштің қалыпты	0,85÷ 0,9

Кесте – 2. Варианттар бойынша есептеулерге арналған керекті мәліметтер

№ П / П	Тапсырманы есептеуге арналған мәліметтер	В А Р И А Н Т Т А Р											
		1/ 13	2/ 14	3/ 15	4/ 16	5/ 17	6/ 18	7/ 19	8/ 20	9/ 21	10/ 22	11/ 23	12/ 24
1	Кемердің биіктігі, мЗ	10/ 27	12/ 25	15/ 12	15/ 22	11/ 23	10/ 24	15/ 15	17/ 16	20/ 14	16/ 15	18/ 12	30/ 11
2	Тау-кен жыныстарының тығыздығы т/мЗ	2,7/ 2,0	2,8/ 1,9	3,0/ 1,8	3,5/ 2,0	2,5/ 2,0	2,0/ 2,0	3,0/ 2,7	2,8/ 3,2	3,2/ 3,0	2,7/ 2,8	3,1/ 2,5	1,8/ 2,6
3	Жұмыстың жылдық көлемі млн*мЗ	5/ 25	7/ 20	9,5/ 12	8/ 17	7,5/ 20	6/ 22	12/ 10	15/ 15	22/ 9	16/ 8,5	18/ 6,5	28/ 7,5
4	Көліктің түрі (автосамасвалдың жүк көтергіштігі) т	1 Көліктік (27) (75) (40) (27) 2 Көліктік (75) (40) (27) (40)				Темір жол				Конвейірлі			

Кесте – 3

Жыныстар	Кр.к	Кн.к	Кэ
1.Құм, супесь, жұмсақ балшықтар	1,1÷1,18	1÷1,1	0,95
2.Қақыр және тасты көмір, тығыз балшықтар, босансыған жердің сланстары, мел	1,15÷1,3	0,95÷1,1	0,80
3. Тығыз жердегі сланстар, мергель, жердегі цементтер мен кездесетін құмдары.	1,25÷1,35	0,85÷1	0,75
4. Известті цементтерде кездесетін құмдар және нашар ізбестер.	1,3÷1,45	0,80÷1	0,65
5. Темір және кварцті цемент кездесетін құмдар, берікті немесе қатты, ізбестер, доломиттер.	1,45÷1,5	0,75÷0,9	0,55

Кесте – 4

Экскаваторлар	Белгілі шектегі мәндер				
	Сугликті	Жақсы жарылған	Жаруға жұмсалған	Орташа жартаc	Қатты жартасты
1	2	3	4	5	6
ЭКГ – 3,2;4	23,8	25,5	29,8	31,9	34,1
ЭКГ - 5	24,2	27,1	31,7	34,0	36,5
ЭКГ – 8И	28,2	30,3	35,2	37,5	40,5
ЭКГ – 12,5	32,4	34,7	38,3	41,4	44,1
ЭКГ – 4у	32,1	34,8	38,8	41,9	44,5
ЭКГ – 6,3у	40,3	43,2	46,4	49,8	53,8
ЭВГ – 35/65м	58,1	61,1	66,1	68,2	71,2
ЭШ – 8/60	50,1	54,0	59,1	63,6	-
ЭШ – 15/90	56,9	60,0	63,0	67,5	-
ЭШ – 80/100	62,6	65,0	69,0	74,5	-

5 КЕНІШТІҢ ЖЫЛДЫҚ ӨНІМДІЛІГІН АНЫҚТАУ

Жұмыстың мақсаты: Өндірістік істе, әсіресе, кен орындарының техникалық жобасын жасауда өзекті мәселе шахтның (кенішті) басты шама-шарттарын ғылыми негіздеудің маңызы зор. Сондықтан шахт алабын ашу және даярлау пәнінде болашақ кен инженерлерге кәсіби-техникалық бағытты қалыптастырудың бірден бір жолы кеніштің шама - шарттарды анықтау әдістерін игеру болып табылады.

Кеніштің (шахтның) жылдық өнімділігі кен өндірісіндегі ең маңызды көрсеткіштерінің бірі болып саналады. Себебі кен құрылысын күрделі қаржыландыру, кеннің өзіндік құнының деңгейі кен орнын пайдалануға беру мерзімі және басқада көрсеткіштер жылдық өнімділікке тікелей байланысты болады.

Кеніштің (шахтның) жылдық өнімділігі тау-кен техникалық және экономикалық жағдайлардан туындайды.

Жылдық өнімділік кен орындарының кен мүмкіншілігіне байланысты анықталады.

Жылдық өнімділікті анықтаудың кен мүмкіншілігі бойынша негізінен түрлі тәсілі бар. Олар:

-кен орнын қазудың орташа жылдық қарқындылығы бойынша. Яғни көлбеу және күрткүлама кен сілемдерін тазартысты алудың орташа жылдық төмендеуі, жазық және жайпақ кен сілемдерін тазартысты алудың орташа жылдық жылжуы бойынша;

-тазартысты алу жұмысының шебіне байланысты (блок, панель (кенүңгірдің) санын және олардың өнімділігі бойынша.

1 Жылдық өнімділікті тазартысты алудан шахт алабының орташа жылдық төменделуі бойынша анықтау. Бұл әдіс жату бұрышы 30°-тан жоғары болатын кен сілемін қазғанда пайдаланады. Дәлдігінің онша жоғары болмау себебінен көбіне техникалық жоба жасағанда қолданылады. Әдісті академик Агошков М.И. ұсынған:

$$A_{ж} = V_{ж} \cdot S_{ж} \cdot \gamma \cdot V \cdot \frac{K_r}{1 - \rho}, \text{ т/жыл}, \quad (1)$$

мұндағы $V_{ж}$ - шахт алабының орташа жылдық төмендеуі, м/жыл.

$$V_{ж} = V_0 \cdot K_1 \cdot K_2, \text{ м/жыл}, \quad (2)$$

мұндағы: V_0 - кеніш бойынша тазартысты жұмыстың орташа жылдық төмендеуі, м/жыл (шахт алабы бойынша барлық кен сілемі бойынша): V_0 - бірмезгілде кен беретін қабат санына, оның ұзындығына және кеннің қалыңдығына қарай 1-кестеден анықталады, K_1 K_2 - кен сілемінің жату бұрышы (α) мен қалыңдығына (мН) берілетін түзету коэффициенттер (1-кесте).

$S_{ж}$ - кен сілемінің жазық ауданы, м²;

Кесте – 1

Шахта алабының созылымы,	Кеніш қуаты, м.	Жылдық төмендеу, м		
		орташа	Ең азы	Ең көбі
Өте үлкен алаң 1000.. 1200 Жоғары 1500 жоғары 1 қабатта қазу. 2 қабатта қазу	15 м-ден жоғары 15 м-ден аз	15 18	12 15	18 20
Үлкен алаң 600... 1000 1000...15 1. Қабат 2. Қабат 3. Қабат	15 м-ден жоғары 15 м-ден аз	18 25 32	15 20 25	20 30 40
Орташа алап 300...500дейін 600...1000дейін 1. Қабатта қазу 2. Қабатта қазу 3. Қабатта қазу	15 м-ден жоғары 15 м-ден аз	22 27 32	18 20 25	30 35 40
Шағын алаң 300 м ге дейін 500-600 м-ге дейін 1. Қабатта қазу 2. Қабатта қазу 3. Қабатта қазу	15 м -ден 15 м-ден төмен	20 25 39-40	15 20 25	25 30 50

Кесте 2

Кеніш қуаты; м	Түзету коэф.	Құлама бұрышы, град	Түзету коэф.
5 м-ге дейін	1,25	90	1,2
5-15 м	1,0	60	1,0
15-25м	0,8	45	0,9
25м -ден жоғары	0,6	30	0,8

$$S_{ж} = \frac{m_H}{\sin \alpha}, \text{ м}^2, \quad (3)$$

мұндағы γ - кеннің тығыздығы, т/м³-полиметалды кендердің: $\gamma=2,7 \div 3,1$ т/м³; K_T - түсім коэффициенті, $K_T=0.8 \div 0.95$. Түз кендерін өндіргенде $K_T=0,4 \div 0,5$ - дейін төмендейді; ρ -құнарсыздық коэффициенті (қолданатын кен қазу жүйелері мен қазу шартына байланысты).

2 Жазық (жайпақ) (жату бұрышы 30° кіші) Жезқазған тектес кен сілемдерін қазғанда шахтның жылдық өнімділігі тазартысты қазудың жылдық жылжуына байланысты мына формуламен есептеуге болады:

$$A_{ж} = \rho_0 \cdot B \cdot m \cdot V_{ж} \cdot \gamma \cdot \frac{K_T}{1 - \rho}, \text{ т/жыл}, \quad (4)$$

мұндағы ρ_0 - қатар кен өндіретін панель (камера) саны; B -панель (камера) ені, (м); t - кен сілемінің қалыңдығы, (м); $V_{ж}$ - бір панельдің

тазартысты қазуда жылдық жылжуы, м (жыл).

$$V_{ж} = V_{см} \cdot n_{см} \cdot N_{ж}, \quad (5)$$

мұндағы: $V_{см}$ - панельдің (кенүңгір) ауысымдық жылжуы, $n_{см}$ - тәулік ішінде өнім беретін ауысым саны, $N_{ж}$ - бір жылдағы жұмыс күні.

Панельдің (кенүңгірдің) айлық өнімділігі: $A_{б} = n_0 \cdot B \cdot m \cdot V_a \cdot \gamma \cdot \frac{K_r}{1 - \rho}$, т/ай;

V_a - панельдің айлық жылжуы т/ай, $V_a = V_{см} \cdot n_{см} \cdot N_a$ N_a - айдағы жұмыс күні. Панельдің (кенүңгірдің) ауысымдық орташа жылжу шамасын кен сілемінің қалыңдығына қарай мына шамалардан қабылдауға болады:

$m=1.5 \div 3м$	$V_{см}=0.5+0.85$ м/см;
$m=3.0 \div 6м$	$V_{см}=0.35+0.5$ м/см;
$m=6.0 \div 12м$	$V_{см}=0.25+0.35$ м/см;
$m=12 \div 15м$	$V_{см}=0.15+0.25$ м/см;
$m > 15м$	$V_{см}=0.5+0.85$ м/см;

3 Шахт (кеніш) өнімділігін жұмыс шебіне яғни тазартысты қазу жұмысының даму дәрежесіне байланысты есептеу:

$$A_{ж} = \frac{12 \cdot n_0 \cdot A_{\delta}}{K_0 \cdot \psi}, \quad \text{т/жыл}, \quad (6)$$

мұндағы: n_0 - қатар өнім беріп тұрған блоктың не панельдің (камера) саны; $A_{б}$ -блоктын немесе панельдің (кенүңгір) айлық өнімі, т/ай; K_0 - жалпы өнімдегі тазартысты қазудан алынатын кеннің сыбағалы үлесін ескеретін коэффициенті, $K_0=0,75 \div 0,9$; ψ - резервтегі блокты, не панельді (камера) көрсететін коэффициент мұның мәні көбіне (1,5÷1,3) шамасында қарастырылады.

Блоктың, панельдің (кенүңгір) орташа айлық өнімділігі $A_{б}$ есептеп шығарылады, K_0 -мәні қолданатын қазу жүйесіне және даярлау, тілме қазбаларын өткенде жолай алынатын кен мен тазартысты қазу өнімінің ара қатынасынан анықталады. $K_0=0,75 \div 0,9$ шамасында.

Кен жұмыстарының дұрыс дамып, шахт ырғақты жұмыс істеуі үшін, яғни жоспарланған жылдық өнімді беру үнемі жұмыс істеп тұратын блок санының тұрақты болуына тікелей байланысты.

