

УДК 622.272

**В.Н. Шаляпин****УКРЕПЛЕНИЕ ГОРНОГО МАССИВА ВОКРУГ  
ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА**

**И**звестные в настоящее время способы искусственного поддержания очистного пространства – применение закладки, инъекционное упрочение пород, различные способы создания искусственных потолочин – чрезвычайно трудоемки и дорогостоящи и, кроме того, в большинстве случаев, требуют коренного изменения технологического процесса.

Предлагаемый нами принципиально новый способ укрепления массива вокруг очистных камер (А.С. № 1398530) позволяет без каких-либо изменений в технике и технологии производства работ, с весьма незначительными дополнительными затратами существенно повысить несущую способность массива, окружающего выработанное пространство и предотвратить тем самым преждевременные вывалы и разрушение целиков различного назначения.

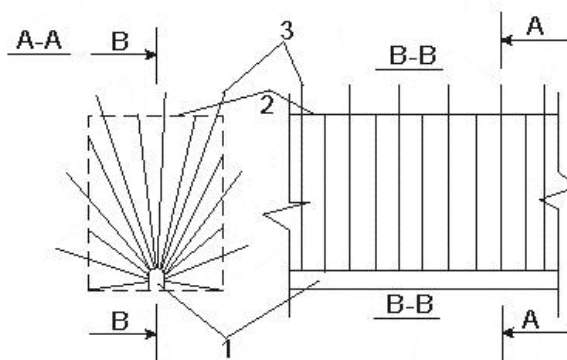
Способ заключается в укреплении массива за контуром камеры трубчатыми анкерами, закрепляемыми силой взрыва и осуществляется следующим образом:

- определяется расчетная длина анкеров и расстояние между ними;

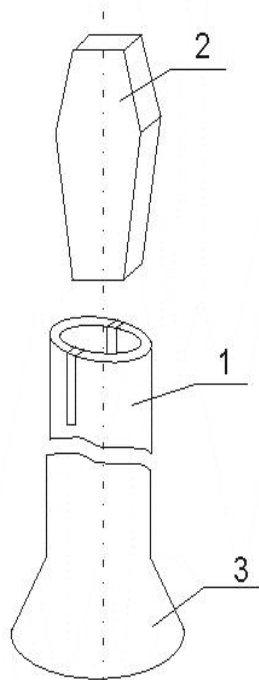
- в паспорте буровзрывных работ, в соответствии с произведенными расчетами, намечают скважины, подлежащие перебурированию за проектный контур камеры (рис. 1);

- после обурирования такого веера, в намеченные скважины посредством рабочего органа бурового станка посылается трубчатый анкер клинощелевой конструкции (рис. 2).

При нормальной работе станка (подача + удар) в торце скважины происходит предварительное закрепление анкера. Во избежание попадания взрывчатого вещества между стенкой скважины и анкером, хвостовая его часть предварительно развальцовывается до диаметра скважины. Следует отметить, что на этом этапе анкер не испытывает нагрузки от давления окружающего массива, а



**Рис. 1. Схема бурения скважин:** 1 – буровая выработка; 2 – проектный контур камеры; 3 – перебурированные на величину укрепляемого слоя взрывные скважины



**Рис. 2. Конструкция анкера:** 1 - трубчатый анкер; 2 - клин; 3 - развальцовка

лишь удерживается в торце скважины. Собственно крепление массива осуществляется одновременно с отбойкой руды. Зарядка скважин производится гранулированным взрывчатым веществом.

При этом в скважину с размещенным в ней анкером посылается зарядный шланг с обязательным вводом его в полость анкера (рис. 3), что контролируется длиной зарядного шланга. В случае если техническим расчетом на взрыв предусматривается конструкция заряда с размещением в забое скважины патрона взрывчатого вещества, или по всей ее длине необходимо протянуть детонирующий шнур, то перед посылкой патронированного ВВ или нити ДШ, предварительно закачивают порцию гранулита в объеме, обеспечивающим заполнение полости анкера и 0,5-1,0 м скважины за анкером. Наличие в веерах скважин с анкерами на порядок ведения взрыв-

