

ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ЗАКЛАДОЧНОГО МАССИВА ПРИ РАЗРАБОТКЕ СЛАБОУСТОЙЧИВЫХ РУДНЫХ ТЕЛ

А.М. Закарян¹, Л.С. Маилян²

¹Национальный политехнический университет Армении

²ЗАО "Гольд-Стар"

Рассмотрена задача повышения устойчивости закладочного массива при разработке слабоустойчивых рудных тел в условиях Сотского месторождения. Месторождение находится в Республике Армения и представлено окварцованными и интенсивно трещиноватыми породами. По морфологии месторождение разрабатывалось в сложных горно-геологических условиях. В руднике применялась нисходящая слоевая система разработки с твердеющей закладкой.

На основе горнотехнических условий эксплуатируемых блоков выявлены некоторые особенности данного варианта системы разработки, которые снижали технико-экономические показатели добычи из-за вывалов. Вывалы образовывались почти сразу после проведения выработки во время процесса проходки, в течение одного-двух месяцев, которые влияли на устойчивость закладочного массива. Однако опыт отработки блока показал, что на устойчивость закладочного массива влияет также образование слоистости.

В статье приводится корреляционная связь между коэффициентом крепости руды и параметрами обрушения. На основе выявленной закономерности изменения параметров обрушения разработан метод оперативного определения параметров крепи. Приведен также метод повышения устойчивости закладочного массива: в выработках отработанного слоя на почве устанавливаются штанги арматуры.

Представлена схема отработки слоя, согласно которой снижаются затраты на добычу и повышается производительность добычи руды из блока, что приводит к повышению интенсивности отработки запасов. На основе результатов исследования рекомендован вариант системы разработки с подэтажной выемкой с твердеющей закладкой, где блок разделяется на подэтажи полевыми штреками, а подэтаж разрабатывается нисходящими слоями. В рекомендованном варианте объем нарезных работ сокращается на 40%.

Ключевые слова: система разработки, твердеющая закладка, самообрушение, крепление, технико-экономические показатели.

Введение. В Республике Армения имеются значительные запасы руды золота. Иногда в результате неправильных технологических решений добыча руды приводит к тому, что ее извлечение из недр сопровождается большими потерями и разубоживанием полезных ископаемых. Следовательно, возможности в этой отрасли промышленности можно считать неудовлетворитель-

ными. Исходя из этого, повышается значимость развития и совершенствования технологии добычи руды, где решаются вопросы повышения экономически целесообразной разработки рудных месторождений.

Рассматриваемое месторождение разрабатывалось в сложных горно-геологических условиях, где рудное тело характеризуется минерализованной дайкой кварцевых порфиров, представленной окварцованными и интенсивно трещиноватыми породами. Первоначально была предложена система разработки с магазинированием руды и подэтажными штреками. При внедрении этих систем разработки наблюдалось просачивание подземных вод в выработанное пространство через естественные и образовавшиеся при буровзрывных работах трещины в виде капёжа, что отрицательно влияло на устойчивость горных пород. При отработке крутых и наклонных рудных тел, отличающихся низкой устойчивостью руды и вмещающих пород, с 1976 г. рудник перешел на нисходящую слоевую систему разработки с твердеющей закладкой. При наличии весьма мощных рудных тел в блоке подготовительные выработки проводились известным способом, а отработка блока слоями производилась следующим образом. С уклона проводили заезды, вдоль простирания по контакту лежачего бока - слоевой штрек, а вкрест простирания от слоевого штрека - выемочные заходки с последующей закладкой твердеющими смесями. Первый слой отрабатывался заходками малого сечения, а нижележащие слои заходки проходили шириной 4 м, высотой 4 м и крепили деревянными рамами вразбежку в 1,5...2,5 м [1].

Методика исследования. При изучении горнотехнических условий эксплуатируемых блоков выявлены некоторые особенности данного варианта системы разработки, которые в значительной степени осложняли полноту извлечения полезного ископаемого, снижали технико-экономические показатели добычи и в целом ухудшали эффективность принятой системы разработки, в частности, из-за вывалов. В табл. 1 и на рис. 1 приведены соответственно фактическое количество вывалов в отработанных блоках и ситуация в подкровельном слое.