Тазартысты қазу жұмысында тұрақты блок (панель) санын мына формуламен анықтауға болады: $n_0 = \frac{m \cdot w}{w + 1}$, (7)

мұндағы: n_0 - шахтдағы барлық блок (панель) саны, w - тазартысты қазудың даярлау-тілме жұмыстарының озықтығын өрнектейтін коэффициент:

Тақта сілемдерін даярлағанда $w=1,1 \div 1,2$; желі кенінде $w=1,5 \div 2,0$; шомбал кен сілемдерінікі $w=2,0 \div 3,0$;

Қазылып жатқан кен сілеміндегі барлық блок саны:

$$n = \sum_{i=1}^{i=q} \frac{r_i \cdot L_i}{L_{\delta}}, \quad (8)$$

мұндағы: q, г - жазылу ретіне қарай қатар өнім алынып жатқан кен сілемі және қабат саны; L_i , L_{δ} - қабаттық (кен сілемінің) созылымы мен блок ұзындығы, м. Блоктың орташа айлық өнімділігі шахт бойынша тазартысты қазудың орташа жылдық төмендеуіне - V_0 (немесе жылжуына, егер жайпақ бола) байланысты анықталады: $A_{\delta} = \frac{S_{\delta} \cdot V_{ж} \cdot K_n \cdot \gamma}{12(1-\rho)}$, т/ай, (9)

мұндағы: S_{δ} - блок ауқымындағы кен сілемінің орташа жазық ауданы (m^2); $V_{ж}$ - шақта алабының орташа жылдық төмендеуі; γ - кеннің тығыздығы (t/m^3).

$$S_{\delta} = L_{\delta} \cdot m^2, \quad (m^2),$$

m^2 - кен сілемінің жазық қалыңдығы, m^2 м.

4 Кеніштің жылдық өнімділігін қазу тереңдігі, күрделі қаржыландырудың пәрмеділік коэффициенті және оның өтемдік мерзімін ескеріп анықтау.

$$A_{ж} = K_{в} \sqrt{\frac{Q_t}{\lambda_1 + \lambda_2 * Q_t}}, \quad \text{млн. т/жыл}, \quad (10)$$

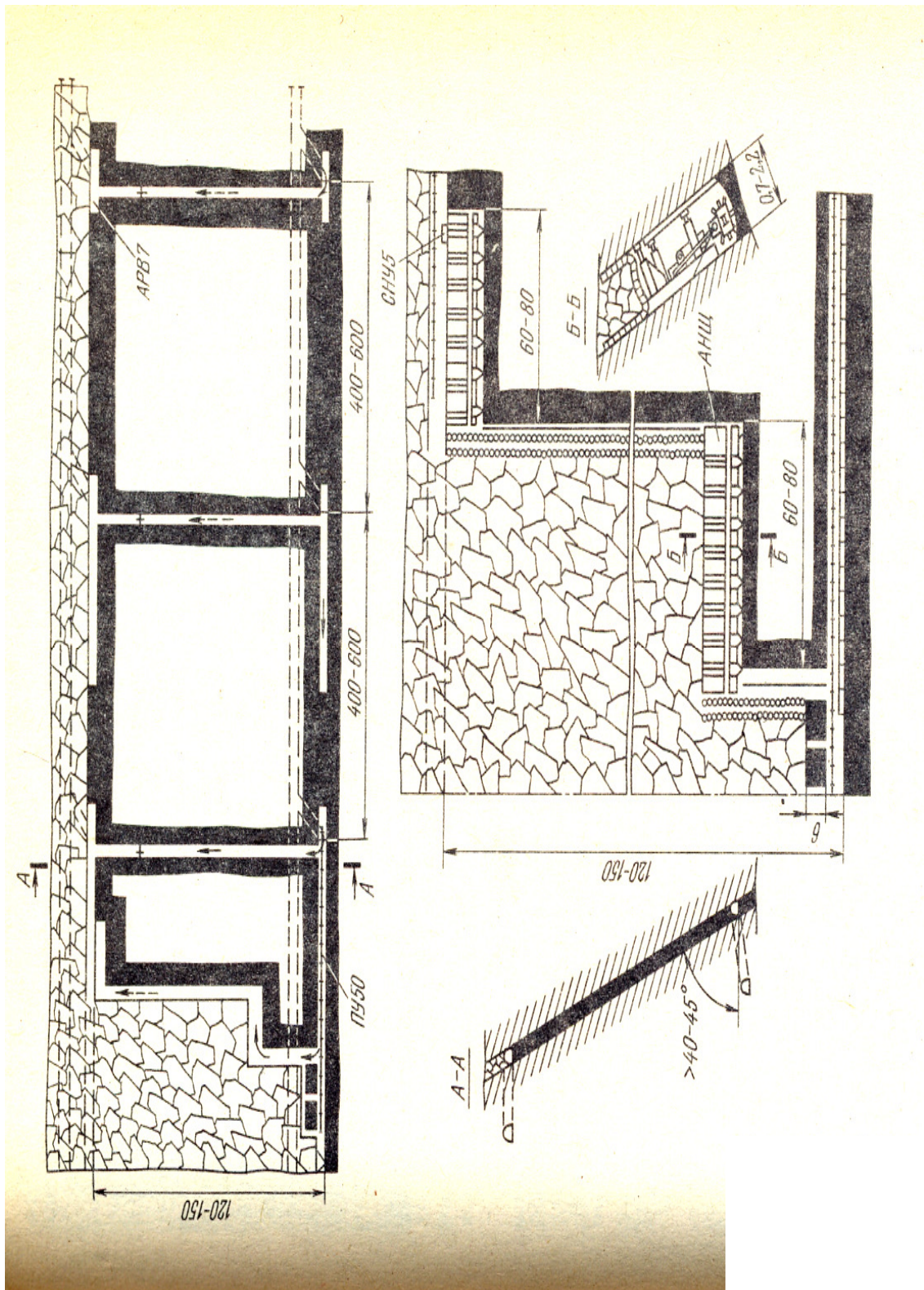
мұндағы: $K_{в}$ - жыйындық коэффициенті; $K_{в} = 0,87 \div 2,31$; Q_t - түсім қоры, млн. т; λ_1 - және λ_2 - қабат санына, қазу тереңдігіне және күрделі қаржының өтімдік мерзіміне тәуелді бағалық коэффициенттер. Мәні 3 кестеде берілген.

Кесте – 3

Өтем мерзімі, жыл	Кеннің таралу тереңдігі, м.					
	400м дейін		800м дейін		1200м дейін	
	λ	λ_2	λ_1	λ_2	λ	λ_2
6		0,023	3,9	0,032	5,6	0,40
7	3,0	0,018	5,5	0,024	7,9	0,023
10	4,4	0,013	7,8	0,018	11,2	0,017
15	6,5	0,010	12,0	0,013	16,9	0,017

Сөйтіп (1-6) формуларымен есептелген шахтаның жылдық өнімділігі кен жабдықтарының жетіліп, техниканың дамуына ескере (200 ÷ 300 мың т шамасында өсіріліп қабылданды.

Берілгені: $L_{соз} = 960$; $L_{құл} = 780$; $m = 7$; $\alpha = 7$; $H = 700$; $M = 4$; $KT = 0,95$; $P = 0,1$; $\gamma = 3,1$; $B = 10$; $P_{ксм} = 5$.



Шешімі:

$$A2 = \frac{VS_{\gamma} K_{II}}{1-P} = 1538532,81/0,9 = 1709480,899; \quad (1)$$

$$A2 = B \cdot m \cdot n_0 \cdot v_2 \cdot \gamma \cdot \frac{K_T}{1-\rho} = 3221093,75/0,9 = 3578993,056; \quad (2)$$

$$Q6 = L_{\text{соз}} \cdot L_{\text{құл.м}} \cdot \gamma; \quad (3)$$

$$Q6 = 960 \cdot 780 \cdot 7 \cdot 3,1 = 16248960;$$

$$QT = Q6 \cdot \frac{K_T}{1-\rho} = 16248960 \cdot 0,95/0,9 = 17151680; \quad (4)$$

$$T = Q6/A2 \cdot \frac{K_T}{1-\rho} = 17151680/1709480,899 \cdot 0,95/0,9 = 10,59; \quad (5)$$

$$T \varphi = T + tg + t_0, \quad (6)$$

$$T \varphi = 10,59 + 5 + 4 = 19,59.$$

Бакалаврлардың дербес жұмыстарының бастапқы шарттары.

Шахтның басты шама-шарттарын анықтау бойынша бакалавртерде кәсіби бағыттылыққа машықтандырылдық дербес жұмыстардың басты шамалары 4-кесте мен 2-суретте берілген.

3-сурет бойынша бакалавртер өзіндік жұмысты (СӨЖ) орындайды. Яғни 4-кесте мен 2-суретте берілген кенсілемінің жату тұрпаты есептеуі бойынша әрбір бакалавр өткен сабақты пысықтап, тиімді ашу тәсілін таңдаудың 1-кезеңінде анықталатын ықтимал ашу тәсілдерінің эскизін сызып, оның әрқайсысының сипаттамасын жазады.

Ал, 3-сурет көрсетілген шахт алабындағы кен сілемдерінің жаралым элементтерін ескере тиімді ашу тәсілін табады және кеніштің басқа да басты шама-шарттарын есептеп өзара сабақтастырады.

Кесте – 4

Жұм. аты	Бастапқы шама; Исходные данные		Анықтау; Определить			Ашу тәсілдерінің сипаттамасы; Описание схем вскрытии	
	Нкт; Нгр, м	Тор; Тср, м	Ое, млн., т.	Аж; Аг, т/жыл; т/год.	Тор; Тср, жыл; лет.	Жату бұрыштарында; При угле залегания	
						а)30°	а)30°
1 / 14	720 / 675	14 / 22				5	7
2 / 15	860 / 725	11 / 24				5	7
3 / 16	910 / 745	7 / 23				5	7
4 / 17	690 / 695	17 / 18				5	7
5 / 18	760 / 735	12 / 17				5	7
6 / 19	510 / 635	18 / 15				5	7
7 / 20	720 / 735	17 / 19				5	7
8 / 21	650 / 755	21 / 14				5	7
9 / 22	590 / 675	24 / 26				5	7
10 / 23	810 / 715	19 / 31				5	7
11 / 24	760 / 815	21 / 16				5	7
12 / 25	710 / 690	16 / 30				5	7
13 / 26	680 / 810	23 / 21				5	7

Кесте – 5. Варианттар бойынша есептеулерге арналған керекті мәліметтер

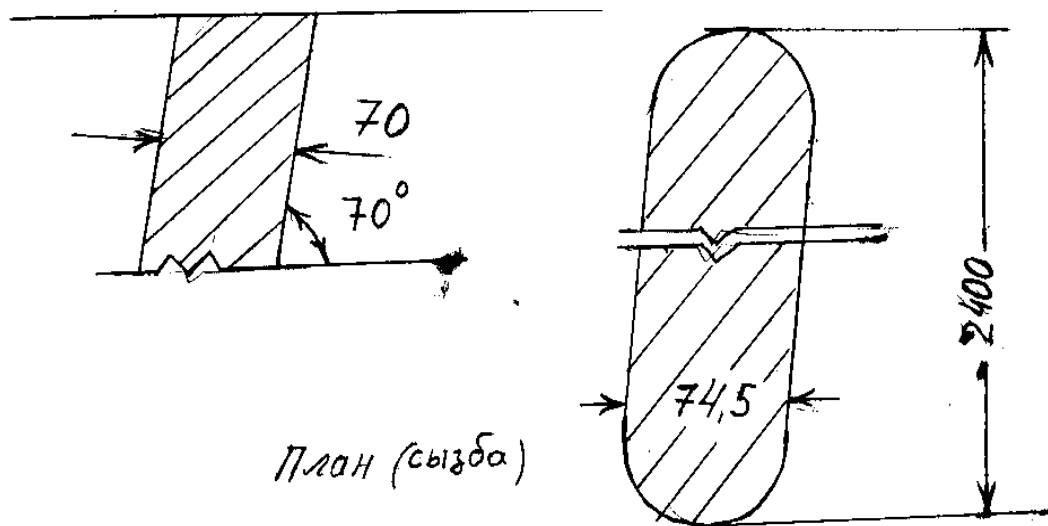
Бастапқы шамалар	нұсқаулар																	
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
<i>I</i>	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
1.Созылым ұзындығы, L _{соз} , м.	110 0	960	780	150 0	125 0	870	950	700	940	880	136 0	120 0	990	880	790	105 0	840	930
2.Көлбеу биіктігі, L _{кұл} , м.	500	780	880	550	660	710	690	910	570	620	540	610	640	720	670	440	520	460
3.Қалыңдығы, m, м.	9	7	11	13	8	17	16	25	21	34	16	15	27	23	29	14	16	17
4.Жату бұрышы, α, градус.	72	7	5	75	12	66	3	47	80	13	4	55	76	9	49	11	51	6
5.Қазу тереңдігі, H, м.	600	700	450	600	460	600	500	410	590	400	350	410	500	360	370	460	500	600
6.Күрделі қаржы өтемі, м.	5	4	6	7	6	9	8	4	5	5	7	7	6	6	8	8	9	10
7.Түсім коэффициенті, КТ.	0,90	0,9 5	0,9 4	0,9 3	0,9 3	0,96	0,9 7	0,93	0,9 4	0,9 5	0,9 5	0,9 5	0,9 5	0,9 1	0,9 1	0,9 5	0,9 3	0,9 3
8.Құнарсыздық коэффициенті, ρ.	0,05	0,1 0	0,1 0	0,1 0	0,0 7	0,10	0,1 1	0,10	0,1 1	0,0 7	0,0 6	0,0 7	0,0 6	0,0 6	0,0 7	0,0 7	0,0 6	0,0 7
9.Кен тығыздығы, т/м ³ , γ.	2,6	3,1	3,1 0	3,2	2,7	2,6	3,0	3,5	3,4	3,7	3,0 3	0,3 2	3,3	2,8	2,6	2,6	2,7	2,5
10.Блок ұзындығы, l _{блок} .	70	-	-	60	-	70	-	60	60	-	-	130	140	-	-	110	-	130
11.Панель (кенүңгір) ені, В.	-	100	140	-	100	-	115	-	-	130	140	-	-	110	-	130	-	120
12.Қабат саны, n.	1	-	-	1	-	1	-	2	1	-	-	2	1	-	1	-	2	-
13.Панель (кенүңгір) саны, n _{пан} .	-	5	5	5	5	-	5	-	-	5	5	-	-	5	-	5	-	5

Пайдаланылған әдебиеттер тізімі:

1 Ш.Әбдіраманов. Жер астында руда қазу процестерін есептеу. «Ана тілі» баспасы, 1991. §2; 16÷24. 166 бет.