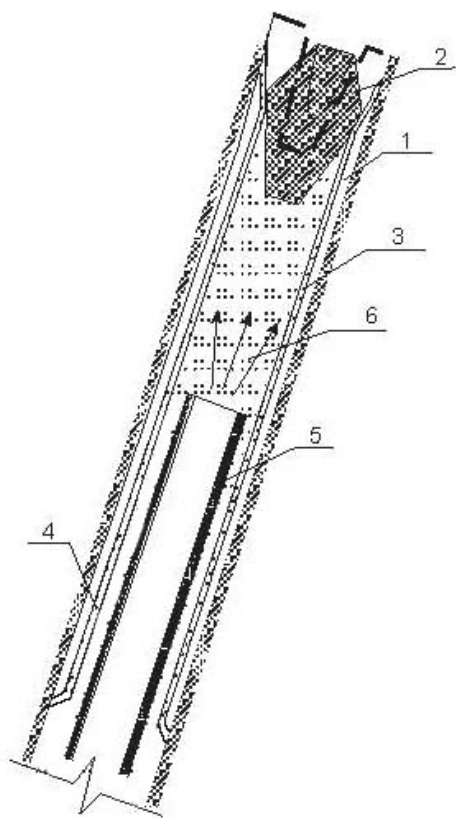
ных работ, очередность взрывания и интервалы замедления не влияет.

Взрывание вееров скважин приводит к отбойке руды в проектном контуре камеры и закреплению трубчатого анкера, плотно контактирующего по всей своей длине с породами.

Трубчатая анкерная крепь, закрепляемая в породах энергией взрыва, по сравнению с другими видами анкеров создает непосредственный контакт материала анкера с породой по всей поверхности скважины, чем достигается максимум нагрузки, при которой анкер не будет иметь скольжения.

Развальцованную в скважине взрывчатым веществом трубу можно принять как элемент, армирующий породу, так как по характеру связи с породой этот элемент аналогичен арматуре железобетона. Заармированная толща пород вокруг обнажения будет представлять собой железопородную конструкцию.

Разработанный способ расширяет область применения анкерной крепи, т.к. позволяет крепить очистные камеры, запасы которых отбиваются скважинами, при любой мощности рудного тела. Кроме того, весьма важным преимуществом предложенного способа, по сравнению с известными, является минимальное время ввода крепи в работу после образования обнажения, что при прочих равных условиях, снижает радиус трещиноватости приконтурного слоя от действия зарядов взрывчатого вещества и создает предварительное натяжение анкеров. Учитывая равномерное закрепление анкера по всей длине скважины, применении поддерживающих элементов в виде различных опорных плит необязательно.



**Рис. 3. Зарядка скважины с расположенным в ней анкером:** 1 – скважина; 2 – клин; 3 – трубчатый анкер; 4 – развальцовка; 5 – зарядный шланг; 6 – гранулированное ВВ

шкале Протодяконова;  $\lambda$  коэффициент структурного ослабления.

Расстояние между анкерами составляет:

$$\alpha = \sqrt{\frac{P_a}{\ell_0 \gamma \Pi_n}}, \text{ м}$$

где  $P_a$  – расчетная несущая способность анкера, кН.

Опытно-промышленные эксперименты по внедрению «Способа укрепления массива вокруг очистных камер» проводились на руднике Анзоб.

Взрыванием труб различного диаметра установлена возможность применения труб диаметром 89 и 76 мм с толщиной стенок 4 мм. После развальцовки взрывом таких труб в скважинах, пробуренных станком НКР-100М, их извлечение невозможно.

Для исключения преждевременного расклинивания замка анкера передовая часть клина имеет сужение в 1,5–2 раза меньше диаметра скважины.

Таким образом, предлагаемый способ позволяет без изменений в технике и технологии производства работ существенно повысить несущую способность массива, окружающего выработанное пространство, предотвратить преждевременные вывалы и разрушение целиков и, как следствие, снизить потери и разубоживание руды. **ТМАС**

Длина анкеров определяется из выражения

$$l_a = l_3 + l_0$$

где  $l_3$  – величина заглубления штанги в устойчивую зону массива; на основании опытных данных  $l_3 = 0,5 + 1,0$  м;  $l_0$  – высота свода обрушения, м;

$$l_0 = \frac{\alpha}{f\lambda}, \text{ м}$$

где  $\alpha$  – полупролет выработки, м;  $f$  – коэффициент крепости пород по

### Коротко об авторе

*Шаляпин В.Н.* – кандидат технических наук, профессор кафедры «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» ЮРГТУ.