Состояние горных работ свидетельствует о том, что большая часть выработок проведена в неустойчивых зонах. При проведении на этих участках выработок в подкровельном слое шириной 3,0 м высота образующегося вывала составляла не менее 0,5 м и в 10...12% случаев превышала 3 м, достигая иногда 10...12 м. Следовательно, менялись размеры вывалов по всей протяженности выработок в пределах слоя (рис. 1). Это значительно усложняло условия нормального развития горных работ по созданию прочного подкровельного слоя из закладочного материала в пределах блока.

Таблица 1

Наименование блоков и их состояние

№ блока	Мощность рудного тела, м	Количество заходок или лент	Периодичность отработки заходки	Направление отработки	Количество вывалов
5/43	30	28	Через 2	Вкрест простирания	28
5/41	20	34	-//-	-//-	17
4/42	28	14	-//-	-//-	21
5/11	6	10	-//-	-//-	17
4/41	9	8	-//-	-//-	13

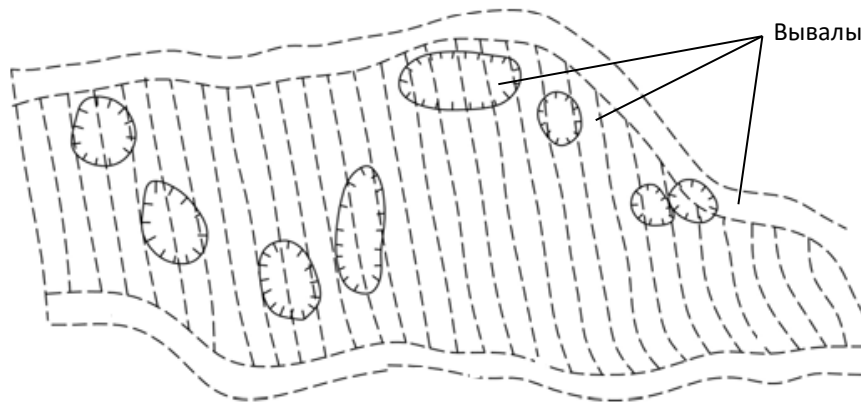


Рис. 1. Фактическая ситуация отработанного подкровельного слоя в блоке 5/43

Вывалы образовывались почти сразу после проведения выработки в течение одного-двух месяцев (70...80%), иногда в процессе проходки (приконтактные зоны 20...30%). Это обстоятельство являлось причиной последующих многочисленных самообрушений, которые из года в год увеличивали объем пустот, что крайне осложняет дальнейшую полноту извлечения полезного ископаемого.

В табл. 2 приведена динамика прироста пустот по месторождению за период наблюдения. Как видно из таблицы, объем пустот увеличивается во времени. Подобное можно объяснить либо за счет отставания работ по погашению пустот, либо за счет интенсификации процесса самообрушения. Если принять, что объем погашений пустот должен обеспечиваться в соответствии с технико-экономическим обоснованием принятой системы разработки, то остается одна причина – самообрушение. В подобных случаях проведение маркшейдерских замеров размеров вывалов практически невозможно из-за крайне опасных условий работы.

Таблица 2

Динамика прироста пустот по месторождению (базисным принят 1978 г.)

Периодичность наблюдений по годам	Общий объем пустот к началу года, %	Объем пустот, образуемых за счет самообрушения, %	Объем погашенных пустот, %	Общий объем пустот к концу года, %	Сокращение (-) или прирост (+), %
1	100	12,5	23,3	89,2	-10,8
2	114,2	41,6	36,7	104,9	+4,9
3	106,9	46,7	39,8	106,8	+6,8

Результаты исследования. На руднике в рудных зонах преобладают неустойчивые и слабоустойчивые руды, при обнажении которых происходит первичное обрушение. Наличие вывалов приводит к необходимости проведения восстановительных работ в заходках путем уборки с почвы заходки обрушенной руды с последующим закреплением очистного пространства.