6 ТАУ ЖЫНЫСТАРЫНЫҢ БҰРҒЫЛАУДАҒЫ ҚИЫНДЫҒЫ МЕН ТӘСІЛІН ТАҢДАУДАҒЫ САЛЫСТЫРМАЛЫ ЖАЛПЫ КӨРСЕТКІШІН АНЫҚТАУ. БҰРҒЫ СТАНОГЫНЫҢ ӨНІМДІЛІГІН ЕСЕПТЕУ

1 Кен сілемінің сызықпен түсірілген бейнесі (графикалық бейнелеу)



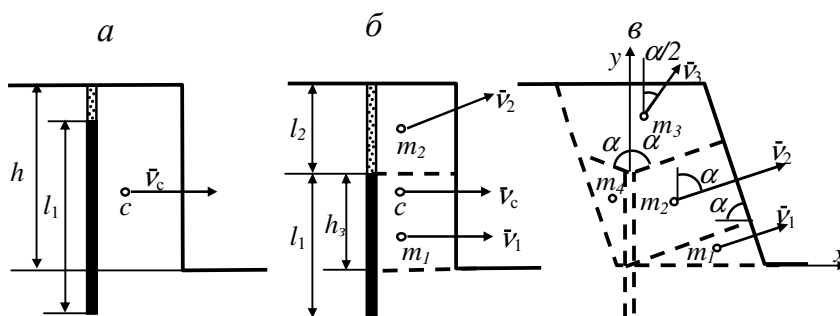
2 Тау жынысының бұрғылану қиындығының салыстырмалы көрсеткіші:

$$P_{\sigma} = K_1 (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + K_2 \gamma g, \text{ мПа}; \quad (1)$$

мұндағы K_1 және K_2 -- тұрақты коэффициенттері; $\sigma_{сж}$ - тау жыныстардың қысу күштерге қарсыласу шегі, мПа; $\sigma_{сдв}$ - тау жыныстардың ығысу күштерге қарсыласу шегі, мПа; γ - жыныстардың тығыздығы, кг/м³; g - еркін түсу үдеуі, 9,80 м/с²; $K_1=0,07$; $K_2=0,00007$; Сонда $P_{\sigma}=0,07(130+29)+0,00007*2800*9,80 = 13,05$ мПа.

В.В. Ржевскийдің сыныптамасына сәйкес /1 - кесте/ жыныстар бұрғылануы бойынша III-сыныпқа--қиын бұрғыланатын жыныстарға жатады ($P_{\sigma}=10,1 \div 15,0$).

3 Жыныстардың бұрғылануын ескеріп ұңғыларды бұрғылау үшін жоғары өнімділікті шарошканы бұрғылау тәсілін таңдаймыз.



Кесте – 1. Тау жыныстарының бұрғылау қиындығына Пб сәйкес сыныптамасы

Тау жыныстарының класы	Тау жыныстары	K1(σсж+σсд в)	K1γ	Пб
Жеңіл бұрғыланатын I	Тас көмірлер, тығыз топырақтар, гипс, тұздар, мергель, сланецтер, тығыз емес әктастар, топырақты мергель, көмір тәрізді тақтатаc, аргиллиттер және орташа тығыздықты аргелиттер	0,3-3,5	0,7-1,5	≤5
Орташа қиындықты бұрғыланатын II	Сланецтер, әктастар, алевролиттер, аргиллиттер, апатитті-нефелинді кендер, перидотиттер, доломиттер және доломиттелген әктастар, тығыз құмтастар, сиенит, құмтас катпаршаларымен доломиттенген әктастар	4,3-8,5	1,4-1,7	5,1-10
Қиын бұрғыланатын III	Кварцтелген әктастар, диориттер, габбро, окремельные әктастар, доломиттер, диориттер, гранодиориттер, кварцит, орташа граниттер және т.б. қиын бұрғыланатын абразивті жыныстар	9,2-13	1,7-2,5	10,1-15
Өте қиын бұрғыланатын IV	Граниттер, роговиктер, кварциттер, габбро, диабаз, граносиениттер гранодиориттер	14-18	2-3	15,1-20
Аса қиын бұрғыланатын V	Базальттар, диориттер, джеспилит, андезит және т.б. өте қиын бұрғыланатын жоғарғыабразивті жыныстар	19-23	2-4	20,1-25

Осы негізде көлбеу ұңғыларды бұрғылауға мүмкіндік беретін орта сыныптағы СБШ-250 МН типті бұрғы станогын, ал бұрғылау аспабы ретінде ОК типті диаметрі 269 мм шарашкалы қашауларды қабылдаймыз /кесте 2/.

Кесте –2. Өртүрлі шарошкалы қашаулардың тиімді қолданылу аймақтары

Қашау типі	Тау жыныстарының бұрғылануы	Пб
С и СТ	Тығыз сазбалшықтар, гипс, тұздар, мергель, құмтасты тақтатаc, тығыз емес және гипсті әктастар және басқа орташа бұрғыланатын қатпаршалы жыныстары бар төменгі абразивтік жеңіл бұрғыланатын тау жыныстары	<6
Т	Тақтатаc, әктастар, алевролиттер, аргиллиттер, және бұрғылау қиындығы орташа келген орташа абразивті тау жыныстары	6-8
ТК	Майда кристалды және аз доломиттенген әктастар, әктасты-сазбалшықты тақтатастар, магнезит және басқа да орташа абразивті тау жыныстары	8-10
ТЗ	Апатитті-нефилинді кендер, доломиттенген кварцтенген әктастар және доломиттер, тығыз құмтастар, орташа грандиоритпорфирлер, сиениттер және орташа қиындықты және қиын	8-12
ТКЗ	Берік құмтастар қатпаршаларымен доломиттенген әктастар, кремнилі жыныстар қатпаршаларымен кварцтелген әктастар, диориттер, габбро және басқа да қиын бұрғыланатын абразивтік жыныстар	10-12
К	Долomitтер, диориттер, гранодиориттер, , средние граниттер және басқа да орташа абразивті қиын бұрғыланатын тау жыныстары	12-16
ОК	Граниттер, кварциттер, габбро, диабаз, базальттар және басқа да қиын және өте қиын бұрғыланатын абразивті жыныстар	>16

4 Шарошкалы бұрғылау режимін (осьтік қысым шамасы және қашаудың айналу жиілігі) жыныстардың бұрғылануына сәйкес және қашау диаметріне сәйкес таңдайды. $P_0 = 13$ және $d_g = 269$ мм кезінде меншікті осьтік қысым қашау диаметрінің 1 см-не 12 кН немесе жалпы 322 кН, / 3-кесте/ және айналу жиілігі – 1,3с-1 деп қабылданады.

Кесте –3. Шарошкалы бұрғылау кезіндегі меншікті күштің берілуі

Пб	Қашау диаметрі, мм	Меншікті күштің берілуі, кН/см	
		Станоктардың фактілі күші	Тиімді бұрғылау үшін қажетті күш
8	214	7	9
10	243	9	11
12	243-269	11	13
14	269	13	18
16	295-320	18	22

5 Шарошкалы бұрғылаудың техникалық жылдамдығы келесі формуламен анықталады

$$\vartheta_{\delta} = \frac{2,5 \cdot 10^{-2} P_0 \cdot n_g}{P_6 \cdot d_g^2}, \text{ м/сағ};$$

мұндағы P_0 - осьтік қысым, кН ($P_0 = 322$ кН);

n_g - қашаудың айналу жиілігі ($n_g = 1,3$ с-1);

d_g - қашау диаметрі, м.

Сонда

$$\vartheta_{\delta} = \frac{2,5 \cdot 10^{-2} \cdot 322 \cdot 1,3}{13 \cdot (0,269)^2} = 9,0 \text{ м/сағ};$$

6 Бұрғы станогының ауысымдық өнімділігі келесі формуламен анықталады

$$Q_6 = \frac{T_c - (T_{п.з.} + T_p)}{t_0 + t_B}, \text{ м/ауысым}; \quad (2)$$

мұндағы T_c ; $T_{п.з.}$; T_p ; - сәйкесінше, дайындау–аяқтау, операциялар ауысымының уақыты және ауысымның бекітілген үзілістерінің уақыты;

t_0, t_B - ұңғыны 1 м бұрғылаудың негізгі және қосымша уақыты, сағ.

Ауысым уақыты әдетте 8 сағат деп қабылданады.

$$T_{п.з.} + T_p = 0,5 \div 1 \text{ ч} .$$

$$\text{Бұрғылаудың негізгі уақыты } t_0 = \frac{1}{\vartheta_{\delta}} = \frac{1}{9,0} = 0,11 \text{ сағ}. \quad (3)$$

t_B шамасын 2÷4 мин деп қабылдаймыз.

Сонда $Q_{\delta} = \frac{8-0,5}{0,11+0,03} = 53,5$ м/ауысым.

7 Бұрғы станогының жылдық өнімділігі:

$$Q_{\delta.r} = Q_{\delta} \cdot N_p \cdot n, \text{ м/жыл.} \quad (4)$$

мұндағы N_p - бұрғы станогының 1 жылдығы жұмыс күндерінің саны;

n - тәуліктегі ауысымдар саны.

Бұрғы станоктары үшін әдетте үш ауысымдық жұмыс күндері қабылданады. Сондықтан $n = 3$. Бұрғы станоктарының 1 жылдығы жұмыс күндерінің саны орташа аудандар үшін ЭКГ-8и экскаваторының жұмыс күндеріне сәйкес қабылданады және $N_p = 250$.

Сонда:

$$Q_{\delta.z} = 53,5 \cdot 250 \cdot 3 = 40000 \text{ м.}$$

Әдебиеттер тізімі:

- 1 Ржевский В.В. Открытке горные работы, ч.1-М., Недра, 1985
- 2 Мельников Н.Б. Краткий справочник по открытым горным работам. М., Недра, 1982.

7 ЖАРЫЛҒЫШ ЗАТТАРДЫҢ ЭТАЛОНДЫ ЖӘНЕ ЖОБАЛЫҚ МЕНШІКТІ ШЫҒЫНЫН ТАБУ ЖӘНЕ ТАУ ЖЫНЫСТАРЫН ЖАРЫЛҒЫШТЫҚ БОЙЫНША БАҒАЛАУ

1 Жарылғыш заттардың эталондық меншікіті шығыны мына эмпириалық формуладан табылады: $q_3 = K_1(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{рас}) + K_2 \gamma g$, г/м³,

мұндағы K_1 және K_2 тұрақты коэффициенттер сәйкес 0,2 және 0,0002-ге тең.

В.В. Ржевскийдің сыныптамасына сәйкес (1 кесте) берілген тау жыныстары жарылу қиындығы бойынша IV класқа жатады (аса қиын жарылатын).