Рецензент д-р техн. наук, проф. *П.К. Гаркушин*, кафедра «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» ЮРГТУ.

УДК 622.272

**В.Н. Шаляпин**

## **ПОЭТАПНАЯ ОТРАБОТКА УЧКУЛАЧСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

---

**Р**удные тела месторождения имеют пластообразную, лентовидную форму, в поперечном сечении – линзообразную, осложненную раздувами и пережимами. Мощность рудных тел меняется от 3 до 100 м, более 80 % руды сосредоточено в рудных телах мощностью более 25 м (в среднем 50 м) Коэффициент крепости руды 9-12, рудовмещающих известняков 10-12, а пропластков аргелитов 7-8. Прочность вмещающих пород снижается на 20-30 %, особенно в районах тектонических нарушений. Залегание рудных тел с вмещающими породами – относительно крутое (50-85°) на северном крыле Ханбандитауской антиклинали и пологое на участках флексурных перегибов (50-0°). Детально разведаны 12 рудных тел, по которым утверждены запасы руды и металлов.

Руды имеют галенит-сфалеритовый с баритом и пиритом состав. Содержание цинка превышает содержание свинца, содержание барита колеблется от 1 % до 30-50 %, количество пирита ниже 3 %, достигая на отдельных участках 8-10 %.

Наряду с главными компонентами в рудах содержится комплекс элементов примесей. Основные из них – кадмий, серебро, сера сульфидная. По особенностям геологического строения месторождение относится ко второй группе сложности.

Анализ размещения разных сортов руд по падению рудных тел показал,

что относительно богатые руды распространяются в основном до отметки -360 м, в связи с чем были рассмотрены три варианта распределения запасов (табл. 1):

1 вариант - запасы руды без разделения на верхнюю и нижнюю части. Минимальное содержание принято 3,5 % условного свинца;

2 вариант запасы руды выше гор.-360 м, со средним содержанием более 3,5 % условного свинца;

3 вариант - запасы руды выше гор.-360 м, но со средним содержанием более 4 % условного свинца.

В настоящее время верхняя часть запасов участка "Дальний" разрабатывается открытым способом до отметки – 20 м (глубина 320 м). Запасы ниже этой отметки (до отметки – 1000 м) намечается отработать подземным способом.

Отработка подкарьерной части запасов требует согласованного ведения открытых и подземных работ, которые начинаются до достижения карьером проектного контура. Отработка ведется с закладкой выработанного пространства, с таким расчетом, чтобы к моменту окончания открытых работ над закладочным массивом оставался рудный слой толщиной 15-20 м. Этот целик может быть отработан затем либо с карьера, либо из подземного рудника.

Исходя из вариантов распределения содержания условного свинца производительность рудника составит:

36 Таблица 1  
**Рекомендуемые варианты распределения  
 балансовых запасов**

Варианты	Минимальное промышленное содерж. условн. свинца, %	Запасы руды, тыс.т.	содержание металлов, %				запасы металлов, тыс.т.		
			свинца	цинка	барита	условн. свинца	свинца	цинка	барита
Запасы выше горизонта-360 м									
	2,7	31379,1	2,91	2,65	12,22	5,50	912,15	830,46	3833,61
II	3,5	25639,9	3,24	2,79	13,39	6,0	831,55	715,80	3419,61
III	4,0	20918,8	3,52	2,97	14,60	6,48	737,25	622,03	3054,40
Запасы ниже гор.-360 м									
	2,7	31116,2	1,46	3,08	4,51	4,0	454,01	956,95	1404,01
	3,5	21217,9	1,59	3,40	3,94	4,34	336,74	721,74	836,30
	4,0	13530,3	1,70	3,72	2,67	4,62	231,59	506,79	363,48
общие запасы									
	2,7	62495,3	2,19	2,86	8,38	4,75	1366,16	1789,41	5237,62
I	3,5	46857,8	2,49	3,07	9,08	5,25	1168,29	1437,54	4255,91
	4,0	34549,1	2,80	3,27	9,89	5,75	968,84	1128,52	3417,88

Примечание: содержание попутных компонентов во всех вариантах приняты одинаковыми: серебра, г/т – 8,3; кадмий, % - 0,011; серы сульфидной, % - 3,06