Однако устойчивость руды в кровле очистных выработок зависит от многих факторов: коэффициента крепости руды, структурного размера блока, глубины работ, наличия тектонических нарушений, вязкости, плотности, коэффициента внутреннего трения, продолжительности выемки полезного ископаемого и влияния взрывных работ.

Два последних фактора являются основной причиной ослабления руды в горном массиве, которые в конечном счете приводят ко вторичному вывалообразованию. Процесс вывалообразования продолжается до тех пор, пока не заполняются разрыхленные горной породой пустоты, образовавшиеся при первичном обрушении. В дальнейшем руда противодействует последующему вывалообразованию.

Из сказанного вытекает, что рост нагрузки над закладочным массивом зависит в каждом конкретном случае от фактических размеров первичных вывалов, которые влияют на устойчивость закладочного массива. Однако промышленный опыт разработки блока показал, что устойчивость закладочного массива снижается также при образовании слоистости. Промышленный опыт разработки зарубежных месторождений показал, что слоистость в массиве получается, если имели место перерывы процесса закладки продолжительностью более 30 мин [2]. С целью обоснования границ возможности применения вариантов системы разработки нисходящими слоями с закладкой большое значение придается оценке величины пригрузки на первый слой закладки.

Из вышеизложенного следует, что механизм давления на слой закладочного массива связан с решением метода определения размеров вывалов.

Приводится корреляционная связь между коэффициентом крепости руды и параметрами обрушений, установленными натурными наблюдениями и маркшейдерскими замерами (рис. 2) [3].

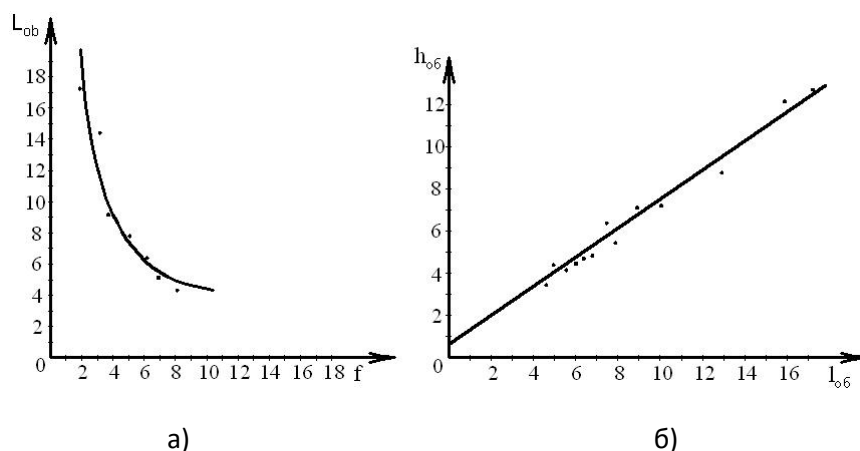


Рис. 2. Зависимость пролета обрушения от коэффициента крепости руды (а); зависимость высоты обрушения от пролета обрушения (б)

На основании анализа данных математическая связь представляется следующими выражениями:

- между пролетами первичного обрушения и коэффициентом крепости руды:

$$l_{об} = \frac{36,838}{f} + 0,407, \text{ м}; \quad (1)$$

- между высотой и пролетом первичного обрушения:

$$h_{об} = 0,712l_{об} + 0,492, \text{ м}. \quad (2)$$

Используя выявленные закономерности изменения высоты обрушения от ширины выработанного пространства в зависимости от коэффициента крепости пород, разработаны методики оперативного определения параметров крепи, с которыми в каждом конкретном случае следует вести работы для исключения травматизма, вызываемого обрушениями пород из кровли.

В качестве основного синтезирующего параметра крепи, зависящего от ширины выработки подкровельного слоя системы разработки, коэффициента крепости пород и диаметра леса, из которого возводят рамную крепь, можно принять расстояние между рамами этой крепи [4].