Кесте – 1. АЗ эталонды меншікті шығын көрсеткіштері

Тау жынысының жарылу қиындығы	Тау жыныстары	$K_1(\sigma_{сж} + \sigma_{сд} + \sigma_{раст})$,	$K_2 \gamma$, г/м ³	қэ. г/м ³
I	Оңай жарылатын	1—12	3-8	4—20
II	Орташа жарылатын	17—30	4—10	21—40
III	Қиын жарылатын	36—48	5—12	41—60
IV	Аса қиын жарылатын	55—56	6—14	61—80
V	Өте қиын жарылатын	74—84	7—16	81—100

Енді теңдікке сан мөлшерін қойып q_3 сандық шамасын табамыз:

$$q_3 = 0,2(130+29+11)+0,0002*2800*9,8=39,5\text{г/м}^3.$$

Ржевский В.В. классификациясы бойынша тау жыныстарын жарылыспен ұсақтау қиындығы бойынша 2-класқа жатады, яғни орта қиындықпен жарылатын тау жыныстарға жатады.

2 Жобалық АЗ меншікті жарылғыш заттар шығыны мына теңдікпен табылады: $q_n = q_3 * K_m * K_g * K_{o.n.} * K_z * K_v * K_{в.в.}$,

мұндағы K_m -сілемнің жарықшахтғын еске алатын коэффициент;

K_o - тау жыныстарының ұсақтау дәрежесін еске алатын коэффициент;

$K_{o.n.}$ - бос бет санын еске алатын коэффициент;

K_z - заряд пішінінің коэффициенті;

K_v - қопарылған тау жыныстардың мөлшерін еске алатын коэффициент;

$K_{в.в.}$ - пайдаланатын жарылған заттарды еске алатын коэффициент, яғни граммнитті 79/21-ді пайдаланатын жарылғыш зат көшіру коэффициенті.

Коэффициенттердің сандық шамалары мына төменгі есептеуден шығады:

а) тау жыныстарының су басу дәрежесіне қарай, сондай-ақ олардың бұрғыланғыштығына қарай жарылғыш зат деп - алюмотол таңдап алдық

(кесте – 2).

Сонда $K_{с.в.}$ - шамасы 0,85 болып қабылданады.

Кесте – 2. Әртүрлі АЗ қолдану аймақтары

АЗ зарядтарын орналасыру	Тау жыныстары		
	Аса қиын және өте қиын бұрғыланатын Пб = 16 - 25	Орташа және қиын бұрғыланатын Пб = 6 - 15	Оңай бұрғыланатын Пб < 6
Құрғақ ұңғылар немесе суланған ұңғының құрғақ бөлігі	Ифзанит карбатол ГЛ-ЮВ; граммонит 79/21; гранулит АС-8	Ифзанит карбатол 15Т; граммонит 79/21; гранулиты АС-8, АС-4	Гранулит АС-4,М; игданит; граммонит 79/21; карбатол 15Т
Сулы ұңғылар	Алюмотол; гранулотол; карбатол ГЛ-ЮВ; граммонит 30/70	Ифзанит; карбатол 15Т; гранулотол; алюмотол; граммонит 30/70	Граммонит 30/70; карбатол 15Т; гранулотол
Сулы ұңғылар	Алюмотол;	Алюмотол; гранулотол	Гранулотол
Құрғақ және кептірілген	Гранулит АС-8; гранулит М;	Гранулит АС-4; игданит	Гранулит АС-4, М; игданит
Құрғақ кенжарлардағы шпурлар	Гранулит АС-8	Гранулит АС-4; игданит; аммонал; детонит М; аммонит № 6ЖВ (патрондалған)	Игданит; гранулит АС-4; аммонит № 6ЖВ (патрондалған)
сулы кенжарлардағы шпурлар	Аммонал; детонит М; аммонит № 6ЖВ (патрондалған)		

б) қабылданған (q_3 анықтау кезінде) ұсақталу дәрежесінде $n=2$

$K_d = \frac{0,5}{d_{cp}}$, мұндағы d_{cp} - аттырылған тау жынысы кесектерінің орташа

өлшемдері, м.

d_{cp} шамасы келесі формуламен анықталады:

$$d_{cp,0} \cong (0,15 + 0,2) \sqrt[3]{E} \text{ м.}$$

мұндағы E - экскаватор ЭКГ-8И-дің шөміш сыйымдылығы, 8 м^3 .

$$d_{cp,0} = 0,15 \sqrt[3]{8} = 0,3\text{ м.}$$

Сонда,
$$K = \frac{0,5}{0,3} = 1,67.$$

в) K_m -мына формула бойынша табылады: $K_m = 1,2 \cdot 1_{cp} + 0,2 = 1,2 \cdot 1,1 + 0,2 = 1,52$.

1_{cp} - берілген жыныстар кенбөлігінің құрылымының орта мөлшері (1,1 м).

г) ұңғылар диаметрі 243 мм және орта қиындықпен жарылатын тау жыныстар болғанда заряд формасының коэффициентін $K_3 = 1,2$ - деп қабылдауға болады.

д) K_v -коэффициент шамасы мына формулалардан табылады:

$$K_v' = \sqrt[3]{\frac{15}{H_y}}, \text{ мұнда } H_y = 15-18;$$

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{H_y}{15}}, \text{ мұнда } H_y > 15-18; \quad H_y \leq 1,5 H_r^{\max};$$

мұндағы H_r^{\max} - ЭКГ-8И экскаватордың ең жоғарғы көсіп алу биіктігі-13,5м (№1 қосымша; 464-бет.)

$$H_y \leq 1,5 \cdot 13,5 = 20,35.$$

Кемер биіктігін 20 метр деп қабылдауға болады.

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{20}{15}} = 1,1;$$

е) $K_{o.n.}$ көп қатарлы қысқа бәсеңдетіп аттыру кезінде 5-ке тең.

Сонымен, бәрі белгілі коэффициенттердің шамаларын (сан мәндерін) қойып, жобаны меншікті жарылғыш заттарының шығынын табуға болады

$$q_n = 39,5 \cdot 1,52 \cdot 1,67 \cdot 5 \cdot 1,2 \cdot 1,1 \cdot 0,85 = 562 \text{ г/м}^3$$

Әдебиеттер тізімі:

1 Ржевский В.В. Открытке горные работы. Ч-1. – М.: Недра, 1985.

2 Мельников Н.Б. Краткий справочник по открытым горным работам. – М.: Недра, 1982.

8 ҰҢҒЫЛЫҚ ЗАРЯДТАРДЫҢ ОРНАЛАСУЫН ЕСЕПТЕУ, ОЛАРДЫҢ МАССАСЫН ТАБУ ЖӘНЕ 1 МЕТР ҰҢҒЫДАН ШЫҒАТЫН ТАУ ЖЫНЫСТАРЫ ҚАЗЫНДЫЛАРЫН АНЫҚТАУ

1 Көлбеу ұңғылық зарядтардың артықшылықтарын (АЗ зарядының кемер биіктігі бойынша біркелкі орналасуы, тау жыныстарының біркелкі ұсақталуы, кемер табанына тазарту жұмыстарының жақсы жүргізілуі, т.б.) ескере отырып ұңғылардың көлбеу орналасу сұлбасын қабылдаймыз. Ұңғының горизонтқа көлбеу бұрышы 750. Қосымша енін азайту үшін ұңғының көлбеу бұрышын ($\beta_c=75^\circ$) - деп қабылдау.

Бір ұңғы үшін кемер табаны бойынша кедергі сызығының шамасы келесі формуламен анықталады

$$W_{од} = 53K_T d_c \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma K_{BB}}}, \text{ м}; \quad (1)$$

мұндағы K_T – жарықшақтану коэффициенті, монолитті жыныстар үшін 1, жарықшақ жыныстары үшін 1,1;

мұндағы K_T – жарықшақтану коэффициенті, монолитті жыныстар үшін 1, жарықшақ жыныстары үшін 1,1; қатты жарықшақ жыныстар үшін 1,2;

d_c – ұңғылық заряд диаметрі, м; ($d_c = \text{---}$ м);

Δ – АЗ зарядының тығыздығы, кг/м³ (0,9–1 кг/дм³ және сәйкесінше 900 кг/м³ қабылданады);

K_{BB} – АЗ жұмыс істеу коэффициенті.

$$W_{од} = 53 \cdot 1,1 \cdot 0,243 \sqrt{\frac{900}{2800 \cdot 0,83}} = 8,78 \text{ м}$$

2 Көршілес зарядтардың әсерін ескергенде $m \leq 1,2$ кезінде кемер табаны бойынша кедергі сызығы шектік шамасы келесі формуламен анықталады:

$W_{пр}$ шамасының d_c шамасына тәуелділігін ескерсек, онда қиын аттырылатын тау жыныстары үшін:

$$W_{пр} = (25 \div 35)d_c = 30d_c = 8,07 \text{ м}$$

Кемерді қауіпсіз бұрғылау мүмкіндігі бойынша:

$$W_{\min} \geq h_y \cdot \text{ctg}\alpha + c; \quad (2)$$

мұндағы c – ұңғыдан кемердің жоғарғы жиегіне дейінгі минимальді рұқсат етілген қашықтық, м ($c=3$ м); α – кемердің қиябет бұрышы, $\alpha=750$.

Алынған мәліметтерді салыстыру нәтижесінде $W_{пр} = \text{---}$ м - деп қабылдаймыз.

3 Қатардағы ұңғылар саны

$$a = mW_{пр} \quad \text{м}; \quad (3)$$

$$a = 1,0 \cdot 8 = 8$$

m – жақындау коэффициенті, $m=1$.

4 Ұңғылар қатары арасындағы қашықтық олар көлбеу орналасқанда

және ҚМА кезінде

$$b = W_{\text{пр}} = 8 \text{ м}; \quad (4)$$

5 q_n шамасы және ұңғылардың орналасу параметрлері белгілі болғанда ұңғыдағы АЗ зарядының есептік шамасы

$$Q_3 = q_n \cdot V_3 = q_n \cdot a \cdot W \cdot H \quad \text{кг}; \quad (5)$$
$$Q_3 = 0,720 \cdot 8 \cdot 8 \cdot 18 = 830$$

6 Ұңғының сыйымдылығы бойынша заряд шамасын тексеру

$$Q_3' = P \cdot l_{\text{ВВ}}, \text{ кг}; \quad (6)$$

мұндағы P – 1 м ұңғының сыйымдылығы, кг/м; $l_{\text{ВВ}}$ – ұңғыдағы АЗ зарядының мүмкін ұзындығы, м.

P шамасы келесі формуламен анықталады

$$P = 7,85 d_c \cdot \Delta \quad \text{кг/м}; \quad (7)$$
$$P = 7,85 \cdot 2,69^2 \cdot 0,9 = 51,1$$

Ұңғыдағы АЗ зарядының мүмкін ұзындығы

$$l_{\text{ВВ}} = L_c - l_3, \text{ м}; \quad (8)$$

мұндағы, L_c – ұңғы ұзындығы, м; l_3 – тығындама ұзындығы, м.

$$L_c = \frac{1}{\sin \beta} (H_y + l_n); \quad (9)$$

мұндағы, β – ұңғының горизонтқа көлбеу бұрышы, град ($\beta = 75^\circ$); H – кемер биіктігі ($H = 18$ м); l_n – аса бұрғылау шамасы, м.

Аса бұрғылау ұзындығы ұңғы диаметріне байланысты анықталады

$$l_n = (10 - 15) d_c, \text{ м}; \quad (10)$$

Көлбеу ұңғыларды пайдалану кезінде аса бұрғылау ұзындығын ең аз шамада қабылдауға болады, яғни

$$l_n = 10 d_c \quad \text{м}. \quad (11)$$
$$l_n \approx 2,7$$

Бұдан ұңғы ұзындығы

$$L_c = \frac{1}{\sin 75^\circ} (18 + 2,7) = 21,5 \text{ м}; \quad (12)$$

Тығындама ұзындығы да ұңғы диаметріне байланысты анықталады

$$l_3 = (20 - 35) d_c. \quad (13)$$

Қиын жарылатын жыныстарды дайындау кезінде тығындама ұзындығын минимальді қабылдаған жөн, яғни

$$l_3 = 20 d_c, \text{ м}; \quad (14)$$
$$l_3 \approx 5,4 \text{ м}$$

Сонда ұңғы сыйымдылығы

$$Q_3' = P(L_c - l_3), \text{ м}^3; \quad (15)$$
$$Q_3' = 51,5(21,5 - 5,4) = 823, \text{ м}^3;$$

Сонымен зарядтың есептік шамасы ($O_3 = 820$ кг), ұңғының сыйымдылығына сәйкес келеді.