Таблица 2

**Товарная руда по вариантам**

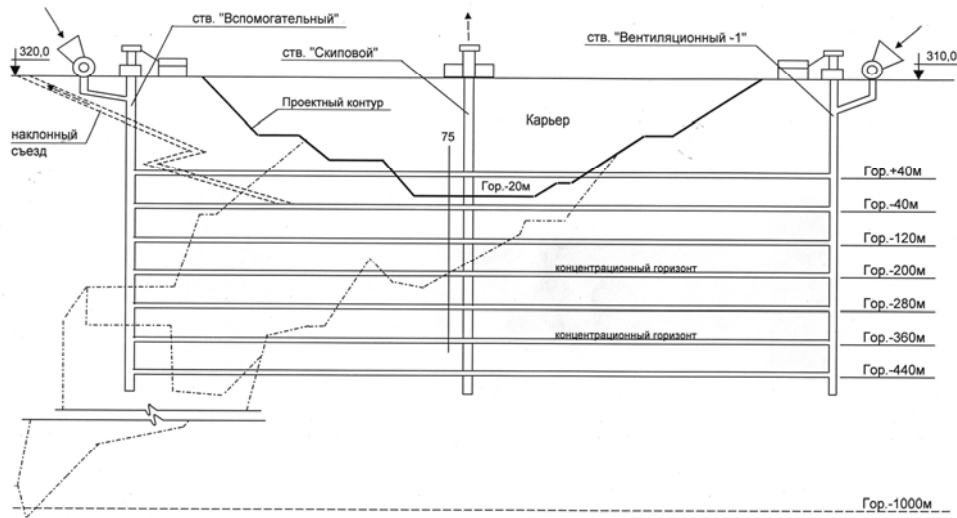
Вариант	Балансовые запасы, тыс.т	Товарная руда, тыс.т	Годовая про-изв-сть, тыс.т/год	Полезный компонент в товарной руде, тыс.т					
				Содержание в товарной руде, %					
				свинец	цинк	барит	серебро	кадмий	сера сульфидная
I	46857,8	50738,9	2000	1090,9	1345,0	3978,1	0,37	4,82	1340,7
				2,15	2,65	7,84	7,2014	0,0095	2,64
II	25640,0	27763,7	1100	776,7	668,9	3198,0	0,20	2,64	733,6
				2,80	2,41	11,52	7,2014	0,0095	2,64
III	20918,8	22651,4	900	688,5	580,9	2855,6	0,16	2,15	598,5
				3,04	2,56	12,61	7,2014	0,0095	2,64

Примечание: содержание серебра дано в г/т

Таблица 3.

**Объем горнокапитальных и горно-подготовительных работ**

№ п/п	Наименование выработки	Вариант I		Вариант II (III)	
		Всего, м <sup>3</sup>	в т.ч. до достиже-ния проек мощности м <sup>3</sup>	Всего, м <sup>3</sup>	в т.ч. до достиже-ния проек мощности м <sup>3</sup>
1	Ствол шх. "Вентиляционная - 1" (по проекту 1993 г)	16674,0	16674,0	16674,0	16674,0
2	Ствол шх. "Скиповая"	120850,0	78249,0	47801,0	40701,0
3	Ствол шх. "Вспомогательная"	63670,0	63670,0	35859,0	35859,0
4	Ствол шх. "Вентиляционная - 2"	52000,0	52000,0	26760,0	
5	Наклонный транспортный съезд (по проекту 1993 г)	55650,0	55650,0	55650,0	55650
6	Горизонтальные выработки (выработки II-го периода)	1650347	336138,0	552078,0	265196,0
ИТОГО		1859231	602381,0	734822,0	414080,0
7	ГПР до достижения проектной мощности	-	48840,0	-	32560,0



**Рис. 1. Схема вскрытия**

I вариант – 2000 тыс.т/год (отработка месторождения до отметки – 1000 м), II вариант – 1100 тыс.т/год и III вариант – 900 тыс.т/год (отработка месторождения до отметки – 360 м). Товарная руда по вариантам представлена в табл. 2.

Вскрытие осуществляется тремя вертикальными стволами – шх. "Скиповая", шх. "Вспомогательная", шх. "Вентиляционная - 1". В случае отработки Западного фланга участка необходима проходка дополнительного вертикального ствола, шх. "Вентиляционная - 2".

Кроме того, до гор.-40 м проходится наклонный транспортный съезд, по которому до достижения рудником проектной мощности доставляется самоходное оборудование, материалы и выводится отработанный воздух (рис. 1).