Наиболее слабым звеном в рамной крепи, как правило, является верхняк, поэтому его прочность и определяет расстояние между рамами.

Условие, при котором обеспечивается прочность верхняка, можно выразить в следующем виде:

$$[\sigma]_{изг} \geq \frac{M}{W}, \quad (3)$$

где $[\sigma]_{\text{изг}}$ - допустимое напряжение изгиба в верхняке; M - изгибающий момент, возникающий под действием приходящей на верхняк нагрузки; W - момент сопротивления верхняка.

Работу верхняка можно представить в виде балки, лежащей на двух шарнирных опорах, нагруженных весом пород в объеме ожидаемого свода их обрушения.

Тогда максимальное значение изгибающего момента определится выражением

$$M_{\max} = \gamma h_{\text{об}} l^2 C \left(\frac{1}{8} + \frac{1}{12} \right) = \frac{5}{24} \gamma h_{\text{об}} l^2 C. \quad (4)$$

Значение момента сопротивления для балки круглого сечения, свободно лежащей на опорах, определяется по формуле

$$W = \frac{\pi d^3}{32}, \quad (5)$$

где d - диаметр леса, из которого сделан верхняк.

Подставляя $M_{\max}$ и W в выражение (3) и решая его относительно расстояния между рамами, получим

$$C = \frac{[\sigma]_{\text{изг}} d^3}{\gamma h_{\text{об}} l^2}. \quad (6)$$

Исследования показали, что для повышения устойчивости искусственного массива при нисходящем порядке отработки необходимо соблюдать следующие технические решения: качественная закладка слоя, непрерывность ведения закладочных работ с целью ликвидации слоистости массива, укрепление закладочного массива в нижней части слоя на высоту 0,5...2 м с помощью металлической арматуры, т.е. путем создания железобетонной потолочины, смещение заходов нижележащего слоя относительно заходов вышележащего слоя на половину ширины.

Для обеспечения монолитности закладочного массива институтом “Унипромедь” разработан способ укрепления искусственного массива анкерной крепью (рис. 3) [5], согласно которому анкерные штанги устанавливаются на почве отработанного слоя, после чего закрепляются бетоном или другими способами, до закладки. Установка штанг на почве осуществляется путем бурения коротких шпуров на глубине от 10 до 20 см.

На рис. 4 представлена схема отработки слоя при мощных и средних мощностях залежей. Достоинство данного варианта заключается в том, что снижаются затраты на добычу путем сокращения числа перемычек и повышается производительность отработки блока, что приводит к повышению интенсивности отработки запасов.

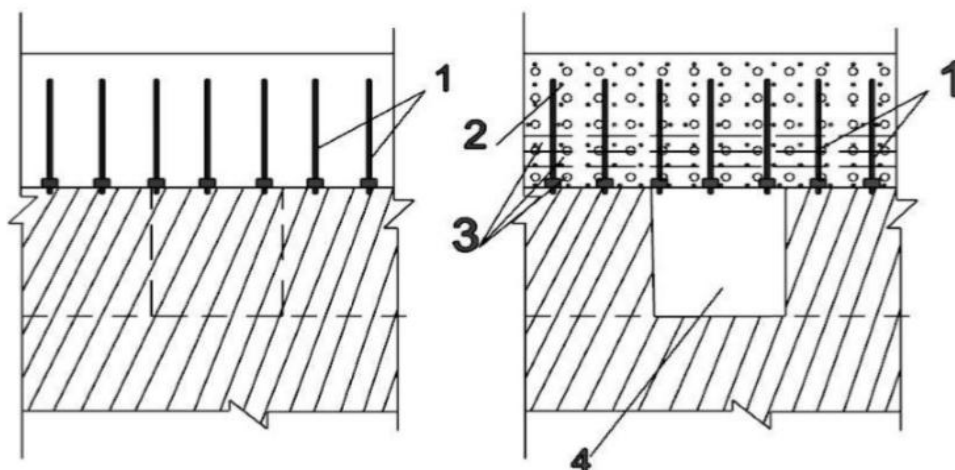


Рис. 3. Укрепление слоистости закладки путем установки штанг на почве отработанного слоя с креплением:

1 – штанги, 2 – закладочная смесь, 3 – слои в закладке, 4 – заходка под закладкой

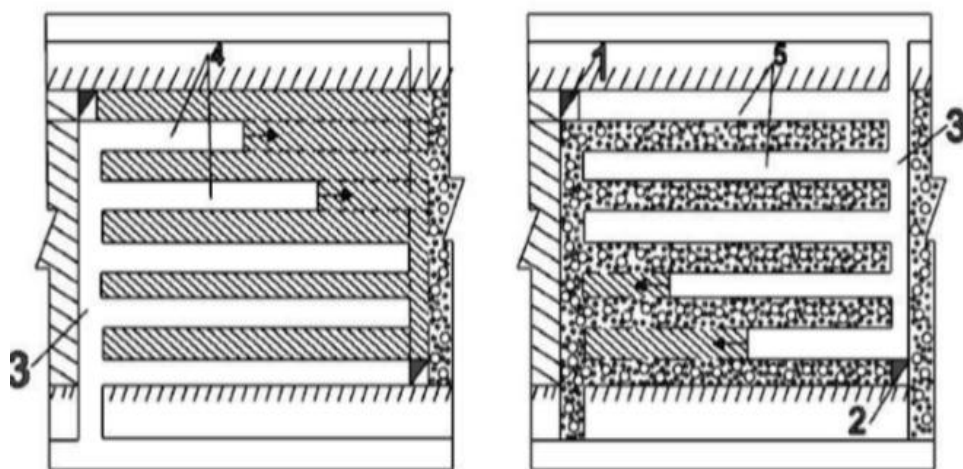


Рис. 4. Вариант слоевой системы с закладкой, позволяющий совмещать очистные работы в первичных и вторичных заходках

Блок готовится двумя фланговыми восстающими 1 и 2, которые служат для сообщения с очистными работами, доставки руды, вентиляции и подачи закладочной смеси. Восстающие сохраняются на весь период отработки блока.

Из слоевой орты 3 отрабатывают первичные заходки 4, из слоевой орты 5 – вторичные заходки 6. Ширина заходок - 4...5 м, высота - 4...5 м. Забои первичных и вторичных очередей заходок останавливают, не доходя до границы блока на величину слоевой выработки (4...5 м). Очистные заходки закладывают вместе со слоевой выработкой за один прием. Перед закладкой выработок восстающие изолируют. При вторичной очереди отработки слоя выработки проходят, когда закладка в первичных заходках набирает проектную прочность (не ниже 1 МПа).

После формирования устойчивого закладочного массива для отработки блока можно применять системы разработки с подэтажной выемкой с твердеющей закладкой (рис. 5).