7 1 м ұңғыдан тау жыныстарының шығуы

$$V = \frac{V_3}{L_c} = \frac{aWH}{L_c}, \text{ м}^3$$

$$V = \frac{8 \cdot 8 \cdot 18}{21,5} = 53,5, \text{ м}^3; \quad (16)$$

8 Зарядтардың әрекеттестігін еске ала отырып ($m \leq 1,2$ деп қабылдағанда) кертпеш табаны бойындағы кедергі сызығының шектік мөлшері мына теңдік арқылы табылады (1; 93-бет):

$$W_{пр} = W_{од} (1,6 - 0,5 \cdot m),$$

мұндағы $m=1,0$ – ұңғылардың жақындасу коэффициенті.

γ – тау жыныстардың тығыздығы, кг/м^3 ;

$K_{вв}$ – жарылғыш заттардың жұмысқа қабілеттік коэффициенті (аммонит 79/21-ге салыстырғанда).

Сонда, $W_{пр} = 8078 (1,6 - 0,5 \cdot 1) = 9,66 \text{ м}$.

Қиын жарылатын тау жыныстар үшін (1; 93-бет):

$$W_{пр} = (25 - 35) d_c = 33 \cdot 0,243 = 8,019 \text{ м}.$$

Кемер табаны бойындағы кедергі сызығының мөлшері вертикальді ұңғылық зарядтар болғанда кертпешті қауіпсіз бұрғылауда қанағаттандыру шарты бойынша анықталады (1; 93-бет):

$$W_b = 20 \cdot \text{ctg} 750 + 3 = 20 \cdot 0,36 + 3 = 10,20 \text{ м}.$$

Есептелінген W шамаларына қарап, оның мөлшерін 8 - деп қабылдау.

9 Қатардағы ұңғылар арасындағы қашықтық (a) мына формуладан табылады (1; 88-бет): $A = mW = 1 \cdot 8 \text{ метр}$.

10 Көлбеу ұңғылар қатарлары арасындағы қашықтық (b) қысқа бәсеңдетіп жарылыс жобалағанда W мөлшеріне тең, яғни, $b = W = 8 \text{ метр}$.

11 Көлбеу ұңғылар қолданған кезде жарылғыш заттардың ұңғылық зарядтар массасы мына формуладан табылады: $Q_3 = q_n \cdot V = q_n \cdot aWH_{у}$, кг,
мұндағы q_n - жарылғыш заттардың жобалық меншікті шығыны, кг/м^3 ;

V - зарядпен қопарылатын тау жыныстар көлемі, м^3

$$Q_3 = 0,562 \cdot 8 \cdot 8 \cdot 20 = 720 \text{ кг}.$$

12 Ұңғының сыйымдылығы мен заряд мөлшері тексеріледі, яғни, $Q_3' = p \cdot l_{вв}$, кг,

мұндағы p – ұңғының 1 метріне жарылғыш заттардың сыйымдылығы, кг/м ;

$l_{вв}$ - заряд ұзындығы, м.

Ұңғының 1 метріне келетін жарылғыш заттар мөлшері осы формуладан табылады (1; 87-бет): $P = 7,85 \cdot d_c^2 \Delta = 7,85 \cdot 2,432 \cdot 0,9 = 41,7 \text{ кг/м}$;

мұндағы d_c - дициметр;

Δ - 0,9 кг/дм^3 ;

Заряд ұзындығы (1; 86-бет): $l_{вв} = L_c - l_3$, м,

мұндағы l_c - ұңғының ұзындығы, м,

l_3 - тығындама ұзындығы, м.

$$L_c = \frac{H_y + l_n}{\sin \beta}, \text{ м,}$$

мұндағы $\beta=75^\circ$,

l_n - асыра бұрғылау ұзындығы , м

Асыра бұрғылау ұзындығы мына формуладан табылады (1;86-бет):

$$l_n = (10 \div 15) d_c = 11 - 0,243 = 2,7 \text{ м.}$$

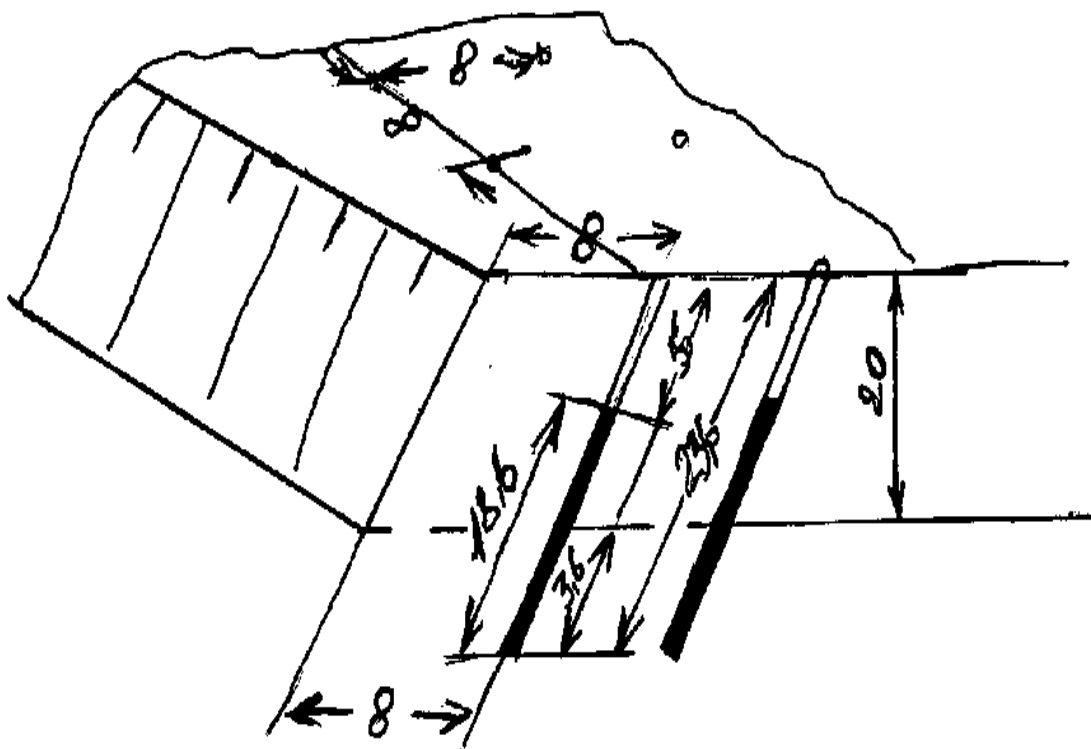
$$\text{Сонымен ұңғының ұзындығы: } L_c = \frac{20 + 2,7}{\sin 75^\circ} = 23,6 \text{ м.}$$

Тығындама ұзындығы (1; 86-бет): $l_z = (20 \div 35) d_c = 20 - 0,243 = 5 \text{ метр.}$

Ұңғыға сыятын заряд мөлшері: $Q_p' = p \cdot l_{dd} = 41,7 \cdot (l_c - l_p) = 41,7 (23,6 - 5) = 776 \text{ кг.}$

Есептелген заряд массасы ұңғыға сыйатын заряд мөлшерінен кем, яғни жарылғыш заттардың бәрі ұңғыға сыйады.

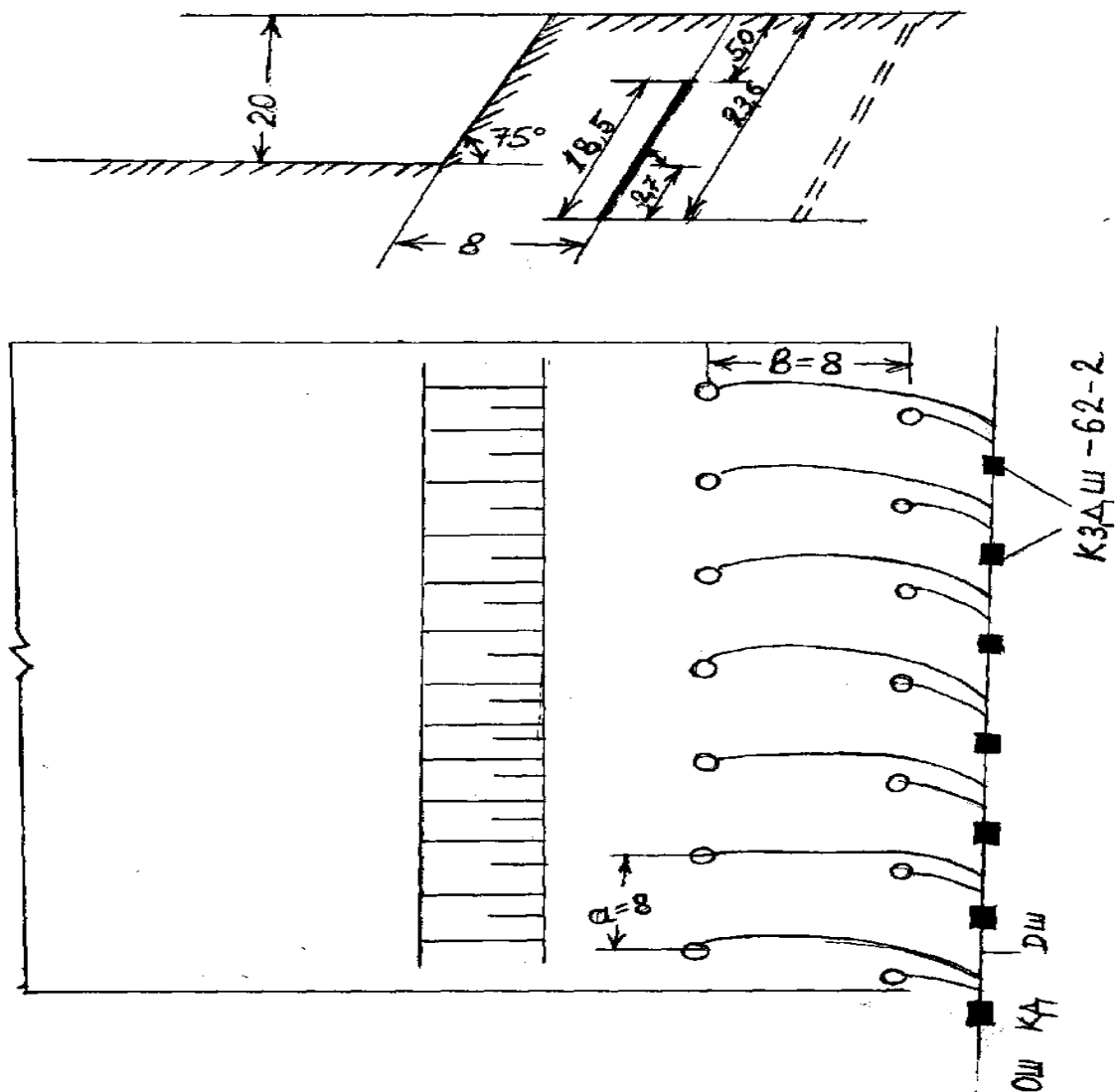
13. Ұңғының 1 метрінен шығатын тау жыныстарының қоспалары мына теңдік бойынша табылады: $V = \frac{aWH_y}{L_c} = \frac{8 \cdot 8 \cdot 20}{23,6} = 54,2 \text{ м}^3.$



9 ҰҢҒЫЛЫҚ ЗАРЯДТТАР КОНСТРУКЦИЯСЫ МЕН ҚЫСҚАША БӘСЕНДЕТУ МЕРЗІМІН ЕСЕПТЕУ ЖӘНЕ ЖАРЫЛЫС СХЕМАСЫН ТАҢДАУ (сызба тапсырмаға қосылуы керек)

1 Тау жыныстарының қиын жарылатын топқа жататынын еске ала отырып, ұңғылық зарядтың конструкциясын тұтас - деп қабылдау.

КЭДШ-62-2 пиротехникалық бәсендетуші, бәсендету мерзімі 20 мс қабылдауы жөн.



2 Тау жыныстарды тасымалдау үшін темір жол көлігі қолданылатын, олардың жарылғыштығын біле отырып, ұңғылардың екі қатарлы орналасуын және қысқа бәсендетіп аттырудың диагональді схемасын қабылдау.

3 Қабылданған жарылыс схемасы, оның ғимараттар мен құрылыстарға сейсмикалық әсер ету бойынша қауіпті аймақтық радиусы анықталуы жөн. Жарылыс заттардың кейбір зарядтарды атқанда топ арасы бәсендету

мерзімі 20 кем болғанда қауіпті аймақтың радиусы (rc) мына формуладан табылады (1; 109-бет): $rc=29\sqrt[3]{\frac{Q}{n'}}$, (1)

мұндағы Q - жарылысқа дайындалған зарядтардың жалпы массасы, кг; n'- топ сандары.