Высота этажа принята 80 м, эксплуатационные горизонты располагаются на отметках +40, -40, -120, -200, -280, -360, -440, -520, -600, -680, -760, -840, -920, -1000 м. На отметках -200, -440, -680 и -920 м

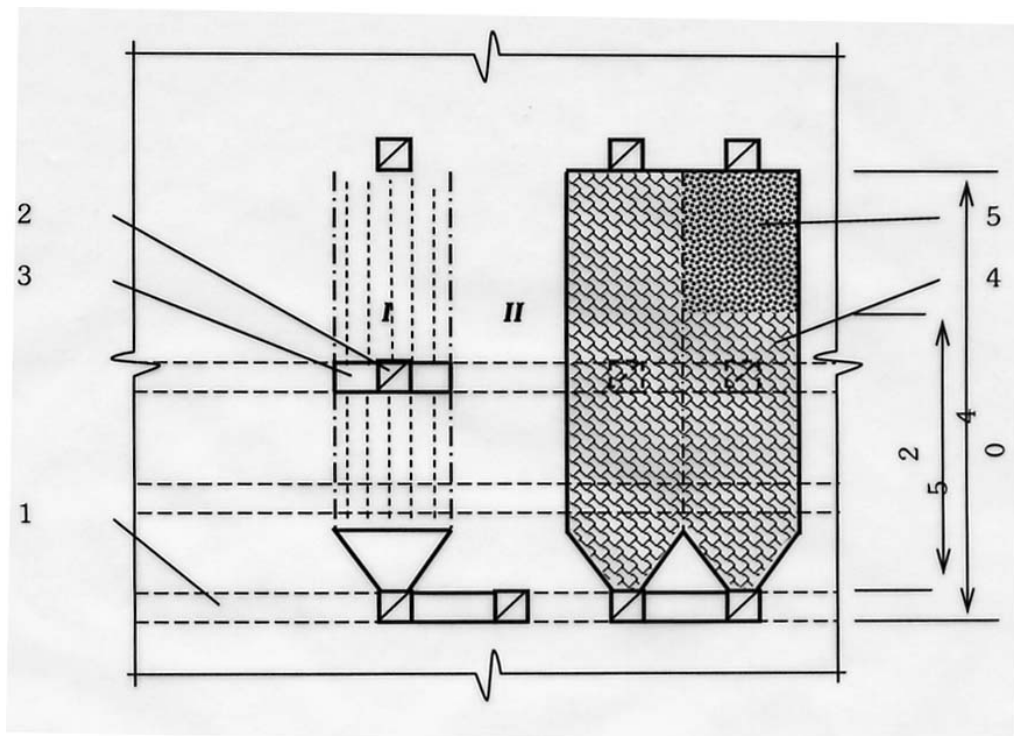
предусмотрены концентрационные горизонты.

Объемы горно-капитальных и горно-подготовительных работ приведены в табл. 3.

Для рассматриваемых горно-геологических условий рекомендовано применение нескольких вариантов систем разработки: камерные системы, подэтажного и этажного обрушения, подэтажно-камерная система с обрушением целиков и с закладкой (рис. 2).

Доставку рудной массы предлагается осуществлять ПДМ типа TORO400E с электрическим приводом, а бурение взрывных скважин буровой установкой SOLON606A также с электрическим приводом, оснащенной одним гидроперфоратором типа HL600S.

При подэтажных системах разработки этаж разбивается на два основных подэтажа высотой 40м, на которых проводятся выработки выпуска, т.е. оформляются днища камер. Длина камер составляет 40-50 м.



**Рис. 2. Подэтажно-камерная система разработки с закладкой:** **I** - первичные камеры; **II** - вторичные камеры; 1 - подэтажный штрек; 2 - горизонт подсечки; 3 - буровая выработка; 4 - бетонная закладка; 5 - твердеющая гидрозакладка.

Предлагаемый поэтапный вариант отработки месторождения и применение высокотехнологичных схем переработки рудной массы позволит сократить срок окупаемости капиталовложений.

#### **Коротко об авторе**

*Шалапин В.Н.* – кандидат технических наук, профессор кафедры «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» ЮРГТУ.

Рецензент д-р техн. наук, проф. *В.А. Полухин* кафедра «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» ЮРГТУ.