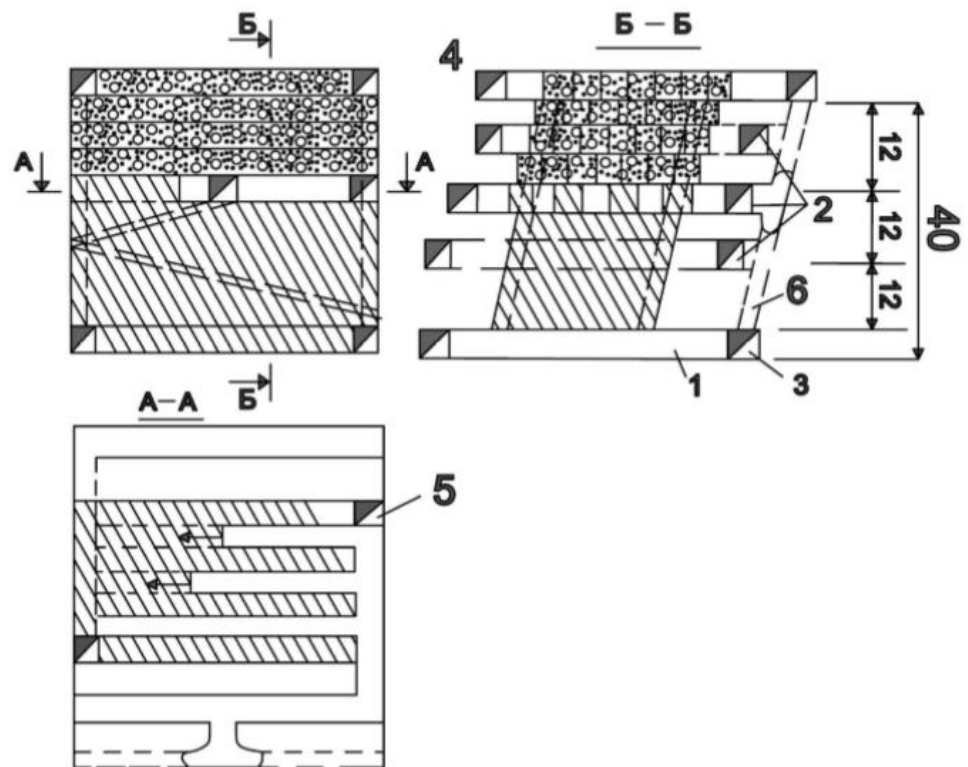


Рис. 5. Система разработки с подэтажной выемкой с твердеющей закладкой:
1 – орт, 2 – подэтажный штрек, 3 – откаточный штрек, 4 – закладочный и вентиляционный штрек, 5 – восстающий, 6 – уклон

В рекомендуемом варианте подготовка блока производится так, как и при отработке весьма мощных рудных тел системой разработки нисходящими слоями с твердеющей закладкой, где нарезные выработки в

отрабатываемом слое - рудничные. Однако опыт отработки блока и натурные наблюдения показали, что при проведении нарезных выработок в слабоустойчивых рудных телах нарушается устойчивость рудничного массива, что доказывается многочисленными обрушениями (табл. 1 и рис. 1).

Поэтому в рекомендуемом варианте блок разделяется на подэтажи по полевым штрекам 2 с высотой подэтажа 12...15 м, и место выбирается в зависимости от схемы проведения выемочных заходов. Расстояние полевых штреков от рудного тела выбирается в зависимости от устойчивости пород и проходит от уклона 6.

Размеры параметров сечений подготовительных, нарезных и выемочных заходов выбираются в зависимости от применяемой техники.

Из вышеизложенного следует, что подэтаж в зависимости от изменения устойчивости руды можно разрабатывать как по нисходящему, так и по восходящему порядку, чем и объясняется гибкость рекомендуемых вариантов.

Очевидно, что в зависимости от устойчивости создавшегося закладочного прочного массива отработанные пространства можно не полностью закладывать закладочными смесями. Следует отметить, что размеры выемочных выработок, способ выемки руды из подэтажа и длина блока (40...100 м) выбираются в зависимости от устойчивости руды и закладочного массива.

Для сравнения удельного веса подготовительных и нарезных работ системы нисходящими слоями с твердеющей закладкой и подэтажной выемкой с твердеющей закладкой в табл. 3 и 4 приведены балансы руды в блоке при высоте блока - 40 м, длине - 100 м, мощности рудного тела - 30 м и объемном весе руды - 2,7 т/м³.

Таблица 3

Распределение промышленных и извлекаемых запасов руды по элементам системы разработки нисходящими слоями с твердеющей закладкой

№	Элементы системы разработки	Длина, м	Объем, м ³	Пром. запасы		Коэф. извл, к _и	Извл. запасы		Коэф. разуб. к _р	Экспл. запасы т
				т	%		т	%		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	Подготовительные выработки									
а	откаточный штрек	100	900							
б	уклон	300	3000							
в	рудоспуск	36	72	194,4	0,08	1	194,4	0,08	1	194,4
г	орт	30	270	729	0,2	1	729	0,2	1	729