Топтағы санның қысқа бәсеңдетіп аттырудың диагональді схемасы кезінде аттыруға дайындалған кенбөлік ұзындығымен және қатардағы ұңғылар арасындағы қашықтықты анықтау.

Кенбөлік ұзындығын 400 м -деп айтсақ, ал a=8 м, сонда топ саны $n'=(400-8)=50$.

Екі қатардағы жарылыста ұңғылардың жалпы саны $50 \cdot 2=100$ болады .

Жарылысқа дайындалған зарядтардың жалпы массасы:

$$Q=Q_3 \cdot n_3=720 \cdot 100=72000 \text{ кг}$$

сонда, $r=29\sqrt[3]{72000/50}=328 \text{ м.}$

Тапсырма бойынша жарылыс орнынан ең жақын ғимарат пен құрылысқа дейін 800м. Қорытынды: қабылданған жарылыс схемасы, жалпы зарядтардың массасы қауіпсіздікті қамтамасыз етеді.

4 Қысқа бәсеңдетіп аттырудың бәсеңдету уақыты мына формуладан табылады (1; 90-бет): $\tau=k \cdot W$, м

мұндағы k-тау жыныстарының жарылғыштығын еске алатын коэффициенті, оның сандық шамасын қиын жарылатын жыныстар үшін 1,5-ке тең.

$$\tau=1,5 \cdot 8=12 \text{ мс; } (2)$$

10 ҚОПСЫМА ПАРАМЕТРЛЕРІН, ҚОПСЫТУ КОЭФФИЦИЕНТІН ЖӘНЕ ҚОПСЫТЫЛҒАН ТАУ ЖЫНЫСТАРЫНЫҢ КЕСЕКТІГІН ТАБУ

1 Көп қатарлы қысқа бәсеңдетіп аттыру кезінде тау жыныстардың қопсыма ені мына формула бойынша табылады (1; 99-бет, формула 5):

$$V_m = K_3 V_0 + (n-1)v, \quad (1)$$

мұндағы v - ұңғылар қатарлары арасындағы қашықтық, 8 м;

n - ұңғылар қатарларының саны, 2 ;

K_3 - қопарылған тау жыныстарда алыс лақтырудың коэффициенті, осы коэффициент бәсеңдету мерзіміне байланысты, τ мөлшері 20 мс болғанда ол 0,9 тең (1; 99-бет);

V_0 - бір қатарлы лезде жарылыс болғандағы қопсыма ені.

V_0 мөлшері мына теңдік бойынша табылады (1; 99-бет, 5.24-формула):

$$V_0 = K_v K_\beta \eta \nu \sqrt{q_n}, \quad (2)$$

мұндағы K_v - жыныстардың жарылғыштығын көрсететін коэффициент, жеңіл жарылатын тау жыныстарда $k_v = 2$ (1;99-бет);

K_β - ұңғының деңгейжиекке еңкіш бұрышын ескеретін коэффициент,

q_n - жарылғыш заттардың жобалық меншікті шығыны, кг/м^3 .

$$K_\beta = 1 + 0,5 \cdot \sin 2(\pi/2 - \beta) = 1 + 0,5 \cdot \sin 2(\pi/2 - 75) = 1,25. \quad (3)$$

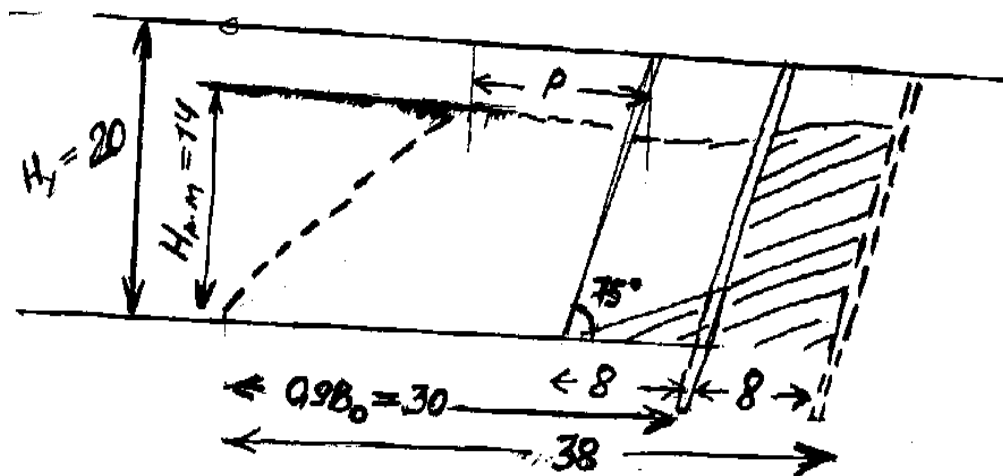
Бір қатарлы лезде жарылыс болғандағы қопсыма ені

$$V_0 = 2 \cdot 1,25 \cdot \sqrt{0,562} \cdot 18 = 33,7 \text{ м.}$$

Сонда: $V_m = K_3 v_0 + (n-1)v = 0,9 \cdot 33,7 + (2-1) \cdot 8 = 38 \text{ м;}$

2 Қопсыма пішіні және оның биіктігі.

Қысқа бәсеңдетіп аттыру кезінде көлбеу ұңғылардың қопсыма пішіні трапецияға жақын болады.



Трапеция түрі бар қопсыма пішінінің үстіңгі қабырғаның ұзындығы мына формула бойынша табылады (1;100-бет):

$$P = 0,3(V_0 - W) + 3,5 \text{ м} = 0,3(33,7 - 8) + 3,5 = 11,2 \text{ м}, \quad (4)$$

Қарапайым көлбеулік бірқатарлы ұңғыларда, қопсыма биіктігі мына формула бойынша табылады (1;101-бет, формула 5.28):

$$H_{p.o} = \frac{2H_y WK_p}{B_o + P} = \frac{2 \cdot 20 \cdot 8 \cdot 1,4}{33,7 + 11,2} = 10 \text{ м.} \quad (5)$$

Екі қатарлы тірек жағы жоқ қысқа бәсеңдетіп аттыру кезінде қопсыма биіктігі (1; 101-бет): $H_{p.m} = (0,6 - 1) H_y = 0,7 \cdot 20 = 14 \text{ м.}$

1 Екі қатарлы қысқа бәсеңдетіп аттыру кезінде тау жыныстардың қопсыту коэффициентін 1,4 - деп қабылдау (1; 101-бет): $K_p = 1,4$.

2 Қопсытылған тау жыныстары қоспаларының шығатын кесектігі мына формула бойынша табылады (1,428-бет, формула 20,6):

$$d_{cp} = \frac{0,6}{\frac{1}{l_{cp}} + \frac{300 + H_y}{100 + d_c} q_{op}}, \quad (6)$$

l_{cp} - берілген 1,1 м – берілген жыныстар кен бөлігінің құралымының орта мөлшері, м;

d_c - 243 мм;

$q_{ф}$ - жарылған заттардың нақты меншікті шығыны, $q_{ф} = q_n$.

сонда, $d_{cp} = \frac{0,6}{\frac{1}{1,1} + \frac{300 + 20}{100 + 243} \cdot 0,562} = 0,42 \text{ м}$

Күтіп отырған кесектік сандық шамасы бойынша керекті кесектікке жақын.

Тау жыныстарының кесектік классификациясы бойынша біздің қопарылатын тау жыныстары 4 категорияға жатады.

11 ТАУ ЖЫНЫСТАРЫН ЭКСКАВАЦИЯЛАУ МЕН ЭКСКАВАТОРДЫҢ КЕНЖАРДАҒЫ ПАРАМЕТРЛЕРІН ТАБУ. ҚАЗУ – ТИЕУ ЖҰМЫСТАРЫНЫҢ СХЕМАСЫН НЕГІЗДЕП (паспортын жасау)

Қопсытылған тау жыныстарының:

1 Қиын экскавациялаудың жуық көрсеткіші (Пэр) мына теңдік (1, 122-бет, формула №6.4) бойынша табылады: $P_{эп} = K_3 \left(A + \frac{10A}{K_p^9} \right)$, (1)

мұндағы $A = 10^{-2} \gamma g d_{cp} + \sigma_{cob}$;

K_3 – эмпериялық коэффициенті, 0,022;

A – коэффициент;

K_p - тау жыныстарының қопсымадағы қопсыту коэффициенті, (№5 тапсырмаға сәйкес, $K_p = 1,4$);

q – еркін түсу удеуі, 9,81 см/с²;

γ - тау жыныстардың тығыздығы, 2 800 кг/м³;

d_{cp} – қопсымадағы орта кесектің диаметрі, (№5-тапсырма бойынша оның шамасы 0,42м);

$$\sigma = 29 \text{ м Па.} \quad (2)$$

Сонда, A сандық шамасы: $A = 10 - 2 \cdot 2800 \cdot 9,81 \cdot 0,42 + 29 = 144$.

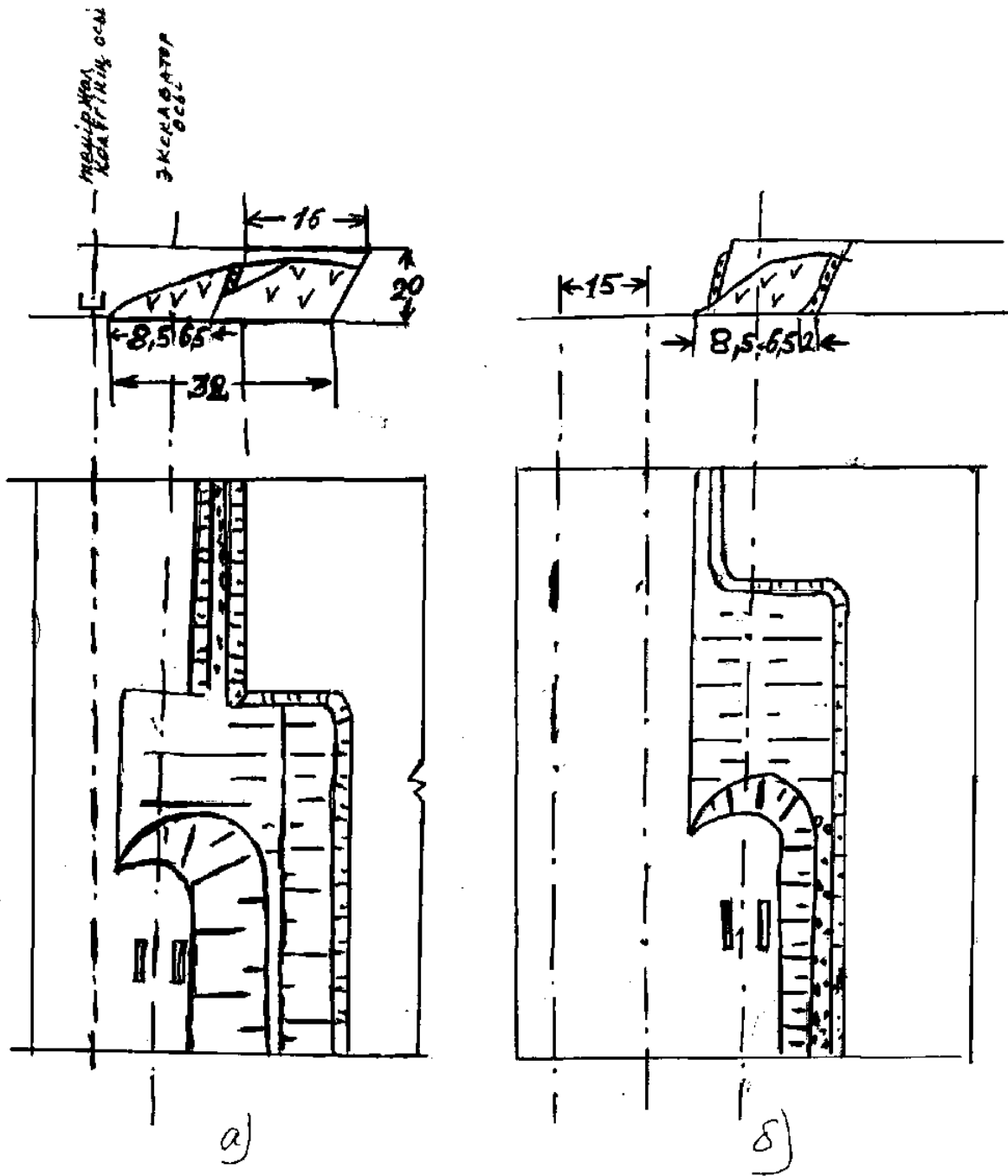
Енді қиын экскавациялаудың салыстырма түп көрсеткішін табу болады (1,49=20,66): $P_{э.р.} = 0,022 \left(144 + \frac{10 \cdot 144}{(1,4)^9} \right) = 4,7$.

Кесте – 6.3 сәйкес (1, 121-бет) қопарылған тау жыныстар Пэ.р. шамасына қарай экскавациялау жағынан I класқа жатады.

2 Экскаватордың кенжар параметрлері.

1	Шөміш сыйымдылығы	- 8м ³
2	Барынша көп көсіп алу радиусы	-17,8м
3	Экскаватор денгей жиегіндегі тұрғын жердегі көсіп алу радиусы (тұру деңгейіндегі көсіп алу радиусы)	-10,3м
4	Барынша көп көсіп алу биіктігі	-12,5м
5	Барынша көп төгу радиусы	-16,3м
6	Жүру жылдамдығы	- 0,45км/сағат
7	Барынша көп көтерілу мүмкіншілігі	-12°
8	Жерге тиісті экскаватор табанының орташа меншікті қысымы	-2,03кг/см ³
9	Жұмыс циклдің ұзақтығы	-26 сек
10.	Экскаватордың жұмысшы массасы	-370 т

ҚАЗУ – ТИЕУ ЖҰМЫСТАРЫН ҰЙЫМДАСТЫРУ СХЕМАСЫ



- а) бірінші тілмені қазып алуы
- б) екінші тілмені қазу жобасы

Кенжары параметрлері мына факторлар бойынша табылады:

а) ЭКГ-8И экскаватордың техникалық сипаттамасы (1, 469-бет);

б) Қопсымадан қопарылған жыныстарды қазып алу кезінде кенжары биіктігі H_3 қопсыма биіктігімен анықталады.

Байланысты – сусымалы қопарылған және сусымалы орташа кесекті тау жыныстар қазып алу үшін қопсыма биіктігі мына теңдікпен табылады. (1, 158-бет)

$$H_3 \text{ max} = 14,1 \div 15,5, \text{ м.}$$

№5-тапсырмаға сәйкес қопарылған тау жыныстардың қопсыма биіктігі 14 метрге тең, сонымен кенжар биіктігі мүмкін шегінде есептелді.

в) Экскаватордың тілме ені осы байланыс арқылы табылады: (1, 159-бет)

$$A_H = (1,5 \div 1,7) R_{\text{ч.у.}}, \text{ м.}$$

мұндағы, $R_{\text{ч.у.}}$ - тұру деңгейіндегі көсіп алу радиусы, ЭКГ-8и экскаватордағы ол 10,3 метр.

Сонда қарапайым тілме ені: $A_H = 15,4 \div 17,6 \text{ м.}$

№5-тапсырма бойынша қопарылған тау жыныстардың қопсыма ені 38 метр болған. Сонда қопсыма ені экскаватордың тілме еніне еселі емес, бұл жағдай қазу-тиеу және темір жол жұмыстарын қиындатады.

Темір жол жылжыту жұмыстарын азайту үшін тау жыныстарды қопсымадан экскаватордың екі өткел ішінде тиеп жіберу керек. Сонда біздің алдымызда қопсыма енін азайту деген мақсат жауып отыр. Ал, ол үшін тірек жағы бар екі қатарлы орналасқан қысқа бәсеңдетіп аттыру пайдалануы жөн. Сонда тірек жағы бар аттыру тәсілін қолданғанда қопсыма ені,

$$V_{\text{м.п.с.}} = B_o \left(1 - \frac{M_{\text{п.с.}}}{K_p W + M_{\text{п.с.}}}\right) + (n-1)b, \text{ м.} \quad (3)$$

мұндағы, МП.С. – тірек жағының ені, 4 метр-деп алайық.

K_p – тау жыныстар қопсыма коэффициенті тірек жақты, 1,3;

$W = 8 \text{ м}$ – кертпеш жабының кедергі сызығының ені.

$$\text{Сонда: } V_{\text{м.п.с.}} = 33,7 \left(1 - \frac{4}{1,3 \cdot 8 + 4}\right) + 8 = 32 \text{ м};$$

Қопсыманың ені 32 метр болғанда экскаватор екі өткелмен, әр өткелдің ені 15 метр, тау жыныстарды қазып алып, екі метрден тірек жағына қалдырып отырады.

12 ЭКСКАВАТОРДЫҢ ӨНІМДІЛІГІН АНЫҚТАУ ЖӘНЕ ОНЫҢ ЖҰМЫС ІСТЕЙТІН САНДАРЫН ЕСЕПТЕУ

1 Экскаватордың паспорттық өнімділігі мына формула бойынша анықталады (1,127-бет, формула 6, 7): $Q_{II} = \frac{3600 \cdot E}{T_{ц,n}}$, м³/сағ; (1)

мұндағы E-шөміш сыйымдылығы, мЗ;

T_{ц.п.}-экскаватордың жұмыс циклінің паспорттық ұзақтығы, с

T_{ц.п} сандық шамасы ЭКГ-8 и экскаватордың техникалық сипаттамасына сәйкес 28- деп қабылдаймыз. (1,172-бет, кесте 8.1).

$$\text{Сонда, } Q_n = \frac{3600 \cdot 8}{28} = 1028, \text{ м}^3/\text{сағ}; \quad (2)$$

2 Экскаватордың техникалық өнімділігі мына формула арқылы табылады (1, 127-бет, формула 7.10): $Q_T = \frac{3600 \cdot E}{T_{ц}} \cdot \frac{K_{н.к}}{K_{р.к}} \cdot K_{т.в}$,

мұндағы T_ц-нақты кен-тау және техникалық жағдайындағы циклдің ең аз ұзақтығы, с;

K_{н.к}-шөміш толтыру коэффициенті;

K_{р.к}-шөміш ішіндегі тау жыныстардың қопсу коэффициенті;

K_{н.к}: K_{р.к}=K_э-экскаватордың коэффициенті;

K_{т.в}-қазу технологиясының әсер ететін коэффициенті.

Бұл факторлардың шамасы мына төменгі есептер арқылы табылады:

а) T_ц шамасы формула 8.14 (1,171-бет): T_ц=tr+tn+tp;

tr, tn, tp - сәйкес көсіп алу, айналулар, төгу ұзақтығы, с.

K_р>1,7 ÷ 1,4, оның мөлшері тау жыныстардың кесектігіне байланысты.

Сонда, экскаватордың көсіп алу ұзақтығы мына эмпириялық формуладан жауап алуға болады (1,172-бет, формула 8.16):

$$tr = \frac{194 \cdot d_{cp}^2}{E} + \frac{E}{(0,11E + 0,6)} = \frac{194 \cdot 0,42^2}{8} + \frac{8}{0,11 \cdot 8 + 0,6} = 9,7c. \quad (3)$$

Айналма операциялардың ұзақ шамасы мына жеңілдік арқылы табылуы мүмкін (1, 173-бет, формула 8.18): tn= t_{пр.п.} · $\frac{\beta}{\beta_n}$,

мұндағы t_{пр.п.} -экскаватордың паспорттық айналану ұзақтығы (1, 173-бет, 8.1-кесте)

$\beta_{ж} / \beta_n$ -нақты және паспорттық экскаватордың бұрылу бұрыштары, градус.

$$t_n = 19 \cdot \frac{100}{90} = 21,7c.$$

Шөміштегі тау жыныстағы қоспаларын думкартаға тиеу операциялаудың ұзақтығы 8.2 кестеден алынады (1, 174-бет).

Dop<0, 4 $\sqrt[3]{E}$ (0,42 < 0,8); жағдайды еске алған кезде: t_p = 0,8 + 1,5 = 2,3c .

Енді экскаватордың жұмыс циклінің толық ұзақтығы тең:

$$T_{ц} = 9,7 + 21,7 + 2,3 = 33,7c.$$

б) K_{н.к} және K_{р.к} коэффициентердің шамалары тау жыныстары

кесектігінен және шөміш сыйымдылығымен анықталады (1, 175, 176-беттер, 8.4 және 8.5-кестелер) $K_p.k= 1,58$; $K_n.k=1,02$. Сонда $Kэ=1,02:1,58=0,646$;

в) коэффициент $K_{т.в}$ шамасы (1, 178 бет, 8.6-кесте)-деп қолдануға болады. ЭКГ-8И экскаватор болғанда, екі қатар ұңғылар орналасуы және $d_{ср} = 42\text{см}$ болғанда $K_{т.в}=0,78$.

Енді экскаватордың техникалық өнімділігін есептеуге болады,

$$Q_T = \frac{3600}{33,7} \cdot 8 \cdot 0,65 \cdot 0,75 = 430.$$

Экскаватордың техникалық өнімділігі мына формула бойынша есептеледі (1, 129-бет):

$$Q_{эф} = Q_T \cdot \eta \cdot K_{ном} \cdot K_y \cdot K_{тр}, \text{ м}^3/\text{сағ}; \quad (4)$$

мұндағы - η тау жыныстардың күрделі кенжарда нақты экскавациялау қиындығы мен есептелген көрсеткіш $Pэ$ сәйкес келмейтіндігін еске алатын коэффициент;

$K_{пот}$ - экскавацияланған тау кен қазындының жоғалымын еске алатын коэффициент;

K_y - басқару коэффициенті;

$K_{тр}$ - транспорт жағынан алғандағы ең аз керекті тоқтап қалуды еске алатын коэффициент;

Коэффициент η шамасын көлбеу ұңғылармен тау жыныстарды екі қатарлы аттыру кезінде 1-ге тең-деп алуға болады. $K_y=1$; $K_{пот}$ шамасы экскаватормен тау жыныстарды темір жол көмегіне тиегенде $0,98 \div 0,99$ болады.

$$\text{Сонымен } Q_{эфф} = 430 \cdot 1 \cdot 0,99 \cdot 1 \cdot 1 = 425 \text{ м}^3/\text{сағ};$$

1 Экскаватордың ауысымдық жұмыс (эксплуатациялық) өнімділігі мына теңдік бойынша табылады (1, 436-бет, формула 19.1):

$$Q_{см} = Q_{эф} \cdot T_{см} \cdot K_{н.р} \cdot K_{кл}, \text{ м}^3/\text{ауысым}; \quad (5)$$

$T_{см}$ - ауысым ұзақтығы, 8 сағат;

$K_{пр}$ - экскаваторды негізгі жұмыста пайдалану коэффициенті,

$K_{кл}$ - ауа райын еске алатын коэффициент.

Экскаватор темір жол комплекс пен істегенде $K_{п.р}$ шамасы $0,56 \div 0,7$ арасында, $K_{п.р}=0,65$ тең. Карьер орта аймақта болған кезде $K_{кл}=1$ тең-деп алуға болады. Сонда, ауысым өнімділігі: $Q_{cv} = 425 \cdot 8 \cdot 0,65 \cdot 1 = 2210$, $\text{м}^3/\text{ауысым}$.

5 Экскаватордың жылдық эксплуатациялық өнімділігі:

$$Q_2 = Q_{cv} \cdot N_p \cdot n_{cv}, \text{ м}^3 / \text{жыл}; \quad (6)$$

мұндағы N_p -экскаватордың бір жыл ішіндегі жұмыс істеген күндерінің саны;

$P_{см-3}$ -бір тәуліктегі ауысымдар саны.

Экскаватордың жыл ішіндегі жұмыс істейтін күндерін жөндеу, бос тұрып қалу, басқа кенжарға бару факторларды еске алып 250 күн - деп қабылдау.

$$Q_2 = 2210 \cdot 250 \cdot 3 = 1657500, \text{ м}^3/\text{жыл};$$

Экскаватор жұмыс паркі: $N_s = \frac{\sqrt{ЖСЫЛ}}{Q_s} = \frac{22000000}{1657500} = 13,2.$

Экскаватор санын 13-деп қабылдау; $N_s = 12.$

13 ТАУ ЖЫНЫСТАРЫНЫҢ ТАСЫМАЛДАУ ҚИЫНДЫҒЫНЫҢ САЛЫСТЫРМАЛЫ КӨРСЕТКІШІН ЖӘНЕ ПОЕЗДЫҢ ПАЙДАЛЫ МАССАСЫН ЕСЕПТЕУ

Тау жыныстардың тасымалдау қиындығының салыстырма көрсеткіші мына формула (1; 28 бет) бойынша анықталады:

$$P_t = 0,0006 \cdot \gamma + 5d_{cp} \cdot A + 20W_n B C,$$

мұндағы γ – тау жыныстарының тығыздығы, кг/м³;

d_{cp} - көлік ыдысындағы жыныстардың кесектерінің орта мөлшері, м;

A- тұрақты коэффициент, оның мөлшері, $A = 1 + 0,1 \cdot \sigma_{сдв} = 1 + 0,1 \cdot 29 = 3,9$.