Продолжение табл. 3

1		2	3	4	5	6	7	8	9	10
Всего		466	4242/342	923,4	0,28		923,4	0,28		923,4
2	Нарезные выработки слоевой штрек	100x10	1000x16= =16000	43200	13.33	1	43200	13.3	1	43200
а										
б										
в	слоевой орт	27x10	270x16 = =4320	11664	3.6	1	11664	3.6	1	11664
	заездные выработки в слое	10x10	100x16= =1600							
Всего		1370	21920/20320	54864	16.93		54864	16.9		54864
3	Очистные работы		99338	268220	82.79	0.97	260174	80.3	0.93	279760
Итого			120000	324000	100		31596	97.5		339740

Таблица 4

Распределение промышленных и извлекаемых запасов руды по элементам системы разработки подэтажной выемкой с твердеющей закладкой

№	Элементы системы разработки	Длина, м	Объем, м³	Пром. запасы		Коэф. извл., К _и	Извл. запасы		Коэф. разуб. К _р	Экспл. запасы, т
				т	%		т	%		
1	Подготовительные									
а	выработки									
	откаточный штрек	100	900							
б	уклон	300	3000							
в	рудоспуск	36	72							
г	орт	30	270							
д	закл. вост	36	144	729	0.2	1	729	0.2	1	729
Всего		502	4386							
2	Нарезные									
а	выработки									
	подэтажный штрек	100x3=300	300x16=4800							
б	закл. подэтаж.	100x3=300	300x5=1500							
в	штрек	10x3=30	30x16 =480							
г	заезд. подэт.									
	закл. заезд. в	5x3=15	15x9=135							
д	подэтаже									
	подэтажный орт	30 x 3= 90	243	656	0,2	1	656	0,1	1	656
Всего		735	7158							
3	Очистные работы			322615	99,6	0.97	312937	97	0.93	336490
Итого			120000	324000	100		31432			337875

Заклучение. В рекомендуемом варианте системы разработки удельный вес нарезных выработок сокращается на 40%, а при применении штанг арматуры и предложенной схемы разработки блоков уменьшаются как расходы при добыче 1 т руды, так и продолжительность отработки блока, что имеет важное значение при разработке слабоустойчивых рудных тел.

Литература

1. Агошков М.С., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений.– М.: Недра, 1983.– 423 с.
2. Требуков А.Л. Применение твердеющей закладки при подземной добыче руд.– М.: Недра, 1981.- 172 с.
3. **Հաքարյան Ա.Մ.** Ամրակալի պարամետրերի հիմնավորումը վարընթաց շերտերով և պնդացող լցանյութի լցմամբ մշակման համակարգերի դեպքում // ՀՊՃՀ–ի տարեկան գիտաժողովի նյութերի ժողովածու.– Եր., 2011.– Հ. 3, N2.– էջ 548–551:
4. **Закарян А.М.** Разработка методики установления параметров крепи горных выработок, пройденных в трещиноватых и обводненных горных породах Мегра-дзорского месторождения // Сборник научных трудов Института Армнипроцветмет. – Ер., 1996.– С. 172–177.
5. А.с. № 875078. Способ укрепления кровли выработки анкерной крепью / **Л.И. Пушкарев и др.** // Бюллетень “Открытия, изобретения, промышленные образцы, товарные знаки”.- М., 1981.- № 41.

*Поступила в редакцию 27.11.2019.
Принята к опубликованию 02.06.2020.*

ԱՆԿԱՅՈՒՆ ՀԱՆՔԱՅԻՆ ՄԱՐՄԻՆՆԵՐԻ ՄՇԱԿՄԱՆ ԴԵՊՔՈՒՄ ԼՅԱՆՅՈՒԹԻ ԶԱՆԳՎԱԾԻ ԿԱՅՈՒՆՈՒԹՅԱՆ ԲԱՐՁՐԱՑՄԱՆ ՈՒՂԻՆԵՐԸ

Ա.Մ. Հաքարյան, Լ.Ս. Մախյան

Սորթի հանքավայրի պայմաններում դիտարկված են լցանյութի զանգվածի կայունության բարձրացման խնդիրներն անկայուն հանքային մարմինների մշակման դեպքում: Հանքավայրը գտնվում է Հայաստանի Հանրապետությունում և ներկայացված է քվարցիտային և ինտենսիվ ճեղքավորված ապարներով: Հանքում կիրառվել է վարընթաց շերտերով և պնդացող լցանյութով մշակման համակարգը:

Շահագործվող բլոկների լեռնատեխնիկական պայմանների հիման վրա բացահայտվել են մի շարք առանձնահատկություններ. տվյալ մշակման համակարգի տարբերակում առաջացած փվածքների պատճառով նվազել են հանույթի տեխնիկա-տնտեսական ցուցանիշները: Ըստ դիտարկումների՝ փվածքները ձևավորվել են փորվածքների անցկացման պահին, երբեմն փորվածքների անցկացումից հետո՝ մեկ կամ երկու ամսվա ընթացքում: Սակայն բլոկների մշակման փորձը ցույց է տվել, որ լցանյութի զանգվածի կայունության վրա ազդում են նաև ձևավորված շերտայնա-ցումները:

Ներկայացված է փլվածքների պարամետրերի և հանքաքարի ամրության գործակցի միջև կոռելյացիոն կապը: Փլվածքների պարամետրերի փոփոխման բացահայտված օրինաչափությունների հիման վրա մշակված է ամրակապի պարամետրերի որոշման գործառական մեթոդ: Ներկայացված է նաև լցանյութի զանգվածի կայունության բարձրացման մեթոդ, երբ ամրանները տեղադրվում են մշակված շերտում փորվածքների հատակի վրա:

Բերված է շերտի մշակման սխեման, որի դեպքում նվազում են հանոյթի վրա կատարված ծախսերը, և բարձրանում է հանքաքարի հանոյթի արտադրողականությունը բլոկում, որը հանգեցնում է պաշարների մշակման ինտենսիվ բարձրացմանը: Կատարված հետազոտությունների արդյունքների հիման վրա առաջարկվում է ենթահարկային շտրեկներով և պնդացող լցանյութի լցմամբ մշակման համակարգի տարբերակ, ըստ որի բլոկը դաշտային շտրեկներով բաժանվում է ենթահարկերի, իսկ ենթահարկը մշակվում է վարընթաց շերտերով: Առաջարկված տարբերակում կտրման աշխատանքների ծավալները կրճատվում են 40%-ով:

Առանցքային բաներ. մշակման համակարգ, պնդացող լցանյութ, ինքնափլուզում, ամրակապում, տեխնիկա-տնտեսական ցուցանիշներ:

THE WAYS TO INCREASE THE STABILITY OF THE LAYING ARRAY IN THE DEVELOPMENT OF WEAKLY RESISTANT ORE BODIES

A.M. Zakaryan, L. S. Mailyan

The problem of increasing the stability of the filling mass in the development of weakly stable ore bodies in the conditions of the Sotk deposit is considered. The field is located in Republic of Armenia and is represented by silicified and intensely fractured rocks. According to morphology, the field was developed in difficult mining and geological conditions. The mine used a top-down layered development system with a hardening tab. Based on the mining conditions of the operated blocks, some features of this version of the development system were identified that reduced the technical and economic performance of production due to dumps. Failures formed almost immediately after the development during the sinking process, sometimes in one or two months, which affected the stability of the filling array. However, the experience in processing the block showed that the stability of the backfill array is also affected by the formation of layering.

The article provides a correlation between the ore strength coefficient and collapse parameters. Due to the revealed intent of changing the collapse parameters, a method for the rapid determination of the support parameters has been developed. A method of increasing the stability of the filling mass is also given, in the workings of the worked-out layer, reinforcement rods are installed on the soil. The article also presents a layer mining scheme, at which mining costs are reduced and ore production from the block increases, which leads to an increase in the intensity of mining. Based on the research results, a development system option with a sub-floor recess with a hardening tab is recommended where the block is divided into subfloors by field drifts, and the subfloor is developed by descending merges. In the recommended version, the volume of rifling work is reduced by 40%.

Keywords: development system, hardening tab, self-collapse, fastening, technical and economic indicators.