$\sigma_{сдв}$ - жыныстардың ығысуға қарсыласу шегі, мПа;

W- тасымалдайтын жыныстардың ылғалдылығы (бірлік көлемінде);

n-тау жыныстардағы сазды бөлшектердің мөлшері;

$$B = 1 + \lg(T + 1);$$

T- жыныстарды тасымалдау ұзақтығы, сағат;

$$C = 1 - 0,025t;$$

t- ауа температурасы, градус.

Тапсырманың шарты бойынша қазып алатын тау жыныстарда сазды бөлшектер жоқ болғандығынан формуладағы үшінші қосылғыш нөлге тең болады.

$$\text{Сонда, } P_t = 0,0006 \cdot 2800 + 5 \cdot 0,39 \cdot 3,9 = 9,29 \text{ мПа.}$$

Сонымен тау жыныстар тасымалдау қиындығы бойынша (II) 5 класқа – ерекше қиындықпен тасымалдайтын тау жыныстарға жатады.

2. Иірім түрін, пайдаланатын терең қазу жүйесін, жұмыс алаңының тереңдігін еске ала отырып локомотив ретінде электровоз EL-1/2 қабылдау. (2, 263-бет).

Электровоз EL-1/2 Техникалық сипаттамасы.

Тоқ түрі	- тұрақты
Тоқ қабылдағыштағы кернеу	- 1 500 В
Тіркелетін масса, Q _{сц}	- 150 т
Сағат режимінің қуаты	- 2 100 квт
Сағат мерзіміндегі жылдамдығы	- 30,5 км/сағ
Оське түсетін салмақ	- 250 н
Қисықтың ең аз радиусы	- 60 м

Тау жыныстарды тасымалдау үшін думпкарларды пайдалану.

3.Поездың пайдалы массасын жетекті көтеріліс пен біркелкі және ең аз есептелген жылдамдықпен жүргенде мына төмендегі формуладан табамыз. (1;

$$248 \text{ бет). } nq = \frac{Q_{сц} \left[1000g\psi_{gb} - \gamma_p(\omega_0 + gi_p) \right]}{(\omega_0 + gi_p)k_s},$$

мұндағы Q_{сц} – локомотивтің тіркелетін массасы, 150 т;

ψ_{gb} - локомотивтің дөңгелектерінің және рельстердің бірі мен бірі ілінісу коэффициенті, жүру кезінде $\Psi_{дв} = 0,22 - 0,26$ (1, 244-бет);

g- еркін түсу үдеуі, м/с²;

γр- локомотивтің есептелінетін массасының коэффициенті, электровоздар үшін, γр=1(1, 247-бет);

ω'о және ωо- локомотивтердің және вагондардың жүруіне толық меншікті кедергісі, Н/т ;

ір- жетекші енкіштің шамасы, ‰; ір=35‰ - деп қабылдау (1, 246-бет);

кв- вагонның толық массасының коэффициенті, кв=1+Кт=1+0,45=1,45;

кт- таза коэффициенті (думпкар вс-105 түрлеріне К_т=0,45).

Думпкардың шанағының сыйымдылығы экскаватор ЭКГ-8И-дің шөмішінің сыйымдылынан 4-6 рет көп болуы керек. Сонда оның шанағының сыйымдылығы 32-48 м³ болуы тиімі. Думпкардың 2ВС- 105 түрін қабылдау (1, 499-бет).

Думпкар 2ВС-105- тің техникалық сипаттамасы.

Жүк көтергіштігі	-105т
Шанақ сыйымдылығы	-48,5м ³
Тараның массасы	-48т
Тарасының коэффициенті	-0.45
Осьтер саны	- 6
Оське түсетін салмақ	- 25 кН
Думпкардың автоматты жалғанатын өсі бойынша ұзындығы	-14900мм
Думпкардың биіктігі	- 3240

Жоғарғы формулаға сандық шамаларды қойған кезде;

$$n_q = \frac{150[100 \cdot 0,25 \cdot 9,81 - 1(40 + 9,81 \cdot 3,5)]}{(40 + 9,81 \cdot 35) \cdot 1,45} = 560\text{т.}$$

$$\text{Поездағы думпкарлар саны: } n = \frac{560}{q} = \frac{560}{105} = 5,32.$$

Поезда 5 думпкар - деп қабылдаймыз, сонда оның пайдалы массасы 5 · 105 = 525 т болады.

Жобалау үшін берілген мәндер

Кесте – 1

Нұсқа	Пайдалы қазбалар				Покрывающие(жауып-жатқан) жыныстар			Сыйымды жыныстар					Қазу шарты
	Атауы	Кеннің гори-зонталь қалың-дығы, (м)	Құлау бұрышы, (град)	Кеннің созыл-ымдылық бойынша ұзындығы, (м)	Атауы	Мо-щн, по-кры в, тол-щи, (м)	Атауы	Физико-механикалық қасиеті				Құрыл-ымдық блоктың өлшемі, м	Жыныстың ылғалдану дәрежесі
								σж, МПа	σсдв, МПа	σраст, МПа	γ, кг/м3		
1.	Құм	175	60	3 000	Мартит	44,0	Роговик	9,78	-	-	1500	1,2	азылғалды
2.	Тығыз және ылғалды құм	175	40	950	алевролит	56,0	Көмір	140,0	42,0	20,5	1650	0,8	ылғал
3.	Борпылдақ балшық	40	70	2 900	магнеттер	42,0	Туфқұмдар	118,0	27,0	11,0	1950	0,8	кұрғақ
4.	Лесс	55	65	3 400	құм	36,0		113,5	18,0	8,5	1700	1,3	Суға дұрыс
5.	Мел, сілтілі мергель алу	98	60	1 860	балшық	18,0	Аргилит	42,5	11,0	5,1	1850	0,7	кұрғақ
6.	Гипс	50	70	1 500	сланецтер	24,0	Фосфорит	30,0	10,0	7,0	2250	0,3	азылғалданған
7.	Ұлулы-эктас	55	65	3 400	құмтас	36,0	Кварцит	113,5	18,0	8,5	2100	1,3,	Ағынсыз су
8.	Жарықшақталған тығыз туфтар, ауыр пемза	38	40	4 300	саздаp	16,0	Теміркварцит	134,0	34,0	16,0	1100	1,3	ылғал

1-кестенің жалғасы

9.	Конгломерат, әктасты және балшықты цементтегі брекчия	80	30	3 200	боксит	35,0	Құмтас	52,0	16,0	7,0	2200	1,5	өте ылғал
10.	Балшықты цементтегі құмтас, балшықты сланец, слюдалы мергель	150	47	480	никель	12,0	роговик	222,0	42,0	25,0	2200	2,1	Құрғақ
11.	Гранит, гранодиорит	140	30	450	сланецтер	22,0	Мысты сульфид	187,0	2,0	12,0	2800	0,9	кұрғақ
12.	Базальт, диабаз, андезит, габбро	90	55	1400	Құмтастар	32,0	Мыс руд.	185,0	28,0	12,0	3000	1,3	Азылғалданған
13.	Кварцит	55	65	3400	Құмтасты опокы	36,0	әктас	113,5	18,0	8,5	3000	1,3	Ақпайтын сулар
14.	Порфирит	170	75	580	әктас	16,0	полиметал	180,0	46,0	18,0	2800	0,8	Азылғалдан ады

ПАЙДАЛАНҒАН ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

Негізгі әдебиеттер:

1 Ш. Әбдіраманов. Кен жұмыстарының технологиясының негіздері. – Алматы, 1990. Б.1-98.

2 Т. Қалыбеков, А. Бегалинов, М.Н. Сандибеков. Ашық тау-кен жұмыстарының процестері, шифер: 622.271(075) Қ30. – Алматы 1997ж; Б. 1-165.

3 Т. Қалыбеков, А. Бегалинов, Е.С. Зұлқарнаев, М.Н. Сандибеков. Кенді ашық тәсілдермен қазу технологиясы. – Алматы, 1999. 170 б.

4 Некрасовский Я.Я., Колоколов О.В. Основы технологии горного производства. – М: «Недра», 1982.

5 Брюховецкий О.С., Бунин Н.В., Ковалев И.А. Технология и комплексная механизация разработки месторождений полезных ископаемых. Учебник для Вузов. – М: «Недра», 1989.

6 Буктуков Н.С. Технология открытой разработки глубоких горизонтов. Наука, А-А, 1991г.

Қосымша әдебиеттер:

1 Ракишев Б.Р. Системы и технологии открытой разработки. – Алматы: НИЦ «Ғылым», 2003. с.1-328.

2 Открытые горные работы. Справочник. – М: Горное бюро, 1994.

3 Килечков А.П. Технология горного производства. – М: «Недра», 1979.

4 Ракишев Б.Р., Софрыгин В.П. Задачи по процессам открытых горных работ. Учебное пособие. Алматы, КазНТУ, 1999.

5 Қазақша-орысша, орысша-қазақша терминологиялық сөздік. Алматы 2000 ж. «Рауан» баспасы, 285 бет.

МАЗМҰНЫ

Кіріспе	3
Карьердің параметрін анықтау	4
Бұрғылау жұмыстарының шама-шарттарын анықтау.....	11
Аттыру жұмыстарының шама-шарттарын анықтау.....	13
Аттыру жұмыстарының шама-шарттарын анықтау.....	16
Кеніштің жылдық өнімділігін анықтау.....	20
Тау жыныстарының бұрғылауға қиындығын (қарсыласудың) салыстырма жалпы көрсеткішін анықтау. Бұрғылау тәсілін таңдау. Бұрғылау станоктардың өнімділігін есептеу	27
Жарылғыш заттардың эталонды және жобалық меншікті шығынын табу және тау жыныстарын жарылғыштық бойынша бағалау.....	32
Ұңғылық зарядтардың орналасу параметрлерін есептеу, олардың массасын табу , ұңғының 1-метр ұзындығынан тау жыныстары қоспаларының (тау–кен қазындылар) шығуын санау.....	35
Ұңғылық зарядтың конструкциясын, қысқа бәсеңдету жарылыс схемасын таңдау, бәсеңдету мерзімін есептеу (сызба тапсырмаға қосылуы керек)	39
Қопсыма параметрлерін, қопсыту коэффициентін және қопсытылған тау жыныстарының кесектігін табу	41
Тау жыныстардың экскавацияшылығын, экскаватордың кенжары параметрлерін табу. Қазу – тиеу жұмыстарының схемасын негіздеу (паспортын жасау)	43
Экскаватордың өнімділігін анықтау және оның жұмыс істейтін сандарын есептеу	46
Тау жыныстарының тасымалдау қиындығының салыстырмалы көрсеткішін және поездың пайдалы массасын есептеу.....	49
Пайдаланылған әдебиеттер тізімі.....	53

Құрама жоспар, 2012 ж.

Кожантов Арыстан Ұзақбайұлы
Нугман Айнур Қадылбекқызы

«ТАУ-КЕН ІСІНІҢ НЕГІЗДЕРІ»
пәні бойынша тәжірибелік сабақтарды жүргізуге арналған
әдістемелік нұсқау

5B070700—«Тау кен ісі» мамандығының студенттері үшін

Редакторы

Опкебаева Г.К.

БЕКІТІЛДІ: ТкМИ Ғылыми-әдістемелік кеңес төрағасы
К. Рысбеков «04» қаңтар 2012 ж.

КЕЛІСІЛДІ: Кафедра меңгерушісі
Б.Ракишев «21» желтоқсан 2011 ж.

Басуға 04. 01. 2012 ж. қол қойылды.

Таралымы 100 дана. Пішімі 60x84 1/16. №1 баспаханалық қағаз.
Көлемі 3,4 ес.б.т. Тапсырыс. № 665. Бағасы келісімді.

Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық университетінің басылымы,
Ақпараттық – баспа орталығы.
Алматы қ., Сәтбаев көшесі, 22